

Ўзбекистон

KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

ISSN 2181-7383

2

№ 61

Апрел-июн 2015



НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

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

Ta'sischiilar:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya
ilmiy-tadqiqot va qidiruv - loyihalashtirish instituti
«O'zGEORANGMETLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» DK,
«O'zGEORANGMETLITI» DUK

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosarlari:

Nasirov U.F.

Tahririyat kengashi: Abduraxmonov S.A., Bekmur-
zayev B.B., Belin B.A. (Rossiya), Vorobyov A.G.
(Rossiya), Vorobyov A.E. (Rossiya), Gulyamov B.V.,
Isaxodjaev B.A., Isokov M.U., Madaminov Sh.A.,
Muxiddinov B.F., Mustakimov O.M., Popov E.L.,
Raimjanov B.R., Rakishev B.R. (Qozog'iston), Sagdi-
yeva M.G., Sanakulov K.S., Sattarov G.S., Snitka
N.P., Turesebekov A.X., Farmanov A.K., Shashenko
A.N. (Ukraina), Yusupxodjayev A.A.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot
Agentligida 2006 yil 13 dekabr kuni ro'yxatga
olingan bo'lib qayd etish guvohnomasi № 0033.
ISSN 2181-7383 № 01-22/375 ot 09. 07.2013 g.

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

210100, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi 27,
NKMK Markaziy ilmiy-tadqiqot laboratoriyasi
Tel. 8 (436) 227-69-12, 8 (436) 227-69-13,
faks 8 (436) 227-66-19

210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz

E.Romanova@cru.ngmk.uz

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

Kompyuter sahifasi:

Romanova E.Yu.

Tahliliy guruh:

Sayfiyeva H.S., Zairova F.Yu., Norov J.A.,

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

Dizayn:

Ubaydullayev Y.B., Umarov I.A.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini
yangilab boruvchi mas'ul:**

Davlatov B.R.

Chop qilindi:

NKMK bosmaxonasida

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

Nashr etishga 30.07.2015 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 500 nusxa

O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2015

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA**

Санакулов К.С., Мустакимов О.М., Эргашев У.А., Ахатов Н.А. О целесообразности применения комбинированных технологий для переработки особо упорных золотосульфидных руд.....	3
Снитка Н.П., Мислибоев И.Т., Каримов Ё.Л. Разработка энергосберегающей технологии ведения буровзрывных работ в зоне ослабления прочности горного массива на глубоких карьерах.....	7
Ракишев Б.Р., Шашенко А.Н., Молдабаев С.К., Ковров А.С. Применение многофакторных номограмм для оценки устойчивости откосов и отвалов.....	12
Воробьев А.Е., Насыров У.Ф., Ибрагимов Р.Р., Трабеллси С., Холликулов Д.Б. Выявленные наноформы золота в геогенном и техногенном минеральном сырье.....	18
Раимжанов Б.Р., Морозов В.В., Бекмурзаев Б.Б., Марков А.В. Исследование напряжённо-деформированного состояния массива при отработке крутопадающего рудного тела под охраняемой зоной.....	28
Усманов Н.С., Кривенко Ю.Н., Иркабаев У.У., Насриддинов И.Х. Перспективы развития горных работ на разрезе «Ангренский».....	32
Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Каримов Ё.Л., Нутфуллаев Г.С. Численное моделирование действия укороченного заряда с кумулятивным эффектом в массиве разнопрочных горных пород.....	35
Сапаров А.Б., Шарафутдинов У.З., Ахадов Х.Р., Икрамов Д.З. Создание искусственных водоупоров.....	38
Хатамова Д.Н., Буриев Ш.У., Халимов М.М. Способы и средства интенсификации проветривания подземных выработок при использовании самоходных комплексов в шахтах Кызылкумского региона.....	44

GEOLOGIYA / GEOLOGIYA

Исходжаев Б.А., Ишбобаев Т.Б., Тангиров А.И. Особенности проявления зоны окисления в золоторудных месторождениях гор Букан-тау и возможности их применения как критерии оценки.....	47
--	----

GEOMEKANIKA / GEOMEKANIKA

Атакулов Л.Н., Истаблаев Ф.Ф. Решение задач методом конечных элементов с помощью программного комплекса ANSYS.....	53
---	----

**METALLURGIYA VA VOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

Юсупходжаев А.А., Валиев Х.Р., Худояров С.Р., Маткаримов С.Т. Оптимизация окислительного периода выплавки стали с использованием местных материалов.....	56
Хван А.Б. Исследование процессов преддробления и галечного дробления в схемах полусамомельчения.....	59
Юнусов М.Ю., Бабаев З.К., Матчанов Ш.К., Буранова Д.Б., Хаджиев А.Ш. Кварцевые пески Угунского месторождения: методы обогащения и перспективы использования.....	64

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Кувандиков О.А. Применение конвейерного транспорта при перевозке руды до ГМЗ-2.....	67
Тошов Ж.Б. Динамическая модель поведения буровых долот на поверхности забоя скважины.....	70
Худайбердиев Ш.М. Энергоэффективное управление электроприводом погружного насосного агрегата в технологии подземного выщелачивания полезных ископаемых.....	72
Муминов Р.О., Хайдаров Ш.Б. Современное состояние и перспективы развития конструкций карьерных комбайнов для безвзрывной послыной выемки прочных пород.....	74
Ҳақбердиев А.Л. Ер ости кон ишларида ўзиюлар вагонлар электр двигателларининг ишдан чиқиш сабаблари ва уларни бартараф этиш чоралари.....	77



Научно-технический и производственный журнал издаётся с июля 1997 года

Выходит один раз в три месяца

Учредители:

Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат, Навоийский государственный горный институт, Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Насиров У.Ф.

Редакционный совет: Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А. (Россия), Воробьев А.Г. (Россия), Воробьев А.Е. (Россия), Гулямов Б.В., Исаходжаев Б.А., Исоков М.У., Мадаминов Ш.А., Муҳиддинов Б.Ф., Мустакимов О.М., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р., Ракишев Б.Р. (Казахстан), Сагдиева М.Г., Санакулов К.С., Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Туресебеков А.Х., Фарманов А.К., Шашенко А.Н. (Украина), Юсупходжаев А.А.

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г.
ISSN 2181-7383 рег. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Навои, 27, Центральная научно-исследовательская Лаборатория НГМК
Тел. 8 (436) 227-69-12, 8 (436) 227-69-13, факс 8 (436) 227-66-19
210300, г. Зарафшан, Административный корпус, Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz
E.Romanova@cru.ngmk.uz

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

Компьютерная вёрстка:

Романова Е.Ю.

Аналитическая группа:

Сайфиева Х.С., Заирова Ф.Ю., Норов Ж.А.

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

Дизайн:

Убайдуллаев Ю.Б., Умаров И.А.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:
Давлатов Б.Р.

Отпечатано:

в типографии НГМК
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 227-75-56, 8 (436) 227-80-19

Подписано в печать 30.07.2015 г.

Формат А3

Тираж 500 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2015

ELEKTROTEKHNIKA / ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Яхшиева З.З., Пирназарова С.И., Хамидова Х.М. Гибридное экстракционно-амперометрическое определение $Cu(II)$, $VI(III)$, $PD(II)$ раствором тиоацетамида..... 79

Каршибаев А.И., Эшмуродов З.О. Методический подход к прогнозированию электропотребления горных предприятий..... 82

Камалов Т.С., Тимошук Д.В., Ким Д.П., Тоиров О.З., Ташева Х.Т., Сайфуллаева Л.И., Шавазов А.А., Тошпулатов Ж.Н. Энергоаудит медеплавильного завода ОАО «Алмалыкский ГМК» и пути повышения энергоэффективности..... 84

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Кудышкин В.О., Иванова Е.К., Сарымсаков А.А., Рашидова С.Ш. О рациональном использовании возвратных технологических отходов при производстве труб из непластифицированного поливинилхлорида..... 89

Ахметов А.А. Повышение качества работы кожухов и фартуков-выравнивателей ротационных машин..... 92

Мардонов Б.Т., Назарова Н.И., Ражабов Ш.А. Исследование влияния скорости и степени деформации на упрочнение металла при их многолезвийной ротационной обработке..... 95

Шаймова З.М., Хужанов Б.К. Эффективное использование электроэнергии с применением в электростанциях газодетандерных установок 97

Муродов Н.М., Муродов Ш.М. Характеристика почв орошаемого земледелия..... 99

Турдиалиев У.М., Намазов Ш.С., Закиров Б.С., Реймов А.М., Сейтназаров А.Р., Беглов Б.М. О некоторых физико-химических свойствах аммиачной селитры с добавкой бентонитовых глин..... 101

Атауллаев А.О., Темербекова Б.М., Эргашев Ф.А. Фильтрация измеряемых величин от помех и шумов..... 106

Эгамбердиев И.П., Ахмедов Х.И., Туйбойов О.В., Жумаев А.А. Машинасозлик технологияси мутахассислик фанларини ўқитишда график дастурлардан фойдаланиш усуллари 109

Халиков У.Р., Артыков С.З., Шамиев М.Ф. Оптимизация алгоритмов векторного управления асинхронным двигателем при больших скоростях..... 112

Эгамбердиев И.П., Ахмедов Х.И., Туйбойов О.В., Жумаев А.А. Влияние плотности дислокаций вторичных контактных структур рабочих поверхностей инструмента на его износостойкость..... 115

Каюмов А.Д., Юлаева А.С. К расчету степени устойчивости склонов и откосов при проектировании автомобильных дорог..... 117

EKOLOGIYA VA TEXNIKAVIY HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Кадыров Р.Н., Магфурова М.А. От оценки воздействия на окружающую среду к стратегической экологической оценке..... 119

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Ахмедова Н.Ш., Болтаев К.Ж., Насирова М.Ш. Возможности применения метода «кейс-стади» при подготовке бакалавров в медицинском ВУЗе 123

TARIX / ИСТОРИЯ

Қаршиев Р.М., Қурбонов Х. Р. Сариев Н.Т. Зарафшон воҳасидаги қулоқлаштириш сиёсати ва амалиёти..... 125

Хайтова О.С., Нуруллаев Ж., Бердиев Н.О. Истиклол берган имконият 127

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Музаффар Пардаевич Болтаев к 55-летию со дня рождения..... 130

Лузановский Александр Григорьевич..... 131



О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОСОБО УПОРНЫХ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Мустакимов О.М., директор Центрального рудоуправления НГМК; Эргашев У.А., главный технолог Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; Ахатов Н.А., хоким г. Навои

Boshlag'ich jarayonda flotokoncentratni oksidlashni biologik sxema yordamida olib borilib, uning tarkibidagi oltingning bir qismi sul'fidan ojrtilib, erituvchi margimushning birqismi erib, keyingi qismi qattiq erimaydigan holatga aylanadi. Biologik oksidlangan mahsulot tarkibdagi qolgan margimush oksidli kuydiriladi, shu orqali tilla ajratiladi va qolgan sul'fidli oltingugurt oksidlanadi. Oksidli kuydirilgan mahsulot sorbcion cianlashga yuboriladi.

Tayanch iboralar: *uta tirgak rudalar, uglerod aralashmali modda, tabiy sorbentlar, biologik oksidlash, kuydirish, avtoklav oksidlash, tirgak rudalarni kombinatsiyalashgan texnologiya yordamida ishlov berish.*

At the initial stage, the oxidation of flotation concentrate was carried out under the bio-oxidation scheme, under which sulfide gold is disclosed; much of arsenic is dissolved and then converted into an insoluble solid. Then biooxidation product with arsenic low content is exposed to oxidizing roasting, whereby the gold is disclosed, associated with carbonic substance, remaining sulfide sulfur is oxidized. The oxidizing roasting product is further directed to sorption cyanidation of gold.

Key words: *special refractory ores, carbonic substance, natural sorbents, biological oxidation, roasting, autoclave oxidation, combined technologies for processing refractory ores.*

Современный мировой рынок золота переживает время явного дефицита минерального сырья. Запасы месторождений с высоким содержанием золота и легко извлекаемые руды в настоящее время практически истощены, а в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды, которые относятся к категории упорных и особо упорных. При этом за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию этих месторождений в текущем столетии можно обеспечить значительный прирост производства золота. Поэтому извлечения золота из технологически упорных и особо упорных руд, решение которых является актуальной научной проблемой, имеют важное народнохозяйственное значение.

Упорность золота связана чаще всего с рассеянием его в сульфидных минералах и арсенопирите, размер частиц составляет от десятков до тысячных долей микрона, в изоморфной или дисперсной форме, и поэтому оно не растворяется цианированием при стандартной технологии, без применения подготовительных операций перед цианированием. Вторая по распространенности причина упорности - наличие в руде значимых количеств углеродистого вещества, являющегося сорбентом золота, или иных природных сорбентов, которые могут сорбировать благородные металлы из цианистых растворов, увеличивая тем самым потери золота и серебра с хвостами технологического процесса [1].

Эти два фактора могут проявляться одновременно, что особо усложняет технологию переработки.

Такие руды принято называть рудами двойной упорности (double refractory ores).

Распространенность особо упорного золота значительна. Наиболее крупными и известными представителями являются руды Олимпиадинского месторождения, золотосульфидные руды Майского месторождения, руды месторождений Сухой Лог и другие (Россия), Barrick Goldstrike, Barrick Mercur, Cortez, Newmont, Carlin (США), руды месторождений Кокпатав, Даугызтау, Амантайтау, Марджанбулак и другие (Узбекистан), а также Бакырчик, Суздаль (Казахстан), Hillgrove (Австралия), Macraes (Новая Зеландия) и другие.

В последнее время наблюдается рост количества разведанных и вовлеченных в разработку месторождений упорного и особо упорного золота. В основном два фактора контролируют этот процесс в золотодобыче: открытие крупных и особо крупных месторождений упорного золота с одной, и промышленная отработка технологий окислительного обжига, автоклавного, бактериального окисления, ультратонкого измельчения и энергетического воздействия, с другой стороны.

Большинство научных разработок и публикаций последних лет в области обогащения и металлургической переработки руд благородных металлов так или иначе связаны с проблемами извлечения упорного золота. В их решении принимают участие научно-исследовательские организации, предприятия и фирмы всех стран, являющиеся основными (или просто

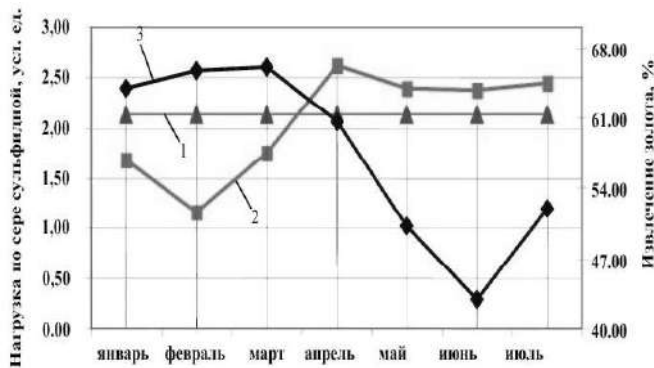


Рис. 1. Зависимость извлечения золота от нагрузки на схему биоокисления по сере сульфидной: 1- проектная нагрузка на схему биоокисления по сере сульфидной, t/сут; 2 - фактическая нагрузка на схему биоокисления по сере сульфидной, t/сут; 3 - извлечение золота, %

крупными) производителями этого металла из рудно-сырья.

В то же время необходимо понимать, что показатель извлечения золота является главным, но не единственным критерием выбора технологии переработки золотосодержащих руд и концентратов. Следует учитывать эксплуатационные и капитальные затраты, запасы сырья, географию района, наличие развитой инфраструктуры и квалифицированных кадров. Для каждого конкретного золоторудного месторождения необходимо проводить технологические исследования и технико-экономическое обоснование разработанной технологии. В мировой практике для рационального освоения золоторудных месторождений с упорными и особо упорными рудами хорошо зарекомендовала себя технология биоокисления сульфидных руд. Данная технология позволяет вовлечь в промышленную эксплуатацию месторождения упорных золото-мышьяковистых руд, переработка которых другими методами невозможна или экономически нецелесообразна, а также связана с загрязнениями окружающей среды.

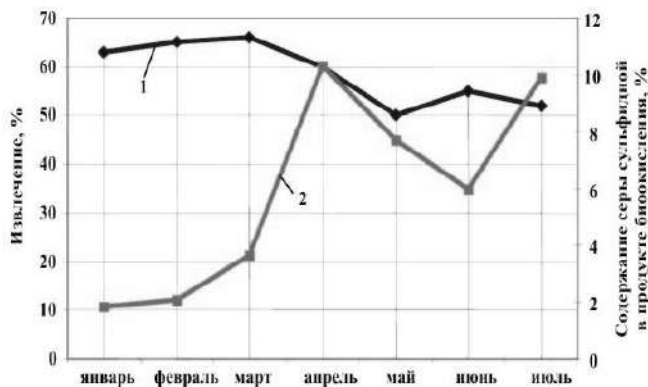


Рис. 2. Зависимость извлечения золота от содержания серы сульфидной в продукте биоокисления: 1 - извлечение золота, %; 2 - содержание серы сульфидной в продукте биоокисления, %

В соответствии с проектом строительства гидрометаллургического производства на базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау в 2008 г. завершено строительство первой очереди технологической схемы ГМЗ-3 НГМК с применением технологии бактериального окисления [2].

Новая схема переработки сульфидных руд, включала в себя рудоподготовку, флотационное обогащение, бактериальное окисление сульфидного флотационного концентрата и сорбционное цианирование продуктов бактериального окисления.

После проведения пуско-наладочных работ и вывода нового комплекса на максимальную производительность было выявлено, что достижение проектных показателей, заложенных в ТЭО, не представляется возможным в силу некоторых объективных причин:

- несоответствие жестких требований (постоянство вещественного состава перерабатываемых руд) выбранной технологии бактериального окисления и реально существующего разнообразия руд месторождений Кокпатас и Даугызтау (40 различных рудных тел), что приводит к контрастности получаемого флотоконцентрата по содержанию элементов;

- наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау золота, связанного с углеродистым веществом, которое не вскрывается по существующей технологии биоокисления;

- тесная ассоциация по типу «взаимопрорастания» сульфидов и углистого вещества;

- присутствие в продукте бактериального окисления остаточного количества элементарной серы, хорошо взаимодействующей с цианидами с образованием роданистых соединений, препятствующих сорбции золота.

Проектными решениями удовлетворительное окисление сульфидов будет осуществляться при соблюдении следующих основных показателей:

- максимальная нагрузка на действующих установках по сере сульфидной не должна превышать 214 t в сутки;

- максимальное содержание серы сульфидной во флотоконцентрате не должно превышать 21%.

Рассмотрим зависимость извлечения золота от нагрузки на схему биоокисления по сере сульфидной (рис. 1).

Из графика видно, что при превышении проектной нагрузки на схему биоокисления по сере сульфидной, что неизбежно при изменениях вещественного состава исходной руды, извлечение золота значительно уменьшается. Следовательно, превышение нагрузки на схему биоокисления по сере сульфидной, при существующих условиях, нежелательно. С увеличением нагрузки на схему биоокисления содержание серы сульфидной в продукте биоокисления линейно увеличивается и, как следствие, уменьшается извлечение золота (рис. 2).

Проведенные исследования показывают, что даже после бактериального окисления сульфидные руды месторождений Кокпатас и Даугызтау содержат до 25% не извлекаемого цианированием золота.

Согласно исследованиям института «ИРГИРЕДМЕТ» (Россия), после окисления сульфидов (месторождение Кокпатас) в продукте биоокисления остается до 14% не извлекаемого золота, из них 12% составляет углистое золото. Дальнейшие исследования показали, что доля углистого золота в сульфидных рудах месторождения Даугызтау достигает 30%. Исследования, выполненные специалистами НГМК, показали наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау углистого золота до 15% от общего.

Углеродистые образования, которые являются характерной особенностью Кокпатаских и Даугызтауских руд глубоких горизонтов, по данным рентгеноструктурных исследований представляют агрегаты тонкодисперсных частиц органики в субмикроскопическом, рассеянном состоянии, пигментирует поверхность других минералов и цементирует их. По характеру нахождения в руде оно классифицируется как рассеянное углеродистое вещество (РУВ), состоящее из растворимых (битумоидной) и нерастворимых (кероген) компонентов.

Установлено, что наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау рассеянных углеродистых образований оказывает блокирующее действие на золото и сульфиды при определенных технологических операциях. Это обусловлено тесной природной ассоциацией углеродистого вещества с золотом и сульфидами, а также образованием вторичных (техногенных) покрытий на поверхности минералов [3].

Таким образом, основными причинами низкого извлечения золота на ГМЗ-3 являются превышение нагрузки на схему биоокисления по сере сульфидной и наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау углистого золота, не извлекаемого методом бактериального окисления.

С 2009 г. на ГМЗ-3 интенсивно ведутся опытно-промышленные работы по оптимизации технологических переделов. Налажена подготовка руды к флотации в измельчительном отделении, дополнительно построена опытно-промышленная линия межцикло-вой флотации, введен в эксплуатацию опытно-промышленный узел гидроциклонирования флото-концентрата с последующим доизмельчением.

Перечисленные работы положительно отразились на технологических показателях завода, однако к кардинальному повышению извлечения золота не привели.

Для нормализации переработки сульфидных руд в условиях ГМЗ-3 необходима новая комбинированная технология окисления сульфидов, которая обеспечит стабильную работу при любых изменениях вещественного состава исходной руды, вскрывает углистое золото, не образует цианидов (поглотителей цианистого натрия) и снижает расход реагентов.

Практика работы заводов по переработке упорных золотосодержащих руд с использованием технологии биоокисления показывает, что показатели процесса сильно зависят от состава перерабатываемого сырья.

Бактериальное выщелачивание концентратов в зависимости от содержания сульфидной серы и количества присутствующего пирита протекает по-разному. Высокое содержание сульфидов в концентратах обуславливает неблагоприятные предпосылки для их бактериального выщелачивания. Даже при продолжительности выщелачивания 120-144 часа полного окисления сульфидов не достигается.

Учитывая достаточно высокую продолжительность процесса бактериального выщелачивания, невысокую степень окисления пирита и относительно невысокое извлечение золота из концентратов с высоким содержанием сульфидной серы, в мировой практике для их переработки рекомендуется комбинированная бактериально-автоклавная технология. Подтверждением сказанному является переход в 1990-1991 гг. завода Сао-Бенто (Бразилия), вступившего в строй в 1987 г. по автоклавному выщелачиванию концентратов с высоким содержанием сульфидной серы, на комбинированную технологию, включающую неполное бактериальное выщелачивание сульфидов в течение 24 часов с последующим полным автоклавным довыщелачиванием сульфидов и элементной серы. В результате применения комбинированной бактериально-автоклавной технологии достигнут прирост извлечения золота.

Комбинированная технология бактериально-автоклавного выщелачивания была выбрана также компанией «Кинросс Гоулд Корпорейшн» (Канада) для извлечения золота из пиритно-арсенопиритного концентрата месторождения Олимпиас в Греции.

Для решения проблемы эффективной переработки высокосульфидного концентрата Олимпиадинского месторождения, который в настоящее время перерабатывается с применением технологии бактериального выщелачивания, выполнены исследования по автоклавному выщелачиванию остатка биоокисления текущего производства Олимпиадинской ЗИФ. Бактериальный остаток с содержанием 6,4% сульфидной серы и 8,9% элементарной серы направлялся на автоклавное выщелачивание при температуре 225°C, парциальном давлении кислорода 0,7 МПа и общем давлении 3,25 МПа. Это позволило практически полностью доокислить сульфиды и элементарную серу, остаточное содержание которых составило 0,2 и 0,5% соответственно. При цианировании остатка автоклавного выщелачивания извлечение повысилось до 95-96% по сравнению с 86% при цианировании исходного биокека [4].

Комбинирование процессов бактериального и автоклавного выщелачивания является весьма перспективным направлением не только применительно к высоко сульфидному концентрату Олимпиадинского месторождения с содержанием серы сульфидной до

23% и более, но и к другим высоко сульфидным концентратам месторождений РФ.

Для подтверждения целесообразности комбинирования процессов бактериального и автоклавного выщелачивания применительно к переработке высоко сульфидных концентратов рассмотрены результаты исследований, выполненных в ЦНИГРИ, по бактериальному выщелачиванию упорных золотосульфидных концентратов различного состава [5].

Анализ вещественного состава более 20 технологических проб концентратов 12 месторождений (Майское, Нежданинское, Олимпиадинское, Албазино, Кючус, Змеиное, Дrajное, Попутнинское, Кутынское, Хатчан, Хатыннах, Пезинок) показывает, что исследованные пробы сильно отличаются по химическому и минеральному составу.

Высокое содержание сульфидов в концентратах месторождений Нежданинское (79,1%), Олимпиадинское (40,1) Попутнинское (89,5%) и Пезинок (56,4%), обуславливает неблагоприятные предпосылки для их прямого автоклавного и бактериального выщелачивания. Проведенные в ЦНИГРИ лабораторные, укрупненно-лабораторные и полупромышленные испытания (последние для концентратов месторождений Майское, Нежданинское, Олимпиадинское, Пезинок) показали, что бактериальное выщелачивание концентратов в зависимости от содержания сульфидной серы и количества присутствующего пирита протекают по-разному. К легко окисляемым концентратам относятся концентраты месторождений: Албазино и Кутынское. Продолжительность их биоокисления составляет 80-96 часов. Достигается высокая степень окисления сульфидов (арсенопирита 96-99%, пирита 79-94,8%). Извлечение золота в процессе цианирования остатков биоокисления составляет 97,5-98%. Повидимому, автоклавное выщелачивание этих концентратов должно протекать также хорошо, как и бактериальное.

Однако, учитывая легкую окисляемость этих концентратов с применением метода бактериального выщелачивания и значительно меньшую стоимость биопроцесса, по сравнению с автоклавным, представляется целесообразной переработка их с использованием биогидрометаллургической технологии.

Концентраты месторождений Майское Змеиное, Дrajное, Кючус, Хатчан, Хатыннах относятся к средне окисляемым, продолжительность их бактериального окисления 96-120 часов, степень окисления арсенопирита составляет 91-99%, пирита 55-93%, извлечение золота при цианировании равно 91-98%. Переработка их может осуществляться методом бактериального выщелачивания.

Биоокисление высокосульфидных концентратов Олимпиадинского, Нежданинского, Пезинок и Попутнинского протекает довольно сложно и сопровождается резким повышением кислотности (за исключением Олимпиадинского концентрата, в котором содержатся карбонаты), pH снижается до 1,0 и менее,

что ингибирует бактерии и требует добавки извести. Даже при продолжительности выщелачивания 120-144 часа не достигается полное окисление сульфидов: степень окисления арсенопирита составляет 95,4-98,5%, пирита 60-65,8% и, соответственно, извлечение золота при цианировании кека биоокисления низкое.

Как было отмечено выше, одна из причин упорности руд месторождений Кокпатас и Даугызтау – наличие в руде значимых количеств углеродистого вещества, являющегося сорбентом золота. Известные способы извлечения золота из упорного минерального сырья (автоклавное и бактериальное окисление, сверхтонкое измельчение), содержащего углеродистую составляющую, во многих случаях не обеспечивают удовлетворительных показателей. Это связано, прежде всего, с высокой стойкостью к окислению и сорбционной активностью углеродистой составляющей минерального сырья, что обуславливает большие потери золота с твердыми остатками.

Анализ данных научно-технической и патентной информации позволил сделать вывод о том, что при данной ситуации наиболее приоритетным является процесс окислительного обжига, где происходит трансформация плотных зёрен сульфидов железа в пористые оксиды, что обеспечивает хороший доступ растворителя (цианида) к внутренним включениям золота. Сдерживающими началами обжига всегда считались его «неэкологичность» (значительное количество отходов в виде трехоксида мышьяка) и необходимость создания сложных систем пыле- и газоочистки. Однако в последние годы данный процесс настолько усовершенствовался и модернизировался, что снова стал выходить на передовые позиции при переработке технологически упорных сульфидных, особенно, углисто-сульфидных золотосодержащих руд.

Учитывая положительную роль процесса биоокисления, связанную с выводом значительной части мышьяка из продукта биоокисления, специалистами НГМК были исследованы возможные комбинированные варианты окисления сульфидных концентратов. На начальном этапе окисление флотоконцентрата осуществляется по схеме биоокисления, при котором вскрывается сульфидное золото, значительная часть мышьяка растворяется и затем переводится в твердое состояние в виде нерастворимого скородита (FeAsO_4). Затем продукт биоокисления с низким содержанием мышьяка подвергается окислительному обжигу, при котором вскрывается золото, связанное с углеродистым веществом, окисляется оставшаяся сульфидная сера, уничтожаются метаболиты микроорганизмов. Далее продукт окислительного обжига направляется на сорбционное цианирование золота. Таким образом, проведенные научно-исследовательские работы полноценно дают основание считать, что при помощи обжига можно существенно поднять извлечение золота из биокека.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. Особенности технологии извлечения металла из упорных и особо упорных золотосульфидномышьяковистых руд. // Горный вестник Узбекистана - №2, 2014 г. с. 33-36.
2. Санакулов К.С., Эргашев У.А. Современное состояние и направления развития технологии биоокисления для переработки сульфидных руд на ГМЗ-3. // Горный вестник Узбекистана - №1, 2012 г. с. 48-53.
3. Санакулов К.С., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. // Ташкент. ГП НИИМР, 2014, с. 297.
4. Шнеерсон Я.М., Чугаев Л.В., Жунусов М.Т., Маркелов А.В., Дроздов С.В. Автоклавное доокисление твердого остатка биоокисления флотоконцентрата // Цветные металлы. – 2012. – №6. – с. 34-37.
5. Седелникова Г.В. Автоклавное и бактериальное выщелачивание упорных золотосульфидных руд и концентратов // Состояние и перспективы применения в отечественной промышленности / Международное совещание «Плаксинские чтения 2013». – Томск, 2013

УДК 622.235 (043.3)

© Снитка Н.П., Мислибоев И.Т., Каримов Ё.Л. 2015 г.

РАЗРАБОТКА ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ЗОНЕ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНОГО МАССИВА НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; Мислибоев И.Т., доц. каф. «Горное дело» НГГИ, канд. пед. наук; Каримов Ё.Л., зав. каф. «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института

Skvajinali zaryadlarning portlatish seriyasi orqali hosil qilingan kon massivining charchash zona o'lchamlarini aniqlash uchun kernli va seysmoakustik hamda kon jinsining suvga to'yinish usullaridan tashkil topgan kompleks usul taklif qilingan. Massivning skvajinalar soni va diametri, hamda kon jinlarining mustahkamlik hossalari bo'liq bo'lgan charchash zona o'lchamlari aniqlangan.

Tayanch iboralar: *kon massivining charchash zonasi, skvajinali zaryadlarning portlash seriyasi, kompleks metod, kernli va seysmoakustik hamda kon jinsining suvga to'yinish usullari, skvajinalar soni va diametri, mustahkamlik hossalari.*

To determine the sizes of the zone of weakening the massif strength in blasting a series of borehole charges developed a complex method based on exploration of rock massif conditions with a help of coring and seismic-acoustic methods, as well as massif water absorption method. Fixed measures of rock massif weakness zone depending on quantity and diameter of blasting borehole charges, as well as rocks strength parameters.

Key words: *zone of weakening the massif strength, blasting a series of borehole charges, complex method, coring and seismic-acoustic method and rocks water absorption method, quantity and diameter of blasting borehole, strength parameters.*

Создаваемое взрыванием серий скважинных зарядов многоцикличное воздействие взрыва на массив горных пород не ограничивается только их дроблением на отдельности, но приводит также к изменению физико-механических свойств в законтурном массиве, в частности, ослабляет массив горных пород.

Для определения зон ослабления прочности массива горных пород при взрывании серии скважинных зарядов разработан комплексный метод, основанный на исследовании состояния массива горных пород при помощи kernового и сейсмоакустического методов, а также метода водопоглощаемости массива.

Исследованиями установлены закономерности ослабления прочности горного массива и размеры зон его ослабления по высоте уступа в зависимости от количества и диаметра взрывааемых скважинных зарядов ВВ и прочностных характеристик горного массива. Исходя из этого, разработаны два новых способа ведения буровзрывных работ, позволяющих использовать эффект ослабления прочности горного массива с целью уменьшения удельного объема бурения скважин и расхода ВВ.

В результате проведенных исследований разработан новый способ ведения буровзрывных работ в зоне ослабления прочности горного массива взрывами скважинных зарядов ВВ, обеспечивающий снижение затрат удельного расхода ВВ и бурения.

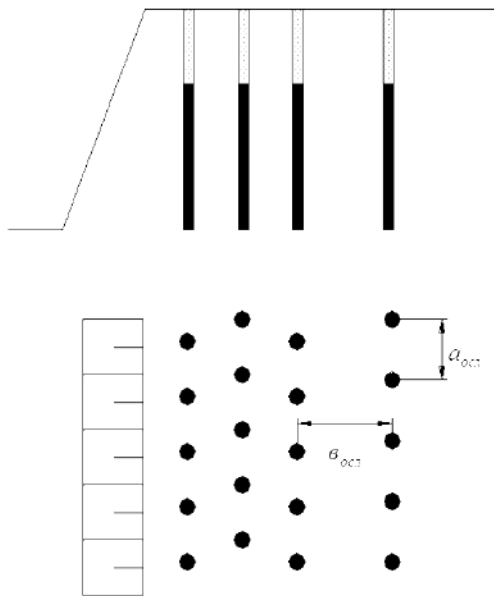


Рис. 1. Схема взрывания горных пород скважинными зарядами ВВ с использованием зон ослабления прочности массива

Реализация разработанного способа осуществляется следующим образом.

Взрываемый блок по ширине заходки делится на две части. Первая (большая часть), начиная от свободной поверхности уступа, обушивается согласно проекту буровзрывных работ карьера, вторая часть (последний ряд скважин) обушивается по увеличенной сетке (рис. 1), а время замедления взрывания для этого ряда увеличивается на 10 мс.

Расстояние между рядами скважин в зоне ослабления горного массива зависимости от диаметра и количества взрывааемых скважинных зарядов ВВ для пород

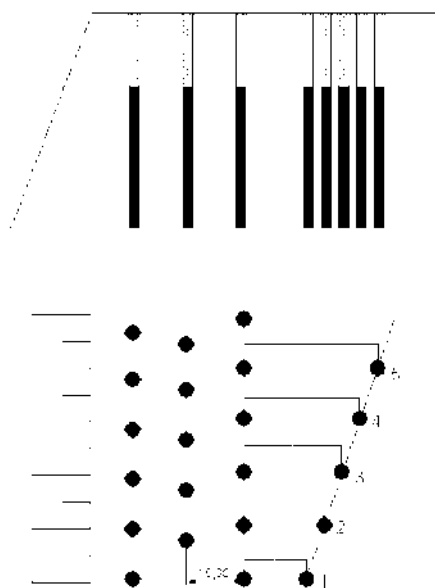


Рис. 2. Схема расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления прочности массива для установления расстояния между рядами: 1-5 – скважинные заряды ВВ

из алевротизированных сланцев определяют по формуле:

$$a_{осл} = 2,36 d (\sqrt{n} + 7,42) \text{ m};$$

для пород из граносиенита:

$$a_{осл} = 1,75 d (\sqrt{n} + 8,71) \text{ m}$$

где d – диаметр скважинных зарядов ВВ, mm;

n – число одновременно взрывааемых скважинных зарядов ВВ.

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

Установление параметров взрывных работ в зоне ослабления прочности горного массива, связанное с определением расстояний между рядами скважин и расстояний между скважинами в ряду, является важным фактором повышения эффективности буровзрывных работ. Для установления эффективных параметров буровзрывных работ в зоне ослабления прочности горного массива при различных по количеству и диаметру скважинных зарядов ВВ на карьерах Зиадинском месторождении АО «Ўзбекистон темир йўллари» были проведены пять серий опытно-промышленных взрывов.

На рис. 2 и 3 приведены схемы расположения скважинных зарядов ВВ в зонах ослабления прочности массивов для установления расстояний между скважинами в ряду ($a_{осл}$) и между рядами скважин ($B_{осл}$).

На блоке размещались скважинные заряды ВВ по типовому проекту данного рудника. Для установления расстояния между рядами скважин в зоне ослабления прочности горного массива размещались 5 экспериментальных скважинных зарядов ВВ того же диаметра на различных расстояниях от последнего ряда взрывааемой серии скважинных зарядов ВВ, схема которого приведена на рис. 2.

Эффективное расстояние между рядами скважин в зоне ослабления прочности массива устанавливалось по переработке подошвы уступа. Эти эксперименты повторялись при различных по количеству диаметров скважинных зарядов ВВ и прочностных свойствах горных пород. В результате обработки данных табл. 1 получены зависимости эффективного расстояния между рядами скважин в зоне ослабления массива от диаметра, типа забойки и количества взрывных скважинных зарядов ВВ, которые составляют:

- для пород из алевротизированных сланцев:

$$B_{осл} = 0,45 R^n, \text{ m}; \quad (1)$$

- для пород из граносиенита:

$$B_{осл} = 0,55 R^n, \text{ m}. \quad (2)$$

Подставляя вместо R^II , получим соответственно:
 - для пород из алевротитизированных сланцев:

$$B_{осл} = 2,36 d (\sqrt{n} + 7,42) \text{ м}; \quad (3)$$

- для пород из граносиенита:

$$B_{осл} = 1,75 d (\sqrt{n} + 8,71) \text{ м}. \quad (4)$$

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

Эффективное расстояние между скважинами в ряду для пород из граносиенита:

$$B_{осл} = 1,75 d (\sqrt{n} + 8,71) \text{ м}. \quad (5)$$

Для установления расстояния между скважинами в ряду в предполагаемой зоне ослабления прочности массива на различных расстояниях друг от друга в один ряд размещались экспериментальные заряды ВВ того же диаметра (рис. 3).

Эффективное расстояние между скважинами в ряду в предполагаемой зоне ослабления прочности массива устанавливалось по проработке подошвы уступа. Исследования повторялись при различных по количеству и диаметру скважинных зарядов ВВ, а также прочностных свойств горного массива.

В результате опытно-промышленных взрывов установлены зависимости расстояния между скважинами в зоне ослабления прочности массива от количества, типа забойки и диаметра взрывааемых скважинных зарядов ВВ, которые составляют:

- для пород алевротитизированных сланцев:

$$\alpha_{осл} = 0,4 R^II \text{ м}; \quad (6)$$

- для пород из граносиенита:

$$\alpha_{осл} = 0,5 R^II \text{ м}. \quad (7)$$

Подставляя значения R^II , получим соответственно:

- для пород из алевротитизированных сланцев:

$$\alpha_{осл} = 2,1(\sqrt{n} + 7,42) \text{ м}; \quad (8)$$

- для пород из граносиенитов:

$$\alpha_{осл} = 1,6d(\sqrt{n} + 8,71) \text{ м}; \quad (9)$$

Эффективность буровзрывных работ, помимо затрат на бурение и взрывание горного массива, оценивается также по достижению заданной степени дробления на основе показателей выхода негабарита и гранулометрического состава взорванной массы. Выход некондиционной горной массы относительно ее общего объема достаточно надежный и точный кри-

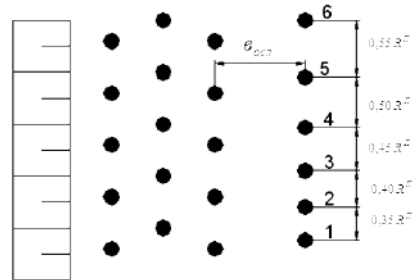
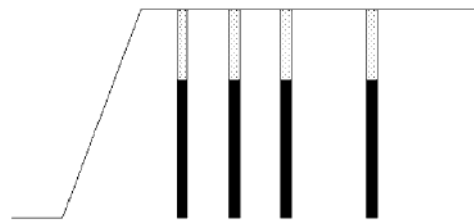


Рис. 3. Схема расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления прочности массива для установления расстояния между скважинами в ряду: 1-6 – скважинные заряды ВВ

терий оценки качества дробления в пределах одних и тех же технологических процессов. Промышленная проверка разработанных способов производилась на известковом карьере Зиадинского месторождения АО «Гранит» «Узбекистон темир йуллари».

По условиям погрузки взорванной массы наибольший размер кондиционного куска принят равным:

$$d_{\max} \leq 0,75 \sqrt[3]{V} = 0,75 \sqrt[3]{4,6} = 1250 \text{ мм} ,$$

где V – емкость ковша экскаватора, составленная 4,6 м³.

Принимая во внимание, что ввиду принятой организации работы технологического транспорта до 20% вскрыши перевозят автосамосвалами грузоподъемностью 10 т, а из оставшейся доли – большегрузными автомашинами, наибольший размер кондиционного куска равен:

$$d_{\max} \leq 0,5 \left(\sum_{i=1}^n \beta_i \frac{Q_i}{\gamma_e} \right)^{\frac{1}{3}} =$$

$$= 0,5 \left[\frac{1}{2,32} (10 \cdot 0,2 + 27 \cdot 0,5 + 40 \cdot 0,3) \right]^{\frac{1}{3}} = 1150 \text{ мм}$$

где n – количество автомашин разной грузоподъемности;

β_i - удельная доля каждого типа транспорта в общем грузообороте вскрыши в доли 0,2; 0,5; 0,3;

γ - объемный вес вскрышной породы;

Q_i - грузоподъемность автомашин, равная 10, 24 и 40 т.

Средний размер куска взрывного развала пород можно определить из формулы Годэна:

$$d_{cp} = \bar{X} = \frac{d_{\max}}{A} [1 - f(X)]^{\frac{1}{K}} = \frac{1150}{A} (1 - 0,03)^{\frac{1}{0,8}} = 400 \text{ мм}$$

где $f(x)$ – суммарный выход фракции, не превышаю-

Таблица 1

Данные гранулометрического состава взорванной горной массы контрольных и экспериментальных участков опытно-промышленных взрывов

Уча- сток	Показатели	Известковый карьер Зиадинского месторождения		
Контрольный	Высота уступа, м	12	12	12
	Глубина скважин, м	14	14	14
	Диаметр скважин, мм	125	125	214
	Количество скважин, шт:			
	в зоне ослабления прочности массива	-	-	-
	Сетка скважин м:	3,0x3,5	3,0x3,5	5,5x6,0
	в зоне ослабления массива	-	-	-
	Количество рядов, шт:	2	3	3
	в зоне ослабления прочности массива	-	-	-
	Вес ВВ в скважине, кг	85	85	252
	Объем взорванной массы, м ³ .	8820	11400	37200
	Удельный расход ВВ, кг/м ³ .	0,676	0,671	0,637
	Удельный расход бурения, м/м ³ .	0,11	0,0945	0,0303
Экспериментальный	Высота уступа, м	12	12	12
	Глубина скважин, м	14	14	14
	Диаметр скважин, мм	125	125	214
	Способы ослабления прочности массива	Взрывной	Взрывной	
	Количество скважин, шт:	68	87	96
	в зоне ослабления прочности массива	17	26	36
	Сетка скважин, м:	3,0x3,5	3,0x3,5	5,5x6,0
	в зоне ослабления прочности массива	3,5x4,0	4,0x4,0	6,5x7,0
	Количество рядов, шт:	2	2	2
	в зоне ослабления прочности массива	1	1	1
	Вес ВВ в скважине, кг	85	85	252
	Объем взорванной массы, м ³	11400	16000	55400
	Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,63	0,6	0,57
Удельный расход бурения, м/м ³	0,086	0,084	0,027	

A - констант Годэна, лежащий в пределах 1,1-1,2.

Методы измерения кусковатости горных пород детально исследованы проф. Л.И. Бароном. Наиболее представительным считается метод прямого измерения в натуре. Однако, принимая во внимание значительную организационную сложность его осуществления непосредственно на карьере расситовкой горной массы, нами в ходе исследований принят наиболее распространенный метод – фотопланиметрического анализа взрывных развалов пород, представляющий один из вариантов прямого измерения. За период наблюдения проанализировано свыше 50 фотоотпечатков поверхности развалов по известковому карьере Зиадинского месторождения.

Масштаб отпечатка определялся по масштабной ленте (маркшейдерская рейка), устанавливаемой по развалу анализируемого массива.

Гранулометрический анализ проводится при шаге интервала (фракционном классе): 0-200 мм; +201-400 мм; +401-600 мм; +601-800 мм; +801-1000 мм; +1001-1200 мм и +1200 мм. Критерием оценки качества дробления был принят выход фракций до +400 мм.

При этом средний размер отдельностей X_i определялся эквивалентной поверхностью S_i из выражения:

$$X_i = \sqrt{S_i}, \text{ мм}$$

щий размер кондиционного куска. В нашем случае выход негабарита 3%=0,03;

K - характерные параметры Годэна, находящиеся в пределах 0,7-1,2;

Средний размер фракции по узкому классу определяется среднеарифметическим значением от границ класса:

Таблица 2

Распределение гранулометрического состава исследуемых участков горного массива

Нумерация серий взрыва	Исследуемые участки горного массива	Распределение гранулометрического состава, %							Фракции +400 мм, %
		0-200	201-400	401-600	601-800	801-1000	1001-1200	1200	
1	Контрольная	45,7	25,1	12,2	8,5	5,5	2,3	0,7	13,5
	Экспериментальная	17,5	35,3	11,0	14,2	6,4	4,3	1,3	56,3
2	Контрольная	41,4	26,1	15,5	8,3	5,3	3,4	-	43,5
	Экспериментальная	12,1	35,1	23,2	15,4	8,3	5,0	0,9	54,7
3	Контрольная	42,6	26,4	14,5	7,2	5,7	3,1	0,5	41,3
	Экспериментальная	12,1	38,3	21,3	19,2	4,1	3,4	1,6	59,7

$$\bar{X}_i = \frac{1}{2}(x_i + x_{i-1}), \text{ mm}$$

Средневзвешенный диаметр по всей совокупности фракции определяется как среднее гармоническое по частным выходам ω_i фракции:

$$d_{cp} = \sum \omega_i \left(\frac{\sum \omega_i}{\bar{X}_i} \right)^{-1}, \text{ mm}$$

Программа проведения опытно-промышленных взрывов на известковом карьере Зиадинского месторождения предусматривала исследование и сравнительную оценку качества взорванной горной массы, способа отбойки с использованием зон ослабления горного массива при трех сериях экспериментальных взрывов. В каждой серии взрыва опытный блок делили на контрольные и экспериментальные участки.

Параметры взрывных работ в зоне ослабления массива на экспериментальном участке в зависимости от количества взрывааемых скважинных зарядов ВВ и их диаметра определяли по формулам (8) и (9).

В первой серии взрыва на экспериментальном участке пробурены 68 скважин диаметром 125 mm по 23 скважины в каждом ряду. В зоне ослабления массива располагали в один ряд 17 скважин того же диаметра с сеткой, увеличенной до 3,5x4,0 m вместо 3,0x3,5 m. При этом удельный расход ВВ уменьшается с 0,676 до 0,63 kg/m³ и бурение – с 0,11 до 0,086 m³.

Во второй серии взрыва на экспериментальном участке располагали соответственно 87 и 26 скважин диаметром 125 mm. В зоне ослабления массива сетка была увеличена с 3,0x3,5 m до 4,0x4,0 m. Удельный расход ВВ и бурения соответственно уменьшился до 10-12 %.

В третьей серии взрыва на экспериментальном участке было пробурено 96 скважин с диаметром 214 mm по 48 скважин в каждом ряду. В зоне ослабления массива 36 скважин того же диаметра располагали в один ряд с увеличенной сеткой до 6,5x7,0 m вместо

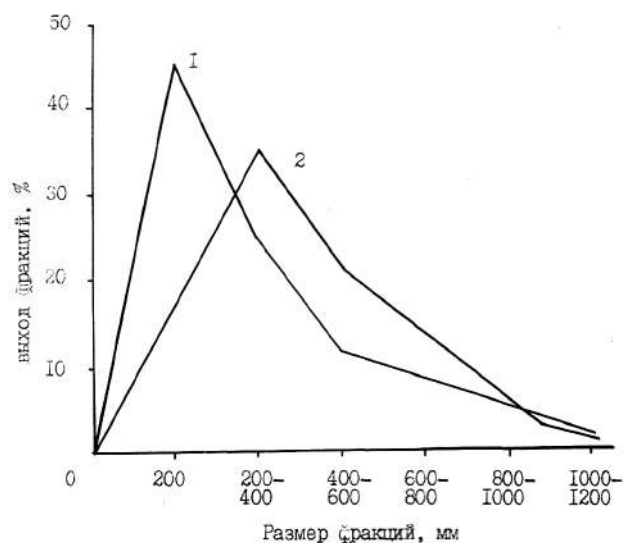


Рис. 4. Выход фракций опытно-промышленных массовых взрывов: обычный способ (1) и способ (2) с использованием зон ослабления прочности горного массива

5,5x6,0 m. При этом удельный расход ВВ уменьшился с 0,637 до 0,57 kg/m³, а удельный расход бурения – с 0,0303 до 0,027 m³.

В табл. 1 и на рис. 4 приведены данные гранулометрического состава взорванной горной массы контрольных и экспериментальных участков опытно-промышленных взрывов. Анализ результатов, приведенных в табл. 2, показывает, что при способе взрывания с использованием зон ослабления прочности горного массива по сравнению с обычным методом выход негабарита существенно не изменился, а выход фракции + 400 mm увеличился до 41-60 %.

Данные процентного выхода фракции отбойки горных пород разработанным способом с использованием усталостного ослабления горного массива на известковом карьере Зиадинского месторождения показали, что сетку скважин можно увеличить на 20-25%, а удельный расход ВВ и бурения снизить на 10-15%.

ПРИМЕНЕНИЕ МНОГОФАКТОРНЫХ НОМОГРАММ ДЛЯ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ И ОТВАЛОВ

Ракишев Б.Р., зав. каф. открытых горных работ, академик НАН РК, докт. техн. наук, проф., Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Казахстан; **Шашенко А.Н.**, проректор по международным связям, зав. каф. шахтного строительства, докт. техн. наук, проф., Национальный горный университет, Украина; **Молдабаев С.К.**, проф. каф. открытых горных работ, докт. техн. наук, проф., Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Казахстан; **Ковров А.С.**, проф. каф. шахтного строительства, доктор PhD, доц., Национальный горный университет, Украина

Kar'er pog'nasi va to'kimaning barqarorlik holatini boshqarish va oldindan aytish foydali qazilmalarni ochiq usulda qazib olishdagi havfsizlik va ishning samaradorligini ta'mirlashdagi muhim ishdir. Bugungi kunda 300ga yaqin usul ishlab chiqilgan bo'lib, ular kar'er pog'onasining turg'unligi tabiiy va texnogen faktorlar ostida o'zgarishining geomehanik holatini aniqlaydi.

Tayanich iboralar: *massiv holatini boshqarish, oldindan aytish, kar'er pog'onasi va to'kimaning barqarorligi, foydali qazilmalarni ochiq usulda qazib olishda havfsizlik va ishning samaradorligini ta'minlash, geomehanik jarayonlar, muhandislik masalalari, pog'ona va to'kima barqarorligining ko'p faktorli nomogrammasi, o'pirilish, mustahkamlik zahirasi koefficienti, Kulon-Mor mustahkamlik kriteriyasi.*

Controlling the rocks massif and prediction of quarries slope stability and dumps is one of the most important engineering tasks for reason of safety and operational efficiency in the open-pit method of mineral deposits. At the present time about 300 methods are developed, allowing to study geomechanical processes in the quarries slopes and to predict their stability with due consideration of influence the natural and techno genic factors.

Key words: *controlling the rocks massif, prediction, tasks for reason of safety and operational efficiency in the open-pit method of mineral deposits, geomechanical processes, engineering problems, multifactorial monogram of slopes and dumps stability, landslide, stability coefficient, Coulomb Mohr strength criterion.*

Нарушение устойчивости естественных склонов и техногенных откосов сопровождается смещениями значительных масс грунта в виде оползней, а также обрушениями уступов на карьерах. Последствия таких явлений связаны как с прямыми экономическими затратами на удаление обрушенных пород и стабилизации склонов, так и с более широким спектром косвенных затрат.

Методы оценки устойчивости откосов и анализа склоновых процессов делятся на две группы – анализ предельного равновесия и численное моделирование напряженно деформированного состояния. Методы предельного равновесия базируются на расчете коэффициента запаса устойчивости (КЗУ) откосов и анализе геомеханического состояния массива вдоль плоской или круглоцилиндрической поверхности скольжения. При этом тип обрушения откоса обусловлен геометрическими параметрами и геологическими характеристиками склона. Численное моделирование предполагает анализ напряжений и деформаций, имеющих место в приоткосной области массива пород, а также сравнение напряжений в откосе с прочностью горных пород.

Анализ современных инженерных методов, базирующихся на различных подходах к оценке устойчивости откосов, представляет практический интерес для анализа физико-механических процессов, имеющих место в породном или грунтовом массиве. Результаты численного моделирования, интегрирован-

ные в номограммы устойчивости откосов, позволяют выполнять геомеханический прогноз оползнеопасных ситуаций и управлять состоянием массива горных пород.

Основные методические подходы к оценке устойчивости откосов. Методы оценки устойчивости и проектирования откосов являются общими как для объектов открытой разработки месторождений полезных ископаемых, так и для гражданского строительства. Основной особенностью всех методов проектирования откосов и анализа их состояния является феномен потенциального сдвижения массива пород по дискретной поверхности скольжения. Если силы сдвига (силы смещения) в массиве больше, чем прочность пород на сдвиг (силы сопротивления) вдоль этой поверхности, то откос находится в неустойчивом состоянии. В результате часть массива смещается и этот процесс может быть как внезапным, так и долговременным явлением.

Основным критерием оценки состояния как природных, так и техногенных массивов, в общем случае, является коэффициент запаса устойчивости (КЗУ). В наиболее общем виде, применительно к оценке устойчивости открытых горных выработок, величину КЗУ можно представить как отношение удерживающих M_{y0} и сдвигающих $M_{сдв}$ сил по предполагаемой линии (поверхности) скольжения: $KЗУ = M_{y0}/M_{сдв}$. Возможны три состояния приоткосного (прибортового) участка породного массива: при

$KЗУ > 1$ откос устойчив, $KЗУ = 1$ соответствует предельно устойчивому состоянию в момент инициации оползня, переходящему в состояние обрушения при $KЗУ < 1$. Предполагается, что область породного массива, в которой участок $KЗУ = 1$, идентифицирует потенциальную поверхность скольжения, по которой обрушается массив. Поэтому основной инженерной задачей оценки откосов является выявление факторов, влияющих на устойчивость приоткосного массива пород, и определение $KЗУ$ с учетом геометрических параметров уступа и комплекса горно-геологических факторов [1].

Принимая во внимание эти концепции, устойчивость откосов можно характеризовать по следующим параметрам [2]:

(а) *Коэффициент запаса устойчивости, $KЗУ$* – устойчивость склона, рассчитанная по предельному состоянию откоса, находящемуся в устойчивом состоянии, при $KЗУ > 1$;

(б) *Деформация – Обрушение* рассчитывается по начальным деформациям достаточно большим по значению и прогрессирующим во времени с целью определения условий возможного обрушения откоса при влиянии внешних факторов для обоснования допустимых и безопасных операций на уступе;

(с) *Вероятность обрушения* рассчитывается по определенному закону распределения набора прочностных и деформационных характеристик в каждой точке породного массива, определяющих удерживающие и сдвигающие силы, которые выражаются в виде вероятностных распределений;

(д) *Показатель «нагрузка-сопротивление»* связан с расчетом устойчивости породного массива как функции сопротивления пород внешним нагрузкам.

В настоящее время расчет $KЗУ$ является наиболее общим методом проектирования откосов, поскольку существует широкий опыт его применения для различных видов горно-геологических условий, как для пород, так и для грунтов. Более того, обоснованы значения $KЗУ$ для откосов различных профилей и анализ их устойчивости при разработке месторождений полезных ископаемых и в гражданском строительстве. Для объектов открытой разработки месторождений $KЗУ$ обычно варьирует в пределах 1.2 – 1.4 и рассчитывается по одному из принятых критериев предельного состояния склона или на основании геомеханического анализа напряженно-деформированного состояния массива и возникновения чрезмерных деформаций в откосе посредством численного моделирования.

Формулирование целей и постановка задач.

Цель работы заключается в анализе современных методов расчета устойчивости естественных склонов и техногенных откосов. Задачами работы являются следующие:

1. Анализ существующих методов расчета откосов, основанных на гипотезах плоской и круглоци-

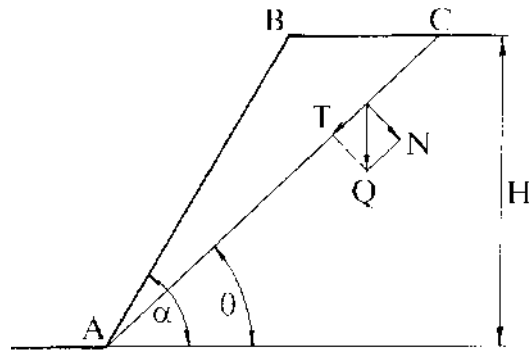


Рис. 1. Схема к расчету устойчивой высоты уступа по П.М. Цимбаревичу

линдрической поверхности скольжения. 2. Построение многофакторной номограммы устойчивости откосов по результатам численного моделирования для условий разреза Майкубенский (Республика Казахстан).

Методы расчета откосов, основанные на гипотезе плоской поверхности скольжения.

Самым простым допущением в отношении формы потенциальной поверхности скольжения является плоскость. На рис. 1. представлена схема откоса с плоской поверхностью скольжения. П.М. Цимбаревичу принадлежит одно из первых решений задачи по определению предельной высоты уступа согласно ниже приведенной расчетной схеме [1].

Предполагается, что однородный массив имеет сопротивление пород разрыву, равное нулю. Сдвигание блока ABC шириной равной единице происходит по плоскости, а AC - след этой плоскости. Сдвигающей является проекция силы веса T призмы ABC на линию AC, удерживающими - силы сцепления C и трения $Ntg\rho$ вдоль линии AC.

В общем виде условие равновесия пород по поверхности сдвигания AC имеет вид:

$$Q \sin \theta = Qtg\rho \cos \theta + cl, \tag{1}$$

где l - длина линии скольжения AC;

θ - угол наклона поверхности скольжения;

C - сцепление;

ρ - угол внутреннего трения пород откоса.

Величины, входящие в уравнение (1), определяются как:

$$Q = \frac{1}{2} \gamma H^2 (ctg\theta - ctg\alpha), \tag{2}$$

$$l = \frac{H}{\sin \theta}, \tag{3}$$

где H – высота откоса;

α - угол наклона откоса поверхности;

γ - объемный вес.

Подставляя в уравнение (1) значение входящих в него величин (2) и (3), получим:

$$\frac{1}{2} \gamma H (ctg\theta - ctg\alpha) (\sin \theta - \cos \theta tg\rho) = \frac{C}{\sin \theta}. \tag{4}$$

Выполним следующее преобразование:

$$ctg\theta - ctg\alpha = \frac{\sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \sin \theta}, \tag{5}$$

$$\sin \theta - \cos \theta \operatorname{tg} \rho = \cos \theta \frac{\sin(\theta - \rho)}{\cos \theta \cos \rho}. \quad (6)$$

С учетом этих зависимостей приходим к уравнению равновесия:

$$\frac{1}{2} \gamma H \frac{\sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \sin \theta} \times \frac{\sin(\theta - \rho)}{\cos \rho} = \frac{C}{\sin \theta}. \quad (7)$$

Решая уравнение (7) относительно H , получим:

$$H = \frac{2C}{\gamma} \times \frac{\sin \alpha \cos \rho}{\sin^2(\alpha - \rho)}. \quad (8)$$

Для вертикального откоса при $\alpha = 90^\circ$, имеем:

$$H_{90} = \frac{2C}{\gamma} \times \frac{\cos \rho}{\sin^2\left(\frac{90^\circ - \rho}{2}\right)}. \quad (9)$$

Подобное выражение для высоты вертикального обнажения откоса предложено в формуле В.В. Соколовского - И.А. Симвулиды, выведенной из условия предельного равновесия при прямолинейной огибающей кругов напряжений Мора:

$$H_{90} = \frac{2c}{\gamma} \operatorname{ctg}\left(\frac{90^\circ - \rho}{2}\right). \quad (10)$$

Методы расчета откосов, основанные на гипотезе криволинейной поверхности скольжения. Методы круглоцилиндрической поверхности скольжения широко описаны в технической литературе и часто применяются для оценки устойчивости откосов. Существует множество разновидностей данного метода, такие, как шведский метод отсеков, метод В. Феллениуса, шведский метод круглоцилиндрических поверхностей скольжения, метод Терцаги, метод Терцаги-Крея, метод Петтерсона, метод вертикальных элементов, метод Иванова - Тейлора, метод Свена-Гультена, метод весового давления и т. д.

Методы расчета откосов, основанные на криволинейной поверхности скольжения, можно подразделить на две группы. К первой относятся методы, в которых форма поверхности сдвига определяется в ходе решения задачи. Это известные аналитические и графоаналитические решения Г.Л. Фисенко, Ю.И. Маслова, В.В. Соколовского в уточненной редакции И.С. Мухина и А.И. Сраговича, Н.Н. Маслова, Фелениуса и др.

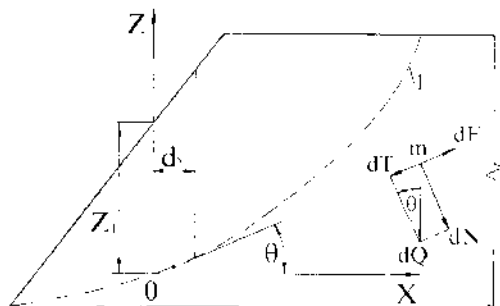


Рис. 2. Расчетная схема к определению положения экстремальной поверхности сдвига

В методах второй группы криволинейная форма поверхности принимается заранее, а сам метод сводится к алгоритму построения этой поверхности. Одной из первых в этой области были работы К. Терцаги.

Ю.М. Соловьев предложил метод, основанный на принятии модели гипотетического грунта, особенностью которого является предположение о том, что в вертикальных плоскостях породного массива отсутствуют нормальные напряжения и, следовательно, между вертикальными блоками, на которые условно разбита призма возможного обрушения, отсутствуют силы трения. Задача сводится к определению экстремальной поверхности сдвига, то есть такой поверхности, вдоль которой сопротивление сдвигу будет наименьшим. Расчетная схема приведена на рис. 2.

Рассматривается условие равновесия точки m , лежащей на экстремальной поверхности сдвига:

$$dT_i - dF_i = a, \quad (11)$$

где a - некоторая очень малая величина. Определим входящие в уравнение (11) величины

$$dT_i = \gamma Z_i \sin \theta dx, \quad (12)$$

$$dF_i = \gamma Z_i \operatorname{tg} \rho \cos \theta dx + C \frac{dx}{\cos \theta}. \quad (13)$$

Тогда общее уравнение равновесия примет вид:

$$\gamma Z_i (\operatorname{tg} \rho \cos \theta - \sin \theta) dx + C \frac{dx}{\cos \theta} = a. \quad (14)$$

Угол наклона поверхности сдвига определяется таким образом, чтобы величина a была минимальной ($a \rightarrow \min$). Для этого уравнение (14) дифференцируется по переменной θ и полученное выражение приравнивается нулю:

$$\frac{da}{d\theta} = -\gamma Z_i (\operatorname{tg} \rho \sin \theta + \cos \theta) dx + \frac{\sin \theta}{\cos^2 \theta} dx = 0. \quad (15)$$

Из соотношения (15) получим уравнения экстремальной поверхности сдвига:

$$\frac{C}{\gamma Z_i} = (\operatorname{tg} \rho + \operatorname{ctg} \theta) \cos^2 \theta. \quad (16)$$

Для построения поверхности сдвига этим методом, который часто называют «методом отсеков», необходимо знать начальное значение Z_i и от точки к точке определить положение поверхности скольжения. Коэффициент устойчивости откоса по Ю.И. Соловьеву представляет собой отношение работ удерживающих и сдвигающих сил на перемещениях, которые для всех отсеков имеют одинаковую горизонтальную составляющую.

К. Терцаги впервые был предложен графоаналитический метод, суть которого состоит в предположении, что поверхность сдвига является круглоцилиндрической, расчет производится методом приближения, состоящим в повторении расчетов для нескольких возможных поверхностей скольжения. Наиболее опасной (экстремальной) будет поверхность, для которой коэффициент устойчивости будет минимальным.

Сущность метода состоит в следующем. На разрезе откоса, который вычерчивается в определенном масштабе, наносится ряд возможных цилиндрических поверхностей скольжения (рис. 3, а), каждая из которых обеспечивает определенный, пока неизвестный, коэффициент запаса прочности K_i . Длина возможных поверхностей скольжения вдоль фронта работ принимается равной единице. Каждая из очерченных призм скольжения разбивается на вертикальные отсеки одинаковой ширины b (рис. 3, б).

Вес каждого отсеков Q_i раскладывается на составляющие

$$T_i = Q_i \sin \alpha \quad \text{и} \quad N_i = Q_i \cos \alpha.$$

Для определения коэффициента устойчивости откоса K_i рассматривают соотношение моментов сил, действующих относительно точки О:

$$K_i = \frac{M_y}{M_c}, \quad (17)$$

где M_y - момент сил, удерживающих откос от сползания;

M_c - момент сил, сдвигающих откос.

Момент сил, удерживающих откос, равен:

$$M_y = ClR + \sum_i^n N_i \operatorname{tg} \rho R, \quad (18)$$

где C – сцепление;

ρ – угол внутреннего трения;

l – длина дуги;

R – радиус поверхности скольжения.

Момент сил, сдвигающих откос, равен:

$$M_c = \sum_i^n T_i R. \quad (19)$$

С учетом полученных соотношений получим формулу для определения коэффициента устойчивости откоса:

$$k = \frac{Cl + \operatorname{tg} \rho \sum_i^n Q_i \cos \alpha_i}{\sum_i^n Q_i \sin \alpha_i}. \quad (20)$$

Графоаналитический метод Терцаги дает удовлетворительные результаты для сравнительно однородных и неоднородных пород [1].

К настоящему времени при оценке устойчивости карьерных откосов широкое распространение получили расчетные методы и схемы Г.Л. Фисенко и последователей его научной школы (методы ВНИМИ).

Метод касательных напряжений, разработанный Г.Л. Фисенко на основе теории предельного равновесия сыпучей среды, позволяет определить поверхность скольжения в однородном массиве для условий плоского откоса.

Порядок выполнения расчета для оценки устойчивости откоса иллюстрирует рис. 4, а. В выбранном масштабе отстраивают развертку расчетной поверхности скольжения, на которой в соответствующих

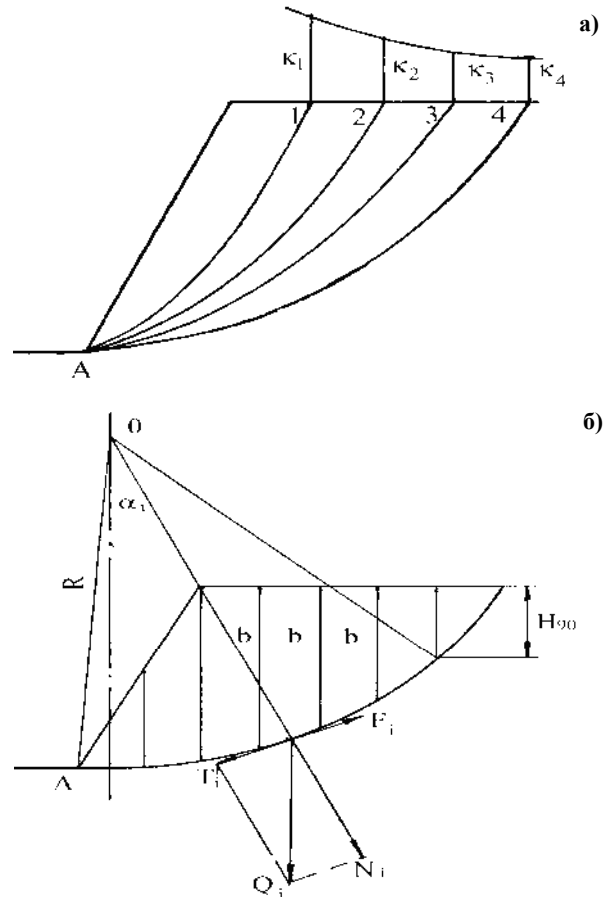


Рис. 3. Схемы к расчету устойчивости откосов по К. Терцаги

точках (середине элементарного участка поверхности скольжения) восстанавливают ординаты, равные действующим касательным напряжениям и сопротивлениям сдвигу.

Определяют сдвигающие касательные напряжения: $\tau_{co} = 1/2 h_i \gamma \sin^2 \alpha_i$,

где h_i - высота породного отсека в расчетной точке поверхности скольжения;

γ - плотность пород;

α_i - угол наклона поверхности скольжения.

Сопротивление пород сдвигу (удерживающее касательное напряжение τ_{yo}) определяется на графике сопротивления сдвигу по величине нормального напряжения $\sigma_n = h_i \gamma \cos^2 \alpha_i$. Концы ординат соединяются плавными кривыми и рассчитывают площади фигур, ограниченных этими кривыми и осью абсцисс.

Удобна также графическая интерпретация метода касательных напряжений (4, б). В контуре откоса отстраивают одним из известных способов поверхность скольжения и разбивают призму возможного обрушения на элементарные блоки, количество которых начинают из условия аппроксимации кривой скольжения прямолинейными отрезками.

В пределах каждого элементарного блока проводят нормаль к отрезку поверхности скольжения, от-

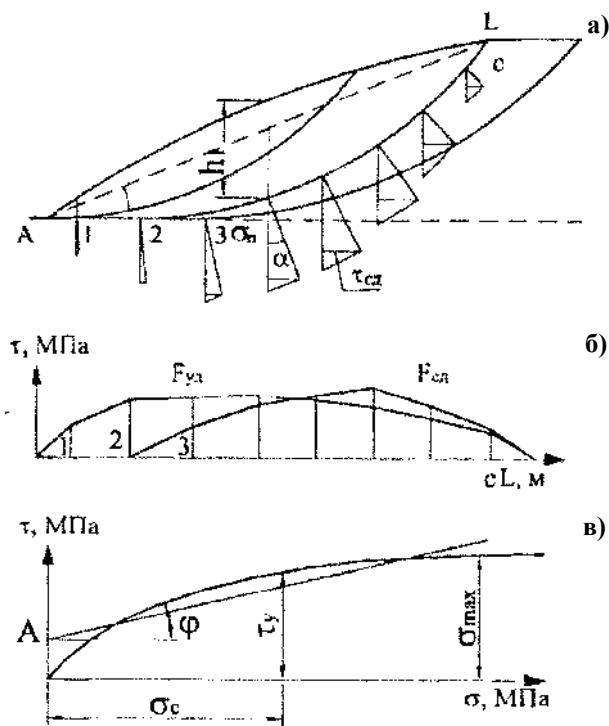


Рис. 4. Схема устойчивости откоса методом «касательных напряжений»: а - расчетный профиль; б - эпюры удерживающих и сдвигающих напряжений в откосе; в - паспорт прочности пород

кладывают вертикально направленный вектор γh , восстанавливают из его конца перпендикуляр на направление нормали и из полученной точки опускают перпендикуляр на вектор γh . Стороны образованного треугольника составляют векторы τ_{cd} и σ_n . По величине вектора σ_n определяют с использованием графика $\tau = f(\sigma_n)$ величину удерживающего касательного напряжения τ_{y0} . Последний этап включает в себя построение на развертке кривой скольжения эпюр касательных τ_{cd} и τ_{y0} , расчет площадей соответствующих фигур и определение коэффициента запаса устойчивости [3].

Многофакторная номограмма расчета устойчивости откосов. Номограммы устойчивости откосов получили широкое применение для быстрого определения коэффициента запаса устойчивости склонов. Эти номограммы разрабатываются применительно к конкретным горно-геологическим условиям объекта открытой разработки или гражданского строительства посредством многочисленных операций вычисления значений КЗУ. В номограмму включены безразмерные параметры, состоящие из соотношений между КЗУ и объемным весом, углом внутреннего трения, сцеплением, высотой и углом наклона откоса.

Установлено, что эти номограммы дают значения КЗУ с большой надежностью, отражая условия устойчивости откоса при заданных геомеханических параметрах, для которых был рассчитан коэффициент запаса. Действительно, точность расчета КЗУ по но-

мограммам обычно выше, чем точность при определении прочности и сопротивления пород на сдвиг.

Применение номограмм устойчивости откосов, представленных в литературных источниках [3] основано на анализе геомеханического состояния массива пород при соблюдении следующих требований:

(а) материал, из которого сложен откос, является гомогенным, с одинаковыми характеристиками сопротивления пород сдвигу вдоль всей поверхности скольжения;

(б) сопротивление пород сдвигу τ для конкретного материала характеризуется показателем сцепления: c и углом внутреннего трения φ , которые связаны известным уравнением $\tau = c + \sigma \tan \varphi$ (критерий прочности Мора-Кулона);

(в) обрушение происходит по круглоцилиндрической поверхности скольжения, которая проходит через подошву откоса;

(г) вертикальная трещина от натяжения возникает на верхней поверхности или на поверхности откоса;

(д) местонахождение вертикальной трещины от натяжения и поверхности скольжения являются такими, что КЗУ откоса является минимальным для рассматриваемых геометрических параметров откоса и гидрогеологических условий;

(е) гидрогеологические условия откоса варьируют от дренированного до полностью водонасыщенного состояния с сильным водопритоком;

(ж) номограммы круглоцилиндрического разрушения откоса оптимизированы для пород с объемным весом до 18.9 кН/м^3 .

При увеличении плотности пород значения КЗУ повышается, а при меньших значениях плотности КЗУ уменьшается. Для конкретных горно-геологических условий может потребоваться детальный анализ устойчивости откосов, поскольку плотность пород отличается от значения 18.9 кН/м^3 .

Для использования номограмм устойчивости откосов с целью вычисления КЗУ необходимо выполнить следующие операции.

Шаг 1: Выбрать прочностные свойства материала однородного массива, слагающего откос.

Шаг 2: Рассчитать значения безразмерных параметров $c/(\gamma H \tan \varphi)$ и найти это значение на внешней круговой шкале номограммы.

Шаг 3: Провести радиальную линию из точки, найденной на круговой шкале из шага 2 до пересечения с кривой, соответствующей углу наклона откоса.

Шаг 4: Найти соответствующее значение $\tan \varphi/FS$ или $c/(\gamma H FS)$, из которых можно определить КЗУ.

Комплексная оценка влияния факторов, определяющих геомеханическую устойчивость откосов, позволила разработать номограмму для расчета КЗУ и рациональных геометрических параметров вскрышных уступов, сложенных суглинками, для условий Майкубенского разреза (рис. 5). В номограмме интегрированы как геометрические параметры уступа, так

и основные физико-механические характеристики породного массива, что позволяет оперативно определять КЗУ для выбранного участка открытых горных работ без трудоемких расчетов и моделирования. При этом свойства пород сведены к безразмерному виду по аналогии с предлагаемой дуговой номограммой Хосека-Брэя [3].

При наличии исходных данных прочностных свойств вмещающих пород, полученных расчетным способом или в результате лабораторных испытаний, можно определить с достаточной точностью условия устойчивого состояния откосов уступов, сложенных мягкими вскрышными породами.

Для построения номограммы выполнен расчет КЗУ для откосов с углами наклона 35°, 45° и 55°. Порядок пользования номограммой следующий.

Пример 1. Требуется определить высоту уступа при рекомендуемом угле откоса $\alpha = 55^\circ$, чтобы обеспечить КЗУ = 1,3 для следующих прочностных характеристик породного массива: плотность $\gamma = 17,0$ кН/м³, угол внутреннего трения $\varphi = 24^\circ$ и сцепление $C = 35$ кПа.

По заданным значениям прочностных свойств пород вычисляется значение безразмерного параметра на вертикальной оси $\text{tg}\varphi / \text{КЗУ} = 0,445 / 1,3 = 0,343$ и проводится горизонтальная линия до пересечения с кривой, соответствующей $\alpha = 55^\circ$ (рис. 5).

Если из точки пересечения опустить перпендикуляр к горизонтальной оси, то в точке пересечения получается соответствующий безразмерный параметр $C / \gamma * H * \text{КЗУ} = 0,07$.

Отсюда, определяется высота устойчивого уступа при заданном КЗУ: $H = 35 \text{ кПа} / 17,0 \text{ кН} / \text{м}^3 * 1,3 * 0,07 = 22,6 \text{ м}$.

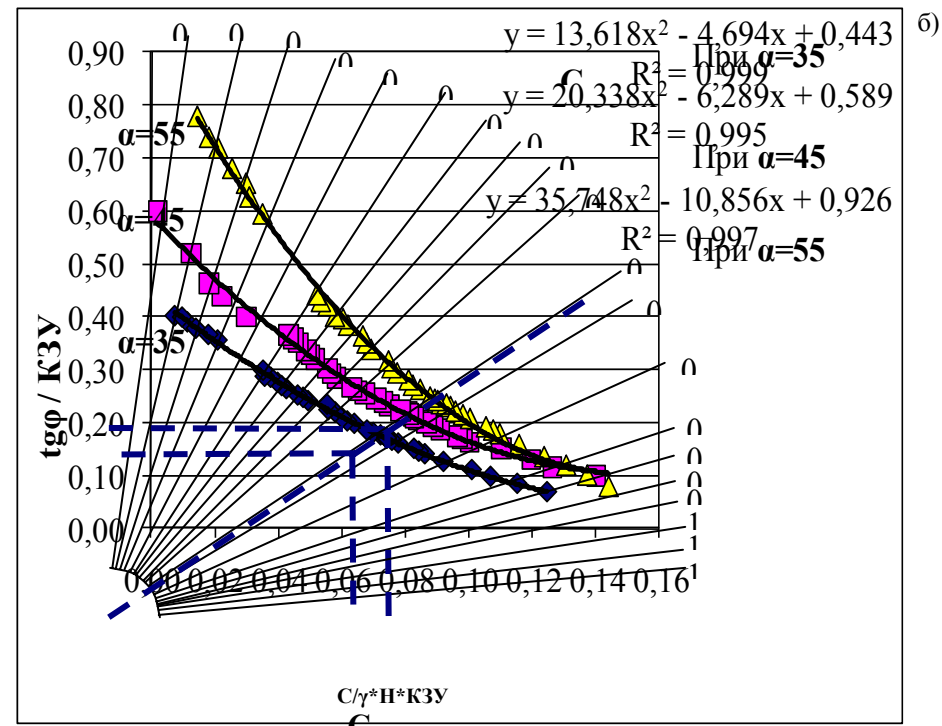
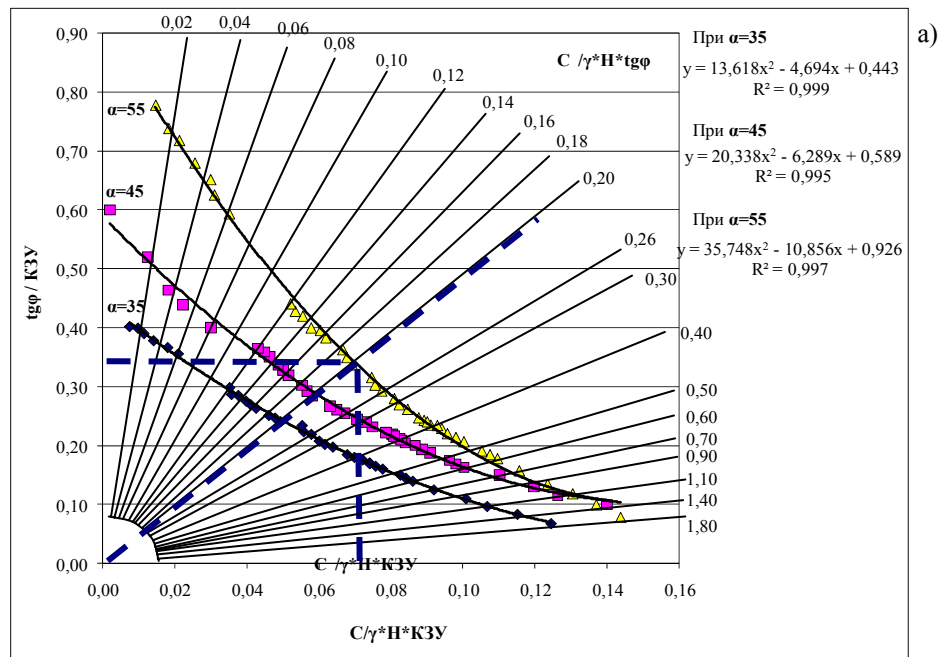


Рис. 5. Номограмма для определения устойчивых параметров откосов уступов : а) пояснение к примеру 1; б) пояснение к примеру 2

На дуговой оси находится соответствующее значение безразмерного параметра $C / \gamma * H * \text{КЗУ} = 0,21$.

Пример 2. Оценить, как изменится КЗУ откоса в результате его выполаживания с 55° до 45° при высоте уступа $H = 20 \text{ м}$ и следующих физико-механических характеристиках породного массива: плотность $\gamma = 18,6 \text{ кН} / \text{м}^3$, угол внутреннего трения $\varphi = 24^\circ$ и сцепление $C = 44 \text{ кПа}$ (рис. 6).

На дуговой оси определяется соответствующее значение безразмерного параметра $C/\gamma \cdot H \cdot \operatorname{tg} \varphi = 44 \text{ kPa} / 18,6 \text{ кН/м}^3 \cdot 20 \text{ м} \cdot \operatorname{tg} 24^\circ = 0,27$.

Из этой точки проводится отрезок к началу координат и на пересечении с кривыми для $\alpha = 55^\circ$ и $\alpha = 45^\circ$ вычисляются значения безразмерных параметров $C/\gamma \cdot H \cdot K_{3У}$ и, соответственно, значения $K_{3У}$. Так, для $\alpha = 55^\circ$ значение $C/\gamma \cdot H \cdot K_{3У} = 0,078$, откуда $K_{3У} = 1,52$; для $\alpha = 45^\circ$ значение $C/\gamma \cdot H \cdot K_{3У} = 0,067$, откуда $K_{3У} = 1,77$.

Построенная номограмма является также полезным инструментом для определения предельных значений сцепления и угла внутреннего трения мягких вскрышных пород с целью достижения требуемого значения $K_{3У}$.

Выводы. Несмотря на значительное разнообразие методов расчета устойчивости откосов с допущением круглоцилиндрической поверхности скольжения, ос-

новным недостатком является их применимость в случае, когда склон сложен однородными мягкими породами.

В реальных горно-геологических условиях при разработке месторождений открытым способом прибортовой массив подвержен комплексному воздействию природных и техногенных факторов, что требует разработки более совершенных алгоритмов и методических подходов к оценке устойчивости откосов.

Применение номограмм устойчивости откосов является ценным инженерным инструментом для комплексной геомеханической оценки прибортовых массивов пород, позволяющим достаточно точно определять оптимальные углы наклона откосов и выбирать рациональные геометрические параметры уступов с учетом геологических, гидрогеологических и технологических факторов.

Список литературы:

1. Шашенко А.Н. Механика горных пород / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.
2. Duncan C. Wyllie & Christopher W. Mah (2005). *Rock Slope Engineering: Civil and Mining*. 4th ed. Taylor & Francis e-Library, London and New York.
3. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ / А.М. Гальперин. - М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2003. - 473 с.

УДК 622.342

© Воробьев А.Е., Насыров У.Ф., Ибрагимов Р.Р., Трабелсси С., Холикулов Д.Б. 2015 г.

ВЫЯВЛЕННЫЕ НАНОФОРМЫ ЗОЛОТА В ГЕОГЕННОМ И ТЕХНОГЕННОМ МИНЕРАЛЬНОМ СЫРЬЕ

Воробьев А.Е., зав. каф. «Нефтепромысловая геология, горное и нефтегазовое дело» РУДН, докт. техн. наук, проф.; **Насыров У.Ф.**, зав. каф. «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Ибрагимов Р.Р.**, асс. каф. «Нефтепромысловая геология, горное и нефтегазовое дело» РУДН; **Трабелсси С.**, соискатель каф. «Нефтепромысловая геология, горное и нефтегазовое дело» РУДН; **Холикулов Д.Б.**, декан Алмалыкского горно-металлургического факультета НГИ, канд. техн. наук, доцент

Oltin tarkibli ruda va sochma, geogenli va texnogenli oltin tarkibli konlarida uchraydigan nanobo'lakli oltinning topilishi ushbu metallning homashyo bazasini jiddiy oshishiga olib kelib, nanobo'laklar tarkibini yanada chiqur aniqlash boyitishning effektiv texnologiyasini yaratishga olib keladi.

Tayanch iboralar: *oltinning nanobo'lagi, oltin tarkibli rudalar, rudali va sochma kon, mineral-homashyo bazasi, boyitishning effektiv texnologiyasini yaratish, agregatlar, parda, konuslar, trubka, yo'qotishlar.*

Identified gold nanoparticles on most gold ores and alluvial, geogenic and technological deposits allow significantly expand the existing mineral resources base of this metal, and the detailization of its possible nanoforms, will assure the processing of effective technologies of its enrichment.

Key words: *gold nanoparticles, gold ores, ores and alluvial deposits, mineral resources base, processing of efficient enrichment technology, aggregates, films, cones, tubes, losses*

В разведанных к настоящему времени рудных месторождениях, содержащееся в их рудах золото может находиться в нескольких видах: самородном,

минеральном и рассеянном состоянии. Последнее представлено, как правило, субмикроскопическими (коллоидными) частицами или входит в кристалличе-

скую матрицу различных сульфидов и дано в специальной литературе через термин «невидимое» золото.

Понятие «невидимое» золото относится к тонкодисперсному золоту, не выявляемому оптическими методами: коллоидальному, кластерному или химически связанному в сульфидах (ИГЕМ, 2007).

«Невидимое» золото (нанозолото) оказалось широко распространено в сульфидах как собственно золоторудных, так и колчеданных, медно-порфириновых и медно-никелевых месторождений.

В частности, «невидимое» золото в основном связано с сульфидными рудами, где представлено, как правило, фракцией мелкодисперсного арсенопирита (максимальные содержания золота в игольчатой его разновидности достигают первых килограммов на тонну – например, арсенопирит Майского месторождения /Россия/ содержит 690 g/t золота) и тонкозернистого пирита (ИГЕМ, 2007).

Так, по данным мессбауеровской спектроскопии в большинстве золотосульфидных месторождений вкрапленных руд золото находится в арсенопирите в химически связанном виде (в его структуре) или в металлическом состоянии (в виде наночастиц).

Кроме этого, значительное количество нано размерного золота оказалось сконцентрировано в железо- и свинецсодержащих минералах аллювиальных и техногенных россыпей [2].

Здесь (наряду с традиционными минералами-концентраторами золота) были выявлены и довольно необычные минералы, содержащие золото нано размерного уровня: рутил, монацит и галенит.

К настоящему времени экспериментально (инструментальными методами) установлено, что доля самородного (крупного, видимого) золота в рудах различных золоторудных месторождений редко превышает 30%, а его основную часть (рис. 1) представляет так называемое «невидимое» (ионное и кластерное) золото (Воробьев, 2011; Матвиенко и др., 2004).

К тому же, в тонкодисперсной массе, покрывающей значительную часть поверхности обычных

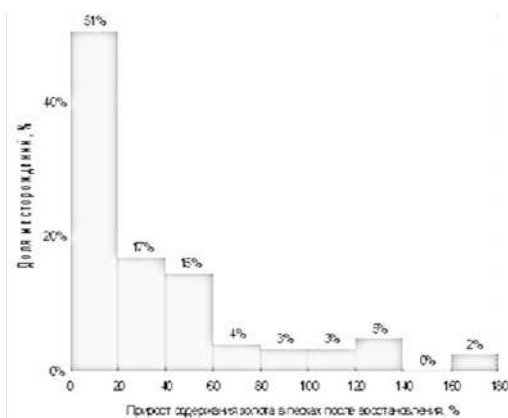


Рис. 1. Прирост объема россыпного золота при учете его наночастиц [3]

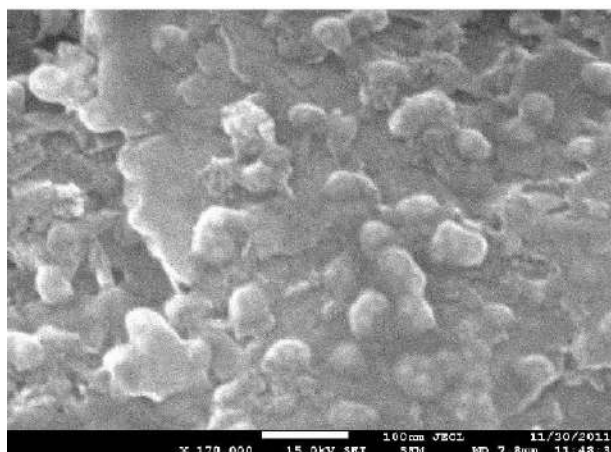


Рис. 2. Агрегаты наночастиц золота на поверхности его более крупных частиц [5]

(видимых) золотинок, были обнаружены многочисленные выделения новообразованного золота, размером от 3 мкм до 100—150 нм [4].

Это новообразованное (вторичное) золото приурочено преимущественно к различным углублениям, имеющимся на поверхности частиц «старого» (первичного) золота [5].

Наиболее распространенным типом таких выделений являются округлые нано размерные агрегаты (50-100 нм), состоящие в свою очередь из более мелких, размером 10-20 нм, довольно прочно сцементированных между собой (рис. 2).

С течением времени, близко расположенные агрегаты вторичного золота объединяются (под действием цементации и т.п. процессов) друг с другом в довольно сложные по форме агломераты (рис. 3), размеры которых нередко превышают 100 нм [5].

Анализ электронных фотографий показывает, что подобные агрегаты наночастиц золота могут образовывать даже несколько слоев, располагающихся друг над другом.

Необходимо отметить, что в большинстве более крупных агрегатов (300-200 нм) слагающие их нано-

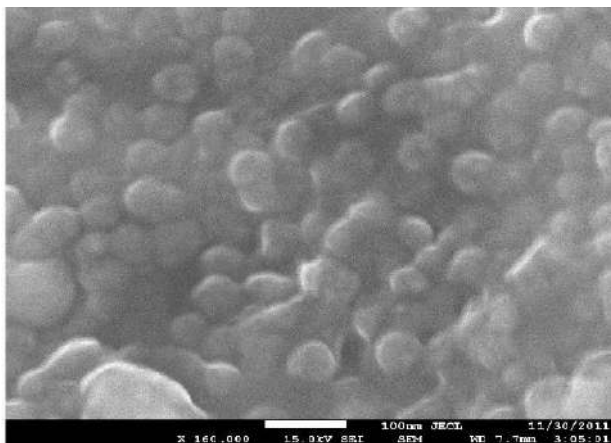


Рис. 3. Участок поверхности с плотным расположением наночастиц золота [5]

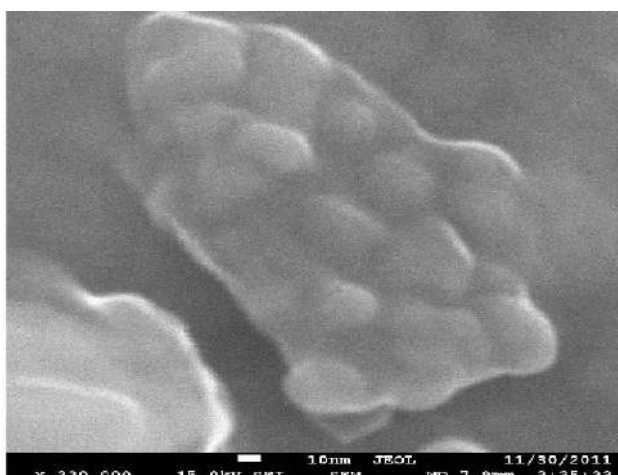


Рис. 4. Один из крупных агрегатов наночастиц золота [5]

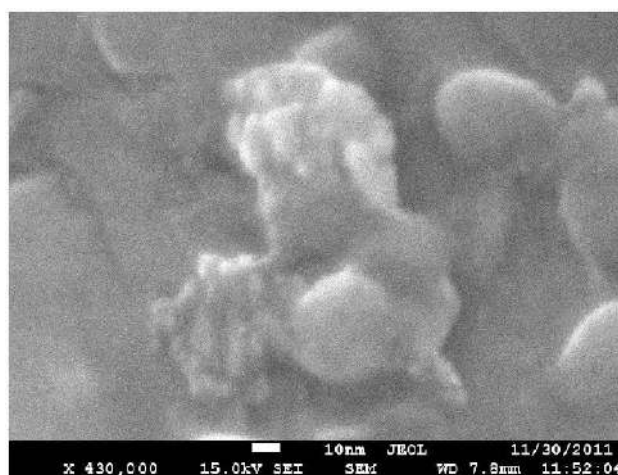


Рис. 5. Структура наиболее мелких агрегатов [5]

частицы золота (рис. 4) также имеют относительно крупные размеры (обычно 50-70 нм) [5].

В некоторых рудах плотность расположения в агрегате наночастиц вторичного золота (рис. 5) относительно небольшая, отчего они часто даже не соприкасаются друг с другом.

Чаще всего наночастицы первичного золота приурочены к агрегатам слюдястых минералов (рис. 6, б), несколько реже встречаются в основной слабо дифференцированной тонкодисперсной массе и в скоплениях гидроксидов железа (рис. 6, в).

Судя по яркости видимых на электронных фотографиях наночастиц золота (рис. 6, б, в), одни из них

находятся непосредственно на поверхности вмещающих минералов и поэтому выглядят как яркие белые точки, а другие же - внутри этих минералов и представлены в виде менее ярких (слегка размытых) белых точек.

Необходимо отметить, что покрытие золотин наноразмерной «шубой» явление не уникальное. Так, в россыпи Естошор (расположенной в северной части хребта Манитанырд на Полярном Урале, Россия) часть золотин разной степени окатанности также оказалась покрыта тонкодисперсной силикатной массой, содержащей густую вкрапленность нановыделений золота (100—400 нм) типа «звездного неба» (рис. 6, г).

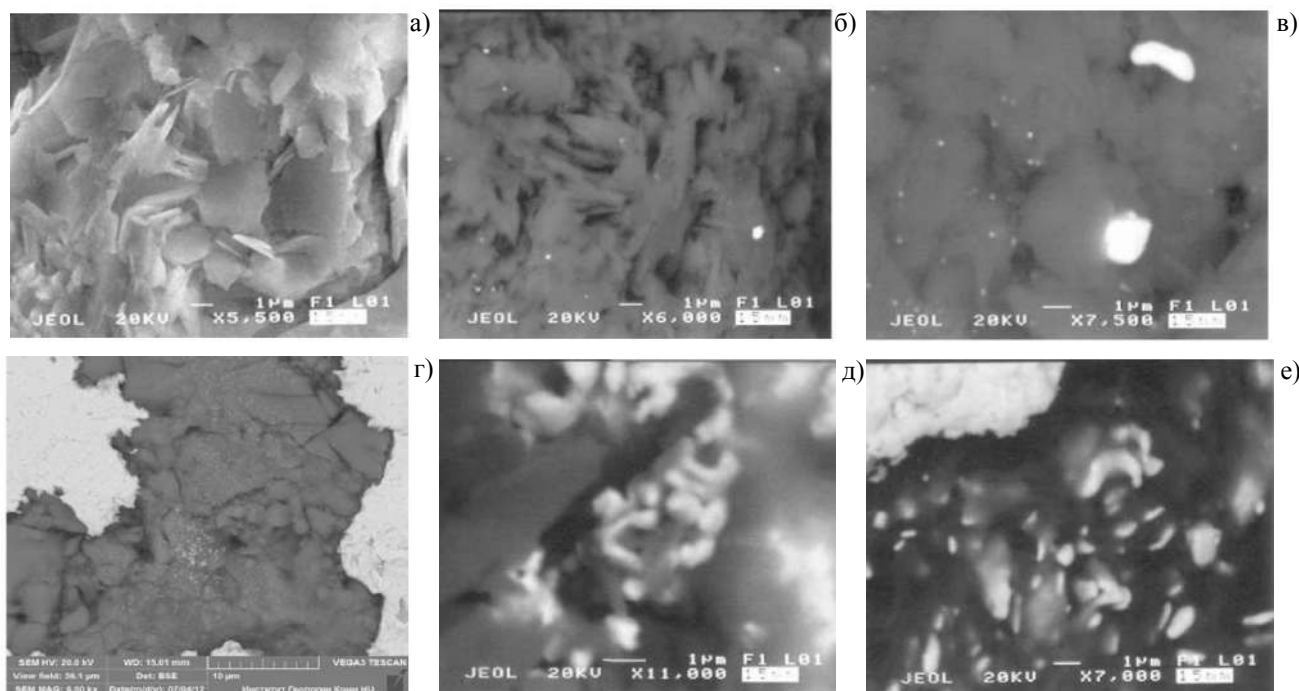


Рис. 6. Тонкодисперсные минералы на поверхности золотин [4]: а, б - слюды и гидрослюда; в - гидроксиды железа; г - е - тонкодисперсная оксидно-алюмосиликатная масса (темное); б-е - наночастицы золота (белое). Золотины из россыпей р. Кыввож (а-в), Естошор (г), руч. Ветвистый (д), руч. Кьяншор (е). РЭМ-изображения во вторичных (а, г) и упругоотраженных (б, в, д, е) электронах

Нановыделения золота в агрегатах высокодисперсных минералов, покрывающих поверхность кластогенных золотин, были установлены и в аллювии руч. Ветвистый и Кыяншор на Приполярном Урале (Россия) [4].

Здесь наночастицы золота (рис. 6, д) оказались приуроченными к тонкодисперсной массе алюмосиликатов.

Тем не менее, имеющиеся в составе золотосодержащих руд различные многообразные наноформы золота еще довольно слабо изучены [6].

Причина этого несоответствия – отсутствие ранее должной инструментальной базы, не позволяющей выявить в рудах кластерное золото нанометровой размерности.

И только после открытия на севере штата Невада (США) месторождений золота в массивах частично метаморфизованных осадочных карбонатно-алюмосиликатных пород, с концентрированием его как в различных сульфидах, так и в углистом веществе (так называемый карлинский тип), с преобладающим размером выделений золота менее 5 мкм, стало очевидным, что изучение многообразных наноформ его нахождения в рудах должно быть проведено более детально и на принципиально новой инструментальной аналитической базе [7].

Так, характерной особенностью руд карлинского и аналогичных типов является частое наличие «невидимого» золота [7].

При этом невидимые наноформы золота обычно концентрируются в арсенопирите, пирите, пирротине и различных оксидах металлов (хромите, кварце и магнетите) и в меньшей степени – в карбонатах, силикатах и органическом веществе [6].

На основе полученных результатов натуральных и экспериментальных исследований золотосодержащих руд многих месторождений была разработана концепция «естественных нанотехнологий», т.е. природных физико-химических процессов, происходящих в литосфере в областях нанометровых размеров, которые приводят к формированию минеральных наноструктур, наноансамблей и нанопарагенезисов с аномальными физико-механическими свойствами.

В частности, необходимо отметить, что с течением времени в процессе гипергенеза в россыпях обычно происходит разрушение золотосодержащих минералов с неизбежным высвобождением нанозолота (сначала «нового», а затем и «старого»), с последующими его миграцией, переотложением и агрегированием.

Так, Н.В. Петровская, рассматривая особенности распределения тонкодисперсного (0,5-10 мкм) золота, пришла к довольно важному выводу: «Частицы тонкодисперсного золота распространены значительно более широко, чем видимые золотины. Они присутствуют во всех рудных месторождениях не только золота, но и многих других металлов, где видимое золото не встречается, а также рассеяны в больших массах гидротермально измененных пород».

Кроме этого, исследования посредством электронно-зондового микроанализатора убого-сульфидных золото-кварцевых и других руд позволили выявить, что так называемые «редкие», «второстепенные» и «малораспространенные» теллуриды, селениды, сульфосоли и т.д. имеют довольно широкое распространение в литосфере в виде различных многочисленных нановключений, образующих закономерные наноансамбли с определенными соединениями золота.

Формирование основных морфологических типов нанозолота обычно объясняют, исходя из известных механизмов кристаллизации вещества из промежуточного (кватарного) его состояния [6].

В результате чего они могут иметь форму различных дендритов, колец, конусов, многогранников, сфер, стержней, чешуек и т.д., а также множества комбинаций из этих довольно простых форм и фрактальных агрегатов.

В частности, в тонкодисперсных рудах золоторудных месторождений Бакырчинского рудного района (Казахстан) были встречены нанотрубки (как полые, так и заполненные), сферические и ограненные наноструктуры, однослойные и многослойные, уплотненные и плотные (непрозрачные). При этом, округлые или сферические наноструктуры, заполненные металлом – обычно непрозрачные, а заполненные наночастицами арсенидов, сульфидов, сульфосолей, карбидов и оксидов – полупрозрачные или практически полностью прозрачные [8].

Подобные нанотрубки были встречены как в нанослоях золотоносных сульфидов (арсенопиритов и пиритов), так и в среде твердого углеродистого вещества (шунгита), находящегося в тесной парагенной ассоциации с сульфидами [8].

Необходимо отметить, что наноструктурированные образования золота (включающие наноформные минералы) на месторождениях Васильевское и Кварцитовые Горки (Казахстан), в значительной степени отличаются от имеющихся наноструктур Бакырчинского района [8].

В частности, было установлено, что на месторождении Кварцитовые Горки более развиты фуллереноподобные структуры, отличающиеся меньшей размерностью и ограненностью, а также существенно большей плотностью.

К тому же зачастую здесь встречаются скопления очень мелких фуллереноподобных наноструктур золота, как правило, стянутые и объединенные между собой в дендриды. В результате нанотрубки золоторудного месторождения Васильевское часто образуют плотные дендритоидные сращения, плавно переходящие в различные пленкоподобные образования.

Кроме этого, образовавшиеся из природных металлоносных растворов (флюидов) наночастицы золота часто бывают и рентгеноаморфными [6].

В то же время самые маленькие наночастицы золота почти всегда имеют сферическую форму [6]. Так, сферические частицы золота со следами кри-

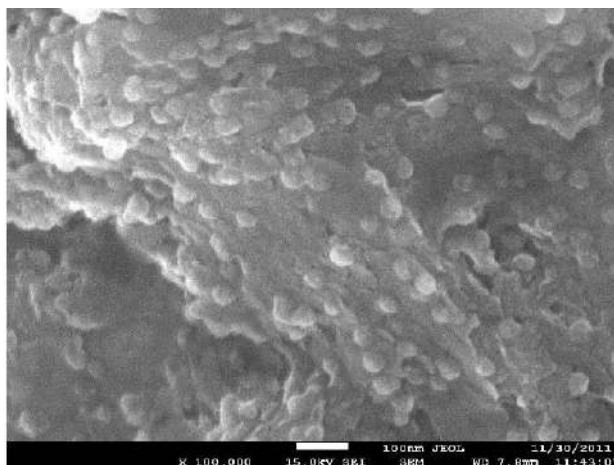


Рис. 7. Скопления округлых наночастиц в неровностях поверхности золота [5]

сталлографических граней размером менее 1 мкм широко распространены в халцедоновидном кварце эпитеpmальных золоторудных месторождений. Здесь скопления выделений микронного золота пигментируют скрытозернистые агрегаты кварца в желтый, бурый и коричневый цвета.

«Новое» золото также зачастую представлено одиночными округлыми наночастицами размером 50-100 нм, в которых в основном не наблюдается явно выраженного агрегатного строения (рис. 7 и 8). Для данного типа характерен сравнительно узкий диапазон размеров, с преобладанием индивидов крупностью 50-60 нм [5].

При этом наночастицы золота могут быть как изолированными, так и окруженными газообразной, жидкой или твердой средой [6].

Однако на многих снимках с увеличением свыше 300 тыс. раз отчетливо проявляются особенности внутреннего строения агрегатов «нового» (вторичного) золота разной крупности [5].

Эти сферические наночастицы золота (независимо от их размера) состоят из ядра и некоторой оболочки. Имеющаяся оболочка (поверхностный слой) защищает ядро от возможных внешних воздействий и существенно влияет на изменение исходных физико-механических свойств наночастиц золота [6].

Обычно нанослой минералов представляет собой поверхностную неавтономную фазу, характеризующуюся существенной поглотительной способностью в отношении различных микроэлементов, чем объясняется довольно активная роль реальных кристаллов (арсенипирита и пирита) в пределах 100-300 нанометрового окисленного слоя [8].

Это объясняется тем, что в поверхностном нанослое, как правило, сосредоточены основные дефекты минеральной структуры (искажения углов и длин связей, а также определенная нестехиометрия состава), а кроме этого и некоторые примеси (атомы, попадающие в минеральную матрицу из окружающей среды).

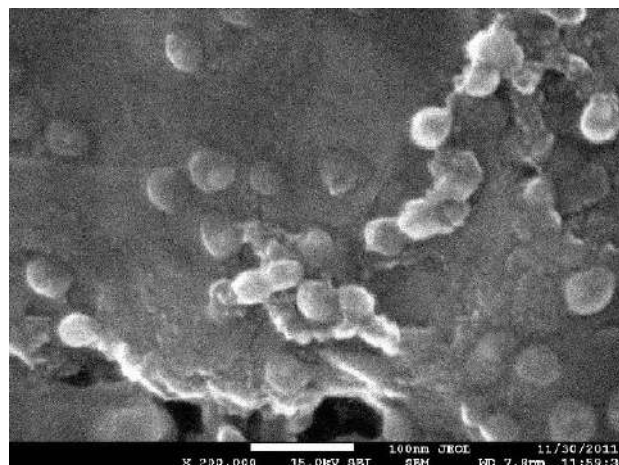


Рис. 8. Участок поверхности с редкими наночастицами золота [5]

Кроме этого, нанозолоту принадлежит одно из первых мест по распространенности в виде различных дендритов, причем в этом случае господствующей формой является двурменная, в подавляющем своем большинстве - тонкопластинчатая (с соотношением наибольшего поперечника к его толщине близким к 10:1 и более).

Дальнейшие электронно-микроскопические исследования золотосодержащих руд выявили [9]: самородные, овальные и изометричные (вытянутые по одной оси) золотины, развитые в углеродистом веществе в тесной ассоциации с платиноидами. Часто такие зерна золота и платины состоят из тончайших наноразмерных микроглобул.

Было установлено, что в подобном рудном шлихе преобладает 3 вида золота [9]:

- 1) тончайшее пылевидное золото;
- 2) золото на периферии разложившихся сульфидов, микронное;
- 3) золото в пленке битума (черное золото).

Детальное изучение ртутистого золота на площади Фадеевского рудно-россыпного узла (Россия) из ранее неизвестной Au-Hg-Pt-S ассоциации позволило выявить 3 морфологических типа [10] и дополнительно еще один тип был выделен на других золотосодержащих месторождениях:

- примазки на ильменитах;
- наноспирали;
- сфероидальные образования;
- фрактальные кристаллы.

Непосредственное наноминералогическое инструментальное изучение ртутистого золота («примазок» на ильменитах и «фрактальных» кристаллов) было выполнено с применением современной приборной базы [10]:

- методов электронной сканирующей (EVO-50) и атомно-силовой (Solver) микроскопии, оснащенных энерго-дисперсионными спектрометрами JYCA Energy;
- локального микроспектрального анализа (JEOL 8100).

В частности, на пленках, покрывающих кристаллы ильменита (рис. 9 а, б) наблюдались следующие морфологические типы нанобособлений: трубки, спирали и сфероиды (рис. 10 а, б, в, г, д, е).

В результате проведенных на золотосодержащих месторождениях инструментальных исследований было выявлено несколько типов рудных наночастиц золота.

Первый тип – трубчатые формы – получил наиболее широкое развитие в природных золотосодержащих рудах. Длина таких трубок варьирует от 4–10 мкм, при внешнем диаметре до 0,3–1,0 мкм [10].

Толщина стенок таких нонотрубчатых образований колеблется от 100 до 500 нм.

Главным компонентом таких нанотрубок является Au (80–95 мас. %), в несколько меньших (0–6 мас. %) количествах присутствует Hg. Экспериментально была выявлена четкая тенденция в распределении этих элементов в пределах нанотрубок, с увеличением содержания золота от их основания к краю. Кроме этого, было установлено, что набор основных примесей такой же, как и у нанопленок [11]: С, О, N, Ti и Fe (0,4–1,9 мас. %), несколько реже Al, Rb и Br (до 2 мас. %).

Довольно примечателен и факт снижения содержания Ti и Fe в нанотрубках по мере их удаления от минеральной матрицы – ильменита ($FeTiO_3$), что, вероятно, можно объяснить особенностями их синге-

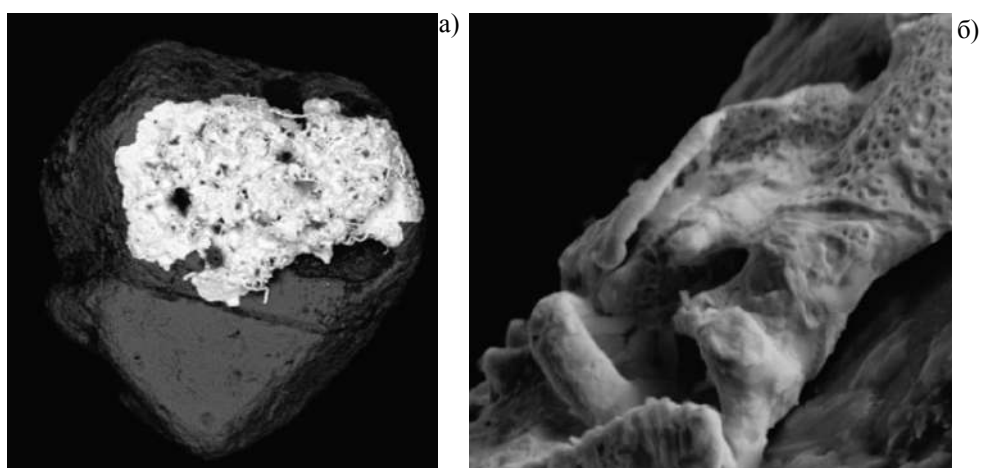


Рис. 9. Кристалл ильменита: а) с ртутистым золотом на его поверхности; б) увеличенный фрагмент ртутистого золота пленочного типа

нетического происхождения. Кроме того, в нанотрубках часто наблюдается обратная зависимость между содержаниями N и O.

Второй тип – наноспираль – был обнаружен на участках поверхности пленок с подавляющей (~95 мас. %) концентрацией золота, где из других примесей присутствует только С (рис. 10 б, г). Их образование, вероятно, следует увязывать с процессом геликоизации нанотрубок (формирование микроскопических спиралей), берущим свое начало из имеющегося строения атомов [11].

Длина спирализующихся наночастиц составляет 3–4 мкм, при их диаметре 500–600 нм и толщине стенок менее 100 нм.

Эволюция изменения химического состава наноспиралей (в направлении от их основания к краю) оказалась прямо противоположна основным тенденциям изменения химизма нанотрубок [11]: в них весьма явно снижаются концентрации Au и растут содержа-

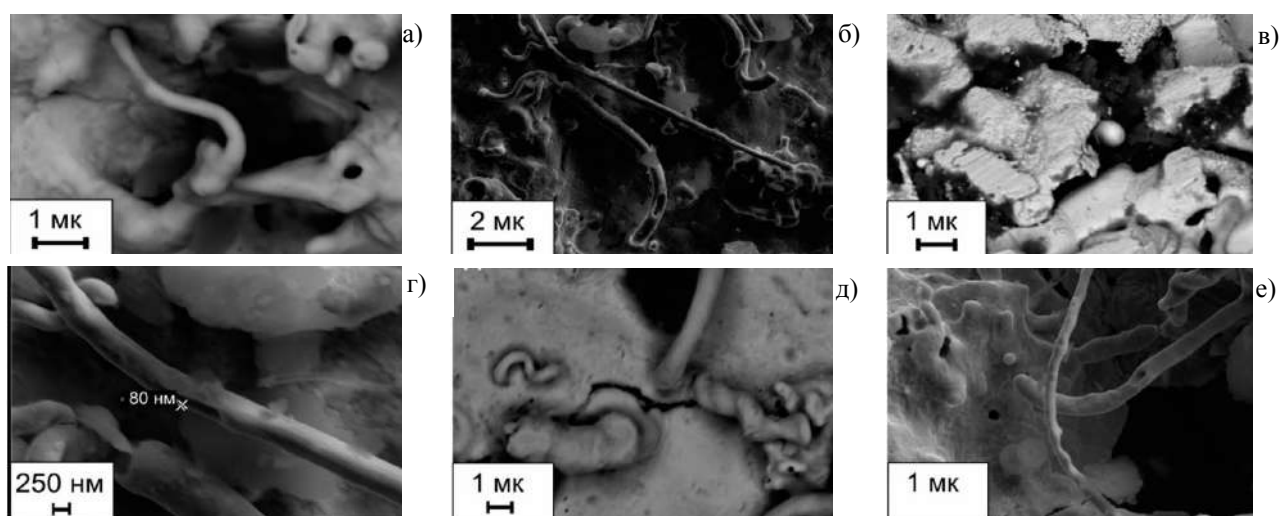


Рис. 10. Нанобособления золота [11]: а – трубки; б, д – спирали; в, е – сфероиды; г – увеличенный фрагмент спирали (с толщиной стенки 80 нм). Изображение в обратно отраженных электронах

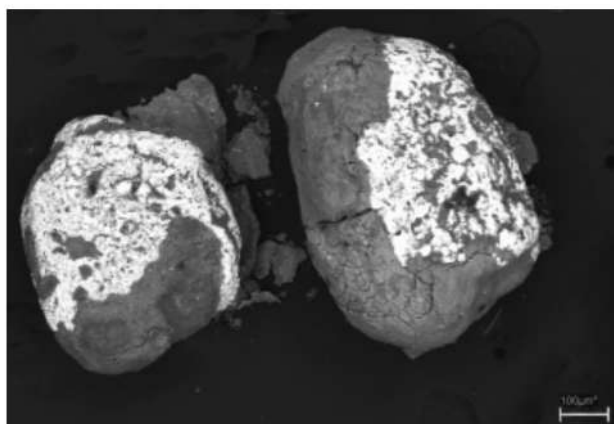


Рис. 11. Частицы амальгамы золота (белое) в углеродсодержащей оболочке (серое) [11]

ния Fe, Hg и Ti. Кроме этого, прослеживается вынос этих элементов из золотой пленки. Возможно, это явление в числе прочих (наличие винтовых осей в кристаллизующемся веществе, а также некоторых структурных дефектов и т.д.) также послужило причиной закручивания нанотрубок в спирали.

Третий тип наноиндивидов – сфероиды – вполне соответствуют первоначальной форме нанокристаллов (фуллеренов), с диаметром менее 100 нм (см. рис. 10 в, е). Их элементный химический состав такой же, как и спиралей, что свидетельствует об общности механизмов образования [11].

Отличие заключается в обеднении (до 60–65 мас. %) сфероидов золотом и обогащении (O – 13 мас. %, C – 7 мас. %, Si – 3,2 мас. %) примесями некоторых элементов, что, по-видимому, является отражением наиболее общих тенденций в формировании различных типов наноиндивидов, а именно – влияния химического состава исходной минеральной матрицы.

Кроме этого, довольно часто третий тип являет собой некоторую разновидность амальгам золота, представленных в виде шаровидных обособлений, покрытых углеродсодержащей оболочкой («шубой») темно-серого цвета (рис. 11).

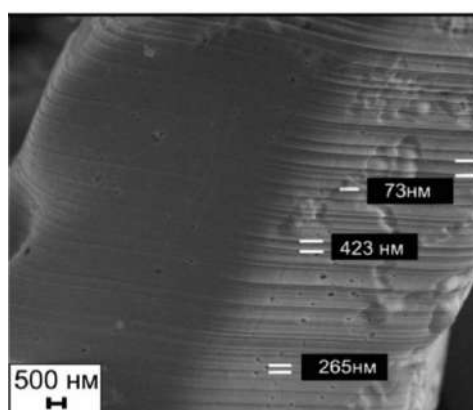
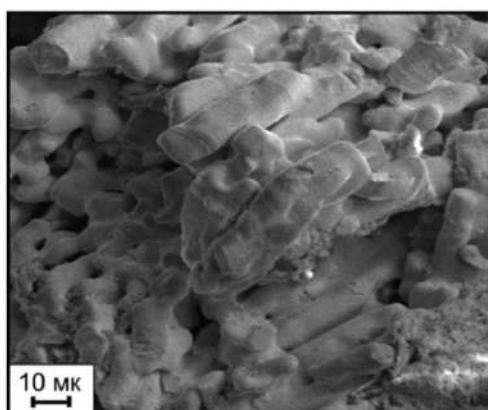


Рис. 12. Фракталы ртутистого золота: а) слои роста нанометровой ширины; б) с элементом микропористой текстуры [10]

При этом золотые частицы, не покрытые никакой оболочкой, довольно хорошо окатаны, в отличие от покрытых разнообразными пленками («шубой»), которые обладают различными гранями и т.д. [11].

Возможно это связано с их перемещением в водных потоках внутри «прочных контейнеров», в качестве которых выступала углеродсодержащая оболочка.

Проведенные инструментальные исследования показали, что поверхность многих золотин покрыта микропленкой (толщиной 0,5–1 мкм) следующего состава [11]: O – 53 мас. %, Mn – 23 мас. %, Fe – 15 мас. %, Si и Al – 8 мас. %, Cl, K и Ca – до 1 мас. %.

Четвертый тип наночастиц золота являет собой фрактальные кристаллы ртутистого золота, которые представлены разнообразными угловатыми скульптурными формами (рис. 12, а).

При их детальном изучении были установлены следующие вариации состава [10]: Au – 75–86 мас. %, Hg – 19–20 мас. % и Ag – от 2,2 до 3,4 мас. %.

В целом характерной особенностью фрактальных кристаллов золота является наличие различного вида зон роста на их боковых гранях [10].

Грани таких нанокристаллов обычно энергетически неравномерны, что обуславливает широкое применение в концентрациях осаждаемого золота. Ширина таких зон роста варьируется от 70 до 600 нм (рис. 12, б), что указывает на неравновесные условия их образования.

На снимке увеличенного фрагмента зерна аур-амальгамы золота (рис. 13 а, б) хорошо видна рыхлая разветвленная структура, обусловленная расположением разноориентированных микроразмерных кристаллических фракталов.

Еще один значимый морфологический тип представлен удлинненными (до 600 нм в длину и 200 нм в ширину) выделениями слоистого вторичного золота, внутри и на поверхности которых присутствуют отдельные наночастицы золота разной формы [5]. Часто эти выделения налегают друг на друга, образуя многоэтажные «постройки», что указывает на разновременность их образования (рис. 14).

Кроме этого, инструментальными методами анализа было установлено, что с уменьшением содержания

серы концентрация золота в пирите существенно возрастает, что позволило предположить наличие в пирите изоструктурных соединений золота (типа AuS₂ или Au₂S) [6].

В ходе экспериментальных и натуральных исследований также было установлено, что при уменьшении размера кристаллов природного пирита в

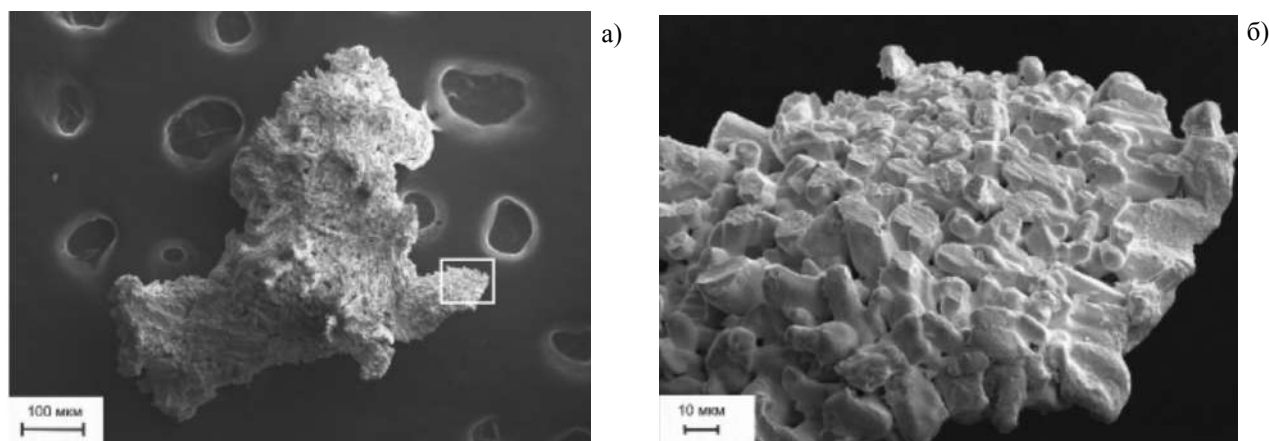


Рис. 13. Скульптурный ансамбль: а) микрокристаллов природной амальгамы и его увеличенный фрагмент; б) с элементом микропористой текстур [11]

них значительно возрастает концентрация Au, Ag, As, Te и Se, также увеличивается степень возможной растворимости пирита, блеклых руд и халькопирита, а кроме этого – существенно меняется их изначальная минеральная структура и т.д.

К числу важнейших факторов, определяющих наноминеральную форму отложения золота, безусловно, относится его сорбция и адсорбция, которые в значительной степени зависят от значения удельной поверхности наночастиц. В результате этого явления тонкозернистые агрегаты обладают более большей сорбционной емкостью, чем крупнозернистые, что в итоге сказывается на параметрах их золотонности [12].

В частности, с коллоидами оказалось связанным образование значительного количества наноминералов в золотосодержащих рудах, представляющих собой золото-кремнеземные смеси, скрытокристаллические агрегаты халцедоновидного кварца, насыщенных коллоидным золотом, тонкодисперсными сульфидами, теллуридами и т.д. [12].

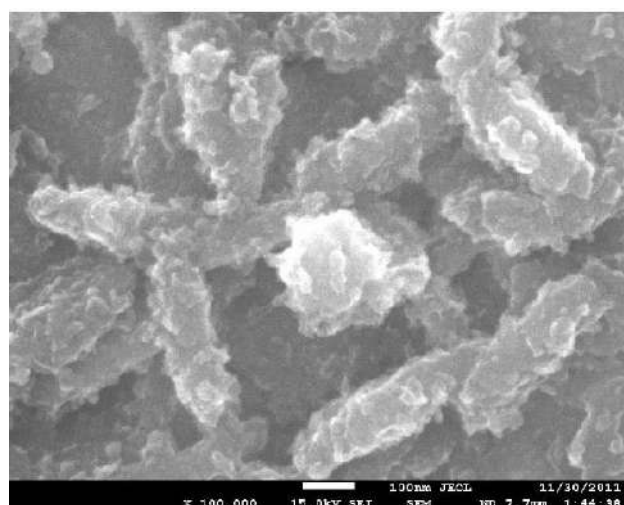


Рис. 14. Сложные выделения «нового» золота удлиненной формы [5]

Особенно выразительны оказались колломорфно-полосчатые, фестончатые и кокардовые текстуры золотосодержащих руд с обогащенными нанозолотом участками месторождения Кочбулак (Узбекистан).

Сорбированные на поверхности минералов наночастицы золота в последующем сами становятся центрами кристаллизации и осаждения металлов из металлонесных растворов (флюидов), а различные поверхности на минералах – свежие сколы, трещины (рис. 15) и другие разнообразные дефекты (в силу своей высокой физико-химической активности) также способствуют последующему эффективному осаждению наночастиц золота.

В результате проявления этих процессов наночастицы золота в литосфере оказываются обычно приуроченными к трещиноватым участкам в агрегатах ранних сульфидов, кварцев и карбонатов, а также к границам зерен и мозаичных блоков, дислокационным и структурным каналам (шириной от 2E до 20 мкм). В частности, значительными осадителями нанозолота могут также служить различные участки сколов зерен деформированного кварца.

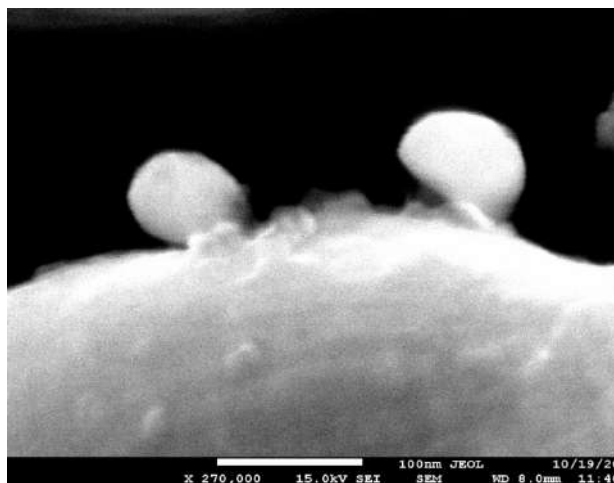


Рис. 15. Одиночные наночастицы золота размером 70 нм на стенке трещины на поверхности россыпных золотин [13]

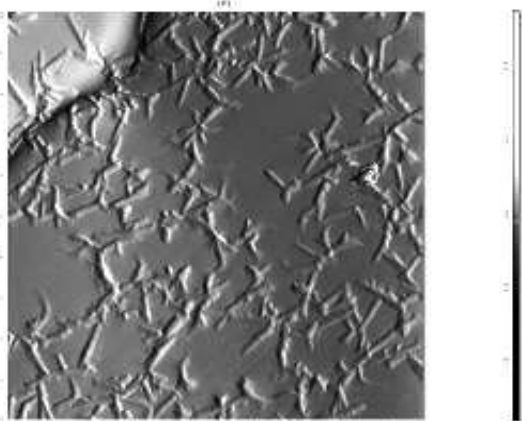


Рис. 16. Атомно-силовое изображение поверхности агломерированного золота [16]

Кроме этого, существенная роль в образовании промышленных скоплений нанозолота принадлежит и электрохимическим процессам, проявляющимся в зависимости от реальной величины электродного потенциала «минералов-осадителей», в порядке понижения которого различные сульфиды образуют следующий ряд: пирит – халькопирит – блеклые руды – арсенопирит – пирротин – галенит.

С помощью специально разработанных инструментальных методов неразрушающего анализа руд и минералов было установлено, что в золотосульфидных рудах преобладают коллоидная, ионная и гидроксидная формы золота, а самородная - в подавляющем большинстве представлена тонкодисперсной разновидностью.

Кроме непосредственно золотых руд золото было выявлено и в других минеральных образованиях. Так, при анализе наноснимков самых обычных, распространённых в литосфере, графитовых руд сотрудники нескольких научных учреждений Дальневосточного отделения РАН (Дальневосточного геологического института, Института химии, Института тектоники и геофизики и Института горного дела) выявили в них золото, серебро и платиноиды (платина, палладий, иридий, осмий и прочие) [14]. Причём в неизвестной до сих пор форме металлоорганических нанокластеров в составе графита, когда мельчайшие частички золота оказываются обернуты графитовым «коконом».

Ранее, при традиционном химическом анализе графитовых руд в них обнаруживали только 0,021–3,57 g/t золота, поэтому извлекать из них золото считалось нерентабельным [14].

В последующем, с помощью ионной масс-спектрометрии удалось обнаружить, что концентрация золота и платиноидов в графитовых рудах гораздо больше. Так, в изученных на новейших приборах пробах природного графита содержание золота достигало 17,8 g/t – это уровень руд довольно богатых золотых месторождений. Подобная разница отражает

существенные потери благородных металлов при термоокислительном разложении графитосодержащих проб в результате эмиссии летучих металлоорганических соединений.

Однако имеется серьёзная и нерешенная проблема с технологией промышленного извлечения благородных металлов из графитов [14]. Ведь их наноформы являются практически единым целым с графитовым «коконом», а, следовательно, традиционные способы обогащения руды (от гравитации, как в случае с самородным золотом, до химического метода добычи золота из сульфидных соединений) мало эффективны.

Кроме графитовых руд золото сконцентрировано и в различных природных углях.

Характер связи содержания золота в углях, торфах и их золах свидетельствует о преимущественно органической форме нахождения Au. При этом для углей могут быть выделены 2 типа носителя золота (органическое и минеральное вещество), при преобладании его связи с органическим веществом.

В процессе изучения распределения золота при сжигании углей в топках ТЭЦ (куда уголь поступает в виде пыли) было установлено, что оно значительной частью переходит в смывную воду, которая используется для транспорта золы от котельных установок до золоотвала [15].

Анализ проб этих вод (отобранных в различных местах золоотвала и в различное время года) показывает присутствие в них золота, с концентрацией от 20 до 100 мг золота на 1 м³ воды [15].

Наиболее достоверным объяснением наличия в смывной воде золота может быть предположение, что при температуре в топках до 2000 °С и в условиях вихревого потока газов, угольной пыли и сажи происходит высвобождение наночастиц золота, которые обладают аномальной подвижностью и могут переходить в водную фазу при смыве золы.

Необходимо отметить, что золото, имеющее размеры частиц менее 20 мкм, пластинчатую (рис. 16) или игольчатую форму, обычно не поддается извлечению всеми существующими технологиями обогащения [16].

Особенностью пластинчатого нанозолота является его весьма высокая плавучесть (плавучее золото, вследствие своей тонкочешуйчатой формы, может удерживаться на поверхности воды силой поверхностного натяжения), в результате чего значительная часть золота таких классов не извлекается современными технологиями обогащения из россыпей [16]. При этом от 25 до 40 % тонкого плавучего золота уходит в «хвосты» обогащения.

Как показали инструментальные исследования плавучего золота методом атомно-силовой микроскопии его поверхность имеет кластеритовое строение [17], т.е. состоит из кластеров сферической и эллипсоидальной формы (размером от 50 до 152 нм), что служит основной причиной несмачиваемости золотин.

Кроме указанных причин трудности технологического обогащения нанозолота зачастую объясняются кристаллографическими особенностями, изоморфностью минералов и вторичной минерализацией, а также невозможностью существующими способами эффективно раскрыть сростки вмещающих нанозолото минералов [16].

Таким образом, выявление наночастиц золота на большинстве золотосодержащих (рудных и россыпных, геогенных и техногенных) месторождений позволяет существенно расширить существующую минерально-сырьевую базу этого металла, а детализация его возможных наночастиц – обеспечит разработку эффективных технологий его обогащения (извлечения).

Список литературы:

1. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 431 с.
2. Кузнецова И.В. Геология, тонкодисперсное и наноразмерное золото в минералах россыпей Нижнеселенгинского золотосодержащего узла (Приамурье) // Диссертация на соискание ученой степени к.г.м.н. 2011. 151 с.
3. Усманова Н.Ф. и др. Методы повышения эффективности разработки гипергенных месторождений с мелким и тонким золотом // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). № 5. 2007. С. 389-396.
4. Майорова Т.П., Устюгова К.С., Курьлева К.Г., Шевчук С.С., Филиппов В.Н., Козырева И.В., Нестеренко Г.В. Наноразмерное золото в зоне гипергенеза // Вестник Института геологии Коми научного центра Уральского отделения РАН (Сыктывкар). N 10 (214). 2012. С. 35-38. ISSN: 2221-1381
5. Осовецкий Б.М., Баранников А.Г. «Новое» нанозолото Чернореченской россыпи // Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. Научные чтения памяти П.Н. Чирвинского. № 15. 2012. С. 36-42.
6. Сазонов А.М., Звягина Е.А., Леонтьев С.И., Вульф М.В., Полева Т.В., Чекушин В.С., Олейникова Н.В. Ассоциации микро- и наноразмерных обособлений благороднометалльного комплекса в рудах // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. Т. 1. № 1. 2008. С. 17-32.
7. Шумилова Л.В. Причины технологической упорности золотосодержащих руд с нановключениями металла при цианировании // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). № 4. 2009. С. 220-223.
8. Марченко Л.Г. Генезис и минеральные ассоциации золота и платиноидов в месторождениях «черносланцевого» типа Казахстана // Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора геолого-минералогических наук. Санкт-Петербург. – 2011. 50 с.
9. Марченко Л.Г. Микро- и наноминералогия золота и платиноидов в черных сланцах. Алматы: Интерпресс-Казахстан, 2010. 146 с.
10. Медведев Е.И., Молчанов В.П. Амальгама золота и её минералы спутники (Дальний Восток, Приморье) // Фундаментальные исследования. № 11-5. 2013. С. 958-963.
11. Медведев Е.И., Молчанов В.П., Ивин В.В. Микро- и наночастицы природного ртутистого золота Фадеевского рудно-россыпного узла (Приморье) // Фундаментальные исследования. № 9-8. 2014. С. 1765-1768.
12. Конев Р.И. Наноминералогия золота эпitherмальных месторождений Чаткало-Кураминского региона (Узбекистан). Санкт-Петербург. DELTA. 2006. 220 с.
13. Осовецкий Б.М. О методике изучения нанозолота // Современные проблемы науки и образования N 6. 2012. С. 628. Нам нано золото: российские учёные открыли новый вид месторождений золота // <http://www.nanonewsnet.ru/articles/2011/nasha-versiya-nam-nano-zoloto>.
14. Кузьминых В.М., Сорокин А.П., Рождествова В.И., Зубенко И.А. Образование дисперсных и наноминеральных форм золота и возможность их извлечения из технологических растворов // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014): Материалы Международного совещания (16 -19 сентября 2014 г.) Казахская национальная академия естественных наук, Национальный научно-технологический холдинг «Парасат», Астана, АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Алматы, ТОО «Арко», Караганда, 2014. С. 144-146.
15. Лазерная агломерация ультрадисперсного и коллоидно-ионного золота // <http://edu.znate.ru/docs/62/index-470466.html?page=8>.
16. Хабиров В.В., Забельский В.К., Воробьев А.Е. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья / Под ред. акад. Н.П. Лаврова. – М.: Недра, 1994. – 272 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩЕГО РУДНОГО ТЕЛА ПОД ОХРАНЯЕМОЙ ЗОНОЙ

Раимжанов Б. Р., зам. директора по науке ГУП «O'zGEORANGMETLITI», докт. техн. наук, проф.; Морозов В. В., начальник научно-исследовательской лаборатории горных работ ГУП «O'zGEORANGMETLITI», канд. техн. наук; Бекмурзаев Б. Б., директор ГУП «O'zGEORANGMETLITI», канд. экон. наук; Марков А. В., инженер ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Tik qiya ruda tanasining quriqlanadigan maydonida yuzaga kelgan deformatsiya va massivni zo'riqish-deformatsiya holati o'rganilgan. Yoriqlik, tektonik va boshqa omillarni hisobga olgan holda namunadan massivgacha bo'lgan orada ularning fizik-mexanik hossalari aniqlangan. Poselokning ostidagi massiv kon jinslarining turg'unligini ta'minlaydigan havfsiz celikning o'lchamlari aniqlangan.

Tayanch iboralar: kuchlanish, deformatsiya, ruda tanasi, massiv, yoriqlik, qo'riqlanadigan maydon, celik, kon jinsining fizik-mexanik hossalari, massivning turg'unligi.

The stress strain behavior of massif is researched and risen deformations in mining steeply dipping ore bodies under the protected zone. Adduction the physical and mechanical properties of the sample to the massif with account of tectonics jointing and other debilitating factors is executed. The size of the safety pillar is defined which provides steady condition of the rocks massif under the town site.

Key words: stress, strain, ore body, massif, jointing, protected zone, pillar, physical and mechanical properties of rocks, massif staying.

Рудное тело относится к виду жильных и характеризуется выдержанностью параметров простирания и падения. Жила имеет простирание на северо-запад и упирается восточным флангом в тектонический разлом Центральный.

Поселок расположен над западным флангом жилы. Вмещающие породы для жилы характеризуются, как устойчивые и представлены граносиенитами роговообманково-биотитовыми, крупнозернистыми, порфирированными магматического происхождения (далее по тексту - граносиениты).

Над массивом коренной породы расположены породы четвертичных отложений, сложенные глинами, суглинками и супесями. В зоне поселка мощность рыхлых отложений колеблется в пределах от 8 до 22 м.

Плотность для рыхлых отложений (по глине) принята: $P = 2310 \text{ kg/m}^3$. Механические характеристики коренной породы представлены в табл. 1 [1].

В целом на месторождении выявлено 5 систем трещин, разделяющих его на три типа участков (табл. 2). Наиболее частые углы падения трещин: от 21° до 40° и от 61° до 80° .

Крупные тектонические разломы расположены на юго-востоке от рудного тела. На руднике были проведены измерения напряжений в массиве. Средние значения напряжений приведены в табл. 3, при этом максимальное напряжение действует вкрест простирания рудных тел.

Для получения механических свойств пород в массиве необходимо учесть основные факторы, влияющие на прочность.

Методология усреднения свойства горных пород (X) комплекса по его (n) составляющим [2, 3]:

- Среднее скалярной или параллельно слоистости тензорной характеристики:

$$X = \sum_{i=1}^n XiVi, \quad (1)$$

где Xi , Vi - соответственно, характеристика и объемная доля компонента.

- Тензорное свойство для статистической совокупности:

$$\lg X = \sum_{i=1}^n Vi \lg Xi, \quad (2)$$

Таблица 1

Механические характеристики граносиенитов в образце

Плотность $P, \text{ kg/m}^3$	Пределы прочности		Коэффициент крепости по Протодьяконову, f	Модуль Юнга, $E,$ МПа	Коэффициенты		
	Сжатие $\sigma_c,$ МПа	Растяжение $\sigma_p,$ МПа			Хрупкости, $k_{xp} = \sigma_c/\sigma_p$	Пуассона, ν	Длительной прочности, ξ
2520	144,9	8,6	14,5	$4,8 \cdot 10^4$	16,8	0,23	0,8

Таблица 2

Характеристика трещиноватости месторождения

Трещиноватость		% от общего	Примечание
Тип	Модуль W, тр/м		
Слаботрещиноватые	1,4-1,6	90-85	
Среднетрещиноватые	2,6		
Сильнотрещиноватые	>5	10-15	

Таблица 3

Тектонические напряжения центра месторождения

Направление действия	Величина, МПа
Вертикальное	2,1
Продольное	2,8
Вкрест рудных тел	2,9

Используется обратная зависимость для корреляционной связи между пределом прочности и модулем Юнга [2, 3, 4]:

$$E[МПа] = \left(\frac{\sigma_c[МПа]}{42} + 1,06\right) \cdot 10^4 \quad (3)$$

Уточнение расчета крепости по σ_c , kg/cm² имеет вид [2]:

$$f = \frac{\sigma_c}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_c}{30}} \quad (4)$$

- Трещиноватость горных пород предопределяет расхождение значений σ_c и σ_p .

Коэффициент хрупкости определим по углу внутреннего трения [2] (ρ):

$$k_{xp} = \frac{4}{\sqrt{1 + tg^2 \rho} - tg \rho} \quad (5)$$

По В.Д. Слесареву [2, 3], при определении горного давления значение k_c :

- при сжатии не должно превышать значения: 0,35;

- при растяжении - в зависимости от характера трещиноватости (табл. 4).

В табл. 5 приведены механические характеристики граносиенитов в массиве.

Коэффициент бокового распора выражается через коэффициент Пуассона.

$$\chi = \frac{\nu}{1 - \nu} \quad (6)$$

Для анализа напряженного состояния деформируемых тел в настоящее время широко используются компьютерные программные комплексы, основанные на алгоритмах решения задач механики сплошной среды методом конечных элементов (МКЭ).

Для выполнения работы была использована система COSMOS/Works, интегрированная в среду трехмерного проектирования SolidWorks.

Модель для анализа МКЭ построена в верхней

зоне коренных пород, охватывающей выемочное пространство. Влияние наносов, учитывается как распределенная по верхней площадке коренных пород пригрузка интенсивности:

$$q = \gamma_n \cdot M_0 = 22661,1 \cdot 22 = 498544 \text{ Pa,}$$

$$\text{где } \gamma_n = 2310,9,81 = 22661,1 \text{ н/м}^3.$$

Кроме того, предварительные расчеты эпюры вертикальных смещений показали (рис. 1), что относительные горизонтальных проекций массива по падению и восстанию должно быть не менее трех, что и было учтено в рис. 1 при построении расчетной схемы.

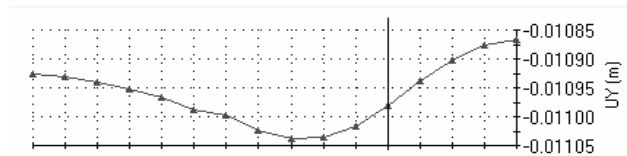


Рис. 1. Зависимость вертикальных смещений поверхности от расстояния (m) до средней вертикали (позиция- 0) сечения выемки в крест простирания

Так как прочность вмещающего массива должна обеспечиваться не менее чем с четырехкратным запасом по пределам прочности на одноосное растяжение-сжатие, условие прочности можно записать в виде:

$$\chi_1 = (|\sigma| - |\sigma_{max}|) \geq 0, \quad (7)$$

где $|\sigma_{max}|$ определено отдельно на растяжение и сжатие (табл. 6);

χ_1 - значение невязки условия прочности.

Условие сохранности поселка можно представить в виде:

$$\chi_2 = (|\epsilon| - |\epsilon_{max}|) \geq 0, \quad (8)$$

где $|\epsilon| = 3 \cdot 10^{-3}$ - допустимое значение нормальной деформации [1],

$|\epsilon_{max}|$ - абсолютная величина максимальной деформации на поверхности массива, определяемая анализом модели МКЭ;

χ_2 - значение невязки условия охраны поселка.

Таблица 4

Значение k_c при растяжении

k_c	Характер трещиноватости
0	Густая сеть трещин, полностью расчленяющих массив
0.01-0.1	Закрытые макротрещины
0.05-0.2	Микротрещиноватости

Таблица 5

Механические характеристики граносиенитов в массиве

Плотность P, kg/m ³	Пределы прочности одноосного действия		Крепость по Протодьяконову, f	Модуль Юнга E, МПа	Коэффициент Пуассона, ν
	σ_c , МПа	σ_p , МПа			
2520	34,78	3,25	4,56	$1,888 \cdot 10^4$	0,23

Таблица 6

Допускаемые напряжения для условия прочности потолочины

Определение по пределу прочности	Формула	Значение [σ], МПа
На сжатие	$\sigma_c/4$	34,78/4 ≈ 8,7
На растяжение	$\sigma_p/4$	3,25/4 ≈ 0,81

Таблица 11

Проверочные данные модели

$\epsilon_{p,max} \cdot 10^{-4}$	$\epsilon_{c,max} \cdot 10^{-4}$	χ_2	$\sigma_{p,max}$, МПа	χ_1 , МПа	$\sigma_{c,max}$, МПа	χ_1 , МПа	V_{max} , мм
0,073	-0,249	0,00298	0,75 ⁵	0,06	-7,15 ⁷	1,55	-11,6

Оптимальный объем выемки руды соответствует условию:

$$\chi_v = 0. \quad (9)$$

Для модели с потолочиной $V=62$ m проведены расчёты МКЭ. Получены следующие результаты (табл. 7):

На основании результатов моделирования установлено, массив имеет повышенный запас прочности, что позволяет уменьшить мощность охранной потолочины.

Вторая модель напряженно-деформированного состояния массива рассчитывалась с мощностью охранной потолочины $V=40$ m (табл. 8).

Результаты исследования МКЭ для модели с $V=40$ m приведены в табл. 9

Поскольку значение прочности на растяжение отрицательно, следует увеличить мощность потолочины V до величины: $40+(62-40) \cdot 0,003/0,21=40,31$ m.

Следовательно, оптимальный запас прочности будет при мощности охранной потолочины $V=41$ m.

Для проверки полученного результата была рассчитана модель напряженно-деформированного состояния массива с мощностью охранной потолочины $V=41$ m. Размеры исследуемого массива приведены в

Таблица 7

Проверочные данные модели

$\epsilon_{p,max} \cdot 10^{-4}$	$\epsilon_{c,max} \cdot 10^{-4}$	χ_2	$\sigma_{p,max}$, МПа	χ_1 , МПа	$\sigma_{c,max}$, МПа	χ_1 , МПа	V_{max} , мм
+0,021	-0,23	2,98·10 ⁻³	0,6 ³	0,21	-6,3 ²	2,6	11,1

*Примечание: V_{max} – компонента смещения точек модели, мм.

Таблица 8

Размеры модели МКЭ (V=40 m)

Параметр	Выражение	Значение, m
V (потолочина-целик)		40
Высота слоя отработки с закладкой	Mk-B	44
Г (Горизонтальная проекция)	(Mk-B)/tgα.+m/sinα	17,82
Ln	(10)	19
По простиранию	L+2·2·Ln	460
Вкрест простирания по восстанию	l'/2+2·Ln	8,91+2·19≈47
Вкрест простирания по падению	3 (l'/2+2·Ln)	3·47=141
Глубина по коренным породам	Mk+2 Ln	120

Таблица 9

Проверочные данные модели

$\epsilon_{p,max} \cdot 10^{-4}$	$\epsilon_{c,max} \cdot 10^{-4}$	χ_2	$\sigma_{p,max}$, МПа	χ_1 , МПа	$\sigma_{c,max}$, МПа	χ_1 , МПа	V_{max} , мм
0,08	-0,25	0,002975	0,84 ⁵	-0,003	-8,42 ⁷	0,28	-11,6

Таблица 10

Размеры модели МКЭ (V=41 m)

Параметр	Выражение	Значение, m
V (потолочина-целик)		41
Высота слоя отработки с закладкой	Mk-B	43
Г (Горизонтальная проекция)	(Mk-B)/tgα.+m/sinα	17,46
Ln	(10)	19
По простиранию	L+2·2·Ln	460
Вкрест простирания- по восстанию	l'/2+2· Ln	8,73+2·19≈47
Вкрест простирания- по падению	3 (l'/2+2· Ln)	3·47=141
Глубина по коренным породам	Mk+2 Ln	120

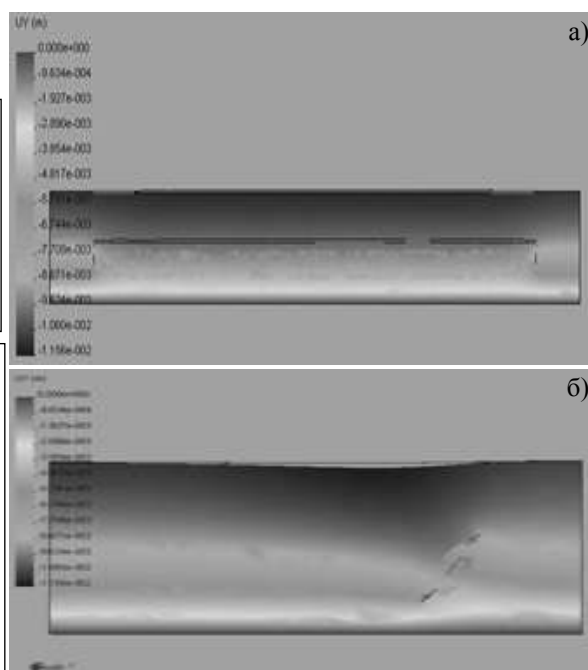


Рис. 2. Деформация поверхности массива в сечении по простиранию (а) и вкрест простирания (б) рудного тела

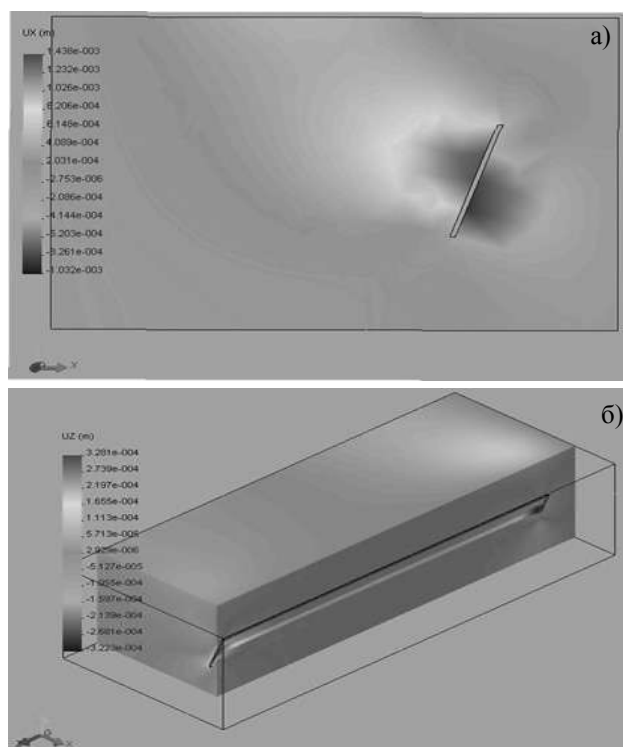


Рис. 3. Эпюра горизонтальных смещений вкрест (а) и по простиранию (б)

табл. 10. Для модели с $V=41$ m анализом МКЭ получено (табл. 11):

Выполненный расчет показывает, что при мощности потолочины $V=41$ m обеспечивается прочность неукрепленного массива и сохранность поселка.

На рис. 2 представлены деформации массива в сечениях по простиранию и вкрест.

Вкрест простирания горизонтальные смещения показаны на рис. 3. Интервал их изменения от +1,44 mm (кровля) до -1,03 mm (почва). По простиранию горизонтальные смещения показаны на рис. 3. Максимумы их значений не превышают 0,33 mm и приурочены к флангам. В отличие от рассмотренных выше вертикальных смещений, для анализа состояния прочности массива важна полная величина напряжений. Эпюры главных напряжений показаны на рис. 4 и 5.

Выводы

Определена мощность охранной потолочины по коренным породам: 41 m. Построены эпюры: деформированной поверхности, вертикальных напряжений нетронутого массива, вертикальных смещений нетронутого массива вдоль вертикали, вертикальных, горизонтальных смещений массива с выемкой, главных напряжений σ_1 , σ_2 , σ_3 , опорного давления.

Анализ модели с мощностью потолочины 41 m показывает, что принятые в ней размеры выемочного пространства и глубина работ соответствуют прочности вмещающего массива горных пород и условию охраны поселка при закладке этого пространства любым доступным материалом.

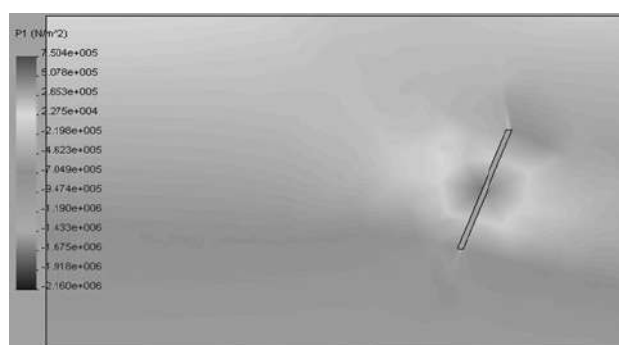


Рис. 4. Эпюра главного напряжения σ_1 . Направлены вкрест выемки. Красным цветом оконтуривается зона растяжения

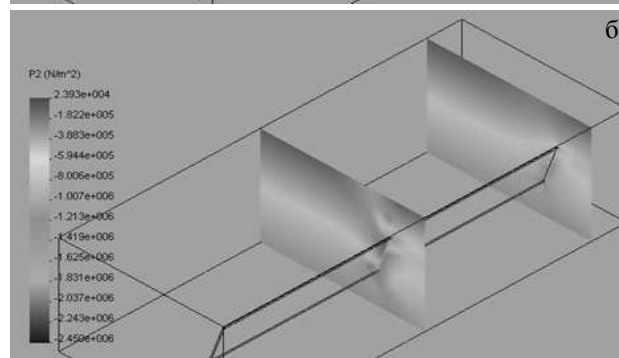
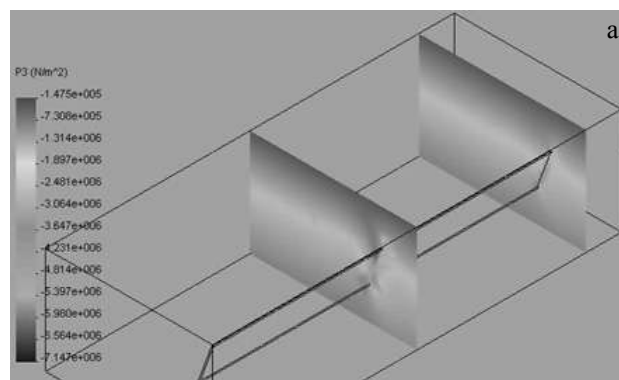


Рис. 5. Эпюра главного напряжения σ_3 , направлены вкрест выемки (а) и по простиранию выемки (б)

Список литературы:

1. Арипова Ф.М. Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений Средней Азии, Ташкент: Фан, 1977.
2. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Изд. 4. М.: Недра, 1984. 360 с.
3. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Изд. 2. М.: Недра, 1973. 285 с.
4. Шашенко О.М., Сдвижкова О.О., Гапеев С.М. Деформируемость и прочность массивов горных пород. Днепропетровск: НГУ, 2008.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА РАЗРЕЗЕ «АНГРЕНСКИЙ»

Усманов Н.С., директор филиала разреза «Ангренский»; Кривенко Ю.Н., зам. гл. инженера по горным работам АО «Узбекуголь»; Иркабаев У.У., гл. инженер филиала разреза «Ангренский»; Насриддинов И.Х., технолог филиала разреза «Ангренский», канд. экон. наук

Ushbu maqolada, Angren ko'mir havzasidagi hozirgi kundagi olib borilayotgan kon ishlarini bugungi sharoitda shimol yo'nalishiga qarab rivojlantirish ishlari texnologik jihatdan asoslangan. Shuningdek, shimol yo'nalishida tayyorlangan va tayyorlanayotgan texnologik ishlar hajmi va ko'lami keltirilgan.

Tayanch iboralar: kon ishlarining yo'nalishi, kon-texnologik va kon-geologik faktorlar, qoplama tog' jinrlarini ochish ishlarining kech qolishi, davriq oqim texnologiyasi, kon jinrlarini maydalash, yuklash, tashish, kon jinrlarini suvchanligi, pog'ona burchagining qiyaligi, deformatsiya, o'pirilish holati, ishchi gorizontlar.

An important factor in decision making at all levels of the mining operations is the availability of qualified specialists, the quality of which depends on the efficiency of production. This article describes the technological justification for the need for mining in North Angren coal mine. Also shows all the technological work that must be performed in a northerly direction.

Key words: direction of mining operations, mining-technological and mining-geological factors, the lag of stripping operations, cyclic-flow technology, rocks crushing, loading, transportation, rocks water cutting, angle of slope ratio, deformation, landslide phenomena, mining horizons.

Выбор направления горных работ обуславливается рядом горнотехнических и горно-геологических факторов и условий. В настоящее время, из-за отставания вскрышных работ на разрезе, образовался сложный горно-технологический процесс, от правильного решения которого зависит дальнейшее развитие добычных работ.

Наиболее тяжёлая ситуация сложилась с выемкой вскрышных пород. Согласно плану, в 2012 г. предусматривался запуск трёх комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) по выемке, дроблению, погрузке, транспортировке и складированию вскрышных пород во внутренние отвалы. Вскрышные работы должны были производиться тремя вскрышными карьерными экскаваторами на гусеничном ходу с

объемом ковша 16,5 м³, производительностью каждый не менее 4000 т/ч. Перегрузка горной массы на конвейеры должна была производиться тремя межуступными перегружателями производительностью каждого 4000 т/ч.

К сожалению, конструктивные недоработки в системе циклично-поточной технологии не позволили достичь желаемых результатов. Другими причинами отставания работ в южной части разреза на вскрыше являются произошедшие крупные оползни, обводненность горных выработок. Эти факторы не дали вскрышному комплексу выйти на запланированный объем работ.

Анализ состояния напряжённости оползневых участков горного массива на южной части разреза показали превышение горизонтальных напряжений вертикальных составляющих в два и более раз, а также значительное превышение генерального угла заложения откоса, южного борта допустимого предела.

Как видно из рис. 1. на 4-пикете южного борта угол откоса вскрышного комплекса составил 49°, угольного комплекса 61°.

Наличие значительных деформаций и оползневых явлений на борту нарушает целостность железнодорожных путей и препятствует их использованию, которое в свою очередь влияет на объем вывозимой вскрышной массы и приводит к сокращению ширины площадок на рабочих горизонтах и недостатку готовых к выемке запасов угля.

В связи с оползнями были частично разрушены коммуникации, обеспечивающие непрерывность работы вскрышного комплекса в южном направлении фронта работ. По мере углубления разреза мас-

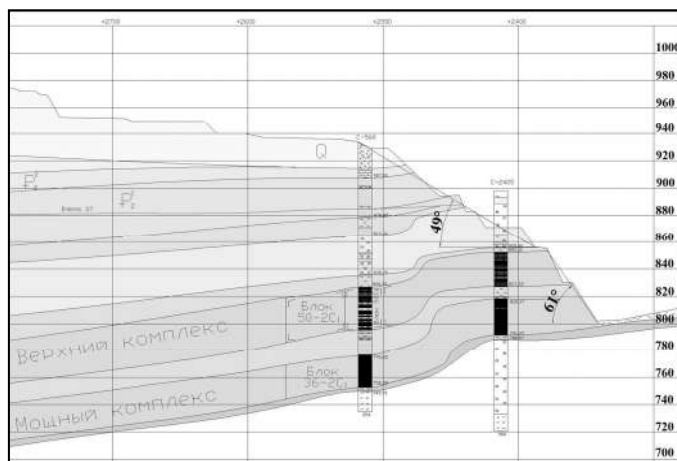


Рис.1. Геологический разрез южного участка разреза «Ангренский» по пикетной линии 4 – 4

штаб проблемы, связанный с оползнями, увеличивается с каждым годом. О том, что оползневые процессы в разрезе имеют длительный и постоянный характер показывает тот факт, что в 1972 г. в Ангренском угольном разрезе было зафиксировано восемь оползней и обрушение бортов.

Повышенное напряжённое состояние породного массива является результатом смещения Кураминского и Чаткальского блоков во встречных направлениях, которые приводят к сжатию породного массива. Более активным является Кураминский блок (плита), смещение пород которого обуславливает характер тектонических нарушений. В породах, залегающих выше угленосного комплекса, дизъюнктивы имеют надвиговый характер, с возрастанием угла падения к поверхности.

Гидрогеологические условия разреза характеризуются наличием водоносных горизонтов. Из всех распространённых на площади разреза водоносных горизонтов, горизонт грунтовых вод четвертичных отложений является наиболее водообильным и служит основным источником обводнения разреза.

Приведённые выше тектонические, а также физико-технические изменения обуславливают развитие оползневых процессов на разрезе «Ангренский».

Как видно из рис. 2. в южной части образовались два оползня:

- первый оползень произошёл 10.04.2014 г. на пикетах 5-7, между горизонтами 940-845, ширина зоны обрушения оползня более 300 м, общий объем горной массы, 600 тыс.м³;

- второй оползень произошёл 07.08.2014 г. на пикетах 0-3, между горизонтами 920 м – 845 м, ширина зоны обрушения около 300 м, общий объем горной массы 500 тыс.м³;

Вскрышные породы разреза относятся к различным категориям по крепости, таким образом, для их разработки требуется предварительное рыхление буровзрывным способом. От общего объема пород подлежащих рыхлению 69% приходится на крепость 3-5 по шкале М.М. Протодяконова и 31% на крепость 5-7, около 4% пород общего объема не требуют предварительного рыхления.

Породы вскрыши разреза имеют временное сопротивление сжатию менее 80 кг/см², т.е. относятся к слабым, и имеют склонность к набуханию при подтоке воды. В глубине более 200 м породы глинисто-алевролитового состава подвергаются деформации и увеличивается степень их ползучести. Наиболее значительные нарушения устойчивости откосов бортов разреза наблюдаются в зонах дизъюнктивных пересечений контуров разреза, поскольку в этих зонах происходит смещение породных блоков относительно друг друга.

Известно, что в 2011 г. на северной части разреза произошёл оползень «Центральный», первоначально смещением были охвачены 8 уступов (со 2 по 9), позже, за счет интенсивной деформации пород, образо-

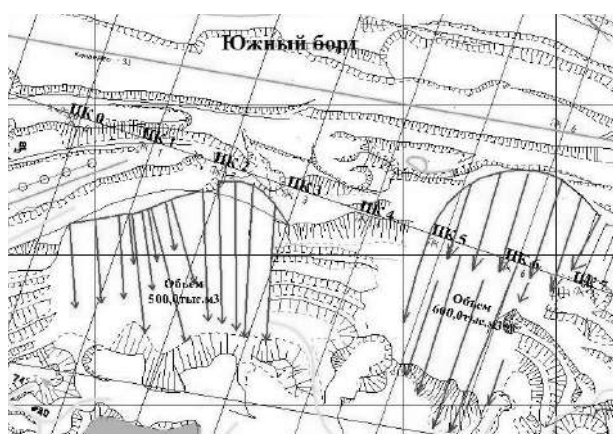


Рис. 2. Оползни, произошедшие на южном участке разреза «Ангренский»

вался единый контур оползня от 14 до 31 пикета, объём которого составляет более 120 млн. м³. Для стабилизации оползня была проведена активная разгрузка призмы активного давления на уступах, отстроена дренажная канава для защиты северо-западной части разреза от русловых потоков Туганбоши, Бадамзар и Саяксаев и произведена подпорка у основания оползня. Все эти работы привели к стабилизации оползня. В настоящее время оползень можно считать устоявшимся.

В целях оптимального развития горно-добычных работ, исходя из образовавшегося горно-геологического и горнотехнического положения на разрезе, были приняты решение о концентрации горно-добычных работ на северной части разреза, разработаны комплекс мер по подготовке горизонтов для обеспечения необходимого числа вскрышных и добычных забоев.

Для этого геологической и маркшейдерской службой разреза были проведены значительные работы по подготовке фронта работ, проектированию транспортных коммуникаций, а также отвального хозяйства. Согласно проекту к 2015 г. объем добычи угля

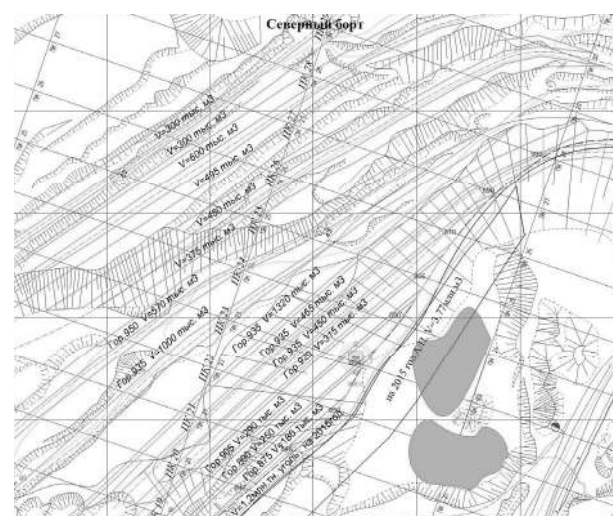


Рис. 3. План развития горных работ на участке «Север»

Таблица 1

Объем планируемых работ по вывозу вскрыши железнодорожным путём на внутренние и внешние отвалы

Горизонт, м	Проложенная в 2014 г. ж/д. линия, м	Планируемая на 2015 г. ж/д. линия, м	Объем вывозимой вскрыши, тыс.м ³
1040	740	400	300
1025	1430	600	300
1010	1570	1500	600
980-990	1700	3400	495
980-965	1700	1200	450
965-950	1400		375
950	1700	1300	570
935	2130	800	1000
935	-	1300	1640
935	-	1300	930
935	-	1300	900
920	-	1200	630
Итого:	12370	14200	8 190

на северном участке составит 2,4 млн.т, вскрыши 14,2 млн.м³. (рис. 3).

Из этого объёма вскрыши 8 млн.м³ запланировано вывести железнодорожным и 6,2 млн.м³ автомобильным транспортом (3,8 млн.м³- автоперевозка).

Для обеспечения этого объёма работ предусмотрены создания технологических линий в виде десяти уступов.

В табл. 1 приведен объем планируемых работ по вывозу вскрыши железнодорожным путём на внутренние и внешние отвалы. Вывоз вскрыши во внутренний отвал планируется через станции «Штольня» и «Карьерная», для этого со станции «Штольня» запущены в работу три железнодорожных отвала, а на станции «Карьерная» для приёма вскрышных пород построен и запущен в работу отвальный тупик.

Предварительные расчеты показали, что для вывоза запланированного объема вскрыши на 2015 г. необходимо 14 - 15 локомотивных составов с объемом не менее 420 м³ каждый. Автовскрышу на угольном разрезе выполняет филиал «Белазкумир», имеющий в своем распоряжении БелАЗ грузоподъемностью 30,45,110 т, автосамосвалы HAVO грузоподъемностью 40 т и автосамосвалы MAN грузоподъемностью 12 т, всего 73 штуки, количество которых достаточно для выполнения плановых заданий по автовскрыше и автоперевозке на разрезе.

Внешние отвалы расположены на западных склонах Кураминского хребта к юго-востоку от разреза, на площадях между Кураминским хребтом и рекой Ангрэн, а также в районе площадки шахты № 9. Вывоз вскрыши на внешние отвалы осуществляется через три транспортных породных направления. В качестве транспортных средств для доставки вскрыши во внешние отвалы используются тяговые агрегаты ПЭ-2М с думпкарами 2BC-105 грузоподъемностью 105 т.

Для вывоза вскрыши с северного участка на внешние отвалы проделаны следующие работы:

- проведен большой объем топочемочных работ маркшейдерской службой разреза;
- для приёма вскрыши образован новый 13-й отвал;
- построено более 15 km железнодорожных путей;
- восстановлены заезды на внешние отвалы через шахты «Карьерная» и станция «Подземгаз»;
- проведен большой объем земляных работ;
- упорядочены системы дренажных вод и водосточных каналов;
- подготовлено земляное полотно (трасса) длиной 2,2 km, для укладки железнодорожного пути на 13-й отвал и 2 km на станцию «Подземгаз»;
- для приёма вскрыши введен в эксплуатацию новый экскаватор и подготовлена трасса к экскаваторам № 57 и № 86.

В последние годы значительно обновлен парк горнотехнического оборудования, приобретено более 15 экскаваторов-марок-ЭКГ-15, ЭКГ-15У, ЭКГ-8УС, 30 автомобилей «БелАЗ», грузоподъемностью до 110 т, а также грейдеры, бульдозеры, буровые установки, гусеничные экскаваторы и другое вспомогательное оборудование.

Анализ горно-геологических, горнотехнических, геотехнических и экономических условий разреза показали, что для снижения непроизводительных затрат, связанных с восстановлением горных выработок, необходимо разработать способы управления горным давлением в зонах активизации оползневых процессов, для приведения борта разреза в устойчивое состояние.

Известно, что по мере углубления и увеличения объёма горных работ, соответственно увеличиваются различные технические сложности, работать в новых условиях, старыми методами визуального управления без применения современных информационных технологий сильно усложняет своевременное принятие решений и приводит к отставаниям и неточностям в решении важных производственных задач. В перспективе надо создавать мониторинг ведения горных работ с использованием информационно-коммуникационных технологий в реальном режиме времени, который позволит своевременно и оперативно принимать оптимальные решения для всех звеньев руководства.

Важным фактором в принятии решений во всех звеньях горнотехнических работ является наличие квалифицированных специалистов, от качества, работы которых зависит эффективность производства.

В последнее время приняты важные правительственные меры по развитию угольной отрасли, укреплению кадров, созданию научно-технического потенциала и внедрению инновационных технологий, которые позволяют преодолеть трудный этап в развитии угольной промышленности республики.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕЙСТВИЯ УКОРОЧЕННОГО ЗАРЯДА С КУМУЛЯТИВНЫМ ЭФФЕКТОМ В МАССИВЕ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Бунин Ж.В., докт. техн. наук, проф. РГГРУ; Заиров Ш.Ш., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; Каримов Ё.Л., зав. каф. «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института; Нутфуллаев Г.С., аспирант РГГРУ

Maqolada portlovchi moddalarni xarakati modellashtirishi keltirilgan bo'lib, uning asosida turli-hil mustahkamlikka ega kon jinslarini bo'lib-bo'lib joylashtirilgan va kumulyativ effektga ega bo'lgan qisqa skvajinali zaryadlarni portlatish usuli keltirilgan.

Tayanch iboralar: *modellashtirish, kumulyativ zaryad, har-hil mustahkamlikdagi kon jinslari, bo'lingan zaryadlarning o'zaro ta'siri, massivning fizik-mexanik hususiyatlari, kumulyativ oqimning dinamik tuzilishi, fokus masofa.*

Modeling of explosive charges action allowing to elaborate a method of massif explosive rupture of different coherent rocks dispersed and shortened borehole charges with cumulative effect is given in this article.

Key words: *modeling, cumulative charge, different coherent rocks, shortened charge interacting, physical and mechanical properties of massif, the dynamics of cumulative jet formation, focal length.*

Численное моделирование действия укороченного заряда с кумулятивным эффектом в массиве разнопрочных горных пород проводилось в двумерной постановке с использованием Эйлера [1-3] и совместного Эйлера-Лагранжева [3-5] конечно-разностных алгоритмов. Для описания поведения взаимодействующих материалов использовалась идеальная упругопластическая модель среды [2-4].

Анализировалась динамика формирования кумулятивной струи и конечные профили каверн в крепком пропластке мощностью 250 мм (рис. 1), расположенных на расстоянии $F \approx 0-50$ мм от основания кумулятивного заряда. При этом рассматривалась многослойность массива.

Данные по физико-механическим свойствам массива разнопрочных горных пород представлены в табл. 1.

В качестве заряда использовался удлиненный кумулятивный заряд шириной $B=50$ мм и высотой $H=50$ мм с металлической кумулятивной облицовкой толщиной 2 мм и углом раствора 90° . В качестве ВВ использовалось эмульсионное ВВ Nobelit-216Z.

Расчетная схема функционирования кумулятивного заряда показана на рис. 1, где 1 – кумулятивный заряд, состоящий из взрывчатого вещества (ВВ, поз. 2) и кумулятивной облицовки (КО, поз. 3). Полагается, что в начальный момент времени ($t=0$) в точке 4 (точка инициирования) осуществляется подрыв заряда ВВ с начальной плотностью ρ_{ex} и теплотой взрывчатого превращения Q . От точки инициирования начинает распространяться фронт детонационной волны (кривая 5) со скоростью D с образованием продуктов детонации. С течением времени детонационная

волна начинает отражаться от поверхности облицовки, на которую действуют давления порядка 25–35 ГПа. Величина давления зависит от свойств используемого ВВ, конструктивного оформления заряда, используемых материалов и толщин кумулятивной облицовки. Под действием продуктов детонации кумулятивная облицовка деформируется с образованием кумулятивной струи, которая через небольшой промежуток времени начинает взаимодейство-

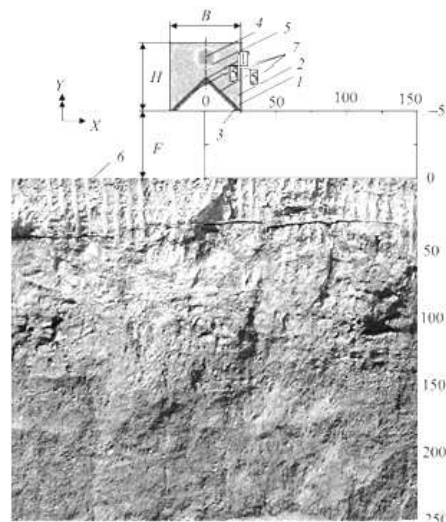


Рис. 1. Расчетная схема взаимодействия укороченного заряда с кумулятивным эффектом с крепким пропластком: 1 – кумулятивный заряд высотой H и шириной B ; 2 – ВВ; 3 – кумулятивная облицовка; 4 – точка инициирования заряда ВВ; 5 – фронт детонационной волны; 6 – крепкий пропласток; 7 – подвижные реперные точки (маркеры); F – фокусное расстояние

вать с крепким пропластком (поз. б), размещенным на расстоянии F от основания кумулятивного заряда. Расчетная область вокруг заряда и за крепким пропластком заполнялась воздухом.

Для описания поведения взаимодействующих материалов (облицовки и крепкого пропластка) принимается идеальная упругопластическая модель среды. Распространение детонации рассматривается вне общей системы уравнений. При этом фронт детонационной волны определяет границу области, охваченную течением в текущий момент времени. С учетом сделанных допущений система уравнений, описывающая двумерное плоское течение в переменных Эйлера, имеет классический вид [2-4]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y} &= 0, \\ \rho \frac{dv_y}{dt} &= \frac{\partial \sigma_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial D_{xy}}{\partial x}, \quad \rho \frac{dv_x}{dt} = \frac{\partial \sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial D_{xx}}{\partial y}, \\ \rho \frac{de}{dt} &= \sigma_{xx} \dot{\epsilon}_{xx} + \sigma_{yy} \dot{\epsilon}_{yy} + 2\sigma_{xy} \dot{\epsilon}_{xy}, \\ p &= p(\rho, e), \quad \sigma_{ij} = -pg_{ij} + D_{ij}, \\ \dot{\epsilon}_{xy} &= \frac{\partial v_y}{\partial x} + \frac{\partial v_x}{\partial y}, \quad \dot{\epsilon}_{xx} = \frac{\partial v_x}{\partial x}, \quad \dot{\epsilon}_{yy} = \frac{\partial v_y}{\partial y}, \\ \frac{DD_{yy}}{Dt} &= 2G \left(\dot{\epsilon}_{yy} + \frac{1}{3\rho} \frac{d\rho}{dt} \right), \\ \frac{DD_{xx}}{Dt} &= 2G \left(\dot{\epsilon}_{xx} + \frac{1}{3\rho} \frac{d\rho}{dt} \right), \quad \frac{DD_{xy}}{Dt} = G(\dot{\epsilon}_{xy}), \\ f &= 2(D_{xx}^2 + D_{yy}^2 + D_{xy}^2 + D_{xx}D_{yy}) \leq \frac{2}{3} \sigma_{id}^2. \end{aligned} \quad (1)$$

где ρ – плотность;
 p – давление;
 e – удельная внутренняя энергия;
 t – текущее время;
 x, y – осевая и радиальная координаты;
 J_x, J_y – компоненты вектора скорости;
 g_{ij} – метрические коэффициенты основного базиса выбранной системы координат, причем $i, j=x, y$;
 σ_{xx}, σ_{yy} – нормальные напряжения в осевом, радиальном и тангенциальном направлениях;
 σ_{xy} – касательные напряжения;
 D_{ij} – компоненты девиатора напряжений;
 $\dot{\epsilon}_{ij}$ – компоненты тензора скоростей деформаций;
 $D(\dots)/Dt$ – производная в смысле Яуманна;
 G – модуль сдвига;
 σ_{id} – динамический предел текучести среды.

В приведенной системе уравнений в порядке следования представлены законы сохранения массы, импульса и энергии, в общем виде уравнения состояния взаимодействующих сред (кумулятивной облицовки, ВВ продуктов детонации, воздуха и крепкого пропластка), взаимосвязь компонентов тензора полных напряжений с шаровой и девиаторной составляющими, кинематические соотношения, физические соотношения в виде закона Гука в дифференциальной форме и условия пластического течения Мизеса.

Предполагается также, что в зоне растягивающих напряжений при выполнении условия $\sigma_i > \sigma_p$ (σ_i – интенсивность напряжений; σ_p – предел прочности на растяжение) крепкий пропласток или кумулятивная струя теряет свою прочность и ведет себя как сыпучее тело.

Динамический предел текучести (σ_{id}) материалов кумулятивной облицовки и крепкого пропластка, в процессе проведения расчетных исследований принимался постоянным. В качестве уравнений состояния для всех рассматриваемых материалов, за исключением воздуха, использовались либо линейная зависимость вида $p = K(\rho/\rho_0 - 1)$, либо ударная адиабата вида $D_\Phi = as + bJ$, позволяющая вычислить давление в ударно-сжатом веществе посредством задания констант a и b [3], где K – модуль объемного сжатия вещества; D_Φ, a – скорости ударной волны и звука в материале, b – коэффициент сжимаемости; J – массовая скорость за фронтом ударной волны.

Для воздуха используется уравнение состояния совершенного газа $p = (\gamma - 1)\rho e$ с постоянным показателем адиабаты $\gamma = 1,4$. При этом удельная внутренняя энергия подбирается таким образом, чтобы начальное давление в воздухе при его начальной плотности $\rho_a = 1,2921 \text{ kg/m}^3$ соответствовало атмосферному давлению $p_a = 1,01325 \cdot 10^5 \text{ GPa}$ [6], т.е. $e = 0,196 \text{ MJ/kg}$.

Для продуктов детонации используется уравнение состояния в форме Джонсона–Уилкинса–Ли [3]:

$$\begin{aligned} p &= A_{ex} \left(1 - \frac{\omega}{r_1 V} \right) \exp(-r_1 V) \\ &+ B_{ex} \left(1 - \frac{\omega}{r_2 V} \right) \exp(-r_2 V) + \frac{\omega}{V} e_T, \end{aligned} \quad (2)$$

где $V = \rho_{ВВ}/\rho$ – относительный удельный объем;

$A_{ex}, B_{ex}, r_1, r_2, \omega$ – эмпирические коэффициенты; $e_T = e_{рex}$.

В нашем случае принимаются следующие числовые значения: $A_{ex} = 524 \text{ GPa}$; $B_{ex} = 7,678 \text{ GPa}$; $r_1 = 4,2$; $r_2 = 1,1$; $\omega = 0,34$; $e_T = 8,5 \text{ GJ/m}^3$.

Граничными условиями для данной задачи являются: условие симметрии на оси x ($v_y = 0$), задание параметров Чепмена–Жуге на фронте детонационной волны, на контактных границах типа «оболочка – продукты детонации», «оболочка – воздух» – $\sigma_n = p$, где p – давление в продуктах детонации или воздухе, σ_n – нормальные составляющие напряжений в текущем элементе оболочки. Предполагается также, что в начальный момент времени ВВ детонирует в точке иницирования (поз. 4, рис. 1), рассматриваемые среды находятся в покое, а состояние пород соответствует невозмущенной среде.

Для получения более полной информации о кинематических характеристиках движения элементов облицовки они маркируются подвижными реперными точками (маркерами или трассерами), в которых дополнительно вычисляются параметры текущего состояния среды.

При анализе действия кумулятивного заряда по крепкому пропластку, проводился сравнительный анализ слоя гравелита.

В модели пористой упругопластической среды, деформирование среды при динамическом нагружении описывается соотношениями P-α-модели Хермана-Кэррола-Холта [1, 7, 8].

В данной модели зависимость давления в среде от удельного объема представляется в параметрическом виде посредством введения некоторого α, характеризующего степень пористости породы, с помощью двух функций:

$$P = f(\alpha, V, e) \quad \text{и} \quad \alpha = g(P).$$

Здесь $V=1/\rho$, $V_S=1/\rho_S$ – удельный объем пористой и монолитной сред;

e и $\alpha=V/V_S=\rho_S/\rho$ – удельная внутренняя энергия и степень пористости среды.

Зависимость $\alpha = g(P)$ определяется согласно выражению:

$$\alpha = 1 + \alpha_c - 1 \cdot \left[\frac{p_s - p^{-1}}{p_s - p_c} \right] \quad (3)$$

где p – текущее давление;

p_S – давление, определяющее переход материала из пористого в сплошное состояние;

p_c – давление, определяющее переход пористого материала из упругого в пластическое состояние;

α_c – степень пористости, соответствующая давлению p_c .

Для сплошного состояния в качестве уравнения состояния используется полиномиальная зависимость.

При сжатии:

$$p = \frac{p}{p_0} - 1 \approx 0, \quad (4)$$

$$P_3 = (A_1 p + A_2 p^2 + A_3 p^3) - (B_0 + B_1 p) p^e.$$

При растяжении:

$$p = \frac{p}{p_0} - 1 < 0, \quad (5)$$

$$P_3 = (T_1 p + T_2 p^2) - B_2 p^e.$$

Здесь $A_1=35,27$ GPa, $A_2=39,6$, $A_3=9,04$, $T_1=35,27$ GPa, $B_0=B_1=1,22$.

Остальные параметры модели принимались следующими: начальная плотность среды $\rho_0=2,25$ g/cm³, плотность сплошной среды $\rho_S=2,75$ g/cm³, $C_0=2,92$ km/s, $p_c=0,0233$ GPa, $p_S=6,0$ GPa, $G=16,7$ GPa. Прочность на сжатие гравелита принималась равной $\sigma_{id}=0,0375$ GPa, прочность на растяжение – $\sigma_p=0,00375$ GPa ($\sigma_p/\sigma_{id}=0,1$), прочность на сдвиг – $\sigma_S=0,00675$ GPa ($\sigma_S/\sigma_{id}=0,18$).

В качестве меры дробимости крепкого пропластка использовалась величина наносимого ущерба D, рассчитываемая по формуле:

$$D = \sum \frac{\Delta \epsilon_p}{\epsilon^f}, \quad 0 \leq D \leq 1. \quad (6)$$

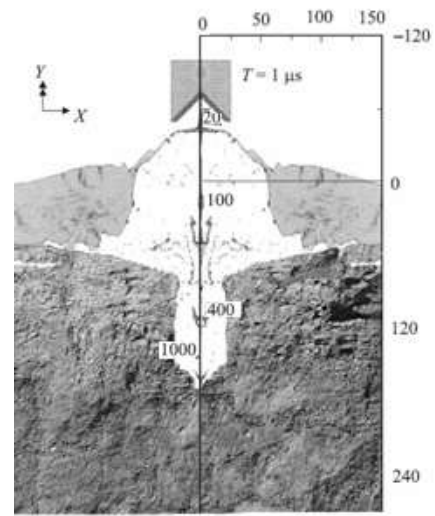


Рис. 2. Динамика развития взрывного взаимодействия кумулятивного заряда с разнопрочным массивом

Здесь $\Delta \epsilon_p$ – накопленные пластические деформации;

ϵ^f – предельные пластические деформации, при которых происходит разрушение хрупкого материала.

Величина предельных деформаций рассчитывается по формуле:

$$\epsilon^f = D_1(p^* - p_{spall}^*)^{D_2} \geq \epsilon_{min}^f, \quad (7)$$

где $p^*=p/\sigma_p$;

$p_{spall}^*=\sigma_p/\sigma_{id}$; $D_1=0,04$;

$D_2=1$ – параметры дробления;

$\epsilon_{min}^f=0,01$ – минимально возможная деформация разрушения пропластка. Согласно модели прочностные параметры корректировались в соответствии с условием:

$$G^* = (1 - D)G_S - DG_r, \quad (8)$$

Например:

$$G^* = (1 - D)G_S - DG_r, \quad (9)$$

где G^* – скорректированное значение модуля сдвига;

$G_S=G$ – модуль сдвига монолитного тела;

$G_r=G_{residual}=0,13$ – остаточное значение.

Определены потенциальные возможности, изучены физические особенности функционирования кумулятивного заряда на разных фокусных расстояниях по крепкому пропластку конечной мощности, а также сравнение результатов расчета по двум разным моделям с экспериментальными данными.

На рис. 2 представлена динамика развития взрывного взаимодействия кумулятивного заряда с разнопрочным массивом.

Таким образом, проведено численное моделирование действия укороченного заряда с кумулятивным эффектом в массиве разнопрочных горных пород, позволивший разработать и промышленно

внедрить способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород рассредоточенными и укороченными скважинными зарядами с кумулятивным эффектом.

Список литературы:

1. Колпаков В.И., Савенков Г.Г., Мазур А.С., Рудомёткин К.А. Численное моделирование функционирования удлиненного кумулятивного заряда по железобетонной преграде // Журнал технической физики. – Москва, 2015. – Том 85. – Вып. 1. – С. 3-10.
2. Бабкин А.В., Колпаков В.И., Охитин В.Н., Селиванов В.В. Численные методы в задачах физики быстропротекающих процессов. – М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2006. – 520 с.
3. Физика взрыва. – Т. 1, 2 / Под ред. Л.П. Орленко. – М.: Физматлит, 2002. – 824 с., – 656 с.
4. Теоретические и экспериментальные исследования высокоскоростного взаимодействия тел / Под ред. А.В. Герасимова. – Томск: Изд-во Томского ун-та, 2007. – 572 с.
5. Нох В.Ф. СЭЛ – совместный Эйлера-Лагранжа метод для расчета нестационарных двумерных задач // Вычислительные методы в гидродинамике. – М.: Мир, 1967. – С. 128–184.
6. Физические величины: Справочник / Под ред. И.С. Григорьева, Е.З. Мейлихова. – М.: Энергоиздат, 1991. – 1232 с.
7. Rebecca M., Leelavanichkul B., Leelavanichkul C. Survey of Four damage Models for Concrete // Sandia Report. SAND 2009–5544. 2009. 80 p.
8. Фомин В.М., Гулидов А.И., Сапожников Г.А. и др. Высокоскоростное взаимодействие тел. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. – 600 с.

УДК 622.775

© Сапаров А.Б., Шарафутдинов У.З., Ахадов Х.Р., Икрамов Д.З. 2015 г.

СОЗДАНИЕ ИСКУССТВЕННЫХ ВОДОУПОРОВ

Сапаров А.Б., нач. ТО ПУРИРМ НГМК; Шарафутдинов У.З., нач. СТК РУ-5 НГМК, канд. техн. наук; Ахадов Х.Р., гл. геолог РУ-5 НГМК; Икрамов Д.З., гл. геотехнолог ГТР Сев РУ

Kon-geologik sharoitlarning og'irlashuvi produktiv aralashmalarining vertikal oqimi harakatini boshqaruvchi, sun'iy va tabiiy litologik oynalarni berkituvchi suvbardosh usullarni yaratishni taqoz qiladi.

Tayanch iboralar: *er osti ishqorlash, unumli aralashmaning harakati, sun'iy suvbardosh, vertikal oqim, texnologik skvajinalar, fil'trga qarama qarshi ekran.*

Complication of mining and geological conditions sest a problem of creation new ways to control the movement of productive solutions allowing to prevent the process of vertical spreading through the creation of artificial and covering lithologic windows in natural aquicludes.

Key words: *underground leaching, movement of productive solutions, artificial aquiclude, vertical spreading, technological wells, watertight screen.*

Период конца 90-х гг. в горнодобывающей промышленности характеризуется нарастанием усложнения горно-геологических условий, повышением требований к экономичности и экологической чистоте горной технологии.

В настоящее время в разработку начинают вовлекаться слабопроницаемые, маломощные участки залежей, участки с фильтрационной неоднородностью и отсутствием водупоров, указанные факторы ведут к увеличению расхода реагентов и объема бурения. Все это вынуждает вовлекать в отработку в первую очередь проницаемые и мощные (богатые) участки, в результате чего последующая разработка маломощных, бедных по содержанию и не имеющих большие запасы отдельных участков месторождений становится нерентабельной.

В целом способ подземного выщелачивания остается избирательным, т.е. под единственную освоенную технологическую схему подбираются подходящие горно-геологические условия. Предлагаемые отдельными специалистами решения по обеспечению резкого роста добычи полезных ископаемых способом ПВ, только за счет модернизации техники и ее количества или применения новых реагентов представляется односторонним, поскольку усложнение горно-геологических условий ставит задачу создания способов управления движением технологических растворов, протекающих в массиве вне зависимости от традиционных технических средств.

Таким образом, для перехода к валовому использованию подземного выщелачивания, когда определенным типам рудных залежей будут соответствовать

специализированные технологические схемы, необходимо вносить коренное изменение в существующие технологии. В их число входят специальные и комбинированные способы подготовки рудных залежей и интенсификации процессов подземного выщелачивания, а также способы изменения направления движения технологических растворов.

Общие представления о специальных системах подземного выщелачивания.

В классификации систем разработки месторождений полезных ископаемых методом выщелачивания в качестве главного квалификационного признака выделено «подготовка массива к выщелачиванию». При этом термин «подготовка» используется в качестве обобщающего, в который входят понятия: собственно подготовка, интенсификация и изменение направления движения естественного потока подземных вод. На основании этого критерия необходимо выделить отдельный класс систем, который целесообразно охарактеризовать как класс «специальных систем подземного выщелачивания».

Система ПВ локализацией растворов.

Способом, позволяющим предотвратить процесс вертикального растекания технологических растворов, является создание искусственных водоупоров и перекрытие литологических окон в естественных водоупорах. Причем установлено, что нет жесткой необходимости в создании сплошного экрана. Достаточно обеспечить формирование плоскопараллельного потока раствора в прискважинной зоне за счет создания экранов радиусом 10 и более метров, опыт образования которых в песчано-глинистых породах имеется. Могут применяться также химические завесы (зоны кольматации), создаваемые методом последовательной инъекции в пласт солей поливалентных металлов и карбонатов щелочных металлов, снижающие фильтрационные свойства в 5-7 раз, а также различные геохимические барьеры (рис. 1).

В результате осуществления запроектированных мероприятий эффективную мощность, возможно, снизить в 3 раза. Количество продуктивных растворов при этом должно сократиться в 3,0-3,5 раза с пропорциональным увеличением концентрации металла в продуктивных растворах (за счет снижения разубоживания) и сокращением отработки участка в 1,5 раза. Если учесть, что только на отдельных месторождениях выявлено более 30% площади рудоносных горизонтов, не имеющих нижнего водоупора, то эффект от их восстановления выразится в сокращении расхода кислоты, затрачиваемой на процесс добычи, на 18% и уменьшения сроков отработки запасов локализованных в рудных телах на 15%.

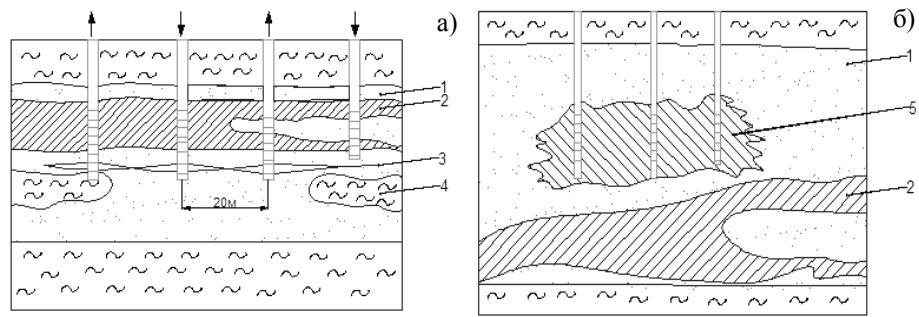


Рис. 1. Системы ПВ с локализацией растворов: а - гидроразрывными экранами; б - кольматационными завесами (1-рудный горизонт; 2-рудное тело; 3-противофильтрационный экран; 4-водоупор; 5-кольматационная завеса)

Целью использования вертикальных завес является либо полная локализация остаточных ореолов в зоне отработки, либо торможение потока с продуктами процессов ПВ (рис. 2).

Таким образом, областью применения вертикальных экранов в ближайшее время является защита водозаборов и горных выработок, находящихся непосредственно в зоне выщелачивания и локализации тектонических нарушений, расположенных в контуре отработки (рис. 3), проблему же поддержания уровней пластовых вод целесообразно решать за счет создания гидрозавес или заводнением.

На добычных площадях зафиксированы случаи, как растекания растворов за контур рудного тела, так и движения остаточного ореола по направлению потока после прекращения отработки. Ряд исследовате-

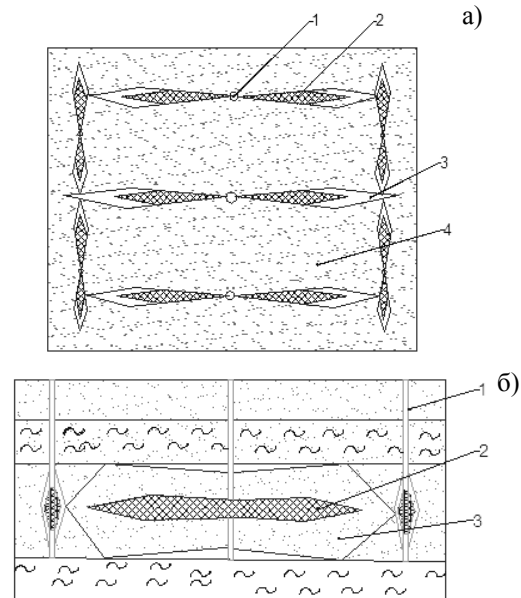


Рис. 2. Системы ПВ с полной локализацией остаточных ореолов и удалением поверхностных отходов в отработанную зону: а - план; б - разрез: (1 - технологические скважины, переоборудованные в нагнетательные для гидроразрыва закачки отходов; 2 - захороненные отходы; 3 - вертикальные экраны; 4 - отработанная зона с остаточными продуктами процесса ПВ)

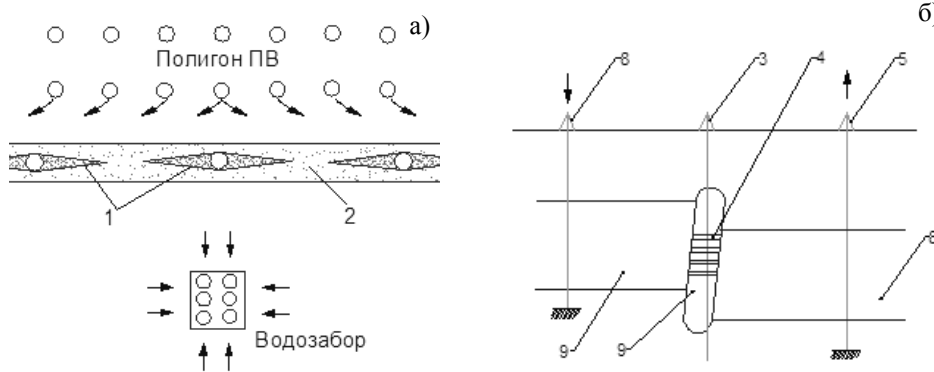


Рис. 3. Системы ПВ с вертикальными завесами: комбинированной для защиты водозаборов (а) и для локализации тектонических нарушений (б): 1 - гидроразрывной экран; 2 - зона кольматации; 3 - скважина гидроразрыва; 4 - канал перфорации; 5 - откачная скважина; 6 - опущенный блок; 7 - экраны; 8 - закачная скважина; 9 - рудное тело

лей не усматривают в этом существенной экологической опасности для объектов, расположенных вне контура горных отводов. Существует гипотеза, что в процессе движения остаточных растворов по пласту происходит их деминерализация, и что к предполагаемому району разгрузки пластовые воды поступают в исходном состоянии.

Имеется достаточное количество описаний ПВ с вертикальными завесами. В основном это компиляции по зарубежным и отечественным патентным материалам. Попыты создания вертикальных противоточных экранов, за исключением отдельных экспериментов, практически нет.

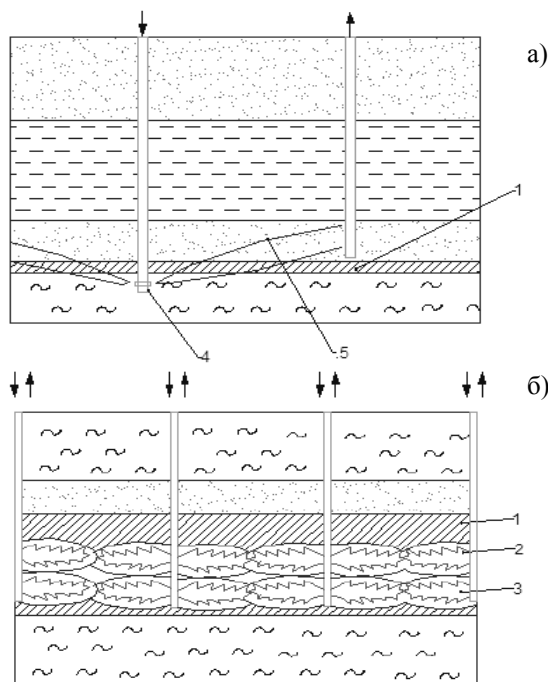


Рис. 4. Системы ПВ с селективной обработкой пласта реагентом: с принудительным нагнетанием и кольматации (а) и поочередным вскрытием (б): 1 - скважина; 2 - зона кольматации; 3 - зона нагнетания реагента; 4 - узел нагнетания; 5 - линии тока

Системы ПВ регулированием движения растворов в пространстве и времени.

В группу специальных систем, в которых реализуется условие заданной пространственной и временной ориентации потоков растворов, помимо систем, обеспечивающих интенсификацию процессов гидродинамическими методами, входят также системы, в которых используется специальные методы изменения направления движения растворов в процессе эксплуатации.

Системы ПВ с селективной обработкой пласта реагентом. В том случае, когда проницаемость руды существенно ниже проницаемости окружающих пород, сложно обеспечить движение реагента по рудному телу без его перетекания в более проницаемые породы. Изучается система с принудительным нагнетанием реагента через пласт, вскрытый перфорацией и гидроразрывом. Вскрытие пласта осуществляется в районе контакта руды и нижнего водоупора проведением перфорации либо с использованием устройств поинтервального воздействия на пласт. Фильтр откачной скважины располагается над рудным пластом и вскрывает породы на минимальную мощность (рис. 4, а).

Отключение из гидродинамической системы высокопроницаемых пород кровли горизонта осуществляется кольматацией песков растворами, закачиваемыми в режиме гидрорасчленения (давление на забое около 4,0 МПа). В этом случае для сохранения необходимого дебита скважин и исключения резкого снижения уровней пластовых вод требуется принудительное нагнетание реагента

Для залежей с переслаиванием фильтрационно неоднородных пластов значительной мощности помимо чисто гидродинамических (режимных) усовершенствований скважинных систем ПВ необходимо рассматривать систему первоначального вскрытия и отработки наиболее проницаемых зон пласта и последующим их тампонажем (рис. 4, б).

Для разработки слабопроницаемых пластов с коэффициентом фильтрации 1,0-1,5 м/д, и мощностью 2-5 м, имеющих выдержанные водоупоры и низкий напор на кровлю, необходимо применять систему «циклической обработки». Сущность ее состоит в периодическом принудительном нагнетании реагента в пласт по всем технологическим скважинам с последующей откачкой продуктивных растворов и понижением уровня до критической величины с целью предотвращения осушения разрабатываемого участка пласта. Технологические скважины периодически выполняют функции откачки-закачки, т.е. работают в режиме «пуш-пул» (рис. 5).

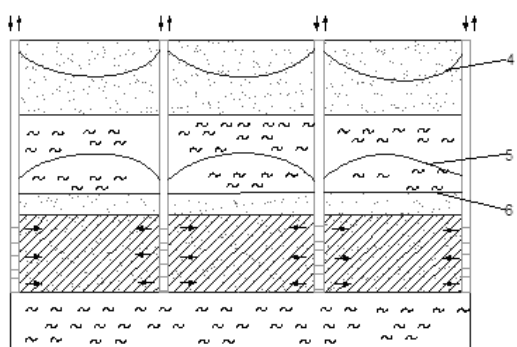


Рис. 5. Система циклической обработки: 1 - верхняя граница динамического уровня; 2 - нижняя граница динамического уровня; 3 - зона нагнетания реагента; 4 - узел нагнетания; 5 - линии тока; 6 - статистический уровень

Для отработки многоярусных залежей перспективна система селективного вскрытия, предусматривающая одновременную очистку недр от остаточных продуктов ПВ (рис. 6).

Где $K_{1,2,3,4}$ - коэффициенты проницаемости; **а**-отработка наименее проницаемого пласта II; **б**- кольматация прифильтровой зоны скважины 2 и вскрытие следующего по проницаемости пласта IV через скважину 2, частичное закисления пласта IV остаточными растворами; **в**-кольматация зоны 5 скважины 1 в зоне пласта IV и вскрытие скважины 1 в зоне пласта IV, его дозакисление и отработка; **г**-кольматация прифильтровой зоны скважины 2 и вскрытие пласта I через скважины 2, частичное закисление пласта I остаточными растворами; **д**-кольматация прифильтровой зоны скважины 1 в зоне пласта IV и вскрытие через них пласта I, его дозакисление и отработка; **е**-кольматация прифильтровой зоны скважины 2 в зоне пласта I и вскрытие пласта III через скважины 2 пласта III, частичное закисление пласта III остаточными растворами; **ж**- кольматация прифильтровой зоны I, вскрытие через скважины 1 пласта III, его закисление и отработка.

В основе большинства систем селективного воздействия на пласт лежит принцип принудительного нагнетания реагента. В существующих методиках для этих целей возможно использование кислотных насосов, имеющих ограниченные ресурсы, производительность и напор, высокую стоимость.

Следовательно, необходимо ориентироваться на применение камерных загрузочных устройств, позволяющих централизованно, с использованием минимума серийного оборудования для производства операции гидроразрыва, заполнения трещин фильтрующим материалом, нагнетания рабочего реагента.

Система вертикальной фильтрации с изменением направления движения растворов в процессе эксплуатации.

Для отработки слабопроницаемых рудных залежей, окруженных высокопроницаемыми породами, предлагается система с расположением фильтров «этажами»: закачной – над рудным пластом, откач-

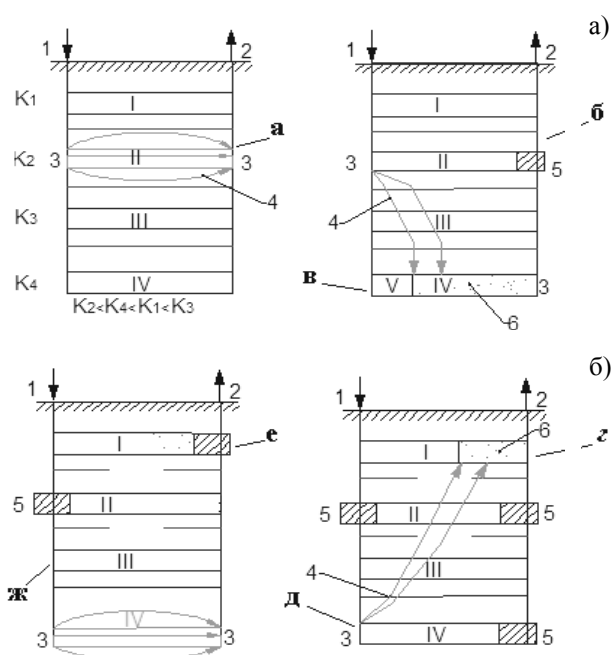


Рис. 6. Способ обработки многоярусного месторождения: 1 - закачные скважины; 2 - откачные скважины; 3 - фильтр; 4 - линии тока; 5 - закольматированная зона; 6 - частично закисленная зона

ной – под ним – и фильтрацией вертикально – сверху вниз. Эта система частично применялась на отдельных предприятиях ПВ, но ввиду отсутствия возможности регулирования потока растворов, не получила широкого распространения. Основным ее недостатком также является малая площадь проработки пласта парой скважин и неизбежное при этом сгущение сети сооружаемых скважин.

В стадии разработки находятся различные варианты, исключающие присущие системе вертикальной фильтрации недостатки. Рассматривается техническая возможность реализации проекта освоения системы вертикальной фильтрации с созданием в процессе эксплуатации в промежутке между фильтрами противофильтрационного экрана, обеспечивающего перераспределение потока с центральной зоны гидродинамической ячейки на ее периферию. Экран создается после выемки 40% запасов ячейки.

Для увеличения размеров гидродинамической ячейки предлагается также использовать способ дифференцированной подачи и отбора растворов из различных зон пласта (рис. 7).

Вскрытие осуществляется по этажной схеме. Скважины оснащаются коаксиально расположенными колоннами. Верхний и нижний фильтры распаковываются на секции по числу прорабатываемых зон. После достижения в зоне около 80% извлечения производится формирование двух- или многослойного фильтрационного несмешивающегося потока растворов с подачей в зону I маточного раствора и по-

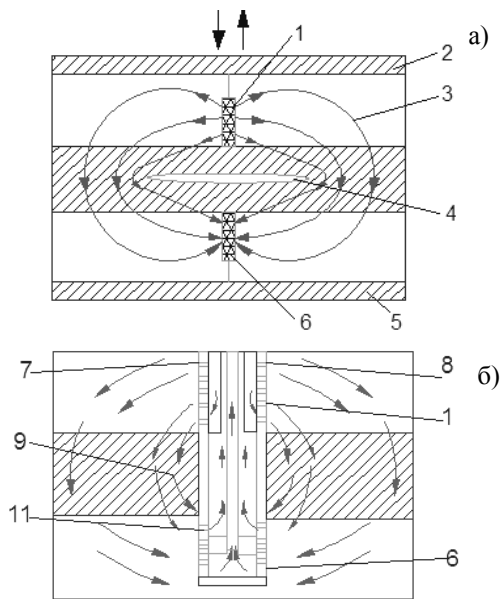


Рис. 7. Этажная схема расположения фильтров с промежуточным экраном (а) и дифференцированной подачи выщелачивающих растворов: 1 - закачной фильтр; 2 - верхний водоупор; 3 - линии тока; 4 - экран; 5 - нижний водоупор; 6 - откачной фильтр; 7 - закачные колонны; 8 - откачные колонны; 9 - зоны отработки; 10 - пакеры

степенным уменьшением концентрации серной кислоты в растворах, проходящих через зону II.

Системы с изменением проницаемости.

Осваивается ряд систем, позволяющих повысить проницаемость рудных тел с целью улучшения контакта реагента с рудой, ускорения процесса выщелачивания и разрежения сети технологических скважин.

Система выщелачивания с протяженными коллекторами.

Исследования ведутся по двум направлениям:

- Первое имеет целью максимальную линейризацию потока продуктивных растворов в проницаемых рудах ($K_f=3\div 7$ m/d) для исключения формирования застойных зон на периферийных участках гидродинамической ячейки, что позволяет снизить разубоживание продуктивных растворов и сократить количество

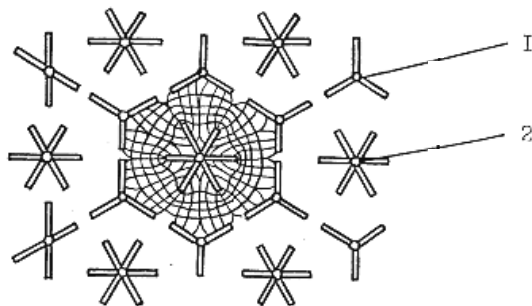


Рис. 9. Системы ПВ с коллекторами сложной конфигурации: 1 - закачная скважина; 2 - откачная скважина

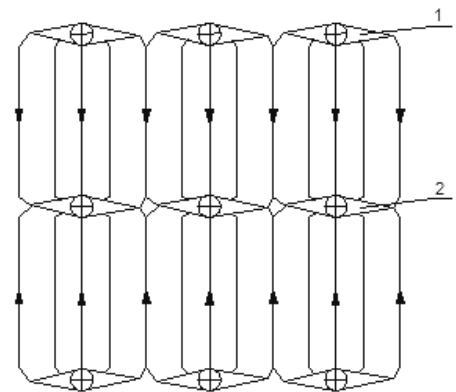


Рис. 8. Системы с линейными коллекторами в рядах технологических скважин: 1 - закачная скважина; 2 - откачная скважина

технологических скважин за счет увеличения их дебита.

Для этого предусматривается создание параллельных вертикальных коллекторов (рис. 8).

- Второе направление связано с обработкой слабопроницаемых глинистых участков ($K_f=0,1\div 1,5$ m/d) и предполагает использование системы коллекторов сложной конфигурации и горизонтальных зон повышенной проницаемости (рис. 9).

Коллектора создаются методом гидроразрыва (либо гидроразмыва) на всю мощность пласта с заполнением полостей фильтрующим материалом.

Система с увеличением проницаемости руд гидроразрывом.

Область применения этих систем – песчано-глинистые руды мощностью более 3 м с коэффициентом фильтрации 0,5-1,5 m/d; скальные руды с развитой естественной трещиноватостью; глинистые руды с коэффициентом фильтрации менее 0,1 m/d.

Сущность системы состоит в создании искусственной или развитии естественной трещиноватости в массиве (рис. 10), образовании квазипараллельных полостей с заполнением их фильтрующим материалом. От систем протяженными коллекторами рассматриваемая система отличается значительно меньшими расстояниями между трещинами (полостями),

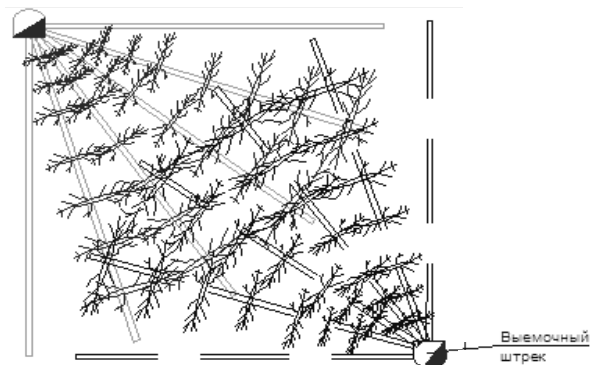


Рис. 10. Создание искусственной трещиноватости в скальных рудах поинтервальной гидроразрывом

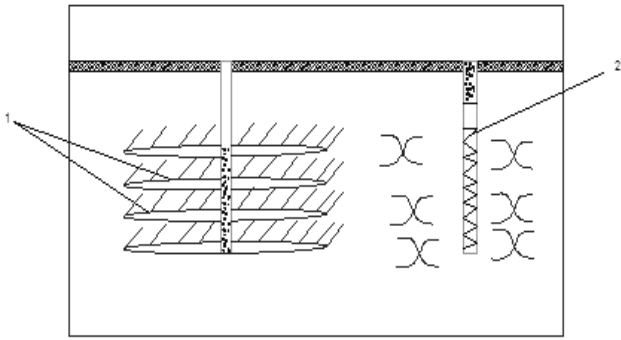


Рис. 11. Повышения скального рудосодержащего массива: 1 - трещины гидроразрыва; 2 - периферийная взрывная скважина

предопределяющими необходимость использования специальных устройств вскрытия и обработки выщелачиваемых интервалов.

Система с воздействием физических полей.

1. Система выщелачивания с волновыми воздействиями на массив.

Изучаются два воздействия – дистанционное разуплотнение путем проведения камуфлетного взрывания в скважинах, расположенных в массиве по специальной сетке, с применением сложных схем взрывания и рассчитываемого времени замедления (рис. 11); ударное воздействие на столб жидкости с генерированием силовых волн, передаваемых по оси скважины через волновод-излучатель на акустический отражатель, размещаемый напротив обрабатываемого интервала (рис. 12).

Опробованы методы ультразвукового воздействия (УЗВ); установлено, что при длине балластного слоя более 1 м интенсифицирующие воздействие УЗВ резко падает. Увеличение интенсивности УЗВ эффекта не дает. Среда не способна передать колебания с большой интенсивностью вследствие чрезвычайно развитой кавитации и перераспределения энергии в высокие области частот, а также в силу снижения акустического импеданса среды, насыщенной пузырьками газа.

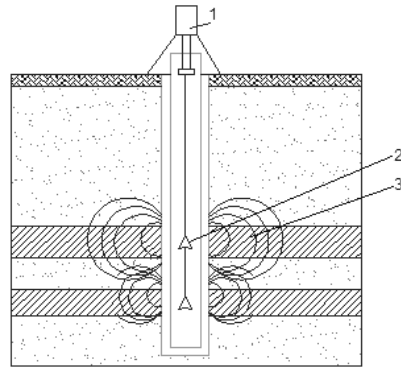


Рис. 12. Повышение проницаемости рудного массива гидроимпульсным воздействием: 1 - генератор волн; 2 - акустический отражатель; 3 - волны сжатия

2. Система выщелачивания с воздействием на пласт постоянного или переменного электрического тока.

В настоящее время из методов электровоздействия применительно к ПВ наиболее освоена система со стабилизацией дебита откачных скважин (рис. 13.) путем увеличения проницаемости пласта в радиусе 3-5 м от скважины переменным током низкого напряжения (20-60 В при силе тока 10-30 А).

Изучается метод токов высокой плотности (рис. 14), обеспечение системы микрокапилляров. В результате обработки скального массива в опытном блоке (напряжение 380 В, сила тока 50 А, время одного цикла обработки -1 h), в течение недели сохранялось увеличение дебита в 2÷2,5 раза и концентрации полезного компонента в 2÷3 раза с постепенным снижением до первоначальных значений. Стабилизацию увеличения дебита и концентрации возможность повышением времени и концентрации возможно обеспечить повышением времени электровоздействия.

Анализ научно-технической информации показывает, что публикаций по вопросам подземного выщелачивания в открытой печати остается достаточно большим, причем появилось значительное количество патентов, на основании которых можно с уве-

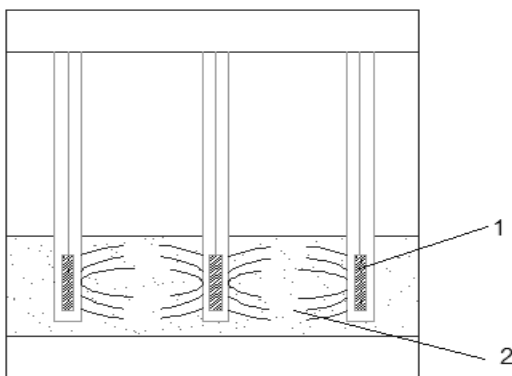


Рис. 13. Интенсификация процесса ПВ переменным электрическим током: 1 - электрод; 2 - силовые линии

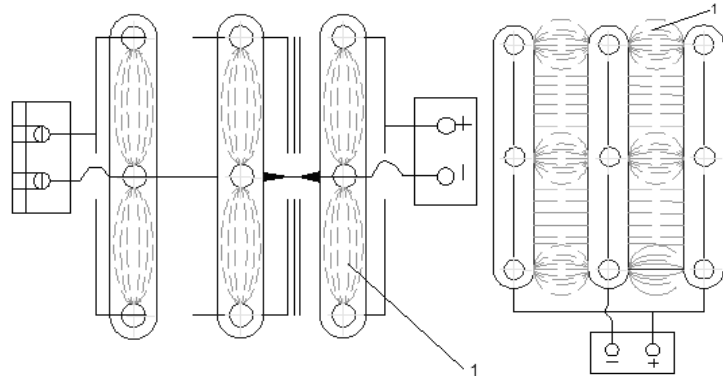


Рис. 14. Интенсификация процесса ПВ токами высокой плотности: 1-силовые линии

ренностью говорить о повышении внимания к созданию новых систем ПВ, позволяющих использовать этот метод в осложненных условиях при значительном снижении себестоимости добычи. Но, к сожалению, в научно-технической литературе, как в Узбеки-

стане, так и зарубежной, результаты применения новых систем практически не освещены и данные о последствиях их внедрения отсутствуют.

Поэтому об уровне разработок можно судить только по патентной информации.

УДК 622.032

© Хатамова Д.Н., Буриев Ш.У., Халимов М.М. 2015 г.

СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОВЕТРИВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ САМОХОДНЫХ КОМПЛЕКСОВ В ШАХТАХ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА

Хатамова Д.Н., асс. каф. «Горное дело» НГГИ; Буриев Ш.У., магистрант НГГИ; Халимов М.М., магистрант НГГИ

Kam kapital va ekspluatatsion xarajatli kon transporti mashina va mexanizmlarining, ichki yonish dvigateldan tashkil topgan ekspluatatsion mexanizmlarning, hamda kon ishchilarning komfort sharoitini ta'minlovchi er osti lahimlarini shamollatishni jadallashtirish vositalari va usullari taklif qilingan.

Tayanch iboralar: *er osti lahimlari shamollatishni jadallashtirish vositalari va usullari, shamollatish sxemasi, transport yig'ilish lahimi, kon ishchilarning komfort sharoiti, kon-transport mashina va mexanizmlar, kapital va ekspluatatsion xarajatlari.*

Ways and means of intensifying ventilation the underground workings are presented the transport connecting tracks advanced systems ventilation, providing comfortable conditions of employees work, operating mechanisms with internal-combustion engines, without large capital and operating costs.

Key words: *ways and means of intensifying ventilation the underground workings, ventilation scheme, transport connecting tracks, comfortable conditions of employees work, mining and transport machines, capital and operating costs.*

Осуществление коренного технического перевооружения и оснащённости рудников Кызылкумского региона современными дизельными самоходными машинами (МоАЗ, Atlas Copco) (рис. 1) ставит задачи эффективной вентиляции выработок при их эксплуатации.



Рис. 1. Гидравлическая буровая установка Boomer 104-1238 фирмы Atlas Copco

Дизельный привод, при многих его достоинствах, обеспечивающих ему широкое распространение, имеет весьма существенный недостаток – выхлопные газы содержат токсически вредные для человека вещества: окись углерода, окислы азота, альдегиды, сажу и др.

Указанный недостаток в подземных условиях имеет особое значение в связи с ограниченной пропускной способностью горных выработок по воздуху, сечение которых устанавливается обычно исходя из размещения горнотранспортного оборудования и коммуникаций. Увеличение сечения или проходка специальных вентиляционных выработок требует больших дополнительных затрат, что в значительной степени снижает эффективность применения самоходного оборудования с дизельным приводом. Поэтому нейтрализация выхлопных газов и организация действенной вентиляции при эксплуатации и проведении выработок – серьёзная проблема [1, 2].

Применяемые на рудниках схемы проветривания транспортных съездов не исключают подачу загазованного воздуха к местам ведения горных работ.

Использование наклонного съезда для выдачи воздуха ведет к загазовыванию его выхлопными газами и ухудшению в нем условий труда водителей транспортных средств.

Повышение эффективности проветривания шахт при эксплуатации самоходных машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) могут решаться в направлении увеличения КПД вентиляционных потоков, не прибегая к значительным дополнительным затратам.

При работе погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с ДВС в подземных выработках выходящие из коллектора выхлопные газы имеют температуру до 40⁰С при относительной влажности 20-25%, и за счет массообмена происходит интенсивное увлажнение выхлопных газов ДВС до уровня относительной влажности воздуха в выработке. В связи с насыщением водяными парами выхлопных газов происходит поглощение окислов азота, а также учитывая, что окиси углерода по отношению к воздуху имеют меньшую плотность, происходит их скопление в сводовой части выработки.

Присутствие окиси углерода и окислов азота в рудничном воздухе на уровне дыхания людей отмечается на расстоянии от ПДМ, равном 4-6 м, по ходу движения вентиляционной струи. Эффект расслоения выхлопных газов может быть большим, если коллектор для их отвода направить в сводовую часть выработки, т.е. перпендикулярно ее оси.

За счет разделения вентиляционного потока плоской струей, можно локализовать выхлопные газы ДВС в ее сводовой части и отделить поток свежего воздуха в зоне дыхания [3].

На основании этого могут быть использованы следующие способы и средства интенсификации проветривания выработок.

1. Способ проветривания с разделением воздушного потока плоской струей, локализацией и удалением выхлопных газов ДВС по сводовой части выработки основан на создании в ней двух потоков: чистого и загрязненного воздуха (рис. 2).

При проветривании выработки по этому способу подачу выхлопных газов ДВС ПДМ необходимо осуществлять при помощи удлиненного вертикального коллектора 4 в сводовую часть выработки 1 и отсекал их от чистого воздуха зоны дыхания плоскими струями, создаваемыми при помощи насадок 3, установленных на вентиляционном трубопроводе 2.

Оптимальные геометрические и аэродинамические параметры насадок для создания плоских струй рассчитываются по специальной методике. Установлено, что они могут быть получены как при закрытом выходном сечении трубопровода, так и при полностью или частично открытым с учетом сопротивления трубопровода и подачи требуемого количества воздуха, исходя из условия создания минимально допустимой скорости воздуха в выработке.

Расчетные значения расхода воздуха для проветривания выработок при работе в них ПДМ с ДВС Q_B необходимо определять по формуле [1]:

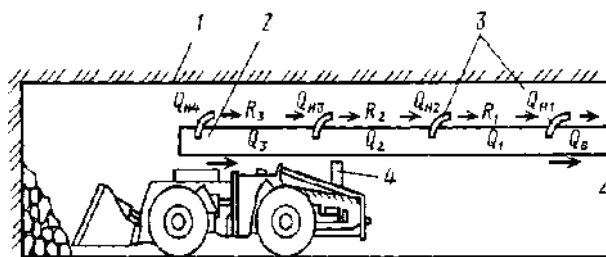


Рис. 2. Схема проветривания с локализацией и удалением выхлопных газов ДВС по сводовой части выработок

$$Q_B = \sum Q_H + V_{\min} S_H, \text{ m}^3/\text{s}, \quad (1)$$

где $\sum Q_H$ – суммарный расход воздуха на создание плоских струй, m^3/s ;

V_{\min} – минимально допустимая скорость воздуха в выработке, m/s ;

S_H – сечение выработки, m^2 .

2. Способ струйной вентиляции путем увеличения количества воздуха с применением местных побудителей движения, т.е. местного душирования.

В качестве побудителей движения воздуха на транспортных уклонах предлагается применять эжекторы типа Э-230, которые, как правило, имеют небольшие размеры и массу, простоту конструкции и сравнительно низкую стоимость, не нуждаются в запасных частях, не требуют квалифицированного ухода и смазки (рис. 3) [4].

Принцип действия эжектора заключается в следующем.

Сжатый воздух, количество которого регулируется вентилем, установленным на трубопроводе, поступает в кольцевую камеру и, выходя из кольцевой щели со сверхзвуковой скоростью, огибает выпуклую поверхность корпуса-диффузора. При истечении струи из кольцевой щели в эжекторе создается разрежение, и под действием разности давления окружающий воздух эжектируется. Количество засасываемого воздуха в 5-18 раз превышает количество расходуемого сжатого воздуха [5].

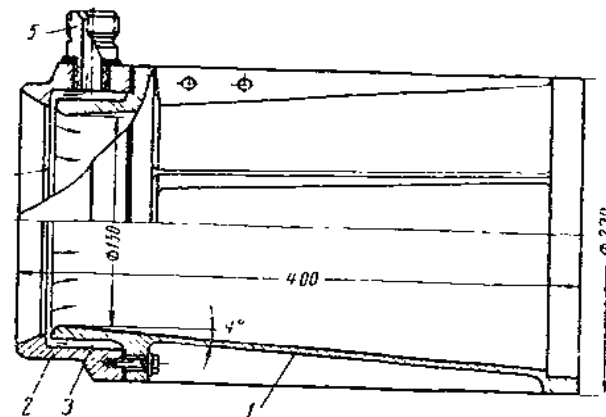


Рис. 3. Эжектор Э-230 для проветривания горных выработок

Эжектор Э-230 подвешивается на высоте 1,5-1,7 м от почвы и на расстоянии 0,5-0,7 м от стенки выработки. При этом угол, образованный осями выработки и эжектора, должен составлять 7-10°, что позволяет получить максимальную длину свободной струи, создаваемой в выработке.

Крепление эжектора может осуществляться на пневмо поддерживающей колонке типа ПК-13 (рис. 4). Возможны и другие конструкции их крепления, что позволяет включать или отключать их в зависимости от количества вредных примесей в воздухе.

Основой расчета струйной вентиляции является определение необходимого количества последовательно устанавливаемых по длине выработки эжекторов, способных преодолеть суммарное сопротивление выработки и обеспечить устранение примесей из атмосферы до санитарных норм.

Необходимый расход по отработавшим газам определяется по формуле [6]:

$$Q = \frac{q_0 C_0}{C^{CO}} \left(m + \frac{2L}{\Delta t_v} + 0,5 \right), \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (2)$$

где q_0 – средняя интенсивность выделения газов дизельными машинами, $\text{м}^3/\text{с}$;

C_0 – начальная, приведенная к окиси углерода, концентрация отработавших газов из выхлопных труб ПДМ, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

v – скорость движения ПДМ, $\text{м}/\text{с}$;

Δt – интервал движения машин, с ;

L – длина выработки, м ;

m – количество машин одновременно работающих в транспортном уклоне;

C^{CO} – допустимая концентрация CO по санитарным нормам.

Суммарный коэффициент сопротивления выработки определяется по формуле:

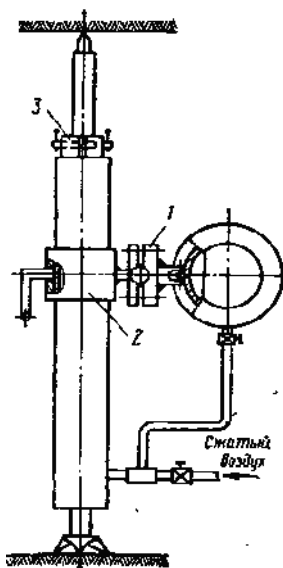


Рис. 4. Схема крепления эжектора на пневмо поддерживающей колонке в горной выработке

$$\lambda_{\text{сум}} = 1 + \ell_{\text{вх}} + \ell_{\text{вых}} + \lambda \frac{L}{D} + 4C_a \frac{F_a v N}{F_u 2} \quad (3)$$

где λ – коэффициент трения воздуха о стенки выработки, принимается $\lambda=0,3$;

$\ell_{\text{вх}}=0,3$ и $\ell_{\text{вых}}=1,0$ – коэффициенты местного сопротивления входа и выхода выработки;

D – гидравлический диаметр выработки, м ;

C_a – коэффициент лобового сопротивления машины;

$$F_a^1 - \text{площадь ПДМ, м}^2; \quad N = \frac{2L}{\Delta t_v} + 0,5$$

Количество эжекторов:

$$Z = \frac{Q^2 \lambda_{\text{сум}}}{2 \left(\frac{1}{F} - Q \right)}, \quad (4)$$

где F – площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;

Q – расход воздуха, рассчитанный по определяющей вредности, $\text{м}^3/\text{с}$.

Расстояние между эжекторами:

$$\ell = 3,9D \left[\left(\frac{U_0}{U} - 1 \right)^2 \delta \right]^{\frac{1}{4}}, \quad \text{м} \quad (5)$$

где U_0 – скорость воздуха на проточном отверстии эжектора, $\text{м}/\text{с}$;

U – средняя скорость воздуха по сечению выработки, $\text{м}/\text{с}$;

σ – коэффициент формы струи эжектора, $\sigma=1,54$.

Таким образом, предложенные способы и средства интенсификации проветривания подземных выработок представляют собой перспективные системы вентиляции транспортных съездов, обеспечивающих комфортные условия труда рабочих, эксплуатирующих механизмы с двигателями внутреннего сгорания, без больших капитальных и эксплуатационных расходов.

Список литературы:

1. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. М.: Недра, 1978, с. 200.
2. Григорьянц Э.А., Инфантьев А.Н., Чугай М.И. Проведение горных выработок с применением самоходного оборудования. М.: Недра, 1990, с. 252.
3. Третьяченко А.Н., Сахновский В.А., Кураченко В.М., Торяник В.В. Новые способы и средства интенсификации проветривания подземных выработок // Охрана труда. – М., 1990. – С. 49-50.
4. Гагауз Ф.Г., Дребница А.В., Переверзов В.В. Пневматические щелевые эжекторы. // Горный журнал. – М., 1971. – №11. – С.77-78.
5. Ващенко В.С., Сахновский В.Л., Бойченко А.А., Заец С.И., Русаков Л.Н. Эжектор Э-230 для нормализации микроклимата в шахтах // Горный журнал. – М., 1976. – №7. – С. 64.
6. Скобунов В.В. Струйная вентиляция сквозных камерообразных выработок. // Горный журнал. – М., 1971. – №11. – С. 76.

ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ЗОНЫ ОКИСЛЕНИЯ В ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГОР БУКАНТАУ И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ КАК КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ

Исаходжаев Б.А., зав. лаб. «ГИС обработки геологических материалов», докт. геол.–мин. наук, проф. ТашГТУ; **Ишбобаев Т.Б.**, ст. научн. сотрудник-соискатель каф. «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» ТашГТУ; **Тангиров А.И.**, ст. преп. каф. «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» ТашГТУ

Janubiy Bukantaudagi paleozoy tog'lik ko'tarilmalari istiqbollari hali tugallanmagan. Gipergenez zonalarining rivojlanishga moyilligi mezozoyning qisqargan qalinlikli qoplama etqizlari tarqalgan maydonlarda er yuzidan uncha chiqur bo'lmagan (100-120 m gacha) joylarda hosligi aniqlandi.

Cementaciya zonasi ustlarida ikkilamchi boyish zonalarini mavjudligiga asoslanib, ushbu xududda oltinning ikkilamchi koncentraciyalari paleozoy yotqizqlarining yuzasidan 50-70 (120 m gacha) dan ziyodroq chiqurlikda kutilishi mumkin.

Tayanch iboralar: oltin va uran konlarining fondi, yangi konlar, og'ir kon-geologik sharoitlar, qizg'in gipergen jarayonlar, oltin ruda tanasining joylashuvi, Muruntau koni, oltin ruda mineralizatsiyasi, o'rganilgan qismlarning 3D modeli.

Prospects of frames Paleozoic mountains of Southern Bukantau are nowhere near exhausted. The tendency of the priority development of supergene zone on areas of cut power of Mesozoic covers and in relatively shallow depths from the daylight surface (100-120 m) is assigned.

Based on the possibility of presence the secondary enrichment zones at depths above the zone of cementation, the main secondary concentration of gold in this region are possible at depths excess of 50-70 (to 120) meters from the surface of Paleozoic basement rocks.

Key words: fund of gold and uranium deposits, new deposits, complex mining and geological conditions, intensive supergene processes, disposition of ore-grade gold mineralization, Muruntau deposit, gold ore mineralization, 3D models of the studied areas.

Фонд месторождений золота и урана, расположенных в приповерхностных условиях, вблизи подготовленной инфраструктуры, с несложными горно-геологическими условиями исчерпан. Открытие новых месторождений с каждым годом становится сложнее, так как перспективные площади располагаются на относительно глубине, характеризуются более сложными горно-геологическими условиями и меньшими размерами [1].

К тому же эти новые площади являются перекрытыми более молодыми образованиями, где нередко развиты интенсивные гипергенные процессы, требующие иные, более совершенные, методы прогноза и оценки скрытых позиций.

Основные аспекты особенностей рудокализации и закономерностей размещения золотого оруденения в ведущих месторождениях Кокпатасского рудного поля и в прилегающих территориях освещены в исследованиях некоторых отечественных авторов, в трудах которых особенности развития процессов гипергенеза практически не рассматривались.

Необходимо отметить, что наряду с классическими обобщениями Смирнова С.С., Крейтера В.М. [2] и других по поведению золота в зоне гипергенеза рудных месторождений известны труды Деды В.И.

(меднорудное оруденение), Голованова И.М. (полиметаллическое оруденение), Касымова А., Образцова А.И. – золоторудное оруденение. Исследования последнего, в отличие от классических, касаются детального изучения этого процесса в условиях засушливого, резко-континентального климата Центральных Кызылкумов на примере месторождения Мурунтау.

В геологическом строении описываемой площади по данным различных авторов [3] участвуют терригенные и кремнисто-терригенно-карбонатные толщи Кокпатасской свиты, карбонатные отложения Окжетпесской, Бозтауской и Восточно-Сардарской свит и вулканогенно-осадочные образования, составляющие основу среднепалеозойского аккреционного комплекса островодужных образований карашахской толщи. Из магматических образований принимают участие известные кокпатасский монзонит-гранодиоритовый и сарытауский трондьемит-адамеллитовый комплексы. По данным Головки А.В., Диваева Ф.К. [4] в центре Кокпатасских возвышенностей имеются выходы пород лампроитовой серии. [5]

Структурный облик центральной части гор Букантау и прилегающих площадей характеризуется ее приуроченностью к зоне крупного надвига отложе-

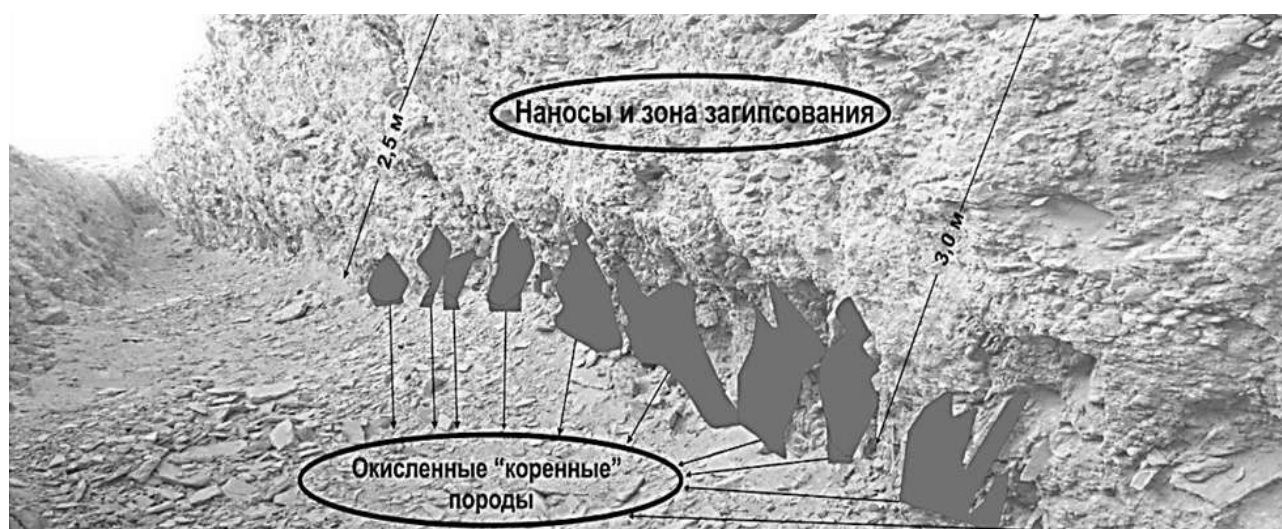


Рис. 1. Вскрываемость «коренных» пород по траншее

ний среднего-верхнего рифея Кокпатасской свиты, на карбонатные породы девона и карбона, обнажающихся в ядре антиформ. На известняках залегает флиш-олистостромовая формация позднемосковского возраста.

Золоторудная минерализация пространственно связана:

- с основным структурным элементом площади – зоной надвига (Бозтау, Карашахо, Восточное, Южный, Окжетпес и мн. др.);

- с зонами разломов северо-восточного ($70-80^{\circ}$) простирания или клиньев, а также в узлах пересечений со структурами других простираний.

- со структурами северо-западного ($290-310^{\circ}$) направления и зонами их влияния – более 35% коренных проявлений.

Не вдаваясь в детали геологического строения объектов, которые известны по многочисленным публикациям, отметим, что наряду с опубликованными и фондовыми источниками авторы использовали результаты собственных полевых наблюдений, а результаты специализированных исследований - осуществленных в лабораториях ИМР и ЦЛ Госкомгеологии, ИГ и Г АНРУз и др.

В процессах изучения условий локализации и закономерностей размещения золотого оруденения в связи с развитием процессов гипергенеза, а некоторых других на объектах гор Букантау, рудных полей (Каракутан и Марджанбулак) авторы неоднократно обнаруживали своеобразные особенности в распределении золота рудной минерализации.

Опыт эксплуатации рудных участков Кокпатасского рудного поля свидетельствует, что вопреки бытующим мнениям о существовании «четких границ» между окисленными и сульфидными рудами (кроме отдельных позиций) фактические глубины развития зоны окисления достаточно изменчивы и достигают до 80-100 м (120 м) от поверхности. Контуры развития окисления достаточно расплывчаты, с

многочисленными апофизами и карманами позиции, которые чаще обусловлены развитием трещинной тектоники и литологическим составом среды. Имеет место заметный вынос свободного золота из окисленных руд и концентрации ее в нижних частях зоны гипергенеза, выше уровня слабо окисленных смешанных руд. При этом имеет также место обширное площадное развитие коры выветривания до мелового возраста и мощное проявление зон загипсования, затушевывающие «основные элементы», подлежащие изучению при полевых геологических наблюдениях (рис. 1).

Практически во всех опосредованных площадях гор Окжетпес прослеживается тенденция развития позиций, обогащенных золотом преимущественно в нижних, более глубокозалегающих частях минерализованных зон, в 70-100 м от поверхности. При этом эти обогащенные позиции разобщены и в подавляющем большинстве не оконтурены на глубину, видимо из-за «отсутствия системности» в их проявлении. Так, например, по участку Сардар, в результате бурения с отбором керна на глубине 100-120 м от дневной поверхности вскрыты обогащенные золотом зоны, скорее вторичного обогащения. Подобное следует ожидать и по многим другим участкам, в частности, Сайный (70-100 м), Джелсай (80-100 м), Рудная зона 2 и др.

Образцов А.И. [7] на примере крупнейшего месторождения Кызылкумов – Мурунтау, подтверждает взгляд Смирнова С.С. о наличии на определенной глубине зоны «цементации» и вторичного обогащения за счет выноса и переотложения золота из вышезалегающей зоны окисления [8].

Подчеркивается, что глубина развития отмеченных явлений определяется уровнем грунтовых вод (рис. 2).

Согласно мнению некоторых исследователей [4] нижняя граница современной зоны окисления обычно совпадает с уровнем грунтовых вод. Ниже ее рН тре-

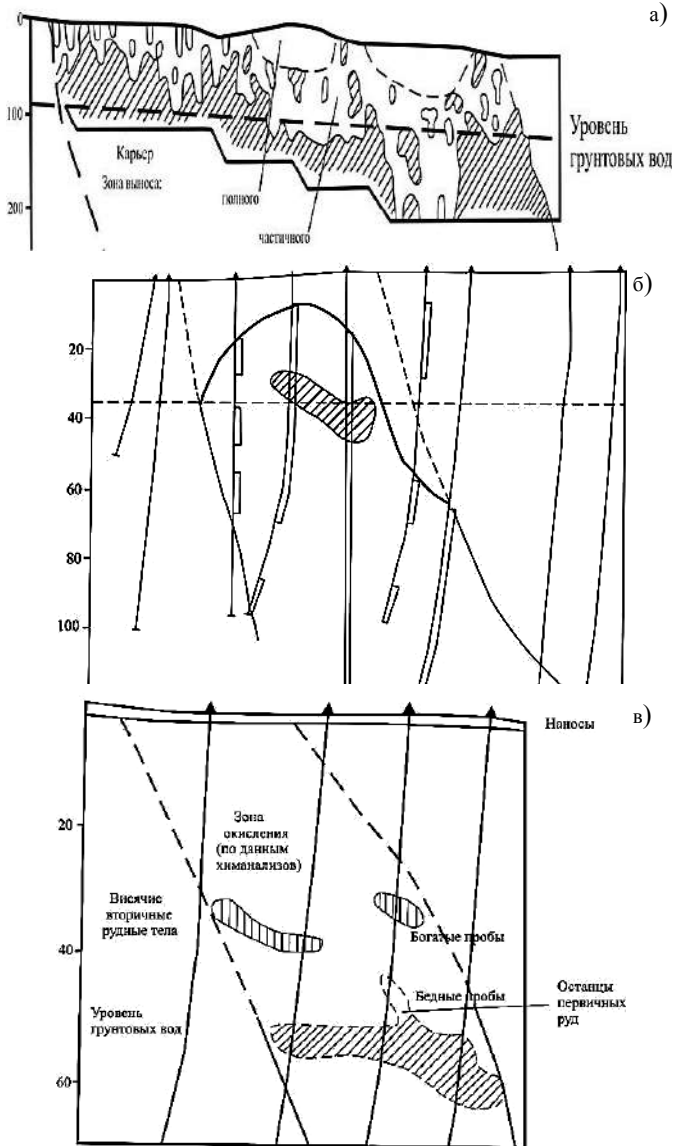


Рис. 2. Положение зоны окисления, уровня грунтовых вод и морфология рудных тел месторождений: а – Мурунтау; б – Мютенбай; в – Асаукак;

щинно-поровых вод меняется от 4-7 ближе к поверхности (окислительные условия) до 8-10, соответствующих условиям восстановительной среды ниже уровня грунтовых вод. Эта область носит название зоны цементации. В длительных процессах окисления сульфидов происходит значительный вынос и перетложение золота вместе с другими составляющими и их новообразованием (обогащение) в зоне цементации и над ней.

Данная закономерность, наряду с Мурунтау, в определенной степени наблюдается и в ряде других месторождений Центральных Кызылкумов: Каракутан, Марджанбулак и др. (рис. 3).

По данным разведочного бурения и горных выработок ожидаемые глубины вскрытия зон вторичного обогащения могут составлять около 60-100 м в Кок-

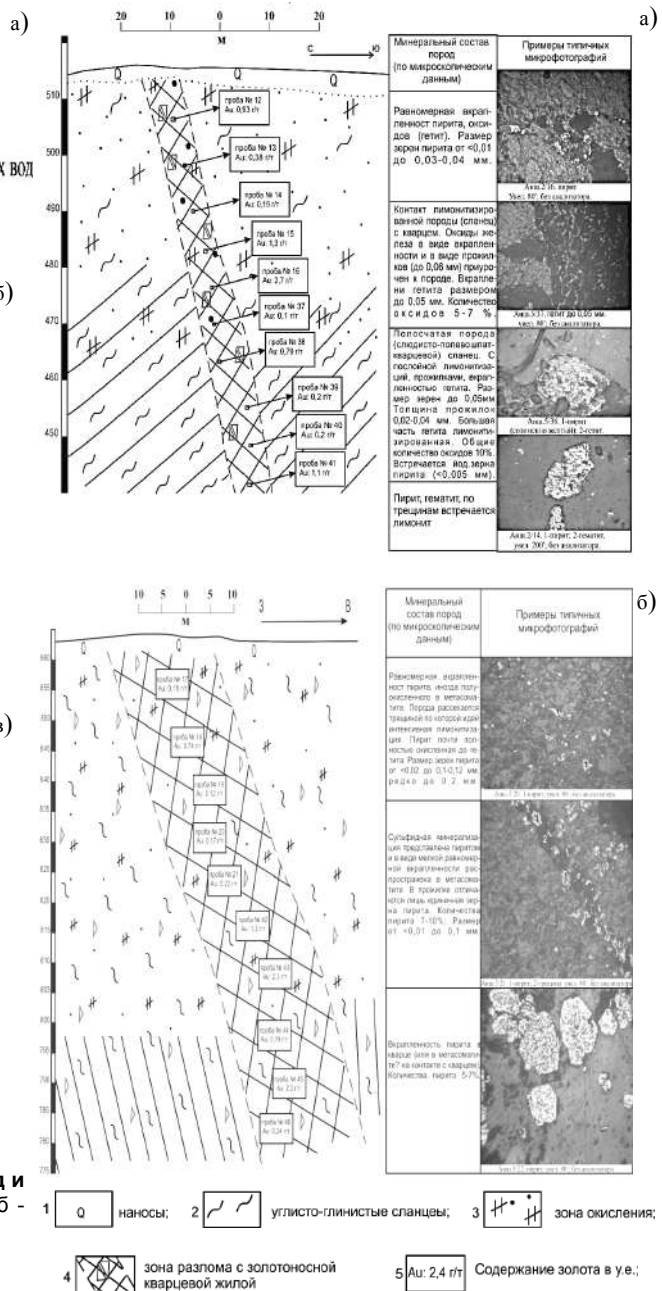


Рис. 3. Месторождение: а) Каракутан; б) Марджанбулак

патасском рудном поле, 40-60 м в Бозтауском (рис. 4) и около 80-100 м в Окжетпесе.

По данным Зверева Ю.В., Рустамова А.И. и др. (1995 г.) для месторождения Амантайтау характерно высокое содержание золота на глубинах 40-120 м от поверхности для всех рудных тел. Прослеживается снижение содержания золота в приповерхностных частях по сравнению с более глубокими горизонтами, что может быть объяснено процессами поверхностного выщелачивания. В то же время на глубинах 60-100 м, вблизи границы зоны окисления, в большинстве рудных тел отмечается повышенное и аномальное содержание золота, уровень которых является обла-

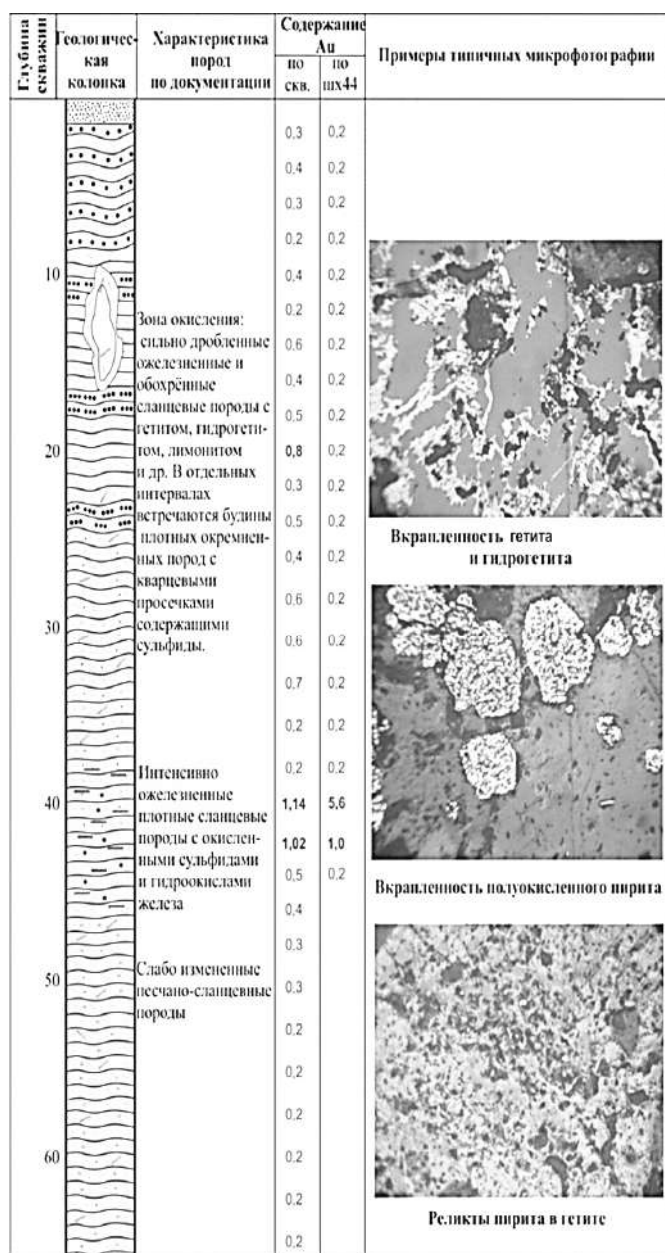


Рис. 4. Характер распределения золота в зоне окисления месторождение Бозтау

Таблица 1

Повышенное и аномальное содержание золота в рудных телах

Глубина, м	Выработки	Мощность, м рудное тело (от-до)	Содержание (у.е.) (от-до)
400-(300)	ШГрек, расс.	0,8-8,5	1,53-4,29
350-(250)	ШГрек, расс.	6,3-13,0	4,0-11,2
300-(200)	ШГрек, расс.	1,5-13,0	7,2-14,1
250-(150)	ШГрек, расс.	4,0-28,5	6,85-28,5

стью вторичного накопления (обогащения) золота (табл. 1).

Независимо от геологической позиции в случаях пересечения и осложнения рудных тел пологими дайковыми телами и разрывными нарушениями отмеченная закономерность существенно нарушается.

Таким образом, формирование зоны окисления – результат сложных и разнообразных процессов, протекающих в течение длительного промежутка времени. Среди многих факторов, обусловивших формирование зоны окисления, можно выделить основные и второстепенные. Одни из них характерны для целой группы месторождений, например. объекты гор Кокпатасс, Окжетпесс, Бозтау др. – только для одного месторождения или конкретного рудного тела – Амантайтау, Каракутан и др.

В числе основных факторов можно назвать геоморфологические и климатические условия, характер рельефа, циркуляцию и химизм грунтовых вод, вещественный состав и условия залегания первичных руд, развитие и характер тектонических нарушений и т. д. Характерная черта образований зоны окисления – большое разнообразие минералов и минеральных комплексов. Последнее нашло достаточно подробное раскрытие в процессе характеристики золоторудных месторождений Центрально-Кызылкумского региона [5, 9].

Сложный и многообразный состав окисленных руд зависит от особенностей состава первичных руд и вмещающих пород, степени их изменений, химизма грунтовых вод и т. д. В зоне окисления промышленные концентрации золота связаны преимущественно с гидроокислами железа (гетит, гидрогетит) и арсенидами (скородит, питтицит, арсенолит и др.).

Формы проявления золота в рудах довольно разнообразны: Здесь в первую очередь следует подчеркнуть, что помимо так называемого видимого золота, или чаще, видимого только под микроскопом, существует золото столь тонкодисперсное, что его не удастся обнаружить, даже применяя предельные увеличения. Для месторождений Южного Букантау значительная часть общего содержания золота представлена именно тонкодисперсным невидимым золотом.

Другая особенность, весьма характерная, - это крайне частая специфическая ассоциация золота с сульфидами, преимущественно с пиритом и арсенипиритом, отчасти с халькопиритом и антимонитом и в меньшей мере с другими (табл. 2).

Формы самородного золота: изометричные (кристаллиты, шарообразные формы), уплощенные (пластинки, чешуйки), удлиненные (дендриты) и ксеноморфные (овальные амебовидные). По размерности выделяются мелкое (0,2-0,3 mm), очень мелкое (0,1-0,05 mm); пылевидное (0,05-0,01 mm) и тонкодисперсное. Микрондом установлено присутствие свободного микронного золота (>0,2 мкм) и невидимого (< 0,2 мкм). В окисленных рудах размер золотин колеблется от 0,45 мкм до 3,7 мкм (рис. 5).

Таблица 2

Минералы зоны окисления месторождений Южного Букантау (Бозтау, Кокпатас, Окжетпес)

Класс минералов	Минерал	Формула минерала	Распространенность
Самородные	Золото	Au	
	Серебро	Ag	
	Палладий	Pd	
	Никель	Ni	
	Железо	Fe	
	Селен	Se	
	Платина	Pt	
	Мед, Сурьма, Цинк, Хром, Олово	Cu, Sb, Zn, Cr, Sn	
Сульфаты	Батлерит	Fe(OH/SO ₄)*2H ₂ O	
	Ярозит	KFe ₃ [SO ₄] ₂ (OH) ₆	
	Гипс	Ca(SO ₄) *2H ₂ O	
Карбонаты	Сидерит	Fe[CO ₃]	
	Ag- кальцит	AgCa[CO ₃]	
Окислы и гидроокислы	Гетит	FeOOH	
	Гидрогетит	Гидрогель Fe	
	Бунзенит	NiO	
	Псиломелан	[(Ba, H ₂ O) ₂ Mn ₅ O ₁₀]	
Арсенопириты	Скородит	Fe[AsO ₄] *2H ₂ O	
	Питицит	Fe[OH/AsO ₄ ,SO ₄ *9H ₂ O]	
	Фармокалит	CaH(AsO ₄)]*2H ₂ O	
Антимониды	Стибиконит	Sb ₂ (O,OH)*nH ₂ O	
Силикаты	Опал	SiO ₂	
	Саринерит	Ni ₄ [Si ₄ O ₁₀] (OH)*4H ₂ O	
	Аллофан	Al ₂ O ₃ *nSiO ₂ *pH ₂ O	
	Сфен	CaTi (SiO ₄)	
Сульфиды	Халькозин, Сфалерит, Пирротин, Халько-пирит, Галенит, Бурнонит	Cu ₂ S, ZnS, Fe ₁₋₃ S, CuFeS ₂ , PbS, PbCuSbS ₃	
	Герсдорфит	NiAsS	

Примечание: преобладающие, распространенные, редкие, очень редкие

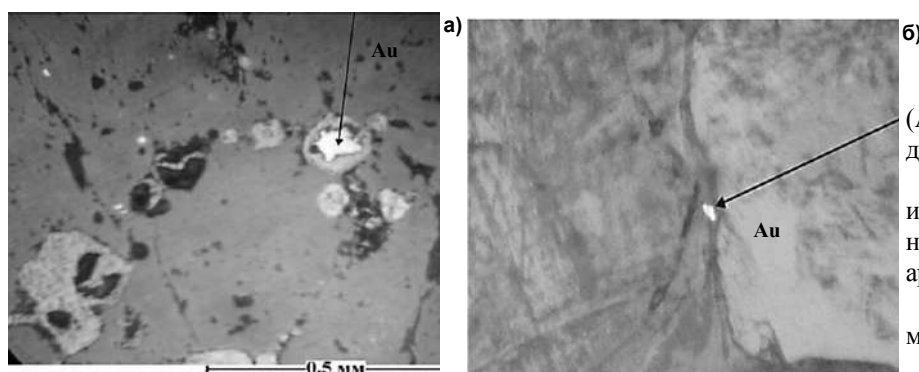


Рис. 5. Кварц крупно-кристалло-зернистый с пылеватыми выделениями хлорита в зёрнах и вкрапленностью окислов железа

Пробность золота исследованных месторождений относительно высокая. Следует отметить, что более высокая пробность золота характерна для зон окисления. Среди первичных руд месторождения Кокпатас наиболее высокопробное золото приурочено к продуктивным ассоциациям, содержащим в значительных количествах пирит и арсенопирит, низкопробное золото в основном связано с золото-серебро-полиметаллической слабо проявленной минеральной ассоциацией. Отмеченные показатели пробности золота достаточно изменчивы даже внутри конкретной позиции.

В первичных и окисленных рудах месторождений установлено «невидимое» золото, которое неравномерно распределено в основном в главных первичных рудных минералах (пирит, арсенопирит) и в окисленных минералах (гетите, гидрогетите). В пирите содержание золота колеблется от $n=10$ до $n=100$ g/t.

Кроме этого золота установлено в ярозите, скородите (от 1300 до 1700 g/t), халькозине (900 g/t), клеманите (4200 g/t).

В первичных и окисленных рудах месторождений самородное золото представлено (Au-Ag, Au-Cu, Au-Fe) в преобладающем составе.

Кроме золота и серебра были изучены и др. сопутствующие цветные и редкие элементы в пирите, арсенопирите и др. сульфидах.

Установлено, что ведущие промышленные минералы - пирит и арсенопирит различных уровней месторождения и ореолов, первичных руд содержат значительные концентрации Au,

Ag, платиноидов, Ni, Co, Se, Te, Cu, Zn и др., и могут быть использованы в качестве одного из критериев при поисках Au-Ag руд Кызылкумского типа. В практическом отношении важность изучения такого Au связана еще и с проблемой обогащения руд (таб. 3).

Исходя из вышеизложенных фактов, можно сделать следующие выводы:

1. В пределах гор Южного Букантау широкое проявление получили гипергенные процессы - зона окисления и развитие коры выветривания. Глубины развития процессов окисления контролируются уровнем грунтовых вод. Все вместе естественно создают сложности выбора и комплексирования методов вскрытия и оценки объектов.

2. Прослеживается тенденция преимущественного развития зоны гипергенеза на площадях усеченной мощности мезозойских покровов и в относительно небольших глубинах от дневной поверхности (до 100-120 м).

Таблица 3

Химический состав самородного золота месторождений

Типы минерализованных пород и руд	Содержания основных и попутных элементов								
	g/t		%						
	Au	Ag	As	Cu	Pb	Zn	Sb	Sn	Bi
Известняки слабо измененные	0-0.18	0.5-2.8	0.01-0.06	<0.001-0.012	0-0.006	-	-	-	-
Известняки проокварцованные (джаспероидизированные)	0-1.46	0.0-23.3	0-0.01	<0.001-0.001	<0.001-0.001	0.0-0.03	0.0-0.1	0.0-0.01	-
Кварц	0-0.96	0.3-6.4	0.04->1	<0.001->1	0.0-0.006	0.0-0.01	0.0-0.02	<0.001-0.04	-
Скородит-ярозит-кварцевый (главный золото-несущий тип)	3.1-17.5	0.0-48.7	0.04-0.6	0.001-0.01	0.003-0.2	0.0-0.03	-	0.0-0.04	-
Гетит-гематитовый	0.0-0.95	0.8-4.72	0.3	0.002-0.1	0.0-0.003	0.0-0.3	0.0-0.4	0.0-0.04<0.001	0.0-0.008
Полевошпат-слюдисто-кварцевый	0.08-0.13	0.35-24.2	0.0-0.04	0.003-0.02	0.003	0.0-0.03	-	-	-

3. Перспективы обрамлений палеозойских возвышенностей гор Южного Букантау далеко не исчерпаны и мало обнадеживающие результаты без kernового бурения на слабо перекрытых площадях не дают полного основания делать выводы ее без перспективности.

Исходя из возможности наличия вторично обогащенных зон на глубинах выше зоны цементации, основные концентрации золота в этом регионе возможны на глубинах свыше 50-70 (до 120) м от поверхности пород палеозойского фундамента.

4. Рациональный комплекс опробовательских и аналитических исследований должен быть нацелен на изучение процессов и продуктов окисления и выделения минералов и элементов индикаторов скрытого оруденения.

Для начала они сводятся к следующим: значительное содержание золота в ярозите, скородите, гетите, гидрогетите и др.

Преобладающем составе золота смешанного Au-Ag, Au-Cu, Au-Fe и др. ряда.

Список литературы:

1. Холиков А.Б. Стратегический подход к геологоразведочным работам по основным направлениям (золото, уран). Геология и минеральные ресурсы. № 5. 2014 г
2. Крейтер В.М. и др. Поведение золота в зоне окисления золоторудных месторождений. М. Госгеолтехиздат, 1958. С. 166.
3. Абдуазимова З.М., Миркамалов Р.Х. и др. «Изучение рудоносности древних толщ Западного Узбекистана». Ташкент, 2012 г.
4. Образцов А.И. Миграция золота в зоне окисления. М. Геол. и разведка. Изд. ВУЗов, 1994, №5.
5. Исаходжаев Б.А., Тангиров А.И., Урунов Б.Н. Геологические аспекты обеспечения достоверности результатов поисков и оценки месторождений твердых полезных ископаемых в Центральных Кызылкумах. Горный вестник Москва.
6. Исаходжаев Б.А., Тангиров А.И., Урунов Б. Бозтау-Кокпатас-Окжеттесский тренд. Геология и минеральные ресурсы. 2013 №6. С. 23.
7. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Издательство «ФАН» Академии наук Республики Узбекистан, 2001. С. 200.
8. Смирнов С.С. Поведение золота в зоне окисления. Издательство Академии наук СССР. Москва 1958.
9. Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент, 2001.

УДК 621.867.2

© Атакулов Л.Н., Истаблаев Ф.Ф. 2015 г.

РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ С ПОМОЩЬЮ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ANSYS

Атакулов Л.Н., декан горного факультета НГГИ, канд. техн. наук, Истаблаев Ф.Ф., магистрант НГГИ

Ushbu maqolada injenerlik masalalarni echish uchun qo'llanadigan analitik va elementlarni bo'laklarga ajratib echish usullari tahlil qilib ko'rilgan. Keltirilgan namuna asosida bo'laklarga ajratib echish usuli analitik usuldan ancha qulay va aniqroq ekanligini ko'rsatadi. Hisoblarni engillashtirish uchun komp'yuter texnologiyalarda modellashtirish va ANSYS kompleks programmasini ishlatish tavsiya qilingan. Ushbu programma orqali ishlab chiqarishdagi mahsulotni ekspluatatsion parametrlarga yaqin keladigan ma'lumotlarni olish mumkin.

Tayanch iboralar: muhandislik masalalarini echimi, analitik va chekli elementlar usuli, soddalashtirilgan hisob kitob, komp'yuter modellashtirish texnologiyasi, buyumning ekspluatatsion tasnifi.

The methods of solving engineering problems by analytical and finite elements method are analyzed in this paper. Viewed an example which showing that the finite element method is more efficient and more accurate than analytical. To simplify the calculations recommended to introduce computer modeling technology and apply a comprehensive program ANSYS, allowing authentically determine real operational characteristics of products.

Key words: solution of engineering problems, analytical method and finite element method, simplified calculation, technology of computer modeling, operational characteristics of products.

Метод конечных элементов (МКЭ) является одним из наиболее распространённых методов решения задач математической физики. Это связано с большой универсальностью метода, сочетающего в себе лучшие качества вариационных и разностных методов. К его несомненным достоинствам относятся возможность использования разнообразных сеток, сравнительная простота и единообразие способов построения схем высоких порядков точности в областях сложной формы.

МКЭ представляет собой эффективный метод решения инженерных задач. Область применения метода от анализа напряжений в конструкциях самолетов, автомобилей до расчета радиоэлектронной аппаратуры или таких сложных систем, как атомная электростанция. С его помощью рассматривается движение жидкости по трубам, решаются задачи электростатики и смазки, анализируются колебания системы и многие другие задачи.

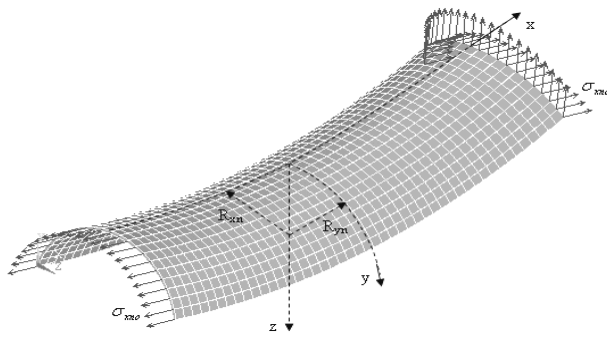


Рис. 1. Геометрическая форма прижимной ленты и её конечно-элементное разбиение

Возникновение метода связано с решением задач космических исследований. Впервые он был опубликован в работе Тернера, Мартина и Топпа. В последствии область применения МКЭ существенно расширилась и он превратился в общий метод численного решения дифференциальных уравнений. [1]

В общем случае непрерывная величина заранее неизвестна и нужно определить значение этой величины в некоторых внутренних точках области. Дискретную модель достаточно легко построить, если предположить, что главные значения этой величины в каждой внутренней точке области известны. Например, если рассмотреть желобчатую часть ленты крутонаклонного конвейера с прижимной лентой аналитическим способом и в то же время методом конечных элементов, тогда результаты намного точнее и эффективнее получатся с применением МКЭ.

В общем случае желобчатую ленту, используемую в качестве прижимной и грузонесущей на ленточном крутонаклонном конвейере, представим в виде гибкой цилиндрической оболочки с ненулевой гауссовой кривизной:

$$\Gamma = K_x K_y \neq 0$$

где K_x - кривизна оболочки в нормальном сечении по x ;
 K_y - кривизна оболочки в нормальном сечении по y .

Координатные оси x и y направим по линиям кривизны срединной поверхности (рис. 1).

Координату z направим по нормали к поверхности, считая положительным направлением к центру кривизны. Перемещения по этим направлениям обозначим через u , v и w . Ленту рассматриваем как ортотропную оболочку с модулями упругости E_x и E_y по осям x и y , поскольку конструкция ленты по этим осям существенно отличается.

Конфигурация прижимной ленты на переходном участке жестко фиксирована часто установленными роликооперами. Поэтому скорость движения практически не может повлиять на деформированное состояние ленты. Это позволяет систему рассматривать как статическую, неподвижную модель. Скорость при этом учитывается введением динамических модулей упругости $E_{x,пр.дин}$, $E_{y,пр.дин}$.

Как следует из рис. 1 прижимная лента имеет отрицательную кривизну по оси x , т.е.:

$$K_x = -R_x^{-1},$$

по оси y кривизна определяется геометрией верхних роликоопор и равна:

$$K_y = R_y^{-1},$$

где, например, для ленты шириной $B=1200$ mm радиус кривизны равен 982 mm. Напряжение прижимной ленты вдоль оси x считаем равномерно распределенным по ширине ленты и равным:

$$\sigma_{xon} = S_{np} / F,$$

где S_{np} - натяжение прижимной ленты;

F - площадь поперечного сечения ленты.

Поскольку переходной участок имеет небольшую длину, то натяжение на этом участке по оси x считаем постоянным и тогда:

$$\partial \sigma_{xo} / \partial x = 0,$$

а по оси y :

$$\sigma_{yo} = 0.$$

С учетом сказанного система дифференциальных уравнений, описывающих напряженно - деформированное состояние прижимной ленты, имеет вид (уравнение 1):

$$\begin{aligned} & K_1 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + K_{yn} \frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right] + \\ & K_1 \mu_{2np} \left[\frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} - K_{yn} \frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial w}{\partial y} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \right] + \\ & + K_3 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \cdot \frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right] = q_{xn}; \\ & K_2 \mu_{1np} \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} + K_x \frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \right] + \\ & K_2 \left[\frac{\partial^2 v}{\partial y^2} - K_{yn} \frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial y} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right] + \\ & + K_3 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \cdot \frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \right] = q_{yn}; \\ & D_1 \frac{\partial^4 w}{\partial x^4} + 2D_3 \frac{\partial^4 w}{\partial x^2 \partial y^2} + D_2 \frac{\partial^4 w}{\partial y^4} = \end{aligned} \quad (1)$$

$$\begin{aligned} & = h \left\{ K_1 \left[\frac{\partial u}{\partial x} - K_x w + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial x} \right)^2 \right] + K_1 \mu_2 \left[\frac{\partial v}{\partial y} - K_y w + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial y} \right)^2 \right] + \sigma_{xon} \right\} \\ & \cdot \left(K_{yn} + \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right) + \left\{ K_1 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial}{\partial x} (K_{yn} w) + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right] + \right. \\ & K_1 \mu_{2np} \left[\frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} - \frac{\partial}{\partial x} (K_{yn} w) + \frac{\partial w}{\partial y} \cdot \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \right] + \frac{\partial \sigma_{xon}}{\partial x} \left. \right\} \cdot \frac{\partial w}{\partial x} + \\ & + \left\{ K_2 \left[\frac{\partial v}{\partial y} - K_{yn} w + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial y} \right)^2 \right] + K_2 \mu_{1np} \left[\frac{\partial u}{\partial x} + K_{yn} w + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial x} \right)^2 \right] \right\}. \end{aligned}$$

$$\left(-K_{yn} + \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2}\right) + \left\{K_2 \left[\frac{\partial^2 v}{\partial y^2} - \frac{\partial K_y}{\partial y} \omega - K_y \frac{\partial \omega}{\partial y} + \frac{\partial \omega}{\partial y} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2}\right] + K_2 \mu_1 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} + \frac{\partial K_{xn}}{\partial y} \omega + K_{xn} \frac{\partial \omega}{\partial y} + \frac{\partial \omega}{\partial x} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial x \partial y}\right]\right\} \frac{\partial \omega}{\partial y} - 2 K_3 \left[\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial \omega}{\partial x} \cdot \frac{\partial \omega}{\partial y}\right] \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial x \partial y} + q_z;$$

где - u, v, ω – деформации лент, соответственно, по осям x, y, z ;

μ_{1np}, μ_{2np} – коэффициенты Пуассона прижимной ленты по осям x и y ;

$$K_1 = \frac{E_x \delta_{ин}}{1 - \mu_1 \mu_2}, K_2 = \frac{E_{yндин}}{1 - \mu_1 \mu_2}, K_3 = G_n, \quad (2)$$

q_{xn}, q_{yn}, q_{zn} – составляющие нагрузки, действующие на прижимную ленту:

$$D_1 = \frac{E_{xндин} h^3}{12(1 - \mu_1 \mu_2)}, D_2 = \frac{E_{yндин} h^3}{12(1 - \mu_1 \mu_2)}, D_3 = \frac{1}{12} G h^3. \quad (3)$$

Варьируемыми величинами в данном случае являются;

$$E_{xндин}, E_{yндин}, K_{xn}, K_{yn}, \sigma_{xo}, \mu_x, \mu_y. \quad (4)$$

Математическая модель напряженного состояния грузонесущей ленты описывается системой уравнений, подобной системе уравнений (1), с теми же допущениями, что и для прижимной ленты. Однако для грузонесущей ленты кривизна по оси x положительно (рис. 2), т.е.

$$K_{xz} = 1/R_{xz}. \quad (5)$$

Нагрузки на грузонесущую ленту q_{xz}, q_y и q_z создаются весом груза и натяжением ленты (рис. 3).

Давление q_{zs} направлено перпендикулярно оси x (рис. 3); при этом изменением величины q_{zs} по оси y пренебрегаем.

Решение таких задач аналитическим способом требует значительного времени и некоторых допущений, искажающих общую картину сил, напряжений и деформаций, действующих на ленты.

Одним из эффективных методов решения таких задач можно считать моделирование напряженного

состояния системы с использованием методов и программного обеспечения конечно - элементно анализа. Метод конечных элементов – один из наиболее распространенных методов численного анализа инженерных задач, сущность которого заключается в представлении рассматриваемой сплошной среды в виде некоторого количества дискретных участков, в пределах которых основные параметры материала и поля сил распределены практически равномерно.

Таким образом, моделирование с использованием метода конечных элементов представляет собой составление и решение большого ряда систем уравнений в частных производных. При этом не нужно делать существенных допущений, которые в значительной степени могут исказить характер напряжения системы.

Метод конечных элементов позволяет не только существенно сократить объемы работы, но и оценить различные варианты конструктивного исполнения узлов. Технологии компьютерного моделирования ANSYS позволяют достоверно определять реальные эксплуатационные характеристики изделий. Использование программного комплекса ANSYS помогает убедиться в соответствии продукции необходимым требованиям и стандартам. В течение 40 лет ведущие компании мира применяют решения ANSYS для создания лучших проектов. Как лидер в области компьютерного моделирования, компания предлагает единую платформу с надежными, полностью интегрированными, много дисциплинарными программными продуктами, предназначенными для оптимизации процессов разработки новых изделий в широком спектре отраслей промышленности, включая автомобильную, строительную, химическую, электронную, энергетическую, медицинскую и многие другие. Использование ANSYS позволяет не только повышать эффективность изделий, но и внедрять инновации. [2]

Последняя версия ANSYS стала более автоматизированной и интерактивной, пользователям предлагаются новые возможности много дисциплинарных расчетов, моделирования комплексных систем – обеспечивая точность решений и лучшее понимание

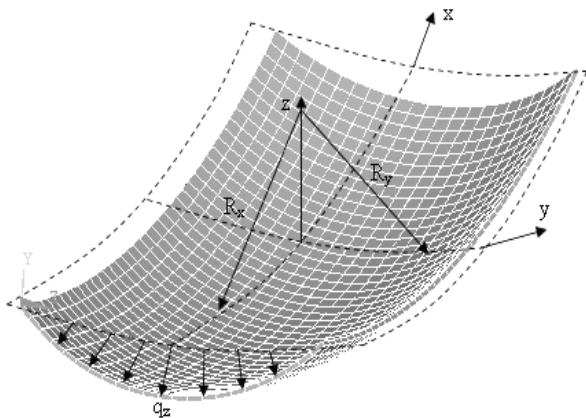


Рис. 2. Геометрическая форма грузонесущей ленты и её конечно-элементное разбиение

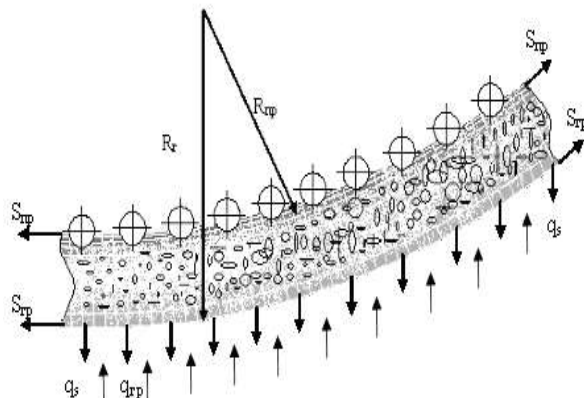


Рис. 3. Схема переходного участка

проекта. Сотни новых возможностей ANSYS согласуются с общей стратегией развития компании – разработка универсального и многофункционального программного обеспечения, соответствующего изменяющимся требованиям клиентов.

Улучшения в ANSYS 14.0 можно разделить на три основные группы:

1) Повышение эффективности выполняемых инженерных расчетов.

2) Моделирование сложных систем.

3) Внедрение инновационных решений.

Работая в ANSYS Mechanical™ 14.0, пользователь может воспользоваться преимуществами новейших графических ускорителей и снизить объем данных ввода/вывода, необходимых для обработки результатов.

Список литературы:

1. Галлагер Р. «Метод конечных элементов. Основы». Пер. с англ. - М.: Мир, 1984г. – стр. 25-35 (428).
2. Басов К. А. «ANSYS для конструкторов». — М.: ДМК Пресс, 2009г. стр. 120-131 (248).

УДК 669.1.054

© Юсупходжаев А.А., Валиев Х.Р., Худояров С.Р., Маткаримов С.Т. 2015 г.

ОПТИМИЗАЦИЯ ОКИСЛИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕСТНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Юсупходжаев А.А., проф. каф. «Металлургия» ТашГТУ, докт. техн. наук; Валиев Х.Р., доц. каф. «Металлургия» ТашГТУ, канд. техн. наук; Худояров С.Р., зав. каф. «Металлургия» ТашГТУ, канд. техн. наук; Маткаримов С.Т., асс. каф. «Металлургия» ТашГТУ

Maqolada, kislorod tashuvchi hisoblanuvchi qattiq ikkilamchi oksid fazalarni qo'llash hisobiga, oksidlanish jarayonlarni optimallashtirish masalalari ko'rib chiqilgan. Qattiq oksidlovchilardagi temir, metall bilan assimilyაციalanish (birlashish) hisobiga, homashyodan kompleks foydalanish darajasi oshadi. Qattiq oksidlovchilar sifatida "O'zmetkombinat" AJ ning qayta ishlangan po'lat eritish shlaklaridan ajratib olingan temir oksidlarining birikmalari qo'llanilishi mumkin.

Tayanch iboralar: oksidlanish, temir oksidlari, po'lat, kislorod, oksidlanish davri, puflash, qattiq oksidlovchilar, qayta ishlangan po'lat eritish shlaklari.

Based on the graph-analytical method compared two schemes of ore dressing with semiautogenous crushing mills: with pre-crushing and pebble milling. It is shown that the scheme with pre-crushing under otherwise equal conditions more efficient than scheme with pebble grinding. The effectiveness of the pre-crushing scheme due the deficiency of a large class (more than 50mm) in semiautogenous crushing mill.

Key words: semiautogenous crushing mill, pre-crushing, Bond index, ore coarseness, gyratory cone breaker, secondary crushing in ball mills, primary crushing, screened, pre-crushing, secondary crushing, gravel crushing.

При современных способах выплавки стали доминирующее значение имеют окислительные процессы. Эти процессы совершаются либо за счет контакта расплавленного металла с газообразной средой, являющейся носителем кислорода, либо за счет соприкосновения металла и расплавленных или твердых оксидных фаз, являющихся донорами кислорода (жидкий шлак или расплавляющаяся руда), либо, наконец, для некоторых компонентов за счёт растворенного в металле кислорода [1].

Можно сказать с уверенностью, что при любом способе производства стали (мартеновском, конвертерном, электросталеплавильном) в какой-то мере развиваются все три процесса окисления примесей металла. Однако относительное развитие и удельная роль каждого из них совершенно различны. В мартеновском процессе основную роль играет окисление примесей металла оксидами шлака или плавящейся руды и очень малое значение имеет окисление корольков или обнаженного из-под шлака металла печными газами. Во всех конвертерных процессах, наоборот, основным окислителем служит воздух или кислород, окисление металла рудой обычно незначительно и лишь в некоторые периоды шлак, ранее обогащенный оксидами железа и марганца, отдает свой кислород и окисляет при этом углерод или фосфор стальные ванны.

Таким образом, для выяснения природы конвертерных и электросталеплавильных процессов особый интерес представляет поведение в металле газовой струи и её взаимодействие с жидким металлом.

В прямой связи с гидродинамикой газовой струи в металле находится и вопрос о скорости окисления компонентов и о последовательности их удаления из расплавленной стальной ванны.

В АО «Узметкомбинат» окисление углерода и вредных примесей производят газообразным кислородом, вводимым трубой через рабочее окно.

При окислительном периоде выплавки стали имеет место истечение газовой струи в среду высокой плотности, т.е. по принятому в гидравлике определению «истечение заглубленной струи» или «истечение струи в затепленном пространстве».

Другой особенностью продувки следует считать то, что продуваемый кислород полностью ассимилируется жидкостью.

Наконец, третьей характерной чертой продувки является большая скорость движения продуваемого кислорода и значительный запас энергии струи, который используется для раздробления металла на мельчайшие капли и перемешивание всего объема металла в газо-металлической эмульсии.

Проведение окислительного периода продувкой кислородом имеет ряд существенных недостатков. Отметим лишь некоторые из них [2]:

На протяжении почти всего периода продувки фурма глубоко погружена в толщу металла – шлака – газовой взвеси и продувка идет по режиму

«заглубленной струи». На фурме образуется гарнисаж, что уменьшает рабочий объем печи.

Окисление компонентов расплава кислородом идет настолько быстро, что приводит к интенсивному разрушению кладки, вызываемому активным воздействием шлака и истирающим влиянием движущегося металла.

Непосредственные измерения температуры реакционной зоны обнаружили разницу температур этой зоны и средней температуры жидкого металла, достигающую 500 – 600 °С. На протяжении почти всей плавки температура отходящих из печи газов практически равна или выше температуры металла, что приводит к значительным потерям тепла.

Время пребывания газов в печи измеряется лишь секундами или долями секунд. За это время скорость окисления углерода и образования оксида углерода настолько велика, что превышает скорость всплывания пузырьков СО и выделения их в атмосферу печи.

В результате этого СО накапливается в виде пузырьков и, возможно, даже небольших полостей в расплавленной ванне и образуется взвесь металла, шлака и газа.

По мере увеличения скорости окисления углерода объем этой взвеси увеличивается и уровень её повышается. Между скоростью окисления углерода и увеличением объема металлической ванны существует прямая зависимость [3].

$$\Delta W = k^i V_{CO} = k V_C$$

где ΔW – изменение объема ванны;

V_{CO} – объем оксида углерода, образующийся в единицу времени, m^3/s .

v_C – скорость окисления углерода, %/s.

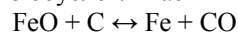
Увеличение объема взвеси приводит к уменьшению рабочего пространства ванны, затрудняются все массо- и теплообменные процессы, увеличиваются потери металлов со шлаками и т.д.

На наш взгляд более целесообразно при окислительном периоде плавки использовать твердые окислители (окалышки, железная руда, прокатная окалина).

Прокатная окалина не содержит пустой породы и концентрации серы и фосфора весьма малы. Недостаток окалины – её легковесность, вследствие чего она задерживается на поверхности шлака и трудно усваивается ванной.

Началом окислительного периода считается момент взятия пробы после полного расплавления шихты и достижения температуры ванны 1540 – 1560 °С. Согласно технологическим инструкциям содержание углерода в первой пробе должно быть выше нижнего заданного предела в готовой стали на 0,40 – 0,50 %.

При окислении избыточного углерода рудой или другим окислителем из жидкого металла выделяется оксид углерода, что обуславливает кипение ванны:



Окислительный период и, в частности, характер и интенсивность кипения ванны (окисление углерода),

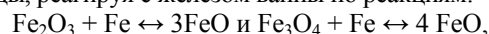
является одним из самых ответственных периодов плавки, от которого в значительной степени зависит качество готовой стали. В этот период снижается содержание фосфора до допустимого для данной марки стали предела, окисляется кремний, удаляются неметаллические включения и газы (водород, азот), происходит нагрев металла и выравнивание температуры его по глубине ванны.

Чем выше скорость окисления углерода, т.е. чем больше углерода окисляется в единицу времени, тем энергичнее происходит кипение ванны.

Принято считать, что кислород в жидком железе находится в виде FeO, поэтому все реакции окисления необходимо рассматривать как реакции, происходящие между оксидом железа и данным элементом [4].

Для успешного протекания реакции окисления углерода необходимо иметь достаточно высокую концентрацию закиси железа в металле и возможно полное удаление из системы оксида углерода. В соответствии с законом действующих масс, чем выше концентрация FeO и меньше концентрация CO, тем с большей скоростью будет протекать реакция образования CO, а, следовательно, тем интенсивнее будет происходить кипение металла [5].

Концентрация закиси железа может быть повышена путем присадки в печь железной руды. Оксиды железной руды, реагируя с железом ванны по реакциям:



обогащают жидкий металл и шлак закисью железа.

В соответствии с законом распределения вещества между двумя несмешивающимися жидкими фазами закись железа (FeO) будет непрерывно переходить из шлака в металл, где она будет вступать в реакцию с углеродом.

Реакция перехода закиси железа из шлака в металл протекает с поглощением тепла.



$\Delta H = 113 \text{ кДж}$ и, следовательно, с повышением температуры ванны приток кислорода в жидкий металл будет увеличиваться.

Экспериментально найденная зависимость коэффициента распределения закиси железа между шлаком и чистым металлом от температуры выражается уравнением [6]:

$$L = \frac{[\text{FeO}]}{(\text{FeO})} = 0,588 \cdot 10^{-4} t \text{ } ^\circ\text{C} - 0,0793$$

из которого следует, что с повышением температуры содержание FeO в шлаке будет уменьшаться в ре-

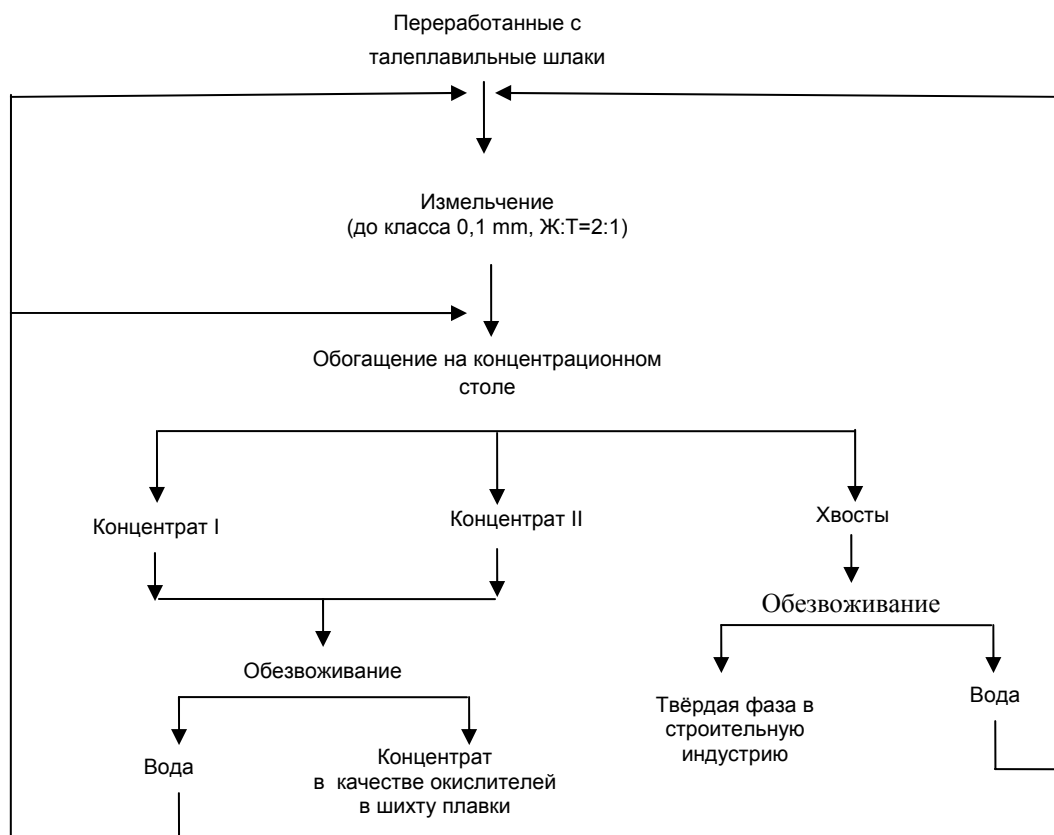
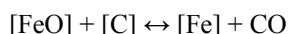


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема извлечения железа и его соединений из утилизируемых (переработанных) сталеплавильных шлаков

зультате его перехода в металлическую ванну. Кроме того, повышение температуры ванны будет благоприятно влиять на реакцию окисления углерода в связи с уменьшением вязкости шлака и металла, что будет способствовать ускорению процесса диффузии закиси железа в металле и выделению из него оксида углерода.

Реакция окисления углерода, по данным Самарина А.М. сопровождается небольшим уменьшением теплосодержания системы, т.е. принадлежит к числу экзотермических реакций [7]:



$$\Delta H = -45\,896 \text{ J.}$$

Как видно из приведенных выше данных, присадки железной руды весьма благоприятно сказываются на проведении окислительного периода плавки. Однако в Узбекистане железорудные месторождения пока не вовлечены в промышленный оборот и по этой причине АО «Узметкомбинат» вынужден импортировать руду из-за рубежа. В то же время, в са-

мом комбинате в составе утилизируемых сталеплавильных шлаков содержится достаточно большое количество оксидных соединений железа. На кафедре «Металлургия» ТашГУ разработана технология извлечения железа и его соединений из этих материалов. Принципиальная схема разработанной технологии представлена на рис. 1.

В полученных концентратах содержание оксидов железа достигает до 20%, что вполне соответствует требованиям, представляемым к бедным рудам, и может быть использовано для интенсификации окислительного периода сталеплавильного процесса.

Таким образом, применение данной технологии в промышленности позволит АО «Узметкомбинат» отказаться от импорта железной руды, повысить коэффициент комплексности использования сырья, улучшить экологическую обстановку на территории предприятия за счет переработки технологических отходов и получить тысячи тонн дополнительной продукции за счет ассимиляции железной части руды в готовый продукт.

Список литературы:

1. Крамаров А.Д. Физико-химические процессы производства стали. - М.: Metallurgia, 2004. - 453 с.
2. Grunberg K. Stahl u Eisen. 2000, №5, p. 80
3. Винниард Г.Х. Жидкие металлы и затвердевание. Сборник научных статей. Перевод с английского. - М.: Metallurgia, 2002. - С. 7 - 63.
4. Кубышевский О., Эванс Э. Термохимия в металлургии. - М.: Издательство «Иностранной литературы», 2004. - 238 с.
5. Юсупходжаев А.А., Балгабаева Г.Т. Электрометаллургия стали и ферросплавов. - Ташкент: ТашГУ, 2005. -135 с.
6. Трубин К. Г. Ойкс Г.Н. Металлургия стали. - М.: Metallurgia, 1997. -361 с.
7. Самарин А.М., Шеварцман Л.А. Изв. АН РФ. ОТН. 2000, №11. - С. 407-410.

УДК 622.72;622.73

© Хван А.Б. 2015 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПРЕДРОБЛЕНИЯ И ГАЛЕЧНОГО ДРОБЛЕНИЯ В СХЕМАХ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Хван А.Б., зам. начальника технологического отдела по производству золота НГМК

Grafoanalitik usuli yordamida o'zmaydalovchi tegirmon: oldindan yanchish va shag'al shaklida maydalashdan tashkil topgan ikki sxemasi solishtirilgan. Bir hil sharoit bo'lishiga qaramasdan, rudalarni oldindan yanchish shag'al shaklida maydalashdan ko'ra affzalligi keltirilgan. Sxemaning affzalligi rudani oldindan yanchish o'ziyarimaydalovchi tegirmonida (50 mm dan ortiq) yuqori bo'lgan ruda bo'laklarining yoqligidan ko'rinadi.

Tayanch iboralar: yarimo'zmaydalovchi tegirmon, oldindan yanchish, Bond indeksi, rudaning yirikligi, konusli maydalash mashinasi, sharli maydalash mashinasi ikkilamchi maydalash, birlamchi maydalash, garvirlash, oldindan maydalash, ikkilamchi maydalash, shag'al shaklida maydalash.

Based on the graph-analytical method compared two schemes of ore dressing with semiautogenous crushing mills: with pre-crushing and pebble milling. It is shown that the scheme with pre-crushing under otherwise equal conditions more efficient than scheme with pebble grinding. The effectiveness of the pre-crushing scheme due the deficiency of a large class (more than 50 mm) in semiautogenous crushing mill.

Key words: semiautogenous crushing mill, pre-crushing, Bond index, ore coarseness, gyratory cone breaker, secondary crushing in ball mills, primary crushing, screened, pre-crushing, secondary crushing, gravel crushing.

В настоящее время в индустрии схем полусамозмельчения цветных и благородных металлов в основном применяются три схемы (рис. 1 а, б, в) [1].

Первая схема включает в себя первичное дробление в конусных или щековых дробилках, первичное измельчение в мельницах полусамозмельчения и вторичное измельчение в шаровых мельницах. Такую схему называют **классической**.

Вторая схема включает в себя первичное дробление в конусных или щековых дробилках, вторичное дробление в конусных дробилках, первичное измельчение в мельницах полусамозмельчения, грохочение продукта мельниц полусамозмельчения, вторичное измельчение в шаровых или вертикальных мельницах. Такая схема называется схема с **предварительным дроблением** или схема **преддробления**.

Третья схема включает в себя первичное дробление в конусных или щековых дробилках, первичное измельчение в мельницах полусамозмельчения, грохочение продукта мельниц полусамозмельчения, измельчение надрешетного продукта в галечных дробилках с возвратом дробленого продукта в мельницу полусамозмельчения, и вторичное измельчение в шаровых или вертикальных мельницах. Такая схема называется схема с **додроблением критического класса** или схема с **галечным дроблением**. Галечным называется потому, что дроблению подвергается крупный класс разгрузки мельницы полусамозмельчения, который представляет собой окатанные куски руды (галька).

Недостатком классической схемы является наличие критического класса крупности (гальки) в мельнице полусамозмельчения, который снижает произ-

водительность мельницы и увеличивает удельный расход электроэнергии.

С целью удаления критического класса возникли схемы с преддроблением и с галечным дроблением. В схеме с преддроблением критический класс дробится перед мельницей полусамозмельчения, в схеме с галечным дроблением дробление критического класса осуществляется после мельницы полусамозмельчения. Данные схемы значительно производительнее и энерго-эффективнее классической схемы, но вопрос, какая из этих двух схем эффективнее является спорным.

В настоящей работе сделана попытка сравнения схемы с преддроблением и схемы с галечным дроблением с целью выбора наиболее эффективной, на основании графоаналитического метода на базе феноменологической закономерности процесса полусамозмельчения.

Методика сравнения схемы с преддроблением и схемы с галечным дроблением

Рассмотреть процесс измельчения в мельнице полусамозмельчения можно с помощью феноменологической закономерности.

$$W_{ncu} = \left[W_i \left(\lg \frac{D_{80}}{d_b} - \left(\frac{11}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11}{\sqrt{d_b}} \right) \right) \right] \quad (1)$$

где,

W_{ncu} – удельный расход электроэнергии для мельницы полусамозмельчения, kW/t;

W_i - индекс Бонда для шаровых мельниц, kW/t;

D_{80} – крупность исходной руды, мкм;

d_b – граничная крупность руды или максимальный размер куска руды, который разрушает металличе-

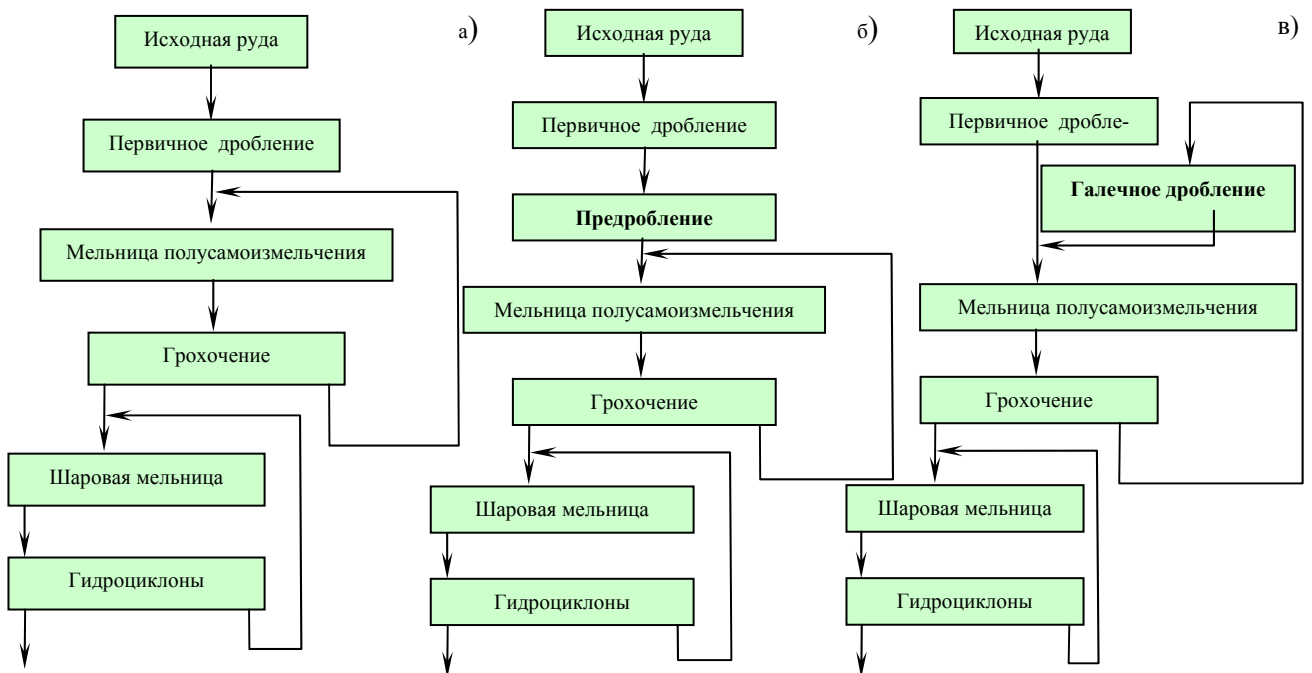


Рис. 1. Схемы рудоподготовки: а) Классическая; б) С преддроблением; в) С галечным дроблением

ский шар, загруженный в мельницу, мкм;
 d_{80} – крупность измельченного продукта мельницы полусамоизмельчения, мкм.

Выражение (1) можно представить как два слагаемых:

$$W_{ncu} = W_i \lg \frac{D_{80}}{d_b} + W_i \left(\frac{11}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11}{\sqrt{d_b}} \right) \quad (2)$$

Здесь слагаемое $W_i \lg \frac{D_{80}}{d_b}$ описывает разрушения крупных кусков в мельнице полусамоизмельчения:

$$W_{kncu} = W_i \lg \frac{D_{80}}{d_b} \quad (3)$$

где, W_{kncu} – удельный расход электроэнергии для мельницы ПСИ на разрушение крупных кусков, кВт/т;

Процесс дробления руды в дробилках подчиняется формуле Бонда:

$$W_{kдроб} = W_{icrush} \left(\frac{11}{\sqrt{d_b}} - \frac{11}{\sqrt{D_{80}}} \right) \quad (4)$$

где, $W_{kдроб}$ – удельный расход электроэнергии для разрушения тех же крупных кусков, но в дробилке, кВт/т;

W_{icrush} – индекс Бонда для дробилок, кВт/т.

Проведем численный эксперимент для выражений (3) и (4) при постоянной $D_{80}=100$ мм и меняющейся d_b от 20 до 70 мм, индекс Бонда для шаровых мельниц примем-12 кВт/т, для дробилок – кВт/т.

На рис. 2 показаны результаты эксперимента.

Как видно из диаграммы, удельный расход электроэнергии для дробления крупных кусков руды в мельнице полусамоизмельчения значительно выше, чем удельный расход электроэнергии для дробления таких же кусков руды в дробилке. Данная диаграмма наглядно указывает на причину повышенного расхода энергии в мельницах полусамоизмельчения.

Теперь попробуем записать схемы с преддроблением и с галечным дроблением в виде математических формул. Для схемы с преддроблением операцию преддробления запишем в виде формулы (4), операцию полусамоизмельчения в виде (2), тогда общая схема с

преддроблением будет выглядеть следующим образом:

$$W_{преддробление} = W_{icrush} \left(\frac{11}{\sqrt{d_{оп}}} - \frac{11}{\sqrt{D_{80}}} \right) + W_i \lg \frac{d_{оп}}{d_b} + W_i \left(\frac{11}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11}{\sqrt{d_b}} \right), \quad (5)$$

где, $d_{оп}$ – крупность дробленного продукта преддробления, мкм.

Для схемы с галечным дроблением операцию полусамоизмельчения запишем тоже в виде формулы (2), операцию галечного дробления в виде формулы (4), тогда общая схема с галечным дроблением будет выглядеть следующим образом:

$$W_{галечное дробление} = W_i \lg \frac{D_{80}}{d_{оп}} + W_{icrush} \left(\frac{11 * n}{\sqrt{d_{оп}}} - \frac{11}{\sqrt{d_{оп}}} \right) + W_i \left(\frac{11}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{11 * n}{\sqrt{d_{оп}}} \right), \quad (6)$$

где $d_{оп}$ – то же, мкм.

n – степень дробления при галечном дроблении, отн.ед.

Проведем численный эксперимент с выражениями (5) и (6). Для расчетов выбираем мельницу ММС 70x23. Принимаем исходную крупность $D_{80}=100$ мм, индекс Бонда для шаровых мельниц, W_i примем-12, для дробилок $W_{icrush} = 7$. Дробленный продукт $d_{оп}$ изменяется от 20 до 70 мм, степень дробления при галечном дроблении $n = 3$. Крупность конечного продукта d_{80} для обеих схем принимаем 2000 мкм. На рис. 3 представлены результаты расчетов.

Данная диаграмма читается следующим образом: при дроблении исходной руды для схемы с преддроблением от 100 мм до 40 мм удельный расход энергии всей схемы будет составлять 4,4 кВт/т. Для схемы с галечным дроблением, если крупность загрузки мельницы ПСИ будет составлять 40 мм, то удельный расход энергии всей схемы составит 8,2 кВт/т.

Значит в таких условиях схема с преддроблением будет эффективнее почти в два раза. Но если дробить

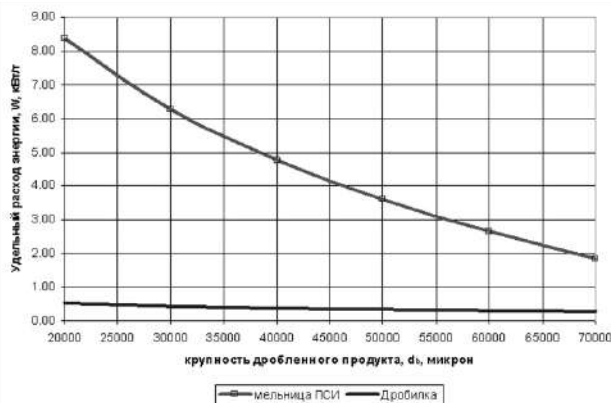


Рис. 2. Диаграмма удельного расхода электроэнергии на дробление класса $D_{80} = 100$ мм в дробилке и мельнице полусамоизмельчения

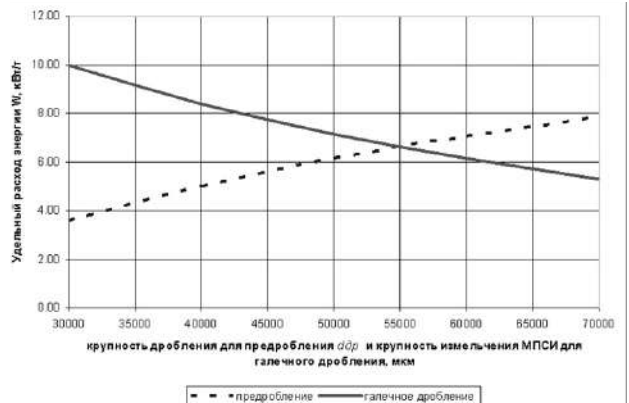


Рис. 3. Диаграмма удельного расхода электроэнергии для схем с преддроблением и галечным дроблением для средней руды. Граничная крупность $d_b = 29000$ мкм

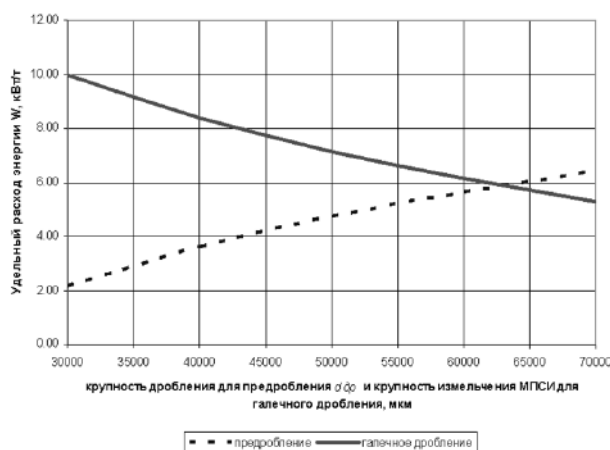


Рис. 4. Диаграмма удельного расхода электроэнергии для схем с преддроблением и галечным дроблением для мягкой руды. Граничная крупность d_b -38000 мкм

руды для схемы с преддроблением от 100 мм до 65 мм, то удельный расход энергии всей схемы составит 7,3 kW/t, а для схемы с галечным дроблением при крупности разгрузки мельницы ПСИ - 65 мм, удельный расход энергии составит 5,2 kW/t, и в целом схема с галечным дроблением будет более эффективна.

Как видно, из рис. 4. при преддроблении от 100 мм до 55...30 мм эффективнее схема с преддроблением, но если руду дробить свыше 55 мм, то выгоднее схема с галечным дроблением. Данная зависимость справедлива для граничной крупности d_b -29000 мкм. По определению граничная крупность зависит от измельчаемости руды и диаметра барабана мельницы.

Выполним расчеты для более мягкой руды W_i - 8 kW/t, при прочих равных условиях.

Для мягкой руды граничная крупность будет больше (металлический шар разрушит более крупный кусок). Для мягкой руды W_i - 8 kW/t граничная крупность составит 38 мм. Как видно из диаграммы, точка пересечения двух прямых переместилась в более крупную область. Это значит, что схема с преддроблением будет эффективнее и при дроблении до 65 мм.

Выполним расчеты для более твердой руды W_i - 20 kW/t при прочих равных условиях.

Из полученных диаграмм приведенной на рис. 5 для твердой руды граничная крупность будет меньше (металлический шар разрушит более мелкий кусок). Для твердой руды W_i - 20 kW/t граничная крупность составит 20 мм. Как видно из диаграммы, точка пересечения двух прямых переместилась в более мелкую область. Это значит, что схема с преддроблением будет эффективнее только при дроблении меньше 45 мм.

В результате проведенного численного эксперимента можно сделать следующий вывод:

При выборе проектной схемы рудоподготовки с мельницей ПСИ диаметром до 7 м, для мягких и средних руд следует выбирать схему с преддроблением,

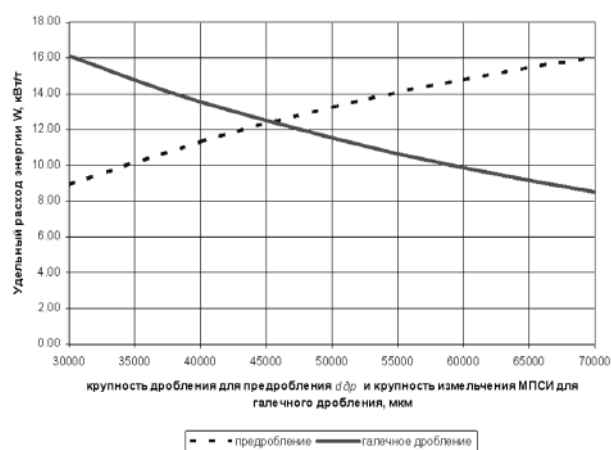


Рис. 5. Диаграмма удельного расхода электроэнергии для схем с преддроблением и галечным дроблением для твердой руды. Граничная крупность d_b -20000 мкм

ем, а для твердых руд более эффективна схема с галечным дроблением. Если выбирать для твердых руд схему с преддроблением, то необходимо увеличить диаметр выбранной мельницы.

Пример сравнения схем рудоподготовки.

Для примера рассмотрим действующую схему рудоподготовки фабрики рудника N. Технологическая схема рудоподготовки фабрики аналогична рис. 1 б.

Данная схема является схемой с галечным дроблением. В первой стадии измельчения установлена одна мельница полусамозмельчения 11,6 x 6,1 м (20 MW), во второй стадии установлено три шаровые мельницы 7,6x12,2 м (40 MW), для галечного дробления установлена одна дробилка М-1000 (0.45 MW). Индекс Бода для шаровой мельницы -13,9 kW/h, исходная крупность питания мельницы полусамозмельчения, $D_{80}=100$ мм, конечная крупность измельчения схемы, $d_{80} =200$ мкм. Крупность разгрузки мельницы ПСИ – 50 мм. Достигнутая производи-

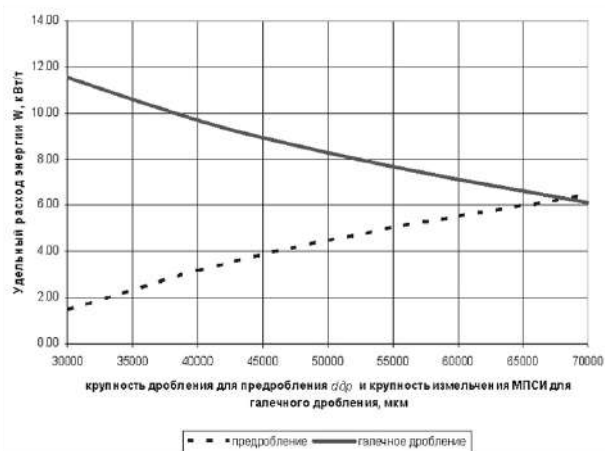


Рис. 6. Диаграмма удельного расхода электроэнергии для схем с преддроблением и галечным дроблением для рудника N. Граничная крупность d_b -45000 мкм

Таблица 1

Показатели схем с преддроблением и галечным дроблением для рудника N

Наименование показателя	Ед. изм.	Схема с галечным дроблением (факт)	Схема с преддроблением (расчет)
Преддробление			
Тип дробилки		MP-1000	
Количество дробилок	шт.	-	2
Установленная мощность	kW	-	900
Крупность питания (80% крупность)	мкм	-	100000
Крупность дробленого продукта (80% крупность)	мкм	-	50000
Полусамозмельчение			
Размеры мельницы		11,6 x 6,1 m	
Количество мельниц	шт.	1	1
Установленная мощность	kW	20000	20000
Крупность питания (80% крупность)	мкм	100000	50000
Граничное зерно	мкм	-	40000
Крупность измельченного продукта (80% крупность)	мкм	50000	1500
Галечное дробление			
Тип дробилки		MP-1000	
Количество дробилок	шт.	1	-
Установленная мощность	kW	450	-
Крупность питания (80% крупность)	мкм	40000	-
Крупность дробленого продукта (80% крупность)	мкм	10000	-
Шаровое измельчение			
Размеры мельницы		7,6x12,2 m	
Количество мельниц	шт.	3	3
Установленная мощность	kW	40000	40000
Индекс Бонда для шаровой мельницы W_i	kW/t	13,9	13,9
Крупность питания (80% крупность)	мкм	2500	1500
Крупность измельченного продукта (80% крупность)	мкм	200	200
Общие показатели схемы			
Крупность питания (80% крупность)	мкм	100000	100000
Конечная крупность d_{80}	мкм	200	200
Установленная мощность	kW/t	60450	61350
Производительность схемы	t/h	4700	6000
Общий удельный расход электроэнергии	kW/t	12,86	10,23

тельность на данной схеме составляет 4700 t/h. На галечное дробление направляется около 500 t/h или около 10% от исходного.

Рассмотрим данную схему по вышеприведенной методике. Проведем численный эксперимент для выражений (3) и (4) при постоянной $D_{80}=100$ mm и меняющейся d_b от 20 до 70 mm, индекс Бонда для шаровых мельниц -13,9 kW/t, для дробилок – 8 kW/t., результаты эксперимента показаны на рис. 6.

Как видно из диаграммы, действующая схема с галечным дроблением будет эффективна при крупности разгрузки мельницы ПСИ больше 70 mm. На действующей схеме крупность разгрузки мельницы ПСИ составляет 50 mm, согласно диаграмме удельный расход энергии составит около 8 kW/t, а для схемы с преддроблением около 4 kW/t.

Для окончательного сравнения рассчитаем схему с преддроблением и сравним ее с действующей схемой с галечным дроблением. При расчете схемы с преддроблением для второй стадии дробления примем дополнительно две дробилки М-1000. Расчеты выполнялись с помощью программы АКИАИ.

В табл. 1 приведены технико-технические данные для сравниваемых схем.

Как видно из таблицы, несмотря на установку дополнительного оборудования, схема с преддроблением расходует на каждую тонну руды на 2,6 kW/t. меньше, чем схема с галечным дроблением при увеличении производительности на 27%.

Результаты данной работы носят рекомендательный характер и имеют цель помочь в выборе оптимальных схем полусамозмельчения при проектировании и оптимизации действующих схем.

Список литературы:

1. Разумов К.А. «Проектирование обогатительных фабрик», Москва «Недра». 1970 г. 591 стр.

КВАРЦЕВЫЕ ПЕСКИ УГУНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ: МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Юнусов М.Ю., проф. каф. «Технология силикатных материалов, редких и благородных металлов» докт. техн. наук ТашХТИ; Бабаев З.К., доц. каф. «Химические технологии» УрГУ, канд. тех. наук; Матчанов Ш.К., доц. каф. «Химические технологии» УрГУ, канд. тех. наук; Буранова Д.Б., магистрант УрГУ, Хаджиев А.Ш., магистрант УрГУ

Ushbu maqolada Ugun konidagi kvars qumining geologik tuzilishi va mineralokimyoviy tarkibi o'rganilgan. Maqolada kvars qumi tarkibini mahsulotni ishlab chiqarish darajasida boyitish, rangsiz shisha ishlab chiqarishda undan asosiy komponent sifatida foydalanish imkoniyatlari tadqiq kilingan.

Tayanch iboralar: *geologik kurilma, metal-kimyoviy tarkib, kvarsli qum, rangsiz shisha, mineral-homashyo bazasi, mineralogik tarkib, kimyoviy analiz, shisha ishlab chiqarish jarayoni, texnik shisha mahsulotlari.*

The geological structure and quartz sand mineral-chemical composition of Ugunskiy deposit is considered in this article. The possibility of enrichment for getting commercial products in order to use them as a main component for producing colorless glasses is explored.

Key words: *enrichment, geological structure, metal-chemical composition, quartz sand, colorless glass, mineral raw material base, mineralogical composition, chemical analysis, process of producing glass, glassware of industrial-use.*

Ситуация с обеспечением стекольного производства Республики Узбекистан основными минеральными сырьевыми ресурсами осложнены тем, что на её территории не имеется достаточного запаса качественного кондиционного сырья. Кварцевый песок является основным кремнеземсодержащим компонентом в составе стекольных шихт для производства большинства видов стекол, его содержание в шихтах составляет более 70% (здесь и далее в масс.%). Поэтому к качеству песка предъявляют довольно жесткие требования по химическому, минералогическому, гранулометрическому составам, а также к постоянству химического состава и содержанию различного рода примесей [1].

Существующие запасы кварцевых песков являются малоизученными в отношении обогатимости, либо не испробованы в качестве исходного сырья в процессе получения стекла. В связи со строительством новых мощностей и расширением существующих заводов по производству стеклоизделий становится особо актуальной разработка технологии, освоение и обогащение новых месторождений кварцевых песков, в целях получения на их основе листового, тарного и других видов стеклоизделий технического назначения.

Объектом исследования в предлагаемой работе является кварцевый песок Угунского месторождения Яккабагского района Кашкадарьинской области. Работа проводилась в целях получения на его основе тарных и листовых стекол.

Угунское месторождение расположено в центральной части Лянгардарьинской моноклинали, сложенной мезокайнозойскими отложениями [2].

Основание моноклинали слагают породы верхнемелового разреза, представленные глинами,

алевролитами, песчаниками, известняками, мергелями и гипсами. Выше, по разрезу, часто на размытой верхнемеловой поверхности, залегают отложения кайнозойской группы, в нижней своей части, представленные, хемогенными осадками бухарской свиты (P_{1bh} – доломиты, известняки, прослойки гипсов и мергелей). Установлена, что на карбонатных породах залегают глины сузакской свиты (P_{2cz}), подстилающие, продуктивную на стекольное сырьё, алайскую свиту (P_{2al}), перекрытую глинами туркестанской свиты (P_{2tr}). С размывом на породах палеогена залегают континентальные отложения неогена, представленные прослаиванием красноцветных песчаников, алевролитов, глин, гравелитов и конгломератов. Четвертичные отложения, проявленные на площади работ, относятся к сырдарьинскому геологическому комплексу и представлены лессовидными суглинками и супесями.

Продуктивная толща приурочена к алайской свите эоценового отдела палеогеновой системы (рис. 1) и состоит из 3 горизонтов: нижнего, представленного светло-серыми слабосцементированными кварцевыми песчаниками (мощностью 40-60 м); среднего, состоящего из залегающих светло-серых разнородных алевролитов и шламово-мергелистых известняков (суммарной мощностью 5-6 м); верхнего, представленного буровато-серыми полевошпат-кварцевыми песчаниками (10-15 м).

В контурах нижнего горизонта при бортовых содержаниях SiO₂=85% выделяется пластообразная залежь мощностью от 13,1 до 30 м (средняя мощность 20,1 м) кварцевых песчаников, обогащенных кремнеземом (средневзвешенные содержание SiO₂ варьируется от 87,0 до 92,5 %, в среднем по поверхности составляя 88,5%). По простиранию залежь прослежена на 1,2 км, имеет наклонное залегание (с падением на юго-восток под углом 30-40°).

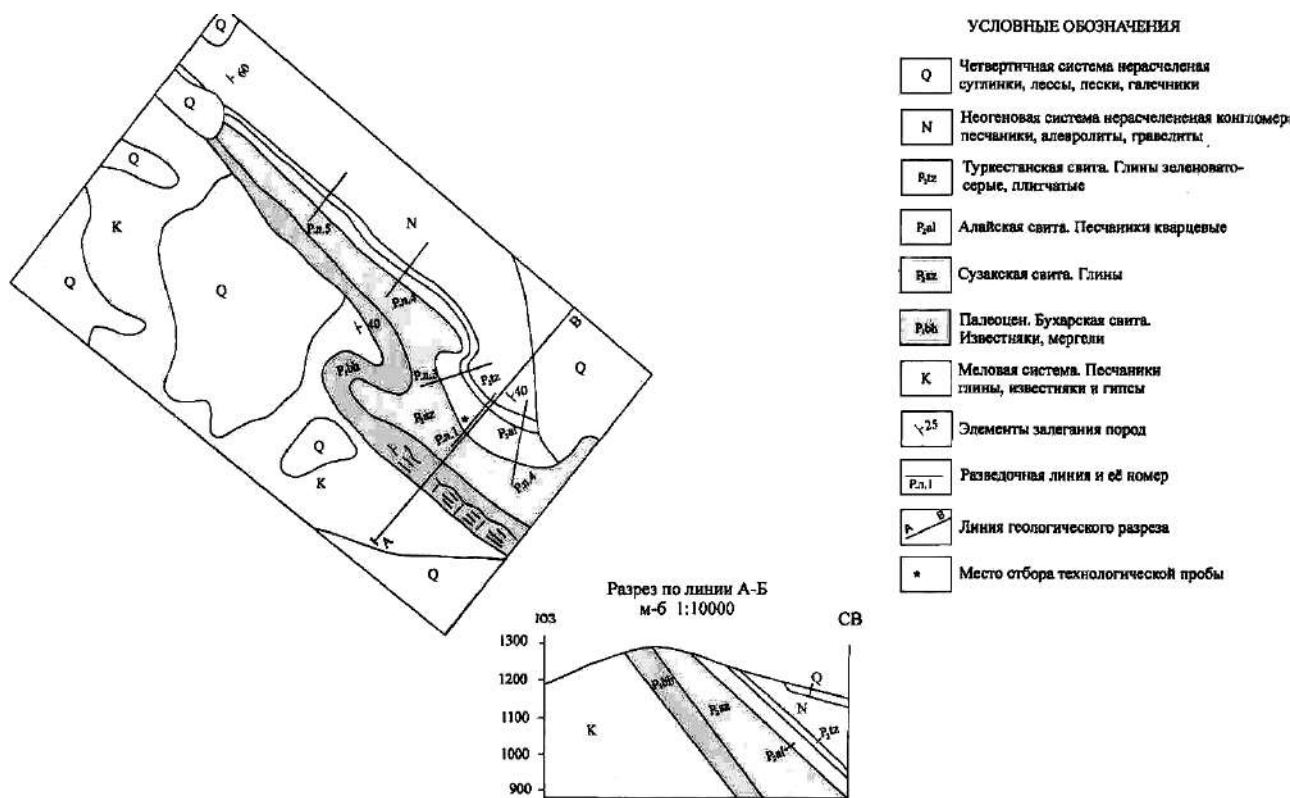


Рис 1. Схема геологического строения участка кварцевых песчаников Угунского месторождения. Масштаб 1: 10000

Продуктивная на стекольное сырьё пластообразная залежь сложена слабосцементированными мелкозернистыми кварцевыми песчаниками светло-серого цвета. Основная масса породы (до 97%) состоит из окатанных зерен преимущественно прозрачного кварца. Пески в пределах залежи характеризуются устойчивой сортировкой (преобладают зерна класса 0,2-0,4 мм). В качестве примеси в песчаниках преобладают глинистые минералы (каолин, монтмориллонит и др.), представленные частицами алевролитистой и более тонкой фракций.

Обогащение кремнезёмом более глубоких частей залежи, возможно, объясняется накоплением глинистых минералов в верхней части зоны гипергенеза, за счет просадки на некоторую глубину более тяжелых, чем глинистые минералы, кварцевых зерен.

В стекловарении одним из основных критериев качества шихтовых материалов принято считать содержание в них оксидов железа, которые являются красящими примесями, влияющими на светопрозрачность стекла. Содержание оксидов железа в стеклах различных марок строго регламентируется. В сортовом стекле допустимое содержание Fe₂O₃ составляет не более 0,050% (здесь и далее масс.%), 0,012 – 0,020%, 0,025 – 0,035% и не более 0,070% для бесцветного, хрустального, светотехнического и медицинского стекол, соответственно. Требования к листовому стеклу различных марок допускают содержание Fe₂O₃ в пределах 0,09 – 0,20%. В тарном стекле величина допустимого содержания оксидов железа

довольно высока: не более 0,1% в бесцветном стекле БТ-1 и не более 0,8% в зеленом ЗТ-1 и коричневом стекле КТ-1 [3-4].

Перечисленные выше ограничения к содержанию оксидов железа в готовом стекле определяют соответствующие требования к чистоте как традиционных шихтовых стекольных материалов – кварцевого песка, доломита, соды, мела, пегматита и т.п., так и нетрадиционных, таких, как например, доменный шлак, применяемый в производстве тарного темного стекла.

Для производства обогащенных кварцевых концентратов, используемых в стекольной промышленности, применяют различные методы [5].

На первой стадии получения кварцевых концентратов используют мокрые методы обогащения: промывка глинистых составляющих, оттирка, обесшламливание. В зависимости от исходного содержания Fe₂O₃ после мокрого обогащения получают концентраты, соответствующие маркам ВС-050 или ВС-030 по ГОСТ 22551-77 с содержанием оксидов железа менее 0,050% и менее 0,030%, соответственно. Обогащение песков, прошедших предварительно обогащение мокрыми способами и сушку, проводится методом сухой магнитной сепарации, что в зависимости от содержания Fe₂O₃ в песке, поступающем на операцию сухого дообогащения, позволяет получать кварцевые концентраты марок ОВС-030, ОВС-025 и ОВС-020 с содержанием оксидов железа менее 0,030%, 0,025% и 0,020%, соответственно [6].

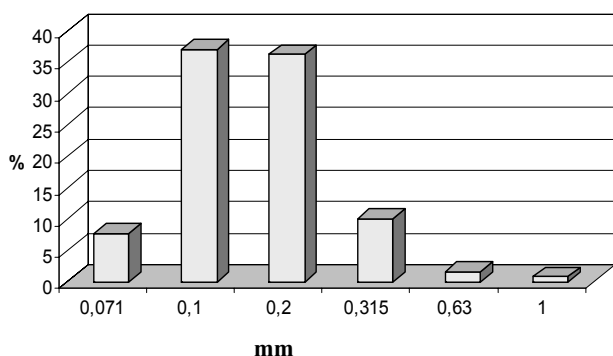


Рис 2. Гранулометрический состав кварцевого песка Якабагского месторождения

В целях апробации возможности обогащения кварцевого песка Угунского месторождения нами были проведены полупромышленные испытания на обогатимость исходного сырья из верхнего горизонта в условиях ОАО «Аслойна». Так, в производственных условиях в цехе подготовки кварцевого песка исходный кварцевый песок подвергался сушке до остаточной влажности 0,2% и подавался к электромагнитному сепаратору марки 2PC-12/150-09.011.00.00. Исходный и сепарированный продукт подвергался химическому анализу, результаты которого приведены в табл. 1.

Гранулометрический состав после магнитной сепарации представлен на гистограмме (рис. 2).

Известно, что примеси в песках присутствуют в виде отдельных зерен минералов (полевой шпат, слюда и т.д.), в виде пленок на зернах кварца, включений в массы зерен или в виде твердых растворов с основными минералами [6].

Максимальное количество (до 65%) оксидов железа вносится в стекло с тонкодисперсной фракцией песка, а также с пленкой на поверхности зерен кварца. В связи с этим для повышения качества песка подвергали классификации с целью удаления мелкой (менее 0,2 mm) фракции и обогащению. Для этих целей в лабораторных условиях исходный песок нижнего горизонта подвергался промывке с применением ПАВ, промытый песок подвергался сушке.

Изученный химический состав после лабораторного обогащения: SiO₂ -95,21, Al₂O₃ – 0,51, Fe₂O₃ – 0,051, CaO – 1,40, MgO – 0,20, Na₂O -1,20, K₂O -0,60, п.п.п – 0,83, что соответствует кварцевому песку марки ВС – 050 – 2.

Данное сырье служит основным компонентом для производства листового оконного и технического стекла, прокатных стекол, стеклоблоков, парфюмерной, консервной тары и бутылок из обесцвеченного стекла, автомобильных и витринных стекол и т.д.

Таким образом, в Республике выявлено новое месторождение кварцевого песка, служащее основным сырьевым ресурсом для производства бесцветного стекла.

Данное кварцевое сырье является легкообогатимым, освоение карьера и организация обогатительного производства могут быть осуществлены с минимальными экономическими затратами и низким экологическим ущербом.

Сырьё	Содержание оксидов, %								сумма
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	п.п.п	
Исходный кварцевый песок	93,48	3,50	0,20	1,68	0,20	0,36	0,14	0,44	100,00
После магнитной сепарации	95,60	2,80	0,13	1,02	0,20	0,13	-	0,12	100,00

Список литературы:

1. Хратков В.П., Чугунов Е.А. *Материалы для производства и обработки стекла и стеклоизделий*. М. 1987.
2. Отчет НИР «Изучение вещественно технологических характеристик кварцевого песчаника месторождения Угун с целью применения сырья в современных производствах» Шахрисабз – 2012.
3. Порюшкина О.В., Мамина Н.А., Панкова Н.А., Матвеев Г.М. *Стекольное сырье России*. – М.: АО «Силинформ», 1995, 84 с].
4. Трошин Н.Н., Горина И.Н., и др. *Контроль производства и качества изделий из стекла*. - М. 1984 г.
5. Конев Н.Н., Сало И.П. *Удаление железосодержащих примесей методом магнитной сепарации*. // *Стекло и керамика*. – 1999. - №1 – С. 28-29].
6. В.А. Рафиянко, О.П. Малюк. *Обогащение кварцевых песков*. М. Горное оборудования 2014. 55 с.

ПРИМЕНЕНИЕ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА ПРИ ПЕРЕВОЗКЕ РУДЫ ДО ГМЗ-2

Мирсаидов Г.М., доц. каф. «Горная электромеханика» ТашГТУ; Аннакулов Т.Ж., ст. преп. каф. «Горная электромеханика» ТашГТУ; Кувандиков О.А., асс. каф. «Горная электромеханика» ТашГТУ

Maqolada rudani GMZ-2 ga tashishda konveyer transportini qo'llash masalasi ko'rib chiqilgan. Ushbu sharoitda konveyer transportini qo'llash muxim hisoblanadi.

Kar'erda konveyer transportini qo'llashning asosiy sharti bo'lib tashilayotgan kon jinsini konveyer lentasi yoniga bog'liq ravishda kerakli o'lchamgacha maydalash talab etiladi. Shu sababdan mobil maydalagichni qo'llash konveyer transportini qo'llash imkonini beradi.

Tayanch iboralar: transport, konveyer, ruda, tik qiya konveyer, maydalab yuklash kompleksi, GMZ-2.

The issues of using the conveyor transport in ore transportation to HMP- 2 are given in this article.

A major constraining factor of using the conveyor transport at the quarries is ore pre- crushing to certain sizes, depending on the width of bend conveyor belt. Therefore, the choice of self-propelled mobile crushing equipment makes possible of conveyor transport using.

Key words: transport, conveyor, ore, steeply inclined conveyor, crushing and handling system, HMP-2.

При выборе альтернативного вида транспорта при перевозке руды от карьера Мурунтау до ГМЗ-2 возможно применение следующих основных видов транспортных средств:

- применение конвейерного транспорта;
- существующего железнодорожного транспорта с заменой тепловозов на электровозы;
- применение автомобильного транспорта.

Применение автомобильного транспорта не рассматривается, так как применение автомобильного транспорта рекомендуется при расстояниях транспортирования до 3-4 km, при больших расстояниях, как в конкретном случае, резко увеличиваются транспортные расходы [1].

Целью настоящей статьи является исследование по применению конвейерного транспорта при перевозке руды с карьера Мурунтау на ГМЗ-2. Применение конвейерного транспорта для данных условий является актуальным. Основным сдерживающим фактором при использовании конвейерного транспорта на карьерах является предварительное измельчение руды до определенных размеров в зависимости от ширины ленты ленточного конвейера. В связи с тем, что руда на карьере, транспортируемая крутонаклонным конвейером (КНК), проходит дробление на дробильно-перегрузочном пункте ДПП (тип дробилки ДШЗ 1300/300), то данный вопрос можно решить и для применения конвейерного транспорта от погрузочного пункта карьера до ГМЗ-2. (конвейеры последовательно пронумерованы: К₁; К₂; К₃; К₄; К₅; К₆; К₇; К₈; К₉, согласно рис. 1).

Применение конвейерного транспорта в рассматриваемых условиях для транспортировки руды от погрузочных пунктов карьера Мурунтау до ГМЗ-2 является логическим завершением применения ЦПТ (циклично-поточной технологии), применяемой на карьере.

Конвейер будет установлен параллельно имеющейся железнодорожной линии с такими же уклонами (углами) установки. В любом случае ГМЗ находится ниже уровня поверхности карьера Мурунтау и движение груза в основном будет вниз. Уклон железнодорожных путей от карьера Мурунтау до ГМЗ-2 составляет порядка 24%, что соответствует порядка 1,5⁰ градусов (1,5⁰÷2⁰) с движением груза вниз.

При применении конвейерного транспорта для транспортировки руды на ГМЗ-2 будут установлены следующие установки:

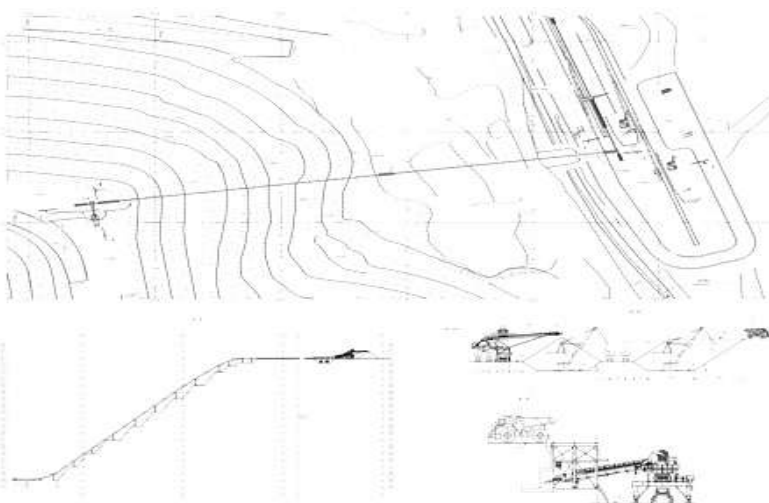


Рис. 1. ППК II (перегрузочный пункт) карьера Мурунтау

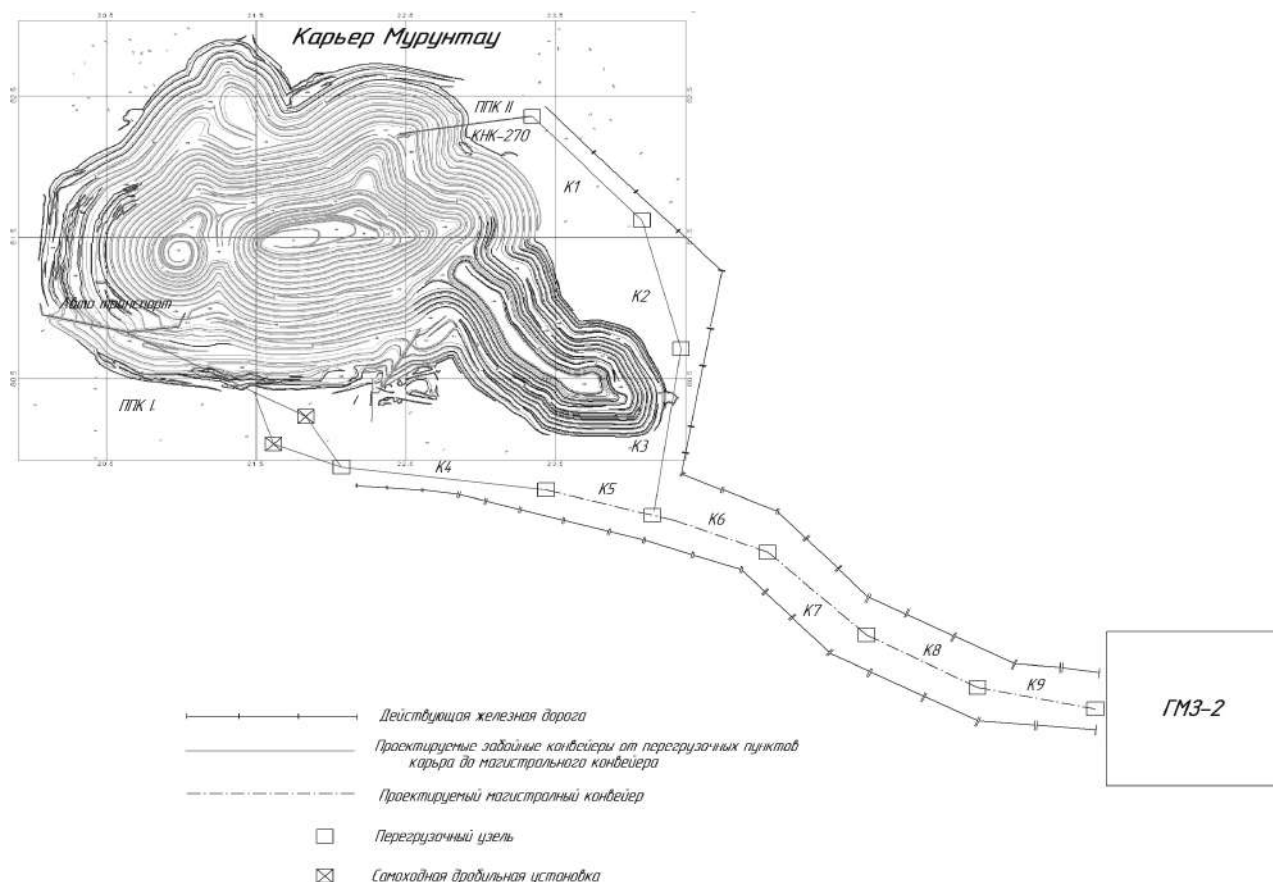


Рис. 2. Предлагаемая схема конвейерных установок

- от ППК1 (перегрузочный пункт карьера) – забойный конвейер К₄ с шириной ленты 1200 mm, со скоростью движения 3,15 m/s;

- от ППК2 (перегрузочный пункт карьера) – забойные конвейеры К₁, К₂, К₃ с шириной ленты 1200 mm, со скоростью движения 3,15 m/s;

- от перегрузочного узла за карьером до ГМЗ-2 – магистральные конвейеры К₅, К₆, К₇, К₈, К₉ с шириной ленты 1200 mm, со скоростью движения 4,2 m/s;

- бункерное устройство на ГМЗ-2 (рис. 2).

Расчет забойного конвейера К₃ от ППК2 (перегрузочного пункта) карьера Мурунтау до магистрального конвейера К₆. Для расчета в качестве исходных данных примем:

Годовая производительность ППК II карьера по руде ≈14 млн. t/год $\gamma \approx 2,2 \text{ t/m}^3$, размер кузова после дробления $\alpha_{max} \approx 350 \text{ mm}$ $\alpha_{cp} \approx 300 \text{ mm}$, угол установки конвейера с учетом рельефа местности $\pm 2^\circ$. Длина транспортировки – 700 m.

Организация работы транспорта: карьер работает без выходных -364 дня в году.

1. Предварительно выбираем забойный конвейер типа КЛКЗ – 250.

Техническая характеристика конвейера:

- ширина ленты 1200 mm;
- производительность 2500 t/h;

- скорость движения ленты 3,15 m/s;
- мощность двигателя 400 kW;
- тип ленты РТЛ 1500;
- напряжение питания 6000 V.

2. Определяем ширину ленты для обеспечения данной производительности в mm:

$$B = 1,1 \left(\sqrt{\frac{Q}{C_n * V * \gamma}} + 0,05 \right) = 1,1 \left(\sqrt{\frac{1603}{550 * 3,15 * 2,2}} + 0,05 \right) = 768$$

где $C_n = 550$ коэффициент производительности.

Ширина ленты по условию размещения максимального размера куса транспортируемого материала[2].

$$B = 3,3 * Q_{max} = 3,3 * 350 = 1155 \text{ mm}$$

Принимаем ширину по технической производительности конвейера и исходя из условия размещения максимального размера куса транспортируемого материала, $B=1200 \text{ mm}$.

Определяем погонный вес ленты kg/m:

$$q_n = G_l * B = 37 * 1,2 = 44,4$$

Определяем погонный вес груза kg/m:

$$q = \frac{Q}{3,6 * V} = \frac{1603}{3,6 * 3,15} = 141$$

Определяем вес вращающихся частей роликов:
 а) при диаметре роликов $\varnothing=152$ mm грузовой ветви kg:

$$g'_p = 20 * B + 15 = 20 * 1,2 + 15 = 40$$

б) при диаметре роликов $\varnothing =127$ mm порожней ветви kg:

$$g''_p = 20 * B + 5 = 20 * 1,2 + 5 = 30$$

Погонный вес роликов:

грузовой ветви $q'_p = \frac{g'_p}{\ell'} = \frac{40}{1,1} = 36,4$ kg/m;

порожней ветви $q''_p = \frac{g''_p}{\ell''} = \frac{30}{2,2} = 13,7$ kg/m;

$$W_{cp} = (q + q_n + q'_p)L * w' \cos \beta \pm (q + q_n)L * \sin \beta \text{ кгс};$$

$$W_{cp} = (141 + 44,4 + 36,4) * 700 * 0,03 * 0,9976 + (141 + 44,4) * 700 * 0,0034 = 4647 + 1198 = 5845 \text{ кгс};$$

$$W_{пор} = (q_n + q''_p)L * w' * \cos \beta \mp q_n L \sin \beta \text{ кгс};$$

$$W_{пор} = (44,4 + 13,7) * 700 * 0,03 * 0,9976 - 44,4 * 700 * 0,034 = 1217 - 1056 = 161 \text{ кгс}.$$

Приводим схему ленточного конвейера с указанием характерных точек (рис. 3).

Сопротивление на грузовой и порожней ветвях при $w' = 0,03$.

Определение натяжения в характерных точках ленты:

$$S_5 = S_1 * e^{m\alpha}$$

$$1,1 S_1 + 5845 = S_1 * 12,35$$

$$5845 = 12,35S_1 - 1,1S_1$$

$$S_1 = 520 \text{ кгс}$$

$$S_2 = 1,04 * S_1 = 1,04 * 520 = 540,8 \text{ кгс}$$

$$S_3 = 1,04 * S_1 + W_{пор} = 540,8 + 161 = 701,8 \text{ кгс}$$

$$S_4 = 1,06 * S_3 = 1,06 * 701,8 = 744 \text{ кгс}$$

$$S_5 = 1,1 * S_1 + W_{гр} = 1,1 * 520 + 5845 = 6417 \text{ кгс}$$

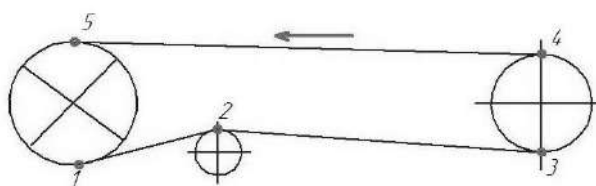


Рис. 3. Схема к расчёту конвейера по «контуре»

Определяем тяговое усилие:

$$W_0 = K (S_{нб} - S_{сб}) \text{ , кгс};$$

где K=1,1 – коэффициент потери на вредные сопротивления конечных конструкций, кгс:

$$W_0 = 1,1(6417 - 520) = 6486$$

Определяем установочную мощность двигателя:

$$N_{уст} = K \frac{W_0 * V}{102 * \eta}$$

где K - коэффициент запаса мощности, K=1,1:

$$N_{уст} = 1,1 \frac{6486 * 3,15}{102 * 0,85} = 260 \text{ , kW};$$

По установочной мощности по каталогу принимаем асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором типа ВАО450S2 с мощностью N=315 kW, на напряжение 6 kV.

Определяем удельный расход мощности kWh/Ткм:

$$\varepsilon_{ткм} = \frac{N_{уст}}{Q * L} = \frac{260}{1603 * 0,7} = 0,23$$

Разрывное усилие на ленте:

$$S_{раз} = B * P' = 1200 * 150 = 180 000 \text{ кгс}$$

$$180 000 / 6417 = 28$$

Выбранная лента марки РТЛ 1500 удовлетворяет условия по прочности. Результаты расчетов остальных конвейерных установок приведены табл. 1.

Таблица 1

Результаты расчетов остальных конвейерных установок

Показатели	Забойные конвейеры от ППК II			Забойный конвейер от ППК I	Магистральные конвейеры до ГМЗ - 2				
	K1	K2	K3	K4	K5	K6	K7	K8	K9
Марка конвейера	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400
Производительность, t/h	2500	2500	2500	2500	4000	4000	4000	4000	4000
Ширина ленты, mm	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Скорость движения ленты, m/s	3,15	3,15	3,15	3,15	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Длина конвейерной линии, m	1000	800	700	500	2000	3000	1000	2000	1000
Тип ленты	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500
Мощность привода, kW	400	400	315	400	400	500	315	400	315

Таким образом, применение конвейерного транспорта для перевозки руды на ГМЗ-2 исключает следующие оборудования и материалы:

- 13 единиц тепловозов марки 2ТЭ-116;
- более 600 л дизтопливо за смену, 1200 л за день, 36 000 л за месяц, 432 000 л за год;
- 160 единиц думпкаров типа 2ВС-105;

- более 100 человек, обслуживающие железнодорожный транспорт для перевозки руды;
- более 40 км железных дорог;
- более 100 единиц стрелочных переводов;
- 100 000 м шпал;
- 20 000 м³ балластного слоя (щебенка, гравий и т.д.);

Список литературы:

1. Спиваковский А.О., Потапов М.Г. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. М., "Недра", 1974
2. Шахмейстер Л.Г., Дмитриев В.Г. Теория и расчет ленточных конвейеров. М., Машиностроение, 1978
3. Галкин В.И. и др. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий. М., Изд-во МГГУ, 2005 г.

УДК 622.235

© Тошов Ж.Б. 2015 г.

ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОВЕДЕНИЯ БУРОВЫХ ДОЛОТ НА ПОВЕРХНОСТИ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ

Тошов Ж.Б., зав. каф. «Горная электромеханика» ТашГТУ, канд. техн. наук, доц.

Maqolada quduq qov joyidagi burg'ulash dolotosining dinamikasi, uning geometric parametrlari funksiyasi ko'rinishida qaralgan. Ushbu tadqiqotlar uslub asosida burg'ulash asbobini bir tomonlama konsolli osma sifatida qaralganda barqaror emasligi olingan. Quduqlarni burg'ulashda turli rejimda ishlaydigan asbobning ikkittig'li bilan qoplanish yuzasini, qamrab olingan va chizilgan aylana radiusini hisoblash natijalari keltirilgan.

Tayanch so'zlar: tog' jinsi, burg'ulash, burg'ulash asbobi, energiya sarfi, quduq, uzatish nisbati, qoplanish yuzasi, qamrab olingan va chizilgan aylana radiusini.

The dynamics of drill bits on the surface of borehole bottom as a function of its geometric parameters is considered in this article. The methodology of these studies is based on objective evidence of the instability of drilling tools as cantilever suspension. The methods of research and results of calculations of indicators: coverage areas double edge instruments; radii of the inscribed and circumscribed circles are given

Key words: roach, drilling, drilling bit, the cost of energy, hole, gear ratio, coverage area, the radius of the inscribed and circumscribed circles.

Динамическая модель поведения буровых долот на поверхности забоя скважины должна быть описана на детерминированной основе. Только в этом случае можно построить объективные критерии оценки работоспособности буровых инструментов в процессе разрушения горных пород, прямо зависящие от исходных данных, и в первую очередь, от геометрических параметров породоразрушающих буровых инструментов.

Закономерность затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению [1-3], которая утверждает, что все динамические системы функционируют в трёх энергетически разных затратных и постоянных по форме: центричном, эксцентричном и бицентричном режимах движения.

Построив энергозатратные функции любой по форме динамической системы в этих трёх режимах движения в системы координаты $o Ne_i$ (где N – затраты энергии в форме путей контакта, ε – эксцен-

триситет, i – передаточное число), найдём, что в бицентричном режиме движения находится область с минимальными затратами энергии, которая ограничена сверху уровнем затрат энергии в центричном, снизу парами вращений в бицентричном и скачком затрат энергии от нуля до уровня затрат энергии в центричном режиме движения. Эту область принято называть «энергозатратной ловушкой», потому что существуют вариационные принципы наименьшего действия [4, 5], которые утверждают, что в каждый момент времени динамические системы ведут поиск наименьшего действия, т.е. пути наименьших затрат энергии. Отсюда легко понять, что динамическая система в любом случае будет стремиться в «энергозатратную ловушку». Но для этого системе необходимо приобрести эксцентриситет. А после этого система сама же, согласно указанных принципов, будет сводить этот эксцентриситет к минимуму по закону, заданному теми или иными условиями.

Именно поэтому буровые долота динамически неустойчивы на поверхности забоя скважины.

n – гранёный инструмент может функционировать в бицентричном режиме, перекатываясь только в $n+1$, $n+2$, ..., $n+m$ гранках, где величинами граней являются расстояния между вершинами лезвий.

Эта система имеет минимальные затраты энергии в $n+1$ – граннике, потому что при этом затраты энергии от сил сопротивления движению будут наименьшими относительно затрат энергии в центричном режиме, т.е. при вращении вокруг геометрически заданной оси инструмента: и относительно затрат энергии в бицентричном режиме с перекатыванием n – гранника (инструмента) внутри $n+2$, $n+3$, ... - гранников, что вполне понятно.

Здесь следует заметить только то, что перекатывания n – гранных многоугольников, образуемых инструментами, осуществляется внутри $n+1$ – гранных с отрицательными и переменными передаточными отношениями, т.е. если инструменту будет задано вращение по часовой стрелке, то перекатывание будет осуществляться против часовой стрелки. В зависимости от этого будут изменяться и границы переменных межосевых эксцентриситетов.

Передаточными отношениями принято называть отношения угловых скоростей вращения вокруг подвижного центра к угловым скоростям вокруг неподвижного центра.

Так, передаточное отношение шарошки есть отношение ее угловой скорости вокруг своей оси – ω_2 к угловой скорости вокруг оси долота – ω_1 т.е. :

$$i = \frac{\omega_2}{\omega_1} \quad (1)$$

Физически это означает – сколько раз шарошка обернется вокруг своей оси за один оборот долота. Что касается буровых долот режуще-скалывающего действия, то эта динамическая система будет искать и находить подвижный центр вращения в плоскости забоя скважины. Он в данном случае будет иметь переменную величину в определенных пределах.

При этом остается лишь вопрос о том, в каком случае затраты энергии меньше, чем в центричном режиме движения, т.е. при вращении инструмента вокруг своей конструктивно заданной оси или в бицентричном, т.е. при перекатывании n – угольника в $n+1$ – угольнике. При этом проверим гипотезу о меньшей перекрываемой площади при вращении двух лезвийного инструмента в $n+1$ – угольника, естественно, при n лезвиях.

Найдем общую площадь, покрываемую двухлопастным инструментом на поверхности забоя при вращении его вокруг неподвижного центра в бицентричном режиме (рис. 1). Здесь два лезвия OA и OB .

Вращая лезвия вокруг точки A , мы получим за $1/3$ оборота площадь сектора $S'_{\text{сект. ABC}}$, т.е.

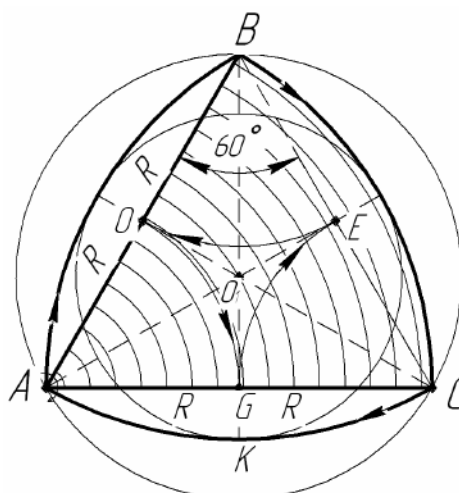


Рис. 1. Схема для вычисления площадей контакта двухлопастного долота на поверхности забоя скважины за один оборот вокруг заданного центра

$$S'_{\text{сект. ABC}} = \frac{\pi(2R)^2}{6} = \frac{4\pi R^2}{6} = \frac{2\pi R^2}{3};$$

За полный оборот найдем, $S'_{\text{общ.}}$ т.е.:

$$S'_{\text{общ.}} = \frac{3 \cdot 2\pi R^2}{3} = 2\pi R^2$$

Легко видеть, что величина покрываемой площади двух лезвийным инструментом найдется в форме

$$S = 2 \cdot \pi R^2$$

Таким образом, площади, перекрываемые двух лезвийными инструментами за один оборот вокруг неподвижного центра при движении в центричном и бицентричном режимах равны, т.е.

$$S_{\text{общ.}} = S'_{\text{общ.}} = 2\pi R^2$$

Найдем параметры формируемого отверстия при движении двух лезвийных инструментов в бицентричном режиме. В данном случае для нас важно знать радиусы вписанной и описанной окружностей.

Из рис. 1 видно, что радиус формируемого отверстия, т.е. радиус проходного отверстия равен:

$$R_{\text{ен.}} = O_1K$$

У нас $AC=2R$.

Тогда:

$$GK = \frac{2R}{2} \text{tg} 15^\circ,$$

а:

$$O_1G = \frac{1}{3} BG,$$

Следовательно, радиус проходного отверстия O_1K найдется в форме:

$$R_{\text{ен.}} = GK + OG = \frac{2R}{2} \text{tg} \frac{60^\circ}{4} + \frac{1}{3} R\sqrt{3} = \frac{R + \sqrt{3}R \text{tg} 15^\circ}{\sqrt{3}} =$$

$$= \frac{R + (1 + \sqrt{3} \cdot 0,2674)}{\sqrt{3}} = \frac{R + (1 + 1,732 \cdot 0,2674)}{1,732} = 0,8394 R$$

Радиус же описанной окружности – $R_{оп.}$ найдется из того, что:

$$R_{он} = \frac{2}{3} BG$$

т.е.:

$$R_{он} = \frac{2}{3} \cdot 2 R \cos 30^{\circ} = R \cdot \frac{4 \cdot 0,866}{3} = 1,155 R$$

Таким образом, при движении двухлопастных инструментов на поверхности забоя для формируемых отверстий мы имеем:

- равенство покрываемых площадей

$$S = S' = 2\pi R^2;$$

- радиус вписанной окружности (проходного отверстия) равен:

$$R_{np} = R_{en} = 0,8394 R$$

- радиус описанной окружности формируемого отверстия равен:

$$R_{он} = 1,155 R.$$

Список литературы:

1. Калинин А.Г. Механизм образования стволов геологоразведочных скважин. Информационное сообщение «Техника и технология геологоразведочных работ, организация производства» - ОНТИ ВИЭМС, 1968. - № 27. - С. 26.
2. Стеглянов Б.Л. Аспекты динамики буровых долот и других моделей. – ГФНТИ, Ташкент, 2001. – 68 с.
3. Стеглянов Б.Л. Сущность закономерности затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению. // Республиканская научно-техническая конференция. «Проблемы бурения, заканчивания и капитального ремонта скважин». – Ташкент, 2012. – С.24-27.
4. Бухгольц Н.Н. Основной курс теоретической механики. Часть 1. Кинематика, статика, динамика материальной точки. 6-е изд. - М., Наука, 1965. - С.468
5. Колесникова К.С. Курс теоретической механики. – М.: Изд. МГТУ, 2005. – С.736

УДК 621.34.0.7

© Худайбердиев Ш.М. 2015 г.

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПОГРУЖНОГО НАСОСНОГО АГРЕГАТА В ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Худайбердиев Ш.М., ст. науч. сотрудник, докторант Национальной академии наук Белоруссии

Suyuqlikka botib ishlaydigan nasos qurilmasi uchun chastotali – rostlanuvchi elektr yuritmasining maqbul boshqarish tizimi ishlab chiqildi va shu asosda foydali qazilmalarni yer ostida boyitish texnologiyasini xarakterlovchi asosiy ku'rsatkichlarni hisoblash uchun bog'liqlik formulalari keltirilgan

Tayanch iboralar: *Chastotali-rostlanuvchi elektr yuritma, nasos qurilmasi, foydali qazilmalarni yer ostida boyitish texnologiyasi.*

Rational control flow chart by variable-frequency electric drive of submersible pump unit is developed and calculation of its basic parameters in the technology of underground leaching of minerals is given.

Key words. *variable-frequency electric drive, pump unit, technology of underground leaching of minerals.*

Подземное выщелачивание руд осуществляется путем избирательного перевода металла в технологическую жидкость на месте залегания руд при помощи закачивания в недра химических растворов.

Для поднятия со скважин технологической жидкости применяют погружные насосы. Установка и эксплуатация погружных насосов, а также в некоторых случаях и выбор типа насосного агрегата, обусловле-

ны большими сложностями, связанными с переменным дебитом скважин, с изменением содержания твердых частиц в составе перекачиваемой жидкости, а также остановкой насосных установок по «сухому ходу» из-за уменьшения уровня жидкости в скважине [1, 2].

Кроме того, отсутствие необходимой методики расчета глубины установки насосных установок, ве-

дет к нерациональному использованию электротехнических материалов и к неэкономичному режиму работы насосных установок. На данное время критерием определения глубины установки насосных установок в скважине являются параметры рудоносного тела и уровень жидкости в скважине, а переменный приток жидкости в скважину во многих случаях не учитывается. Отсутствие возможности контроля переменного притока жидкости в скважину и его согласование с подачей насоса приводит к увеличению статического напора и к «сухому ходу», а это, в свою очередь, является неэкономичным режимом работы с энергетической точки зрения.

Для решения имеющихся проблем необходимо разработать рациональную систему управления электроприводом погружного насоса, обеспечивающую регулирование подачи и напора насоса в функции минимального электропотребления, а также учитывающая влияние уровня жидкости в скважине и глубину установки насосного агрегата на энергетические характеристики электропривода.

Рациональная система управления насосного агрегата разрабатывается на основе частотно-регулируемого электропривода в виде структурной схемы, представленная на рис. 1.

Структурная схема частотно-регулируемого электропривода состоит из последовательно соединенных безынерционных, инерционных и интегрирующих звеньев с внутренней обратной связью по угловой скорости.

Функциональные блоки реализуют различные виды зависимости по подаче, напору, потребляемой мощности, моменту статического сопротивления, глубины установки насосного агрегата и статическому напору.

Обеспечение режимов работы насосного агрегата с минимальным электропотреблением осуществляется за счет отрицательной обратной связи по уровню жидкости в скважине (коэффициент передачи обратной связи K_{oy}). В этом случае обеспечивается подача насосным агрегатом в точном соответствии по притоку жидкости в скважину.

Для исследования процессов влияния основных параметров технологических скважин на режим работы электропривода устанавливаются зависимости по подаче, напору и моменту статического сопротивления от угловой скорости насосного агрегата, а также зависимости потребляемой мощности, глубины установки насосного агрегата и статического напора от притока жидкости в скважину.

Изменение подачи насоса от его угловой скорости определяется зависимостью:

где $Q_{ном}$ - номинальная (паспортная) подача насоса;
 H_{ϕ} - фиктивный напор насоса;

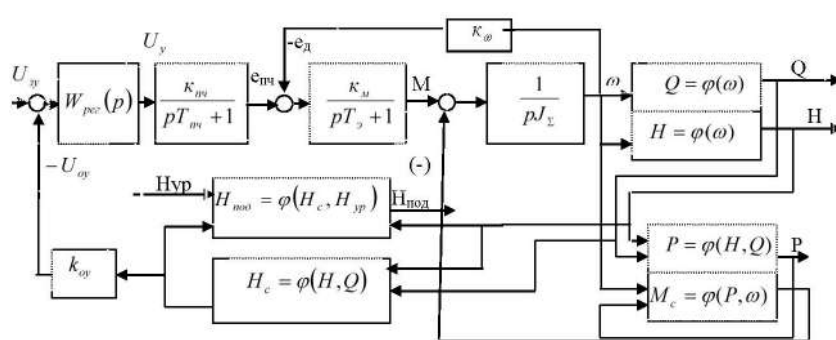


Рис. 1. Структурная схема частотно-регулируемого насосного агрегата с замкнутой системой управления

$$Q = Q_{ном} \cdot \sqrt{\frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}}, \quad (1)$$

ω - текущее значение угловой скорости насоса;

$\omega_{ном}$ - номинальная угловая скорость насоса;

H_c - статический напор насоса определяется разностью геодезических отметок между наивысшей точкой подъема жидкости и уровнем жидкости в скважине.

Изменение напора насоса от его угловой скорости:

$$H = H_c + (H_{ном} - H_c) \cdot \frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}, \quad (2)$$

где $H_{ном}$ - номинальный (паспортный) напор насоса.

Изменения КПД от угловой скорости насоса определяется с помощью формулы Муди, преобразованной для насосов:

$$\eta_{нас} = 1 - \frac{1 - \eta_{ном}}{\left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^{0,36}}, \quad (3)$$

где $\eta_{ном}$ номинальный (паспортный) КПД насоса.

Мощность, потребляемая насосом при регулируемом электроприводе, определяется с помощью зависимости:

$$P = \frac{\rho \cdot Q \cdot H}{102 \cdot \eta_{нас} \cdot \eta_{эп}}, \quad (4)$$

где ρ - плотность перекачиваемой жидкости;

$\eta_{нас} \eta_{эп}$ - КПД насоса и электропривода, ($\eta_{эп} = \eta_{де} \eta_{пч}$);

$\eta_{пч}$ - КПД преобразователя частоты.

Зависимость момента статического сопротивления от угловой скорости насоса:

$$M_{н.с} = \frac{\rho \cdot Q \cdot H \cdot 10^3}{102 \cdot \omega \cdot \eta_{н}}, \quad (5)$$

Вычисление статического напора H_c (стабилизируемая величина) в соответствии с харак-

теристикой трубопровода производится по формуле:

$$H_c = \frac{H - H_{ном} \cdot \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}{1 - \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}, \quad (6)$$

где $Q_{пр}$ - приток жидкости в скважину m^3/s .

Глубина установки насосного агрегата определяется с помощью выражения:

$$H_{под} = H_{ур} + \frac{H - H_{ном} \cdot \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}{1 - \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}, \quad (7)$$

где $H_{под}$ - высота подъема жидкости (глубина установки насосного агрегата);

$H_{ур}$ - уровень столба жидкости над насосной установкой.

С помощью данных выражений можно определить влияние таких параметров, как текущая подача, текущий напор, потребляемая мощность, величина стабилизируемого уровня и глубина установки насоса, на энергетические характеристики насосной установки. Первоначальное планирование оптимального режима работы для каждой насосной установки при помощи данных зависимостей и разработанной системы управления позволит обеспечить заданный критерий по максимальной производительности насосной установки, при минимальной потребляемой мощности в соответствии с фактическим притоком жидкости в скважину. Также система стабилизации уровня жидкости в скважине исключает такой режим, как «сухой ход».

Кроме этого, обосновывается возможность минимальных затрат на материальные средства по установке насосного агрегата, т.к. стабилизация уровня жидкости в скважине позволяет устанавливать насос на минимально возможную глубину.

Список литературы:

1. Г.Г. Соколовский. Электроприводы переменного тока с частотным регулированием. - М.: Издательский центр «Академия». 2007.
2. Б.С. Лезнов. Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздуходушных установках. - М.: Энергоатомиздат, 2006.

УДК 622.232(043.3)

© Муминов Р.О., Хайдаров Ш.Б. 2015 г.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ КОНСТРУКЦИЙ КАРЬЕРНЫХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ БЕЗВЗРЫВНОЙ ПОСЛОЙНОЙ ВЫЕМКИ ПРОЧНЫХ ПОРОД

Муминов Р. О., ст. преп. каф. «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ; Хайдаров Ш. Б., ст. преп. каф. «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ

Maqolada yuqori xarakatchanlik va zaboylarda selektiv qazib oluvchi kombaynlar keltirilgan bo'lib, ular kon ishlab chiqarishning yuqori ketma-ketligi, qazish, yuklash va tashish operatsiyalarni distanssion boshqaruv orqali amalga oshiriladi.

Tayanch iboralar: yuqori harakatchanlik va zaboylarda selektiv qazib oluvchi kar'er kombaynlari, kon ishlab chiqarishning yuqori ketma-ketligi, qazish, yuklash va tashish operatsiyalari, foydali qazilmalarni qazish texnologiyalari, sertosh va yarimsertosh kon jinslari.

Surface miners of high mobility and selective mining of faces ensuring high level of route of mining, combined with the automation of mining, loading and transport operations using remote control is given in this article.

Key words: surface miners of high mobility and selective mining faces, high level of route of mining industry, mining, loading and transport operations, technology of mining of minerals, rock and semi rock.

Технология выемки полезных ископаемых на современных карьерах основана на применении вскрышных и добычных машин большой единичной

мощности. Производительность этих машин постоянно наращивают путем увеличения конструктивных элементов без изменения их принципа работы. На-

пример, производительность экскаваторов, основного выемочного оборудования карьеров наращивают путем увеличения вместимости ковшей, длин рукоятей и стрел при нелинейном увеличении их габаритов, массы и энерговооруженности. Однако в настоящее время эти машины достигли такого технического уровня, при котором возможности их дальнейшего развития стали близки к предельным.

При разработке месторождений полезных ископаемых, представленных скальными и полускальными породами, традиционным является буровзрывной способ подготовки пород к выемочно-погрузочным работам. Наряду с определенными преимуществами буровзрывные работы имеют ряд недостатков, важнейшими из которых являются значительная опасность ведения горных работ как по сейсмике, повышенному пыле и газовой выделению, так и по разлету осколков. Одновременно при разработке разнопрочностных массивов качество взрывания низкое и высок выход негабаритов, что приводит к высоким затратам на подготовку горной массы к выемочно-погрузочным работам.

Невозможность обеспечить традиционной техникой послонную выемку приводит к тому, что в настоящее время значительные по мощности (0,5 - 3,0 м - в зависимости от горно-геологических условий) пропластки с худшим качеством полезного ископаемого или вообще пустые породы включаются в полезную толщу.

Создание и внедрение на открытых разработках нового поколения машин, обеспечивающих замену традиционной технологии с применением БВР при разработке скальных и полускальных пород на безвзрывную, является прогрессивным направлением в совершенствовании выемочно-погрузочных работ [1, 2].

В результате исследовательских и опытно-конструкторских работ, проведенных рядом машиностроительных фирм США, Германии и Австрии, были разработаны и изготовлены промышленные образцы карьерных комбайнов различных типов для открытых горных работ.

На основе опыта проектирования и эксплуатации шахтных добычных и проходческих комбайнов, а также оборудования для дорожного и аэродромного строительства был разработан ряд образцов комбайнов непрерывного действия для открытой разработки месторождений методом послонного фрезерования (такие комбайны получили название «Continuous Surface Miner» или сокращенно CSM) и многослойного фрезерования (стреловые комбайны).

Первые комбайны CSM появились на рынке в начале 80-х гг. прошлого столетия. Несколько позже были созданы комбайны с роторным рабочим органом ковшового типа (серия «Satterwhite Wheel» и струговым рабочим органом. Накоплен достаточно большой опыт практического применения различных моделей комбайнов на карьерах строительных материалов, угольных, фосфоритовых, бокситовых, гип-

совых, при разработке вскрышных пород в США, Австралии, Канаде, Бразилии, ЮАР, Франции, Испании, Италии.

Карьерные комбайны, помимо высокой мобильности и селективной отработки забоев, обеспечивают высокий уровень поточности горного производства в сочетании с автоматизацией выемочных, погрузочных и транспортных операций с использованием дистанционного управления.

Технология отработки породного массива формирует целый комплекс предпосылок для достижения экологической чистоты и повышения экономической эффективности открытых работ, что обосновывается следующими факторами:

- возможностью управления параметрами обрабатываемых уступов в изменяющейся горнотехнической обстановке, поскольку при послонно-полосовой технологии производства горных работ высота уступа и ширина заходки не зависят от линейных параметров экскавационной машины типа «Surface Miner» (SM);

- возможностью безвзрывной отработки горного массива, представленного весьма крепкими породами, позволяющей сократить эксплуатационные издержки, обусловленные необходимостью проведения буровзрывных работ при использовании традиционной выемочно-погрузочной техники, и минимизировать вредное воздействие на окружающую среду;

- отказом от проведения буровзрывных работ в совокупности с широкими технологическими возможностями машин типа SM при селективной выемке сложноструктурных и маломощных пластов полезного ископаемого;

- создает необходимые предпосылки для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого, что повышает товарные свойства добываемого сырья;

- сопряженная работа машин типа SM и перегружателей непрерывного действия различной модификации создает условия для формирования технологических схем с полной конвейеризацией транспорта, что особенно важно для повышения эффективности функционирования глубоких карьеров с большими грузопотоками горной массы.

В настоящее время подобная техника производится только зарубежными фирмами на машиностроительных заводах Германии, США, Англии, Австрии, Японии, Швеции. Принципиальные и компоновочные схемы карьерных комбайнов предусматривают несколько вариантов расположения рабочего органа (рис. 1):

- в передней части машины (типа SM - модель MTS-C, изготовитель фирма «MAN TAKRAF»-а и типа CSM - модель KSM, изготовитель фирма «Krupp»-б);

- на раме по центру (типа SM- модель SM, изготовитель фирма «Wirtgen»-в);

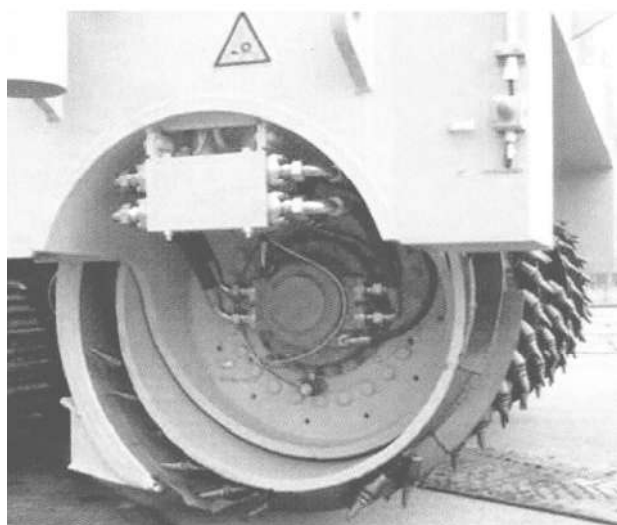


Рис. 1. Шнеко-фрезерный рабочий орган



Рис. 2. Устройство распознавания границ пластов

- с консольным расположением рабочего органа на раме, вынесенного на стрелу совместно (модель СМЕ, изготовитель фирма «РАНСО»-г);

- с раздельным от приемного конвейера (модель VASM, изготовитель фирма «Voest Alpine»-д).

При работе карьерных комбайнов всех выше перечисленных типов забоем является поверхность площадки уступа. В отличие от роторных и одноковшовых экскаваторов, которые при выемке блоков работают почти стационарно. Комбайн послышной выемки породы представляет собой мобильное устройство с высокой скоростью передвижения. Эти машины рационально применять на любых относительно больших по площади месторождениях. Сегодня фирма «MAN TAKRAF» выпускает два типа комбайнов: фрезерные серии MTS и компактные серии MTS-C. Те и другие предназначены для открытой разработки пород прочностью до 50 МПа (известняк, бокситы, фосфориты, крепкий бурый уголь, каменный уголь, соли, глины и другие твердые осадочные породы) послышным фрезерованием без предварительного взрывания и первичного дробления, с применением поточной технологии и селективной выемки полезного ископаемого. Все комбайны имеют модульную конструкцию, включающую ходовую часть с гусеничными тележками, шнеко-фрезерный рабочий орган с опорной рамой и приводными механизмами, эргономичную кабину управления с системами кондиционирования и видеоинформации. Комбайны могут оборудоваться системой распознавания границ слоев, глобальной системой навигации и определения положения (GPS), системами радиотелеуправления и пылеподавления.

В настоящее время выпускаются 11 моделей комбайнов базовых серий MTS и MTS-C. Исполнительный орган роторного типа (рис. 1), оснащенный дисковыми фрезами с армированными режущими кромками округлой формы, также расположен на раме в ее перед-

ней части. Благодаря фронтальному расположению фрезерного барабана и трехгусеничному ходовому механизму комбайны MTS позволяют применять простые и гибкие выемочные технологии. За счет регулирования скорости движения фрезерного комбайна и положения разгрузочного конвейера по высоте и в горизонтальной плоскости обеспечивается эффективная работа комбайна при отсыпке в автотранспорт или на медленно передвигающийся забойный перегружатель для серии MTS, либо бестранспортная отсыпка для серии MTS-C.

Специально разработанное устройство распознавания границ пластов (рис. 2) и система управления шнеко-фрезерным рабочим органом обеспечивают высокую избирательность при селективной тонкой слоевой выемке полезных ископаемых.

Компактные комбайны серии MTS-C выполнены с учетом специальных требований к процессу добычи и измельчения полезного ископаемого. Шнеко-фрезерный барабан обеспечивает хорошее измельчение материала и его укладку в валки для последующей перегрузки ковшовыми погрузчиками в самосвалы или через загрузочные воронки на конвейер. Конструкцией предусмотрена установка шнеко-фрезерного рабочего органа в передней или в задней части рамы.

При работе передним барабаном обеспечивается высокая избирательность выемки слоев независимо от состояния поверхности перед фрезерным барабаном. Расположение барабана в хвостовой части машины эффективно в том случае, когда требуется ограничить выход мелких фракций и обеспечить максимальную производительность. Кроме того, шнеко-фрезерный барабан регулируется с помощью гидравлического устройства по высоте (вверх/вниз), а также в горизонтальной плоскости (влево/вправо) в диапазоне $\pm 5\%$. Компактные комбайны серии MTS-C оснащены двух гусеничным ходовым механизмом, смонтированным на жесткой опорной раме. Привод раз-

грузочного конвейера и шнеко-фрезерного барабана - дизель-гидравлический.

Новой разработкой фирмы «MAN TAKRAF» является карьерный комбайн MTS 250. С 2002 г. эта модель эксплуатируется на участке «Ташкура» Джерой-Сардаринского фосфоритового месторождения в

Узбекистане, в сложных климатических условиях с температурными колебаниями от -20 до +50 °С. Мощность пласта крепкого фосфорита (карбонатистого фторопатита, содержащего пятиокись фосфора), прочностью на сжатие около 50 МПа составляет до 700 мм.

Список литературы:

1. Супрун В.И. и др. *Перспективная техника и технология для производства открытых горных работ. Учебное пособие*, М.: МГГУ. 1996. С. 222.
2. Штейнцвайг Р.М. *Фрезерные комбайны – эффективное оборудование для открытой разработки скальных пород. Мировая горная промышленность 2004-2005: история достижения, перспективы.* - М.: НТЦ «Горное дело», 2005, С. 296-318.

УДК 622.363.2; 622.612

© Хақбердиев А.Л. 2015 й.

ЕР ОСТИ КОН ИШЛАРИДА ЎЗИЮРАР ВАГОНЛАР ЭЛЕКТР ДВИГАТЕЛЛАРИНИНГ ИШДАН ЧИҚИШ САБАБЛАРИ ВА УЛАРНИ БАРТАРАФ ЭТИШ ЧОРАЛАРИ

Хақбердиев А.Л., ТДТУ «Кончилик электр механикаси» кафедраси катта ўқитувчиси

В данной статье приведены причины выхода из строя электродвигателей самоходных вагонов применяемых в калийных месторождениях и способы предотвращения их. Основной причиной является падение напряжение от номинального в ходовых частях самоходных вагонов и приведены способы их устранения.

Ключевые слова: самоходный вагон, электродвигатель, падение напряжения, ток нагрузки, гибкий кабель, электросеть, участковая трансформаторная подстанция, напряжение сети.

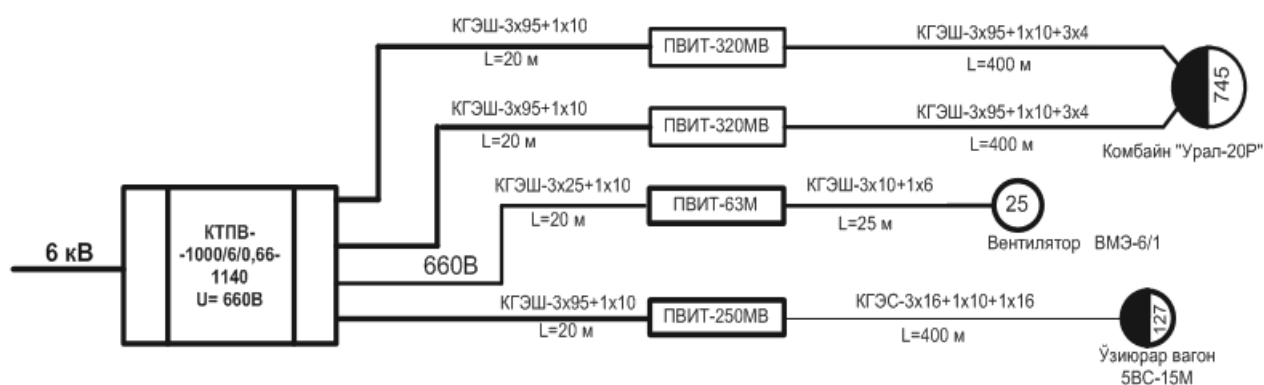
In given article problems of failure of electric motors of self-propelled cars applied in potash deposits and prevention of problems are resulted ways. Falling pressure from nominal in running gears of self-propelled cars and ways of elimination.

Key words: the self-propelled car, the electric motor, power failure, a loading current, a flexible cable, the electric system, local transformer substation, pressure of a network.

Ўзбекистон Республикаси Президентининг 01.05.2007 й. даги № ПП-632 қарорига асосан Дехқонобод калийли ўғитлар заводининг Кон-қазииш мажмуаси қурилиши бошланган бўлиб, ҳозирда мажмуанинг иккинчи босқич қурилиш ишлари ҳам якунланиб бормоқда. Мажмуанинг қурилиш ишлари билан бир қаторда ҳозирги кунда қондан йилига 700 минг т сивинид рудаси қазиб олинмоқда. Қонни ўзлаштириш лойиҳасига кўра шахта майдонини панеллар тизими бўйича тайёрлаш ва сивинит қатламларини комбайн ёрдамида қазиб олишга асосланган камерали қазиб олиш тизими қабул қилинган бўлиб, қазиб олиш ишлари Урал-20Р, Урал-10А русумидаги замонавий ва юқори қувватли комбайнли мажмуалар воситасида амалга оширилмоқда. Қазиб олиш ишлари бир нечта участкаларда олиб борилади. Қазиб олинган рудани забойдан конвейер транспортигача 5BC-15М русумли

ўзиюрар вагонларда ташилади. Бу ўзиюрар вагонларнинг электр юритмаларида асинхрон двигателлар қўлланилган бўлиб, умумий қуввати 127 kW ташкил қилади. Ушбу вагоннинг юриш қисми тортувчи двигателларининг русуми АВТ-15-4/6/12 бўлиб урта тезликда ишлайди. Электр энергия вагоннинг электр юритмалари учун эгилувчан кабел орқали узатилади. Қучланиши 660 V, кабелининг русуми КГЭС 3x16+1x10+1x16 бўлган вагоннинг ҳаракатланиш масофаси чегараланган бўлиб 200 м ни ташкил қилади ва унинг кабел барабани сифими ҳам шу узунликдаги кабелга мўлжалланган.

Қазиб олиш жойларининг сурилиб турганлиги сабабли камералардаги забойлардан рудани юклаш жойи орасидаги масофа анча узайган. Шу сабабли ўзиюрар вагонларнинг ҳаракатланиш масофаси анча узоклашган. Таъминловчи эгилувчан кабелнинг узунлиги 400 м га ортирилган, лекин кўндаланг



1- расм. Кон қазиб олиш участкасининг электр таъминоти схемаси

кесим юзаси ўзгартирилмаган, юкоридаги кўрсатилган русумдаги кабелдан уланган. Бу ҳолат истеъмолчилардаги кучланишнинг пасайишига сабаб бўлади. Шунга кўра Дехқонобод қалий қонида ўзиюрар вагонлар юриш қисмлари тортувчи двигателларининг зўриқиб ишлаши ва уларнинг тез-тез ишдан чиқиши асосий муаммо бўлиб келмоқда.

Бу ўз навбатида ўзи юрар вагонларнинг иш унумдорлигига, ишлаш муддатига ва натижада маҳсулотнинг тан нархига салбий таъсир кўрсатмоқда. Бундан ташқари двигателларнинг зўриқиб ишлашига ўзи юрар вагонларни имкониятидан ортиқ юклатилиши ёки двигателлар учта фазаларининг бирининг узилиши сабаб бўлиши мумкин. Лекин шу айтиб ўтиш керак ўзиюрар вагонларнинг ортиқча юклатилиш ҳолатлари бўлмаган. Барча ўзиюрар вагонларнинг двигателларида фазаларидан бирининг узилиши эҳтимоли жуда кам. Шундан ўзи юрар вагонларнинг юриш қисми тортувчи двигателларининг зўриқиб ишлаши ва ишдан чиқиши тармоқдаги кучланиш йўқотилишининг миқдори рухсат этилган меъёрдан анча ошиб кетганлиги сабабли содир бўлаётганлигидан деб хулоса қилса бўлади.

Ўзиюрар вагонларнинг юриш қисми тортувчи двигателларидаги кучланишнинг йўқотилиши миқдорини рухсат этилган меъёрдан камайтириш учун участка трансформатор нимстанциясини ўзиюрар вагоннинг чегараланган ҳаракатланиш масофасигача суриш, таъминловчи кабелнинг кўндаланг кесим юзасини ошириш ёки таъминловчи тармоқнинг кучланишини кейинги поғонага ошириш керак бўлади.

Участка трансформатор нимстанциясини маълум масофага сурилса, унга келадиган 6 kV кучланишли кабелни ҳам шунча узайтиришга тўғри келади. Бу ўз навбатида ортиқча сарф харажатларга олиб келади ва хавфсизликка салбий таъсир кўрсатади. Таъминловчи кабелнинг кўндаланг кесим юзасини ошириш ёки таъминловчи тармоқларнинг кучланишини кейинги поғонага ошириш чораларидан қайси бири қулайроқ эканлигини аниқлаш учун қазиб олиш участкаси электр таъминоти тизимини кўриб чиқиш лозим бўлади.

Қазиб олиш участкасининг истеъмолчилари КТПВШ-1000/6/1,2 русумли сурилувчи комплект трансформатор нимстанциясидан электр энергия билан таъминландилар. Нимстанциядан электр энергияни истеъмолчиларга КГЭШ туридаги кабеллар орқали узатилади. Истеъмолчиларга электр энергияни улаш, узиш ва кабелларни авария ҳолатларидан химоя қилиш учун ПВИТ турдаги пускателлар қўлланилади (1- расм).

Амалдаги қўлланиладиган ер ости қазиб олиш участкасининг электр таъминотини ҳисоблаш услуби бўйича 660 V ва 1140 V ли таъминловчи тармоқлар қўлланилганда кучланиш йўқотилишининг миқдорлари ҳисобланса кўйидаги натижалар олинади.

Маълумки участкадаги кучланишлар йўқотилишининг умумий миқдори:

$$\sum \Delta U = \Delta U_{TP} + \Delta U_{MK} + \Delta U_{ИК} \text{ V}$$

бу ерда: ΔU_{TP} - трансформатордаги кучланиш йўқотилиши, V

ΔU_{MK} - магистрал кабелдаги кучланиш йўқотилиши, V

$\Delta U_{ИК}$ - истеъмолчига борадиган кабелдаги кучланиш йўқотилиши, V

Бу миқдор рухсат этилган меъёрий миқдордан ошмаслиги лозим яъни:

$$\sum \Delta U \leq \Delta U_P = U_{TPCX} - 0,95U_{Ю.Н} \text{ V}$$

бу ерда: U_{TPCX} - трансформаторнинг салт ҳолатидаги кучланиши,

$U_{Ю.Н}$ - истеъмолчи юриткичининг номинал кучланиши, V

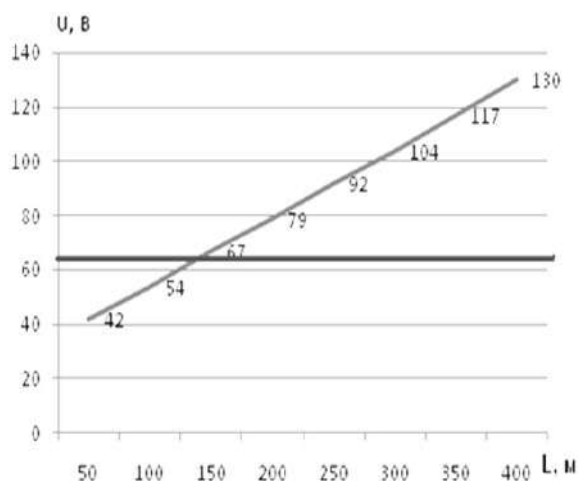
660 V ли электр тармоқларда $\Delta U_P = 63 \text{ V}$ ни ташкил қилади [1].

Ўзиюрар вагоннинг таъминловчи тармоғида 660 V қўлланилганда 20 m ли магистрал кабел $S=95 \text{ mm}^2$ ва истеъмолчига борадиган 400 m ли кабел $S=16 \text{ mm}^2$ бўлганда, нормал иш ҳолати учун (Ҳисобланган юклама токи $I_{ю}=167 \text{ A}$).

$$\sum \Delta U = \Delta U_{TP} + \Delta U_{MK} + \Delta U_{ИК} = 27,6 + 1,27 + 101 = 130 \text{ V}$$

ни ташкил этди.

Кўрииб турибдики $\sum \Delta U$ меъёрий миқдордан икки баробар кўп.



2- расм. 660 V кучланишли тармоқ учун ўзи юрар вагон 400 m масофагача ҳаракатланганда кучланишнинг йўқотилишини кўрсатувчи диаграмма

Кучланиш йўқотилишининг ўзи юрар вагон ҳаракатланиш масофасига боғлиқлик диаграммасида [2] бу кўрсаткич ўзгариши келтирилган (2- расм).

Бу кўрсаткични меъерий миқдоргача камайтириш учун истеъмолчига борадиган кабелнинг кесим юзасини камида 70 mm^2 га ошириш керак бунда:

$$\sum \Delta U = 27,6 + 1,27 + 23 = 52 \text{ V} \quad \text{бўлади.}$$

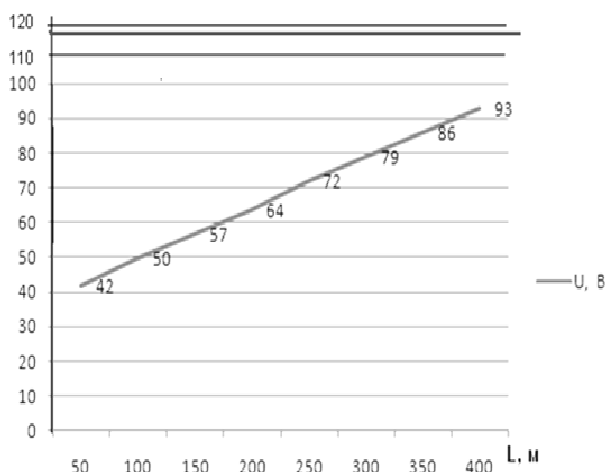
1140 V ли тармоқда $\Delta U_p = 117 \text{ V}$ ни ташкил қилади (3- расм).

Ўзи юрар вагоннинг таъминловчи тармоғида 1140 V кучланиш бўлганда юқорида кўрсатилган кабеллар қўлланилганда нормал иш ҳолати учун (Ҳисобланган юклама токи $I_{\text{ю}} = 97 \text{ A}$).

$$\sum \Delta U = 34,2 + 0,73 + 58 = 93 \text{ V} \quad \text{бўлади.}$$

$\sum \Delta U$ меъерий миқдордан ошмайди.

Кучланиш йўқотилишининг ўзи юрар вагон ҳаракатланиш масофасига боғлиқлик диаграммасида бу кўрсаткичнинг ўзгариши келтирилган.



3- расм. 1140 V кучланишли тармоқ учун ўзи юрар вагон 400 m масофагача ҳаракатланганда кучланишнинг йўқотилишини кўрсатувчи диаграмма

Яна шуни айтиш мумкинки 1140 V кучланиш қўлланилган истеъмолчи кабелнинг қўндаланг кесим юзасини оширмасдан ўзи юрар вагоннинг ҳаракатланиш масофасини 105 m гача узайтириш мумкин. Шунинг билан бирга қазиб олиш комбайнида ҳам кучланиш йўқотилишининг миқдорини камайтириш ва унинг ҳаракатланиш масофасини ошириш мумкин.

Юқорида айтилганлар натижасида қўйидагиларни хулоса қилиш мумкин. Ўзи юрар вагонлар юриш қисми тортиш двигателларининг зўриқиб ишлаб яроқсиз ҳолга келишига улардаги кучланишнинг миқдори меъеридан анча пасайиб кетиши сабаб бўлмоқда. Таъминлаш тармоғи учун 1140 V кучланиш қўлланилса кабелни ўзгартирмасдан двигателларнинг ишдан чиқиш эҳтимолини камайтирса бўлади.

Яна шуни ҳам айтиш мумкинки 1140 V кучланишни қўллаш учун участка трансформатор нимстанцияларини ва ўзи юрар вагонларнинг двигателларини ўзгартиришга зарурият бўлмайди.

Адабиётлар рўйхати:

1. Пучкова Л.А., Пивняк Г.Г., *Электрификация горного производства.* – М.: 2006.
2. Галкин В.И., Шешко Е.Е., *Транспортные машины.* – М.:2010.

УДК 543. 251:541. 25:541. 13:541. 8.

© Яхшиева З.З., Пирназарова С.И., Хамидова Х.М. 2015 г.

ГИБРИДНОЕ ЭКСТРАКЦИОННО-АМПЕРОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ Cu(II) , V(III) , Pd(II) РАСТВОРОМ ТИОАЦЕТАМИДА

Яхшиева З.З., ст. преп. каф. «Химия-экология и методика их преподавания» ДжГПИ им. А. Кадырий, канд. хим. наук; Пирназарова С.И., студент ДжГПИ; Хамидова Х.М., студент ДжГПИ

Tiosetamid eritmasidan Cu(II), Bi(III), Pd(II) larni amperometrik eritib yuvib chatishtirib aniqlash ushbi ishlab chiqilgan. Taklif etilgan uslubda tabiiy ob'ektlar va sanoat materiallarga o'xshash ikki, uch va o'ta murakkab bo'lgan aralashma modellarni tahlil etishda qo'llanilgan.

Tayanch iboralar: *elektroanalitik kimyo, ajratib olish xususiyati, elektr o'tkazuvchanlik, diffuzion, kinetik, aralash anod va katodli toklar, dietilditiokarbamid ekstraksiyasi, metal ionlatini amperometrik eritib yuvish titrlash usuli muammolari, sirka kislotasi.*

Methodology for hybrid extraction-amperometric determination of Cu(II), Bi(III), Pd(II) by means of thioacetamide solution is developed. The proposed method is used for the analysis of binary, trine and more complex model mixtures imitating industrial materials and natural objects.

Key words: *electroanalytical chemistry, selectivity, current conduction, diffusion, kinetic and mixed anode and cathode current, diethyldithiocarbamate extraction, problems of extraction-amperometric method of metal ion titration, acetic acid.*

Актуальность проблемы. В практическом отношении электроаналитическая химия способствует решению проблемы экстракционно – амперометрического метода титрования ионов металлов непосредственно в экстрактах, исключая реэкстракцию, значительно увеличивающего чувствительность и селективность, резко повышающего экспрессность выполнения определения и т.д.

Титрование в неводных, смешанных и водных средах в принципе должно являться фундаментом или трамплином для определения металлов в экстрактах, получаемых при экстракционном разделении или концентрировании элементов, а также органических материалах, плохо растворимых в воде.

Экспериментальная часть. Рассмотрен новый вариант амперометрического титрования ионов металлов после экстракционного отделения определяемого элемента в виде диэтилдителиокарбамината или дитизоната, состоящий в следующем: к аликвотной части экстракта добавляют безводную уксусную кислоту (н-пропанол, диметилсульфоксид (ДМСО) или диметилформамид (ДФА)); небольшое количество неводного раствора подходящего сильного окислителя (хромовый ангидрид, перманганат калия, пероксид водорода, озон) и нагревают полученную смесь до начала кипения для полного разрушения комплекса и экстракционного реагента. По охлаждению анализируемого раствора вводят в него фоновый электролит (ацетат калия или перхлорат лития) и титруют раствором динатриевой соли этилен-диаминтетроуксусной кислоты (ЭДТА) или другим подходящим титрантом для каждого металла в безводной уксусной кислоте (н-пропанол, ДМСО или ДФА).

Основной этап проведения анализа заключается в процессе разрушения экстрагированного комплекса и избытка реагента сильным окислителем. Необходимо подобрать окислитель, удовлетворяющий следующим требованиям: во-первых, он должен достаточно быстро и полно разрушать экстрагированный комплекс и, во-вторых, ни сам окислитель, ни продукты его восстановления не должны взаимодействовать с триацетамидом (ТАА) (диэтилдителиокарбаматом натрия-ДДТКNa, динатриевой солью этилен-

диаминтетроуксусной кислоты-ЭДТА, тионалидом-ТНЛД, диметилглио-ксимом-ДМГО, рубановодородной кислотой-РК, дифенилтиокарбозоном (дитизон) -ДТЗ), титруемым катионом и не участвовать в электродных процессах.

Установлено, что наилучшими окислителями, удовлетворяющими указанным выше требованиям, являются озон, свежеприготовленные растворы хромового ангидрида, марганцовокислого калия и пероксида водорода в протолитических растворителях, концентрации которых в титруемых растворах не должны превышать 0,001 М, поскольку при таких условиях титранты практически не подвергаются окислению и амперометрическое титрование ионов металлов протекает также гладко, как и в отсутствие этих окислителей. Однако более высоких концентраций избыточного окислителя следует избегать, так как при этом кривая амперометрического титрования становится менее четкой, а результаты титрования соответственно завышенными.

Результаты и их обсуждение. Титрование диэтилдителиокарбаминатных комплексов Cu(II) и Bi(III) раствором ТАА в уксусной кислоте. Нами рекомендованы следующие оптимальные условия Bi(III), трехкратно экстрагированных хлороформом или четыреххлористым углеродом в виде диэтилдителиокарбаминатов или дитизонатов: аликвотную часть экстракта (0,5 ml из колбочки на 25,0 ml) помещают в стаканчик для титрования, добавляют 3 ml уксусной кислоты и необходимый объем 0,5 М раствора хромового ангидрида в уксусной кислоте, чтобы общее количество окислителя явно превышало стехиометрическое, но не более, чем в 5 раз (необходимый объем легко рассчитать, зная концентрацию использованного для экстракции раствора ДТЗ в хлороформе или четыреххлористым углероде, а в случае карбаминатных комплексов - приблизительную концентрацию определяемого металла в экстракте). Полученный раствор осторожно нагревают до начала кипения, причем первоначальная окраска экстракта быстро исчезает (остается лишь очень слабая окраска, обуславливаемая избытком хромового ангидрида или продуктом его восстановления). После охлаждения анализируе-

Таблица 1

Определение Cu(II) и Bi(III) раствором ТАА на фоне 0,25 М по ацетату калия в искусственных смесях ($\Delta E=0,95B$)

Содержание металлов в анализируемой смеси, %	Найдено Me, Мкг ($P=0,95; \bar{x} \pm \Delta X$)	n	S	S _r
Определение меди(II)				
Cu(0,135) + Co (3,01) + Zn (56,86)	0,133 ± 0,002	8	0,002	0,015
Cu(0,145) + Fe (56,87) + Al (42,98)	0,144 ± 0,001	6	0,001	0,007
Cu(0,169) + Cd (84,62) + Pb (15,04)	0,167 ± 0,003	5	0,002	0,012
Определение висмута(III)				
Bi(0,066) + Pb (37,54) + Mn (63,40)	0,067 ± 0,002	6	0,002	0,030
Bi(0,659) + Al (40,54) + Mg (58,80)	0,648 ± 0,012	5	0,010	0,015
Bi(0,172) + Fe (96,46) + Cu (3,37)	0,173 ± 0,007	4	0,004	0,023

мого раствора (до комнатной температуры к нему добавляют 2 ml 0,25 М раствора ацетата калия перхлората лития) в уксусной кислоте и титруют 0,001-0,004 М раствором ТАА при 0,95 V. То есть находят обычным графическим приемом.

Навеску анализируемого материала и аликвоту водного раствора, отбираемую при проведении экстракции, рассчитывают так, чтобы во всем экстракте содержалось от 1 до 1000 мкг ионов титруемого материала.

Были проанализированы на Bi(III) и Cu(II) несколько искусственных смесей содержащих наряду с 0,1-0,2% Cu(II) также и разные количества ионов таких металлов, как Fe(III), Al(III), Zn(II), Cd(II), Ni(II), Pb(II), данные которых приведены в табл. 1.

Находящейся в делительной воронке анализируемой пробе, содержащие Cu(II), добавляют 5 ml 20% раствора трехзамещенного титранта аммония, предварительно очищенного от следов тяжелых металлов экстракцией их диэтилдитиокарбаминатов хлороформом, 15 ml 10% раствора ЭДТА и раствор аммиака до pH=8,5. Полученную смесь разбавляют водой до 70 ml, вводят 5 ml 0,2% раствора ДДТК натрия и экстрагируют дважды хлороформом или четыреххлористым углеродом порциями по 10 ml, собирая экстракты в другую делительную воронку, содержащую 25 ml 0,5 М серной кислоты. Промытые кислотой экстракты сливают в мерную колбу на 25 ml и доводят до метки хлороформом. На титрование Cu(II) отбирают в стаканчики по 5 ml этого экстракта.

Экстракцию диэтилдитиокарбамината Bi(III) производят аналогичным образом с той лишь разницей,

Таблица 2

Результаты экстракционно-амперометрического определения Pd(II) растворами РК и ТНЛД в искусственных смесях

Природа и содержание металлов, %	Реагент	Найдено Me, Мкг ($P=0,95; \bar{x} \pm \Delta X$)	n	S _r
Pd(0,102) + Pt(4,88) + Fe (10,09) + Os(0,03)	РК	(Pd)0,101 ± 0,019	4	0,118
Pd(0,102) + Ag(10,73) + Au(1,51) + Os(0,06)		(Pd)0,104 ± 0,022	5	0,170
Pd(0,353) + Au(0,907) + Ni(21,54) + Fe(47,63)	ТНЛД	(Pd)0,350 ± 0,211	3	0,249
Pd(0,306) + Ag(0,813) + Bi (0,129) + Th (0,071)		(Pd)0,301 ± 0,101	5	0,269

что после нейтрализации анализируемого раствора к нему добавляют 10 ml концентрированного аммиака и вводят 0,2 g цианида калия для связывания Cu(II). Для удаления из экстракта следов свинца его дважды промывают 0,2 М раствором соляной кислоты.

Результаты определения Cu(II) и Bi(III) раствором ТАА в искусственных смесях (табл. 1) разработанным методом характеризуются достаточной воспроизводимостью и правильностью.

Титрование Pd(II) раствором РК после его экстракционного отделения. Для определения Pd(II) в присутствии больших количеств ионов других элементов, обычно сопутствующих ему в минералах, сплавах и других объектах, предлагается методика, основанная на предварительном экстракционном отделении Pd(II) и последующим его титрованием в полученном экстракте раствором РК.

Методика выполнения анализа: аликвоту анализируемого раствора, содержащую около 200 мкг Pd(II), помещают в делительную воронку, подкисляют 0,2М раствором HCl, добавляют 5 ml 0,1 М раствора ЭДТА и 2 ml 1% водного раствора натриевой соли диметилглиоксима, перемешивают, спустя 10 мин экстрагируют Pd(II) двумя порциями хлороформа, по 5 ml каждая в течение 1 min. К объединенному экстракту, перенесенному в стакан для титрования, добавляют 5 ml уксусной кислоты, нагревают полученную смесь до начала кипения и разрушают диметилглиоксимат Pd(II), добавляя 30-40 капель насыщенного раствора перманганата калия в уксусной кислоте до желто-бурого окрашивания. Затем добавляют 5 ml 2 М раствора 2 М раствора хлорида лития в уксусной кисло-

те и продолжают нагревание в течение нескольких минут до полного восстановления коллоидного двуоксида марганца до Mn(II) и Pd(IV) до Pd(II), о чем свидетельствуют обесцвечивание анализируемого раствора охлажденной до комнатной температуры пробы, содержащей Pd(II), титруют 0,01M раствором РК по описанной выше методике.

Результаты определений Pd(II) в различных искусственных смесях, представленные в табл. 2, свидетельствуют о правильности и воспроизводимости предлагаемой методики.

Титрование Pd(II) раствором ТНЛД после его экстракционного отделения. Нами разработан новый экспрессный экстракционно-амперометрический метод определения Pd(II) в смеси с благородными металлами, основанный на экстракции Pd(II) хлороформом при pH 8-9 оксидом мезитила, разрушении экстракционного реагента и палладиевого комплекса каким-нибудь сильным окислителем (хромовый ангидрид, озон, пероксид водорода) и последующим титрованием раствором ТНЛД.

Методика выполнения анализа: к аликвоте анализируемого раствора, содержащей 5-75 мкг Pd(II), добавляют 0,2 г оксида мезитила, затем едким калием и соляной кислотой устанавливают pH 4,5-5,0, разбавляют исследуемый раствор до 50 ml и экстрагируют Pd(II) в течение 1 мин. 10 ml оксида мезитила. После разделения фаз экстракты разрушают при нагревании хромовым ангидридом или пероксидом, затем собирают в колбу на 25 ml, отбирают аликвоту (2-5 ml), создают оптимальные условия для проведения амперометрического титрования (2,0 ml 0,25 M ацетата калия и необходимое количество ДМСО или н-пропанола) и титруют Pd(II) раствором ТНЛД. Результаты титрования Pd(II) раствором ТНЛД приведены в табл. 2.

Как видно из данных табл. 2, разработанные методики амперометрического титрования Pd(II) растворами РК и ТНЛД в различных искусственных смесях солей после экстракционного отделения отличаются относительной точностью и весьма хорошей избирательностью.

УДК 621.311+622.6

© Каршибаев А.И., Эшмуродов З.О. 2015 г.

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ПРОГНОЗИРОВАНИЮ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Каршибаев А.И., доцент каф. «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; Эшмуродов З.О., доц. каф. «Автоматизация и управление технологических процессов и производств» НГГИ, канд. техн. наук

Elektr energiyasi bilan ta'minlash uchun energota'minlash korxonalar bilan shartnomalar tuzish maqsadida talabnomalarni asoslashda kon korxonalarining yillik va oylik elektr istemolini aniqlik va ishonchli planlashtirish uchun modellar ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: *elektr energiyasini is'temol qilish, energota'minlash, kon korhonalari, metodik uslub, limitlarni korrektirovka qilish, texnologik faktorlarning tahlili, elektr energiyasiga limitlar, model', planlashtirishning aniqliligi va ishonchlilik, talabnoma, shartnomalar, elektroenergiyani effektiv istemol qilish.*

The models which can improve the accuracy, reliability of planning of annual and monthly electric energy consumption of mining enterprises, justify drawing up of proposals for the contracts conclusion with the electric power supply organization for the electric energy supply were developed.

Key words: *electric energy consumption, energy supply, mining enterprises, methodical approach, limits adjustment, forecast of technological factors, limits on electric energy, model, accuracy and reliability of planning, proposal, contracts, efficiency of electric energy consumption.*

В настоящее время на предприятиях процесс определения и заявки лимитов на электроэнергию осуществляется практически без достаточного анализа электропотребления и показателей объема работ, что часто приводит к отклонению фактического электропотребления от заявочных значений. При корректировке лимитов не всегда учитываются текущие показатели работы предприятия, прогноз технологических факторов и, как следствие, не эффективно используются заявленные лимиты на электроэнергию.

При превышении лимита электроэнергии с предприятия взимается в безакцептном порядке штраф за величину перебора электроэнергии. В связи с этим определение перспективных уровней потребления электроэнергии для правильной и своевременной заявки требуемых лимитов невозможно без применения процедур прогнозирования.

Основным исходным материалом для составления прогнозов является статистический анализ предыдущих

рии прогнозируемого процесса. При прогнозировании электропотребления такой предысторией являются отчетные данные о расходах электроэнергии за различные интервалы времени.

Ряд последовательных значений расходов электроэнергии за анализируемый отрезок времени (который зависит от вида прогноза) отражает отдельную закономерность в изменении процесса электропотребления, причем каждое конкретное значение этого показателя содержит элемент случайности, обусловленные локальными изменениями в системе электроснабжения, ошибками измерения и расчета и т.п. Поэтому исследование процессов электропотребления целесообразно осуществлять в рамках теории случайных процессов. [1]

Для определения прогноза электропотребления целесообразно использовать временную и факторную математические модели.

Временная модель электропотребления в относительных единицах имеет вид:

$$W^*(T, t) = (a + bT) \left[c_0 + 2 \sum_{k=1}^2 c_{k1} \cos(2\pi k f_1 t + \psi_{k1}) \right] \quad (1)$$

где $W^*(T, t)$ - значение электропотребления по месяцам в заданный год в относительных, по отношению к годовому электропотреблению, единицах;

a, b - параметры уравнения регрессии;

T - номер года, $T=1, 2, \dots, 7$;

t - текущий номер месяца, $t=1, 2, \dots, 12$;

c_0 - постоянная составляющая;

c_{k1} - амплитуда косинусной составляющей первой и второй гармоники;

ψ_{k1} - фазы. Соответственно, первой и второй гармонических составляющих в модели;

f_1 - частота, равная обратной величине периода

процесса модели, $f_1 = \frac{1}{T} = \frac{1}{12}$;

Первая составляющая модели $(a + bT)$ представляет собой годовой тренд,

$$\left[c_0 + 2 \sum_{k=1}^2 c_{k1} \cos(2\pi k f_1 t + \psi_{k1}) \right]$$

вторая отражает сезонность режима электропотребления в течение года.

Значения в (1) получены в относительных единицах. Для перевода именованных единиц необходимо выполнить преобразование:

$$W(T, t) = W^*(T, t) W(1) \quad (2)$$

где $W(1)$ - электропотребление базового года.

Факторная модель электропотребления имеет вид:

$$W(t) = A_0 + A_1 F_1(t) + A_2 F_2(t) \quad (3)$$

где $W(t)$ - электропотребление по месяцам, $\text{kW}\cdot\text{h}$;

A_0, A_1, A_2 , - параметры уравнения регрессии, количественно определяющие степень влияния факторов на электропотребление;

$F_1(t)$ - объем горной массы, m^3 ;

$F_2(t)$ - объем бурения, п.м. [2]

При помощи данных моделей (1), и (3) можно повысить уровень обоснованности величины прогнозируемого электропотребления.

Прогнозирование электропотребления должно включать в себя следующие основные этапы:

- сбор, передачу и хранение информации об электропотреблении;

- моделирование процесса электропотребления горного предприятия и установление с использованием собранной информации математических моделей вида (1), (3);

- прогнозирование перспективного электропотребления на месячном и годовом временных уровнях с использованием математических моделей.

Первый этап. В настоящее время на предприятиях данные об электропотреблении фиксируются электрическими счетчиками технического учета. При этом передачу плановой и оперативной информации на вычислительный центр целесообразно производить в виде ежемесячного отчета о фактическом использовании электроэнергии за прошедший месяц.

Второй этап. Для обработки информации следует воспользоваться программными пакетами, разработанными для ЭВМ. Разработанные и апробированные прикладные программы соответствуют методике обработки и математического моделирования электропотребления и реализуют следующие функции: получение параметров прогнозов модели электропотребления с оценкой статистик исходных данных; получение параметров прогнозируемых моделей электропотребления в относительных единицах с оценкой статистик нормированных данных; определение параметров факторных моделей с оценкой статистических факторов.

Третий этап. Для обеспечения удобства работы пользователей, задачи прогнозирования электропотребления, сокращения стоимости машинного времени, привлечения к работе пользователей, неспециалистов в области вычислительной техники и программирования, реализацию математических моделей для прогнозирования электропотребления целесообразно провести на персональных ЭВМ. На ЭВМ необходимо создать базу данных о параметрах моделей электропотребления для предприятия и реализовать алгоритм расчета прогнозов по выше приведенным моделям, предусмотреть возможность внесения корректировок параметров моделей.

Прогноз по моделям отражает тенденцию развития электропотребления и в совокупной форме учитывает действие всех факторов, влияющих на расход электроэнергии. Для заключения договоров на поставку электроэнергии следует использовать значения прогнозов расхода электроэнергии для каждого месяца будущего года, полученные исходя из результатов моделирования в конце текущего года.

Таким образом, применение прогнозируемых моделей позволяет:

- повысить точность и надежность планирования годового и месячного электропотребления горных предприятий;
- повысить обоснованность составления заявок для заключения договоров с энергоснабжающей организацией на поставку электроэнергии;
- обосновать при необходимости выполнение ежемесячных корректировок договорной величины электропотребления.

Список литературы:

1. Никифоров Г.В., Заславец Б.И. Энергосбережение на металлургических предприятиях. Магнитогорск: МГТУ, 2000.
2. Каршибаев А.И. Прогнозные модели режимов электропотребления карьера Мурунтау// Научно-технический и производственный журнал «Горный Вестник Узбекистана». - Навои, 2011. - №3. - С.59+60.

УДК 338.45:622.34.013.0.004.18

© Камалов Т.С., Тимошук Д.В., Ким Д.П., Тоиров О.З., Ташева Х.Т., Сайфуллаева Л.И., Шавазов А.А., Тошпулатов Ж.Н.

2015 г.

ЭНЕРГОАУДИТ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА ОАО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК» И ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ

Камалов Т.С., докт. техн. наук, проф., зав. лаб., институт энергетике и автоматике (ИЭиА) АН РУз.; Тимошук Д.В., гл. энергетик ОАО «Алмалыкский ГМК»; Ким Д.П., зам. гл. энергетика ОАО «Алмалыкский ГМК»; Тоиров О.З., канд. техн. наук, с.н.с., ИЭиА АН РУз.; Ташева Х.Т., с.н.с., ИЭиА АН РУз.; Сайфуллаева Л.И., с.н.с., ИЭиА АН РУз.; Шавазов А.А., м.н.с., ИЭиА АН РУз.;

Maqolada misni eritish zavodining energetik tekshiruvi (energoaudit) natijalari keltirilgan bo'lib, uning asosida korxonaning energetika pasporti va yoqilg'i-energetika resurslaridan foydalanish samaradorligini oshirish bo'yicha tavsiyalar ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: *mis eritish zavodi energoauditi, energetik pasport, yoqilg'i-energetika resurslardan foydalanish samaradorligini oshirish bo'yicha tavsiyalar, energiya tejamkorlik potentsiali, foydaga chiqish vaqti.*

Energy test of copper-smelting plant, and energy performance certificate and recommendations to improve the efficiency of fuel and energy resources is given in this article.

Key words: *energy audits of copper-smelting plant, energy performance certificate, the certificate of recommendation to increase the efficiency of energy resources, energy saving potential, possible payoff periods.*

На основании постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан №164 от 07.08.2006 г. «Об утверждении правил проведения энергетических обследований и экспертиз потребителей топливно-энергетических ресурсов» в соответствии с Законом Республики Узбекистан, «О рациональном использовании энергии» и утвержденной программы со стороны ГИ «Узгосэнергонадзор» и «Узгоснефтегаз-инспекция» проведено энергетическое обследование (энергоаудит) Медеплавильного завода (МПЗ) ОАО «Алмалыкский ГМК».

Основной целью энергетического обследования являлось составление энергетического паспорта и определение потенциала снижения потребления энергоресурсов на предприятии и повышения энергетической эффективности.

При этом решались следующие задачи:

- определить показатель энергетической эффективности предприятия;
- установить потенциал энергосбережения;
- составить энергетический паспорт объекта по результатам энергоаудита;

-разработать программу мероприятий по экономии энергоресурсов и повышению энергоэффективности с оценкой затрат, необходимых для реализации намечаемых мероприятий и возможных сроков окупаемости.

Медеплавильный завод (МПЗ) одно из структурных подразделений Алмалыкского горно-металлургического комбината. В состав медеплавильного завода входят: металлургический цех (МЦ), цех электролиза меди (ЦЭМ), цех по производству медного купороса (КЦ), сернокислотный цех (СКЦ), цех по производству редких металлов (ЦПРМ), цех волочения и производства эмалипровода (ЦВПЭ), цех разделения воздуха (ЦРВ), энергоцех (ЭЦ), цех КИ-ПиА и др.

Основной продукцией МПЗ является: черновая медь, медь анодная, медь катодная, серная кислота, медный купорос, эмаль провод.

С целью выявления показателей энергопотребления отдельных приёмников проведено энергетическое и инструментальное обследование технологического оборудования.

Инструментальное обследование включало в себя измерение и испытание по отдельным приемникам электрической энергии основного и вспомогательного оборудования и др.

На основании анализа первичной информации по энергетическим и технологическим показателям МПЗ и результатов инструментальных обследований энергопотребления основного и вспомогательного оборудования участков и цехов составлена структура распределения расхода электроэнергии в целом по МПЗ.

В настоящее время одним из главных критериев эффективности производства является его удельная энергоёмкость, во многом определяющая себестоимость и конкурентоспособность. В связи с этим нормирование расхода энергоресурсов, что является одной из главных составляющих энергообследования, относится к эффективному и приоритетному ресурсосберегающему мероприятию, которое не требует больших капитальных вложений и является важнейшим инструментом управления энергопотреблением.

Следовательно, только технически обоснованная норма потребления энергоресурса (учитывающая специфику объекта) может способствовать повышению эффективности производства. Сравнение фактических удельных расходов ТЭР с такой нормой дает возможность судить о том, есть ли экономия или перерасход энергии на предприятии, а анализ компонентов нормы по технологическим звеньям позволяет определить источник перерасхода и разработать действенные мероприятия по его устранению.

Исходя из этого нами произведено нормирование расхода электрической энергии, топлива (природный газ), тепловой энергии, промышленной и питьевой воды.

В связи с широким ассортиментом выпускаемой продукции разработка научно-обоснованных норм для МПЗ явилась достаточно трудоемкой, требующей разработки методических подходов, квалифицированной и кропотливой работы с учетом всех аспектов при производстве продукции.

Выявлено, что одним из существенных факторов при проведении инструментальных замеров металлургического и сернокислотного цехов на норму расхода электроэнергии на производство черновой меди и серной кислоты значительное влияние имеет степень загрузки сырьем технологического оборудования. Поэтому при определении нормы расхода электроэнергии на производство черновой меди и серной

кислоты был применен дифференцированный подход в зависимости от степени загрузки сырьем технологического оборудования. При различных уровнях загрузок сырьем в пределах от 30% до 100% от номинальной производительности цеха расход электроэнергии колеблется в незначительных пределах. Незначительные колебания расхода электроэнергии при значительном изменении производительности объясняются следующим:

- основная доля оборудования работает в равномерном режиме при различных загрузках;
- оборудование находится в горячем состоянии (во включенном состоянии) при минимальных загрузках и при отсутствии сырья;
- оборудование цеха рассчитано на полную загрузку сырьем, что предопределило технологический режим разделить на три стадии.

В связи с этим нормы расхода электроэнергии на производство черновой меди производится по трем ступеням загрузки сырьем:

Аналогично расчет норм расхода электроэнергии на производство серной кислоты производится по двум ступеням загрузки сырьем.

Исходя из полученных показателей по нормам расхода электрической энергии на единицу продукции, имеется потенциал энергоэффективности электрической энергии.

Другим энергоёмким объектом, где кроится потенциал по экономии электрической энергии, является комплекс кислородно-факельной плавки (получение штейна, конвертирование и получение серной кислоты). На основе проведенных экспериментальных исследований по участкам и цехам комплекса КФП выявлено:

- из общего объема расхода электрической энергии самым энергоёмким является кислородно-факельная печь с потреблением электроэнергии до 48%, где энергоёмким оборудованием являются: электропривод мельничного вентилятора мощностью

Таблица 1

Результаты инструментальных замеров электроприводов оборудования

Параметры		Пластичный питатель				Паспортные данные	
		Экспериментальные данные				Тип	АО93-12-86
Фаза-А	Фаза-Б	Фаза-С	Средний	Напря., В	АО93-12-86		
Напряжение, В	V	223	221	229	224	Напря., В	380
Ток, А	A	37,48	37,15	37,62	37,42	Ном. ток, А	47
Актив. мощность	kW	3,845	3,695	3,963	11,50	Мощ. дв. кВт	25
Реактив. мощность	kvar L	7,421	7,332	7,649	22,40	КПД	0,83
Реактив. мощность	kvar C	0	0	0	0	Число обор.	730
Кэф. мощности	cosφ	0,46	0,45	0,46	0,46	Кэф. мощ.	0,80
Частота	Hz	50	50	50	50	Тип ПЧ	КЕВ
Общ. мощность	kVA	8,36	8,21	8,61	25,18	Мощ. ПЧ, кВт	50
Дата и время:	день / час:мин	25.11.2013 / 12:53 - 13:23					

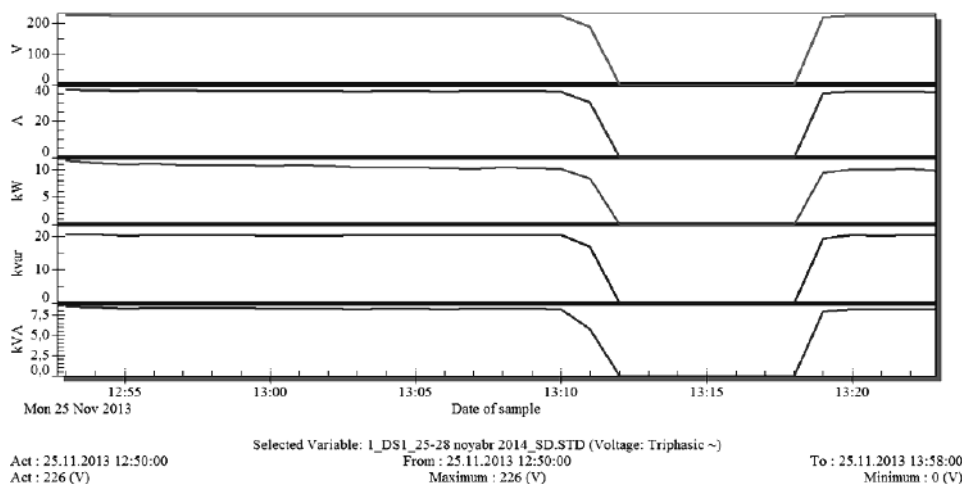


Рис. 1. Графики замеров электрических параметров электропривода, питающего от преобразователя частоты пластичного питателя

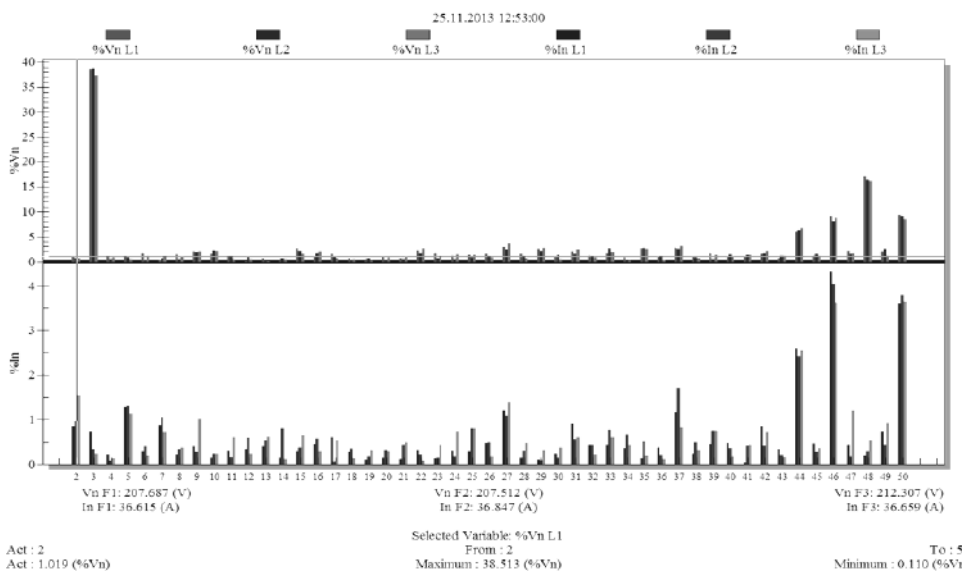


Рис. 2. Мгновенные значения гармонического состава напряжения и тока до 50 гармоник

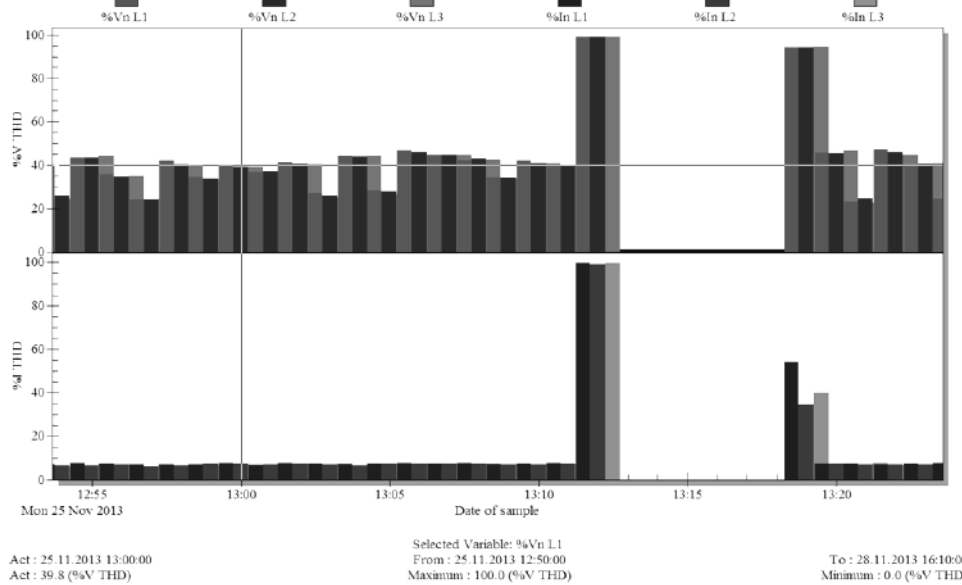


Рис. 3. Изменения гармоник тока и напряжения за период времени 30 min

500 kW, дымосос – 315 kW, циркуляционные насосы – по 250 kW;

- конвертеры потребляют до 30% электроэнергии от общего объема, в которых энергоемкими являются дымососы конвертеров общей мощностью 890 kW;

- цех измельчения кварца (ЦИК) потребление электрической энергии составляет до 10%, где энергоемким оборудованием являются мельницы № 1 – 200 kW, №3 – 132 kW и насосы по 40 kW каждый;

- дробильно-шихтарное отделение (ДШО) – 7,1%, в котором функционируют конвейеры мощностью по 30 kW, 55 kW и питатели;
- вспомогательное оборудование – 5,4%.

В настоящее время начато широкое внедрение преобразователей частоты для технологического оборудования МПЗ, особенно на конвейерах, питателях, дымососах, нагнетателях и других электроприводах технологического оборудования, что дает положительные результаты по энергосбережению.

При этом интерес представляют результаты инструментальных замеров электроприводов оборудования, питающих от преобразователей частоты, так, например, электропривод пластичного питателя, питающего от преобразователя частоты мощностью 50 kW. Данные замеры приведены в табл. 1 и на рис. 1-6 – их графики. В табл. 1, за период 1 минуты 25.11.2013 г. 12:53:00 зафиксированы напряжение (V), ток (A), активная мощность (kW), реактивные мощности: индуктивная P.L, ёмкостная P.C, и пи-

экономии электроэнергии за счет использования частотных преобразователей это:

- электроприводы дымососов конверторов № 1, 2, 3 мощностью по 320 kW;
- электропривод нагнетателей № 1, 2, 3 мощностью по 3500 kW.

Определен потенциал энерго- ресурсосбережения для дымососа № 6 мощностью 320 kW, конвертера № 3 с использованием регулируемого электропривода с преобразователем частоты.

Потенциал энерго- ресурсосбережения кроется в цехе разделения воздуха, где установлены энергоемкие электродвигатели в количестве 3 шт. мощностью от 10000 kW до 125000 kW, в турбовоздуходувках в количестве 3 шт. по 3500 kW, в турбокомпрессорах в количестве 3 шт. по 1200 kW, особенно при использовании частотно-регулируемого синхронного электропривода нагнетателя мощностью 3500 kW.

Экономия энергии достигается двумя путями:

- за счет более эффективного использования оборудования и техники;
- за счет инвестирования в новое более энергоэффективное оборудование и техники.

На основании анализа первичной информации по энергетическим и технологическим показателям результатов инструментальных обследований энергопотребления основного и вспомогательного оборудования участков и цехов определены пути энергосбережения:

- модернизация энерго- ресурсосберегающих технологий на базе адаптированных частотно-регулируемых электроприводов, обеспечивающих рациональные режимы технологического процесса производства;

- применение пусковых устройств на базе преобразователей частоты или специальных пусковых устройств для механизмов с тяжелыми пусковыми режимами, к которым относятся насосы, дымососы, компрессоры, нагнетатели и вентиляторы и др.;

- обеспечение стабильности режима работы плавильного отделения (отражательная печь, печь кислородно-факельной плавки), конвертерно-анодного отделения (конверторы, анодные печи, печь грануляции меди) за счет обеспечения постоянства поступления сырья;

- использование компенсирующих устройств реактивной мощности для электрооборудования с низким коэффициентом мощности;

- повышение естественного коэффициента мощности можно достичь без применения специальных компенсирующих устройств, следующими методами:

- повышением коэффициента спроса электрической мощности;

- заменой слабо загруженных электродвигателей (снятие избыточной мощности);

- правильным выбором мощности и типа электродвигателей;

- заменой незагруженных трансформаторов;

- повышением качества ремонта электрооборудования.

Перспективным для электромеханического оборудования является использование преобразователей частоты.

Определение эффективности применения регулирования технологических параметров установок с частотно-регулируемым электроприводом производится сопоставлением показателей базового и нового варианта.

Базовый вариант, заложенный в проект - работа электродвигателя без преобразователя частоты и прямой пуск электродвигателя от сети.

Экономическая эффективность использования частотно-регулируемых электроприводов для технологических установок достигается за счет следующих составляющих: экономия электрической энергии и ресурсосбережение, т.е.

$$\mathcal{E}_\phi = \mathcal{E}_{\phi 1} + \mathcal{E}_{\phi 2}$$

где $\mathcal{E}_{\phi 1}$ – экономический эффект за счет экономии электроэнергии за один год, сум.

$\mathcal{E}_{\phi 2}$ – экономический эффект за счет ресурсосбережения оборудования за один год, сум.

За счет ресурсосбережения оборудования, то есть повышения ресурса электродвигателей и приводных механизмов, при частотном регулировании достигается повышение ресурса электродвигателей и приводных механизмов, увеличение межремонтного пробега и сокращение затрат на обслуживание и ремонты оборудования. При этом расчетную величину экономической эффективности за счет частотного регулирования следует увеличивать на 20-30%.

Нами принято увеличение экономической эффективности на 35%, тогда это составляющая будет равна:

$$\mathcal{E}_{\phi 2} = 0,25 * \mathcal{E}_{\phi 1}$$

Суммарный экономический эффект от двух составляющих будет

$$\mathcal{E}_\phi = 1,25 * \mathcal{E}_{\phi 1}$$

При внедрении частотно-регулируемого синхронного электропривода мощностью 3500 kW в цехе разделения воздуха экономический эффект достигается в следующих 3-х режимах:

- работа нагнетателя на отдельный конвертер;
- работа нагнетателя на общий коллектор;
- работа нагнетателя в атмосфере.

В частотно-регулируемых электроприводах необходимо дальнейшее совершенствование регулировочных свойств в функции технологических параметров, что позволит получить высокую эффективность за счет качественного регулирования технологических параметров.

В настоящее время для производства кислорода используется компрессор К-1500, потребляемая мощность которого при производительности 90000 м³/h составляет 8900 kW. Конструктивно центробежный компрессор К-1500 имеет три ступени сжатия. КПД компрессора составляет 69% и электродвигателя 97,9%.

С целью повышения энергоэффективности производства кислорода и экономии энергоресурсов при обеспечении сжатым воздухом сетей медеплавильного завода предлагается заменить компрессор К-1500 на центробежные компрессора фирмы «Camecon» или «Samsung», предназначенные для компримирования воздуха и обладающие исключительными эксплуатационными характеристиками и универсальностью конструкции.

Передовые методы динамического анализа позволили разработать конструкцию с применением современных технологий вместо шести рабочих колес и трех ступеней К-1500, создать:

- оптимизированный импеллер с обратным уклоном, что обеспечивает высокую эффективность на всем рабочем режиме;

- высокоэффективный входной направляющий аппарат с переменной геометрией позволяет оптимизировать управление объемом воздуха на выходе и углом поворота при изменении потребности в подаче сжатого воздуха и как следствие производительность компрессора значительно повышается, а расход электроэнергии снижается;

- высокоэффективные подшипники с повышенным уровнем надежности предотвращают взбивание масла на высоких оборотах вращения, что увеличивает срок службы;

- применение 4-х лепестного осевого подшипника позволит эффективно устранять нагрузки, действующие на ось и снизить до минимума фрикционные потери;

- возможность сжатия больших количеств воздуха в одном, двух корпусах, что позволяет уменьшить габариты;

- простота в обслуживании и управлении, полная автоматизация процесса;

- низкое потребление электроэнергии: при производительности 85000-120000 м³/h - мощность составляет 5000-6500 kW.

Годовой экономический эффект от замены оборудования будет

$$DЭ = t_{сут} \times T_{год} (P_{уст1} - P_{уст2})$$

где $t_{сут}$ – время работы оборудования в течение суток,

$T_{год}$ – время работы оборудования в течение года,

$P_{уст1}$ – мощность, потребляемая оборудованием в базовом варианте,

$P_{уст2}$ – мощность потребляемая оборудованием в новом варианте.

Другим мероприятием по экономии природного газа является замена энергоемкого и морально устаревшей отражательной печи на взвешенную плавку медных концентратов.

На расход тепловой энергии для производства черновой меди, медного купороса и перрината аммония значительное влияние имела степень влажности сырья, в связи с чем был принят дифференцированный подход для летнего и зимнего периодов. Потенциал сбережения тепловой энергии кроется в обеспечении равномерной сушки сырья независимо от сезонности года.

На основании проведенного энергетического обследования составлен энергетический паспорт медеплавильного завода и разработаны рекомендации по повышению эффективности использования топливно-энергетических ресурсов.

УДК 678.5

© Кудышкин В.О., Иванова Е.К., Сарымсаков А.А., Рашидова С.Ш., 2015 г.

О РАЦИОНАЛЬНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВОЗВРАТНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОТХОДОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТРУБ ИЗ НЕПЛАСТИФИЦИРОВАННОГО ПОЛИВИНИЛХЛОРИДА

Кудышкин В.О., в.н.с. научно-исследовательского центра химии и физики полимеров Национального университета Узбекистана на НИЦ ХФП НУУз, проф., докт. хим. наук; Иванова Е.К., м.н.с. НИЦ ХФП НУУз, канд. физико-математических наук; Сарымсаков А.А., зав. лаб. НИЦ ХФП НУУз, докт. техн. наук, проф.; Рашидова С.Ш., директор НИЦ ХФП НУУз, докт. техн. наук, проф., акад. АН РУз.

Plastifikatsiyalangan polivinilxlorid ishlab chiqarishda polimer chiqindilardan samarali foydalanish maqsadida texnologik jarayonning mexanik ishlab berish bosqichida hosil bo'ladigan qipiqlardan qayta foydalanish taklif etilgan. Kompozitsiyaga standartda ko'zda tutilgan miqdorda maydalangan qipiq qo'shish materialning fizik-mexanik ko'rsatkichlarini yomonlashtirmaydi. Qipiqarni texnologik siklga qaytarish chet el hom-ashyosining sezilarli darajada iqtisod qilinishiga imkon yaratadi.

Tayanch iboralar: polimer chiqindilar, qaytgan texnologiyalar, truba ishlab chiqarish, kompozicion standartlar, plastifitsirlanmagan polivinilxlorid.

With the purpose of rational use of polymeric materials in the production of unplasticized polyvinyl chloride pipes, the proposed re-use in the technologies of the chips produced in the machining stage. The addition of the crushed chips in the composition in an amount prescribed by the standard, does not lead to degradation of physical and mechanical properties of the material. Return the chips to the cycle will contribute to significant savings in imported raw materials.

Key words: polymer waste, returned technology, the production of pipes, compositional standards, un plasticized polyvinylchloride.

Повторное использование технологических отходов, образующихся при переработке пластмасс, является производственной практикой, позволяющей существенно экономить сырье. В настоящее время на трубном производстве Южного Рудоуправления (ЮРУ) НГМК производство труб из непластифицированного поливинилхлорида (НПВХ) методом экструзии по Ts 07621395-27:2013 осуществляется с добавлением возвратных отходов. К последним относится брак при переналадке и трубы, которые по своим геометрическим размерам не соответствуют допускам, указанным в Ts 07621395-27:2013. Указанные возвратные отходы подаются на установку измельчения - «NEUE HERBOLD» (Maschinen- und Anlagenbau GmbH, Германия) и дробятся до размеров 5 – 6 mm. Раздробленный материал возвращается в процесс производства труб. При этом он добавляется в основную композицию в количестве до 20%. Из-за большой разницы в гранулометрических показателях первичного и вторичного сырья происходит неравномерный теплообмен, что способствует увеличению объема забракованной продукции. Трубы, изготовленные с добавлением возвратных отходов, можно использовать по прямому назначению при условии их соответствия требованиям нормативного документа. В то же время на ЮРУ НГМК имеется еще один вид отходов, а именно, стружка, образующаяся при нарезании резьбы и резке труб. Стадия механической обработки является участком потерь сырья, поскольку до настоящего времени стружка не возвращалась в производство.

В связи с этим в настоящей работе предложено предусмотреть возможность измельчения НПВХ стружки с участка нарезания резьбы и резки труб до порошка с размерами частиц, сопоставимыми с размерами частиц первичной ПВХ композиции.

Для установления возможности повторного применения отходов в технологическом процессе использовалась стружка, предоставленная ЮРУ НГМК.

Таблица 1

Размер частиц дробленной стружки

Минимальный	Средний	Максимальный
2-80 мкм	100-400 мкм	500-1600 мкм

Включения 2000-2800 мкм

Учитывая достаточно высокую эластичность частиц стружки, их невозможность переработки на дробилках ударного типа, измельчение осуществлялось на лабораторной дробилке ножевого типа. Установлено, что ножевая дробилка способна эффективно измельчать стружку НПВХ. После измельчения осуществлялся рассев материала на сите с размером ячейки 1 mm. Крупные частицы направлялись на повторное дробление.

Гранулометрический состав полимерного сырья оценивают размерами частиц и однородностью. Этот показатель определяет производительность при подаче материала из бункера в зоны нагрева и равномерность нагрева материала при переработке, что предупреждает образование дефектов на поверхности. Гранулометрический состав дробленной стружки определен методом оптической микроскопии и приведен в табл. 1

Дробленная стружка в виде порошка была передана на ЮРУ НГМК, где был осуществлен выпуск опытной партии труб d 90 ОТ, номинальная толщина стенки 8.0 mm.

При выпуске труб расчет состава композиции осуществлялся таким образом, чтобы содержание молотой стружки в трубах не превышало 20% (15%). В процессе производства труб с наличием в композиции молотой стружки никаких отклонений от техно-

Таблица 2

Технические характеристики труб, полученных из композиции НПВХ с дробленной стружкой

Наименование показателя	Значения Ts 07621395-27: 2013	Фактические значения	Метод испытания
Предел текучести при растяжении, МПа, не менее	49*	55	ГОСТ 11262-80
Относительное удлинение при разрыве, %, не менее	25	35	ГОСТ 11262-80
Изменение размеров в продольном направлении после прогрева, %, не более	5	~ 1,0	ГОСТ 27078-86

* Показатель отсутствует в Ts 07621395-27: 2013, взят из [1].

логического процесса, предусмотренного регламентом, не наблюдалось. Трубы имеют гладкую наружную и внутреннюю поверхности, дефекты отсутствуют. Внешний вид соответствует требованиям Ts 07621395-27: 2013. Полученные трубы были предварительно испытаны по основным физико-механическим показателям. Результаты испытаний (табл. 2) свидетельствуют, что трубы на основе НПВХ с молотой стружкой в композиции соответствуют приведенным техническим характеристикам Ts 07621395-27: 2013.

Одной из самых важных характеристик полимерных материалов является длительная прочность. Она характеризует напряжение (σ), которое вызывает разрушение материала за данное время (t). В течение длительного времени полагают, что разрушение материала наступает тогда, когда напряжение достигает некоторого критического значения, и что при меньших напряжениях разрушения не происходит. Но в настоящее время установлено, что представление о критическом характере процесса разрушения является неверным, так как все материалы при длительном воздействии внешних сил разрушаются при напряжениях, величина которых значительно меньше, чем при быстром воздействии силы. Это означает, что величина сопротивления разрыву зависит от времени действия силы. Время от момента приложения силы до момента разрыва называется долговечностью материала (t) [2].

В связи с этим обычно марки полимеров, предназначенные для выпуска труб, классифицируются по значениям минимальной длительной прочности (MRS). В пятидесятых годах прошлого века немецкими исследователями (фирма Hoechst AG) была выведена временная зависимость прочности полимерных материалов на примере труб и предложен метод оценки длительной прочности полимерных труб, основанный на зависимости времени разрушения от напряжения в стенке трубы, вызываемого внутренним давлением воды в испытываемом образце. Дальнейшее развитие этого метода привело к созданию стандарта [3].

В соответствии с указанным стандартом образцы труб при различных температурах нагружают внутренним давлением с фиксацией возникающего напряжения и времени до их разрушения. В связи с этим основной задачей данной работы являлось установление влияния добавки измельченной стружки на MRS материала. Испытания труб на стойкость к внутреннему давлению проводились в аккредитованной испытательной лаборатории ООО «Pipe technologies». На рис. 1 приведена модельная зависимость, связывающая начальное напряжение в стенке трубы и время разрушения, взятая из [4].

Испытания проводились при 20 °С. Труба из НПВХ, изготовленная с применением измельченной стружки, была нагружена внутренним давлением до значений напряжений в стенке трубы 35 МПа. В соот-

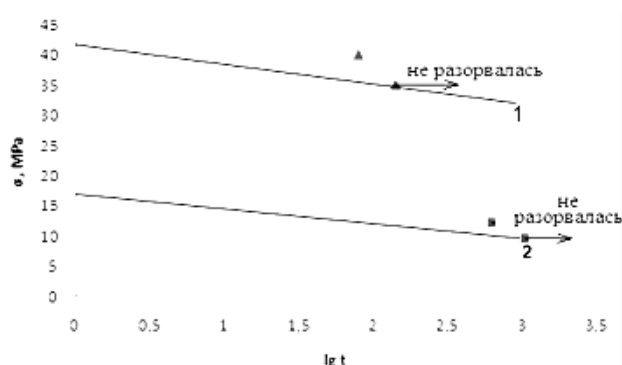


Рис. 1. Зависимость логарифма напряжения в стенке трубы от логарифма времени разрушения: 1, 2 - модельные зависимости, взятые из [4] для 20 °С и 60 °С, соответственно

ветствии с Ts 07621395-27: 2013 труба должна выдерживать это напряжение в течение 100 h. В действительности разрушения трубы не наблюдалось в течение 140 h, после чего эксперимент был прекращен. Далее, трубу нагрузили давлением, при котором начальное напряжение в стенке трубы существенно превышало значения, предусмотренные Ts 07621395-27: 2013. Трубы выдерживались при заданном давлении до их разрушения. При этом фиксировалось время (t) до разрушения трубы. При начальном напряжении в стенке трубы 40 МПа разрушение произошло только через 80 h. Характер разрушения – хрупкий. Полученные результаты подтверждают модельную зависимость, которая показывает длительную прочность композиции = 25 МПа. Эта величина характеризует минимальное напряжение в стенке трубы, возникающее при действии постоянного внутреннего давления, которое труба способна выдержать в течение 50 лет. Такая величина σ характерна для композиций НПВХ 100, 125.

Также были проведены испытания труб на стойкость к внутреннему давлению при 60 °С. Труба из НПВХ, изготовленная с применением измельченной стружки, была нагружена внутренним давлением до значений напряжений в стенке трубы 12,5 МПа и 10,0 МПа. При 10,0 МПа труба выдержала испытания в течение 1000 h. При 12,5 МПа труба разорвалась через 600 h, что полностью соответствует модельным зависимостям [4].

На рис. 1 на модельные зависимости нанесены точки, характеризующие реальные экспериментальные результаты, которые демонстрируют, что по своей длительной прочности трубы из НПВХ, полученные с добавлением молотой стружки по длительной прочности, соответствуют требованиям, предъявляемым к материалу НПВХ 100, 125 с MRS 25 МПа.

Основные выводы:

Исследованиями установлено, что стружка НПВХ, образующаяся на стадии механической обработки труб, может быть успешно измельчена до размеров менее 1 mm на дробилке ножевого типа. Также установлено, что добавка измельченной стружки

НПВХ в композицию, в количестве, предусмотренном НД, не приводит к ухудшению физико-механических свойств материала, который по своим основным характеристикам соответствует трубам НПВХ 100, НПВХ 125.

Учитывая, что норма образования стружки на трубном производстве ЮРУ НГМК составляет от 3 до 6 кг на t готовой продукции (при длине труб 6 м),

возврат ее в технологический цикл будет способствовать существенной экономии импортного сырья.

В связи с более высокой технологичностью применения вторичного материала в композиции в виде мелкодисперсного порошка, рекомендуется также подвергать тонкому размолу и другие возвратные технологические отходы, в частности, брак при переналадке.

Список литературы:

1. ГОСТ Р 51613-2000 Трубы напорные из не пластифицированного поливинилхлорида. Технические условия.
2. Тагер А.А. Физикохимия полимеров. – М.: Госхимиздат, 1963.
3. ISO 9080:2003 – Plastic piping and ducting systems – Determination of the long-term hydrostatic strength of thermoplastics materials in pipe forms by extrapolation.
4. ГОСТ Р 52134-2003 Трубы напорные из термопластов и соединительные детали к ним для систем водоснабжения и отопления.

УДК 631.316.4

© Ахметов А.А. 2015 г.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА РАБОТЫ КОЖУХОВ И ФАРУКОВ-ВЫРАВНИВАТЕЛЕЙ РОТАЦИОННЫХ МАШИН

Ахметов А.А., руководитель проекта (СКБ «Трактор»), канд. техн. наук, с.н.с.

Ushbu maqolada fartuk-tekislagich oldiga tuproq to'dalanishini bartaraf qiluvchi va rotor pichoqlarining ishlov berilgan tuproqga takroran ta'sirini oldini oluvchi rotatsion mashina rotorining g'ilofti va fartuk-tekislagichini ishlab chiqish bo'yicha olib borilgan izlanishlarning ayrim natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: g'ilof, fartuk-tekislagich, rotatsion mashina, tish, rotor, tuproq oqimi, zarb, ta'sir, takroriy ta'sir, klapan, ag'darilish burchagi, zarb burchagi.

Some results of the work on the development of rotor hood and apron leveling of rotation's cultivating machine, excluding re-exposure of influences of the rotor knives on plug of knives on the treated soil and pileup of soil in front of leveler apron is given in this article.

Key words: hood, leveler apron, equalizer, rotary machine, knife, rotor, soil flow, stroke, reflection, repeated exposure, valve, angle of throw, angle of impact.

В целях ресурсосбережения, а также для снижения вредного воздействия двигателей машинотракторных агрегатов на почву, в мировой практике все чаще прибегают к применению комбинированных машин, совмещающих несколько агротехнологических операций за один проход. Применение в сельском хозяйстве таких комбинированных машин существенно влияет на мобильность и компактность машинотракторного парка.

Данный вопрос имеет существенное значение для предпосевной подготовки почвы, где краткие сроки посевного периода с одной стороны и метеорологические условия, связанные с частыми осадками, с другой, требуют подготовку почвы в сжатые сроки, желательна за один проход агрегата.

В последние годы в мировой практике для предпосевной обработки почвы все больше применяют комбинированные машины, составленных из двух и более самостоятельных блоков, конструкции, которых весьма разнообразны. Но общим для них является то, что подавляющее большинство из них в своем составе имеют как самостоятельный блок - ротационную машину, приводимую от ВОМ трактора. Это объясняется тем, что в зависимости от настройки, путем выбора и варьирования режима работы ротационного рабочего органа можно достичь практически любого качества крошения почвы, а это позволяет создать такую конструкцию комбинированных почвообрабатывающих машин, которая производит подготовку почвы к посеву за один проход агрегата.

Несмотря на эти существенные положительные стороны, из-за недостаточной изученности взаимодействий обрабатываемой почвы с кожухом и фартуком-выравнивателем у этих машин в большинстве случаев происходит сгуживание почвы и повторное воздействие ножей ротора на уже обработанную почву, приводя к ее распылению.

Для определения факторов, способствующих повторному воздействию на почву ножей ротора, двигающиеся с поступательной V_n и угловой ω_p скоростью, рассмотрим некоторые закономерности процесса взаимодействия почвенных комков, отброшенных под углом $\alpha_{\text{от}}$ к горизонту с кожухом ротора. При этом примем следующие допущения:

- совокупность отброшенных ножом ротора почвенных комков рассмотрим как почвенный поток;
- все явления, происходящие в процессе взаимодействия почвенного потока с кожухом, рассмотрим относительно центра масс потока;
- удар почвенного потока о кожух считаем упруго-пластическим;
- элементарную рабочую поверхность (длиной dl) кожуха условно принимаем плоской.

При этих допущениях направление вектора скорости V_{om} центра масс почвенного потока (рис. 1), отраженного от рабочей поверхности кожуха зависит от положения этой поверхности в пространстве относительно ротора и горизонта, а также от направления вектора начальной скорости отбрасываемого ножом ротора потока почвы $V_{об}$ и угла его отброса $\alpha_{от}$. Для определения положения рабочей поверхности кожуха в пространстве вводим параметр μ_{κ} , устанавливающий величину угла между касательной τ - τ к кожуху и направлением вектора скорости $V_{об}$. Величину μ_{κ} , определяем по выражению:

$$\mu_{\kappa} = \alpha_{nl} - (\alpha_{об} + \alpha_{nl}), \quad (1)$$

где, α_{nl} - плоский угол, градус;

α_r - угол установки рабочей поверхности кожуха относительно горизонта, градус.

Рассматривая сечение элементарной рабочей поверхности кожуха в продольно-вертикальной плоскости как элементарную прямолинейную площадку, о внутреннюю поверхность которой происходит удар потока почвы, можно выделить три характерных по-

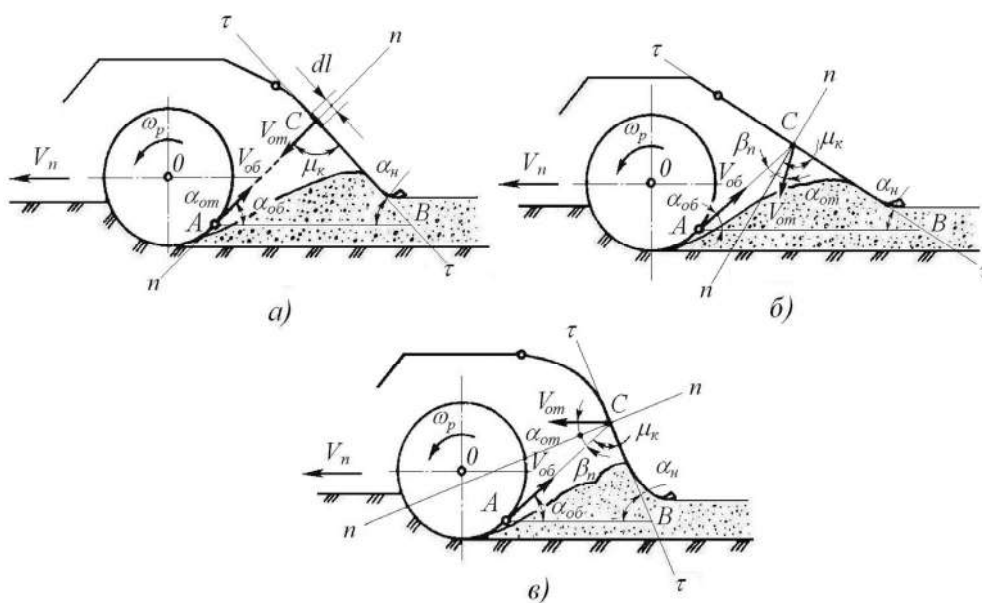


Рис. 1. Взаимодействия отброшенной ротором почвы с кожухом

ложения его в пространстве. Первое из них (рис.1, а) соответствует условию

$$\mu_{\kappa} = 90^{\circ} \quad (2)$$

т.е., когда направление вектора скорости отброса потока почвы, соответствует с нормалью n - n , проведенной к касательной τ - τ .

При таком условии произойдет прямой (центральный) удар (в точке C), после которого центр масс почвенного потока будет двигаться навстречу (по направлению CA) центру масс отброшенного ножом ротора почвенного потока. В результате некоторая часть почвы, отраженная от кожуха, будет отбрасываться опять к ротору и подвергнется повторному воздействию ножей.

В случае (рис. 1, б) когда: $\mu_{\kappa} > 90^{\circ}$ (3)

будет иметь место косою (нецентральный) удар. При этом центр масс отброшенного почвенного потока ударяется о рабочую поверхность кожуха под углом $\beta_{nl} \neq 0$ и отражается от нее под углом $\alpha_{\text{от}}$. Отраженные частицы почвы падают на заднюю, относительно направлению движения, часть замкнутого пространства, т.е. вне зоны воздействия ротора.

В случае, когда:

$$\mu_{\kappa} < 90^{\circ} \quad (4)$$

также будет иметь место косою удар, при котором отраженные под углом $\alpha_{\text{от}}$ от рабочей поверхности кожуха частицы почвы (рис. 1, в), под воздействием земного притяжения попадут в зону действия ротора повторно. В результате они вторично подвергаются воздействию ножей и, некоторая часть которых снова отбрасывается к кожуху, а остальная часть выбрасывается на необработанную поверхность поля перед ротором.

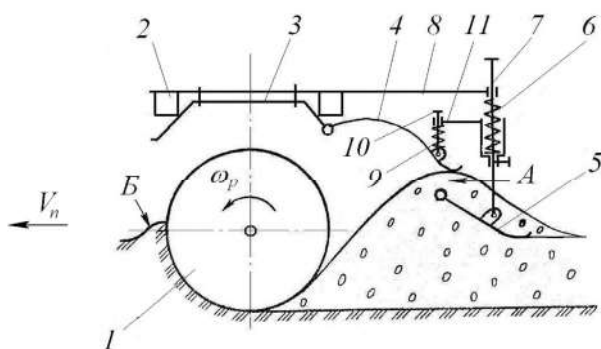


Рис. 2. Ротационная почвообрабатывающая машина, снабженная новым кожухом и фартуком выравнивателем

Таким образом, из рассмотренных случаев взаимодействия отброшенных ножем ротора почвенных комков с кожухом случай, когда $\mu_k > 90^\circ$ является наиболее предпочтительным для эффективного предотвращения повторного воздействия ножей ротора на обработанную почву. Следовательно, для предотвращения повторного воздействия ротора на почву профиль поперечного сечения кожуха должен иметь форму линии с определенным законом изменения ее кривизны, для каждой точки которой должно сохраняться условие.

$$\mu_k > 90^\circ \quad (5)$$

На основе проведенного исследования и литературно-патентного обзора, а также всестороннего анализа преимуществ и недостатков конструкции известных ротационных почвообрабатывающих машин были разработаны ряд технических решений, обеспечивающие устранение повторного воздействия ножей ротора на уже обработанную почву и сгуживании почвы перед фартуком-выравнивателем. Среди них для решения поставленной задачи наиболее подходит ротационная почвообрабатывающая машина [1], фартук-выравниватель которой работает совместно с кожухом ротора в режиме клапана срабатывающего в зависимости от давления призмы волочения, образующегося перед фартуком-выравнивателем.

Данная ротационная почвообрабатывающая машина (рис. 2) состоит из ротора 1, установленного на раме 2 машины, кожуха, состоящего из неподвижной 3 и подвижной 4 части, фартука-выравнивателя 5, подпружиненного пружиной 6, посредством поводка 7 и кронштейна 8. Фартук-выравниватель шарнирно соединен с подвижной частью кожуха пружиной 9, поддерживаемой поводком 10, установленным на кронштейне 11, закрепленном к поводку 7 фартука-выравнивателя.

Ротационная почвообрабатывающая машина работает следующим образом. При обработке неровностей, например, бугров «Б», увеличивается объем почвы, обрабатываемой ротором и поступающей на фартук-выравниватель, от чего возрастает объем призмы волочения, следовательно, сила подпора почвы. Под ее воздействием фартук-выравниватель, сжи-

мая пружину 6 посредством поводка 7 и кронштейна 11 приподнимает подвижную часть 4 кожуха. В результате между нижней кромкой подвижной части кожуха и верхней кромкой фартука-выравнивателя образуется щель «А», через которую пересыпается излишняя часть почвы и, тем самым, предотвращается сгуживание почвы перед фартуком - выравнивателем.

Как только ротор преодолевает неровности, объем обрабатываемой им почвы сокращается, от чего уменьшается сила подпора почвы на фартук-выравниватель, и он под действием силы сжатия пружин 6 и 9 возвращается в исходную позицию. Одновременно возвращается в исходную позицию кинематически связанная с этой системой подвижная часть кожуха. В результате чего фартук-выравниватель работает в обычном режиме без образования сгуживания почвы с допустимыми размерами призмы волочения.

При построении поверхности кожуха этого ротора [2] учтено то, что среди известных видов кривизны к условиям задачи более близки: эвольвента, гиперболическая, логарифмическая и Архимедова спирали, клоотоида, а менее - улитка Паскаля, строфоида, кардиоида и внутренняя ветвь конхоиды Никомеда [3].

Причем среди них только у эвольвенты центр кривизны лежит на окружности его построения, а вектор радиуса кривизны в любой точке, перпендикулярно к касательной, проведенной через эту точку. Поэтому учитывая эти свойства эвольвенты, в целях предотвращения повторного воздействия ножей ротора 1 на уже обработанную почву, поперечный профиль поверхности подвижной части 4 кожуха выполнен по форме эвольвенты с радиусом окружности построения кривизны, определяемой выражением:

$$r_n = \frac{r_p}{\sqrt{K_k^2 + 1} \cdot \sin \left(\arctg \frac{1}{K_k} - \beta_n \right)}, \quad (6)$$

где, r_n - радиус построения кривизны поперечной профиля кожуха, м;

r_p - радиус ротора, м;

β_i - угол удара, градус.

Значение коэффициента K_k определяется из следующего выражения:

$$K_k = \pi \left(\frac{1}{2} - \frac{\beta_n}{\alpha_{ni}} \right), \quad (7)$$

где, α_{ie} - плоский угол, градус.

Тогда уравнение, описывающее кривизну поперечного сечения рабочей поверхности кожуха и удовлетворяющее условию (5), имеет следующую параметрическую формулу:

$$\begin{cases} X = r_p \frac{\sin \alpha_i - \pi \frac{\alpha_i}{\alpha_{ni}} \cos \alpha_i}{\sqrt{K_k^2 + 1} \cdot \sin \left(\arctg \frac{1}{K_k} - \beta_n \right)} \\ Z = r_p \frac{\cos \alpha_i - \pi \frac{\alpha_i}{\alpha_{ni}} \sin \alpha_i}{\sqrt{K_k^2 + 1} \cdot \sin \left(\arctg \frac{1}{K_k} - \beta_n \right)} \end{cases} \quad (8)$$

Анализ уравнения (8) показывает, что для любого ротора с увеличением значения угла удара радиус окружности построения кривизны профиля, следовательно, габаритные размеры кожуха возрастают и при $\beta_i=45^\circ$ достигают своего максимального значения. С другой стороны, как показали лабораторные исследования [4], увеличение угла удара β_i более чем 15° приводит к значительному снижению качества крошения почвы.

Поэтому рациональным значением радиуса построения кривизны профиля рабочей поверхности кожуха, уменьшающим его габаритные размеры без существенного снижения качества крошения почвы и, в то же время, обеспечивающим направленного отражения основной массы частиц почвенного потока, будет $\beta_i \leq 15^\circ$.

Как показало практическое применение кожуха, построенного на основе вышеизложенных соображений в соответствии с уравнением (6), предотвращает

повторного воздействия ножей ротора на уже обработанную почву и исключает сгуживание почвы перед фартуком-выравнивателем.

Следует также отметить, что техническое решение, заложенное в конструкцию фартука-выравнивателя этой машины, обеспечивает свободный выноса из зоны воздействия ротора излишней части призмы волочения, тем самым предотвращает сгуживание почвы перед фартуком-выравнивателем и устраняет повторное воздействие ножей ротора на обработанную почву.

Таким образом, предложенная конструкция кожуха ротора, выполненного с учетом уравнения (5) и фартука-выравнивателя, работающего совместно с кожухом ротора в режиме клапана, срабатывающего в зависимости от давления призмы волочения, образующегося перед фартуком-выравнивателем, исключает сгуживание почвы и повторного воздействия ножей ротора на уже обработанную почву.

Список литературы:

1. А.с.1771550. Почвообрабатывающая фреза / Ахметов А.А., Нурмихамедов Б.У. // - Б.И. -1992. - №40.
2. Ахметов А.А. Ротор кожухининге рационал шаклини назарий асослаш / Қишлоқ хўжалигини механизациялаштириш соҳасидаги илмий изланишларнинг натижалари. - Ташкент, 1993. 13-16 б.
3. Краткий технический справочник. / Под ред. В. А. Зиновьева. Ч.1. -М.: Госиздат. Техничко-теоретической литературы. - 414 с.
4. Ахметов А.А., Нурмихамедов Б.У. Исследование процесса отброса почвы ножами фрезы различной формы // 3- межрегиональной научно-практической конференции молодых ученых и специалистов, посвященной 60-летию образования Киргизского сельскохозяйственного института им. К.И.Скрябина: Тез. докл. - Бишкек, 1992. - ч.Ш. - С.35-36.

УДК 621.910.71

© Мардонов Б.Т., Назарова Н.И., Ражабов Ш.А. 2015 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ И СТЕПЕНИ ДЕФОРМАЦИИ НА УПРОЧНЕНИЕ МЕТАЛЛА ПРИ ИХ МНОГОЛЕЗВИЙНОЙ РОТАЦИОННОЙ ОБРАБОТКЕ

Мардонов Б.Т., проректор НГГИ, канд. техн. наук; Назарова Н.И., магистрант НГГИ; Ражабов Ш.А., магистрант НГГИ

Ushbu maqolada ko'p qirrali rotatsion ishlov berishda deformatsiya tezligini va darajasining mustahkamlikka ta'siri masalasi o'rganilgan. Unda sirt mustahkamlik chuqurligi 1, 1, 5 mm ni tashkil etgan.

Tayanch iboralar: deformatsiya tezligi va darajasi, metallning zichlanishi, ko'pqirrali rotatsion ishlov berish, qirg'ish elementi, qirg'ish orqali metallga ishlov berish.

The impact of rate and deformation of ratio on the hardening of metal in the multiedge swaging and the depth of hard facing achieved at 1, 5, 1 mm is considered in the article.

Key words: rate and extent of deformation, hardening of metal, multiedge swaging, cutting element, metal machining.

Современное развитие машиностроения в горной промышленности и других отраслях потребовало создания высокопрочных материалов, в состав которых вошли также композиции элементов, которые ранее со-

ставляли привилегию режущего инструмента. При этом существенно повысились требования к точности и качеству поверхностного слоя обрабатываемых деталей, а точность размеров самих деталей возросла.

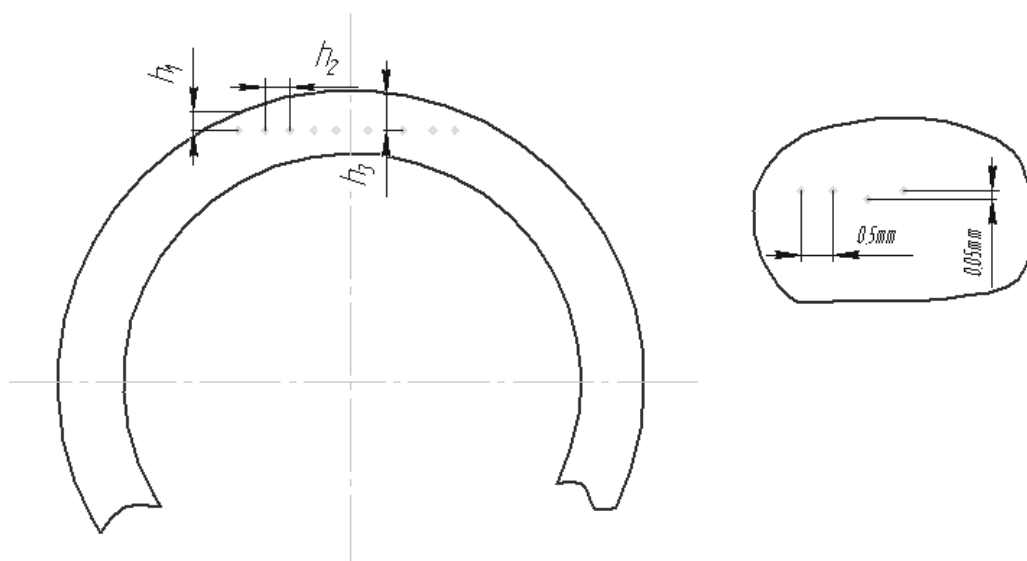


Рис. 1. Схема измерения распределения твердости в деформированном слое

Разработан способ обработки, позволяющий совместить обработку резанием и пластическое деформирование. Последнее выполняется с целью упрочнения поверхностного слоя детали. Такая комбинация двух процессов позволяет упрочнять свежообразованную поверхность детали, что исключает образование на поверхности окисной пленки, для образования которой вполне достаточно доли секунды. В нашем случае вновь образованная резанием поверхность закрыта деформирующей частью инструмента. Для получения необходимого упрочнения важно не только распределение деформаций в зоне её распространения, но и глубина упрочненного слоя - h_n .

При выполнении упрочнения методом поверхностно пластической деформации (ППД) наружная поверхность упрочненного слоя, как правило, получает перенаклеп. О чем свидетельствует наличие чешуйчатых отслоений и более низкая твердость поверхностного слоя в сравнении с нижележащими слоями. На распределение твердости и глубину наклепанного слоя влияют схема нагружения, степень и скорость деформации. При работе по указанному способу степень и скорость деформации определяются величиной истинной деформации « ϵ » и скоростью обработки. Последняя является равнодействующей от составляющих векторов: скорость резания - V и подачи - S .

Было проведено экспериментальное измерение степени деформации ϵ и скорости деформации $\dot{\epsilon}$ в условиях изменения скорости обработки в диапазоне 0,17 – 2 м/с, подачи $S = 0,07-1$ мм/об.

Для этой цели были подготовлены специальные образцы из отожженной стали 45 в виде колец 65, $B=10$ мм, внутренний посадочный диаметр 32Н7, торцевые поверхности которых обработаны до

чистоты металлографических шлифов. На эту поверхность, отступив от края 0,05 мм, на микротвердомер ПМТ-3 наносим отпечатки в несколько рядов, расстояние между отпечатками расположенными на одном радиусе 35 мкм между рядами 10 мкм.

Обработка производилась на токарно-винторезном станке НГ-250И, диаметр режущего инструмента 90 мм, ширина деформирующих участков 2 мм, их количество 4. Полученные результаты показывают, что при работе по нашему способу можно добиться максимального упрочнения.

Искажения отпечатков позволяют получить информацию по величине деформации ϵ , и её скорости $\dot{\epsilon}$.

Для определения распределения микротвердости шаг наносимых уколов должен выбираться таким образом, чтобы деформация отпечатка не могла повлиять на соседний отпечаток (рис. 1).

Поэтому наиболее подходящим методом является метод «косого среза». В нашем случае с обработанной поверхности снимается лыска хорда, которая направлена под углом к касательной выбранной точки на поверхности образца.

Угол среза выбираем равным 3° , что даёт возможность получить более достоверную информацию, особенно в приповерхностном слое по глубине.

Распределение точности, измеренное на микротвердомере, показало, что максимальное упрочнение получает поверхностный слой детали. Затем степень упрочнения постепенно снижается до уровня сырого материала. Глубина упрочнения достигает 1, 1,5 мм.

Сопоставление этих результатов с аналогичными результатами, определенными после обработки по традиционной технологии ППД, указывает на существование очередного преимущества данного способа.

ЭФФЕКТИВНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ В ЭЛЕКТРОСТАНЦИЯХ ГАЗОДЕТАНДЕРНЫХ УСТАНОВОК

Шаюмова З.М., асс. каф. «Электроэнергетика» НГГИ; Хужанов Б.К., асс. каф. «Электроэнергетика» НГГИ

Maqolada elektr energiya samaradorligini oshirish, unumli foydalanish muhim masalasi ko'rib chiqilgan. Elektr stansiyalarda gazodetander kurilmalarini qo'llash orqali elektr energiyasini samaradorligini oshirish masalasi taklif etilgan.

Tayanch iboralar: *elektr energiyasi samaradorligini oshirish, gazodetander qurilmasi, foydali ish koeffitsienti, al'ternativ manba, energiya resurslarini tejash uskunalari, energiya mashinasozlik mahsuloti.*

The relevance of energy saving is given in the article. The application of gazodetander installations in the electric power plants is given in this article.

Key words: *electric performance improvement, gazodetander installation, efficiency factor, alternative sources, energy-saving settings, power engineering products.*

В настоящее время на рынке энергомашиностроительной продукции все больше требований предъявляется к повышению энергоэффективности и экологичности, к созданию оборудования с более высокими техническими параметрами по коэффициенту полезного действия (КПД), надежности, функциональности, ремонтпригодности, что достигается применением новых технологических и технических решений, использованием новых материалов и технологий. Растет спрос на нетрадиционную энергомашиностроительную продукцию, альтернативные источники энергии, энергоресурсы, сберегающее оборудование.

Энергосбережение - проблема, решать которую приходится в любом государстве. Сама жизнь сегодня заставляет считать, экономить, жить по средствам. Одной из возможностей решения этой проблемы на промышленных предприятиях, использующих в качестве топлива природный газ, является применение детандер-генераторных агрегатов (ДГА), который представляет собой устройство, в котором энергия потока транспортируемого природного газа преобразуется сначала в механическую энергию в детандере, а затем в электрическую энергию в генераторе. Существует также принципиальная возможность получения одновременно с электроэнергией теплоты различных температурных уровней (высокотемпературной для обогрева и низкотемпературной для создания холодильных установок и систем кондиционирования), образующейся при работе ДГА. Основными составными частями ДГА являются детандер, электрический генератор, теплообменники подогрева газа, регулирующая и запорная арматура, система КИП и автоматики.

При поступлении природного газа из магистральных трубопроводов в системы городов и крупных промышленных предприятий осуществляется понижение его давления на газораспределительных станциях (ГРС). Снижение давления газа происходит в редуционных клапанах и является прямой потерей потенциальной энергии потока. Идея использования указанного перепада давления общеизвестна. Имеются отдельные примеры ее успешной реализации путем установки крупных турбодетандерных агрегатов для выработки электроэнергии ТЭЦ «Сырдарья».

Целесообразность строительства таких комплексов именно на крупных ГРС не вызывает сомнения. В то же время в системе газоснабжения страны имеется огромное количество небольших ГРС и крупных ГРП, где редуцирование газа (например, с 1,2 до 0,3 МПа) также идет с потерей потенциальной энергии. Следует подчеркнуть, что практически все известные проекты использования избыточной энергии давления газа при его редуцировании в системах газораспределения и потребления направлены на производство электрической энергии. Вместе с тем нельзя забывать, что при адиабатном расширении газа с отдачей внешней работы существенно снижается температура рабочего тела, величина этого снижения определяется отношением давлений на входе и выходе расширительной машины (детандера).

Расчеты показывают, что при понижении давления газа с 1,2 до 0,3 МПа температура его снижается на 50–60 °С (в зависимости от состава газа и эффективности детандера). При увеличении степени понижения давления до 6 (от 1,8 до 0,3 МПа) разность температур возрастает до 70–80 °С. Если принять, что температура газа на входе в машину равна 20 °С, температура потока после расширения составит -30 – -40 °С в первом и -50 – -60 °С во втором случае.

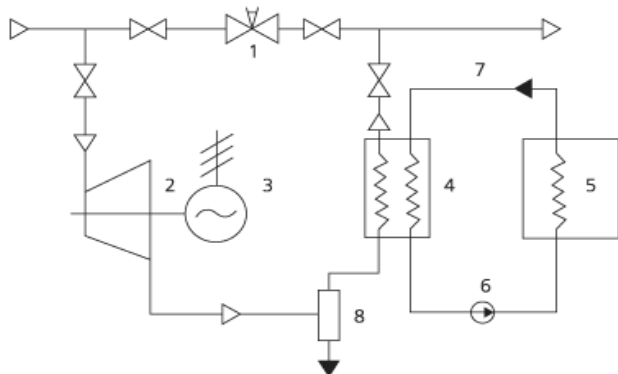


Рис. 1. Принципиальная схема электро-технологической детандерной установки: 1 – редукционный клапан ГРС; 2 – винтовой детандер; 3 – электрогенератор; 4 – теплообменник; 5 – холодильная камера; 6 – циркуляционный насос; 7 – контур хладагента; 8 – сепаратор

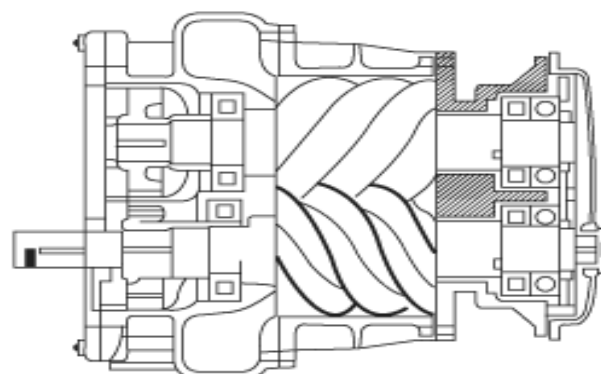


Рис. 2. Разрез винтового детандера

Таким образом, в результате использования избыточной энергии давления природного газа может вырабатываться не только электрическая энергия, но и значительные количества холода (от 60 до 80 кДж/м³).

Исходя из этого представляется целесообразным строительство при ГРС промышленных холодильников, емкость которых будет определяться величиной стабильного расхода газа через расширительную машину.

Несмотря на очевидную целесообразность подобных решений, практическая их реализация неизвестна, что может быть объяснено отсутствием расширительных машин, способных работать в указанных выше пределах давления и при относительно небольших расходах газа. Существующие расширительные машины турбинного типа предназначены для больших объемных расходов. При малых объемах газа необходимо существенно увеличивать скорость вращения турбодетандера, что заметно влияет на его эффективность. В литературе [1] имеются данные об использовании для этих целей турбинных агрегатов малой мощности, однако, к сожалению, авторы не приводят данные по их энергетической эффективно-

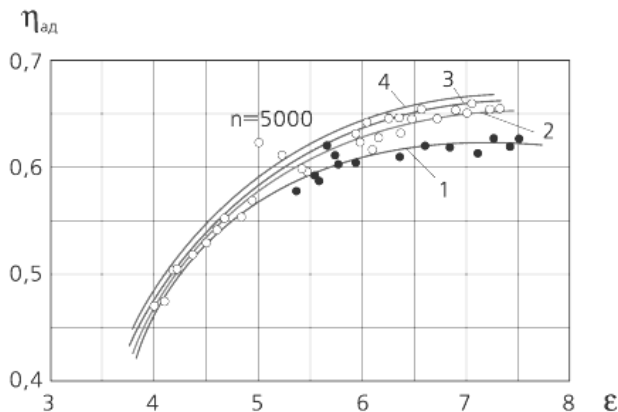


Рис 3. Влияние конденсатосодержания газа на адиабатический КПД: 1 - $d = 3 \text{ cm}^3/\text{m}^3$; 2 - $d = 20 \text{ cm}^3/\text{m}^3$; 3 - $d = 40 \text{ cm}^3/\text{m}^3$; 4 - $d = 60 \text{ cm}^3/\text{m}^3$

сти, особенно в диапазоне давлений ГРС и ГРП (от 1,2 до 0,3 МПа) и малых величин объемных (при условиях входа в турбодетандер) расходов газа.

При использовании расширительных машин (детандеров) в описанных условиях к ним предъявляются специфические требования: обеспечение высокой степени расширения газа, надежная и эффективная работа на переменных режимах, нечувствительность к возможному выпадению конденсата и образованию гидратов в процессе расширения и т. п.

Этим требованиям в полной мере удовлетворяют винтовые детандеры, являющиеся, как и поршневые, представителями класса объемных машин. В отличие от поршневых винтовые агрегаты имеют вращательное движение рабочих органов, в них отсутствует механизм газораспределения, нет «мертвого объема». Винтовой детандер по конструкции аналогичен винтовому компрессору и состоит из корпуса и двух роторов, имеющих специальную винтовую нарезку и находящихся в зацеплении (рис. 1 и рис. 2). Между всеми рабочими элементами агрегата имеются гарантированные зазоры, что обеспечивает полное отсутствие трения в рабочем объеме машины. В то же время существование этих зазоров обуславливает наличие основных потерь в детандере, так называемых протечек газа, из полостей с более высоким давлением в полости с пониженным давлением.

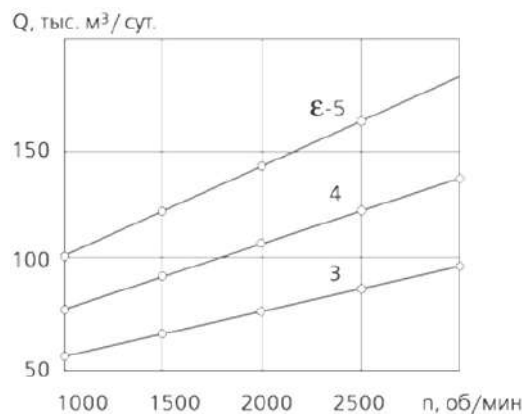


Рис. 4. Экспериментальная зависимость расхода газа через детандер от скорости вращения роторов

Поскольку функции механизма газораспределения выполняют сами роторы, в агрегате отсутствуют клапаны, являющиеся в поршневых машинах основной причиной дроссельных потерь в процессах наполнения и выталкивания.

Конструкция винтовых машин исключает возможность гидравлических ударов, поэтому такие агрегаты могут надежно работать на влажном конденсате содержащем газе, когда при снижении температуры потока в процессе расширения возможно выпадение конденсата или образование гидратов. Более того, возможная при существенном снижении температуры потока конденсация тяжелых углеводородов приводит к уплотнению имеющихся зазоров в детандере и, следовательно, к повышению эффективности работы машины за счет уменьшения величины протечек.

На рис. 3 приведены результаты экспериментального исследования влияния конденсатосодержания газа на адиабатический КПД при различном содержании жидкой фазы d в потоке [2].

Высокий технологический эффект, получаемый при расширении природного газа в винтовом детандере, а также серийное производство винтовых компрессоров, которые после некоторых конструктивных изменений могут быть использованы в качестве расширительных машин, убедительно показывают целесообразность их использования вместо применяемых в настоящее время на ГРС и ГРП дросселирующих

устройств с целью создания на их базе энерготехнологических установок для обеспечения электроэнергией и холодом объектов, размещенных в районе расположения этих узлов газотранспортной системы. Экспериментальные исследования винтовой расширительной машины при работе на природном газе [2, 3] позволили получить ряд характеристик, которые могут быть положены в основу оценки экономической эффективности промышленного использования детандеров для производства электроэнергии и холодоснабжения.

На рис. 4 приведены экспериментальные данные по зависимости расхода газа через винтовой детандер, построенный на базе серийного винтового компрессора 7ВКГ-25/5, от степени понижения давления и скорости вращения роторов n . Диаметр роторов, испытываемого детандера – 315 мм. Адиабатный КПД опытного образца лежит в пределах 0,6–0,7, удельная мощность, вырабатываемая агрегатом, равна 0,024–0,026 кВт/м³.

Таким образом, по своим конструктивным и техническим характеристикам винтовые расширительные машины могут быть рекомендованы для энерготехнологических установок по использованию избыточного перепада давления газа на относительно небольших ГРС и крупных ГРП не только для выработки электроэнергии, но и для холодоснабжения, например, промышленных или сельскохозяйственных холодильников.

Список литературы:

1. Аксенов Д. Т., Герцен А. Н. Использование энергохолодильных комплексов в целях энергосбережения, *Промышленная энергетика*. 2004. № 2.
2. Зарницкий Г. Э., Репин Л. А. Винтовые детандеры для использования избыточной энергии давления природного газа на промыслах. М., 1972.
3. Зарницкий Г. Э., Репин Л. А. Исследование работы винтового детандера на природном газе, *Газовое дело*. 1972. № 9.
4. Архаров Ю.М., Архарова А.Ю., Агабабов В.С., Корягин А.В., *Детандер-генераторная установка*, М., 1973.
5. <http://ru.wikipedia.org> – сайт свободной энциклопедии «Википедия». <http://www.e-apbe.ru> - официальный сайт «Агентства по прогнозированию балансов в электроэнергетике».

УДК 631.312

© Муродов Н.М., Муродов Ш.М. 2015 г.

ХАРАКТЕРИСТИКА ПОЧВ ОРОШАЕМОГО ЗЕМЛЕДЕЛИЯ

Муродов Н.М., декан Бухарского филиала Ташкентского института ирригации и мелиорации, докт. техн. наук; **Муродов Ш.М.**, зав. каф. «Механика» Бухарского инженерно-технологического института, канд. техн. наук

Maqolada O'zbekiston Respublikasi sug'oriladigan maydonlarining asosiy tasnifi keltirilgan bo'lib, ular tuproq sharoiti, mexanik tarkibi, sho'rlanish darajasi, gipslashganligi, toshloqligi, eroziya va boshqa xususiyatlari bilan farqlanadi.

Tayanch iboralar: haydaladigan yer, sug'orma dehqonchilik, mexanik tarkibi, sho'rlanish darajasi, gipslashganligi, toshloqligi, eroziya, og'ir-qumoq tuproqli yerlar, tuproqqa ishlov beruvchi vosita, sug'oriladigan yerlarning suv-fizikavii xossalari.

Main characteristics of irrigated soil of the Republic of Uzbekistan varying in soil conditions, mechanical composition, salinity level, gypsum content, rockiness, erodibility, and other properties are described in this article.

Key words: crop land, irrigated agriculture, mechanical composition, salinity, gypsum content, rockiness, erosion, hard loam soil, tillage tools, hydrophysical properties of irrigated soil.

Площадь пахотных поливных земель в нашей стране составляет 4,3 млн. га. По данным авторов работ [1] почвенный покров земель в основном делится на луговые почвы, болотно-луговые, такырные и такыры.

Орошаемые незасоленные почвы в основном представлены сероземом (1422 тыс. га). По механическому составу почвы, приведенной в работе [2], в Узбекистане встречаются: глинистые и тяжелосуглинистые почвы – 25,5%; суглинистые – 71,6%; супесчаные и песчаные – 2,9%.

Основными типами орошаемых почв [3] Узбекистана являются: в пустынной зоне – орошаемые луговые и болотно-луговые; в сероземном поясе – орошаемые сероземы (светлые, типичные), сероземно-луговые, болотно-луговые, луговые и такырные.

Орошаемые почвы различаются по почвенным условиям, механическому составу, степени засоления, гипсированности, каменистости, подверженности эрозии и по другим свойствам.

В целом по Республике преобладают почвы со среднесуглинистым механическим составом, их около 47% от общего количества орошаемых почв. Эти почвы характеризуются наиболее оптимальными водно-физическими свойствами, они достаточно влагоемки и водопроницаемы, хорошо промываются и обрабатываются.

Тяжелосуглинистые глинистые почвы составляют 25%, они характеризуются рядом неблагоприятных водно-физических свойств: трудно промываются от водорастворимых солей, имеют высокое сопротивление почвообрабатывающим орудиям, быстро пересыхают и плохо аэрируются, при высыхании на их поверхности образуется плотная корка.

Легкосуглинистые почвы распространены на 23% территории орошаемых почв. Эти почвы мало влагоёмки, быстро просыхают, легко подвергаются ветровой и водной эрозии, требуют строгого поливного режима.

Около 4% орошаемых почв приходится на супесчаные и песчаные почвы. Они характеризуются низким естественным плодородием, плохими водно-физическими свойствами, подвержены ветровой и водной эрозии. В настоящее время в Республике засоленные почвы по данным [4] составляют 62,5% от общей площади орошаемых угодий, в том числе: слабозасоленные – 34,3%, средnezасоленные – 17,3% и сильнозасоленные – 10,8%.

Засоленные части новоорошаемых земель сопровождаются формированием трудно мелиорируемых гипсированных почв. Прослой и горизонты гипса ухудшают фильтрацию и в результате затрудняют промывки этих почв от водорастворимых солей.

Гипсированные почвы относят к очень низкообеспеченным фосфором (16–30 mg/kg почвы), практически не могут обеспечить получение высокого урожая без внесения фосфорных удобрений.

Общая площадь гипсированных почв по данным [5] работ в Республике Узбекистан составляет 301,7 тысяч га до 2001 г. Эта цифра не превышала 291,2 тыс. га (табл. 1) [6].

Как видно из табл. 1, от общей площади в Республике гипсированных почв более 80% относятся к слабым, около 17% - слабогипсированным и 3% - к сильным.

Отрицательным фактором, ограничивающим механизированную обработку и снижающим объем плодородного слоя почвы, является наличие в подпахотном горизонте галечника, песка и др. включений.

Таблица 1

Данные о площадях гипсированных почв

Область	Гипсированных почв, га			
	общее	слабое	среднее	сильное
По республике	291469	234072	48375	9022
Каракалпакстан	136059	129787	6272	-
Андижан	26141	15634	9291	1816
Бухара	2519	1388	202	929
Джиззак	17823	12424	4930	929
Навои	9787	5157	2194	469
Наманган	15037	8458	6264	315
Самарканд	4433	4173	255	5
Сырдарья	41161	22473	14405	3013
Сурхандарья	6024	5831	193	-
Ташкент	931	543	388	-
Фергана	15022	12180	2783	-
Хорезм	-	-	-	-
Кашкадарья	17522	16354	1198	-

Таблица 2

Данные о площадях каменистых почв

Область	Каменистость почвы, га			
	общее	слабое	среднее	сильное
По республике	162045	115120	36696	10229
Андижан	26436	15798	6407	4240
Бухара	30432	24032	6400	-
Джиззак	7159	6520	639	-
Наманган	42962	30168	9242	3552
Самарканд	16759	15087	1566	106
Сырдарья	100	100	-	-
Сурхандарья	9478	6705	2662	91
Ташкент	7597	2089	4297	1211
Фергана	20802	14509	5463	749
Кашкадарья	320	20	20	280

За последние годы в Наманганской, Ферганской, Навоийской и в некоторых других областях, были освоены каменистые адырные почвы, что увеличило площадь этой категории орошаемых почв более 162 тыс. га (табл. 2).

Почвы, имеющие каменистые включения в основном находятся в Андижанской области – 26436 га,

Бухарской – 30432 га, Наманганской – 42962 га и Самаркандской – 16759 га.

Отсюда следует, что для поддержания и увеличения плодородия почв нужно стремиться сохранить верхние горизонты почвы с деятельным гумусом, а не перемешивать их с нижележащими слоями, как это делается при обработке существующими почвообрабатывающими машинами [7].

Список литературы:

1. Почвы Узбекистана. – Ташкент: Фан, 1975. – С.107-116.
2. Давыдов А.М. Земельный фонд и его использование. – Ташкент: Фан, 1971.- С. 83-93.
3. Мурадов М., Байметов Р.И. Технология улучшения плодородия почв. – Ташкент: Мехнат, 1985. – С. 80.
4. Кузиев Р.К. Проблемы плодородия орошаемых почв Узбекистана. Узбекистон тупроқшунослар ва агрокимёгарлар жамиятининг IV -қурултойи материаллари. – Тошкент, 2005. 51-60 б.
5. Абдуллаев С.А., Баиров А.Ж. Об итогах исследований ГосНИИ почвоведения и агрохимии за последние годы. // Узбекистон тупроқшунослар ва агрокимёгарлар жамиятининг IV- қурултойи материаллари. – Ташкент, 2005. – С. 15-26.
6. Узбекистон Республикаси ер ресурслари. – Атлас, 2001.
7. Муродов Н.М. Технологические и технические основы энергосберегающих средств для основной обработки почвы. Дисс. док. техн. наук. Ташкент. 2008 г.

УДК 631.842.4

© Турдалиев У.М., Намазов Ш.С., Закиров Б.С., Реймов А.М., Сейтназаров А.Р., Беглов Б.М. 2015 г.

О НЕКОТОРЫХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВАХ АММИАЧНОЙ СЕЛИТРЫ С ДОБАВКОЙ БЕНТОНИТОВЫХ ГЛИН

Турдалиев У.М., с.н.с. лаборатории фосфорных удобрений (ЛФУ) ИОНХ АН РУз; **Намазов Ш.С.**, зав. ЛФУ ИОНХ АН РУз, докт. тех. наук, проф.; **Закиров Б.С.**, директор ИОНХ АН РУз, докт. хим. наук; **Реймов А.М.**, с.н.с. ЛФУ ИОНХ АН РУз, к.т.н.; **Сейтназаров А.Р.**, в.н.с. ЛФУ ИОНХ АН РУз, к.т.н.; **Беглов Б.М.**, гл. науч. сотрудник ЛФУ ИОНХ АН РУз, докт. тех. наук, проф., академик АН РУз.

Maqolada ammiakli selitra suyuqlanmasiga mahalliy bentonit gillarini qo'shish yo'li bilan olingan o'g'itlar donalarining fizik-kimyoviy xossalari: gigroskopik nuqtasi, namlik yutish sig'imi, suv bug'larini yutish tezligi hamda mustahkamliklari aniqlangan. Natijalar shuni ko'rsatdiki, O'zbekiston sharoitida o'g'itlarni saqlash va tashishda qoplash zarur.

Tayanch iboralar: fizik-kimyoviy hossalari, gigroskopik nuqta, sorbsli namgarchilik, suv bug'larining kinetika sorbsiyasi, mustahkamlik, ammiakli selitra, bentonitli gil, o'g'itni saqlash va tashish.

Physical and chemical properties: as hygroscopic point, moisture capacity sorption kinetics of water vapor sorption and the strength of fertilizer cones obtained by adding ammonium nitrate to the alloy of local bentonite clays are determined in the article. The results showed that fertilizer needed packaging storage and transportation whithin Uzbekistan.

Key words: physical-chemical properties, hygroscopic point, moisture capacity sorption kinetics of water vapor sorption, durability, ammonium nitrate, bentonite clay, storage and transportation of fertilizers.

Аммиачная селитра (АС) – азотное удобрение универсального назначения. Она эффективна на всех типах почв при внесении под различные культуры и может быть использована как основное (допосевное) удобрение и в подкормки. В настоящее время в различных странах мира производится и находится в обороте огромная масса аммиачной селитры (43 млн. т в год). Самые крупные мощности по производству нитрата аммония у США и у России – доли каждой из этих стран в общемировых мощностях оцениваются чуть более 13% [1].

В нашей же республике производят АС три завода (ОАО «Максам-Чирчик», ОАО «Навоiazот» и ОАО «Ферганаазот»), совокупная мощность которых составляет свыше 1,7 миллиона т в год.

Недостаток АС – сильная гигроскопичность, склонность к слеживанию в очень прочные глыбы. Для устранения этого недостатка в неё вводят сульфатную, сульфатно-фосфатную, сульфатно-фосфатно-боратную добавки, каустический магнезит и другие вещества. Наилучший эффект достигается при использовании каустического магнезита [2].

На наших заводах в качестве добавки используют именно магнезит в количестве 0,2-0,5% MgO, кроме того, поверхность гранул обрабатывается антислеживающей добавкой «NovoFlow-3047» (пр-во Голландия), представляющей собой смесь искусственного воска с поверхностно-активными веществами. Обработка гранул «NovoFlow-3047» придаёт продукту хорошую рассыпчатость и подвижность при хранении.

Чистая АС является хорошим окислителем, способна поддерживать горение и даже детонировать [3].

Известно, что горение (термическое разложение) удобрений является основным признаком безопасности технологического производства, так как получение, к примеру, АС, сопряжено с многочисленными случаями взрывов. Человеческому сообществу известны взрывы при нарушении правил обращения с АС, то есть при её производстве, хранении и перевозке. Кроме того, в последние годы террористы стали использовать её при изготовлении взрывчатых веществ [4].

Серия террористических актов с применением АС в Юго-Восточной Азии, России, США и Узбекистане, которые осуществлялись в начале XXI века, поставила в сложное положение потребителей и производителей АС. Ряд стран: Китай, Филиппины, Колумбия, Ирландия, Индонезия, Малайзия даже наложили запрет на ввоз АС в свои страны. Поэтому во всем мире производители селитры предусматривают меры по выпуску на её основе менее взрывоопасных туков, сохраняющих агрохимическую эффективность, с существенно большей устойчивостью к внешним воздействиям и, соответственно, меньшей взрывоопасностью. Перспективными антидетонационными добавками являются карбонат кальция, сульфат и фосфаты аммония, хлорид и сульфат калия, гипс и фосфогипс [5].

Российские заводы: Ангарский завод Минудобрений, Куйбышевский «Азот», ОАО «Дорогобуж», ОАО «Невинномысский Азот» и Новомосковская АК «Азот» стали производить так называемую стабилизированную аммиачную селитру в виде известково-аммиачной селитры с содержанием азота 32% путем введения в сплав селитры известняка [6-10].

Технология с карбонатом кальция, хотя обеспечивает термическую стабильность АС, но требует соответствующего аппаратного оформления процесса и практически исключает использование типового оборудования получения традиционной аммиачной селитры. Наибольшую надежду на решение проблемы взрывоопасности аммиачной селитры дают фосфорсодержащие добавки. На ОАО «Череповецкий азот» в 2002 г. налажено производство стабилизированной АС состава 32% N и 5% P₂O₅ мощностью 400 тыс. t в год путем введения в расплав селитры жидкого комплексного удобрения, содержащего 11% N и 33% P₂O₅ и получаемого из суперфосфорной кислоты.

Первые предприятия, освоившие промышленное производство азотно-фосфорного удобрения на основе АС в 2001 г., в качестве фосфорсодержащего сырья использовали экстракционную фосфорную кислоту или раствор моноаммонийфосфата из этой кислоты [11-13].

Возникшие при этом трудности: сильная коррозия от содержащегося в фосфорной кислоте фтора на границе раздела фаз жидкость - газ; забивка и зарастание оборудования солями железа, алюминия, магния, кальция, снизили производительность системы более чем в два раза в сравнении с работой чистой АС. Найден путь к решению этой проблемы: добавление фосфорита сразу в сплав АС до грануляционной башни. ОАО «Навоизот» в Узбекистане с 2009 г. освоил производство фосфатизированной аммиачной селитры путем введения в её сплав либо рядовой фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов, либо порошковидного аммофоса перед грануляцией в гранбашне [14-16].

Мы же решили осуществить получение стабилизированной АС путем введения в её сплав перед грануляцией тонко измельченной бентонитовой глины. На территории Узбекистана выявлено около 200 месторождений и проявлений бентонитовых глин с прогнозными запасами более 2 млрд. t [17].

Бентонит - это природная руда, содержащая в своем составе большое количество микро- и макроэлементов, таких как цинк, магний, кальций, калий и др. Благодаря своему составу, бентониты имеют значительную удельную поверхность, очень высокую емкость катионного обмена, позволяющие пролонгировать действие минеральных удобрений. Внесение их в почву позволяет существенно улучшить агрохимические и агрофизические свойства почвы и повысить её плодородие. Внесение порошка бентонита в сплав селитры способствует образованию гранул с мелкокристаллической структурой, обладающих высокой плотностью и прочностью.

В работах [18-19] показана возможность получения стабилизированной АС путем введения в сплав селитры бентонитовых порошков Навбахорского, Азкамарского и Лагонского месторождений путем имитации процесса гранулирования в башнях. Аммиачную селитру производства ОАО «Максам-Чирчик» расплавляли на электроплитке. В расплав при перемешивании вводили порошкообразный бентонит с тониной помола 40 мкм, в таком количестве, чтобы весовое соотношение сплава АС к добавке бентонита (БГ) было равным 100 : (1-40). Нитратно-бентонитовый плав выдерживали в течение 3-5 мин. при 165-175°C, после чего его переливали в гранулятор, представляющий из себя металлический стакан с перфорированным дном, диаметр отверстий в котором равнялся 1,2 mm. Насосом в верхней части стакана создавалось давление и сплав расплывался с высоты 35 m на полиэтиленовую пленку, лежащую на зем-

ле. Полученные гранулы измельчали и анализировали по известным методикам [20]. Прочность гранул продуктов определяли на приборе МИП-10-1 согласно ГОСТу 21560.2-82. Результаты показывают, что добавление в сплав АС бентонитовых глин приводит к резкому увеличению прочности гранул диаметром 2-3 мм в среднем с 3,2 до 9,07 МПа. Например, при соотношении сплава АС к добавке бентонита Лагонского месторождения при 100 : 10 прочность гранул составляет 6,78 МПа, при 100 : 15 – 7,84 МПа, при 100 : 20 – 8,66 МПа, а при соотношении 100 : 30 – уже 9,05 МПа, притом значения прочности гранул чистой АС – 1,6 МПа. Это говорит о том, что при введении бентонитовой добавки в сплав АС уменьшается пористость и внутренняя удельная поверхность её гранул, затрудняется проникновение дизельного топлива внутрь гранулы и, как следствие, уменьшается детонационная способность селитры.

В данной статье приведены результаты определения гигроскопической точки кинетики сорбции паров воды и сорбционной влагоёмкости гранул удобрений, полученных на основе сплава АС с добавками бентонитовых глин вышеуказанных месторождений. Для проведения исследований были подобраны пробы с массовым соотношением АС : БГ = 100 : 5, 100 : 15 и 100 : 22 для каждого вида бентонитовой глины. Их составы приведены в табл. 1.

Гигроскопическую точку образцов удобрений с размерами гранул 2-3 мм определяли эксикаторным

Таблица 1

Условия получения и состав удобрений, полученных на основе сплава аммиачной селитры и бентонитов различных месторождений

№ образца	Массовое соотношение АС:БГ	Влажность продукта, %	Содержание N, %	Прочность гранул		
				kg/гранула	кгс/см ²	МПа
На основе бентонита Азкамарского месторождения						
1	100:10	0,69	31,32	2,29	45,70	4,52
2	100:15	0,85	29,96	2,41	48,26	5,26
3	100:22	1,08	28,25	3,54	70,80	6,28
На основе бентонита Навбахорского месторождения (марки ПБГ)						
4	100:10	0,77	31,51	3,19	64,31	6,30
5	100:15	1,17	30,06	3,64	73,38	7,19
6	100:22	1,22	28,45	4,14	83,46	8,18
На основе бентонита Лагонского месторождения						
7	100:10	0,68	31,42	3,43	69,16	6,78
8	100:15	0,71	30,07	3,97	79,97	7,84
9	100:22	1,13	28,32	4,49	90,47	8,87
10	Аммиачная селитра	0,29	34,6	0,80	16,01	1,58

методом [21] при температуре 25⁰С. Исходная влажность аммиачной селитры была 0,29%, а исходная влага исследуемых удобрений составили 0,69%, 0,85% и 1,08% с добавкой Азкамарской, 0,77%, 1,17% и 1,22% с добавкой Навбахорской, 0,68%, 0,71% и 1,13% с добавкой Лагонской бентонитовых глин, соответственно для вышеуказанных соотношений АС : БГ. Определение привеса или убыли влаги в веществе при постоянной температуре и определенной относительной влажности воздуха проводили в течение 3-х ч. Требуемая относительная влажность воздуха создавалась в закрытом эксикаторе над слоем налитой в него серной кислоты известной концентрации. Номера образцов соответствуют номерам удобрений в таблице.

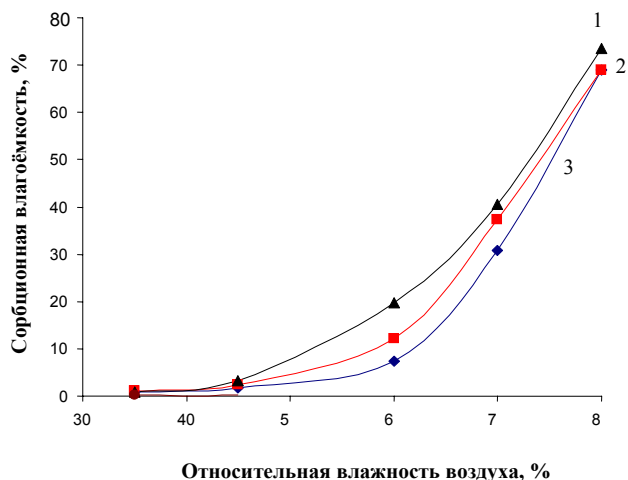


Рис. 1. Зависимость сорбционной влагоёмкости удобрений при относительных влажностях воздуха. Нумерация образцов на рисунке соответствует нумерации образцов удобрений в таблице

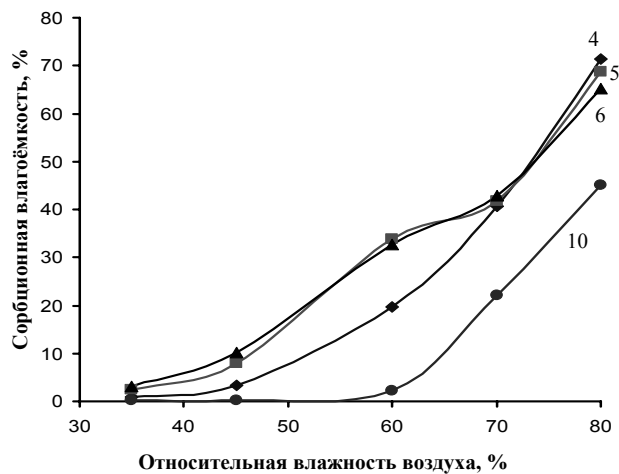


Рис. 2. Зависимость сорбционной влагоёмкости удобрений при относительных влажностях воздуха. Нумерация образцов на рисунке соответствует нумерации образцов удобрений в таблице

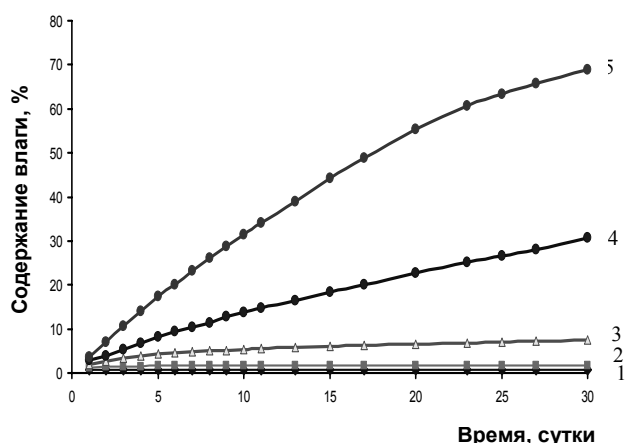


Рис. 3. Кинетика сорбции паров воды образцом 1 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

Значения гигроскопических точек для наших удобрений, полученных при различных массовых соотношениях АС и бентонитовых глин разных месторождений, согласно шкале гигроскопичности Н.Е. Пестова относятся к очень сильно гигроскопичным веществам, и они оказались более гигроскопичными, чем исходная аммиачная селитра (10-образец – 62%) и оказались равными: для образца 1 – 33,0%, для образца 2 – 31,5%, для образца 3 – 29,0%, для образца 4 – 28,5%, для образца 5 – 26,6%, для образца 6 – 25,1%, для образца 7 – 30,0%, для образца 8 – 28,6%, для образца 9 – 27,5%. Такие продукты в условиях Узбекистана, где среднемесячная минимальная влажность воздуха равна 46%, среднемесячная максимальная – 74%, а среднегодовая – 60% во всех сезонных климатических условиях интенсивно поглощают влагу из воздуха. Причина низкого значения гигроскопической точки продуктов, объясняется тем, что смесь солей более гигроскопична, чем составляющие её компоненты [22].

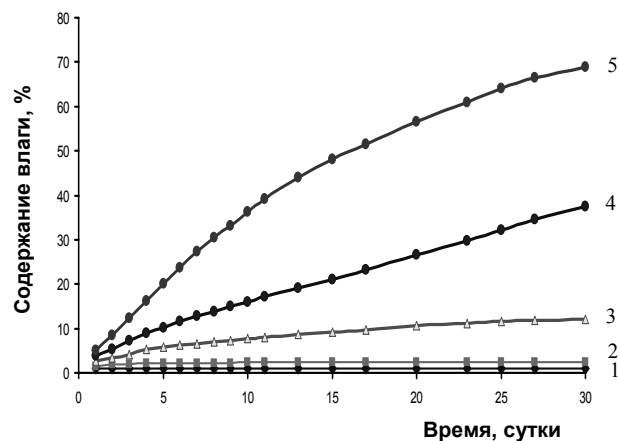


Рис. 4. Кинетика сорбции паров воды образцом 2 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

Сорбционную влагоемкость удобрений определяли при относительной влажности воздуха 35; 45; 60; 70 и 80%. Образцы удобрений над кислотой выдерживали в течение 30 d. Результаты приведены на рис. 1 и 2.

Сорбционная влагоемкость является важным показателем качества удобрений, указывающим на максимальное количество поглощенной влаги, при котором удобрения сохраняют свой внешний вид и рассыпчатость. На рисунках приведены кривые сорбционной влагоемкости АС (образец 10) и удобрений на её основе с использованием Азкамарского (образцы 1, 2 и 3) и Навбахорского (образцы 4, 5 и 6) месторождений (нумерация кривых на рисунках соответствует нумерации образцов удобрений в таблице). Результаты проведенных экспериментов показали, что при выбранной нами относительной влажности воздуха кривые сорбционной влагоемкости образцов удобрений под номерами 1-3 и 7-9 имели практически одинаковый вид, отличаясь между собой лишь незначительными количествами сорбируемой влаги.

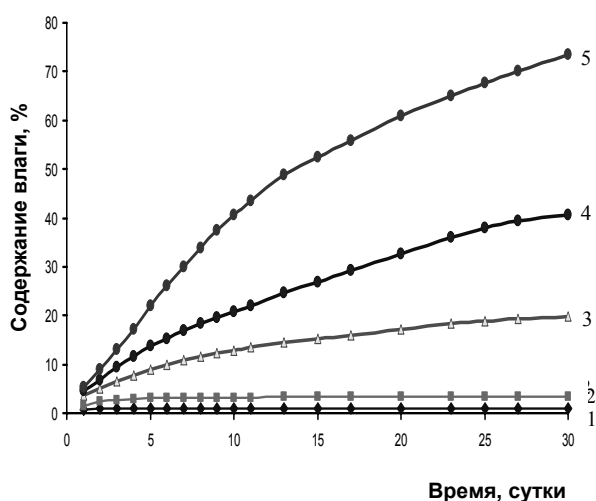


Рис. 5. Кинетика сорбции паров воды образцом 3 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

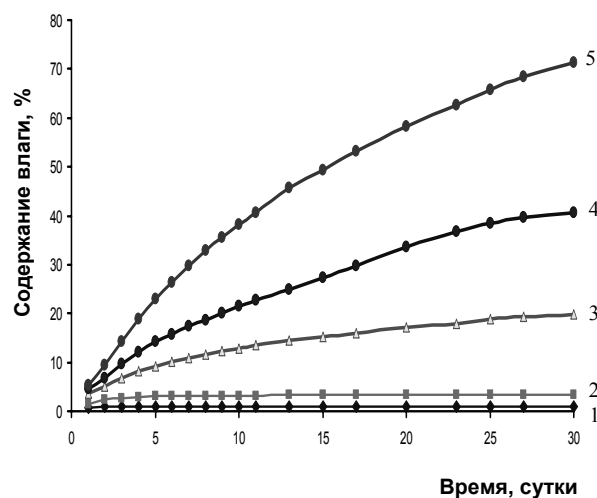


Рис.6. Кинетика сорбции паров воды образцом 4 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

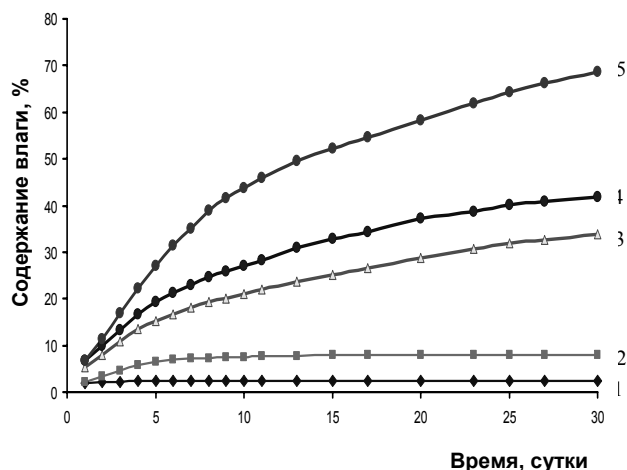


Рис. 7. Кинетика сорбции паров воды образцом 5 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

Это говорит о том, что в одинаковых сезонных климатических условиях изученные образцы будут проявлять почти идентичную сорбционную влагоёмкость. В этой связи мы ограничились изучением данного показателя только для образцов под номерами 1-3 (рис. 1). Из рис. 2 видно, что гранулы десятого образца (чистая аммиачная селитра) при 35 и 45 %-ных относительных влажностях воздуха совершенно не поглощает влагу, и естественно, сохраняют свою 100 %-ную рассыпчатость. При 35 %-ной влажности воздуха первый и четвертый образцы сорбируют влаги 0,69 и 0,77%; второй и пятый образцы 0,85 и 1,17%; а третий и шестой образцы 1,08 и 1,22%, соответственно. При этом гранулы сохраняли свой внешний вид и рассыпчатость. В образцах 1-4 при относительной влажности воздуха 45% прирост влаги составил 1,81-3,35% и гранулы не теряли способности к рассеиванию. Однако при этой же относительной влажности воздуха пятый образец набрал около 7% воды, гранулы продукта сильно слеживались и начали распадаться. А в шестом образце общая сорбция влаги достигла даже 10,22%. При таком значении влажности гранулы удобрения расплывались и исчезали, переходя в жидкую фазу. При относительной же влажности воздуха 60% все образцы в течение 30 суток интенсивно поглощали влагу, только за исключением аммиачной селитры (образец 10). Так, в первом образце количество воды выросло до 7,37%, во втором до 12,11%, в третьем до 13,38%, в четвертом до 19,74%, в пятом до 32,65% и в шестом 33,76%. Гранулы образцов 1-3 распались, а остальные (образцы 4-6) вообще перешли в жидкое состояние. В этом случае аммиачная селитра, набрав около 1,5% гранулы слегка скомкивались. При более высоких влажностях воздуха (70 и 80%) все продукты, набрав около 20% влаги, начинали расплываться вследствие перехода в жидкую фазу водорастворимого нитрата аммония.

Необходимо отметить, что чистая АС при достижении ею количества сорбированной влаги в 3-3,5 %

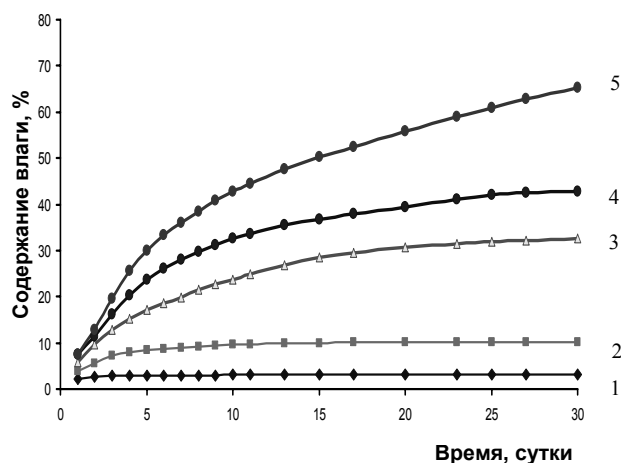


Рис. 8. Кинетика сорбции паров воды образцом 6 при относительных влажностях воздуха: 1-35%; 2-45%; 3-60%; 4-70% и 5-80%.

начинает слеживаться, теряя при этом свою рассыпчатость. Остальные образцы сохраняли свой внешний вид и рассыпчатость до достижения ими количества сорбированной влаги в 6,0%, и лишь при достижении ими этого показателя в 6,5% они теряли способность к рассеиванию. Это обстоятельство можно объяснить тем, что у бентонита имеется способность разбухать в воде (по объему увеличивается в 10-25 раз) и удерживать в межплоскостных пространствах большое количество воды либо питательные растворы, не теряя при этом свою рассыпчатость.

Таким образом, влагоёмкость удобрений, полученных на основе сплава нитрата аммония и бентонитовых глин, значительно больше, чем чистой АС. Характер кривых сорбции образцов говорит о том, что АС с бентонитовой добавкой начинает сорбировать при более низких значениях относительной влажности воздуха, а чистая АС – сравнительно при более высоких.

На рис. 3-8 приведены кинетические кривые сорбции паров воды гранулами удобрений в изотермических условиях при 25⁰С. Из них видно, что при относительной влажности воздуха 35% равновесие для первого и второго наступает через 16 d, для третьего и четвертого через 20 d, для пятого через 26 d, и для шестого только через 30 d. А для аммиачной селитры при этой же влажности воздуха 35 и 45% равновесие наступает после 3-х d, хотя для остальных образцов в условиях 45 %-ной влажности воздуха равновесие не достигалось и за 30 d. При высокой относительной влажности воздуха (70, 80%) для всех образцов равновесие не достигалось в течение всего периода испытаний.

Исходя из полученных нами значений гигроскопических точек, сорбционной влагоёмкости и кинетики сорбции паров воды гранулами удобрений, считаем возможным рекомендовать хранение и перевозку таких продуктов во всех климатических условиях Узбекистана только в затаренном виде.

Список литературы:

1. Жмай Л., Христианова Е. Аммиачная селитра в России и в мире. Современная ситуация и перспективы // Мир серы, N, P и K. – 2004, № 2, с. 8-12.
2. Технология аммиачной селитры / Под ред. проф. В.М.Олевского. – М.: Химия, 1978, 312 с.
3. Аммиачная селитра: свойства, производство, применение / А.К.Чернышов, Б.В.Левин, А.В.Туголуков, А.А.Огарков, В.А.Ильин. – М.: ЗАО «ИНФОХИМ», 2009, 544 с.
4. Foulger B., Hubbard P.J. A review of techniques examined by UK authorities to prevent or inhibit the illegal use fertilizer in terrorist devices // Proceedings of the International Explosives Symposium. – Fairfax, Virginia, 1995, p. 129.
5. Левин Б.В., Соколов А.Н. Проблемы и технические решения в производстве комплексных удобрений на основе аммиачной селитры // Мир серы, N, P и K. – 2004, № 2, с. 13-21.
6. Авт. св. № 1505920 СССР. Кл. С 05 С 1/00. Способ получения известково-аммиачного удобрения / С.В.Запольский, В.Ф.Нещерет, С.В.Козлов, Ю.А. Забелешинский, С.С.Азнаев, Ф.Я.Ольгинский. – Б.И. 1989, № 33.
7. Патент № 2077484 Россия. Кл. С 01 С 1/00. Способ получения известково-аммиачной селитры / В.М.Бахтюков, М.Г.Беренгартен, Т.И.Бондарева, М.А.Булатов, Э.Д.Кибрик, Ю.Г.Пикулин. – От 20.04.1997.
8. Патент № 2281274 Россия. Кл. С 05 G 1/08, С 05 С 1/02. Способ получения гранулированного известково-аммиачного удобрения / В.Г.Казак, Н.М.Бризицкая, И.Г.Гришаев, В.В.Долгов, А.С.Малявин, В.А.Бирюкова. – Б.И. 2006, № 22.
9. Гришаев И.Г., Казак В.Г., Долгов В.В. Гранулирование известково-аммиачной селитры в барабанном грануляторе-сушилке // Химическая промышленность сегодня. – 2005, № 11, с. 35-38.
10. Таран А.Л., Долгалев Е.В., Таран Ю.А. Получение известково-аммиачной селитры в грануляционных башнях производства аммиачной селитры // Химическая техника. – 2006, № 1, с. 28-31.
11. Патент № 2169720 Россия. Кл. С 05 В 7/00, С 05 G 1/06. Способ получения сложного азотно-фосфорного удобрения / В.А.Ильин, Н.П. Алешкин, Е.Н.Селин, Н.Е.Жаворонкова, З.П.Симбирева, О.Е.Василькова, О.Л.Глаголев, А.Ю.Соколов, В.П.Самсонов. – От 27.06.2001.
12. Патент № 2171795 Россия. Кл. С 05 В 7/00, С 05 С 1/00. Способ получения сложных азотно-фосфорных удобрений / В.А.Ильин, О.И.Патохин, Е.Н.Селин, Н.Е.Жаворонкова, З.П.Симбирева, О.Е.Василькова, О.Л.Глаголев, А.Ю.Соколов, В.П.Самсонов, В.Р.Аншелес, – От 10.08.2001.
13. Патент № 2263652 Россия. Кл. С 05 G 1/06, С 05 С 1/02. Способ получения азотно-фосфорного удобрения / А.Н.Авраменко, С.М.Кононов, О.А.Широбоков, В.Н.Громотков, С.А.Сундиев, С.С.Костюченко, Е.Н.Контарева, О.А.Дмитриева. – Б.И. 2005, № 31.
14. Патент № IAP 04527 РУз. Кл. С 05 G 1/00, С 05 В 7/00, С 05 С 1/00. Способ получения азотнофосфорного удобрения / Ш.С.Намазов, Б.Б.Ботиров, В.В.Пак, Ш.И.Салихов, А.М.Реймов, Р.Якубов, Б.М.Беглов, Р.К.Курбаниязов, Н.Н.Пирманов, Б.С.Закиров. – Б.И. 2012, № 7.
15. Курбаниязов Р.К. Технология сложного азотнофосфорного удобрения на основе аммиачной селитры и фосфоритов Центральных Кызылкумов // Автореф. дис. ... канд. техн. наук. г. Ташкент, 2011. – 28 с.
16. Пак В.В., Тен А.В., Пирманов Н.Н., Намазов Ш.С., Беглов Б.М. Исследование процесса получения аммиачной селитры, фосфатизированной с помощью аммофоса // Химическая промышленность. 2011. Т. 88. № 7. С.361-368.
17. Авлиякулов А., Тунушова Д., Слесарёва Л.С. Применение аэропод хлопчатник // Сельское хозяйство Узбекистана. – 2003, № 9, с. 15.
18. Турдиалиев У.М., Намазов Ш.С., Реймов А.М., Каймакова Д.А., Беглов Б.М. Аммиачная селитра с добавкой бентонита Лагонского месторождения // Химическая промышленность. Санкт-Петербург. – 2013. – т. 90. - № 3. – С. 119-127.
19. Турдиалиев У.М., Реймов А.М., Намазов Ш.С., Сейтназаров А.Р., Беглов Б.М. Реологические свойства плава аммиачной селитры с добавкой бентонитовых глин Навбахорского месторождения // Узб. хим. журн. – Ташкент. – 2013. – № 15. – С. 63-66.
20. Винник М.М., Ербанова Л.Н., Зайцев П.М. и др. Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов. М.: Химия, 1975. – 218с.
21. Пестов Н.Е. Физико-химические свойства зернистых и порошкообразных химических продуктов. – М.: Изд-во АН СССР, 1947. – 239 с.
22. Позин М.Е., Зинюк Р.Ю. Физико-химические основы неорганической технологии: Учеб. Пособие для вузов.- Л.: Химия, 1985.-384с.

УДК: 681:62.37

© Атауллаев А.О., Темербекова Б.М., Эргашев Ф.А. 2015 г.

ФИЛЬТРАЦИЯ ИЗМЕРЯЕМЫХ ВЕЛИЧИН ОТ ПОМЕХ И ШУМОВ

Атауллаев А.О., с. н. с., соискатель каф. «Автоматизация производственных процессов» ТашГТУ; Темербекова Б.М., с. н. с., соискатель каф. «Автоматизация производственных процессов» ТашГТУ; Эргашев Ф.А., с. н. с., соискатель каф. «Автоматизация производственных процессов» ТашГТУ

Texnologik jarayonlar va ishlab chiqarishni avtomatik rostlash va boshqarish tizimlarida o'lchovchi o'zgartirgichning tasodifiy hatoligini bartaraf etish maqsadida o'lchanayotgan texnologik parametrlarni fil'trlash (ravonlash) usullari bayon etilgan. O'rtacha sirpanish metodikasi va eksperimental ravonlash metodikalar fil'trasiyasi aks etilgan.

Tayan iboralar: o'lchov signalini fil'trlash (ravonlash), o'lchovning halaqit va shovqinlari, o'rtacha sirpanish usuli, ekspotensial ravonlash usuli, fil'tr sozlanmalarining parametri.

Methods of filtering (smoothing) of measured process variable in order to exclude the pointing error of measuring transposition in automatic control and industrial of process control and productions are described in the article. Reflected the filtering of methods of sliding average and exponential smoothing methods are represented as well.

Key words: filtering (smoothing) of measurement signal, noise and interference of measurement, method of sliding average, exponential smoothing methods, filter settings.

При автоматическом контроле большое значение имеет задача фильтрации выходного сигнала датчика для выделения значения измеряемой величины от искажающей ее помехи, присутствующей в полученном от датчика сигнале. Так, например, при измерении расхода газа в агрегатах на полезный сигнал накладываются пульсации газового потока, производимые газодувными устройствами. При измерении температуры материала или стенки агрегата пирометром сквозь пламя роль помехи в измеряемом сигнале играют колебания пламени и т.п.

Методы фильтрации с целью исключения случайной погрешности измерения датчика основаны на гипотезе о том, что спектр случайного процесса $\varepsilon(t)$ содержит более высокие частоты, чем спектр полезного сигнала $x(t)$. Внешне фильтрация проявляется в том, что реализация процесса $z(t)$ становится более плавной, чем исходная реализация $y(t)$. Отсюда второе название этой же процедуры – сглаживание [1].

Схема фильтрации приведена на рис.1.

Операция фильтрации может осуществляться аппаратно, т.е. с помощью специальных технических устройств, или программно на цифровых вычислительных машинах, как это обычно имеет место в автоматической системе управления технологическими процессами. Качество фильтрации оценивается средним квадратичным отклонением сигналов $Z(t)$ и $X(t)$:

$$\sigma_{\text{ин}}^2 = M\{Z(t) - X(t)\}^2, \quad (1)$$

где M - символ математического ожидания.

Различные типы фильтров дают разную погрешность восстановления полезного сигнала. Как правило, более точные фильтры являются более сложными устройствами, если они реализуются аппаратно. Построение более точного фильтра в управляющих вычислительных машинах (УВМ) ведет обычно к увеличению объема памяти, занятого подпрограммой фильтрации и ее параметрами, а также к увеличению времени работы подпрограммы. При контроле работы технологического комплекса установки, узла и т.д. необходимо осуществлять фильтрацию сотен и тысяч сигналов датчиков. Отсюда понятна важность вопроса обоснованного выбора типа используемых фильтров. Для решения этой задачи требуется количественно оценить погрешность выделения полезного сигнала при использовании фильтров различных типов и выделить области возможного применения используемых на практике фильтров.

Фильтры. Алгоритмы фильтрации, области применимости. Задача построения оптимального или близко к нему фильтра сравнительного узкого, но практически наиболее распространенного набора исходных данных. Корреляционная функция полезного сигнала $X(t)$, являющегося случайным стационарным процессом, аппроксимируется одной экспонентой:

$$K_X(\tau) = \sigma_X^2 e^{-a(\tau)}, \quad (2)$$

где σ_X^2 - дисперсия полезного сигнала;

a - коэффициент экспонента.

Искажающая сигнал помеха $\varepsilon(t)$, действующая на входе датчика, также является случайным, стационарным процессом, некоррелированным с сигналом $X(t)$, имеющим нулевое математическое ожидание и корреляционную функцию вида:

$$K_\varepsilon(\tau) = k \sigma_X^2 e^{-m|\tau|}, \quad (3)$$

где k и m - коэффициенты

Рассматривается помеха более высокочастотная, чем полезный сигнал, поэтому всегда $m > 1$.

В большинстве конкретных случаев получаемые оценки статистических характеристик полезного сигнала и, тем более, помехи наиболее приближены, чтобы принимать для их корреляционных функций более точные, чем экспоненты аппроксимации, поэтому эти аппроксимации и приняты для дальнейшего анализа.

Фильтрация методом скользящего среднего. Фильтр, осуществляющий сглаживание по методу скользящего среднего описывается следующим выражением:

$$Z(t) = \frac{1}{T} \int_{t-T}^t y(t) dt, \quad (4)$$

где $y(t)$ - исходный случайный процесс, содержащий помеху;

T - интервал времени усреднения (параметр настройки фильтра).

Погрешность этого метода фильтрации определяется путем подстановки выражения (4) в (1).

В результате преобразования получим:

$$\sigma_{\text{фи}}^2 = \sigma_X^2 \left[1 + \frac{2^{-aT}}{aT} - \frac{2}{a^2 T^2} (1 - e^{-aT}) + \frac{2k}{cmT} - \frac{2k}{a^2 m^2 T^2} (1 - e^{-cmT}) \right]. \quad (5)$$

Оптимальное значение интервала усреднения T находится из условия минимизации погрешности фильтрации $\sigma_{\text{фи}}^2$, т.е. $\partial \sigma_{\text{фи}}^2 / \partial T = 0$ и $\partial^2 \sigma_{\text{фи}}^2 / \partial T^2 > 0$.



Рис.1. Схема фильтрации

В дискретной форме алгоритм фильтрации по методу скользящего среднего имеет вид:

$$Z(t) = \frac{1}{n} \sum_{i=0}^{n-1} y(t-iT_0) \quad (6)$$

где $n = T/T_0$ - число отсчетов функции $y(t)$, по которому производится усреднение;

T_0 - период опроса датчика.

Простая по вычислениям формула (6) занимает достаточно большой объем V оперативной памяти УВМ для хранения промежуточных значений суммы:

$$V = \frac{nT_0}{\nu} \quad (7)$$

где ν - интервал времени, через который требуется выдавать значения $Z(t)$.

Обычно $\nu \approx T_0$ и кратно ему. Наиболее распространенным является определение значения $Z(t)$ в каждый период опроса датчика. В этом случае $V=T_0$ и $V=n$.

Погрешность фильтрации дискретного варианта фильтра скользящего среднего определяется путем подстановки выражения (6), (2) и (3) в (1). В результате преобразования получим:

$$\sigma_{\text{тмб}}^2 = \sigma^2 \left[\frac{1 + \frac{2 + ne^{-aT_0} - ne^{aT_0} - 2e^{-amT_0}}{n^2(e^{-aT_0} - 1)(e^{-aT_0} - 1)}}{\frac{2(1 - e^{-amT_0})}{n(1 - e^{-aT_0})} + \frac{k(2 + ne^{-amT_0} - ne^{amT_0} - 2e^{-amT_0})}{n^2(e^{-amT_0} - 1)(e^{amT_0} - 1)}} \right] \quad (8)$$

Оптимальное значение n находится из условия минимизации погрешности фильтрации $\sigma_{\text{тмб}}$. Оно зависит от заданных параметров помехи k , m , a и периода опроса T_0 .

Фильтрация методом экспоненциального сглаживания. В непрерывном варианте экспоненциальный фильтр представляет собой элементарно реализуемое однозвенное звено с передаточной функцией вида:

$$W_{\text{тм}}(p) = \frac{\gamma}{\gamma + m} \quad (9)$$

где γ - коэффициент экспоненциального сглаживания (параметр настройки фильтра), выбираемый из условия минимизации средней квадратической погрешности фильтра.

Погрешность фильтра определяется, по формуле:

$$\sigma_{\text{тм}}^2 = \sigma^2 \left[\frac{k\gamma}{am + \gamma} + \frac{\alpha}{\alpha + \gamma} \right] \quad (10)$$

Используя (10), можно определить оптимальное значение параметра настройки фильтра $\gamma_{\text{опт}}$, т.е. значение, соответствующее условиям

$$\frac{\partial \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial \gamma} = 0 \quad \frac{\partial^2 \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial \gamma^2} > 0.$$

Реализуемый экспоненциальный фильтр должен иметь $\gamma > 0$, что возможно при условии $1/m < k \leq m$. В

дискретной форме алгоритм фильтрации по методу экспоненциального сглаживания представляет собой рекуррентное соотношение вида:

$$Z(t) = Z(t-T_0) + g[y(t) - Z(t-T_0)], \quad (11)$$

где $y(t)$ - текущее значение входа;

$Z(t-T_0)$ - значение выхода в момент предыдущего опроса.

Использование соотношения (11), независимо от требуемого интервала выдачи значения $Z(t)$, позволяет для хранения промежуточных значений в оперативной памяти УВМ выделить всего одно слово.

Погрешность дискретного фильтра экспоненциального сглаживания определяется по формуле:

$$\sigma_{\text{тмб}}^2 = \sigma^2 \left[\frac{1 + \frac{\gamma[1 + (1-\gamma)e^{-aT_0}]}{(2-\gamma)[1 - (1-\gamma)e^{-aT_0}]} + \frac{k\gamma[1 + (1-\gamma)e^{-amT_0}]}{(2-\gamma)[1 - (1-\gamma)e^{-amT_0}]} - \frac{2\gamma}{1 - (1-\gamma)e^{-amT_0}}}{1} \right] \quad (12)$$

При заданном периоде опроса T_0 значение параметра $\gamma_{\text{опт}}$ определяется минимизацией погрешности $\sigma_{\text{тмб}}^2$ по γ .

Выбирается тип фильтра, обеспечивающий требуемое качество фильтрации при заданных параметрах помехи.

Используя формулы (5), (6), (10) и (12) из условий:

$$\begin{cases} \frac{\partial \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial T} = 0 \quad \frac{\partial^2 \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial T^2} > 0 \\ \frac{\partial \sigma_{\text{тмб}}^2}{\partial n} = 0 \quad \frac{\partial^2 \sigma_{\text{тмб}}^2}{\partial n^2} > 0 \end{cases}$$

- для фильтра типа скользящего среднего,

$$\begin{cases} \frac{\partial \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial \gamma} = 0 \quad \frac{\partial^2 \sigma_{\text{тм}}^2}{\partial \gamma^2} > 0 \\ \frac{\partial \sigma_{\text{тмб}}^2}{\partial \gamma} = 0 \quad \frac{\partial^2 \sigma_{\text{тмб}}^2}{\partial \gamma^2} > 0 \end{cases}$$

- для фильтра экспоненциального сглаживания определяются оптимальные значения настроечных параметров фильтров;

- для фильтра типа скользящего среднего величины $T_{\text{онт}}$ (непрерывный вариант) и $P_{\text{онт}}$ (дискретный вариант);

- для фильтра экспоненциального сглаживания (непрерывный и дискретный варианты) величины, $g_{\text{онт}}^H$.

Подставляя значения $T_{\text{онт}}$ в (5), $P_{\text{онт}}$ в (8), $g_{\text{онт}}^H$ в (10) и $g_{\text{онт}}^L$ в (12), находят минимальные значения средних квадратических погрешностей работы фильтров.

Список литературы:

1. Юсупбеков Н.Р., Адилев Ф.Т., Матякубова П.М., Мухамедханов У.Т., Темербекова Б.М. «Автоматизированные системы обработки информации и управления» Лабораторный практикум по курсу «Автоматизированные системы обработки информации и управления» ТашГУТУ Ташкент, 2010 – 36ст.

МАШИНАСОЗЛИК ТЕХНОЛОГИЯСИ МУТАХАССИСЛИК ФАНЛАРИНИ ЎҚИТИШДА ГРАФИК ДАСТУРЛАРДАН ФОЙДАЛАНИШ УСУЛЛАРИ

Эгамбердиев И.П., НавДКИ «Машинасозлик технологияси ва машинасозлик ишлаб чиқаришни автоматлаштириш» (МТ ва МИЧА) каф. кафедра мудир, т. ф. н., доц.; Ахмедов Х.И., НавДКИ МТ ва МИЧА каф. доц., т. ф. н.; Туйбойов О.В., НавДКИ МТ ва МИЧА каф. кат. ўқит.; Жумаев А.А., НавДКИ МТ ва МИЧА каф. асс.

В статье приведены методы применения графических программ и пути повышения теоретических знаний, а также практических навыков студентов при преподавании специальных дисциплин по направлению технология машиностроения.

Опорные слова: *методы применения графических программ, пути повышения теоретических знаний, преподавание специальных дисциплин, технология машиностроения.*

The methods of application of graphics programs and ways to improve the theoretical knowledge and practical skills of students in teaching of special disciplines as mechanical engineering technology are given in this article.

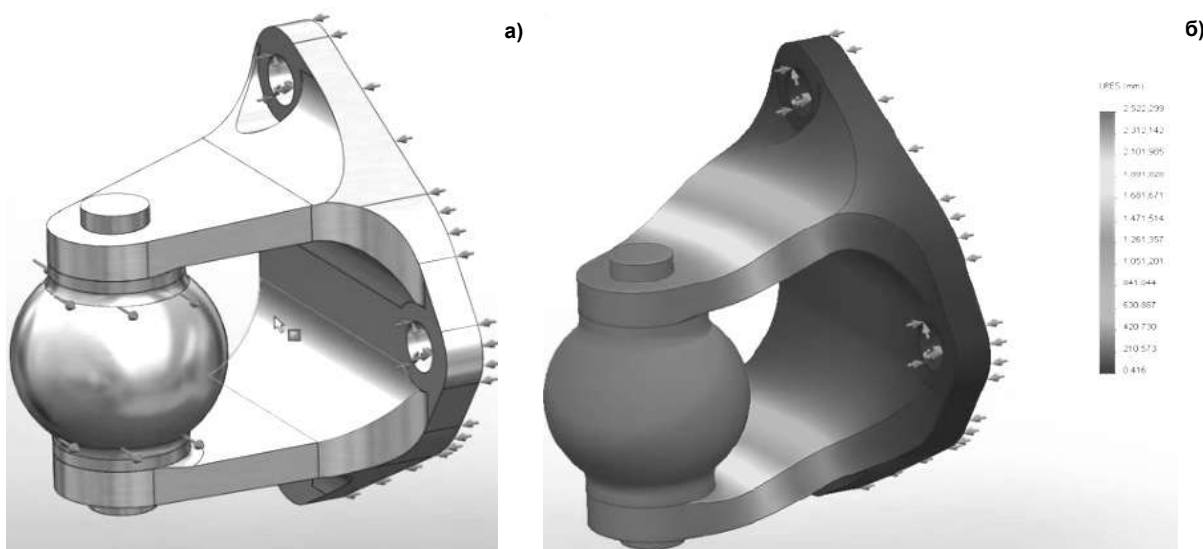
Key words: *methods of applying graphics programs, ways of improving the theoretical knowledge, teaching of special disciplines, engineering technology.*

Кадрлар тайёрлаш миллий дастурини самарали тарзда бажаришни таъминлаш юзасидан илғор педагогик технологияларни яратиш ва ўзлаштириш юзасидан мақсадли инновация лойиҳаларини шакллантириш ва амалга ошириш йўли билан илм-фаннинг таълим амалиёти билан алоқасини таъминлаш [1] мақсадида илмий тадқиқот ишларини бажариш қобилиятига эга амалий график дастурлар ёрдамида машинасозлик технологияси мутахассислик фанларини ўқитиш, талабалар билан дарс жараёнида тадқиқотлар олиб бориш, ўқув фаолияти моҳиятини тасвирлаш, талабаларни мустақил ва ижодий иш бажаришларига, янги билимларни қабул қилишларига ёрдам беришга қаратиллади.

Талабалардаги билим уларни амалиётга татбиқ этишга қаратилган фаолият натижасида шаклланади. Талаба муайян билимларга нисбатан бефарқ бўлмай, билимлар унинг учун шахсий мазмунга айланади. Бу усулда ўқитувчи талабаларнинг сохага қизиқишини, ижобий муносабатини кучайтиради. Машинасозлик технологияси мутахассислик фанлари бакалавриатура талабаларига умумқасбий фанлар сифатида ўқитилади ва машинасозлик заводи ишлаб чиқариш бирлашмалари учун етук мутахассис кадрлар етишиб чиқишига хизмат қилади. Машинасозликнинг асосий негизи металл қирқувчи дастгоҳларда (заготовка) хомашёларга механик ишлов бериш йўли билан уларнинг юзасидан кесувчи асбоблар ёрдамида қиринди ажратиш олиш билан керакли шаклдаги тайёр детал хосил қилиш, уларни бир-бирига нисбатан йиғган ҳолда йиғма бирлик, узел, агрегат, жихоз, дастгоҳ, машина ва металлдан тайёрланган конструкцияларни ишлаб чиқаришни ташкил қилиш хисобланади.

Сохани ўрганишда умумий назарий базага эга бўлмасдан туриб, илмий муаммоларни ҳал этиш мумкин эмас. Машинасозлик қўймакорлик технологияси, механик ишлов бериш, босим остида ишлов бериш, термик ишлов бериш тармоқларидан иборат. Металларга кесиб яъни механик ишлов бериш технологик жараёнини график дастурлардан фойдаланиб тасвирлаш, илғор педагогик технологиялардан унумли фойдаланиш ва кутиладиган натижаларни кўриб чиқамиз.

Метал қирқувчи дастгоҳларнинг умумий кўриниши, уларнинг вазифаси, ишлаш принципи, ҳар бир гуруҳнинг қайси типдаги дастгоҳларида қандай шакл ва юзаларга эга заготовкларга механик ишлов бериш мумкин деган барча саволларга жавобни назарий маълумотлар билан бир қаторда график дастурлардан фойдаланиб топамиз. График дастурлар ёрдамида янги ва нотаниш техник терминлар (деталлар номи), уларнинг кўринишини тасвирлаш, ҳаракатлантириш, шакли, вазифаси кўрсатиб берилиши мумкин. Бу жараёнда ўқитувчилар томонидан содир этиладиган барча ҳаракатлар талабаларда кучли ҳоҳиш ва қизиқиш билан билим олиш жараёни содир бўлишига сабаб бўлади. Олинган билимлар кўникамага, кўникама эса малакага айланиб боради. Талабалар амалий билимга эга эканликлари билан ўзларида ишонч пайдо бўлиши ва ишлаб чиқаришга тез мослашишларига ёрдам беради. Ўз мутахассислигига бўлган қизиқиши билан ўзлари устида сохалари бўйича ишлашга, мутахассисликни чуқур ўрганишга, илмий изланишларни давом эттиришга ҳаракат қиладилар ва ютуқларга эришадилар.



1 - расм. Материал ва металлнинг зичлигини ҳамда ички кучланишларни таъсири кўриниши: а) йиғилган ролик детал; б) ролик детални маҳкамлаш ва таъсир этувчи куч йўналишларини ўрнатиб хавфли кесимини топиш

Фойдаланадиган график Dassault systems SolidWorks 2015, Аскон Компас 3D V13 дастурларимизда 2D чизмалар чизиш, 3D деталлар яратиш, деталларни бири-бирига нисбатан йиғиш, ҳаракатлантириш, видео, анимация, мултимедиялар яратиш, механик ишлов бериш технологик жараёнини тасвирлаш имкониятлари мавжуд. Юқорида келтирилган график дастурларда критик юкланиш ва мувозанат ҳолатлари, хусусий частоталар и тебраниш шакллари, иссиқликни ҳисоблаш, термик чидамлик, амалий масалалар, моделлашнинг махсус усуллари, нозичли таҳлил, рационал моделларни ўрганиш дастур ёрдамида бажариш имкониятлари мавжуд [2].

Машинасозликда статик тадқиқотлар (кучланиш, мустаҳкамликка синаш), частотавий таҳлил (титраш), термик хусусиятларни кўриш, динамик ва ташқи таъсир этувчи кучларни аналитик ҳисоблаш, натижаларни олдиндан олиш мумкин.



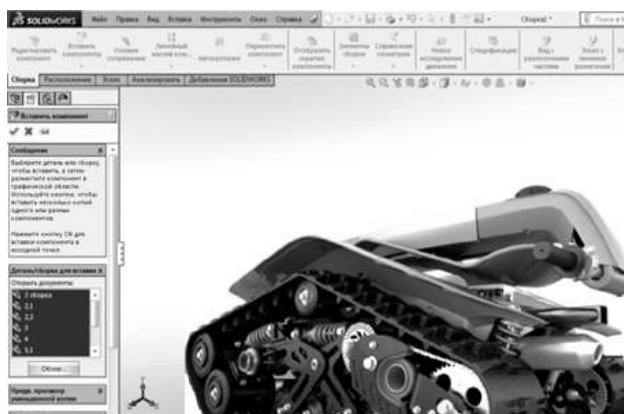
2-расм. Редукторни йиғиш ва ишлаш жараёнини кетма-кетлик асосида тасвирлаш

Дастурлар замонавийлиги, қулайлиги, фан билан ишлаб чиқаришни интеграциялашни осонлаштириши, механик ишлов бериш технологик жараёни билан боғлиқ хусусиятлар, параметрларни ўзида намоеён этиш, статик, частотали, динамик таҳлиллар ҳамда деталларнинг мустаҳкамлигини текшириш имконини борлиги муаммоларга жавоб бўлади [3].

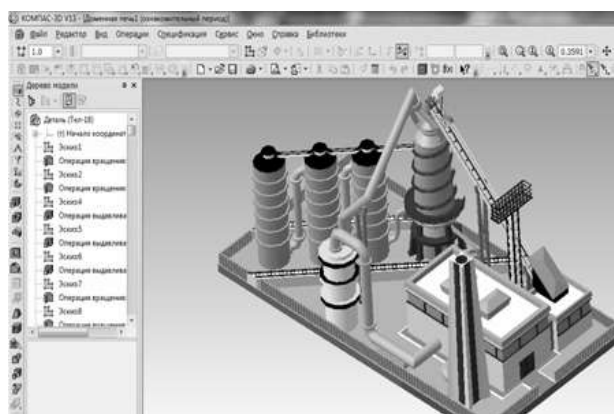
График дастурлар келажақда талабаларни инженер-технолог сифатида деталнинг ишчи чизмасига қараб уни дастгоҳларга ўрнатиш, нечта механик ишлов бериш операциялари мавжуд, операциялар кетма-кетлиги, механик ишлов бериш технологик жараёнининг маршрутини лойihalаш, яхлит мураккаб деталларнинг қисмлари бўйича номлашинини, инженер-конструктор сифатида деталларнинг ишчи чизмаларини чизиш [3], мураккаб йиғув технологик жараёнларни лойihalашларига ёрдам беради.

SolidWorks график амалий дастурида шунингдек, ўлчамларни таҳлил қилиш SolidWorks simulation бўлимида симуляция усулида тадқиқот қилиш, жараёни тасвирлаш, натижаларни маълумотлар базаси кўринишида олиш жараёнларини амалга оширади. Дастурларда яратилган деталларни ранглари билан ишлаш, металл маркасини танлаш, объектнинг ҳажмини ҳисоблаш, детал массасини аниқлаш [3], материал ва металлнинг зичлигини ҳамда ички кучланишларни таъсирини кўриш мумкин (1-расм). 2 расмда редукторни йиғиш ва ишлаш жараёни кетма-кетлик асосида тасвирланган.

Дастурлар катта ўлчамдаги йирик ишчи чизмалар, йиғма бирикларнинг ишчи чизмаларини чизиш, матнлар териш, йиғма бирикларнинг йиғма чизмаларини ташкил этувчи деталлар номи, тури, сони, тартиб рақами, қайси гуруҳга тегишлилиги, синфланиши каби келтирилган маълумотларни стандарт асосида



3-расм. DS SolidWorks график амалий дастури



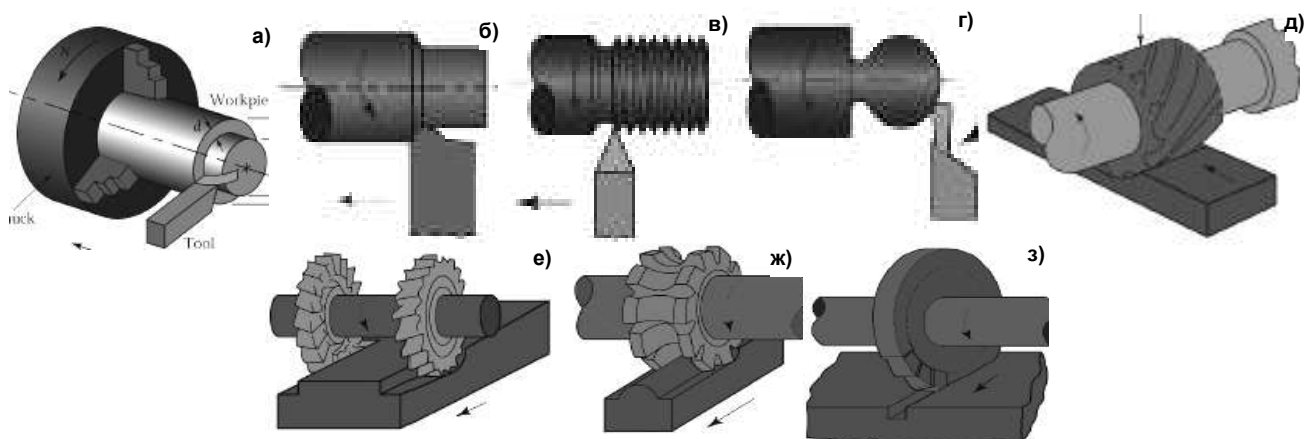
4-расм. Компас график дастури ва уларда бажарилган ишлар

қайд қилиш, детал яратиш, деталларни йиғишни амалга оширади (3, 4-расм).

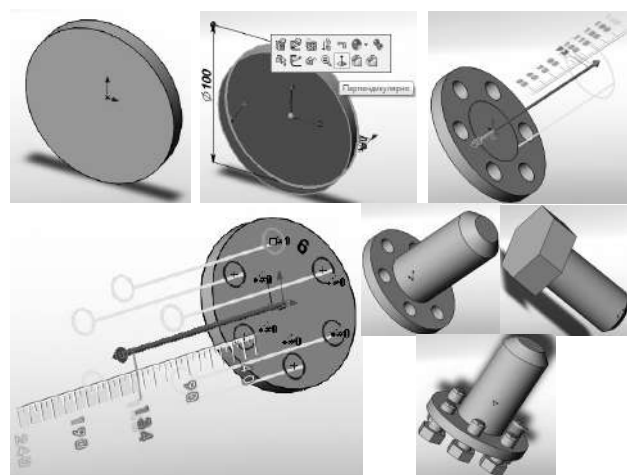
Механик ишлов бериш технологик жараёнининг операцияларини график дастурлар ёрдамида дарс

жараёнининг ўзида тасвирлаш (5-расм), жараёни кетма-кет тушунтириш мумкин (6, 7 расм).

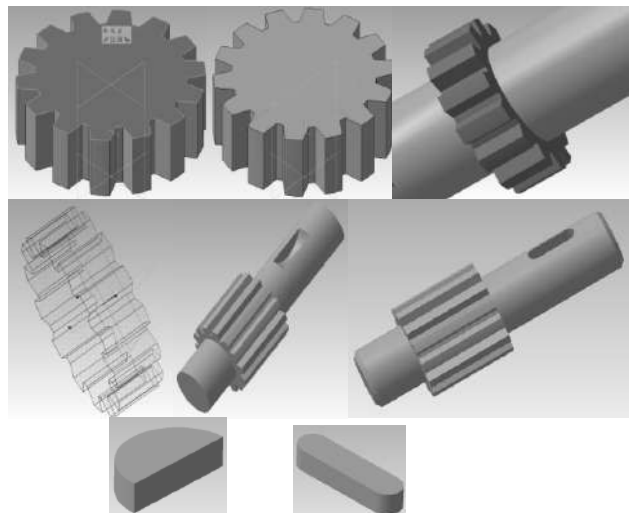
Талабалар фаолиятини назорат қилишда, уларни баҳолашда профессор-ўқитувчилардан катта маҳорат



5-расм. Токарлик операциялари: а) уч қулоқли патронга маҳкамланган цилиндрик заготовкага ишлов бериш; б) ўтувчи кескич билан ташқи юзага ишлов бериш; в) ташқи юзага резба очиш; г) шаклдор юзага ишлов бериш. Фрезалаш операциялари: д) цилиндрик фреза билан ясси юзаларни фрезалаш; е) фрезалар тўплами билан паралел юзаларга бир вақтда ишлов бериш; ж) цилиндрик ботиқ юзали фрезалар ёрдамида шаклдор юзалар олиш, з) диски фрезалар ёрдамида ариқчалар очиш механик ишлов бериш технологик жараёнларидан намуналар



6-расм. Dassault systems SolidWorks дастурида ишлаш жараёни



7-расм. Аскон Компас 3D V13 дастурида ишлаш жараёни

талаб қилинади. Фан ўқитувчиси фан юзасидан талабаларнинг барча саволларига жавоб бериши, амалий билим, юқори малакага эга бўлиши, компьютер технологияларини мукамал ўзлаштирганлиги талабаларда фанга ва сохага бўлган қизиқиши уйғонишига сабаб бўлади.

Педагогик технологиялардан мажбуран фойдаланиб бўлмайди, аксинча, тажрибали профессор-ўқитувчилар томонидан асосланган, улар томонидан синалган ва анчадан бери қўлланилаётган илғор технологиялардан фойдаланиш мақсадга мувофиқ.

Хулоса қилиб айтганда бу усулда машинасозлик технологиясидан мутахассислик фанларини ўқитишда педагогик фаолият, таълим жараёнининг савияси ва самарадорлигини янада оширишга, талабалар томонидан фан ва мутахассислик бўйича пухта

билимларнинг эгалланишини доимий таъминлашга, талабаларда мустақил, эркин ва ижодий фикрлаш кўникмаларини шакллантиришга, талабаларнинг ўз фикрлари (фантазия), имкониятларини рўёбга чиқара олишлари учун зарур шарт-шароитларни яратишга, дарс жараёнида назарий билим билан бир қаторда амалий билимларни эгалланишига эришилади.

Адабиётлар рўйхати:

1. Ўзбекистонда «Кадрларни тайёрлаш» миллий дастури. Тошкент 1997 й. Ўзбекистон Республикаси 29.08.97 й. Қонуни билан тасдиқланган. 13б.
2. Алямовский А.А. Инженерный анализ методом конечных элементов. Проектирования Solid Works. (CAD/CAM/CAE) М.:Издательство ДМК Альянс книга. Москва, 2007.784 с.
3. <https://www.Solidprofessor.com/>; <https://www.Ascon.ru>.

УДК 621.313.3

© Халиков У.Р., Артыков С.З., Шамиев М.Ф. 2015 г.

ОПТИМИЗАЦИЯ АЛГОРИТМОВ ВЕКТОРНОГО УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ДВИГАТЕЛЕМ ПРИ БОЛЬШИХ СКОРОСТЯХ

Халиков У.Р., ст. преп. каф. «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ, Артыков С.З., инженер компании «Emerson electric» г.Ташкент, Шамиев М.Ф., руководитель ООО «Techno Energo Group» г. Ташкент

Statorning toki va kuchlanishi buyicha cheklanishi, magnit zanjirining tuyinishi kabi nohiziqnlarni hisobga olgan holda asinxron dvigatelning statik va dinamik tavsiflarini optimallashtirish.

Tayanch iboralar: asinxron dvigatel', boshqarish, tezlikni rostlash, tok va kuchlanish bo'yicha cheklash, magnit zanjirining tuyinishi, elektr magnit moment.

Optimization of dynamic and static characteristics of induction motors based on nonlinearities, as saturation of the magnetic circuit and limits of current and voltage of the stator are described in the article.

Key words: induction motor, control, speed control, rate control, limiting current and voltage, the saturation of the magnetic circuit, the electromagnetic torque.

При больших скоростях ротора асинхронного двигателя (АД) падением напряжения на активном сопротивлении статора можно пренебречь по сравнению с противоэлектродвижущей силой (ЭДС). Тогда в стационарном режиме можно полагать, что проекции напряжения (u) и тока (i) статора АД в синхронной системе координат (d, q) связаны соотношениями [1-4]

$$u_d = -\omega_0 \sigma L_s i_q \quad u_q = \omega_0 L_s i_d \quad (1)$$

а электромагнитный момент (m) определяется выражением:

$$m = n(1 + \sigma_r) e^{-1} L_m i_d i_q \quad (2)$$

В (1) и (2) ω_0 - синхронная частота (скорость вращения вектора потокосцепления ротора в статорной системе координат); n - количество пар полюсов; σ, σ_r - коэффициенты рассеивания всего АД и ротора; i_d, i_q - намагничивающая и моментная составляющие тока; L_m, L_s - взаимная индуктивность статора и ротора и индуктивность статора. В соответствии с [5]

$$L_c = L_{c0} (1 + \alpha^2 i_d^2)^{-1/2} \quad c = m, s, r. \quad (3)$$

индекс "0" указывает на значения индуктивностей на линейном участке кривой намагничивания, индекс "r" - соответствует ротору, "s" - статору, "m" - взаимной индуктивности, α - эмпирическая константа. При не учете насыщения магнитной цепи следует полагать $\alpha=0$.

Ограничение по напряжению зададим в виде

$$u_d^2 + u_q^2 = u^2 \leq u_{max}^2 \quad (4)$$

Подстановка (1) с учетом (3) в (4) дает уравнение:

$$(\sigma i_q)^2 + i_d^2 = \left(\frac{u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 (1 + a^2 i_d^2) \quad (5)$$

При фиксированном $|u|$ и малых i_d или при пренебрежении магнитным насыщением ($a=0$), уравнение (5) на плоскости (i_d, i_q) описывает набор эллипсов, вытянутых из-за соотношения $\sigma < 0,1$ вдоль оси $0i_q$ (рисунок). Каждый из эллипсов соответствует определенному значению ω_0 . Эллипсы, соответствующие большим значениям ω_0 , лежат внутри эллипсов с меньшими значениями ω_0 . Т.к. $i_d \geq 0$, то рабочей зоной является правая полуплоскость. Как следует из (5), влияние магнитного насыщения проявляется в вытягивании эллипсов вдоль оси $0i_d$.

С помощью (2), (3) исключим i_q из (5).

Тогда:

$$|m| = X \frac{i_d}{\sigma} \sqrt{\left(\frac{u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 - \frac{i_d^2}{1 + a^2 i_d^2}}, \quad X = \frac{nL_{m0}}{1 - \sigma} \quad (6)$$

Поскольку дискриминант в (6) не должен быть отрицательным, то должно выполняться соотношение:

$$\left(\frac{u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 \geq \frac{i_d^2}{1 + a^2 i_d^2} \quad (7)$$

Экстремальные значения m в зависимости от i_d

можно найти из выражения $\frac{\partial |m|}{\partial i_d} = 0$ или, что то же

самое, из выражения $\frac{\partial (|m|)^2}{\partial (i_d)^2} = 0$

Второе равенство дает уравнение

$$a^2 \left[\left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 - 1 \right] i_d^2 + 2 \left[\left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 - 1 \right] i_d^2 + \left(\frac{u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 = 0 \quad (8)$$

Откуда:

$$i_d = \frac{1}{a} \sqrt{-1 + \left[1 - \left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 \right]^{-1/2}} \quad (9)$$

Из (9) следует, что:

$$|\omega_0| > \frac{a|u|}{L_{\Sigma 0}} \quad (10)$$

По выражениям (5) и (9) можно получить:

$$i_q = \frac{1}{\sigma a} \sqrt{1 - \left[1 - \left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 \right]} \operatorname{sign} m. \quad (11)$$

Как следует из (9), (11), при возрастании $|\omega_0|$ и фиксированном u , i_d, i_q стремящемся к 0.

При достаточно малом $(i_d \omega_0)^{-2}$ можно записать:

$$i_q = \frac{1}{a} \sqrt{-1 + 1 + \frac{1}{2} \left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2} = \frac{|u|}{\sqrt{2} \omega_0 L_{\Sigma 0}} \quad (12)$$

$$i_q = \sigma^{-2} i_d \operatorname{sign} m. \quad (13)$$

Приближенные выражения (12), (13) совпадают с точными выражениями работ [1, 2], полученными без учета магнитного насыщения. (Выражение i_d без учета насыщения можно получить из (8) при $a = 0$).

Подстановка (9), (11) в (2) с учетом (3) дает зависимость экстремальных значений электромагнитного момента от напряжения статора и синхронной скорости ω_0 в виде:

$$|m| = \frac{X}{\sigma a^2} \left(1 - \sqrt{1 - \left(\frac{a u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2} \right) \quad (14)$$

Из (14) видно, что за счет ограничения напряжения соотношением (4) электромагнитный момент также будет ограничен. Причем максимальное значение m будет тем меньше, чем больше будет ω_0 . При малом $(i_d \omega_0)^{-2}$ путем применения разложения биннома можно получить

$$|m| \approx \frac{X}{2\sigma} \left(\frac{u}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 \quad (15)$$

Если пренебречь магнитным насыщением, то приближенное равенство (15) становится точным.

Потребляемая полная (P) и электромагнитная (P_{em}) мощности могут быть определены с помощью выражений (28) работы [6], (9), (11). При пренебрежении магнитным насыщением с использованием (12), (13), (15) можно получить:

$$P = P_{em} + \omega m = \left(\frac{u}{\sqrt{2} \omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 \left[(R_s + R_r L_{m0}^2) \sigma^{-2} + \right.$$

$$\left. R_r + a(\omega_0) L_{m0} + \frac{X}{\sigma} \omega \operatorname{sign} m \right] \quad (16)$$

где ω - механическая угловая скорость ротора,

$$L_{m0} = L_{m0} / L_r = \operatorname{const} \approx 1$$

Поскольку по приближительно равно ω_0 , то с учетом выражения X из (6) развиваемая механическая мощность:

$$P_m = \omega m \approx \frac{L_{m0}}{2\sigma(1 + \sigma_r)} \left(\frac{u}{L_{\Sigma 0}}\right)^2 \operatorname{sign}(\omega m) \quad (17)$$

Как видно из (15)-(17), электромагнитный момент и мощность (с точностью до потерь в железе) обратно пропорциональны квадрату, а механическая мощность первой степени синхронной скорости. Подстановка в выражения (9)-(17) значения $|u| = u_{max}$ позволяет определить предельные значения соответствующих переменных. Следует отметить на основании (16), что без учета потерь в стали мощности, рассеиваемые в статоре и роторе пропорциональны между собой.

Выражения проекций тока (9), (11) зависят от статорного напряжения u . Для осуществления управления АД необходимо иметь их зависимости от потреб-

ного электромагнитного момента m . Для установления связи между u и m можно воспользоваться равенством (14), откуда:

$$1 - \left(\frac{au}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 = \left(1 - \frac{\sigma a^2}{x} |m|\right)^2 \quad (18)$$

Подстановка (18) в (9), (11) дает искомые зависимости проекций токов от потребных электромагнитных моментов в виде:

$$i_d = \sqrt{\frac{\sigma |m|}{x(1 - \frac{\sigma a^2}{x} |m|)}}, \quad i_q = \sqrt{\frac{|m|}{\sigma x}} \text{sign } m. \quad (19)$$

На основании (14) имеет место следующее ограничение электромагнитного момента:

$$|m| \leq \frac{x}{\sigma a^2} \left(1 - \sqrt{1 - \left(\frac{au_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2}\right) \quad (20)$$

В (19), m - потребное значение электромагнитного момента, ограниченное соотношением (20), а сами выражения (19) обеспечивают минимум модуля напряжения при заданном электромагнитном моменте. При малом $|m|$ или при $a=0$

$$i_d = \sqrt{\frac{\sigma |m|}{x}}, \quad i_q = \sqrt{\frac{|m|}{\sigma x}} \text{sign } m. \quad (21)$$

Интересным является то, что i_d и i_q из (19), (21) не зависят от скорости, а i_q не зависит от магнитного насыщения. Магнитное насыщение увеличивает ток i_d .

Как следует из выражения i_d в (19), магнитное насыщение накладывает следующее ограничение на электромагнитный момент: $|m| < x/\sigma a^2$

Выражения (19) и (28) работы [6] дают выражения мощностей с учетом магнитного насыщения, а именно, $P = P_m + \omega m = \left[\frac{\sigma R_s}{(1 - \frac{\sigma a^2}{x} |m|)} + \frac{R_s + R_r L_{\Sigma 0}^2}{\sigma} + x \omega \text{sign } |m|\right] \frac{|m|}{x}$ (22)

(При получении (22) пренебрегли потерями в железе).

Таким образом, электромагнитная, механическая и полная мощности пропорциональны модулю электромагнитного момента.

В соответствии с (32) работы [6] и (19) для установившегося режима абсолютное скольжение:

$$\Delta = \frac{i_d}{I_r i_d} = \frac{1}{I_r \sigma} \sqrt{1 - \frac{\sigma a^2}{x} |m| \text{sign } m}. \quad (23)$$

С учетом того, что $\sigma < 0.1$, сравнение (23) с (32) работы [6] показывает, что при больших $|\omega_0|$ модуль оптимального скольжения во много раз больше, чем модуль оптимального скольжения при малых $|\omega_0|$.

Работа системы при ограничениях напряжения и тока.

В этом режиме также можно пренебречь падением напряжения на активном сопротивлении статора по сравнению с противоЭДС. Ограничение по току

описывается уравнением:

$$i_d^2 + i_q^2 = i^2 \leq i_{\max}^2 \quad (24)$$

Решая совместно уравнения (5) при $|u| = u_{\max}$ и (24), получим:

$$i_d = \left[1 - \sigma^2 - \left(\frac{au_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2\right]^{-1/2} \left[\left(\frac{u_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2 - \sigma^2 i^2\right]^{1/2} \quad (25)$$

$$i_q = \left[1 - \sigma^2 - \left(\frac{au_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2\right]^{-1/2} \left\{1 - \left(\frac{au_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2\right\}^{1/2} \text{sign } m \quad (26)$$

Выражения (25), (26) накладывают следующие ограничения на реализуемость рассматриваемого режима работы:

$$\max \left\{ \frac{u_{\max} \sqrt{1 + (at)^2}}{L_{\Sigma 0} |i|}, \frac{au_{\max}}{L_{\Sigma 0} \sqrt{1 - \sigma^2}} \right\} \leq |\omega_0| \leq \frac{u_{\max}}{\sigma L_{\Sigma 0} |i|} \quad (27)$$

Сравним члены в фигурных скобках в (27), учитывая, что они оба положительные.

$$\left(\frac{u_{\max} \sqrt{1 + (at)^2}}{L_{\Sigma 0} |i|}\right)^2 - \left(\frac{au_{\max}}{L_{\Sigma 0} \sqrt{1 - \sigma^2}}\right)^2 = \left(\frac{u_{\max}}{L_{\Sigma 0} |i|}\right)^2 \frac{1 - \sigma^2(1 + a^2 t^2)}{1 - \sigma^2}$$

Таким образом, знак разности определяется знаком разности $1 - \sigma^2(1 + a^2 t^2)$, которая всегда положительная. Следовательно, система неравенств (27) сводится к системе:

$$\frac{u_{\max} \sqrt{1 + (at)^2}}{L_{\Sigma 0} |i|} \leq |\omega_0| \leq \frac{u_{\max}}{\sigma L_{\Sigma 0} |i|} \quad (28)$$

Выражения (25), (26) не устанавливают связь между необходимым электромагнитным моментом и токами i_d , i_q . Для устранения этого недостатка учтем, что для подавляющего большинства АД σ гораздо меньше 0.1. С учетом этого в (25) пренебрежем членами, пропорциональными σ^2 .

Тогда:

$$i_d = \left[1 - \left(\frac{au_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}}\right)^2\right]^{-1/2} \frac{u_{\max}}{\omega_0 L_{\Sigma 0}} \quad (29)$$

i_q найдем из (2) с учетом (3), а именно, из выражения:

$$m = x i_d i_q (1 + (at)^2)^{-1/2} \quad (30)$$

в виде:

$$i_q = \frac{m}{x i_d} \sqrt{1 + (at)^2} \quad (31)$$

При этом должно выполняться неравенство, следующее из (24):

$$|i_q| \leq \sqrt{i_{\max}^2 - i_d^2} \quad (32)$$

Выражения (29), (31) при $a=0$ (без учета магнитного насыщения) совпадают с широко распространенными выражениями намагничивающего и моментного токов в режиме ослабления магнитного потока. Приравнявая (26) и (31), можно найти соответствующее выражение i .

Таким образом, траектория (29), (31) с точностью до σ^2 удовлетворяет траектории, соответствующей соотноше-

ниями (5) при $|u| = \text{штат}$ и (24), то есть они с точностью до σ^2 эквивалентны траектории (25), (26).

Выводы

1. Синтезированы простые выражения (19), (20), позволяющие формировать заданный электромагнитный момент с минимальным по модулю статорным напряжением с

учетом насыщения магнитной цепи и ограничения напряжения.

2. Получены выражения (29), (31), (32), обеспечивающие формирование заданного электромагнитного момента с учетом насыщения магнитной цепи и ограничений по току и напряжению.

Список литературы:

1. Novotny D.W. and Lipo T.A. Vector Control and Dynamics of AC Drives.-Oxford: Clarendon Press, 1996.-440p.
2. Vas P. Sensorless Vector and Direct Torque Control. Oxford:Oxford University Press, 1998.-729p.
3. Novotnak R.T., Chiasson J. and Bodson M. HighPerformance Motion Control of an Induction Motor with Magnetic Saturation// IEEE Trans. Contr. Syst. Techn.-1999.-V.7, N3.-p.315-327
4. Jul-Ki Seok and Seung-Ki Sul. Optimal Flux Selection of an Induction Machine for Maximum Torque Operation in Flux-Weakening Region// IEEE Trans. on Power Electronics.-1999.-V.14, N4.-p.700-708.
5. Потапенко Е.Е., Потапенко Е.М. Синтез оптимальных алгоритмов управления асинхронным приводом с учетом нелинейностей//Вестник НТУ «ХПИ» Харьков. Сер. «Электротехника, электроника, электропривод».-2001.-Вып.10.-с.107-110.
6. Потапенко Е.Е., Потапенко Е.М. Синтез экстремального робастного управления асинхронным приводом // Технічна електродинаміка. Тематичний випуск "Проблеми сучасної електротехніки". Част.6.-Київ: Ін-т електродинаміки, 2000.-с.34-36.

УДК 621.91.01

© Эгамбердиев И.П., Ахмедов Х.И., Туйбойов О.В., Жумаев А.А. 2015 г.

ВЛИЯНИЕ ПЛОТНОСТИ ДИСЛОКАЦИЙ ВТОРИЧНЫХ КОНТАКТНЫХ СТРУКТУР РАБОЧИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ИНСТРУМЕНТА НА ЕГО ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ

Эгамбердиев И.П., зав. каф. «ТМиАМП» НГГИ, канд. техн. наук, доц.; Ахмедов Х.И., доц. каф. «ТМиАМП» НГГИ, канд. техн. наук; Туйбойов О.В., ст. преп. каф. «ТМиАМП» НГГИ; Жумаев А.А., асс. каф. «ТМиАМП» НГГИ

Ushbu maqolada kesuvchi asbobning dastlabki moslashuvchanligini amalga oshirish asosida asbobning ikkilamchi kontakt ishchi yuzasi strukturasing eyilishga chidamlilik borasida dislokatsiya zichligining ta'siri ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: kesuvchi asbob, amalga oshirish, ikkilamchi kontakt, eyilishga chidamlilik, dislokatsiya zichligining ta'siri.

In the given articles influence of density of dispositions of secondary contact structures of working surfaces of the tool on its wear resistance of preliminary earned extra cutting tool is considered

Key words: cutting tool, implementation, the secondary contact, wear resistance, the effect of dislocation density.

Свойства поверхностных слоев материалов изменяются в процессе трения и их исходное состояние не определяет взаимодействие тел на всех этапах его развития. Само деформационное состояние является причиной энерго- и массопереноса. Неоднородное поле напряжений вызывает в кристалле перемещение примесных атомов из зоны сжимающих напряжений в зону растягивающих, а также движение вакансий в обратном направлении. В результате возникает неоднородное распределение концентраций, стабилизирующее исходную неоднородную деформацию. Структурно-энергетическая стабилизация в рамках одного кристалла осуществляется за счет диффузионных механизмов, инициированных деформацией, и определяется потоками различного рода дефектов кристаллического строения. В реальных условиях

перемещение дефектов кристаллического строения происходит за счет тепловых флуктуаций, частота которых растет с повышением температуры.

Приведены значения плотностей дислокаций и параметров упрочнения вторичных структур на контактных поверхностях реза из Р6М5 при точении стали 40Х, термообработанной до различной твердости. Плотность дислокаций определялась рентгеноструктурным методом по физическому уширению интерференционной линии кристаллографической плоскости, хотя считается, что более чувствительной ко всем структурным изменениям является кристаллографическая плоскость [1].

Такой подход обосновывался тем, что мартенситная структура быстрорежущей стали Р6М5 после стандартной закалки и трехкратного отпуска выдава-

Таблица 1

Результаты рентгеноструктурного и триботехнического анализа контактных поверхностей резов из Р6М5 при точении стали 40Х

Твердость стали 40Х HRC	Скорость резания V, m/s	Плотность дислокаций $r \cdot 10^{11}, \text{cm}^{-2}$	Приращение химического потенциала $Dm, \text{J/cm}^3$	Приращение упрочнения Ds, GPa	Скорость изнашивания $J, \text{mm/min}$
29	0,58	10,08	21,64	1,29	0,044
31...32	0,38	14,79	30,10	1,58	0,023
36...37	0,06	12,40	26,20	1,41	0,05
36...37	0,08	12,90	26,64	1,47	0,034
36...37	0,10	14,44	39,60	1,83	0,021
36...37	0,12	22,05	42,34	2,1	0,015
36...37	0,18	22,05	42,34	2,1	0,032
39...40	0,05	22,05	42,34	2,1	0,015
в состоянии поставки	1,0	9,88			

ла на рентгенограмме слабый пик при наличии высокого фона. А на рентгенограмме вторичных поверхностных структур, сформированных в процессе резания, пик практически не просматривался.

Приведена скорость изнашивания инструмента при точении стали 45 на $V = 1,0 \text{ m/s}$. Деформационное упрочнение при контактом взаимодействии инструмента с обрабатываемым материалом подтверждается самим фактом повышения плотности дислокаций. Действительно, если исходная структура имеющая плотность дислокаций при точении стали с твердостью HRC 29 практически не изменилась, то при обработке этой же стали термообработанной до HRC 39...40, плотность дислокаций достигла максимальной величины, зафиксированной в данной серии экспериментов.

Анализируя результаты, приведенные в табл. 1, следует отметить, что одна и та же плотность дислокаций поверхностных структур инструмента, образованная при точении различных по твердости материалов, может отличаться по износостойкости. Плотность дислокаций вторичных структур определяется двумя конкурирующими факторами: степенью пла-

стической деформации поверхностных слоев, определяемых главным образом сочетанием фрикционных нагрузок со скоростью скольжения и температурой контактного взаимодействия. Одна и та же плотность дислокаций может быть получена за счет различных комбинаций отмеченных факторов. Следовательно, структуры, обладающие одинаковыми плотностями дислокаций, могут отличаться термической или механической устойчивостью в зависимости от соотношений деформационного упрочняющего и тем-

пературного разупрочняющего факторов. Можно ожидать, что дислокационные структуры, сформированные при более высокой контактной температуре, будут обладать большей температурной устойчивостью. При обработке более твердых материалов контактные силовые нагрузки и температура принимают повышенные значения, поэтому можно предположить, что вторичная структура рабочих поверхностей инструмента, сформированная в этих условиях, будет характеризоваться высокой плотностью дислокаций, устойчивой к силовым и тепловым воздействиям. Такая структура должна обладать и повышенной износостойкостью.

При анализе изнашивания режущего инструмента необходимо также учитывать, что контактная структура, образованная процессом приработочного резания, при ее дальнейшей эксплуатации на более высоких режимах подвергается дополнительной трансформации. Этот процесс всегда сопровождается снижением упрочнения и деградацией дислокационных структур, поэтому их термическая устойчивость становится главным стабилизирующим фактором.

Термическую устойчивость дислокаций можно

повысить путем их блокирования ноль мерными дефектами кристаллического строения, образующими вокруг них облака Сузуки и Котрелла. Инструментальные стали, в том числе и быстрорежущие, обладают гаммой легирующих элементов, потенциально способных к блокированию дислокационных структур [2].

Процесс накопления термически стабильных дислокаций при структурной приспособляемости инстру-

Таблица 2

Результаты рентгеноструктурного анализа рабочих поверхностей реза из Р6М5 при точении нержавеющей стали и жаропрочного чугуна

Обрабатываемый материал	Скорость резания V, m/s	Плотность дислокаций $r \cdot 10^{11}, \text{cm}^{-2}$	Приращение химического потенциала $Dm, \text{J/cm}^3$	Приращение упрочнения Ds, GPa	Скорость изнашивания $J, \text{mm/min}$
12X18H10 Т	0,05	19,2	39,40	1,77	0,021
	0,08	12,83	26,64	1,47	0,035
	0,10	19,60	40,22	1,79	0,012
	0,133	20,14	41,33	1,82	0,016
	0,166	11,29	45,75	1,92	0,008
	0,2	24,96	51,22	2,028	0,0122
	0,25	13,91	28,55	1,53	0,037
ЧХ34	0,03	15,91	32,09	1,62	0,004

мента можно уподобить созданию упрочненных структур при многократной механотермической обработке, когда вследствие пластической деформации происходит наведение дислокаций различной степени устойчивости, а затем в результате термического воздействия параллельно протекает процесс удаления легкоподвижных термически неустойчивых линейных дефектов кристаллического строения. Интенсивность повышения плотности дислокаций будет тем выше, чем больше степень пластической деформации. В этом случае следует ожидать и большую концентрацию устойчивых дефектов кристаллического строения. Следовательно, при обработке более твердых материалов на контактных поверхностях инструмента развиваются более устойчивые дислокации. Подтверждением этому могут служить результаты рентгеноструктурных исследований контактных слоев инструмента при точении жаропрочных и труднообрабатываемых материалов, представленных в табл. 2.

В качестве труднообрабатываемых материалов использовались нержавеющая сталь 12Х18Н10Т, а в качестве жаропрочного материала – модифицированный высокохромистый чугун ЧХ34 [3].

Из табл. 2. видно, что плотности дислокаций вторичных структур, сформированные на различных режимах, могут отличаться незначительно, в то время как износостойкость - более чем в три раза. Тем не менее, общая тенденция повышения износостойкости

поверхностной структуры инструмента с повышением плотности дислокаций проявляется достаточно наглядно.

Уточнен дислокационный механизм функционирования диссипативных структур при трении и изнашивании поверхности и экспериментально показано наличие режимов резания, при которых плотность дислокаций вторичных структур на рабочих поверхностях инструмента значительно превышает исходную.

Установлено, что одна и та же плотность дислокаций, полученная на различных режимах резания и при обработке различных материалов, обладает разной износостойкостью, но общая тенденция повышения износостойкости с увеличением плотности дислокаций проявляется устойчиво.

Список литературы:

1. Силин С.С. Метод подобия при резании металлов. – М.: Машиностроение, 1979. 152 с.
2. Адам Я.И., Овумян Г.Г. Справочник зубореза. – М.: Машиностроение, 1971. 232 с.
3. Верещака А.С., Третьяков И.П. Режущие инструменты с износостойкими покрытиями. – М.: Машиностроение, 2003. 192 с.

УДК 624.138.22

© Каюмов А.Д., Юлаева А.С. 2015 г.

К РАСЧЕТУ СТЕПЕНИ УСТОЙЧИВОСТИ СКЛОНОВ И ОТКОСОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДОРОГ

Каюмов А.Д., проф. каф. «Гидрогеология и геофизика» ТашГТУ, доктор техн. наук; Юлаева А.С., асс. каф. «Гидрогеология и геофизика» ТашГТУ

Tepaliklar va o'yiqlarni loyihalashda ularning mustahkamlik koefficienti aniqlangan bo'lib, u asosan qabul qilingan hisoblash usuliga va muhandis-geologik sharoyitlarga bog'liq.

Tayanch iboralar: hisoblash usuli, muhandis-geologik sharoit, geotexnologik masala, proektlash, baland tepalik, chuqur o'yiq, ta'minlash, baholash, qiyalik mustahkamligi, ishonchli, loyihaning iqtisodiy echimi, transport qurilmalari, loyihalar, avtomobil' yo'llari.

At design of embankments and dredging it is necessary to provide a certain value of coefficient of their stability which size depends on the applied method of calculation and engineering-geological conditions.

Key words: calculation method, engineering-geological conditions, geotechnological task, design, high embankments, deep dredging, providing, assessment, stability of slopes, reliability, profitability of the design decision, transport constructions, projects, highways.

Количественная оценка степени устойчивости склонов и откосов является необходимым условием проектирования транспортных сооружений, особенно в сложных гидрогеологических условиях, когда требуется разработка индивидуальных проектов. От результатов расчета в данном случае может существенно зависеть надежность и экономичность проектного решения.

При этом особое значение имеет правильный выбор расчетного метода для тех или иных инженерно-геологических условий и учет ряда факторов, существенно влияющих на устойчивость.

Основной геотехнической задачей при проектировании высоких насыпей и глубоких выемок является оценка и обеспечение устойчивости откосов. Для решения этой задачи необходимо:

- установить индекс классификационной группы откоса, определяющий особенности строения и гидрогеологического режима грунтовой толщи, слагающий откос и его основание;
- выбрать метод или группу методов расчета для проверки устойчивости откоса, с учетом его классификационной группы;
- провести расчеты по выбранным методам и получить расчетные значения коэффициентов устойчивости;
- сопоставить полученные значения коэффициентов устойчивости с требуемыми значениями и сделать заключение о достаточности или недостаточности степени устойчивости;
- при недостаточной устойчивости необходимо выбрать мероприятие или комплекс мероприятий, обеспечивающих ее повышение наиболее рациональным в данных конкретных условиях способом.

Различают общую и местную устойчивость откосов. В результате нарушения общей устойчивости происходят смещения значительных по размерам массивов грунта, слагающего откос. Нарушения местной устойчивости возникают в приоткосной зоне, непосредственно подверженной воздействию погодно-климатических факторов, вызывающих цикличе-

ские процессы набухания-высушивания-промерзания-оттаивания и связанные с ними нарушения сплошности и снижения прочности грунта (выветривания).

Для оценки общей устойчивости применяют соответствующие расчетные методы (см. ниже). Местная устойчивость чаще оценивается по качественным показателям (учет свойств грунта).

Основным правилом при выборе метода расчета является соответствие принятой расчетной схемы наиболее вероятному механизму нарушения устойчивости откоса.

Различают следующие основные формы нарушения устойчивости откосов насыпей и выемок:

- скольжение (по кривой или плоской поверхности);
- выдавливание.

Применительно к первой форме используют следующие основные расчетные схемы:

- схема круглоцилиндрической поверхности скольжения (КЦПС);
- схема плоских поверхностей скольжения (ППС).

Применительно ко второй форме используют схему, основанную на ограничении зон пластических деформаций в основании насыпи.

В зависимости от инженерно-геологических особенностей грунтовой толщи, образующей откос и его основание, и от гидрогеологических условий работы, откосы насыпей и выемок классифицируются в соответствии с табл. 1.

По табл. 1 устанавливают индекс классификационной группы откоса. Например, откосу выемки, сложенной горизонтальными слоями, не несущему грунтовой воды, соответствует индекс В-Б-1-1.

Применять один метод расчета можно лишь в тех случаях, когда с большей вероятностью известна форма нарушения устойчивости.

В сложных случаях необходимо проводить комплексный расчет по вероятным схемам. При выборе метода расчета можно руководствоваться табл. 2.

Таблица 2

Индекс классификационной группы в зависимости от метода расчёта и условия применения

Метод расчета	Индекс классификационной группы по табл. 1		Условия применения
	Насыпь	Выемка	
КЦПС	А-1, 2	А-1, 2	При заведомо прочном основании
ППС	-	Б-1Б-1-1, 2	Когда поверхность скольжения явно предопределена геологической структурой откоса при заведомо прочном основании
Комплексный расчет по КЦПС и ППС	Б-1, 2	-	При заведомо прочном основании, но когда заранее трудно установить форму наиболее вероятной поверхности скольжения.
Комплексный расчет по КЦПС и ППС	-	Б-1, II, III, IV-1, 2	То же
Расчет на выдавливание	А, Б-1, 2	А, Б-1, II, III, IV-1, 2	В комплексе с любым методом, во всех случаях, когда заранее нет уверенности в абсолютной устойчивости основания откоса

Примечание. Заведомо прочным можно считать основание из скальных, полускальных и песчано-гравийных грунтов.

Таблица 3

Значение коэффициента устойчивости от метода расчёта и инженерно- геологических условий

Метод расчета	Инженерно-геологические условия	
	Однородный сухой откос, сложенный песчаными грунтами при прочном основании	Прочие случаи
Метод КЦПС	-	1,3
Метод ППС	1,2	1,3
Расчет на выдавливание	-	1,0 коэффициент безопасности

Примечание: 1) При учете сейсмических сил требуемый коэффициент устойчивости по методам 1 – 3 принимается равным 1,1. 2) Приведенные значения коэффициента устойчивости предусматривают введение в расчет гарантированных значений ϕ и C .

При расчете вновь проектируемых насыпей или выемок необходимо обеспечивать определенное значение коэффициента устойчивости, величина которого зависит от применяемого метода расчета и инженерно-геологических условий и может определяться по табл. 3.

Список литературы:

1. Пипленко А.С. Сдвигоустойчивость грунтов в основании дорожных одежд под действием кратковременных многократных нагрузок. Автореф. дис. на соис. ученой степени канд.техн.наук.-М.:1990,20 с.
2. Казарновский В.Д. Оценка сдвигоустойчивости связных грунтов в дорожном строительстве.- М.: Транспорт.1985,-168 с.
3. КМК 2.05.02-95. Автомобильные дороги.- Ташкент.: Давархитект-курулиш.1996,-93 с.
4. Межгосударственные отраслевые дорожные нормы. Проектирование нежестких дорожных одежд. МОДН 2-2001.-М.: Союздорнии»,2002, -153с.

УДК 502.3:622.323

© Кадыров Р.Н., Магфурова М.А. 2015 г.

ОТ ОЦЕНКИ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ К СТРАТЕГИЧЕСКОЙ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКЕ

Кадыров Р.Н., доц. каф. «Безопасность жизнедеятельности» ТашГТУ, канд. техн. наук; Магфурова М.А., магистрант каф. «Безопасность жизнедеятельности» ТашГТУ»

Maqolada hozirgi kunda muhim ahamiyatga ega bo'lgan barcha davlatlar va mintaqalar rivojlanishining barqarorligini ta'minlashda ekologik xavf-xatarlarni baholash imkoniyatlari va ularni rejalashtirish masalalari ko'rib chiqilgan. Buning uchun atrof-muhitga ta'sirni baholash va ekologik strategik baholashdagi kabi ekologik xavfsizlikni ta'minlash vositalari muhim ahamiyat kasb etadi.

Milliy ekologik rejalashtirishda to'g'ri anglash va ushbu ikki tizimni amalda qo'llash uchun ekologik ustunliklarni yaxlitlashtirishning yuqori samaradorligini ta'minlashda rivojlantirish masalalariga katta ahamiyat berish lozim.

Tayanch iboralar: *atrof-muhitni himoya qilish muammolari, ekologik xavfsizlikni ta'minlash, ekologik ustunliklarni yaxlitlashtirishning yuqori samaradorligini ta'minlash, milliy ekologik rejalashtirish, atrof-muhitga ta'sirini baholash, strategik ekologik baholash, transchegaraviy kontekstdagi atrof-muhitga ta'sirni baholash.*

Nowadays issues of planning and assessment of potential ecological risks gain great importance in the process of sustainable development of regions and countries. Ecological security instruments such as EIAP (Environment Impact Assessment Procedure) and SEA (Strategic Environmental Assessment) play an important role at that.

Issues of development of appreciation and practical use of these two systems for high efficiency assurance of the integration of environmental priorities into the national ecological planning are very significant.

The fundamental difference of SEA from EIAP is explained in this article.

Key words: *environmental problem, ecological security, high efficiency assurance of the integration of environmental priorities, national ecological planning, environmental impact assessment, strategic environmental assessment, environmental impact assessment in the trans boundary context.*

Проблема защиты окружающей среды – одна из важнейших задач современности. Среди различных составляющих экологического кризиса (истощение сырьевых ресурсов, нехватка чистой пресной воды,

возможные климатические катастрофы) наиболее угрожающий характер приняла проблема загрязнения незаменимых природных ресурсов – воздуха, воды и почвы – отходами промышленности, транспорта и

сельского хозяйства. Промышленность, производственные предприятия с довольно развитыми и разнообразными технологиями производства, играют заметную роль, как в загрязнении среды, так и в решении природоохранных проблем [1].

На основе вышеперечисленного в настоящее время во всех странах разрабатывают различные мероприятия по охране окружающей среды. Например, ОВОС (Оценка воздействия на окружающую среду), СЭО (стратегическая экологическая оценка), разные документы (ПДО, ПДС, ПДВ), законы, уставы и т.д.

Исходя из этого и в Узбекистане успешно осуществляются работы по оценке воздействия на окружающую среду и исполняются положения Закона “Об экологической экспертизе”. Процесс оценки воздействия на окружающую среду (ОВОС) и экологической экспертизы больше ориентирован на осуществление природоохранных целей, значительный потенциал которых заключается в способности максимально возможного обеспечения природоохранных, экологических интересов при реализации принятых решений. Принципиальное отличие стратегической экологической оценки СЭО от ОВОС на проектном уровне лежит именно в объекте оценивания. В первом случае это стратегические решения и стратегические документы, в которых данные решения изложены. Во втором случае речь идет об оценивании потенциально негативного воздействия отдельного, в большинстве случаев достаточно крупного, проекта. В этой связи особую значимость обретают вопросы развития правильного понимания и практического применения этих двух систем для обеспечения высокой эффективности интегрирования экологических приоритетов в национальное экологическое планирование.

Оценка воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте (ОВОС) - вид деятельности по выявлению, анализу и учету прямых, косвенных и иных последствий воздействия на окружающую среду планируемой хозяйственной и иной деятельности в целях принятия решения о возможности или невозможности ее осуществления.

При проведении ОВОС в трансграничном контексте используется информация о природных условиях территории и состоянии ее отдельных компонентов: воздушной среды, поверхностных и подземных вод, геологической среды, земельных ресурсов и недр, природных ландшафтов, культурно-исторических памятников и мест, животного и растительного мира. Приводится определение показателей (факторов) воздействия предполагаемого объекта на окружающую среду в периоды его строительства, эксплуатации и ликвидации: вид (характер) воздействия, их источники, зона распространения воздействия и т. п. Дается анализ изменений состояния отдельных компонентов природной среды в зоне воздействия предприятия (объекта). При этом в разделе ОВОС регламентируется

комплекс мероприятий по предупреждению и ликвидации отрицательных экологических, социально-культурных и экономических последствий реализации намечаемой хозяйственной деятельности и возможных аварийных ситуаций. В разделе ОВОС также учитывается имеющаяся прогнозная оценка долгосрочных последствий от воздействия на окружающую среду намечаемого строительства. Делается расчет компенсации ущерба, причиняемого в периоды строительства и эксплуатации предприятия населению и среде обитания человека (включая отчуждение земельных участков), культурно-историческому наследию, природным ландшафтам, растительному и животному миру.

ОВОС направлено на предсказание с использованием установленных технических норм, правил и стандартов возможных воздействий конкретного проекта или объекта на природные комплексы. Она является жестко предписанной процедурой, при которой хозяйственное воздействие на окружающую среду и комплексные мероприятия по ее сохранению регламентируются экологическими нормативами [2].

Исходя из этого, в настоящее время обращается внимание во всем мире на охрану окружающей среды и разрабатывается несколько таких мероприятий, как ОВОС.

В Конвенции ООН об оценке воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте это предписано ясно и четко.

Итак, Конвенция ООН об оценке воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте (Конвенция Эспо - международное соглашение, инициированное Европейской экономической комиссией ООН и подписанное в г. Эспо, Финляндия, в 1991 г., вступившее в силу в 1997 г.), подтверждая необходимость обеспечить экологически обоснованное и устойчивое развитие, была подписана в 1991 г. Она налагает на Стороны Конвенции проводить оценку воздействия планируемой деятельности на окружающую среду сопредельных государств, если эта деятельность может оказать трансграничное воздействие.

Конвенция вошла в силу 1997 г. и из стран ЦА в настоящее время Казахстан, Кыргызстан и Таджикистан являются ее членами. Проведение оценки воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте предполагает согласованность выполнения ее процедур со всеми заинтересованными сторонами.

Основными обязательствами сторон Конвенции ЭСПО являются:

- Осуществление ОВОС в трансграничном контексте до принятия решения о возможности намечаемой деятельности;

- Уведомление Стороны (или Сторон) в случае возможного существенного негативного влияния предлагаемых действий на окружающую среду этой Стороны (Сторон);

- Разработка документации ОВОС в трансграничном контексте;
- Создание возможностей участия общественности в процедуре ОВОС в трансграничном контексте;
- Обмен информацией о каждой трансграничной ОВОС и проведение консультаций по вероятным трансграничным последствиям;
- Использование результатов ОВОС при принятии любого окончательного решения;
- Продолжение консультации в течение всего периода ОВОС в трансграничном контексте и проведение анализа ситуации после реализации проекта;
- Послепроектный анализ;

Начало и активация специальных исследовательских программ по ОВОС в трансграничном контексте.

Цель Конвенции об оценке воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте заключается в предотвращении, сокращении и контроле за значимыми негативными экологическими последствиями планирующихся мероприятий.

Таким образом, исходя из заключения конвенции, если ОВОС в основном сосредоточена на влиянии хозяйственного или иного объекта на природные комплексы, то стратегическая экологическая оценка (СЭО) способствует более полному учету экологических вопросов и их интерпретации при принятии решений стратегического порядка [2].

Стратегическая экологическая оценка (СЭО) представляет собой целый ряд методов, которые применяются на ранних этапах принятия решений - прежде всего в центральных и отраслевых министерствах - для поощрения более осмотрительного природопользования и охраны окружающей среды.

Кроме того, СЭО способствует вовлечению более широкого круга заинтересованных сторон, расширению трансграничного сотрудничества по совместно используемым природным ресурсам и предотвращению конфликтов. СЭО не заменяет оценку воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте (ОВОС). СЭО состоит из следующих ключевых этапов: определение контекста, проведение анализа с участием заинтересованных сторон, обоснование процесса принятия решений и оказание влияния на него, и мониторинг и оценка. Содержание и проведение СЭО будут в целом определяться правовыми, процедурными, институциональными и политическими факторами, присущими разным ситуациям и странам. СЭО - это скорее процесс, значимый для целей развития, а не конкретный продукт. Достижение целей развития и сохранение при этом устойчивой экологической ситуации - главный показатель успеха в долгосрочной перспективе [3].

СЭО оказывает поддержку в достижении Целей развития тысячелетия (ЦРТ). С целью решения глобальных проблем человечества ООН приняла про-

грамму под названием «Цели развития тысячелетия» (ЦРТ). Программа была принята в 2000 г. 147 главами государств и представителями 189 стран. В «Цели развития тысячелетия» входят восемь целей. Из них только № 7 по обеспечению экологической устойчивости нацелено на «интеграцию принципов устойчивого развития в стратегии и программы страны и прекращение потери экологических ресурсов» [4].

Конвенция ЕЭК ООН об оценке воздействия на окружающую среду в трансграничном контексте 1991 г., г. Эспо (Финляндия):

- призвана содействовать обеспечению устойчивого развития, посредством поощрения международного сотрудничества в деле оценки возможного воздействия планируемой деятельности на окружающую среду;

- применяется к деятельности, осуществление которой может нанести ущерб окружающей среде в других странах.

- направлена на предотвращение и смягчение последствий, и мониторинг такого экологического ущерба;

- предписывает Сторонам Конвенции проводить оценку воздействия планируемой деятельности на окружающую среду сопредельных государств, если эта деятельность может оказать трансграничное воздействие [5].

Узбекистан в соответствии конвенции Европейский экологический комитет (ЕЭК) ООН ратифицировано в конвенции «По охране и использованию трансграничных водотоков и международных озер» [6].

Секретариат ЕЭК ООН по Конвенции Эспо, проект Глобальный экологический фонд (ГЭФ)/Программа развития Организации Объединенных Наций (ПРООН) «Укрепление национального потенциала по выполнению Конвенций Рио посредством целевого институционального усиления и профессионального развития» и Представительство ПРООН в Узбекистане совместно организовали в период с 9 по 12 ноября 2011 г., семинар-тренинг на тему: «Усиление потенциала по развитию систем ОВОС и СЭО в Узбекистане с изучением опыта других стран в реализации Конвенции Эспо, в частности, Протокола по СЭО».

Проведение семинара софинансировалось Представительством ПРООН в Узбекистане и Программой ЕЭК (Европейский экологический комитет) ООН – ГИЦ «Региональный диалог и сотрудничество по управлению водными ресурсами», нацеленной на расширение возможностей стран Центральной Азии – Казахстана, Кыргызстана, Таджикистана, Туркменистана и Узбекистана – в разработке и реализации взаимно приемлемых долгосрочных решений по развитию сотрудничества по трансграничным водным ресурсам. В частности, Программа ЕЭК ООН ГИЦ финансировала привлечение тренеров для семинара [4].

Таблица 1

Ратификация соглашения ЕЭК ООН по странам Средней Азии

Договора	Казахстан	Кыргызстан	Таджикистан	Туркменистан	Узбекистан
Конвенция Эспо	Ратифицировано	Ратифицировано	Приостановлено	-	-
Орхусская конвенция	Ратифицировано	Ратифицировано	Ратифицировано	Ратифицировано	-
Конвенция о трансграничном загрязнении воздуха на большие расстояния	Ратифицировано	Ратифицировано	Ратифицировано	Ратифицировано	-
Конвенция по охране и использованию трансграничных водотоков и международных озер	Ратифицировано	-	-	Ратифицировано	Ратифицировано
Конвенция по промышленным авариям	Ратифицировано	-	-	-	-
Рамочная Конвенция по защите морской среды Каспийского моря	Ратифицировано			Ратифицировано	

Проблема экологически обоснованного управления и регулирования состоянием природопользования в условиях увеличивающегося хозяйственного воздействия на окружающую среду, а также глобальных изменений биосферы становится все более острой и постоянно находится в центре внимания международного экологического сотрудничества. Это не случайно, ибо расширение процессов глобализации, сопровождающееся активизацией и господством транснациональных компаний, усиление мирохозяйственных связей ведут не только к экономическому росту, но и создают вызовы и угрозы нового поколения, такие, как деградация природных систем жизнеобеспечения, расширение зон и увеличение повторяемости экологических и гуманитарных катастроф, возникновение региональных конфликтов. Их проявление во многом стало возможным благодаря абсолютизации технократического подхода и финансово-экономического механизма для достижения экономического прогресса при частом игнорировании его природно-экологических составляющих и знаний географической организации и особенностей функционирования биосферы [7].

Основополагающей целью политики государства в области экологии являются сохранение природных систем (ландшафтов и экосистем) и обеспечение их целостности и функциональности.

Одним из механизмов в значительной мере способствующих этому, является оценка воздействия на

окружающую среду хозяйственной или иной намечаемой деятельности в широком смысле этого слова. Осуществляясь практически на всех этапах деятельности (предпроектный, проектный и постпроектный), этот механизм способствует принятию управленческих и иных решений, направленных на предотвращение или минимизацию негативного воздействия на окружающую среду.

Другой важной стороной этого процесса является привлечение широкого круга общественности к обсуждению экологических проблем, возникающих при проектировании, строительстве, реконструкции или перепрофилировании промышленных предприятий. Тем самым повышается уровень экологической грамотности населения, без которого невозможен переход к устойчивому развитию.

Исходя из этого следует, что ОВОС и СЭО имеют большое значение в отношении крупных проектов и программ.

Нетрудно прийти к выводу, что процесс СЭО рассматривает экологические факторы в плане их влияния на окружающую среду при разрабатываемых планировочных и организационных решениях. Кроме того, дается описание экологических целей и возможных проблем, последствий для здоровья людей, а также предлагаются меры по смягчению неблагоприятных экологических процессов и явлений, ведению мониторинга за состоянием окружающей среды [2].

Список литературы:

1. А.Н. Матвеев, В.Г. Самусенок, А.Л. Юрьев «Оценка воздействия на окружающую среду» 2007 г.
2. В.М. Яцухно «Стратегическая экологическая оценка как инструмент обеспечения устойчивого природопользования» Вестник БГУ. Сер.2.2006. №3.

3. «Охрана окружающей среды как межотраслевая задача, краткий обзор прогресса в сфере интеграции экологической политики в странах Центральной Азии» Аналитическая записка, март 2009 г.
4. Семинар по усилению потенциала по развитию систем ОВОС и СЭО в Узбекистане с изучением опыта других стран в реализации Конвенции Эспо, в частности, Протокола по СЭО Отчет по семинару Ноябрь 2011 г.
5. Перелет Ренат «Оценка воздействия на окружающую среду и стратегическая экологическая оценка» Алматы, Казахстан, 23-24 апреля, 2013 г.
6. Печенюк Олег ОО «Независимая экологическая экспертиза» Кыргызстан «ОВОС и СЭО в странах Центральной Азии. Законодательство и практический опыт».
7. Сдасюк Г.В. Переход к устойчивому развитию: глобальный, региональный и локальный уровни. Зарубежный опыт и проблемы России. М., 2002 г.

УДК 614:374]:622

© Ахмедова Н.Ш., Болтаев К.Ж., Насирова М.Ш., 2015 г.

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА «КЕЙС-СТАДИ» ПРИ ПОДГОТОВКЕ БАКАЛАВРОВ В МЕДИЦИНСКОМ ВУЗЕ

Ахмедова Н.Ш., асс. каф. «Факультетская и госпитальная терапия» Бухарского государственного медицинского института; **Болтаев К.Ж. зав. каф.** «Факультетская и госпитальная терапия» Бухарского государственного медицинского института, к.м.н., доц.; **Насирова М.Ш., доц. каф.** «Факультетская и госпитальная терапия» Бухарского государственного медицинского института

«Keis-stadi» usuli, yoki real vaziyatlardagi usul, tibbiyot oliy o'quv yurtida menedjment bakalavrlarining o'qitishning perspektiv usuli ko'rib chiqilgan. Konkret keyslar masalasida ikta o'qitish scenariylari ko'rib chiqiladi: individual va guruhga bo'lingan tartibda. Quyilgan masalalar jihatidan keyslar oraliq attestatsiya elementi va o'ynalmagan imitatsiya aktiv o'qitish usuli sifatida ko'llanilishi mumkin.

Tayanch iboralar: *real vaziyatlardagi usul, perspektiv usul, individual va guruxga bo'lingan tartibda o'qitish, aktiv usul.*

The method of «case studies», or real situations, is considered as a promising method of learning bachelors management in medical school. For example, the specific case studies examined two scenarios of training: individual and group. Depending on the set tasks, case studies can be used as an element of interim certification and how non-fiction simulation active learning method.

Key words: *real situations, a promising method, situation, individual and group learning, active method.*

В последние годы широко применяется обучение студентов по новым интерактивным методам обучения.

При разработке рабочих программ дисциплин, реализуемых кафедрой Факультетской и госпитальной терапии было отмечено, что у некоторых перечисленных общекультурных и профессиональных компетенций достаточно сложно проверить степень сформированности. Очевидно, что в формировании данной компетенции участвуют различные дисциплины учебного плана: защита истории болезни, методы решений ситуационных задач, разбор клинических случаев и др.

В качестве возможной образовательной технологии для проверки степени сформированности практических навыков можно использовать успешно зарекомендовавший себя метод «кейс-стади».

Метод «кейс-стади» - это неигровой имитационный активный метод обучения. Ведущая роль в его

распространении принадлежит Гарвардской школе бизнеса. В зарубежном бизнес-образовании кейс - это многостраничное описание некоей реальной или вымышленной проблемы, имеющей единственно верное решение.

В процессе группового обсуждения студенты должны сформулировать ряд альтернатив решения проблемы и принять обоснованное управленческое решение. В европейской (манчестерской) школе кейс, короче, и предполагает многовариантность решений.

В медицинском образовании метод «кейс-стади» издавна применяется под названием «ситуационная клиническая задача». Примером такого «кейса» может быть следующая ситуация: «В страховую компанию поступила жалоба от пациента на некачественное лечение. Вам поручили проверить адекватность проведенной терапии». Студент изучает реальную или учебную историю болезни, проводит анализ документации и выносит экспертную оценку.

В случае если работа над кейсом будет не индивидуальной, а групповой, то помимо классических учебных целей (применять знания на практике, приобретать навыки использования методов и концепций) применение метода кейсов позволит достичь и дополнительные образовательные цели - максимально активизировать каждого студента и вовлечь его в процесс анализа ситуации и принятия решений.

При групповой работе группа делится на подгруппы, состоящие из 3-5 человек. Состав подгруппы (команды) формируется самими студентами по их желанию. Каждая команда выбирает руководителя (модератора). Роль модератора состоит в организации работы подгруппы, распределении вопросов между участниками и в принятии окончательного решения. После завершения работы по теме занятий модератор делает доклад/ презентацию в пределах 10 минут о результатах работы своей подгруппы.

Кейсы, прорабатываемые в группах, позволяют избавиться от излишней самоуверенности, от агрессивности, а взамен приобрести уверенность в себе, понять свою роль в группе, сильные и слабые стороны, научиться ценить чужое время и достоинства разнообразия мнений. Применение метода кейсов способствует снижению субъективности восприятия, росту коллективизма, склонности к сотрудничеству.

Мероприятия по групповой работе над кейсом осуществляются в следующей последовательности:

- а) обсуждение полученной вводной информации, содержащейся в кейсе;
- б) выделение релевантной информации по отношению к данному вопросу, над которой работает подгруппа;
- в) обмен мнениями и составление плана работы над проблемой;
- г) работа над проблемой (дискуссия);
- д) выработка решений проблемы;
- е) дискуссия для принятия окончательных решений;
- ж) подготовка доклада;
- з) аргументированный краткий доклад.

Упомянутая выше Гарвардская школа бизнеса так определяет метод кейсов: «Метод обучения, при котором студенты и преподаватели участвуют в непосредственном обсуждении деловых ситуаций или задач. Эти кейсы, обычно подготовленные в письменной форме и составленные исходя из опыта реальных людей, работающих в сфере предпринимательства, читаются, изучаются и обсуждаются студентами. Эти кейсы составляют основы беседы класса под руководством преподавателя. Поэтому метод кейсов включает одновременно и особый вид учебного материала, и особые способы использования этого материала в учебном процессе».

Задача преподавателя, как следует из данного определения, состоит в подборе соответствующего реального материала, а студенты должны разрешить поставленную проблему и получить реакцию окру-

жающих (других студентов и преподавателя) на свои действия. При этом нужно понимать, что возможны различные решения проблемы. Поэтому преподаватель должен помочь студентам рассуждать, спорить, а не навязывать им свое мнение. Студенты должны понимать с самого начала, что риск принятия решения лежит на них, преподаватель только поясняет последствия риска принятия необдуманных решений.

Сейчас доступно большое количество книг и статей по возможности применения метода «кейс-стади» в образовании, где в том числе сформулированы требования к хорошему кейсу.

Хороший кейс посвящен теме, вызывающей интерес. Как все хорошие рассказы, хороший кейс должен быть с хорошей фабулой, в нем должна быть драма, происходящая с реальными людьми. Кейсы должны вызывать сопереживание в разнообразных ситуациях реальной жизни.

Хороший кейс содержит проблемы, понятные студенту, и не выходит за пределы последних пяти лет. Это вырабатывает склонность к эмпатии (участию, сочувствию, сопереживанию). Большинство кейсов постепенно устаревает, поскольку новая ситуация требует новых подходов.

Хороший кейс рассматривает конкретную ситуацию, отражающую положение предприятия за какой-либо промежуток времени. В описание ситуации включаются основные случаи, факты, принимаемые решения, имевшие место в течение этого времени. При этом ситуация может отражать как комплексную проблему, так и какую-либо частную реальную задачу. Для построения логичной модели, необходимой при принятии обоснованного решения, допускается дополнять кейс непротиворечивыми вводной информации данными, которые, по мнению участников, могли иметь место в действительности. Таким образом, студент не только фиксирует рассматриваемый случай, но и вникает в него до такой степени, что может прогнозировать и демонстрировать то, что пропущено в кейсе.

Хороший кейс требует решения проблем. Поскольку в реальной жизни принимают решения, руководствуясь прецедентами, прежними действиями, текущей ситуацией, целесообразно, чтобы кейс представлял рациональные моменты прежних решений, по которым можно строить новые решения.

ЗАРАФШОН ВОҲАСИДАГИ ҚУЛОҚЛАШТИРИШ СИЁСАТИ ВА АМАЛИЁТИ

Қаршиев Р.М., НавДПИ «Тарих» факультети декани, т. ф. н., доц.; Қурбонов Х. Р., «Тарих ўқитиш методикаси» кафедраси мудири, т. ф. н., Сариев Н.Т., НавДКИ «Ижтимоий гуманитар фанлари» кафедраси катта ўқитувчиси

В этой статье изложены обсуждения репрессий религиозных деятелей в ходе осуществленной коллективизации, раскулачивания и политических репрессий в Узбекистане Советским правительством в 30-х годах XX века.

Ключевые слова: Национальная независимость, система Советского периода, коллективизация, раскулачивание, ссылка, репрессирование, достоверная история.

Repressions of religious leaders in the implementation of collectivization, dispossession and political repression in Uzbekistan by the Soviet government in the 30s of the twentieth century are discussed in the article.

Key words: national independence, the Soviet period, collectivization, dispossession, exile, victimization, true story.

Ўзбекистон Республикаси давлат мустақиллигини қўлга киритгандан кейин, ижтимоий-сиёсий, иқтисодий ва маънавий соҳаларда туб ислохотлар бошланди. Мустақиллик шароитида ижтимоий фанлар, жумладан тарих фанида ҳам янгиланиш жараёни бошланиб, тарихчилар зиммасига тарихни илмий асосда холисона тадқиқ этиш ва уни халққа етказиш вазифаси юкланди. Бу борада советлар даврида бузиб кўрсатилган ёки яшириб келинган тарихий ҳақиқатни тиклаш муҳим аҳамиятга эга бўлди.

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримов: “Эл-юртимиз тақдирига даҳлдор бўлган тарихий адолатни тиклаш, халқимиз ва миллатимизнинг яқин ўтмишидаги ёпиқ саҳифа-ларини тўла очиб бериш, шу тарихдан сабоқ чиқариб, бугунги ва келажак ҳаётимизга онгли қарашни шакллантириш, бегуноҳ қурбон бўлган инсонлар хотирасини абадийлаштириш биз учун ҳам қарз, ҳам фарз”, – дея таъкидлаган эди [1].

Совет даврида иқтисодий таназзулга маҳкум этган давлат мулкнинг ҳукмронлиги хўжалик, маданий ва интеллектуал ҳаётни мажбуран коллективлаштириш, кулоқлаштириш, сургун, фожеали оқибатларга олиб келган оммавий қатагон сиёсати амалга оширилди.

Кейинги йилларда совет ҳукмронлиги даврида амалга оширилган коллективлаштириш, кулоқлаштириш, сургун, қатагон сиёсатларини ўрганиш ва холис тарихни яратишда Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А.Каримовнинг 1999 йил 12 майдаги “Қатагон қурбонлари хотирасини абадийлаштириш тўғрисида”ги фармони [2], Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг 1999 йил 22 июлдаги “Ватан озодлиги йўлида қурбон бўлган фидойилар хотирасини абадийлаштириш тўғрисида”ги қарори [3] ҳуқуқий асос бўлди.

XX асрнинг 20 йиллар сўнгги ва 30 йиллар бошларида Ўзбекистонда ёппасига коллективлаштириш асосида ўтказилган “кулоқлаштириш”

компанияси яқин-яқингача тарихий адабиётларда совет давлат тузумининг, коллективлаштириш сиёсатининг қишлоқ районларидаги улкан ғалабаси тарзида талқин этилиб келди. Бинобарин, бу ғайриинсоний компаниянинг қурбони бўлган кишилар ва уларнинг фарзандларига яқин-яқингача ёт унсурлар сифатида қаралиб, уларнинг инсоний ҳақ-ҳуқуқлари пайҳон этиб келинди. Аммо XX асрнинг сўнгги йилларида, айниқса, СССРнинг давлат сифатида ҳалокатга учраши ҳамда мустақил Ўзбекистоннинг ташкил топиши билан совет даври тарихининг қайта ўрганилиши ва шу даврда рўй берган сиёсий-ижтимоий воқеаларнинг қайта баҳоланиши натижасида “кулоқлаштириш” совет давлати амалга оширган энг шармандали компаниялардан бири экандиги маълум бўлди.

ВКП(б) МК Сиёсий бюросининг 1930 йил 30 январдаги “Ёппасига жамоалаштириш районлари кулоқ хўжаликларини тугатиш тадбирлари тўғрисида”ги мудҳиш қарорида тугатиладиган кулоқ хўжаликлар уч тоифага ажратилган.

Биринчи тоифага аксилинқилобий кулоқ фаоллари, террорчилик ҳаркатлари ва советларга қарши исёнларнинг иштирокчилари кирган. Уларни дарҳол концлагерларга қамаш ва уларга нисбатан репрессиянинг олий чораси – отув жазосини қўллаш кўрсатилган.

Иккинчи тоифага кулоқ фаолларининг қолган унсурлари кирган. Айниқса энг бой ва ярим помешчиклар ёппасига жамоалаштириш туманларидан СССРнинг олис узоқ туманларига, муайян ўлканинг узоқ районларига сургун қилинадиган бўлди.

Учинчи тоифага кулоқларнинг қолган қисми кириб, уларнинг жамоа хўжаликлари ерларидан ташқаридаги янги ўзлаштириладиган ерларга сургун қилиниши белгилаб қўйилди. [4]

Кулоқ сифатида хибсга олиниб, бадарға қилинадиган хўжаликлар бутун мамлакат умумий

деҳкон хўжаликларининг 3–5%дан ошмаслиги кераклиги кўрсатилди.

Кўпдан–кўп хато, нуқсон, ноқонуний тадбирлар кимларни кулоқ қилиш масъул раҳбарлар, ижросиларнинг ўзлари билмас, тушунмасдилар. Шу боис, қарийб бир йил ичида Ўзбекистон ССР Халқ Комиссарлари Совети бу масалада иккита низом, йўриқнома қабул қилишга мажбур бўлган. Бу ўринда 1930 йил 6 апрелдаги “Меҳнат тўғрисидаги қонунлар кодекси тадбиқ этилиши лозим бўлган кулоқ хўжаликларининг белгилари ва шундай хўжаликларни ҳисобга олиш тартиби тўғрисида”ги 52–сонли қарор ҳақида тўхталиш жоиздир. Марказий давлат ва ҳукуматнинг кулоқлаштириш масаласидаги директив кўрсатмаларига асосланиб республика ҳукумати қандай хўжаликларни кулоқ хўжаликлари деб ҳисоблаш мумкин? деган саволга мазкур қарор куйидагича жавоб қилган:

Қишлоқ хўжалик ишларида, касб–хунармандчиликда, корхоналарда мунтазам равишда ёлланма меҳнатдан фойдаланувчи деҳкон хўжаликлари.

Ўз пахта майдонининг яримдан кам бўлмаган қисмига пахта экадиган, боғдорчилик, узумчилик ва полизчилик хўжаликларида бир мавсумда 150 кун, бошқаларида 120 кундан ёлланма меҳнатдан фойдаланадиган хўжаликлар.

Чорвачилик хўжаликларида ёлланма меҳнатдан фойдаланишда бир йилда 2 ёлланма ходимни ишлатган хўжаликлар.

Меҳнатга яроқли эркаклар бўлмаган тул хотинлар оиласи, етим – есирлар, ногиронлар ва ҳарбий хизматчилар оилалари хўжаликларида қишлоқ хўжалик ишлари учун битта доимий ёлланма ишчидан фойдаланган хўжаликлар.

Тегирмон, обжовуз, турли дон ва меваларни қуритқич ва тозалагичлар, бошқа саноат корхоналарига эга бўлган хўжаликлар.

Алоҳида жиҳозланган биноларни яшаш учун ёки корхона учун доимий ёки мавсумий фойдаланиш мақсадида ижарага берадиган хўжаликлар.

Механик двигателларга эга бўлган мураккаб қишлоқ хўжалик машиналарини мунтазам равишда фойдаланиш учун пулга ана шу машиналар билан муайян ишларни амалга оширадиган хўжаликлар.

Ижарага топширадиган деҳкон учун асоратли шартлар билан ерни олувчи хўжаликлар.

Оиласида меҳнатга яроқли эркаклар ва ўз ерига ишлов бериш учун хўжалик имкониятлари бўла туриб ўзининг ерини ижарага берувчи ёки унга чоракорлар орқали ишлов берувчи хўжаликлар.

Савдо ва саноат йўли билан эксплуатация қилиш мақсадида боғ, узумзор ва шунга ўхшашларни ижарага олувчи хўжаликлар.

Аъзолари савдо, судхўрлик билан шуғулланувчи хўжаликлар, жумладан, руҳонийлар.

Округлар ижроия комитетлари ва Қозоқ – Қорақалпоқ Автоном район ижроия комитетига ушбу

қарорни ЎзССР Молия халқ комиссарлиги билан келишган ҳолда маҳаллий шароитларини эътиборга олиб юқорида белгилаб кўйилган кулоқ хўжаликларининг белгиларини ўзгартириш ҳуқуқи ҳам берилган.

Қарорда ЎзССР Меҳнат, Адлия ишлари ва Молия халқ комиссарликларига келишилган ҳолда кулоқ хўжаликлари типидagi деҳкон хўжаликларига нисбатан меҳнат тўғрисидаги қонунлар кодексини тадбиқ этиш тартиби ҳақида йўриқнома ишлаб чиқиш ва уни ХКСга тасдиқ қилиш учун тақдим этиш топширилди. Қарорга мувофиқ Ўзбекистон ҳудудидаги кулоқ типидagi деҳкон хўжаликларини ҳисобга олиш жорий этиладиган бўлди. Бунинг учун қишлоқ советлари зиммасига қарорда қайд этилган хўжаликларни аниқлаш ва уларни меҳнат комиссарлиги томонидан таъсис қилинган ягона формадаги китобга киритиш мажбурияти юклатилди.

Қишлоқ советлари зиммасига ўз вакиллари томонидан ҳар йили энг камида бир марта кулоқ хўжаликларини текшириб чиқиш ва ана шу хўжаликларда юз берган ўзгаришларни “ҳисоб – китоб” китобларида ана шу масала юзасидан тўла ахборот бериб туриши кўрсатилди.

Кулоқ хўжаликларини ҳисобга олиш устидан назорат олиб устидан назорат олиб бориш ЎзССР Меҳнат халқ комиссарлиги ва округ ижроия комитетларига топширилди.[5]

Ўзбекистон ҳукумати бу масалага яна такрор қайтиб кулоқ хўжаликларини охиригача аниқлаш тўғрисида 1931 йил 7 январда қарор қабул қилди. Бунда СССР МИК ва ХКСнинг 1930 йил 23 декабрдаги қарори асос қилиб олинди. Қарорда социализмнинг кенг жабҳа бўйлаб ҳужуми ва ёппасига жамоалаштириш асосида кулоқларни синф сифатида тугатишнинг амалга оширилиши ўрта ҳол деҳқонлар манфаатини ҳимоя қила бориб, барча кулоқларни ҳақиқий аниқлашни таъмин этадиган тадбирлар кўринишни талаб қилаётгани таъкидланган. Жойларда кулоқ хўжаликларини охиригача аниқлаш бўйича ишларнинг тўғри ташкил этилиши ва ўз вақтида ўтказилиши учун бутун масъулият райиҷроком раиси, район молия бўлими мудири ва пахта – ғалла тайёрлаш бўйича район вакили таркибидagi “учлик” зиммасига юкланган.

Эски Бухоро райони Сарийосиё қишлоқ советида ҳуқуқи тикланган 22 кишидан 9 таси бой, 6 таси савдогар ва 2 таси имом экани маълум бўлган. Харғуш қишлоқ советида ҳуқуқи тикланган 36 кишидан 18 тасида ер–сув ислоҳоти бўйича кесилган бой, 14 таси имом, 8 таси эшон ва 5 таси савдогар экани аниқланган.

Вобкент районидаги қатор қишлоқларда сайлов ҳуқуқларини нотўғри тиклаш ҳоллари содир этилган. Кучки Расул қишлоғида ер–сув ислоҳоти бўйича кесилган 2 тадан доимий батраги бўлган 4 та бойнинг ҳуқуқи тикланган. Янги Бозор қишлоқ советида ер–сув ислоҳоти бўйича кесилган 6 та йирик бойнинг

хукуқи тикланган. Шунга ўхшаш ҳоллар Қиёк – Хўжа ва Суяин қишлоқ советларида ҳам содир бўлгани ўша махфий хатда келтирилган.

Гиждувон райони Пермаст қишлоқ советида 3 та бойнинг сайлов ҳуқуқларини тиклаш ҳодисаси юз берган. Булардан ташқари худди шундай 6 та ҳодиса содир бўлгани қайд этилган.

Янги Бухоро районида 9 марта бойларнинг сайлов ҳуқуқлари нотўғри тикланган.

Қоракўл районидаги қатор қишлоқ советларида 6 та йирик бой ва савдогарнинг сайлов ҳуқуқлари тикланган. Худди шундай ҳоллар Шофиркон районида ҳам содир этилган.

Ҳукуматнинг сайлов ҳуқуқидан маҳрум қилинганларнинг рўйхатини оммавий равишда қайта кўриб чиқиш тўғрисидаги сўнгги фармойиши (директиваси) районларда фойдаланиш учун фақат 26 апрелда юборилган.

Эски Бухоро районида ҳуқуқдан маҳрум қилинганларнинг қатъий рўйхати ижроия комитетида ҳам, қишлоқ советларида ҳам бўлмаган.

Шофиркон районида ҳуқуқдан маҳрум қилинганларнинг ҳисоби мутлақо йўқ.

Бухоро округидагидек бундай аҳвол Самарқанд округида ҳам юз берган. Бу округда ҳам ҳуқуқдан маҳрум қилинганларни ҳисобга олиш жуда бўш йўлга қўйилган. Аксарият ҳолларда райиждрокомлар билан қишлоқ советларининг маълумотлари бир – биридан кескин фарқ қилган.

Хулоса сифатида таъкидлаш жоизки, истиқлол шарофати билан бугунги кунда “қулоқлаштириш” масаласида алоҳида тадқиқотлар амалга оширилмоқда. Бундай хайрли, шарафли ишнинг уддасидан чиқиш имконияти тўла яратилгани, бундай улғувор ишларнинг тепасида Президентимиз Ислоҳ Каримовнинг ўзи бош – қош бўлиб турганлиги, тарихимизнинг янгитдан бунёд этиш, уни поклаш ишига ўзлари бевоиста раҳнамолик қилаётгани ҳам мазкур мавзунини янгирақ, холисона тадқиқ этиш имконини беради.

“Шу боис, - деб кўрсатди Президентимиз, - ота – боболаримизга ана шундай ранглар билан ажратиб баҳо бермаслигимиз, балки ударнинг ҳаётини, улар яшаган давр моҳиятини тўғри тушунишимиз лозим”. [6]

Адабиётлар рўйхати:

1. Каримов И.А. Юсак маънавият – энгилмас куч. – Тошкент: Маънавият, 2008.
2. Қатагон қурбонлари хотирасини абадийлаштириш тўғрисидаги Ўзбекистон Республикаси Президенти фармони. - Халқ сўзи, 1999 йил 13 май.
3. Ватан озодлиги йўлида қурбон бўлган фидойилар хотирасини абадийлаштириш тўғрисидаги Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг қарори. – Халқ сўзи, 1999 йил 23 июль.
4. Трагедия советской деревни. Том 2. Ноябрь 1929 г.- декабрь 1930 г. Москва РОСПЭН. М., 2002.
5. ЎзР МДА. 837-фонд, 8-рўйхат, 311- иш, 80-82 – варақлар
6. Каримов И.А. Ўз келажакимизни ўз қўлимиз билан қурмоқдамиз. “Туркистон” газетаси мухбиришининг берган саволларига жавоблари // Туркистон, 1999 йил 2 феврал.

УДК 130.31

© Хаитова О.С., Нуруллаев Ж., Бердиев Н.О. 2015 й.

ИСТИҚЛОЛ БЕРГАН ИМКОНИАТ

Хаитова О.С., НДКИ “Ижтимоий – гуманитар фанлар” кафедраси мудири, т.ф.н.; Нуруллаев Ж., кафедра доценти, т.ф.н.; Бердиев Н.О., кафедра катта ўқитувчиси

В данной статье уделяется внимание экономическому развитию Навоийского горно-металлургического комбината в годы независимости Республики Узбекистан, приведены конкретные факты и анализированы достижения комбината в сфере выпуска готовой продукции, строительство и освоение новых производственных мощностей.

Опорные слова: *Навоийский горно-металлургический комбинат, экономическое развитие, производство готовых изделий, строительство новых производственных объектов, Первый и Второй гидрометаллургический завод.*

The economic development of the Navoi Mining and Metallurgical Combine at the years of independence of the Republic of Uzbekistan, specific facts and analysis of achievements in the field of plant production of finished products, construction and development of new production capacity are mentioned in the article.

Key words: *Navoi Mining and Metallurgical Combine, economic development, production of finished products, construction of new production facilities, first and second hydrometallurgical plants.*

Ватанимиз мустақиллигининг 23 йиллиги давомида халқимиз эришган ютуқлар, амалга оширилаётган бунёдкорлик ишлари, ушалаётган орзулар ҳақида қанчафидо билдирсак оз.

Чунки истиқлол туфайли инсон омилига, унинг фаровонлигига бўлган эътибор кундан - кунга ортиб бормоқда. Бу мустақиллигимизнинг дастлабки кунлариданоқ энг улғу неъмат - тинчлик йўлидан

оғишмай бораётганимиз самарасидир. Муқаддас заминимизда ҳар бир оила, ҳар бир инсон тонгни қаршилар экан бугунги, эртанги ҳамда келажакдаги ишларини эмин - эркин режалаштиради, хавотирсиз ўз юмушлари билан банд бўлади.

Ўзбекистон Республикаси Президенти Ислоҳ Каримов мустақиллигимизнинг 23 йиллигига бағишланган тантанали маросимдаги табрик сўзида шундай дейди: “Мустақиллик, истиқлол дегани улўғ неъмат аввало, халқимизга озодлик ва эркин ҳаётни берган, инсоний шайнимиз, миллий онгимиз, кадр-қимматимизни тиклаб, барчамизга ўзлигимизни англаш туйғусини, тилимиз, муқаддас динимизни, кадрият ва урф-одатларимизни қайтариб берган, Ватанимиз тарихида ҳеч нарса билан қийслаб бўлмайдиган буюк санадир.

Мустақиллик биз учун - бу ўз тақдиримизни қўлга олиб, юртимизнинг ер ости, ер усти бойликларига эгаллик қилиш, бекиёс моддий ва маънавий салоҳиятимизни амалга ошириш, жаҳон миқёсида ўзимизга муносиб ўрин эгаллаш демақдир” (“Халқ сўзи” газетаси 2014 йил 1 сентябрь).

Бунёдкор халқимиз меҳнатсеварлиги, ватанпарварлиги, инсонпарварлиги туйғайли мустақиллик йилларида асрларга тенг бўлган ютуқларни қўлга киритдики, Навоий кон-металлургия комбинатининг мустақиллик йилларида эришган ютуқлари фикримизга яққол мисол бўла олади.

Қизилқум ўз бағрида бебаҳо ва ноёб бойликларни жамулжам этиб, келаятган тенгсиз хазинадир. Оллоҳ – таоло уни Ўзбекистон халқининг бахт саодати, фаровонлиги мустақиллигини янада мустаҳкамлаш учун ато этган бўлса ажаб эмас.

Собиқ шўролар ҳукумати XX асрнинг 50 - йилларидан бошлаб, Қизилқум ҳудудида Менделеев даврий системасидаги барча элементлар борлигини билиб, оммавий суратда бебаҳо бойликларни ўзлаштириш ишларини бошлаб юборди. Навоий, Зарафшон, Учқудук, Зафаробод, Нуробод каби шаҳарлар бунёд этилди. Биринчи ва Икинчи гидрометаллургия заводлари, уран конларида, ремонт-механика корхоналарида узлуксиз равишда иш ташкил қилинди. Бироқ ўтган асрнинг 80 - йиллари охири ва 90 - йиллари бошларига келиб вазият ўзгарди. Ўзбекистон Республикасининг давлат мустақиллигини қўлга киритиши Навоий кон-металлургия комбинатининг ривожланиши учун кенг имкониятларни яратиб берди.

Мухтарам Президентимиз ташаббуси билан истиқлол йилларида Навоий кон-металлургия комбинати истиқболли учун кенг имкониятлар яратилди. Мустақиллик йилларида комбинат таркибида ишга туширилган объектлардан бири 3 - гидрометаллургия заводидир.

Маълумки бепоён Қизилқум бағридаги бойликларни қидириб топиш ва қазиб олиш ишлари ўтган асрнинг 50 - йиллари охирида ҳозирги Учқудук шаҳри атрофида бошланган. Инсон оёғи етиб келган бўлсада, ҳали бу атрофларда муқим яшайдиган аҳоли йўқ эди. Геология-қидирув экспедицияси томонидан аниқланган конларда

олиб борилган бурғилаш ишлари ўз самарасини бера бошлади. Шундай қилиб, бепоён қумликларда саноатнинг тамал тоши қўйилди. Ёғоч уй ва палаткаларда яшаб турган кончилар Учқудук шаҳрига асос солдилар.

Бугунги кунда Навоий кон-металлургия комбинатига қарашли Шимолий кон бошқармаси тизимидаги ўнлаб корхона ва ташкилотлар ер ости бойликларини ўзлаштириб, мамлакатимиз тараққиётига ҳисса қўшиб келмоқдалар. Қазиб олинган тоғ жинслари қайта ишлаш учун асосан 1- ва 2 -гидрометаллургия заводларига юбориларди. Ишлаб чиқариш қуввати ва меҳнат унумдорлигини ошириш учун бу ерда ҳам хом ашёни қайта ишлайдиган завод қурилишини тақозо этарди.

Учқудук шаҳридан 12-13 километр олисда 3 - гидрометаллургия заводига пойдевор қўйилди. Ниҳоятда қисқа муддатда фойдаланишга топширилган йирик корхона замонавий техника, асбоб-ускуналар билан жиҳозланди. Заводга тажрибали мутахассислар бир қаторда ёш кадрлар ҳам жалб этилди. Заводда турли миллат вакилларидан иборат бир ярим минг кишилик жамоа меҳнат қилмоқда. Жамоанинг қарийб 62 фоизи ёшлар. Ўтган йили Учқудук саноат касб-хунар коллежининг 38 нафар, Навоий давлат кончилик институтининг 39 нафар битирувчиси ишга қабул қилинди.

Бугунги кунда завод жаҳонда олтинни биологик усулда ажратиб олиш технологияларидан фойдаланадиган ягона корхоналардан бири ҳисобланади.

2000 йилда Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамаси Қарорига асосан Навоий кон-металлургия комбинати раҳбариятининг фармойиши билан “Довғистов” олтин конини ўзлаштиришга киришилди. Шимолий кон бошқармаси кучи билан ўзлаштириладиган кон 3 - гидрометаллургия заводини хом ашё билан таъминлай бошлади. Очик усулда тоғ жинсларини қазиб оладиган конни ўзлаштириш бошланди. 2001 йилнинг августидан 3 - гидрометаллургия заводига таркибида олтин бўлган тоғ жинсларини биринчи партияси жўнатилади. Журналист Исроил Холбоевнинг “Келажакка бошловчи йўллар” мақоласида “Довғистов” олтин олтин кони ҳақида қуйидаги фикрлар баён қилинади. “2002 йилнинг биринчи март куни очик усулда ишлайдиган “Довғистов” Шимолий кон бошқармаси таркибидаги мустақил хўжалик ишлаб чиқариш бўлинмасига айлантирилди. Ўтган ўн йиллик оралиғида Андрей Вашенко, Эдуард Денисов, Насриддин Рўзиев, Наим Амонов сингари тажрибали саноатчилар бўлинмага раҳбарлик қилдилар. Кончилик ишларини очик усулда амалга оширишда асосий технологик ва ёрдамчи жараёнлар тизимли равишда чет элнинг замонавий техника ва ускуналари билан таъминланган. Тоғ жинсларини қудратли машиналарга Германия, Россияда ишлаб чиқарилган экскаваторлар юқласа, портлатиш қудуқларини бурғилаш ишларини Швециядан келтирилган станоклар бажаради. Ўтган йили тоғ жинсларини қазиб олиш 100 фоизга, таркибида олтин бўлган хом ашё олиш 121, 3 - гидрометаллургия заводига жўнатиш ҳажми 108 фоизга удаланган бўлса,

жорий йилда тоғ жинсларини қазиб олиш 15,5 миллион куб метрга етказиш режалаштирилган. Шунингдек, 2013 йилда “Аджибугут” “Давон”, “1 - сентябрь” конларидан 1 - металлургия заводига қарийб 2 миллион тонна хом ашё жўнатилди”. Бугун замонавий технологияларни амалда тадбиқ этиб, ишлаб чиқариш қувватини йил сайин ошириб бораётган 3 - гидрометаллургия заводи нафақат мамлакатимиз саноатида балки дунё бўйича эътироф этилаётган йирик корхоналардан бирига айланди. Комбинат жамоасининг истиқболга мўлжалланган ишлаб чиқариш хўжалик фаолияти минерал хом ашё ресурсларидан фойдаланиш самарадорлигини янада ошириш, янги ишлаб чиқариш турларини интенсив ривожлантириш мустақил Ўзбекистон иқтисодиётини ривожлантиришга ижтимоий барқарорлигини таъминлашга йўналтирилганлигини алоҳида қайд қилиб ўтиш лозимдир. Комбинат кўп тармоқли бўлишига қарамаздан, асосий диққат – эътибор мамлакатимиз иқтисодиётини мустаҳкамлашга хизмат қиладиган олтин ишлаб чиқаришга йўналтирилган.

Бу жиҳатдан комбинат Бош директори Қ.Санокүловнинг бевосита раҳбарлиги ва назорати остида Зармитан олтин рудали худудда бажарилган ишлар диққатга сазовор. “Зармитан”, “Гужумсой” конлари қурилишида Германия, Финляндия, Швеция каби давлатларнинг жаҳонга машҳур фирмалари техникалари қўлланилди. 2010 йил мустақиллик байрами арафасида 4 - гидрометаллургия заводининг фойдаланишга топширилиши қатта воқеа бўлди. Янги заводда рудани қайта ишлаш Навоий кон-металлургия комбинатида илгари қўлланилмаган технология асосида амалга оширилмоқдаки, у минерал хом ашёдан олтин ажратиб олиш миқдорининг ошишига олиб келаяпти. 4 - гидрометаллургия заводи қисқа муддатда лойиҳа қуввати, яъни 1,8 миллион тонна рудани қайта ишлаш даражасига чиққанлиги туфайли Жанубий кон бошқармасида кейинги беш йилда ярим тайёр ҳолда олтин ишлаб чиқариш 2,4 баравар кўпайди. 2011 йилда Жанубий кон бошқармасида қазиб олинган, таркибида олтин бўлган руданинг 46,5 фоизи ушбу заводда қайта ишланган бўлса, 2013 йилга келиб бу кўрсаткич 65,2 фоизни ташкил этапти.

Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2009 йил 28 октябрда имзолаган “2007 - 2012 йилларда НКМҚни модернизациялаш, техник ва технологик жиҳатдан қайта жиҳозлантириш” дастури ижросини таъминлаш бўйича рўёбга чиқарилган тадбирлар туфайли “Заркент” қўрғони замонавий саноат шахарчасига айланди. Мустақилликнинг илк кунларида таркибида олтин бўлган руда биргина 2 -

гидрометаллургия заводида қайта ишланган бўлса, аини пайтда бу иш 4 та гидрометаллургия заводи, битта олтинни танлаб эритмага ўтказиш кони ва битта олтин бойитиш цехида амалга ошириляпти. 1991 йилги кўрсаткичларга солиштирганда рудани қайта ишлаш 213,2 фоизга, тайёр маҳсулот ишлаб чиқариш 43,4 фоизга ўсди. 2011 йилда “Мурунтов” олтин конида рудани 270 метр баландликка ташиб берадиган тик - қия конвейер комплекси фойдаланишга топширилди. Натижада конда 900 - 1000 метр чуқурликдан ҳам фойдали қазилмалар қазиб олиш имконияти яратилди. Марказий кон бошқармасида комбинатда биринчи бўлиб, 220 тонна юк кўтариш қувватига эга бўлган автоағдаргичлардан фойдаланила бошланди.

Комбинат олтин ишлаб чиқаришининг асосий корхонаси ҳисобланган 2 - гидрометаллургия заводида амалга оширилган техник ва технологик қайта жиҳозлаш эвазига рудани қайта ишлаш ҳажмини кескин ошириш натижасида рекорд кўрсаткич - 37,3 миллион тоннага етказишга эришилди. “Кўкпатас”, “Довғистов” конларининг сульфидли рудасини оксидлантириш йўли билан қайта ишлаш йўлга қўйилди.

1996 йилда Нурободда поливинилхлориддан қувур ишлаб чиқарадиган корхона ишга тушди ва корхона 2000 йилда полиэтилен қувурлари ишлаб чиқаришга мўлжалланган янги линия ҳисобига кенгайтирилди ҳамда бу корхона комбинат бўлинмаларининг шу маҳсулотларга бўлган эҳтиёжини тўла қондирмоқда. 2012 йилда 1 - гидрометаллургия заводида уран ишлаб чиқаришни 33 фоизга ошириш имконини берадиган реконструкция ва кенгайтириш ишлари амалга оширилди.

Умуман, ер остида танлаб эритмага ўтказиш усулида ишлаётган 16 та конда уран қазиб олиш бўйича 2013 йилда комбинат тарихида энг юқори кўрсаткичларга эришилди.

Мустақиллик йилларида комбинат таркибида барпо этилган йирик иншоотлардан бири Қизилқум фосфорит мажмуасидир. Мустақиллигимизнинг йигирма уч йиллиги нишонланиш арафасида қиймати 59,9 миллион АҚШ долларига тенг бўлган Қизилқум фосфорит мажмуасининг иккинчи навбати ишга туширилди. Бу йилга қишлоқ хўжалиги учун ғоят зарур бўлган 716 минг тонна 26 фоизли фосфорит концентрати ишлаб чиқаришдан ташқари 136 та ишчи ўрни ҳам яратилди демақдир.

Истиқлолнинг йигирма уч йиллигини ёруғ юз билан кутиб олган кўп миллатли комбинат жамоаси ижтимоий масалаларнинг муваффақиятли ҳал қилиниши ишлаб чиқариш топшириқларининг ошириб адо этишга боғлиқ эканлигини яхши биладилар ва шунга яраша шижоат билан меҳнат қилишмоқдалар.

Адабиётлар рўйхати:

1. Каримов И. А. *Ўзбекистон Республикаси мустақиллигининг 23 йиллигига бағишланган тантанали маросимдаги табрик сўзи*. “Халқ сўзи” газетаси, 1 сентябрь, 2014 йил.
2. Каримов И. А. *Ўзбекистон XX аср бўсағасида хавфсизликка таҳдид, барқарорлик шартлари ва тараққиёт кафолатлари*. –Т., “Ўзбекистон”, 1997.
3. Каримов И. А. *Ўзбекистон мустақилликка эришиш остонасида*. –Т., “Ўзбекистон”, 2011.

МУЗАФФАР ПАРДАЕВИЧ БОЛТАЕВ
 (к 55-летию со дня рождения)


Исполнилось 55 лет со дня рождения и 32 года трудовой деятельности Музаффера Пардаевича Болтаева - начальника Кызылкумской региональной инспекции Государственной инспекции "Саноатгеоконтехназорат".

По окончании Ташкентского политехнического института им. А.Р. Беруний, с 1983 г. М.П. Болтаев работал: проходчиком, сменным мастером, старшим горным мастером, начальником горного участка, начальником участка Учкулач-Ингичкинского шахтостроительного управления (Самаркандской области); начальником шахтостроительного управления (Джизакской области); начальником Алмалыкского шахтостроительного управления; заместителем управляющего трестом "Узметаллургшахтопроходка" (г. Алмалык); заместителем начальника, а с апреля 1996 г. по настоящее время работает начальником Кызылкумской региональной горнотехнической инспекции Государственной инспекции "Саноатгеоконтехназорат" Навоийского горно-металлургического комбината – таковы основные вехи трудовой биографии Музаффера Пардаевича Болтаева.

Глубокое знание дела, организаторские способности, принципиальность, находчивость, требовательность к себе и подчинённым снискали ему заслуженный авторитет и уважение в коллективе.

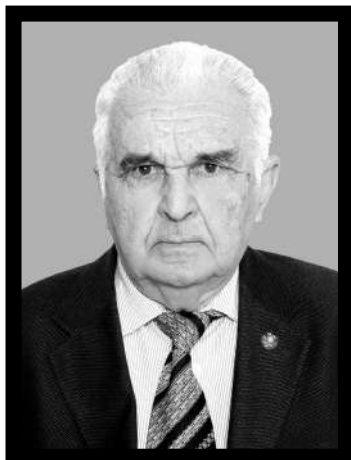
Как начальник Кызылкумской региональной инспекции М.П. Болтаев большое внимание уделяет технике безопасности, охране труда и промышленной безопасности, совершенствованию технологии добычи, механизации трудоёмких работ на шахтах и карьерах Навоийского горно-металлургического комбината. Особенно в последние годы М.П. Болтаев ведёт большие работы на карьере Мурунтау с учётом влияния усложняющих факторов на эффективность ведения гор-

ных работ, охраны массивов и инженерных сооружений от сейсмического воздействия массовых промышленных взрывов, а так же повышения промышленной безопасности при производстве и применении водоземulsionных взрывчатых веществ. Под его непосредственным руководством определены эффективности применения эмульсионных взрывчатых веществ в комплексе с НСИ, при этом качество дробления горной массы улучшилось на 16%.

Плодотворная деятельность М.П. Болтаева отмечена государственной наградой «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан». Он кавалер знака «Горняцкая слава» трёх степеней. Поздравляя Музаффера Пардаевича Болтаева с юбилеем горно-техническая общественность Узбекистана желает ему здоровья, личного и семейного счастья, благополучия, неиссякаемой бодрости и энергии, новых творческих успехов и долгих лет активной трудовой деятельности.

ГП Навоийский горно-металлургический комбинат, ОАО Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Государственная инспекция "Саноатгеоконтехназорат", Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруний, Навоийский государственный горный институт, Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», редакционный совет научно-технического и производственного журнала «O'ZBEKISTON KONCHILIK HABARNOMASI».

ЛУЗАНОВСКИЙ АЛЕКСАНДР ГРИГОРЬЕВИЧ



01. 05. 1939 г.— 15. 07. 2015 г.

Геолого-разведочная и научная общественность Узбекистана глубоко скорбит по поводу безвременной смерти Лузановского Александра Григорьевича, замечательного человека, кандидата геолого-минералогических наук, старшего научного сотрудника, ведущего инженера-геолога Центрального рудоуправления НГМК.

Родился он в 1939 году в г. Клин, Московской области, в семье военнослужащего. Во время войны семья была эвакуирована в Среднюю Азию.

В 1961 году окончил Среднеазиатский университет (ныне Национальный Университет Узбекистана им. Мирзо Улугбека) по специальности геологическая съемка, поиски и разведка месторождений. Выпускник факультета геологии того же университета. А.Г. Лузановский покорял просторы Казахстана в поисках воды для целинников, работал на месторождениях корундов и алунитов в Семиз-Бугу, отработав статус "молодого специалиста", вернулся в Ташкент.

С 1962 года он принимал участие в геологической съемке Мурунтауского рудного поля. Являлся соавтором первой карты Мурунтауского рудного поля (1963 г.) и карты месторождения Мурунтау (1964 г.).

Работал в Среднеазиатском научно-исследовательском институте геологии и минерального сырья (САИГИМС ныне ИМР) заведующим сектором отдела полезных ископаемых. Ему присвоено научное звание старшего научного сотрудника по специальности «Геология, поиски и разведка рудных и не рудных месторождений, металлогения».

В составе палеогеографической партии он занимался поисками горючих сланцев, а затем в юго-западных отрогах Гиссарского хребта – поисками бокситов, древних россыпей золота.

В 1969 году участвовал в подготовке геологических основ к генеральному подсчету запасов золота. Этот год был знаменателен в жизни геологоразведчиков министерства геологии, первостроителей, горняков и металлургов Зарафшана.

Следующий этап работы Александра Григорьевича по россыпям золота и бокситам продолжался с 1970 по 1972 год. Данные наработки в 1975 году легли в основу его кандидатской диссертации. А.Г. Лузановский занимался тематическими исследованиями, посвященными металлогении рудного золота.

По решению дирекции была расширена площадь разработки пласта горючих сланцев в пределах восточной части Каракатинской котловины. Параллельно велись работы по обустройству музея истории освоения пустыни Кызылкум. Был завершен отчет института САИГИМС Министерства геологии Республики Узбекистан по оценке минералов группы платины на территории Узбекистана.

Каждые пять лет А.Г. Лузановский принимал участие в работах Международного совещания по россыпям и корам выветривания. В этот период он написал ряд монографий на тему освоения золоторудных месторождений Кызылкумского региона. Регулярные публикации в журналах и газетах он посвящал исследованиям, преумножающим достижения НГМК.

С 1994 года работал ведущим инженером-геологом Центрального рудоуправления НГМК. Его общий стаж в геологии более 50 лет.

Женат. Воспитал дочь и сына, четырех внуков, правнуков.

Поэзия и геология шли рядом с ним по жизни. Он является одним из авторов сборника "Песнь о Мурунтау", автором более 50 отчетов, 100 публикаций и нескольких геологических монографий в области геологии. Удивительный человек - геолог, поэт, писатель.

Им, в качестве консультанта и старшего научного сотрудника, велась большая научная и организационная работа в городском музее. Свои обширные знания он передал жителям Зарафшана, молодежи, читая для них интересные и познавательные лекции.

Память об Александре Григорьевиче Лузановском сохранится в сердцах всех горняков, геологов и учёных Узбекистана.

Я ПО СВЕТУ НЕМАЛО ХАЖИВАЛ...

на мотивы популярных песен

Я по свету немало хаживал,
Комсомольскими стройками жил
Города, как невест обхаживал,
Строить новые уходил.

Но всегда и везде мне снится
Боль моих отпускных разлук
Дорогая моя столица
Город солнца - мой Учкудук.

Свищет ветер - песок как рашпиль
Станешь мужественным в момент
Словно вечная память павшим
Строй отвалов как монумент.

Но врагу никогда не добиться,
Чтоб скуднел золотой запас.
Поднимайся, моя столица,
С днём рождения Кокпатас!

Кызылкумцу поём мы славу
Ветру с солнцем здесь каждый брат
На века сохранил Мурунтау
И не смог повернуть назад.

Фосфоритом, ураном гордимся
Слитки золота тоже свои
Областная ликует столица
С юбилеем тебя, Навои!

Комбинат не стоит наш на месте
Впереди Даугыз, Амантай...
Их освоить для нас дело чести,
Чтоб "испечь" золотой каравай.

Пролетит отпускная отрада
По дорогам сторон всех и стран
Навои, Учкудук, Зарафшан.
И пусть крепнет, не меркнет дружба
Красногорск, Нурабад, Зафарабад.

ЗАРАФШАН И УЧКУДУК.

*В Кызылкуме - две столицы
(Как Москва и Санкт-Петербург)
Где Вас ждут родные лица...*

Кажется сегодня странным
Совершить автопробег
С Навои до Зарафшана
С остановкой на ночлег...

Здесь центральная промзона
Из руды металл дает
Круглый год, а не сезонно
Дел всегда - невпроворот!

И не сразу, и не вдруг
К финишу автопробега
Показался Учкудук
"Северной Пальмиры" - берег...

Учкудук всегда приветлив
Комбината "Альма-матер"
Солнца брат здесь вольный ветер
Стелит дастархана скатерть!

Учкудук - рождает думы
И стратегию "набега"
На открытые в Кызылкуме
Руд на благо человека!

НГМК

Комбинату родному славу
Вместе с русским - узбек и казах,
За могучую нашу державу,
Добывают здесь в "Красных песках".

Есть в пустыне чему подивиться
По дорогам сторон всех и стран,
В Кызылкумские едут столицы:
В Навои, Учкудук, в Зарафшан...

Коллективом гордимся по праву -
Ветру с солнцем здесь каждый брат,
Рудник золота наш Мурунтау
Открывает успехов парад!

Учкудук молодеет с годами -
Был урана старейшей столицей,
А теперь удивляемся сами:
Юным золотом светятся лица...

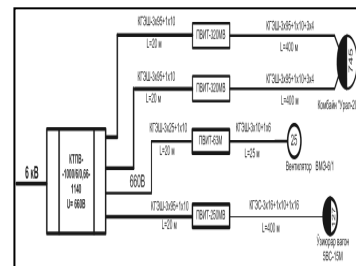
Фосфоритом, ураном гордимся,
Слитки золота тоже свои.
Областная ликует столица -
С юбилеем тебя, Навои!

Кызылкум не подвергнется сглазу,
В его недрах богатства - не счесть:
Бирюза, кахолонг и алмазы -
Украшенья красавицам есть!

Комбинат не стоит наш на месте:
Впереди - Даугыз, Амантай -
Их освоить для нас дело чести -
Чтоб "испечь" золотой каравай!

Направляются новые вахты
В Красногорск, в Нурабад и в Кукчу.
И Марджан - Зармитанские шахты
Возродить будет нам по плечу.

Сыновья, внуки будут трудиться -
Они - "наш золотой запас".
Приезжайте к нам строить столицы,
Дастарханом мы встретим вас!



ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат», ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Институт минеральных ресурсов Госкомгеологии Республики Узбекистан, ГУП Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'ZGEORANGMETLITI», Навоийский государственный горный институт, редакционный совет «Горный вестник Узбекистана».