

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

7
2017



УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛПЕВ Нияз Гадым-оглы

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ГОРДЕЕВ Виктор Александрович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ДОНДОВ Дорж

*д-р техн. наук, проф., Монгольский государственный университет науки и технологий,
г. Улан-Батор, Монголия*

ДРЕБЕНШТЕДТ Карстен

д-р техн. наук, проф., Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия

ДУШИН Алексей Владимирович

д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ИГНАТЬЕВА Маргарита Николаевна

д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КАЛМЫКОВ Вячеслав Николаевич

д-р техн. наук, проф., Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск

КАРТОЗИЯ Борис Арнольдович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

КАШНИКОВ Юрий Александрович

д-р техн. наук, проф., Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь

КОЗИН Владимир Зиновьевич

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОРНИЛКОВ Михаил Викторович — главный редактор

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСАРЕВ Николай Петрович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСОЛАПОВ Александр Иннокентьевич

д-р техн. наук, проф., Сибирский федеральный университет, г. Красноярск

ЛАПИН Эдуард Самуилович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛАТЫШЕВ Олег Георгиевич — зам. главного редактора

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛИТВИНЕНКО Владимир Стефанович

д-р техн. наук, проф., Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург

МАХНО Дмитрий Евсеевич

д-р техн. наук, проф., Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск

МОЧАЛОВА Людмила Анатольевна

д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ПАНКРАТЕНКО Александр Никитович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПЕТРОВ Вадим Леонидович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПИВНЯК Геннадий Григорьевич

д-р техн. наук, акад. НАН, Национальный горный университет, г. Днепрпетровск, Украина

ПУЧКОВ Лев Александрович

д-р техн. наук, член-корр. РАН, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

СЁМИН Александр Николаевич

д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич

д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов

д-р техн. наук, доц., Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж

д-р техн. наук, проф., Научно-технический университет им. С. Стаица, г. Краков, Польша

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич

д-р техн. наук, проф., Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич

д-р техн. наук, член-корр. РАН, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 7, 2017

12+

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ	
<i>Акишев А. Н., Лель Ю. И., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Глебов И. А.</i> Технологические решения по вскрытию и отработке глубоких горизонтов Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА».....	4
<i>Кантемиров В. Д., Титов Р. С.</i> К вопросу учета и нормирования повышенных потерь полезного ископаемого при добыче.....	13
<i>Анферов Б. А., Кузнецова Л. В.</i> Селективная выемка угольных пластов при комплексном освоении месторождения.....	22
<i>Смирнов О. Ю.</i> Отработка рудных месторождений в условиях повышенной напряженности.....	29
РЕГИОНАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ	
<i>Земсков А. Н.</i> Изучение газоносности соляной толщи Гарлыкского месторождения калийных солей.....	35
ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ	
<i>Мельников Н. Н., Бусырев В. М.</i> Основы рационального недропользования.....	43
МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОДЕЗИЯ	
<i>Гришко С. В., Букин В. Г.</i> Совместное использование результатов спутниковых определений и высокоточного нивелирования в геодинамическом мониторинге.....	50
<i>Гордеев В. А., Раева О. С.</i> Предварительная оценка точности проекта GPS-построений ...	57
ГЕОМЕХАНИКА	
<i>Тагильцев С. Н., Кибанова Т. Н.</i> Гидрогеомеханические структуры растяжения и сжатия в поле современных тектонических напряжений.....	63
РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО	
<i>Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Нутфуллоев Г. С., Таджиев Ш. Т., Рашиданова М. Х.</i> Конструкция скважинного заряда взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом.....	70
<i>Жариков С. Н.</i> Определение зависимостей между процессами добычи при открытой разработке рудных месторождений.....	78
МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ	
<i>Бейсембаев К. М., Решетникова О. С., Телиман И. В., Артемова А. А.</i> Особенности проектирования манипуляторов горных машин.....	87
ГОРНАЯ МЕХАНИКА	
<i>Таугер В. М., Казаков Ю. М., Волков Е. Б., Кожевников А. О.</i> Кинематика скипа в спускном трубопроводе пневмоподъемной установки.....	96
<i>Островский В. Г., Зверев В. Ю.</i> Стенд для испытания ступеней электроцентробежных насосов нефтяных промыслов.....	102

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Козин В. З., Комлев А. С.</i> Определение случайной погрешности отбора проб при использовании автоматических анализаторов.....	107
<i>Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Мамонов С. В., Елизаров Д. Б.</i> Рентгено-радиометрическая сепарация полиметаллической руды.....	113

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Миренков В. Е., Евстигнеев Д. С.</i> Феноменологическая модель деформирования горных пород в окрестности трещины.....	120
<i>Багазеев В. К., Валиев Н. Г., Старцев В. А.</i> Определение физико-механических свойств сульфидных пород россыпей.....	126

ИНФОРМАЦИЯ. ХРОНИКА. РЕЦЕНЗИИ

<i>Представляем новую книгу.....</i>	131
--------------------------------------	-----

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

<i>Akishev A. N., Lel' Iu. I., Il'bul'din D. Kh., Musikhina O. V., Glebov I. A.</i> Technological solutions for the ALROSA group Nyurbinsky open pit deep horizons exposing and processing.....	4
<i>Kantemirov V. D., Titov R. S.</i> To the issue of advanced mineral loss accounting and regulation during production.....	13
<i>Anferov B. A., Kuznetsova L. V.</i> Selective excavation of coal seams during integrated deposit development.....	22
<i>Smirnov O. Iu.</i> Ore deposits development in conditions of higher stress.....	29

REGIONAL PROBLEMS OF MINING

<i>Zemskov A. N.</i> Examination of gas-bearing capacity of salt formation of Garlyksky potassuim salt deposit.....	35
---	----

ECONOMICS, ORGANIZATION AND MANAGEMENT. LEGAL MATTERS OF SUBSOIL USE

<i>Mel'nikov N. N., Busyrev V. M.</i> The fundamentals of rational subsoil use.....	43
---	----

MINE SURVEYING AND GEODESY

<i>Grishko S. V., Bukin V. G.</i> Joint use of the results of satellite definitions and high-precision leveling in geodynamic monitoring.....	50
<i>Gordeev V. A., Raeva O. S.</i> Preliminary estimation of the accuracy of GPS-schemes project.....	57

GEOMECHANICS

<i>Tagil'tsev S. N., Kibanova T. N.</i> Hydromechanical structures of extension and compression in the field of modern tectonic stresses.....	63
---	----

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

<i>Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh., Nutfulloev G. S., Tadzhiev Sh. T., Ravshanova M. Kh.</i> Construction of a deep-hole charge of explosives with cumulative effect.....	70
<i>Zharikov S. N.</i> The determination of relationship between the processes of mining under the opencast development of ore deposits.....	78

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

<i>Beisembaev K. M., Reshetnikova O. S., Teliman I. V., Artemova A. A.</i> Mining machines manipulators designing features.....	87
---	----

MINING MECHANICAL ENGINEERING

<i>Tauger V. M., Kazakov Iu. M., Volkov E. B., Kozhevnikov A. O.</i> Kinematics of skip in the descending pipeline of a pneumatic winding plant.....	96
<i>Ostrovskii V. G., Zverev V. Iu.</i> Stand for testing stages of electric-centrifugal oilfield pumps.....	102

ORE PREPARATION AND MINERAL DRESSING

Kozin V. Z., Komlev A. S. The determination of random inaccuracy of sampling under the use of automated analyzers..... 107

Efremova T. A., Tsybin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Mamonov S. V., Elizarov D. B. X-ray radiometric separation of polymetallic ore..... 113

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

Mirenkov V. E., Evstigneev D. S. Phenomenological model for deformation of rock mass in the vicinity of crack..... 120

Bagazeev V. K., Valiev N. G., Startsev V. A. Determination of physical and mechanical properties of loamy placer rock 126

INFORMATION. CHRONICLES. REVIEWS

Presentation of a new book..... 131

ЖУРНАЛ ВКЛЮЧЕН В «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ,
В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК,
НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»
(письмо Минобрнауки РФ от 1 декабря 2015 года № 13-6518)

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 622.684:629.3

DOI: 10.21440/0536-1028-2017-7-4-12

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ВСКРЫТИЮ И ОТРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ НЮРБИНСКОГО КАРЬЕРА АК «АЛРОСА»

АКИШЕВ А. Н., ЛЕЛЬ Ю. И., ИЛЬБУЛЬДИН Д. Х., МУСИХИНА О. В., ГЛЕБОВ И. А.

Выполнен анализ рекомендаций по горнотехническим параметрам и порядку отработки Нюрбинского карьера до глубины 570 м с использованием полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов. Рассмотрено два варианта разработки карьера. К практической реализации рекомендован вариант, предусматривающий проведение локальной реконструкции бортов карьера без изменения границ по поверхности. Предложены формулы для предварительного расчета глубины перехода на вскрытие крутонаклонными съездами при использовании полноприводных автосамосвалов. Установлено, что в рекомендуемом варианте разработки рациональная глубина перехода составляет 330 м. Обоснованы предложения по обеспечению условий эффективной эксплуатации шарнирно-сочлененных автосамосвалов при разработке глубоких горизонтов карьера, заключающиеся в использовании транспортных берм переменной ширины, роботизации автотранспорта и вскрытии нижних горизонтов карьера законтурными автомобильными тоннелями спиральной формы.

Ключевые слова: карьер; автотранспорт; транспортная берма; коэффициент устойчивости борта; крутонаклонные автосъезды; тоннель; глубина перехода.

Открытые горные работы на месторождении трубка «Нюрбинская» были начаты в 2000 г. С 2002 г. работы велись по проекту, предусматривающему разработку карьера до глубины 305 м. В дальнейшем в связи с доразведкой месторождения и вовлечением в разработку погребенной россыпи «Нюрбинская» проектная глубина карьера неоднократно пересматривалась. С 2008 г. работы ведутся по проекту, согласно которому отработка карьера осуществляется до глубины 450 м. В настоящее время институтом «Якутнипроалмаз» разработаны рекомендации по горнотехническим параметрам и порядку отработки карьера до глубины 570 м (*Разработать рекомендации по горнотехническим параметрам и порядку от-*

Акишев Александр Николаевич – кандидат технических наук, доцент, начальник комплексного отдела открытых горных работ. 678170, Республика Саха (Якутия), г. Мирный, ул. Ленина, 39, Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО). E-mail: akishevAN@alrosa.ru

Лель Юрий Иванович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений открытым способом. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Lel49@mail.ru

Ильбульдин Давлят Хурматович – заведующий лабораторией нормативов и экономики горного оборудования. 678170, Республика Саха (Якутия), г. Мирный, ул. Ленина, 39, Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО). E-mail: lbuldin@yna.alrosa-mir.ru

Мусихина Ольга Владимировна – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: musihina_o@mail.ru

Глебов Игорь Андреевич – аспирант кафедры разработки месторождений открытым способом. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gleb_igor@mail.ru

работки карьера «Нюрбинский» до глубины 570 м с учетом уточненных физико-механических свойств вмещающих пород: отчет о НИР / рук. А. Н. Акишев. Мирный: Якутннпроалмаз, 2015. 50 с.).

Проработано два варианта реконструкции карьера. Вариант 1 предусматривает ведение горных работ с разносом нерабочего борта начиная с поверхности с формированием новой схемы вскрытия. Горные работы в полосе разноса ведутся рабочими площадками шириной, обеспечивающей на всех участках размещение необходимого горнотранспортного оборудования. Достоинства данного варианта разноса бортов карьера – исключение экскаваторной перевалки горной массы в полосе разноса и формирование более пологого, характеризующегося большим коэффициентом запаса устойчивости, борта карьера. Существенным недостатком является значительный объем вскрыши, удаляемой при реконструкции карьера, при относительно небольших объемах прирезаемых запасов руды. С целью сокращения объемов вскрыши и увеличения угла наклона нерабочих бортов с глубины 375 м (отм. –125 м) предусматривается переход на полноприводные шарнирно-сочлененные автосамосвалы и уклоны транспортных съездов 20–21 %.

Таблица 1

Параметры схемы вскрытия Нюрбинского карьера

Глубина карьера / отметка горизонтов, м	Количество вскрываемых выработок на горизонт, шт.	Ширина транспортных берм B_r , м	Руководящий уклон транспортных берм i_r , %
<i>Вариант 1</i>			
0–60 / +250...+190	3	30	8–9
60–120 / +190...+130	2	30	8–9
120–375 / +130...–125	1	30	8–9
555–570 / –125...–320	1	20	20–21
<i>Вариант 2</i>			
0–82 / +250...+168	2	30	8–9
82–330 / +168...–80	1	30	8–9
330–555 / –80...–305	1	20	21–24
555–570 / –305...–320	2	20	25

Вариант 2 предусматривает проведение локальной реконструкции борта карьера без изменения его границ по поверхности. В верхней части карьера исключается размещение части транспортных съездов, которые формируются по отсыпке в выработанном пространстве прилегающей целиковой россыпи. Нижняя часть карьера вскрывается крутонаклонными транспортными съездами (21–25 %) с применением полноприводных шарнирно-сочлененных автосамосвалов. Переход на полноприводные автосамосвалы осуществляется с глубины 330 м (отм. –80 м). Достоинством данного варианта является вовлечение в отработку дополнительного объема руды при минимально возможном увеличении объема вскрыши. Основным недостатком – минимальная ширина полосы разноса, которая на ряде участков может потребовать проведения работ по бестранспортной схеме с перевалкой вскрышных пород экскаваторным способом на нижние горизонты карьера.

Параметры схем вскрытия и параметры Нюрбинского карьера на конец разработки по рассматриваемым вариантам представлены в табл. 1, 2 (*Разработать рекомендации по горнотехническим параметрам... 50 с.*).

Учитывая, что значения генеральных углов бортов карьера по варианту 2 (48°–51°) превышают проектные, а также значения углов по варианту 1, для при-

нятого варианта была проведена оценка устойчивости нерабочих уступов и бортов в целом. Установлено, что расчетные значения коэффициента запаса устойчивости бортов ($K_p = 1,77-1,92$) больше минимально допустимых значений ($K_d = 1,3$).

Таким образом, оба варианта конечного контура карьера являются технически приемлемыми и могут быть реализованы. Вместе с тем по условию поддержания максимальной загрузки обогатительных мощностей без существенного наращивания парка горнотранспортного оборудования к реализации был рекомендован вариант 2, предусматривающий проведение локальной реконструкции борта карьера без изменения границ по поверхности (*Разработать рекомендации по горнотехническим параметрам... 50 с.*).

Таблица 2

Параметры Нюрбинского карьера на конец разработки

Показатель	Проектный вариант	
	1	2
Глубина карьера, м	570	570
Размеры карьера, м:		
по поверхности	2040 × 1335	2040 × 1100
по дну	275 × 95	275 × 95
Высота борта, м:		
северного	580	580
южного	563	562
восточного	565	563
западного	575	578
Генеральный угол наклона борта, град.:		
северного	48	50
южного	47	48
восточного	46	51
западного	47	50
Глубина перехода на вскрытие крутонаклонными съездами, м	375	330
Объем вскрыши в контуре карьера (на 01.01.2016 г.), млн м ³	104,585	75,679
в том числе в полосе консервации	58,534	29628
Объем руды в контуре карьера, млн т	8,973	8,973
Объем горной массы в контуре карьера, млн м ³	112,327	83,421
Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, м ³ /т	5,13	3,71

В обоих вариантах предусматривается переход с определенной глубины карьера на вскрытие крутонаклонными съездами с соответствующим вводом в эксплуатацию полноприводных автосамосвалов с шарнирно-сочлененной рамой. В рекомендуемом варианте этот переход осуществляется с глубины 330 м (гор. –80 м). До глубины 330 м горная масса вывозится на поверхность автосамосвалами CAT-777D, CAT-777F, Terex TR-100 грузоподъемностью 91 т. С нижних горизонтов горная масса вывозится шарнирно-сочлененными автосамосвалами CAT-745C грузоподъемностью 41 т на перегрузочный пункт, расположенный на горизонте –80 м. Основные преимущества и недостатки шарнирно-сочлененных автосамосвалов (ШСС) представлены на рис. 1.

Главные преимущества ШСС в рассматриваемом варианте разработки заключаются в использовании крутонаклонных съездов и транспортных берм меньшей ширины по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4 × 2, что позво-

ляет увеличить угол наклона нерабочего борта, сократить дополнительный объем выемки вскрыши от размещения транспортных коммуникаций и отработать карьер до глубины 570 м.

Предварительный расчет глубины перехода на вскрытие крутонаклонными съездами H_n , м, при известной конечной глубине карьера H_k , м, рекомендуется производить по следующей формуле (рис. 2):

$$H_n = H_1 - \frac{(H_k - H_1)\cos\gamma_2\sin(\gamma_1 - \varphi)}{\sin(\gamma_2 - \gamma_1)\cos\varphi}, \quad (1)$$

где H_1 – глубина карьера по первоначальному проекту при использовании автосамосвалов с колесной формулой 4 × 2, м; γ_1 – угол откоса нерабочего борта карьера при использовании автосамосвалов с колесной формулой 4 × 2, град.; γ_2 – угол откоса нерабочего борта карьера при использовании полноприводных автосамосвалов, град.; φ – угол откоса рабочего борта, град.

Преимущества	Недостатки
Способность преодолевать продольные уклоны автодорог до 30 %	Ограниченная грузоподъемность (10–50 т)
Улучшенные тяговые свойства и проходимость	Более высокий коэффициент тары (на 12–14 %)
Более высокие средние скорости на слабых грунтах	Более сложная конструкция и повышенные затраты на техническое обслуживание
Высокая поворачиваемость и лучшая плавность хода при движении по пересеченной местности	Более высокая себестоимость транспортирования в обычных карьерных условиях

Рис. 1. Преимущества и недостатки ШСС по сравнению с автосамосвалами с колесной формулой 4 × 2

Конечная глубина карьера при известной глубине перехода на вскрытие крутонаклонными съездами, м:

$$H_k = H_1 + \frac{(H_1 - H_n)\sin(\gamma_2 - \gamma_1)\cos\varphi}{\cos\gamma_2\sin(\gamma_2 - \varphi)}. \quad (2)$$

Увеличение глубины карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами, м:

$$\Delta H = H_k - H_1 = \frac{(H_1 - H_n)\sin(\gamma_2 - \gamma_1)\cos\varphi}{\cos\gamma_2\sin(\gamma_2 - \varphi)}. \quad (3)$$

Высота нерабочего борта карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами, м:

$$H_{н.б} = H_1 - \frac{(H_k - H_1)\cos\gamma_2\sin\gamma_1}{\sin(\gamma_2 - \gamma_1)}. \quad (4)$$

Следует отметить, что полученные выражения (1)–(4) целесообразно использовать для предварительной оценки предельной глубины перехода на вскрытие

крутонаклонными съездами. Превышение этой глубины перехода приводит к необходимости коренной реконструкции карьера, начиная с верхних горизонтов. В противном случае будет невозможно отработать карьер до проектной глубины H_k . Окончательное решение по оптимальной глубине перехода принимается по экономическим критериям, учитывающим сокращение объема вскрышных работ, объема перевозок разными моделями автосамосвалов, себестоимость вскрышных работ и автоперевозок, а также динамику этих показателей. Подробно методика, разработанная авторами, изложена в работе [1]. В рекомендуемом варианте глубина перехода на вскрытие крутонаклонными съездами установлена на основании экономических расчетов ($H_n = 330$ м).

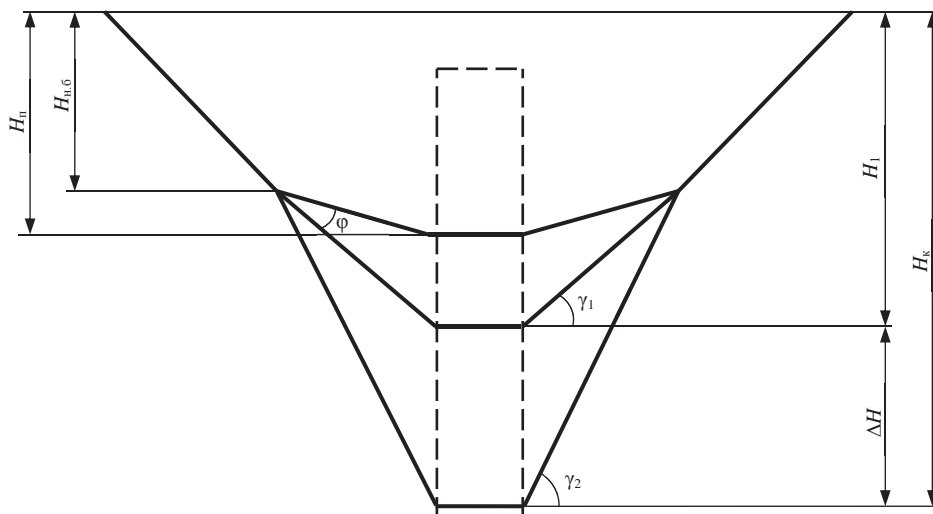


Рис. 2. Схема к расчету глубины перехода на вскрытие крутонаклонными съездами:
 $H_{н,6}$ – высота нерабочего борта карьера при переходе на вскрытие крутонаклонными съездами

Вместе с тем практическая реализация рекомендуемого варианта вскрытия Нюрбинского карьера крутонаклонными съездами связана с определенным технологическим риском. В настоящее время в мировой практике отсутствует опыт эксплуатации шарнирно-сочлененных автосамосвалов в экстремальных горно-технических условиях, аналогичных условиям алмазодобывающих карьеров, расположенных в криолитозоне. Теоретически считается, что ШСС способны преодолевать уклоны автодорог до 30–35 %, однако на практике заводы-изготовители гарантируют надежную работу таких автосамосвалов при продольных уклонах до 18–20 %. Опыт эксплуатации шарнирно-сочлененных автосамосвалов САТ-740В (39,5 т) при доработке карьера «Удачный» АК «АЛРОСА» на уклонах автодорог до 24 % выявил ряд конструктивных недостатков указанных моделей [2]: выход из строя задних мостов вследствие перераспределения нагрузок при движении с грузом на подъем, неполное использование грузоподъемности и т. п. Существует вероятность, что к моменту перехода на крутонаклонное вскрытие (2024 г.) не будет организовано серийное производство ШСС, способных надежно работать на уклонах 24–25 %. Необходимо предусмотреть технологические решения, учитывающие такую вероятность.

Авторами предлагается два направления решения этой проблемы.

Первое заключается в том, что влияние снижения уклона автодорог на величину угла нерабочего борта карьера можно полностью или частично компенсировать сокращением ширины транспортных берм. При прочих равных условиях

ширина транспортных берм при двухполосном движении определяется шириной проезжей части автодорог $\Pi_{п.ч}$, которая оценивается величиной ее отношения к ширине автосамосвала K

$$\Pi_{п.ч} = KB_a,$$

где B_a – ширина автосамосвала, м (для CAT-777D $B_a = 6,05$ м, для CAT-745C $B_a = 3,53$ м).

Рациональной ширине проезжей части будет соответствовать оптимальное значение величины K ($K = K_{опт}$).

На основании анализа данных СНиП 2.05.07-91 и исследований ИГД УрО РАН установлена регрессионная связь между величинами $K_{опт}$ и интенсивностью движения автосамосвалов I , авт./ч [3]:

$$K_{опт} = 1,44 \lg I + 1,144; \quad R = 0,87.$$

С увеличением глубины карьеров, как правило, существенно снижаются объемы перевозок и интенсивность движения автосамосвалов. Рекомендуемые значения ширины транспортных берм для автосамосвалов CAT-777D и CAT-745C, установленные с учетом распределения объемов перевозок по глубине Нюрбинского карьера и расчетных показателей интенсивности движения автосамосвалов, представлены в табл. 3. На рис. 3 показана зависимость ширины транспортных берм для автосамосвалов CAT-777D и CAT-745C от глубины Нюрбинского карьера.

При отработке нижних горизонтов карьера и существенном снижении интенсивности движения автосамосвалов ($I < 10$ авт./ч) появляется возможность формирования крутонаклонных транспортных берм с однополосным движением. На Нюрбинском карьере переход на бермы с однополосным движением рекомендуется с глубины 450 м. В этом случае на бермах необходимо предусматривать устройство ниш с площадками для разминовки встречных автосамосвалов через расстояние l_p , км, рассчитываемое по формуле [3]:

$$l_p = v_t / 2I,$$

где v_t – среднетехническая скорость автосамосвалов, км/ч.

Для условий Нюрбинского карьера расчетное значение l_p для автосамосвалов CAT-745C составляет 0,4–0,5 км.

Сокращение ширины транспортных берм на 20–30 % может быть обеспечено применением роботизированных автосамосвалов при отработке нижних горизонтов [4]. В этом случае ширина транспортных берм определяется шириной проезжей части автодороги и величиной допуска, связанного с точностью систем позиционирования. Из конструкции бермы исключаются элементы безопасности. Роботизированные автосамосвалы оборудуются сканером окружающего

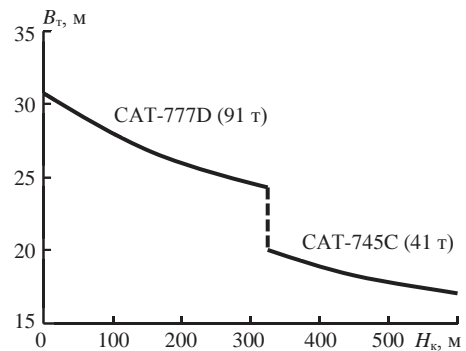


Рис. 3. Зависимость ширины транспортных берм B_t от глубины Нюрбинского карьера H_k

пространства, что позволяет вести оперативный контроль за состоянием автодорог и породного массива. Применение роботизированных автосамосвалов позволит также решить проблему ведения горных работ при расконсервации временно нерабочих бортов и исключить перевалку вскрышных пород на нижние горизонты. В настоящее время работы в этом направлении интенсивно ведутся компанией «ВИСТ Групп» [4, 5].

Таблица 3

Рекомендуемая ширина транспортных берм в условиях Нюрбинского карьера

Глубина карьера, м	Интенсивность движения I , авт./ч		Ширина транспортных берм B_r , м	
	CAT-777D	CAT-745C	CAT-777D	CAT-745C
0–80	20–25	–	29,8	–
80–180	10–20	–	27,0	–
180–330	5–10	–	25,0	–
330–450	–	10–15	–	19,0
450–570	–	< 10	–	18,1/8,7*

* В числителе – при двухполосном движении, в знаменателе – при однополосном движении и применении роботизированных автосамосвалов.

Второе направление заключается во вскрытии нижних горизонтов Нюрбинского карьера законтурными автомобильными тоннелями спиральной формы (рис. 4). Соединение подземного автомобильного съезда с рабочими горизонтами

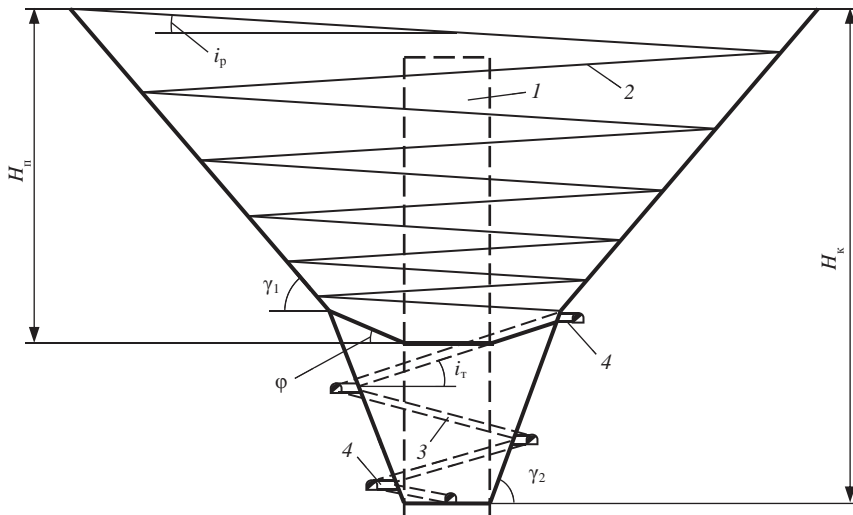


Рис. 4. Схема разработки карьера с использованием законтурных автомобильных тоннелей спиральной формы:

H_n – глубина перехода на тоннельное вскрытие, м; i_p – руководящий уклон траншейных автосъездов, %; i_r – руководящий уклон тоннельных автосъездов, % ($i_r > i_p$); 1 – рудное тело; 2 – траншейные автосъезды; 3 – тоннельные автосъезды; 4 – квершлагги

осуществляется квершлагами, которые проходятся в нерабочих бортах и погашаются по мере понижения горных работ. Скорость и продолжительность строительства тоннелей и временных квершлаггов увязывается со скоростью

формирования нерабочего борта карьера в зоне тоннельного вскрытия. Вертикальная скорость формирования нерабочего борта определяется из выражения, м/год,

$$h_{н.б} = h_r \frac{\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\sigma}{\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma_2},$$

где h_r – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; σ – угол направления углубки, град.; γ_2 – угол откоса нерабочего борта карьера в зоне тоннельного вскрытия, град.

При такой схеме вскрытия угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия не зависит от ширины и уклона транспортных коммуникаций, а определяется только условиями устойчивости. На нерабочем борту исключается размещение транспортных берм. С учетом разницы значений расчетного и допустимого коэффициентов запаса устойчивости бортов на Нюрбинском карьере угол наклона нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия может быть увеличен на 25–30 %. Соответственно увеличивается глубина перехода на вскрытие крутонаклонными тоннельными автосъездами и сокращается объем разноса бортов карьера. Тоннельное вскрытие обеспечивает снижение гидродинамического давления грунтовых вод на борт карьера, что также будет способствовать увеличению угла откоса нерабочего борта. Наличие тоннелей дает возможность размещать в пределах массива аппаратуру наблюдения за его состоянием. Кроме того, из тоннелей может быть установлено анкерное крепление, предотвращающее обрушение прибортового массива карьера [6]. Применение ШСС и крутых уклонов автосъездов позволит значительно сократить капитальные вложения на проходку подземных выработок, что является основным ограничением при практической реализации указанного способа вскрытия. В настоящее время в Уральском государственном горном университете и институте «Якутнипроалмаз» проводится детальное технико-экономическое обоснование тоннельного вскрытия глубоких горизонтов Нюрбинского карьера с оценкой возможности увеличения глубины открытых горных работ до 650–700 м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лель Ю. И., Глебов А. В., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Дунаев С. А. Технологические схемы перехода на новые модели автосамосвалов при доработке глубоких карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 4–12.
2. Зырянов И. В., Цымбалова А. И. Испытания САТ-740В на крутонаклонных съездах карьера «Удачный» АК «АЛРОСА» // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 9. С. 22–25.
3. Стенин Ю. В., Ильбульдин Д. Х. Рациональные параметры автотранспортных берм карьеров // Горный журнал. 2010. № 2. С. 33–35.
4. Владимиров Д. Я. Обоснование параметров роботизированных горнотехнических систем в осложненных условиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2016. 22 с.
5. Трубецкой К. Н., Владимиров Д. Я., Пыталев И. А., Попова Т. М. Роботизированные горнотехнические системы при открытой разработке полезных ископаемых // Горный журнал. 2016. № 5. С. 21–27.
6. Hustrulid W. A., Seegmiller B., Stephansson O. In-the-wall haulage for open pit mining // Mining Engineering. 1987. Vol. 39. № 2. P. 119–123.

Поступила в редакцию 12 мая 2017 года

TECHNOLOGICAL SOLUTIONS FOR THE ALROSA GROUP NYURBINSKY OPEN PIT DEEP HORIZONS EXPOSING AND PROCESSING

Akischev A. N. – Yakutnioproalmaz Research and Design Institute, ALROSA Group, Mirny, the Republic of Sakha (Yakutia), the Russian Federation. E-mail: akishevAN@alrosa.ru

Lel' Iu. I. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Lel49@mail.ru

Il'bul'din D. Kh. – Yakutniproalmaz Research and Design Institute, ALROSA Group, Mirny, the Republic of Sakha (Yakutia), the Russian Federation. E-mail: Ilbul'din@yna.alrosa-mir.ru

Musikhina O. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: musihina_o@mail.ru

Glebov I. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gleb_igor@mail.ru

The analysis of recommendations over the mine engineering parameters and the sequence of mining Nyurbinsky open pit down to the depth of 570 m with the use of four-wheel drive hinge articulated dump trucks has been fulfilled. The two variants of open pit development have been worked out. For practical implementation the variant have been recommended, which involves local reconstruction of open pit edges without changing its surface borders. The formulae are suggested for the preliminary calculation of the depth of transition to exposing with steeply inclined crosses-over with the use of four-wheel drive dump trucks. It has been stated that in the variant suggested, the rational depth of transition constitutes 330 m. Suggestions to ensure the conditions of efficient exploitation of hinge articulated dump trucks under the development of deep horizons of an open pit have been substantiated, which consist in the use of haulage berms of variable width, motor transport robotization, and lower open pit horizons exposure with marginal automobile tunnels of spiral shape.

Key words: open pit; motor transport; haulage berm; pit edge stability coefficient; steeply inclined crosses-over; tunnel; transition depth.

REFERENCES

1. Lel' Iu I., Glebov A. V., Il'bul'din D. Kh., Musikhina O. V., Dunaev S. A. [Flowsheets of transition to new models of haulage trucks when cleaning-up deep open pits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 8, pp. 4–12. (In Russ.)
2. Zyrianov I. V., Tsymbalova A. I. [Testing CAT-740V at steeply inclined crosses-over of the open pit “Udachny” of ALROSA Group]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2013, no. 9, pp. 22–25. (In Russ.)
3. Stenin Iu. V., Il'bul'din D. Kh. [Rational parameters of open pit transport berms]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2010, no. 2, pp. 33–35. (In Russ.)
4. Vladimirov D. Ia. *Obosnovanie parametrov robotizirovannykh gornotekhnicheskikh sistem v oslozhnennykh usloviyakh otkrytoi razrabotki mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [Robotic mine engineering systems parameters substantiation within complicated conditions of mineral deposits exploitation. Cand. eng. sci. abstract of diss.]. Magnitogorsk, 2016. 22 p.
5. Trubetskoi K. N., Vladimirov D. Ia., Pytalev I. A., Popova T. M. [Robotic mine engineering systems under opencast mining]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 21–27. (In Russ.)
6. Hustrulid W. A., Seegmiller B., Stephansson O. In-the-wall haulage for open pit mining. *Mining Engineering*, 1987, vol. 39, no. 2, pp. 119–123.

К ВОПРОСУ УЧЕТА И НОРМИРОВАНИЯ ПОВЫШЕННЫХ ПОТЕРЬ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ДОБЫЧЕ

КАНТЕМИРОВ В. Д., ТИТОВ Р. С.

В статье изложены методологические подходы к учету и нормированию повышенных потерь полезного ископаемого при открытой разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями. В качестве примера приведены показатели потерь полезного ископаемого при разработке Костанокского участка Чаньвинского месторождения известняков, используемых для производства каустической соды. Установлен фактический уровень потерь, превышающий 30 % от объема добычи сырья. Изложены основные причины повышенных потерь известняка по сравнению с уровнем, обоснованным проектом. Установлено, что при детальной разведке массива известняков не были выявлены карстовые зоны и зоны с повышенным содержанием глины, залегающие в виде жил в зонах повышенной трещиноватости. В результате взрывных работ происходит перемешивание взрывааемых закарстованных, заглинизированных участков с чистым известняком, его загрязнение до значений, превышающих допустимые, что приводит к потере балансовых запасов полезного ископаемого при выемке. В статье даются рекомендации по расчету уровня потерь при отработке сложных забоев, которые характеризуются перемежаемостью породы с продуктивной толщей известняка и карстовыми зонами.

Ключевые слова: известняк; эксплуатационные потери; Чаньвинское месторождение известняков; засорение; разубоживание; карстовые зоны; нормирование потерь.

Одним из элементов стратегии рационального недропользования является сокращение потерь полезного ископаемого (ПИ) при добыче. Как правило, нормативный уровень потерь ПИ устанавливается проектом на основании геологических данных о месторождении, сложности залегания рудных тел и вмещающих пород, принятой технологии разработки конкретных добычных участков. В большинстве случаев уровень потерь составляет 2–9 % от общего объема добычи. Однако при разработке некоторых месторождений имеют место повышенные потери ПИ (20–35 %).

Основными причинами высокого уровня потерь и разубоживания при добыче и переработке полезного ископаемого являются:

- недостаточная изученность геологического строения месторождения;
- отсутствие должной экономической заинтересованности предприятий в наиболее рациональной разработке и обогащении полезного ископаемого;
- нарушение предусмотренных проектом технологических процессов при добыче и переработке;
- применение систем разработки и технологий горных работ, не соответствующих горно-геологическим условиям и особенностям геологического строения обрабатываемого месторождения и отдельных его частей;
- несовершенство принятых методик определения и нормирования потерь и разубоживания.

Кантемиров Валерий Данилович – кандидат технических наук, заведующий сектором управления качеством минерального сырья. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: ukrkant@mail.ru

Титов Роман Сергеевич – научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: ukridg15@mail.ru

В статье рассмотрены предложения по совершенствованию нормирования и учета потерь ПИ на примере разработки Костанокского участка Чаньвинского месторождения известняков (Пермский край, АО «Березниковский содовый завод»), где уровень потерь на отдельных участках превышает 30 %.

В целом Костанокский участок характеризуется весьма благоприятными горно-геологическими условиями отработки запасов: мощность вскрыши не более 10 м при среднем значении 2,5 м; рельеф в пределах участка относительно ровный; угол наклона дневной поверхности практически не превышает 15°. Известняк отличается высокой чистотой, количество вредных примесей составляет 2–4 %.

Особенностью Костанокского участка месторождения является его повышенная закарстованность и широкое развитие глинистых образований. Карстовые формы открытого типа представлены конусовидными, чашеобразными и блюдцеобразными воронками. Воронки чаще всего округлые, реже вытянутые в результате слияния нескольких воронок [1]. Обычный размер воронок в плане составляет 10–40 м. Преобладают воронки с глубиной до 10 м, максимальная глубина закрытой воронки – 42,2 м. Карстовые воронки целиком заполнены рыхлым материалом, представляющим собой обломки карбонатных пород, цементированные песчанистой глиной. В большинстве случаев выше залегает маломощный слой песчанистой глины с небольшим количеством щебня известняка.

По результатам бурения скважин, детальной разведки и изучения вскрытых горными работами частей массива известняков установлено, что проявления карста по вертикали распространены достаточно равномерно.

Отдельно выделяются зоны с повышенным и высоким содержанием глин (5–50 %). Здесь глина заполняет многочисленные тектонические трещины линейных зон дробления. Ширина этих зон различная и колеблется от 2–3 до 30 м и более. Высокая степень заглинизированности известняков в зонах дробления делает невозможным их использование в качестве химического сырья.

Также встречаются компактные тела глинистого состава с содержанием глины более 50 %. Обычно это крутопадающие дайкообразные тела мощностью до 2–3 м, расположенные во внутренних частях зон повышенной трещиноватости. Размер этих тел по простиранию составляет от нескольких десятков до сотен метров, а в глубину – несколько десятков метров. Их состав изменяется от чисто глинистого до смеси глыб известняка, цементированных глиной.

Участки месторождения с глинистыми образованиями названы зонами повышенного и высокого содержания глин (ПВСГ), разработка этих участков приводит к потерям ПИ свыше 30 %.

Установлено, что при проведении детальной разведки и доразведки месторождения зоны ПВСГ не были выявлены. Основные причины этого следующие:

- несоответствие плотности сети разведочных скважин размерам зон ПВСГ, вероятность попадания разведочной скважины в зону ПВСГ составляет 20 %;

- избирательное разрушение керна, так как бурение скважин осуществлялось с подливом воды, при этом глина, заполняющая трещины в известняках, перемешиваясь с водой, образовывала глинистый раствор, раствор размазывался по стенкам скважины, частью уходил в полые трещины, а чаще всего при подъеме снаряда он оставался в стволе скважины. Кроме того, после извлечения из колонковой трубы керн обязательно промывался водой. Таким образом, керна проба, которая шла на химический анализ, характеризовала чистый известняк, а не массив.

Проект отработки Чаньвинского карьера, по данным детальной разведки, предусматривает уровень потерь ПИ: выше гор. +245 м – 17,0 %; ниже гор. +245 м – 5,9 %.

Фактические потери ПИ значительно превышают размеры, нормируемые проектом (рис. 1).

В границах участка ведения добычных работ Чаньвинского месторождения выделены следующие виды эксплуатационных потерь известняка:

– при отработке карстовых участков (глинистых тел) на контактах известняка с зоной карста (глины) при его выемке;

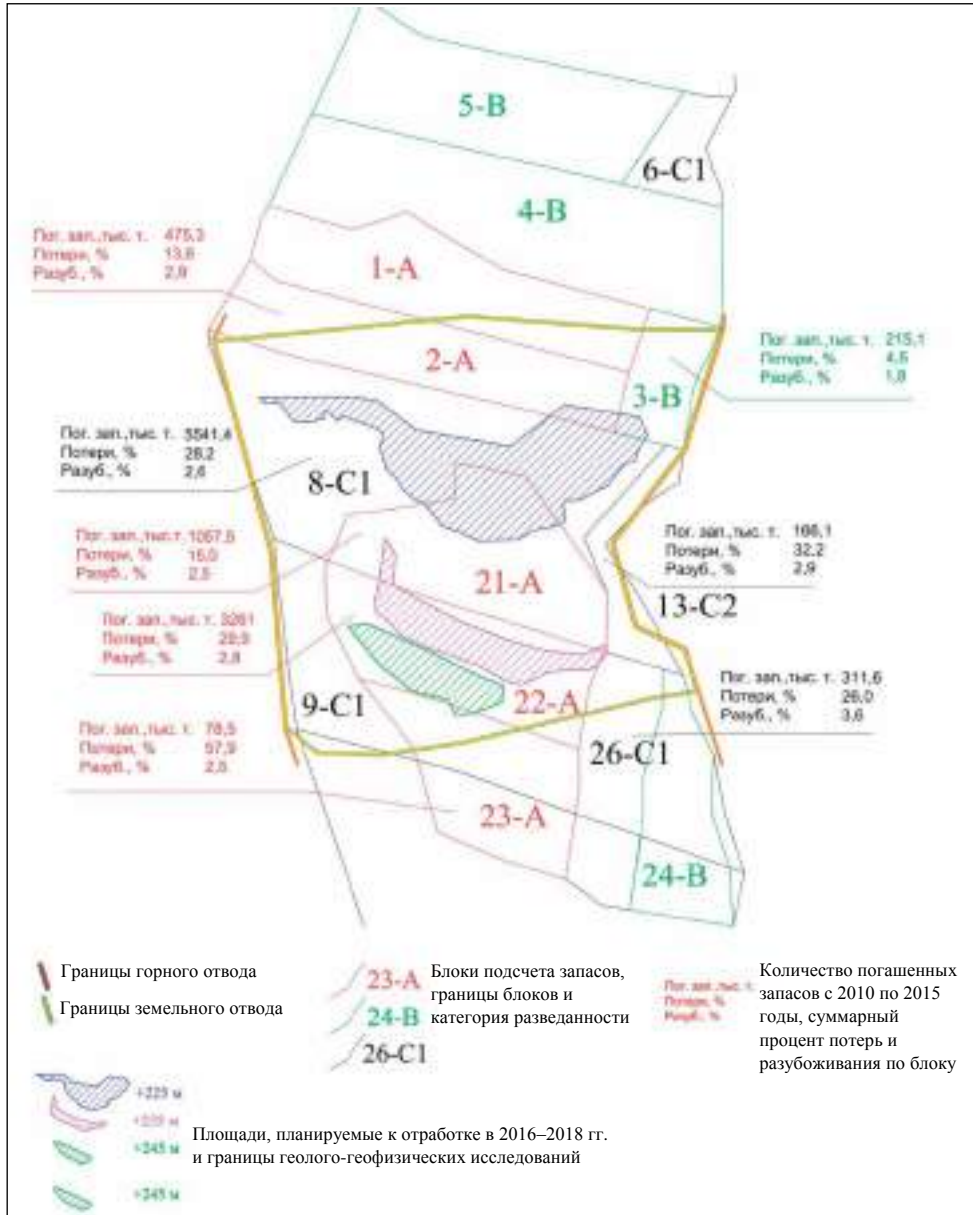


Рис. 1. Схема распределения потерь и разубоживания по геологическим блокам за период с 2010 по 2015 г.

– при отработке участков зон дробления заглинизированного известняка (ПВСГ) внутри зоны на контактах известняка с глиняными прослоями;

– при отработке приконтактных зон известняка с засоряющими породами и некондиционным известняком известняк–ПВСГ фронтальным забоем;

- при производстве технологических операций бурения и транспортирования горной массы;
- при зачистке кровли известняков от покрывающих рыхлых пород;
- в бортах и днище карьера при недоработке выклинивающихся частей продуктивной толщи известняка (проектные потери);
- в местах обрушений и на оползневых участках.

Отрабатываемые участки Чаньвинского месторождения известняка по геолого-морфологическим признакам можно отнести к сложному типу с пологими и крутыми как прямолинейными, так и криволинейными контактами приконтактных зон *известняк–глина (карст)* или *известняк–повышенное содержание глины (ПВСГ)* (рис. 2).

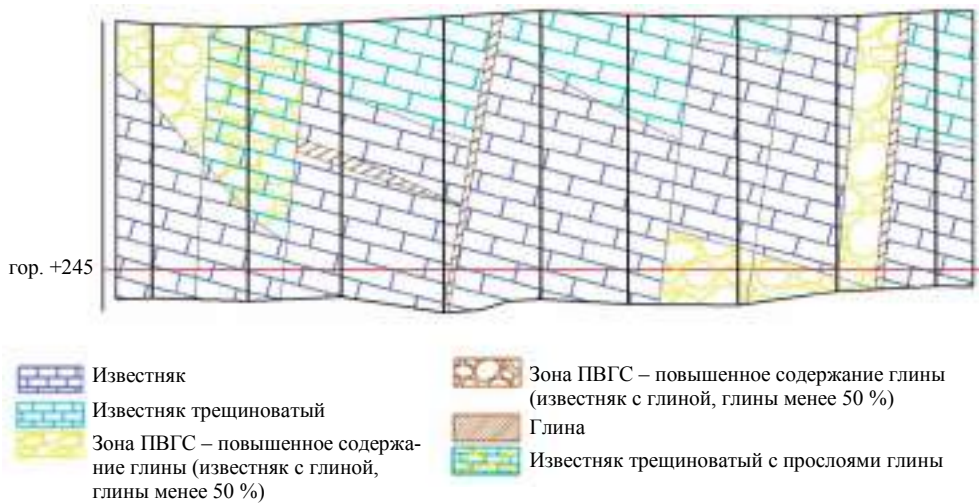


Рис. 2. Характерное геологическое строение взрывного блока в карьере Чаньвинского месторождения

Эксплуатационные потери, возникающие при отработке карстовых участков, зон ПВСГ и приконтактных зон *известняк–ПВСГ*, рекомендуется объединить в одну группу потерь в зоне влияния участков засоряющих пород $\Pi_{з.п}$ в границах выемочного участка (блока). Тогда общая величина потерь для оцениваемого участка отработки (блока):

$$\Pi = \Pi_{з.п} + \Pi_{т.о} + \Pi_{з.к},$$

где $\Pi_{з.п}$ – потери известняка, образующиеся при отработке зон ПВСГ, карста и некондиционного известняка, т; $\Pi_{т.о}$ – потери, образующиеся при производстве технологических операций БВР и транспортирования, т; $\Pi_{з.к}$ – потери, образующиеся при зачистке кровли известняка от покрывающих пород, т.

Потери известняка, образующиеся при отработке зон засоряющих пород, определяются по следующей формуле:

$$K_{из} = \left(\frac{\Pi_{з.п} K_{з.п}}{B_b} \right) \cdot 100; \quad \Pi_{з.п} = B_b \gamma_p \frac{K_{з.п}}{100} \cdot \frac{K_{из}}{100} + \Pi_{п.з},$$

где $K_{из}$ – теряемый известняк, приуроченный к участкам зон ПВСГ, %; B_b – погашаемые балансовые запасы известняка в границах отрабатываемого участка

(блока), м³; $K_{з.п}$ – засоренность выемочного участка породами зон ПВСГ и некондиционным известняком, по данным детальной разведки (проекта), %; $\gamma_{п}$ – среднее значение объемного веса известняка, по проекту $\gamma_{п} = 2,54$ т/м³; $\Pi_{п.з}$ – потери при отработке приконтактных зон с засоряющими породами и некондиционным известняком, известняк–ПВСГ, т.

Для учета имеющегося расхождения фактической закарстованности и засоренности массива ПИ от проектной предложено ввести в расчетные формулы поправочные коэффициенты несоответствия, предусматривающие приведение проектных значений к ожидаемым при эксплуатации.

Коэффициент несоответствия для закарстованности, доли ед.:

$$k_{зк} = \frac{K_{зк} \pm \Delta K_{зк}}{K_{зк}} = \frac{K_{к.ф.}}{K_{зк}}$$

коэффициент несоответствия для заглинизированности, доли ед.:

$$k_{зг} = \frac{K_{з.п} \pm \Delta K_{з.п}}{K_{з.п}} = \frac{K_{з.ф.}}{K_{з.п}}$$

где $K_{зк}$ – закарстованность участка отработки, установленная по данным детальной разведки (проекта), %; $\Delta K_{зк}$ – прирост (убыль) закарстованности известняка для выемочного участка по итогам ее отработки, %; $K_{к.ф.}$ – фактическая закарстованность выемочного участка (определяется на этапе начала эксплуатации обрабатываемой выемочной единицы на основе геолого-маркшейдерской информации), %; $\Delta K_{з.п}$ – прирост (убыль) засоренности известняка для выемочного участка по итогам ее отработки, %; $K_{з.ф.}$ – фактическая засоренность выемочного участка, %.

Коэффициенты $k_{зк}$ и $k_{зг}$ определяются для каждого выемочного участка отдельно.

Потери известняка, приуроченного к добычному участку в зоне ПВСГ, можно записать в следующем виде:

$$K_{из} = 1 - \frac{K_{гл}}{100}$$

где $K_{гл}$ – количество глины в границах зоны ПВСГ (определяется на основании опыта разработки месторождения), %.

Балансовые запасы $B_{в}$ в границах обрабатываемого участка с учетом несоответствия проектной закарстованности ее фактической величине определяются из следующего выражения:

$$B_{в} = V_{пр} - V_{пр} \frac{K_{зк}}{100} k_{зк} = V_{пр} - V_{к}$$

где $V_{пр}$ – объем продуктивной толщи в границах участка отработки, м³; $V_{к}$ – объем карста (глины) в границах участка отработки, м³.

Потери, возникающие при ведении добычных работ фронтальным забоем в приконтактных зонах известняка с засоряющими породами и некондиционным известняком с крутыми контактами известняк–ПВСГ (треугольники потерь, рис. 3), рекомендуется определять следующим образом.

Коэффициент количественных потерь при разработке известняка в приконтактной зоне известняк–ПВСГ, %:

$$K_{п.з} = \left[\frac{h_n^2 \sin \delta L_k \gamma_n}{2B_v \gamma_n \sin \beta \sin \alpha} \right] \cdot 100;$$

потери при отработке приконтактных зон с засоряющими породами и некондиционным известняком:

$$П_{п.з} = \left(\frac{K_{п.з}}{100} \right) B_v \gamma_n,$$

где h_n – высота треугольника теряемого известняка, м; β – угол падения залежи, град.; α – угол откоса рабочего уступа, град.; δ – угол, который при $\beta > \alpha$ равен $(\beta - \alpha)$, при $\alpha > \beta$ равен $(\alpha - \beta)$ и при несогласном падении контакта рудного тела с линией откоса уступа – $(\beta + \alpha)$, град.; L_k – длина всех погашаемых контактов известняка с засоряющими породами в границах обрабатываемого участка (блока), м.

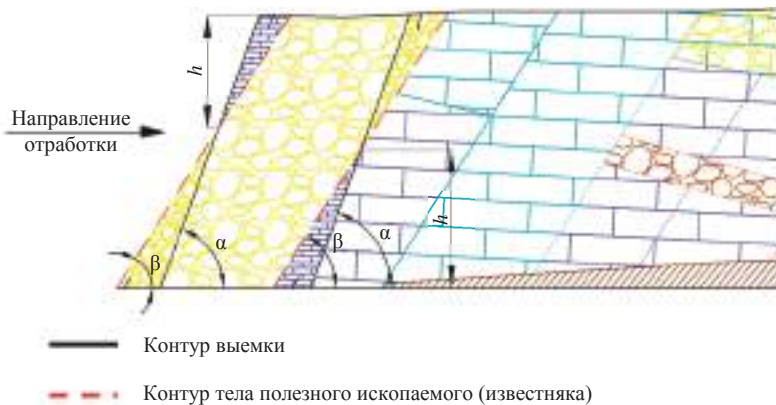


Рис. 3. Схема к расчету потерь известняка при разработке приконтактных зон с четкими плоскими контактами:

h – расстояние от подошвы или кровли уступа до линии пересечения плоскости контура выемки с плоскостью контакта ПИ (высота треугольников потерь и разубоживания), м

Длина контакта L_k известняк–ПВСГ (карст) определяется с плана обрабатываемого участка как сумма длин контактов различных зон засоряющих пород (ПВСГ) с известняком в границах участка (блока), т. е. $L_k = l_1 + l_2 + l_3 + l_{n-1} + \dots + l_n$ (Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче / ВНИИнеруд. Тольятти, 1974. 32 с.). Схема к определению длины погашаемых контактов в границах обрабатываемого участка представлена на рис. 4.

С учетом изложенного выражение для определения потерь известняка при отработке участков с засоряющими породами $П_{з.п}$ будет иметь следующий вид:

$$П_{з.п} = \left[\left(V_{пр} - V_{пр} \frac{K_{зк}}{100} k_{зк} \right) \gamma_n \right] \left(\frac{K_{з.п}}{100} k_{зг} \right) \left(1 - \frac{K_{гл}}{100} \right) + П_{п.з} = (B_v \gamma_n) \left(\frac{K_{з.п}}{100} k_{зг} \right) \left(1 - \frac{K_{гл}}{100} \right) + \left(\frac{K_{п.з}}{100} \right) B_v \gamma_n.$$

Необходимо также учитывать потери, образующиеся в процессе производства БВР и транспортных работ:

$$\Pi_{г.о} = \left(\frac{0,25B_B}{100} + \frac{0,3B_B}{100} \right) \gamma_{п},$$

где 0,25 и 0,3 – потери, возникающие при производстве БВР и транспортировании известняка соответственно (приняты по [3]), %.

Потери известняка при зачистке кровли от покрывающих пород в границах обрабатываемого участка (блока) определяются по формуле:

$$\Pi_{з.к} = \left(L_B \left(m_{рт} - \left(\frac{K_{гп}}{100} \sum_{i=1}^n m_{в.и} \right) \right) \right) h_{с.т} \gamma_{п} = S_B h_{с.т} \gamma_{п},$$

где L_B – средняя ширина зачищаемого тела полезного ископаемого в границах обрабатываемого участка (блока), может быть определена как равная ширине рабочей площадки горизонта или взрывного блока, $L_B \approx \text{Ш}_{р.п} \approx \text{Ш}_б$, м; $m_{рт}$ – средняя мощность зачищаемого тела полезного ископаемого (известняка) в границах обрабатываемого участка (блока), может быть определена как равная длине рабочей



Рис. 4. Схема к определению длины контактов в границах обрабатываемого участка (взрывного блока)

площадки горизонта или взрывного блока, $m_{рт} \approx L_{р.п} \approx L_б$, м; n – число засоряющих включений, ед.; $m_{в.и}$ – мощность i -го включения засоряющих пород (зон ПВСГ) в границах обрабатываемого участка (блока), попадающего в срезаемый слой $h_{с.т}$, м; $h_{с.т}$ – средняя высота слоя теряемого известняка (зависит от типа, модели применяемого при зачистке механизма), м; S_B – площадь зачистки, м².

Схема к определению исходных данных для расчета потерь известняка при зачистке кровли полезной толщи в границах взрывного блока (участка) представлена на рис. 5.

Коэффициент потерь ПИ отработываемого участка:

$$K_{\text{п}} = \left[\frac{\Pi}{B_{\text{в}} \gamma_{\text{п}}} \right] \cdot 100,$$

где Π – суммарные потери известняка по выемочной единице, т; $B_{\text{в}}$ – балансовые запасы в границах выемочной единицы, т; $\gamma_{\text{п}}$ – среднее значение объемного веса известняка, т/м³.

Полученные таким образом расчетные показатели могут быть использованы при составлении сводных балансовых отчетных материалов по учету количественных и качественных потерь известняка, добываемого на Чаньвинском карьере.

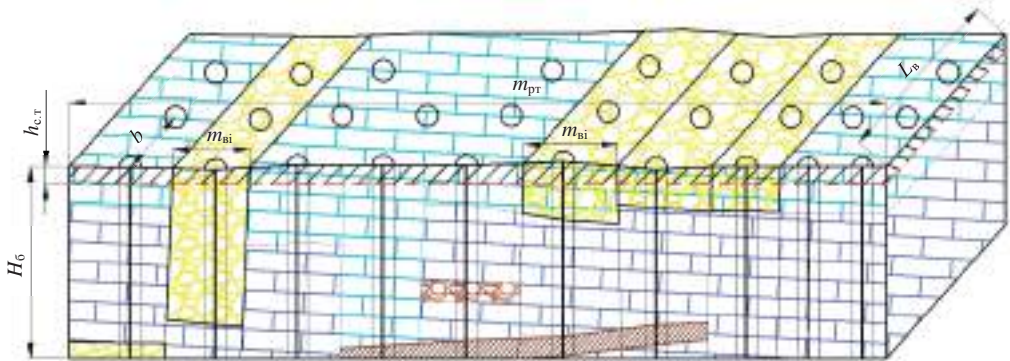


Рис. 5. Схема к определению параметров залегания геологических тел в границах взрывного блока:
 H_6 – средняя высота блока, м; b – расстояние между рядами скважин, м

Итак, для условий Чаньвинского карьера, отличающихся небольшими глубиной отработки и объемом добычи ПИ, рекомендуется прямой метод расчета потерь известняка при добыче. Прямой метод, основанный на непосредственных измерениях в натуре или по маркшейдерским планам и разрезам достоверно установленных контуров потерянного полезного ископаемого, является наиболее точным.

Соответствующим службам предприятия (геологической, маркшейдерской, лаборатории химических анализов, отделу технического контроля и др.) необходимо организовать подготовку и вести учет исходных данных для расчета потерь и засорения ПИ: погашенных балансовых запасов в пределах выемочной единицы (карьера, уступа, горизонта, геологического блока подсчета запасов); количества добытого ПИ; длины контактов *известняк–глина (карст)* в пределах выемочной единицы.

Необходимо накапливать статистическую информацию об объемах потерь и разубоживания известняка, длине контактов *известняк–глина (карст)*, *ПВСГ*, которая позволит определять и уточнять погрешность вычислений (измерений) для каждой выемочной единицы и более точно планировать потери известняка.

Для эффективного применения этого метода длину контактов *известняк–глина (карст)*, *ПВСГ*, а также площади закарстованных и заглинизированных зон повышенной засоренности рекомендуется периодически уточнять с помощью геофизического изучения (электротметрии) массива ПИ, предназначенного к отработке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кудряшов А. И., Фомин В. И., Колесников В. П. Чаньвинское месторождение известняков. Пермь: Типография купца Тарасова, 1999. 82 с.

2. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов (ОНТП 18-85) / Союзгипронеруд, ВНИПИИстромсырье и НИПИОТстром. Л.: Стройиздат, 1988. 46 с.

Поступила в редакцию 31 мая 2017 года

TO THE ISSUE OF ADVANCED MINERAL LOSS ACCOUNTING AND REGULATION DURING PRODUCTION

Kantemirov V. D., Titov R. S. – Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: ukrkant@mail.ru

The article describes methodological approaches to advanced mineral loss accounting and regulation during opencast development of deposits with complex mining and geological conditions. As an example, mineral loss indicators are introduced when developing Kostanoksky plot of Chanvin deposit of limestone used for the production of caustic soda. Actual loss level is determined, exceeding 30% of raw materials total production. The main reasons are introduced of advanced loss of limestone in comparison with in the project loss. It has been stated that with a detailed exploration of the massif of limestone, karst zones and zone with a higher content of clay bedded in the form of veins in zones of higher rock jointing, have not been identified. As the result of blasting operations, mixing of karsted and clayed areas, and pure limestone takes place, together with its pollution up to the values exceeding the allowable ones; it leads to loss in the balance reserves of minerals during extraction. The article gives recommendations over the calculation of the level of loss when developing complex faces, which are characterized by rock intermittency with productive layer of limestone and karst zones.

Key words: limestone; production loss; Chanvin deposit of limestone; clogging; dilution; karst zones; loss regulation.

REFERENCES

1. Kudriashov A. I., Fomin V. I., Kolesnikov V. P. *Chan'vinskoe mestorozhdenie izvestniakov* [Chanvin deposit of limestone]. Perm, Tipografiia kuptsa Tarasova Publ., 1999. 82 p.
 2. All-Union norms of technological design of non-metallic building materials industry enterprises (ОНТП 18-85). Edited by Soiuzgipronerud, VNIPIIstromsyr'e, and NIPIOTstrom. Leningrad, Stroizdat Publ., 1988. 46 p.
-

СЕЛЕКТИВНАЯ ВЫЕМКА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

АНФЕРОВ Б. А., КУЗНЕЦОВА Л. В.

Рассмотрены технологии селективной выемки угольных пластов, встроенные в традиционные системы разработки, способствующие сохранению природного качества угля из различных слоев за счет исключения предварительного рыхления и разубоживания; разделному формированию и выдаче на поверхность нескольких однородных по качеству потоков горной массы; возможности осуществления отдельной переработки углей разного качества; созданию нескольких технологических линий «добыча–переработка», работающих одновременно. Обобщен существующий опыт селективной выемки для систем разработки короткими и длинными очистными забоями с использованием современных средств механизации. Предложены: компоновочная схема очистного комбайна, обеспечивающая отдельную выемку слоев пласта сложного строения за один проход; схемы формирования двух и более потоков горной массы разного качества за счет выдерживания технологических или организационных пауз с применением средств и способов связи. В направлении осуществления отдельной переработки потоков горной массы разного качества разработаны технические решения по выработке из энергетических углей с промышленным содержанием платины плавиковой кислоты как сырья для последующего получения платины, а из углей с промышленным содержанием осмия – перосмата натрия в качестве сырья для последующего восстановления осмия до металла.

Ключевые слова: угольное месторождение; комплексное освоение; ценные химические элементы; селективная выемка; короткий очистной забой; длинный очистной забой; разделение потоков горной массы.

Комплексное освоение месторождения полезных ископаемых предусматривает добычу минерального сырья, его последующую переработку для достижения оптимального уровня извлечения основных и попутных компонентов и утилизацию отходов производства. Угли Кузбасса зачастую содержат в промышленных концентрациях ценные химические элементы, значительно повышающие товарную цену угольной продукции. Они могут использоваться не только как топливо и сырье коксохимического (металлургического) производства, но и служить источником извлечения ценных минеральных комплексов.

Приоритетное развитие нефтегазового комплекса страны, усложняющиеся горно-геологические условия залегания угольных пластов и результаты их геохимических исследований показывают, что в ближайшей перспективе освоение угольных месторождений, содержащих ценные минеральные комплексы, будет экономически нецелесообразно без организации селективной выемки.

Селективная выемка, встроенная в основной технологический процесс добычи угля, по сравнению с традиционной (валовой) разработкой, неизбежно снизит производительность очистного забоя, однако будет способствовать решению следующих задач [1]:

Анферов Борис Алексеевич – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории эффективных технологий разработки угольных месторождений. 650065, г. Кемерово, Ленинградский просп., 10, Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения РАН. E-mail: b.anferov@icc.kemsc.ru

Кузнецова Людмила Васильевна – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории эффективных технологий разработки угольных месторождений. 650065, г. Кемерово, Ленинградский просп., 10, Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения РАН. E-mail: lvk@icc.kemsc.ru

- сохранению природного качества угля из разных слоев за счет исключения предварительного рыхления угольного пласта, например с использованием буровзрывных работ, и разубоживания его породой;
- организации раздельного формирования и выдачи на поверхность (от забоя до склада) нескольких однородных по качеству потоков горной массы;
- осуществлению раздельной переработки углей разного качества;
- созданию нескольких технологических линий *добыча–переработка*, работающих одновременно.

За счет этого (а также в зависимости от концентрации ценных химических элементов) значительно повысится товарная ценность угольной продукции, что обеспечит экономическую целесообразность не только селективной выемки угольных пластов, но и комплексного освоения месторождения.

Решение первых двух задач осуществляется непосредственно на угледобывающем предприятии за счет применения различных средств механизации.

В коротких очистных забоях селективная выемка может осуществляться комбайнами фронтального действия, чаще всего с горизонтально ориентированным барабаном и режущими зубками, обладающими высокой минутной производительностью, например фирмы Joy Mining Machine, такими как 12СМ (производительность 29 т/мин, максимальная мощность 594 кВт), 17СМ (минимальная производительность – 19 т/мин); фирмы Voest Alpine – Bolter Miner АВМ 12, а также Bolter Miner АВМ 14 и Bolter Miner АВМ 30. Однако для селективной выемки предпочтительнее использовать комбайны со стреловидным исполнительным органом избирательного действия, например «Урал» или ГПКС, обладающие значительно меньшей производительностью, но большей адаптивностью к изменяющимся горно-геологическим условиям залегания ценных минеральных комплексов в угольном пласте. В соответствии с возможными объемами образующихся в очистном забое грузопотоков в качестве транспортных средств могут быть использованы: конвейеры, самоходные вагоны, вагонетки и т. д., обеспечивающие доставку без перемешивания потоков горной массы до магистральных выработок с последующей раздельной выдачей на поверхность.

Успешный опыт селективной выемки калийных солей в длинных очистных забоях с применением шнековых комбайнов на предприятиях ОАО «Беларуськалий» перенесен на разработку угольных пластов с целью недопущения разубоживания угля вмещающими породами (при этом поток угля выдается на дневную поверхность, а отбитые породы почвы, кровли, прослоев – в выработанное пространство, завал). Он может быть использован для получения горной массы с повышенными содержаниями более ценных компонентов (когда потоки угля и минерального сырья из очистного забоя выдаются на дневную поверхность без перемешивания) [2].

Для селективной выемки пластов сложного строения, когда нет ни одного слоя, мощность которого была бы больше диаметра типового шнека, авторами разработана компоновка очистного комбайна, у которого в качестве режущих используются стреловидные исполнительные органы проходческого комбайна [3] (рис. 1). Стреловидные исполнительные органы крепятся к корпусу комбайна со стороны очистного забоя во взаимно противоположных направлениях и кроме телескопичности обладают угловыми степенями подвижности как по вертикали, так и по горизонтали. В средней части корпус комбайна связан с двусторонним лотком с нагребными лапами и ленточным перегружателем за счет плужкового сбрасывателя, обеспечивающего разделение транспортных потоков горной массы.

Комбайн в очистном забое передвигается на лапах по раме забойной ветви консольного конвейера на расстояние не более телескопичности режущего органа.

При этом передний (по направлению движения) режущий орган осуществляет отбойку полезного ископаемого на всю мощность прослоя (угля или сырья для извлечения ценных минеральных комплексов) у почвы пласта, нагребающая лапа грузит отбитую горную массу на ленту перегружателя, который доставляет и плужковым сбрасывателем сбрасывает ее на забойную ветвь консольного конвейера. Забойная ветвь конвейера доставляет горную массу на конвейерный штрек, где ее перегружают в другое транспортное средство (конвейер, вагонетки и пр.).

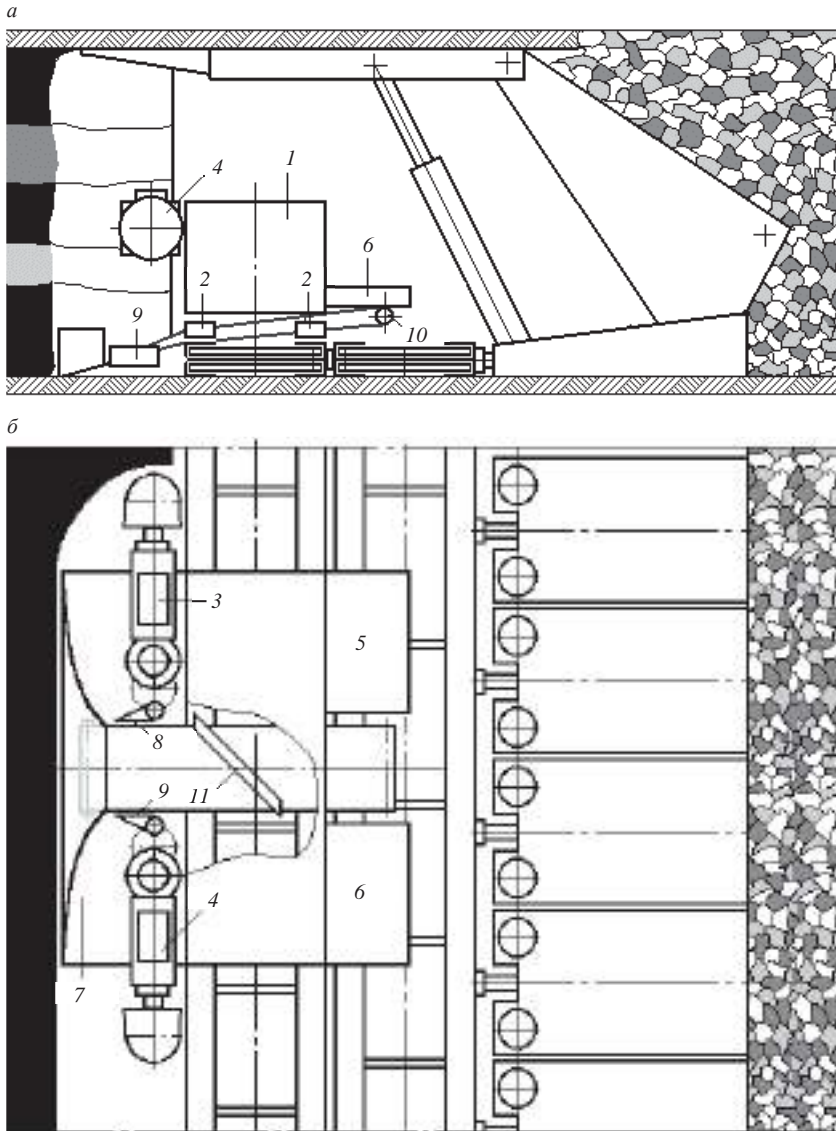


Рис. 1. Очистной комбайн для селективной выемки угольного пласта сложного строения:

а – поперечное сечение очистного забоя; *б* – вид в плане; 1 – корпус; 2 – лапа; 3, 4 – режущий исполнительный орган; 5, 6 – площадка; 7 – лоток; 8, 9 – нагребающая лапа; 10 – ленточный перегружатель; 11 – плужковый сбрасыватель

После выемки порции нижнего прослоя аналогичным образом вынимают следующий прослой, но в этом случае перегружают горную массу на завальную ветвь консольного конвейера, разделяя тем самым потоки горной массы разного

качества непосредственно в очистном забое. Завальная ветвь конвейера доставляет горную массу на вентиляционный штрек, в котором ее перегружают в средства вспомогательного транспорта. В зависимости от объема потока это могут быть вагонетки, самоходный вагон и др.

Таким образом, в этой схеме отбойка и угля, и прослоев с минеральными комплексами, а также формирование отдельных транспортных потоков горной массы осуществляется за один проход очистного комбайна вдоль лавы.

Для интенсификации разработки мощного угольного пласта, содержащего в средней части (по мощности) прослой с ценным минеральным комплексом, авторами разработана технологическая схема, предусматривающая выемку угля комбайнами в слоях у кровли и почвы пласта, а прослоя – за счет сил гравитации и его деления на порции горизонтальными скважинами (рис. 2) [4].

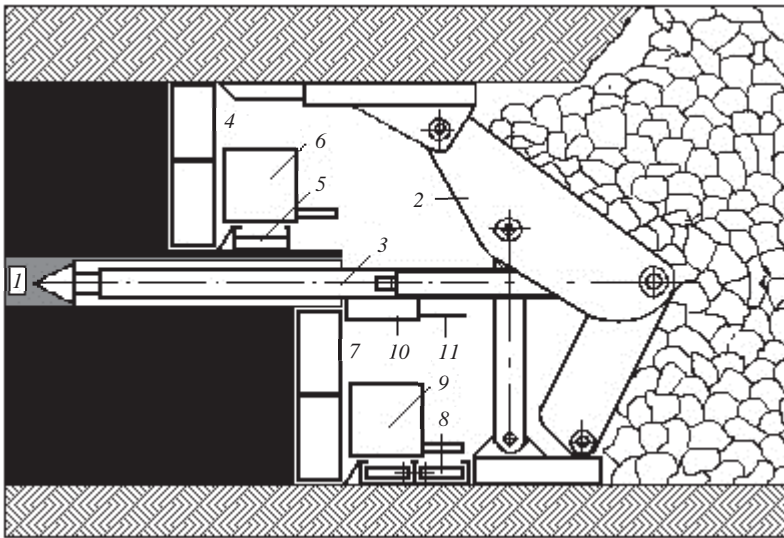


Рис. 2. Поперечное сечение очистного забоя мощного пологого пласта:
 1 – прослой; 2 – секция механизированной крепи; 3 – опорная балка с буровым снарядом; 4 – рабочее пространство слоя у кровли пласта; 5 – забойный конвейер; 6, 9 – очистной комбайн; 7 – рабочее пространство слоя у почвы пласта; 8 – консольный конвейер; 10 – держатель; 11 – оградительный щит

Опорную балку связывают с секцией механизированной крепи на уровне, соответствующем нижнему краю размещения прослоя по мощности пласта. Буровым снарядом в прослое перпендикулярно линии очистного забоя пробуривают горизонтальную скважину, в которой размещают опорную балку. Часть пласта, расположенную выше ряда опорных балок, вынимают очистным комбайном, работающим в слое у кровли пласта. При этом став забойного конвейера опирается на равномерно распределенные по длине забоя опорные балки.

В слое у почвы пласта выемку пачки угля осуществляют комбайном, работающим со става забойной ветви консольного конвейера. При этом отбитый уголь комбайн грузит на забойную ветвь конвейера, транспортирующую его на конвейерный штрек. Порода прослоя, разделенная на равные порции горизонтальными скважинами, разрушается под действием гравитации и падает на завальную ветвь конвейера, транспортирующую ее на вентиляционный штрек.

В очистном забое формирование двух и более потоков горной массы разного качества существующими средствами механизации возможно за счет выдерживания технологических или организационных пауз с применением средств и спосо-

бов связи (световой, голосовой, телефонной, по радио и т. д.). За счет этих пауз потоки горной массы по участковым выработкам перемещаются одними и теми же транспортными средствами до магистральной выработки, где перегружаются в соответствующие средства транспорта для выдачи на поверхность [5, 6] (рис. 3).

В направлении осуществления раздельной переработки потоков горной массы разного качества авторами разработаны технические решения по выработке из энергетических углей с промышленным содержанием платины плавиковой кислоты как сырья для последующего получения платины [7], а из углей с промышленным содержанием осмия – перосмата натрия в качестве сырья для последующего восстановления осмия до металла.

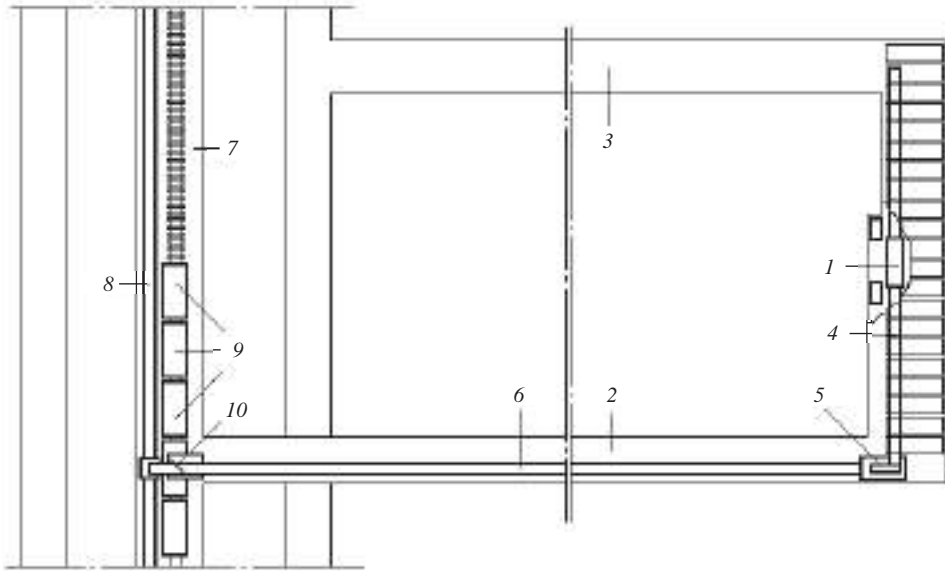


Рис. 3. Схема разделения транспортных потоков:

1 – очистной комбайн; 2 – конвейерный штрек; 3 – вентиляционный штрек; 4 – забойный конвейер; 5 – приемное устройство; 6 – штрековый конвейер; 7 – магистральная горная выработка; 8 – магистральный конвейер; 9 – вагонетки; 10 – плужковый сбрасыватель

Для выделения из угля осмийсодержащего сырья (перосмата натрия) может быть использован один из котлов котельной, входящей в состав угледобывающего предприятия, например, котел типа КВТС (КЕ), оборудованный топкой НТКС (низкотемпературного кипящего слоя), и золоулавливающее устройство, в качестве которого может быть использован эмульгатор (рис. 4) [8].

При сжигании угля с повышенным содержанием осмия в кипящий низкотемпературный слой (температура в слое поддерживается на уровне 800–850 °С) вводят повышенное количество избыточного воздуха (минимум в два раза больше, чем это необходимо для полного сгорания топлива). Осмий, входящий в состав угольного вещества, возгоняется и в виде тетраоксида осмия OsO_4 вместе с дымовыми газами направляется тангенциально в циклон золоуловителя-эмульгатора. Сверху во внутреннее пространство эмульгатора подают орошающую жидкость – раствор щелочи $NaOH$.

За счет тангенциального ввода дымовых газов внутри циклона создается вихрь, обеспечивающий очистку дымовых газов от золовых частиц, которые выводятся из циклона. Далее дымовые газы, поднимаясь вверх, раскручивают тарелку с оросительной жидкостью. В результате вращательного движения тарелки оросительная жидкость в зазоре между внутренней стенкой эмульгатора и краем

тарелки взбивается в пену, образуя пенное кольцо и многократно увеличивая площадь контакта дымовых газов с раствором щелочи.

Дымовые газы, предварительно очищенные от золы, проходя через пенное кольцо в зазоре между тарелкой и стенкой эмульгатора, контактируют со щелочью. Вследствие этого тетраоксид осмия OsO_4 , взаимодействуя со щелочью NaOH , образует перосмат натрия $\text{Na}[\text{OsO}_2(\text{OH})_4]$ – сырье для получения осмия.

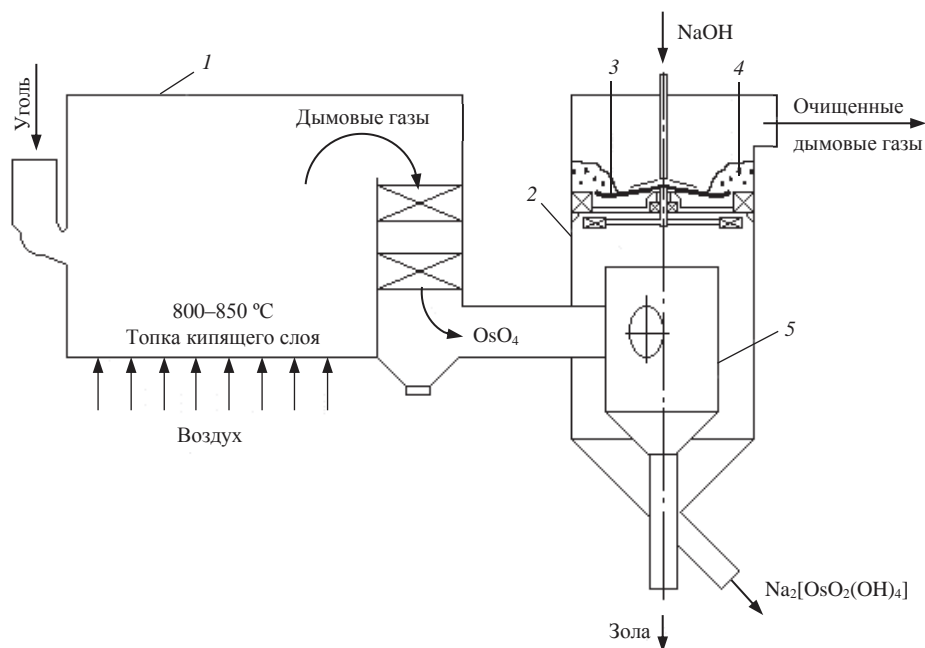


Рис. 4. Схема выделения осмийсодержащего сырья из дымовых газов:
1 – котельный агрегат; 2 – эмульгатор; 3 – тарелка; 4 – пенное кольцо; 5 – циклон

Кроме химических элементов платиновой группы металлов из газообразных продуктов сгорания угля могут быть извлечены селен [9], рений [10], ртуть [11], мышьяк [12]. В перечисленных работах описаны технологии получения сырья для извлечения ценных или токсичных химических элементов из продуктов подземной газификации угля, они могут быть адаптированы для той же цели при сжигании (газификации) угля в топках котельных агрегатов и других промышленных установок.

Селективная выемка угольных пластов, раздельное формирование и выдача на поверхность нескольких однородных по качеству потоков горной массы обеспечат создание нескольких технологических линий *добыча–переработка*, работающих одновременно. Таким образом, при комплексном освоении угольного месторождения осуществляется попутная добыча ценных минеральных комплексов, повышающих товарную цену угольной продукции.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Нифантов Б. Ф., Артемьев В. Б., Ясюченя С. В., Анферов Б. А., Кузнецова Л. В. Геохимическое и геотехнологическое обоснование новых направлений освоения угольных месторождений Кузбасса. М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014. 536 с.
2. Беларуськалий. Открытое акционерное общество. Технология ведения горных работ. URL: http://kali.by/production/technology/technology_of_mining/ (дата обращения 27.01.2017).
3. Способ селективной выемки угля и комбайн для его осуществления: пат. 2436954 Рос. Федерация. № 2009142177; заявл. 16.11.09; опубл. 20.12.11. Бюл. № 35. 8 с.
4. Способ селективной выемки пологого угольного пласта: пат. 2312988 Рос. Федерация. № 2006110469; заявл. 31.03.06; опубл. 20.12.07. Бюл. № 35. 6 с.

5. Способ селективной выемки пластовых полезных ископаемых: пат. 2291300 Рос. Федерация. № 2005115366; заявл. 20.05.20; опубл. 10.01.07. Бюл. № 1. 5 с.
6. Способ селективной выемки угольного пласта: пат. 2392433 Рос. Федерация. № 2009116307; заявл. 28.04.09; опубл. 20.06.10. Бюл. № 17. 6 с.
7. Способ комплексного освоения месторождения энергетических углей: пат. 2448250 Рос. Федерация. № 2010141233; заявл. 07.10.10; опубл. 20.04.12. Бюл. № 11. 7 с.
8. Способ комплексного освоения месторождения энергетических углей: пат. 2498067 Рос. Федерация. № 2012125110; заявл. 15.06.12; опубл. 10.11.13. Бюл. № 31. 7 с.
9. Способ комплексного освоения угольного месторождения: пат. 2390634 Рос. Федерация. № 2009107503; заявл. 02.03.09; опубл. 27.05.10. Бюл. № 15. 5 с.
10. Способ комплексного освоения угольного месторождения: пат. 2391508 Рос. Федерация. № 2009108240; заявл. 06.03.09; опубл. 10.06.10. Бюл. № 16. 5 с.
11. Способ комплексного освоения угольного месторождения: пат. 2392431 Рос. Федерация. № 2009106545; заявл. 24.02.09; опубл. 20.06.10. Бюл. № 17. 6 с.
12. Способ комплексного освоения угольного месторождения: пат. 2392432 Рос. Федерация. № 2009106360; заявл. 22.02.20; опубл. 20.06.10. Бюл. № 17. 5 с.

Поступила в редакцию 8 июня 2017 года

SELECTIVE EXCAVATION OF COAL SEAMS DURING INTEGRATED DEPOSIT DEVELOPMENT

Anferov B. A., Kuznetsova L. V. – The Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry, the Siberian Branch of RAS, Kemerovo, the Russian Federation. E-mail: b.anferov@icc.kemsc.ru

The technologies of selective excavation of coal seams, embedded in traditional development systems, are considered; they help to preserve the natural quality of coal from various layers by excluding preliminary loosening and dilution, separate formation and delivery to the surface of homogeneous in quality of several flows of rock mass, the possibility of carrying out separate processing of coals of different quality, creation of several production lines "extraction–processing", working simultaneously. The existing experience of selective excavation for systems of development by short and long wall faces with the use of modern means of mechanization is generalized. Proposed: layout of the continuous miner, which provides for a separate excavation of seam layers of a complex structure in one pass, schemes for the formation of two or more flows of rock mass of different quality due to the maintenance of technological or organizational pauses with the use of means and methods of communication. In the direction of the separate processing of flows of rock mass of various quality, technical solutions have been developed for the production of hydrofluoric acid out of power generating coal with industrial content of platinum as raw material for the subsequent production of platinum, and from coals with an industrial content of osmium – sodium persmiate as a raw material for the subsequent reduction of osmium to metal.

Key words: coal deposit; integrated development; valuable chemical elements; selective excavation; short face; long wall face; separation of rock mass flows.

REFERENCES

1. Nifantov B. F., Artem'ev V. B., Iasiuchenia S. V., Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Geokhimicheskoe i geotekhnologicheskoe obosnovanie novykh napravlenii osvoeniia ugol'nykh mestorozhdenii Kuzbassa* [Geochemical and geotechnological substantiation of new trends in the development of coal deposits of Kuzbass]. Moscow, "Gornoe delo" OOO "Kimmeritskii tsentr" Publ., 2014. 536 p.
2. Belaruskali. Joint stock company. Mining technology. Available at http://kali.by/production/technology/technology_of_mining/ (Access date 27th July, 2017) (In Russ.)
3. Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob selektivnoi vyemki uglia i kombain dlia ego osushchestvleniia* [The method of selective coal excavation and a continuous miner for its execution]. Patent RF, no. 2436954, 2011.
4. Anferov B. A., Nifantov B. F., Kuznetsova L. V. *Sposob selektivnoi vyemki plogogo ugol'nogo plasta* [The method of selective excavation of a flat coal seam]. Patent RF, no. 2312988, 2007.
5. Anferov B. A., Stankus V. M., Nifantov B. F., Kuznetsova L. V. *Sposob selektivnoi vyemki plastovykh poleznykh iskaemykh* [The method of selective excavation of embedded minerals]. Patent RF, no. 2291300, 2007.
6. Nifantov B. F., Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob selektivnoi vyemki ugol'nogo plasta* [The method of selective excavation of a coal seam]. Patent RF, no. 2392433, 2010.
7. Nifantov B. F., Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob kompleksnogo osvoeniia mestorozhdeniia energeticheskikh uglei* [The method of complex development of power generating coal deposit]. Patent RF, no. 2448250, 2012.
8. Kuznetsova L. V., Anferov B. A. *Sposob kompleksnogo osvoeniia mestorozhdeniia energeticheskikh uglei* [The method of complex development of power generating coal deposit]. Patent RF, no. 2498067, 2013.
9. Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob kompleksnogo osvoeniia ugol'nogo mestorozhdeniia* [The method of complex development of a coal deposit]. Patent RF, no. 2390634, 2010.
10. Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob kompleksnogo osvoeniia ugol'nogo mestorozhdeniia* [The method of complex development of a coal deposit]. Patent RF, no. 2391508, 2010.
11. Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob kompleksnogo osvoeniia ugol'nogo mestorozhdeniia* [The method of complex development of a coal deposit]. Patent RF, no. 2392431, 2010.
12. Anferov B. A., Kuznetsova L. V. *Sposob kompleksnogo osvoeniia ugol'nogo mestorozhdeniia* [The method of complex development of a coal deposit]. Patent RF, no. 2392432, 2010.

ОТРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ПОВЫШЕННОЙ НАПРЯЖЕННОСТИ

СМИРНОВ О. Ю.

Постоянный рост глубины ведения подземных горных работ и интенсификация проявлений горного давления в динамической форме обуславливают проведение специальных геомеханических исследований по проблеме борьбы с горными ударами. Известно, что условия и формы разрушения пород при подземных горных работах определяются комплексным влиянием трех основных факторов: суммарным уровнем статических и динамических напряжений в элементах горных конструкций, условиями и скоростью нагружения последних со стороны нагружающей системы – массива горных пород. Горные удары, как правило, приурочены ко времени быстро протекающих масштабных подвижек пород подработанного массива. Анализ условий возникновения удароопасности с учетом режима нагружения обнаруживает значительное влияние неравенства физических, в особенности прочностных свойств пород и руд, слагающих горный массив, на характер распределения напряжений и деформаций в нагружаемых элементах горных конструкций. Представлены результаты анализа условий отработки рудных месторождений, форм разрушения пород при ведении подземных горных работ в условиях повышенной напряженности с целью оценки их влияния на механизм разрушения пород в динамической форме.

Ключевые слова: управление горным давлением; геомеханические условия; удароопасность; динамические проявления горного давления; статические напряжения; динамические напряжения.

Постоянный рост глубины ведения подземных горных работ и интенсификация проявлений горного давления в динамической форме обуславливают проведение специальных геомеханических исследований по проблеме борьбы с горными ударами. Предварительный анализ характера и интенсивности проявлений горного давления при отработке рудных месторождений в условиях повышенной напряженности позволил разделить исследованные месторождения на три основные группы.

Первая группа – месторождения, где динамические проявления любой интенсивности вплоть до горно-тектонических ударов сопровождают все технологические процессы горно-подготовительных (ГПР) и очистных работ (ОР): Северо-Уральское (Свердловская область), Николаевское и Южное (Приморский край).

Вторая группа – месторождения с большой глубиной промышленного оруденения, где динамические проявления в слабоэнергетической форме (стреляния и шелушения пород, интенсивное заколообразование) наблюдались при капитальных и горно-подготовительных работах: Березовское (Свердловская область), Солнечное (Хабаровский край), Вишневогорское и Узельгинское (Челябинская область).

Третья группа – месторождения с большой глубиной промышленного оруденения, где динамические проявления отсутствуют, но по параметрам физико-механических свойств руд и пород установлена склонность массива к разрушению в динамической форме: Восток-2 (Приморский край).

Для месторождений первой группы основной задачей геомеханических исследований является разработка «Указаний по безопасному ведению горных работ

на месторождении, склонном к горным ударам», регламентирующих процессы горного производства в удароопасных условиях конкретного месторождения. Для второй и третьей групп на основании изучения параметров поля природных напряжений, физико-механических свойств и структурного строения массива главной задачей является определение критической глубины $H_{кр}$, ниже которой следует ожидать проявлений удароопасности. Необходимо отметить, что несмотря на некоторую условность приведенной классификации месторождений, подобная геомеханическая обстановка наблюдается на всех месторождениях минерального сырья, разрабатываемых подземным способом.

Основные геомеханические условия исследованных месторождений приведены в табл. 1, где σ_1 – напряжение по простиранию рудного тела; σ_2 – напряжение вкрест простирания рудного тела; σ_v – вертикальное напряжение; γ – удельный вес налегающих пород; H – мощность налегающих пород; α – угол падения; m – мощность.

Таблица 1

Горно-геологические условия месторождений

Месторождение	α , град.	m , м	σ_2/γ , Н	σ_1/γ , Н	σ_v/γ , Н
Северо-Уральское бокситовое	30–35	5–25	2,0	1,3	1,0
Южное полиметаллическое	55–70	1–2	1,0	2,0	1,0
Николаевское полиметаллическое	0–10	5–90	1,5	2,5	1,0
Березовское золоторудное	40–80	8–12	1,5	1,2	1,0
Солнечное полиметаллическое	70–90	3–25	2,5	1,1	1,0
Восток-2 вольфрамное	60–70	8–10	1,5	2,7	1,1
Вишневогорское редкометалльное	20–45	4–12	1,6	2,6	1,0
Узельгинское медноколчеданное	10–35	30–80	1,7	1,4	1,0

Специфика проведенных геомеханических исследований с учетом того, что статические формы разрушений пород наблюдаются в любых условиях, заключалась в том, что основное внимание обращалось на условия возникновения или отсутствия динамических форм проявления горного давления как наиболее опасных для жизни горнорабочих и значительно удорожающих процессы горного производства. С этих позиций в табл. 2 приведены основные природные и горно-технические условия отработки месторождений цветных металлов, непосредственным образом влияющие на механизм динамического нагружения и разрушения пород в динамической форме.

Как следует из таблиц, месторождения характеризуются разнообразными условиями залегания рудных тел, характером и параметрами поля природных напряжений нетронутого массива. Не менее разнообразен и круг применяемых систем разработки. Кроме того, наиболее характерной чертой всех указанных месторождений является разнообразный литологический состав вмещающих пород с весьма широким диапазоном колебаний в параметрах прочностных и деформационных характеристик горной среды: в любом массиве наблюдается наличие пород, склонных и не склонных к накоплению потенциальной энергии упругого сжатия и разрушению в динамической форме. По этому показателю практически все месторождения являются потенциально удароопасными. Этим обстоятельством, т. е. прочностной неоднородностью массива, объясняется разная степень удароопасности на приведенных в таблице месторождениях: от массовых проявлений горных ударов (Северо-Уральское, Южное, Николаевское) до стреляний пород при горнопроходческих работах (Солнечное, Вишневогорское).

Известно, что условия и формы разрушений пород при подземных горных работах определяются комплексным влиянием трех основных факторов: суммарным уровнем статических и динамических напряжений в элементах горных конструкций, условиями и скоростью нагружения последних со стороны нагружающей системы – массива горных пород.

Таблица 2

Горнотехнические условия отработки месторождений

Месторождение	$H_{кр}$, м	Применяемые системы разработки	Управление подработанным массивом	Формы проявления горного давления
Северо-Уральское бокситовое	250	Камерно-столбовая Слоевое обрушение Камерная с твердеющей закладкой	Обрушение Обрушение Поддержание на закладочном массиве	Динамическая (все формы)
Южное полиметаллическое	180	Камерная с магазинированием руды Подэтажных штреков	Самообрушение Самообрушение	Динамическая (все формы) Стреляния, толчки
Николаевское полиметаллическое	700	Камерная с твердеющей закладкой Подэтажное обрушение Камерная	Поддержание на закладочном массиве Обрушение Обрушение	Стреляния Динамическая (все формы) Стреляния, толчки
Березовское золоторудное	400	Этажно-камерная с закладкой	Поддержание на комбинированной закладке	Стреляния, микроудары
Солнечное полиметаллическое	600	Подэтажных штреков	Самообрушение	Стреляния
Восток-2 вольфрамное	500	Подэтажных штреков	Самообрушение	Стреляния
Вишневогорское редкометалльное	450	Камерно-столбовая	Поддержание на целиках	Стреляния
Узельгинское медноколчеданное	650	Этажно-камерная с твердеющей закладкой	Поддержание на закладочном массиве	Стреляния

Уровень напряженности в горных конструкциях зависит от параметров тензора напряжений нетронутого массива и его физико-механических свойств, размеров отработанного пространства и способа управления подработанным массивом (обрушение, поддержание на целиках или на закладочном массиве). Условием разрушения пород в динамической форме является превышение суммарного уровня статических $\sigma_{ст}$ и переменных динамических $\sigma_{дин}$ напряжений предела прочности $\sigma_{сж}$ руд (пород). Динамические напряжения в массиве создаются сейсмическим воздействием технологических взрывов или процессом сдвижения пород подработанного массива.

Условия нагружения определяются характером взаимодействия нагружающей системы (массив горных пород) с элементами нагружаемых горных конструкций (целики, потолочины, сопряжения горных выработок, краевые части рудного или породного массива). В зависимости от соотношения жесткости нагружающей си-

стемы и жесткости нагружаемой конструкции условия нагружения характеризуются так называемыми «мягким» и «жестким» режимами [1, 2]. При «жестком» режиме нагружения материал нагружаемой конструкции (руды, вмещающие породы) в запредельной области разрушается спокойно в статической форме. При «мягком» режиме нагружения переход пород в запредельное состояние происходит в динамической форме разрушения (стреляния, толчки, микроудары, горные удары).

Понятия «жесткого» и «мягкого» режимов нагружения не ограничиваются соотношениями жесткости материалов нагружающей системы и нагружаемой горной конструкции, так как главным здесь является соотношение их взаимных деформаций под влиянием статических и динамических нагрузок.

Для «жесткого» режима нагружения характерно то, что механическая жесткость материала нагружающей системы может быть равна или больше жесткости материала нагружаемой конструкции, и в процессе нагружения деформации нагружающей системы равны или не превышают деформации нагружаемой конструкции (режим заданной величины деформации).

При «мягком» режиме нагружения механическая жесткость материала нагружающей системы меньше жесткости материала нагружаемой конструкции, и в процессе нагружения деформация нагружающей системы превышает деформацию нагружаемой конструкции (режим заданной величины нагрузки).

Натурные наблюдения на исследованных удароопасных месторождениях свидетельствуют о том, что с геомеханических позиций критериями «мягкого» или «жесткого» режимов нагружения являются подвижность или устойчивость нагружающей системы, т. е. подработанного массива горных пород.

Влияние скорости нагружения тесно связано с режимом нагружения, но в отдельных случаях, в частности при сдвигении подработанных структурных блоков массива при «жестком» режиме нагружения, может играть самостоятельную роль. Любой реальный процесс нагружения происходит во времени и осуществляется с конечными скоростями деформаций. Приближение скорости нагружения к предельному («критическому») значению интенсифицирует процесс разрушения. При скоростях нагружения, вызывающих равномерную деформацию, т. е. при постоянных, процесс нагружения близок к статическому, а при резких изменениях скорости приложения нагрузки процесс деформирования (разрушения) протекает в динамической форме.

Одним из главных условий разрушения пород в динамической форме является превышение скорости приложения нагрузки со стороны нагружающей системы возможной скорости пластического деформирования материала нагружаемой конструкции. Характерным для всех форм разрушения является высокий уровень техногенных напряжений, близкий к пределу прочности пород. Разрушения пород в статической форме происходят при любых режимах нагружения, но при малых скоростях приложения нагрузки, близких к постоянным, и не превышающих скорости возможного пластического деформирования нагружаемых пород.

Разрушения в динамической форме происходят при трех основных вариантах влияющих факторов.

Первый вариант – «мягкое» нагружение с постоянной скоростью, превышающей скорость пластического деформирования, характерен для отработки рудных залежей преимущественно пологого и наклонного падения с легкообрушаемой кровлей.

Второй вариант – «мягкое» нагружение с переменной скоростью под влиянием периодических динамических нагрузок, является наиболее распространенным и наблюдается на всех удароопасных месторождениях при разных горно-

геологических условиях. Причинами его возникновения являются сложная тектонико-литологическая структура горного массива, неравномерная скорость отработки, применение систем разработки с различными способами управления подработанным массивом в пределах месторождения. В данном варианте переменная скорость приложения нагрузок вызывается дискретным характером процесса сдвижения подработанного массива.

Наиболее опасным и трудно прогнозируемым является третий вариант, для которого характерен переход от первоначального «жесткого» режима нагружения к «мягкому» в результате прихода в сдвижение подработанного массива (подвижек структурных блоков массива по плоскостям тектонических нарушений) и появления переменных динамических нагрузок. Подобный механизм деформирования больших объемов блочного массива приводит к освобождению большого количества потенциальной энергии упругого сжатия, которое реализуется в форме разрушительных горно-тектонических ударов.

С изложенных позиций может быть интерпретировано влияние всего многообразия природных и горно-технических факторов на условия разрушения пород в различных формах. Особенно наглядно изложенные закономерности прослеживались в условиях Северо-Уральского и Николаевского месторождений, на которых наблюдалось наибольшее количество горных ударов при ведении очистных работ. Натурными наблюдениями установлено, что горные удары, как правило, приурочены ко времени быстро протекающих масштабных подвижек пород подработанного массива.

Кроме того, анализ условий возникновения удароопасности с учетом режима нагружения обнаруживает значительное влияние неравенства физических, в особенности прочностных свойств пород и руд, слагающих горный массив, на характер распределения напряжений и деформаций в нагружаемых элементах горных конструкций. Следует подчеркнуть, что этот фактор действует независимо от условий образования массивов горных пород, т. е. магматического, осадочного либо метаморфического их происхождения.

С учетом реально существующих геологических и горнотехнических условий на ряде месторождений цветных металлов методом конечных элементов [3] произведено математическое моделирование поля техногенных напряжений в массиве при отработке рудного тела при переменных параметрах прочности руды и вмещающих пород. Целью моделирования являлось исследование условий формирования зон пластического деформирования горной среды при подземной разработке месторождений и их влияния на напряженное состояние и удароопасность массива. Использовалась модель, в которой после перехода напряженно-деформированного состояния нагружаемого элемента за предел упругости действуют закономерности пластического деформирования, проявляющиеся при непрерывном сжатии в направлении максимального, а при расширении – в направлении минимального напряжения.

Установлено, что в условиях литологической неоднородности массива при техногенных напряжениях $\sigma_1 \geq \sigma_{сж}^{p,n}$ наибольшая вероятность проявлений удароопасности при очистных работах (категория «опасно») наблюдается при

$$1,5 \geq \sigma_{сж}^p / \sigma_{сж}^n \geq 0,6; \quad \sigma_{сж}^p = \sigma_{сж}^n \geq 50 \text{ МПа},$$

где $\sigma_{сж}^p$ – прочность рудного тела, МПа; $\sigma_{сж}^n$ – прочность вмещающих пород, МПа.

Основные результаты изложенных исследований могут быть использованы при оценке потенциальной удароопасности глубоких горизонтов эксплуатируе-

мых месторождений. Практическое применение выявленных зависимостей представляется в выполнении районирования месторождений по фактору удароопасности на стадии разведки, строительства и эксплуатации, что, с одной стороны, позволяет разработать комплекс профилактических мероприятий, направленных на снижение удароопасности, с другой – будет способствовать выбору рационального порядка отработки рудных тел.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петухов И. М., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 280 с.
2. Баклашов И. В. Деформирование и разрушение породных массивов. М.: Недра, 1988. 270 с.
3. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. 221 с.

Поступила в редакцию 3 мая 2017 года

ORE DEPOSITS DEVELOPMENT IN CONDITIONS OF HIGHER STRESS

Smirnov O. Iu. – Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: stress.igd@mail.ru

Constant growth of the depth of mining and the intensification of mining pressure manifestations in the dynamic form, result in the realization of special geomechanical investigations on the problem of protection from rock bumps. It is known, that conditions and forms of rock destruction during underground mining are defined by a complex influence of three main factors: total level of static and dynamic stresses within the elements of mining constructions, conditions and speed of loading of the latter from the side of the loading system – rock massif. Rock bumps, as a rule, are timed to fleeting massif movements of underworked massif rock. The analysis of rock-bump hazard conditions with the account of the regime of loading reveals significant influence of the inequality in physical, especially strength properties of rock and ore building up a massif, on the character of distribution of stresses and deformations within the loaded elements of mining constructions. The results of the analysis are introduced of ore deposits development conditions and rock destruction forms during underground mining in conditions of higher stress with the purpose of assessing their influence on the mechanism of rock destruction in dynamic form.

Key words: rock pressure control; geomechanical conditions; rock-bump hazard; dynamic rock pressure manifestation; static stress; dynamic stress.

REFERENCES

1. Petukhov I. M., Lin'kov A. M. *Mekhanika gornyykh udarov i vybrosov* [Mechanics of mining bumps and outbursts]. Moscow, Nedra Publ., 1983. 280 p.
 2. Baklashov I. V. *Deformirovaniye i razrusheniye porodnykh massivov* [Rock massifs deformation and destruction]. Moscow, Nedra Publ., 1988. 270 p.
 3. Fadeev A. B. *Metod konechnykh elementov v geomekhanike* [Finite elements method in geomechanics]. Moscow, Nedra Publ., 1987. 221 p.
-

ИЗУЧЕНИЕ ГАЗОНОСНОСТИ СОЛЯНОЙ ТОЛЩИ ГАРЛЫКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

ЗЕМСКОВ А. Н.

Приведены данные о Гарлыкском месторождении калийных солей (Туркменистан): географическое положение, сведения о наличии неотектонического фактора, который предопределяет целый ряд особенностей залегания пластов и их геомеханических и газодинамических характеристик. Тектоническое строение месторождения и глубина проникновения геологических нарушений до конца не изучены. Зоны тектонических нарушений прослеживаются в подстилающей соляной толще, что может привести к проникновению восходящих сероводородсодержащих флюидов в промышленные пласты и, как следствие, к возможному поступлению газов в рабочее пространство горных выработок. Выполнен анализ данных газового каротажа при геологоразведочном бурении, который показал наличие углеводородных газов во всех без исключения скважинах. Определено, что содержание углеводородных газов увеличивается с глубиной залегания продуктивных пластов. Кроме того, в некоторых скважинах обнаружен водород, что предъявляет жесткие требования к проветриванию рудника и исполнению горно-шахтного оборудования.

Ключевые слова: калийное месторождение; газоносность пород; теории газообразования; тектонические зоны; сейсмичность.

Важным элементом борьбы с газопроявлениями при разработке калийных пластов является точное определение показателей газоносности соляных пород. Выявление качественных и количественных характеристик газоносности до начала ведения очистных работ позволяет предвидеть появление в атмосфере выработок ранее не обнаруживаемых газов, предусмотреть способы контроля их содержания и при необходимости предложить соответствующие меры борьбы с газами. Данные по газоносности пород необходимы также для выполнения расчетов по вентиляции рудников. Кроме того, определение газоносности солей необходимо для установления степени выбросоопасности разрабатываемых калийных пластов.

В связи с изложенным представляется безусловно важным тщательное изучение газоносности пород соляной толщи рудника Гарлыкского горно-обогатительного комбината (ГОКа) – крупнейшего калийного предприятия Азии.

В административном отношении Гарлыкское месторождение калийных солей располагается на территории Койтендагского района Лебапской области Туркменистана (рис. 1). Месторождение солей открыто в 1964 г. при поисковых работах на бор. В 1964–1967 гг. Кугитангской геологоразведочной экспедицией проведена детальная разведка с подсчетом запасов калийных солей для шахтного способа разработки.

Месторождение преимущественно располагается на Приамударьинской равнине и представляет собой вогнутую поверхность, слабо наклоненную в юго-

западном направлении. С трех сторон (запада, севера и востока) месторождение окружено горными грядками Гиссарского хребта, входящего в Памиро-Алтайскую горную систему. По сейсмическому районированию территория месторождения относится к восьмибалльной зоне.

Общая площадь Гарлыкского месторождения составляет 88,42 км². Предельные размеры месторождения по широте: с запада на восток – 11,0 км; по долготе: с севера на юг – 12,2 км. Глубина залегания рабочего пласта Нижний II – от 219 до 1167 м.

Совокупность данных о строении и составе калиеносных отложений в разных частях Среднеазиатского калийного бассейна и Гарлыкского месторождения в частности позволяет сделать вывод, что основным определяющим фактором формирования соляной залежи является геотектонический фактор [1]. Геотектонический фактор предопределяет наличие многочисленных тектонических нарушений, чередование линейно-вытянутых зон с относительно невысокой и высокой калиеносностью, большую изменчивость содержания отдельных элементов и микроэлементов. Неоднородность состава солей обуславливает их склонность к хрупкому разрушению и динамическим проявлениям горного давления.

Наличие мощных глубинных разломов отмечается в работе [2], они практически прослеживаются на всю длину солеродного бассейна.

Перейдем к анализу известных материалов по газоносности пород соляной толщи. Имеет место несколько теорий происхождения газов в калийных солях. А. Н. Земсковым составлена принципиальная схема образования газов в породах калийных месторождений [3], в которой систематизированы все предполагаемые источники образования газов (рис. 2).

Ю. В. Морачевский с соавторами [4] предполагал захват газов во время осадки солей из рассолов (реликтовые газы). Ряд исследователей (П. А. Софроницкий, З. Н. Несмелова, А. И. Кудряшов и др.) склонялись к поступлению газов в соляную толщу из нижележащих нефтеносных залежей [5, 6]. Однако большинство ученых связывают возникновение большей части газов с преобразованием сингенетичного захваченного органического вещества (ОВ) [1, 5, 6].

По данным автора, в общей газоносности калийных солей газы биохимического происхождения составляют 70–90 %. Это касается и среднеазиатских месторождений [7]. В связи с этим на первый план выходит оценка количества органического вещества, захороненного в калийных толщах.

Согласно гипотезе авторов работы [8], материнские верхнеюрские соляные отложения территории Юго-Западного Таджикистана и Восточной Туркмении в результате интенсивной активизации тектонических движений в древнечетвертичное (кулябское) время переместились в растворенном (рапообразном) состоянии с глубины на поверхность. Здесь в континентальных условиях эта рапа скопилась в локальных пониженных участках рельефа толщи солей, куда в результате стока поступали глинистые вещества, сульфат- и гидрокарбонатсо-

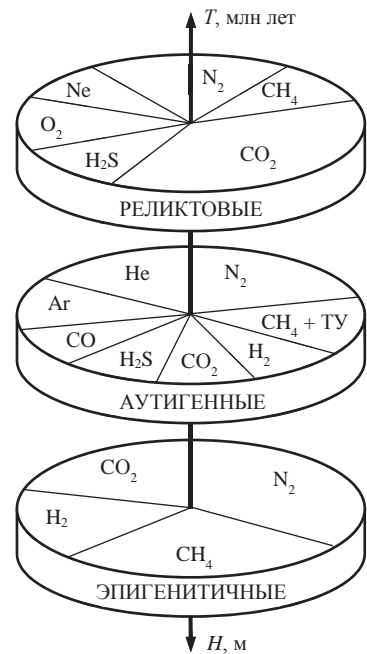


Рис. 2. Принципиальная схема образования газов в породах калийных месторождений [3]

державшие воды и т. д., что обусловило изменение химического состава соляных образований. Высокая теплопроводность солей способствовала, с одной стороны, охлаждению подсолевых отложений, замедлению в них катагенетической трансформации ОВ, а с другой стороны – преобразованию заключенного в них ОВ и нафтидогенезу. Сульфатно-галогенные породы практически лишены ОВ, карбонатные прослои содержат весьма низкие концентрации ОВ (0,1–0,2 %).

Для большинства изученных авторами работы [8] образцов характерно наличие двухфазовых газово-жидких включений, часто заполненных твердым ксеногенным материалом.

Известные данные по газоносности пород соленосных отложений показали, что газы соляных пород пластовых форм залегания и тектонически подвижных районов различаются по химическому и изотопному составу. В разных областях со спокойным залеганием соляных пород газы солей различного возраста идентичны по химическому и изотопному составу. Изотопный облик газов пластовых форм залегания солей характеризуется низким показателем соотношения $^3\text{He}/^4\text{He}$ (менее 10^{-8}) [9].

В тектонически активных районах отмечается присутствие газов с преобладанием метана и его гомологов. При этом изотопный состав углерода газов солей приближается к таковому в газах залежей нефти и газа. По данным И. Б. Кулибакиной и Э. В. Чайковской, к зонам повышенной тектонической активности (зоны сочленения платформенных и складчатых областей, рифтогенные структуры и т. д.) обычно приурочены зоны повышенного содержания сероводородсодержащих газов [10].

В работе [7] сделано сравнение состава газов соляных пород из европейских (Верхнекамское, Старобинское месторождения, Польский цехштейн) и азиатских (Тюбегатанское в Узбекистане и Туркменистане, Жилианское и Сатимолинское в Казахстане) месторождений. Причем данные по азиатским месторождениям взяты из материалов [11].

Отмечено, что в азиатских месторождениях, судя по геохимическим критериям, происходило образование только аутигенных сухих газов за счет диагенетического разложения органического вещества. Структурная открытость азиатских залежей привела к окислению метана и водорода и обогащению углекислым газом. По соотношению углеводородных газов в соляных породах калийных месторождений может быть выстроен следующий ряд, от наиболее «сухих» (метан и его простые гомологи) к наиболее «жирным» (изобутан-изопentanовым): Тюбегатанское, Сати-мола и Жилианское, Старобинское (Беларусь) и Верхнекамское (Россия).

Анализ условий образования азиатских месторождений, в отличие от европейских, показывает, что эти месторождения являются открытыми в структурном отношении. Так, соляная залежь Тюбегатанского месторождения выходит на дневную поверхность в ядре крупной антиклинальной структуры. Это обстоятельство предопределяет частичное «замещение» метана и водорода углекислым газом – как процесс бактериального окисления.

При разведке Гарлыкского месторождения определение газовыделений в скважинах проводилось при помощи аппаратуры типа ПГКС-3, смонтированной на автомобиле. Газовый каротаж был произведен в шести разведочных скважинах, равномерно распределенных по площади Гарлыкского месторождения (*Отчет о геологоразведочных работах, проведенных Кызыл-Мазарской поисково-разведочной партией в 1964–66 гг. на юго-востоке Туркменской ССР (с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.1967 г.). Кн. 1 / Седлецкий В. И. и др. Ашхабад, 1966. С. 157–306.*)

Газокаротажные исследования охватывали породы в разрезе отложений от некалиеносной пачки гаурдакской свиты (верхней соленосной) подсвиты с глубины 1166 м в скважине № 77 до нижней подсвиты карабильской свиты на глубине 373 м в скважине № 65. В ходе проведения газового каротажа производилось отдельное определение тяжелых углеводородных газов и их суммы. В скважине № 75 дополнительно отдельно было произведено определение содержания водорода.

Данные о содержании углеводородных газов (УГ) на разных глубинах залегания пород Гарлыкского месторождения приведены в таблице.

Результаты газокаротажных исследований в разведочных скважинах

Номер скважины	Глубина, м	Содержание УГ, %	Глубина, м	Содержание УГ, %
57	838–997	0,2–2,3	997–1000	0,4–1,1
62	–	–	–	–
65	373–527	1,0–4,1	527–533	0,2–0,5
73	450–608	0,2–0,3	608–610	0,3
77	–	–	–	–
Номер скважины	Глубина, м	Содержание УГ, %	Глубина, м	Содержание УГ, %
57	1000–1282	0,1–1,1	–	–
62	389–561	0,2–0,6	561–655	0,1–0,2
65	533–837	0,2–0,7	–	–
73	610–882	0,3–0,4	882–971	0,4–0,5
77	1070–1166	0,3–0,6	1166–1249	0,2–0,5

Анализ данных таблицы свидетельствует, что углеводородные газы обнаружены во всех без исключения разведочных скважинах. Наиболее насыщена углеводородными газами надсолевая осадочная толща, представленная пачкой плотных аргиллитов с прослойками алевролитов и песчаников, вскрытая скважинами № 65 и № 57 в центральной и южной частях месторождения.

Максимальное из имеющихся данных значение содержания углеводородных газов зафиксировано в надсолевой толще в скважине № 65 в интервале глубин 373–527 м и составляет 1,0–4,1 %. В скважине № 57, расположенной южнее, в надсолевой толще на глубине 838–997 м содержание газов изменяется в интервале от 0,2 до 2,3 %. Минимальное содержание углеводородных газов в аргиллитах отмечается в скважине № 73 на глубине 450–608 м и составляет 0,2–0,3 %.

В породах соляной толщи (к сожалению, интервал глубин залегания некалиеносной, калиеносной и ангидритовой пачек очень большой, почти 300 м) суммарное содержание углеводородных газов относительно невысокое – от 0,1 до 1,1 %. Причем содержание газов 1,1 % зафиксировано в скважине № 57 на контакте некалиеносной и ангидритовой пачек на глубине более 1000 м. В интервале пород калийных и карналлитовых пластов суммарное содержание углеводородных газов изменяется от 0,1 до 0,4–0,5 %.

Статистическая обработка данных свидетельствует об увеличении содержания углеводородных газов с глубиной залегания пород (рис. 3). Следует отметить, что в пределах отдельных пластов изменение содержания газов по прослоям происходит в обратном порядке – снизу вверх.

При раздельном анализе газов скважины № 57 было установлено, что в составе газов, выделяющихся из аргиллитов надсолевой толщи, преобладает водород.

Наличие водорода ведет к снижению предела взрываемости газоздушных смесей и предопределяет жесткие требования к исполнению горно-шахтного оборудования.

Итак, Гарлыкское месторождение калийных солей имеет сложное геологическое строение. Среди факторов, определяющих сложность геологического строения, следует выделить проявления соляного тектогенеза, разрывные нарушения, повышенную сейсмичность района.

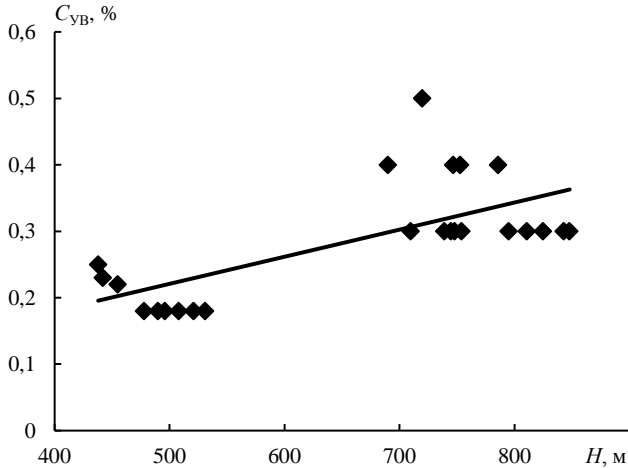


Рис. 3. Изменение содержания углеводородных газов с глубиной (скв. 62, 64, 73)

Тектоническое строение месторождения, расположение и глубина проникновения нарушений до конца не изучены. Продуктивные пласты не выдержаны по мощности и содержанию полезного компонента даже на небольшой площади, что объясняется ярко выраженной складчатостью, крутыми углами залегания калийных пластов на крыльях складок, наличием тектонических нарушений, зон разубоживания и замещения.

Зоны тектонических нарушений, прослеживающиеся через площадь Гарлыкского месторождения, проявляются в подстилающих соляную толщу породах, что может привести к проникновению восходящих сероводородосодержащих флюидов в участки продуктивных пластов, вскрытые горными работами и, как следствие, к возможному поступлению газов в рабочее пространство горных выработок.

Геотектонический фактор, предопределяющий наличие многочисленных геологических нарушений, большую изменчивость содержания отдельных веществ и микроэлементов, обуславливает их склонность к хрупкому разрушению и возможности проявления динамических явлений горного давления и газодинамических явлений.

Результаты определения газоносности соляных отложений выдержанных пластовых и тектонически нарушенных зон показали их различие по химическому и изотопному составу газов. В тектонически активных регионах обязательно фиксируется метан и его гомологи. При этом изотопный состав углерода газов подобен изотопному составу нефти газа.

Исходя из материалов ранее выполненных исследований, можно сделать вывод, что в месторождениях калийных солей Центральной и Средней Азии проис-

ходило образование преимущественно аутигенных «сухих» углеводородных газов (метана и его первых гомологов). Структурная открытость большинства азиатских соляных залежей привела к окислению метана и обогащению газовых смесей углекислым газом.

Анализ данных газового каротажа в геологоразведочных скважинах, пробуренных на Гарлыкском месторождении, показал наличие углеводородных газов во всех без исключения скважинах, причем их содержание увеличивается с глубиной залегания продуктивных пластов. Это подтверждает общую закономерность газораспределения, полученную для других калийных месторождений.

В составе газов из геологоразведочных скважин обнаружен водород, что предъявляет особо жесткие требования к проветриванию рудника и исполнению горно-шахтного оборудования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Попов В. С. Геотектонические и литолого-фациальные условия образования калийных солей верхнеюрской галогенной формации Средней Азии // Общие проблемы галогенеза. М.: Наука, 1985. С. 220–230.
2. Говрильчева Л. Г. Палеогеографические условия осадконакопления соленосной формации верхней юры на территории Восточного Туркменистана // Общие проблемы галогенеза. М.: Наука, 1985. С. 230–240.
3. Земсков А. Н., Кондрашев П. И., Травникова Л. Г. Природные газы калийных месторождений и меры борьбы с ними. Пермь: Типография купца Тарасова, 2008. 414 с.
4. Морачевский Ю. В., Самарцева А. Г., Черепенников А. А. Газоносность толщи калийных солей Верхнекамского месторождения // Калий. 1937. № 7. С. 24–31.
5. Несмелова З. Н., Гемп С. Д. Вероятная модель формирования газовой составляющей соляных пород калийных месторождений // Нефтегазоносность регионов древнего соленакпления. Новосибирск: Наука, 1982. С. 162–171.
6. Кудряшов А. И. Верхнекамское месторождение солей. Пермь: Изд-во Горного института УрО РАН, 2001. 429 с.
7. Чайковский И. И., Иванов О. В. Новые данные по геохимии газов калийных месторождений // Вестник Пермского университета. Геология. 2014. Вып. 4(25). С. 56–65.
8. Сафранов Т. А., Гришина С. Н., Лучников В. С., Кутолина Г. В. О температурах максимального прогрева солей Верхнеюрской галогенной формации юго-востока Средней Азии // Физико-химические закономерности осадконакопления в солеродных бассейнах. М.: Наука, 1986. С. 34–37.
9. Травникова Л. Г., Прасолов Э. М. Изотопно-геохимические характеристики газов соляных отложений // Геохимические закономерности формирования галогенных отложений: сб. науч. тр. / АН СССР, Ин-т геологии и геофизики. Новосибирск, 1983. С. 112–114.
10. Кулибакина И. Б., Чайковская Э. В. Закономерности распространения сероводородсодержащих газов // Геохимические закономерности формирования галогенных отложений: сб. науч. тр. / АН СССР, Ин-т геологии и геофизики. Новосибирск, 1983. С. 110–112.
11. Фортунатов Г. А., Красюк Н. Ф., Земсков А. Н., Иванов О. В. Газоносность соляных пород калийных месторождений Жилианское и Сатимола (Казахстан) // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. 2014. № 11. С. 88–98.

Поступила в редакцию 25 мая 2017 года

EXAMINATION OF GAS-BEARING CAPACITY OF SALT FORMATION OF GARLYKSKY POTASSIUM SALT DEPOSIT

Zemskov A. N. – ООО “Shakhtspetsproekt”, Perm, the Russian Federation. E-mail: shahtspecproekt@gmail.ru

The article introduces some data on Garlyksky potassium salt deposit (Turkmenistan): geographical position, data on the presence of geotectonic factor, which predetermines a range of peculiarities in beds position, and their geomechanical and gas-dynamic characteristics. Tectonic structure of the deposit and the depth of geological faults penetration haven't been properly investigated. The zones of tectonic faults are traced in the underlying salt formation, which can lead to penetration of ascendant hydrogen sulphide fluids in the productive seams and, consequently, to a possible income of gas into the working area of mine workings. The analysis of the data of gas log is fulfilled under geological-prospecting drilling, which has revealed the presence of hydrogen sulphide gas in all wells without exception. It is determined, that the content of hydrogen sulphide gas increases with the depth of productive seams position. Besides, several wells disclose hydrogen, which shows strict requirements to aeration of the mine and the modification of the mining equipment.

Key words: potassium salt deposit; gas-bearing capacity of rocks; theories of gas formation; tectonic zones; seismic activity.

REFERENCES

1. Popov V. S. [Geotectonic and lithologic-and-facies conditions of potassium salts generation at the upper Jurassic salt formation of the Central Asia]. *Obshchie problemy galogeneza* [General problems of halogenesis]. Moscow, Nauka Publ., 1985, pp. 220–230.
 2. Govril'cheva L. G. [Paleographic conditions of sedimentation of saline formation of the upper Jurassic at the territory of Eastern Turkmenistan]. *Obshchie problemy galogeneza* [General problems of halogenesis]. Moscow, Nauka Publ., 1985, pp. 230–240.
 3. Zemskov A. N., Kondrashev P. I., Travnikova L. G. *Prirodnye gazy kaliinykh mestorozhdenii i mery bor'by s nimi* [Natural gasses of potassium salt deposits, and protection measures]. Perm, Tipografiia kuptsa Tarasova Publ., 2008. 414 p.
 4. Morachevskii Iu. V., Samartseva A. G., Cherepennikov A. A. [Gas-bearing capacity of potassium salt formation of Verkhnekamskoye deposit]. *Kalii – Potassium Salt*, 1937, no. 7, pp. 24–31. (In Russ.)
 5. Nesmelova Z. N., Gemp S. D. [Possible model of potassium salt saliferous rock gas component formation]. *Neftegazonosnost' regionov drevnego solenakopleniia* [Oil and gas capacity of the regions of ancient salt accumulation]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1982, pp. 162–171.
 6. Kudriashov A. I. *Verkhnekamskoe mestorozhdenie solei* [Verkhnekamskoye potassium salt deposit]. Perm, MI UB RAS Publ., 2001. 429 p.
 7. Chaikovskii I. I., Ivanov O. V. [The new data on the geochemistry of gasses of potassium salt deposits]. *Vestnik Permskogo universiteta. Geologiya – Bulletin of Perm University. Geology*, 2014, issue 4(25), pp. 56–65. (In Russ.)
 8. Safranov T. A., Grishina S. N., Luchnikov V. S., Kutolina G. V. [About the temperatures of the maximum warming of the salt of the upper Jurassic salt formation of the south-east of the Central Asia]. *Fiziko-khimicheskie zakonomernosti osadkonakopleniia v solerodnykh basseynakh* [Physical and chemical regularities of sedimentation in halogen formations]. Moscow, Nauka Publ., 1986, pp. 34–37.
 9. Travnikova L. G., Prasolov E. M. [Isotope chemical characteristics of gasses of saline deposits]. *Geokhimicheskie zakonomernosti formirovaniia galogenykh otlozhenii: sb. nauch. tr. AN SSSR, In-t geologii i geofiziki* [Proc. of AS USSR, Institute of Geology and Geophysics “Geochemical regulation of halogen formations generation”]. Novosibirsk, 1983, pp. 112–114.
 10. Kulibakina I. B., Chaikovskaia E. V. [Regulations of the distribution of hydrogen sulphide bearing gasses]. *Geokhimicheskie zakonomernosti formirovaniia galogenykh otlozhenii: sb. nauch. tr. AN SSSR, In-t geologii i geofiziki* [Proc. of AS USSR, Institute of Geology and Geophysics “Geochemical regulation of halogen formations generation”]. Novosibirsk, 1983, pp. 110–112.
 11. Fortunatov G. A., Krasiuk N. F., Zemskov A. N., Ivanov O. V. [Gas-bearing capacity of saliferous rock of Zhilianskoe and Satimola (Kazakhstan) potassium salt deposits]. *Vestnik Permskogo natsional'nogo issledovatel'skogo politekhnicheskogo universiteta – Bulletin of Perm National Research Polytechnic University*, 2014, no. 11, pp. 88–98. (In Russ.)
-

ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 622.272.013.34/364

DOI: 10.21440/0536-1028-2017-7-43-49

ОСНОВЫ РАЦИОНАЛЬНОГО НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЛЬНИКОВ Н. Н., БУСЫРЕВ В. М.

Выделены ключевые задачи проблемы рационального использования минерально-сырьевых ресурсов недр. Показана единственная возможность решения проблемы на объективной экономической основе в случае привлечения стоимости запасов месторождений для соблюдения сбалансированности интересов государства и недропользователей. Рассмотрены особенности происхождения полезных ископаемых в результате природных процессов, протекающих в недрах, и создания минерально-сырьевой базы овеществленным трудом человека. Разработан и обоснован метод определения стоимости расходуемых запасов минерально-сырьевой базы с выделением доли участия в ней природных процессов и труда человека. Предложены методы оценки эффективности эксплуатации месторождений и распределения полученного дохода между государством и недропользователями с участием стоимости израсходованных запасов. Показаны необходимость и возможность совершенствования государственного механизма регулярных платежей горных предприятий за недра.

Ключевые слова: минерально-сырьевые ресурсы недр; стоимость запасов; рациональное недропользование.

Мировой опыт свидетельствует о постоянном увеличении добычи полезных ископаемых. За прошедшее столетие она возросла с 7 до 280 млрд т в год [1], а по прогнозам XXXI сессии Международного геологического конгресса (Рио-де-Жанейро, 2000 г.) к 2050 г. может увеличиться до 1420 млрд т в год, или в 5 раз. Существуют две причины неизбежности постоянного увеличения добычи полезных ископаемых [2]. Во-первых, растущее их потребление на человека; во-вторых, постоянный рост населения Земли.

Распределение добычи руды по странам мира весьма неравномерное, зависит от многих причин, в основном от наличия и состояния резервов природных ресурсов в недрах. На долю России при численности ее населения 3 % приходится шестая часть мировой добычи руды. Это свидетельствует о чрезвычайной значимости использования минерально-сырьевых ресурсов для развития экономики и обеспечения национальной безопасности России.

В настоящее время, по данным Центральной комиссии по разработке месторождений твердых полезных ископаемых Федерального агентства по недропользованию (ЦКР–ТПИ Роснедра) [3–4], при добыче руды в недрах теряется в среднем по отраслям горнорудной промышленности от 7 до 50 % полезных ископаемых. Соответственно увеличивается расход запасов эксплуатируемых месторождений. При первичной переработке добытой руды потери по отраслям

Мельников Николай Николаевич – академик РАН, научный руководитель института. 184209, г. Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24, Горный институт Кольского научного центра РАН. E-mail: melnikov@goi.kolasc.net.ru

Бусырев Владислав Михайлович – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории теории комплексного освоения и сохранения недр. 184209, г. Апатиты Мурманской обл., ул. Ферсмана, 24, Кольского научного центра РАН. E-mail: root@goi.kolasc.net.ru

горнорудной промышленности достигают от 10 до 35 % содержащихся в руде полезных компонентов, что в свою очередь требует увеличения добычи руды для обеспечения необходимого выпуска товарной продукции горными предприятиями.

Снижение потерь могло бы способствовать более экономному расходованию запасов минерально-сырьевой базы страны, но требует значительных затрат на совершенствование технологии эксплуатационных работ. С другой стороны, восполнение запасов минерально-сырьевой базы необходимо вести, как показывает мировой опыт, темпами, опережающими в 1,5–2 раза расход запасов минерального сырья [2], что в свою очередь требует значительного увеличения затрат на поисковые и геологоразведочные работы.

В решении взаимосвязанных задач использования и восполнения запасов минерально-сырьевой базы участвуют две стороны: государство как собственник недр и горные предприятия как непосредственные недропользователи. При этом их экономические интересы отличаются некоторой противоречивостью. Государство, будучи собственником недр, заинтересовано не только в эффективном, но и в бережливом расходовании запасов недр, что отражено в Законе РФ «О недрах», требующем рационального и комплексного использования запасов минерально-сырьевой базы. Тогда как главный интерес недропользователей – частных собственников горных предприятий – заключается в получении как можно более значительной прибыли независимо от полноты использования предоставляемых им запасов месторождений.

С переходом экономики страны на рыночные условия обострилась существовавшая и ранее проблема рационального освоения запасов минерально-сырьевых ресурсов недр. Из приведенного следует, что проблема заключается в обеспечении сбалансированности экономических интересов государства и недропользователей, а ее успешное решение возможно лишь на объективной экономической основе.

При существующем налоговом механизме не предоставляется возможности сбалансированного распределения дохода, полученного при эксплуатации месторождений. В настоящее время при эксплуатации месторождений регулярный налог берется за добытое полезное ископаемое, под которым, однако, понимается продукция первичной переработки добытой руды – первая, отвечающая стандарту качества, т. е. товарная продукция горных предприятий, а не израсходованные на ее производство запасы полезных ископаемых. По существу, до настоящего времени горные предприятия не несут никакой финансовой ответственности за количество и качество израсходованных запасов эксплуатируемых ими месторождений, в том числе теряемых при добыче и переработке добытой руды.

Единственная возможность создания объективной основы решения проблемы рационального использования минерально-сырьевых ресурсов недр предоставляется в случае установления стоимости запасов и привлечения ее к оценке эффективности и распределению результатов эксплуатации месторождений полезных ископаемых [5]. В этом случае использование горными предприятиями запасов полезных ископаемых как товара, имеющего владельца – государство, дает возможность решать ключевые задачи недропользования на объективной основе с соблюдением сбалансированности экономических интересов обеих сторон. Вместе с тем этот товар имеет свои особенности, отличающие его от всех других видов товарной продукции, которые необходимо учитывать при определении его стоимости.

Действительно, полезные ископаемые образовались и продолжают образовываться благодаря происходящим в недрах Земли процессам без участия человека. От этих природных процессов зависит, где, какие, в каком количестве, какого ка-

чества, в какой природной среде образовались полезные ископаемые. На этом функции природных процессов заканчиваются. Ответы на эти вопросы, а значит открытие, изучение и геолого-экономическая оценка месторождений, т. е. формирование минерально-сырьевой базы, дают результаты широкомасштабной и очень затратной деятельности человека. К этим работам относятся (в определенной мере) триангуляционные съемки, картографирование, геологическое изучение территории страны. Полностью относятся к ним поисковые, геологоразведочные работы, подсчет запасов, геолого-экономическая оценка месторождений.

Особенность формирования стоимости запасов месторождений заключается также в том, что на ее величину в определенной мере влияют принятый способ и технология добычи и переработки добытой руды, в свою очередь зависящие от горно-геологических условий эксплуатации месторождений. Поэтому при определении стоимости запасов месторождений необходимо выявить и численно оценить влияние этой зависимости.

Другая типичная для месторождений полезных ископаемых особенность заключается в том, что применение даже одинаковых способов и технологий эксплуатации дает разные по величине экономические результаты (доход, затраты, прибыль, ущерб) в зависимости от того, насколько благоприятными или неблагоприятными окажутся природные условия конкретных месторождений. Поэтому это влияние природных факторов на экономические результаты эксплуатации необходимо выделить и учитывать при определении стоимости запасов месторождений.

Таким образом, природные факторы влияют на формирование стоимости запасов полезных ископаемых как непосредственно, так и через изменение объемов и затрат на все виды работ по освоению месторождений. В результате стоимость запасов месторождений следует рассматривать как комплексный показатель, отражающий влияние на нее как природных, так и техногенных факторов, для чего в целях правильного определения ее величины необходимо оценить в денежном измерении долю участия каждого из названных факторов. При определении стоимости запасов месторождений важное значение имеет выделение доли, относящейся к овеществленному труду, затраченному на поиск и разведку, и доли, своим происхождением обязанной природным процессам, происходящим в недрах. Выделение каждой из этих долей имеет существенное значение для более полного представления о результатах эксплуатации месторождений и распределения дохода.

Стоимость 1 т запасов полезного компонента в месторождении [2, 6, 7]:

$$C_n = C_p (1 + K_{пр}) + \frac{\Delta\Pi_p}{Бс}, \quad (1)$$

где $Б$ – запасы полезного ископаемого; $с$ – содержание в них полезного компонента; C_p – затраты на геологоразведочные работы в расчете на 1 т запасов полезного компонента; $K_{пр}$ – ставка прибыли на затраты, принятая в экономике; $\Delta\Pi_p$ – сверхприбыль либо ущерб, образовавшиеся за счет благоприятных или неблагоприятных горно-геологических условий освоения месторождения,

$$\Delta\Pi_p = D_k C_o (1 - 0,01H) - D_k C_k (1 + K_{пр}) - Бс C_p (1 + K_{пр}),$$

где H – сумма ставок на доход общего назначения (кроме платы за недра); D_k – товарная продукция горного предприятия; C_o – отпускная цена товарной продукции; C_k – себестоимость товарной продукции.

Как следует из (1), долю овеществленного труда человека в стоимости запасов месторождений представляют затраты, понесенные на поиск и разведку, и прибыль, приходящаяся на эти затраты. Долю природных процессов представляют прибыль либо ущерб, полученные сверх либо менее нормативной прибыли, приходящейся на все затраты при поиске, разведке и эксплуатации месторождения.

Стоимость всех запасов полезного компонента, израсходованных горным предприятием на производство своей товарной продукции:

$$БсC_n = БсC_p(1 + K_{np}) + \Delta\Pi_p = D_k C_o(1 - 0,01H) - D_k C_k(1 + K_{np}).$$

Эта стоимость оказывается численно равна остатку от дохода после возмещения из последнего затрат, понесенных на эксплуатацию месторождения, и прибыли, приходящейся на них по принятой в экономике ставке.

Проблема рационального освоения месторождений должна предусматривать совместное решение двух ключевых задач недропользования: оценку эффективности освоения месторождений и сбалансированность экономических интересов владельца и пользователя недр.

Прибыль, будучи общепризнанным показателем эффективности эксплуатации месторождений, сохраняет свою роль и в случае привлечения к ее определению стоимости расходуемых запасов полезных ископаемых, но при этом должны быть приняты во внимание указанные особенности происхождения полезных ископаемых в недрах и обнаружения их месторождений.

Полная прибыль при использовании месторождений должна включать прибыль, приходящуюся на затраты геологоразведочных и эксплуатационных работ соответственно ставкам прибыли, действующим в экономике, а также сверхприбыль либо ущерб, зависящие от природных условий освоения месторождения:

$$\Pi_p = БсC_p K_{np} + D_k C_k K_{np} + \Delta\Pi_p = D_k C_o(1 - 0,01H) - D_k C_k - БсC_p.$$

Как видно, она может быть определена исключением из дохода всех затрат, понесенных на освоение месторождения, включая поиск и разведку, а именно овеществленный труд человека на обнаружение и изучение месторождений полезных ископаемых.

Для второй ключевой задачи проблемы рационального недропользования, а именно соблюдения сбалансированности экономических интересов владельца и недропользователя, привлечение стоимости расходуемых запасов полезных ископаемых представляет особо важное значение, поскольку только в этом случае может быть создана объективная основа ее решения.

Доля государства A_B и доля недропользователя A_T в доходе при эксплуатации месторождения определяются по формулам:

$$A_B = D_k C_o 0,01H + БсC_n;$$

$$A_T = D_k C_k(1 + K_{np}).$$

В случае, если при реализации принятого варианта технологии допущены сверхнормативные потери запасов минерального сырья при добыче или переработке добытой руды, доля государства возрастает за счет роста расходов запасов, а доля недропользователя в доходе уменьшается и составит:

$$A_T = D_k C_o(1 - 0,01H) - БсC_n.$$

На примере Ковдорского флогопитового месторождения приведены результаты оценки эффективности его эксплуатации и распределения дохода (таблица).

Оценка двух вариантов технологии добычи и переработки добытой руды, выполненная с учетом стоимости используемых запасов минерального сырья, показала, что более эффективным является второй вариант, несмотря на несколько более высокую себестоимость выпуска товарной продукции, поскольку он обеспечивает более полное использование запасов месторождения, отличающихся высокой ценностью (в ценах 1985–1990 гг.). Показатели извлечения добытой руды и ее переработки, а также стоимости 1 т запасов полезного компонента следует принять в качестве нормативных. Если при применении этого варианта будут допущены сверхнормативные потери минерального сырья, возрастает стоимость всех израсходованных запасов, что приведет к увеличению доли государства в доходе и соответствующему уменьшению доли дохода недропользователя.

Технико-экономические показатели эксплуатации Ковдорского флогопитового месторождения

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Реализация варианта 2
<i>Исходные условия</i>			
Содержание флогопита в месторождении C_f , кг/м ³	100	100	100
Выпуск товарной продукции D_k , т	5000	5000	5000
Цена товарной продукции C_o , р./т	1300	1300	1300
Потери полезного ископаемого в недрах p , доли ед.	0,3	0,2	0,25
Разубоживание r , доли ед.	0,1	0,05	0,05
Потери флогопита при обогащении $p_{хв}$, доли ед.	0,1	0,1	0,1
Затраты на разведку 1 т запасов флогопита C_p , р./т	142,1	142,1	142,1
Себестоимость 1 т товарной продукции C_k , р./т	830	841	841
<i>Результаты</i>			
Добыто руды D , м ³	61 728	58 140	58 480
Израсходовано запасов полезного ископаемого B , м ³	79 365	69 041	74 074
Израсходовано запасов флогопита B_f , т	7936,5	6904	7407
Стоимость 1 т запасов флогопита C_f , р./т	161,9	177,3	177,3
Стоимость израсходованных запасов флогопита $B C_f$, тыс. р.	1285	1224,1	1313,3
Прибыль всего P_p , тыс. р.	572,2	664	592,4
Доля дохода государства A_b , тыс. р.	1935	1874	1963
Доля дохода горного предприятия A_r , тыс. р.	4565	4626	4537

Приведенные результаты свидетельствуют о возможности объективной оценки эффективности эксплуатации месторождений и финансового контроля полноты использования горными предприятиями запасов минеральных ресурсов страны.

Горным институтом Кольского научного центра РАН разработаны и экспериментально проверены методы решения ключевых задач рационального недропользования на эксплуатируемых месторождениях при выборочной разработке месторождений с изменчивым содержанием полезных компонентов и при использовании месторождений техногенного сырья [2, 8, 9].

Существует необходимость регулярного проведения оценки эффективности эксплуатации месторождений и сбалансированного распределения дохода. Вся необходимая для этого исходная информация имеется на горных предприятиях. Однако для решения проблемы рационального недропользования необходимо совершенствование государственного механизма регулярных платежей за использование запасов эксплуатируемых месторождений. Возможны два направления

совершенствования механизма регулярных платежей за недра: назначение налоговых ставок на доход с ориентацией на стоимость израсходованных запасов; непосредственная оплата израсходованных запасов по их стоимости.

Определение стоимости запасов полезных компонентов, расходуемых горными предприятиями на выпуск своей продукции, открывает возможности для совершенствования государственного механизма регулярных платежей за использование горными предприятиями государственной минерально-сырьевой базы и решения ключевых задач проблемы рационального освоения месторождений на объективной экономической основе с соблюдением сбалансированности интересов владельца и недропользователей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П., Бурцев Л. И. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества. М.: Научтехиздат, 2003. 261 с.
2. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Экономические основы сбалансированного освоения минерально-сырьевой базы. Апатиты: КНЦ РАН (грант РФФИ № 10-05-07007), 2010. 125 с.
3. Филиппов С. А., Ашихмин А. А. Итоги работы секции твердых полезных ископаемых ЦКР Роснедра в 2008 году // Недропользование – XXI век. 2009. № 2. С. 22–29.
4. Филиппов С. А. Концептуальный подход ЦКР–ТПИ Роснедра к оценке экономической эффективности технологических решений в проектах разработки месторождений в аспекте рационального и комплексного освоения недр // Рациональное освоение недр. 2012. № 4. С. 30–41.
5. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Концепция ресурсобалансированного освоения минерально-сырьевой базы // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2005. № 2. С. 58–63.
6. Бусырев В. М. Плата за погашенные запасы и разведку месторождений // Горный журнал. 1995. № 9. С. 19–21.
7. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Ресурсобалансированное недропользование: теория и методы. Апатиты: КНЦ РАН (грант РФФИ № 07-05-07027), 2007. 110 с.
8. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Метод оценки эффективности освоения техногенных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 7. С. 20–26.
9. Мельников Н. Н., Бусырев В. М. Выборочная отработка месторождений в условиях сбалансированного недропользования // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 7. С. 35–41.

Поступила в редакцию 3 июля 2017 года

THE FUNDAMENTALS OF RATIONAL SUBSOIL USE

Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. – Mining Institute, CSC RAS, Apatites, Murmansk region, the Russian Federation. E-mail: root@goi.kolasc.net.ru

Key tasks of the problem of mineral and raw material resources rational use are distinguished. The single possibility of solving the problem is revealed on the objective economic basis in case of attracting the cost of deposits resources to maintain the balance of state interests and the interests of subsoil users. Some peculiarities of minerals origin are examined as the result of the natural processes within the bowels, and creation of mineral and raw material base by human materialized labour. The method of defining the cost of consumable reserves of mineral and raw material base is developed and substantiated, allocating the share of natural processes and human labour participation in it. The methods of estimating the efficiency of deposits exploitation and distribution of the acquired income between the state and subsoil users are suggested, with the participation of the cost of expended resources. The necessity and possibility of developing state mechanism of regular payments of mining enterprises for the bowels are introduced.

Key words: mineral and raw material resources of the bowels; cost of reserves; rational subsoil use.

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P., Burtsev L. I. *Ekologicheskie problemy osvoeniia neдр pri ustoičivom razvitiі prirody i obshchestva* [Ecological problems of exploitation of bowels under the sustainable development of nature and society]. Moscow, Nauchtekhizdat Publ., 2003. 261 p.
2. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. *Ekonomicheskie osnovy sbalansirovannogo osvoeniia mineral'no-syr'evoi bazy* [Economic foundations for well-balanced exploration of mineral-raw materials base]. Apatites, CSC RAS Publ., 2010, 125 p.
3. Filippov S. A., Ashikhmin A. A. [The results of the work of solid minerals section of Rosnedra Central Committee in 2008]. *Neдрopol'zovanie–XXI vek – Subsoil Use–XXI century*, 2009, no. 2, pp. 22–29. (In Russ.)
4. Filippov S. A. [Conceptual approach of Rosnedra Central Committee to the economic efficiency estimation of technological solutions in the projects of the deposits development in the aspect of rational and complex exploitation of the internal part of the Earth]. *Ratsional'noe osvoenie neдр – Mineral Mining and Conservation*, 2012, no. 4, pp. 30–41. (In Russ.)

5. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Conception of mineral and raw material base resource balanced exploitation]. *Mineral'nye resursy Rossii. Ekonomika i upravlenie – Mineral resources in Russia. Economics and management*, 2005, no. 2, pp. 58–63. (In Russ.)
 6. Busyrev V. M. [Rate for the recovered reserves and deposits exploration]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1995, no. 9, pp. 19–21. (In Russ.)
 7. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. *Resursosbalansirovannoe nedropol'zovanie: teoriia i metody* [Resource-balanced subsoil use: theory and methods]. Apatites, CSC RAS Publ., 2007, 110 p.
 8. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Technogenic deposits exploitation efficiency estimation method]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 7, pp. 20–26. (In Russ.)
 9. Mel'nikov N. N., Busyrev V. M. [Selective deposits development in conditions of well-balanced subsoil use]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 7, pp. 35–41. (In Russ.)
-

СОВМЕСТНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ СПУТНИКОВЫХ ОПРЕДЕЛЕНИЙ И ВЫСОКОТОЧНОГО НИВЕЛИРОВАНИЯ В ГЕОДИНАМИЧЕСКОМ МОНИТОРИНГЕ

ГРИШКО С. В., БУКИН В. Г.

В статье приведено сравнение результатов спутниковых определений и высокоточного нивелирования II класса, полученных на геодинимическом полигоне Астраханского газоконденсатного месторождения в 2005–2015 гг. Показано, что геометрическое нивелирование и спутниковые навигационные системы имеют разные начальные поверхности счета высот, которые в общем случае не совпадают и не параллельны, поэтому прямое сравнение превышений без учета аномалий высот или их разностей бессмысленно и некорректно. Систематический уровень рассогласований достаточно высок и в некоторых случаях не укладывается даже в допуски технического нивелирования. Исходя из исследований точности спутниковых измерений показано, что в аналогичных по структуре спутниковой и нивелирной сетях точность определения вертикальных смещений спутниковым оборудованием в режиме быстрой статики удовлетворяет требованиям нивелирования IV класса. Увеличение продолжительности сеансов наблюдений позволяет достигать точности III класса нивелирования. Для достижения показателей более высоких классов помимо удлинения сеансов наблюдений необходимо увеличивать обусловленность спутниковой сети в сравнении с нивелирной. Показано, что существующая структура спутниковой и нивелирной сетей геодинимического полигона Астраханского газоконденсатного месторождения, а также принятые методики наблюдений позволяют достигать точности спутниковых определений на уровне II класса нивелирования. Приведен пример комплексного использования результатов спутниковых и традиционных наблюдений в геодинимических исследованиях, позволяющего существенно сократить объем нивелирования без потерь в точности и информативности мониторинга.

Ключевые слова: геодезическая высота; нормальная высота; аномалия высоты; спутниковое нивелирование; геометрическое нивелирование; квазигеоид; спутниковые измерения; геодинимический полигон; вертикальные смещения.

Спутниковые навигационные системы относятся к инструментам, позволяющим с высокой точностью определять взаимное положение пунктов в плановых координатах и по высоте. Последнее дает возможность использовать их как альтернативу методу геометрического нивелирования, который считается одним из наиболее трудоемких видов геодезических работ. При этом следует иметь в виду, что геометрическое нивелирование связано с отвесными линиями и определением нормальных высот относительно квазигеоида, а спутниковые определения – с нормальными и геодезическими высотами относительно эллипсоида. Квазигеоид, в отличие от эллипсоида, является неправильной математической фигурой, имеющей волнообразный вид, поэтому в общем случае эти поверхности не совпадают и не параллельны, образуют разные системы отсчета высот.

Гришко Сергей Владимович – научный сотрудник кафедры маркшейдерского дела, геодезии и геоинформационных систем. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: svgrishko@mail.ru

Букин Василий Григорьевич – научный сотрудник кафедры маркшейдерского дела, геодезии и геоинформационных систем. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: bukin_vasilij@mail.ru

Известно, что разность геодезических высот пунктов, определяемая в результате спутниковых измерений, связана с разностью нормальных высот, получаемой из геометрического нивелирования, следующим соотношением:

$$h_{AB} = H_B - H_A = H_B^\gamma + \zeta_B - (H_A^\gamma + \zeta_A) = h_{AB}^\gamma + \Delta\zeta_{AB},$$

где H_A и H_B – геодезические высоты пунктов; H_A^γ и H_B^γ – нормальные высоты пунктов; ζ_A и ζ_B – аномалии высот в пунктах [1]. Отсюда видно, что без знания разности аномалий высот пунктов сравнение превышений, полученных этими методами, некорректно и может дать ложные представления о точности спутниковых определений.

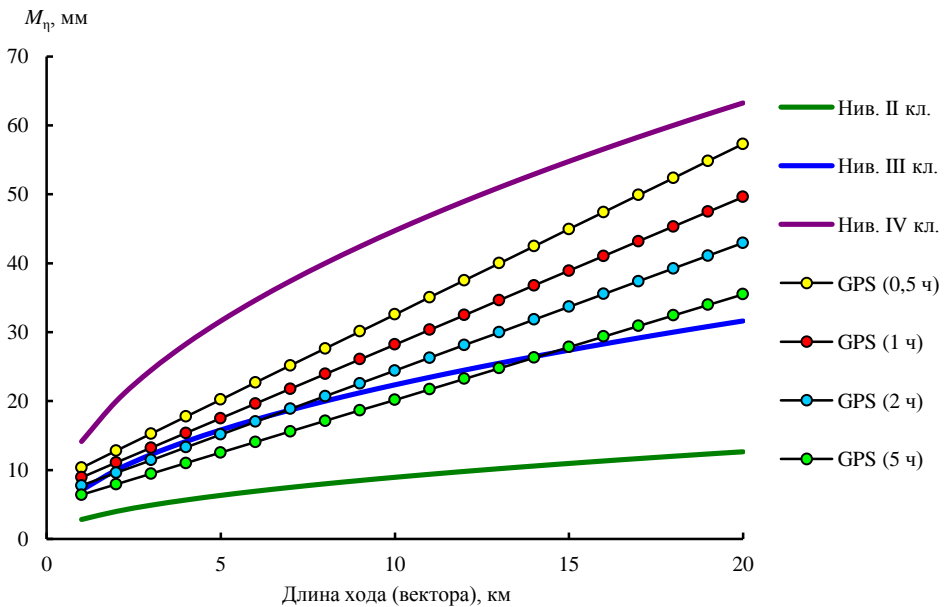


Рис. 1. Точность определения вертикального смещения между пунктами методами геометрического нивелирования и GPS

Анализ превышений, полученных на геодинамическом полигоне Астраханского газоконденсатного месторождения (АГКМ) в результате спутниковых определений и нивелирования II класса [2], показывает, что систематическое накопление рассогласований достигает уровня 48 мм/км и примерно в половине случаев не укладывается даже в допуски технического нивелирования. Это свидетельствует с большей вероятностью не о низкой точности спутниковых определений, а о бессмысленности прямого сравнения превышений без учета аномалий высот [1, 3].

Иная ситуация складывается с определением изменений высот пунктов. Считая, что положение поверхности квазигеоида относительно эллипсоида меняется очень медленно и становится заметным лишь в геологическом масштабе времени, вертикальное смещение пункта можно представить как

$$\eta_A^{n-m} = H_A^m - H_A^n = H_A^{\gamma(m)} + \zeta_A - (H_A^{\gamma(n)} + \zeta_A) = H_A^{\gamma(m)} - H_A^{\gamma(n)},$$

где η_A^{n-m} – вертикальное смещение пункта за период $n-m$; H_A^m и H_A^n – геодезические высоты пункта в периоды m и n ; $H_A^{\gamma(m)}$ и $H_A^{\gamma(n)}$ – нормальные высоты пункта в периоды m и n . Пренебрегая малыми значениями уклонов отвесных линий, можно заключить, что вертикальные подвижки пунктов инвариантны от рассма-

триваемых систем высот. Поэтому результаты определений с помощью спутниковых систем глобального позиционирования (GPS), например при геодинамическом мониторинге оседаний земной поверхности, должны быть сопоставимы в пределах точности измерений с данными геометрического нивелирования.

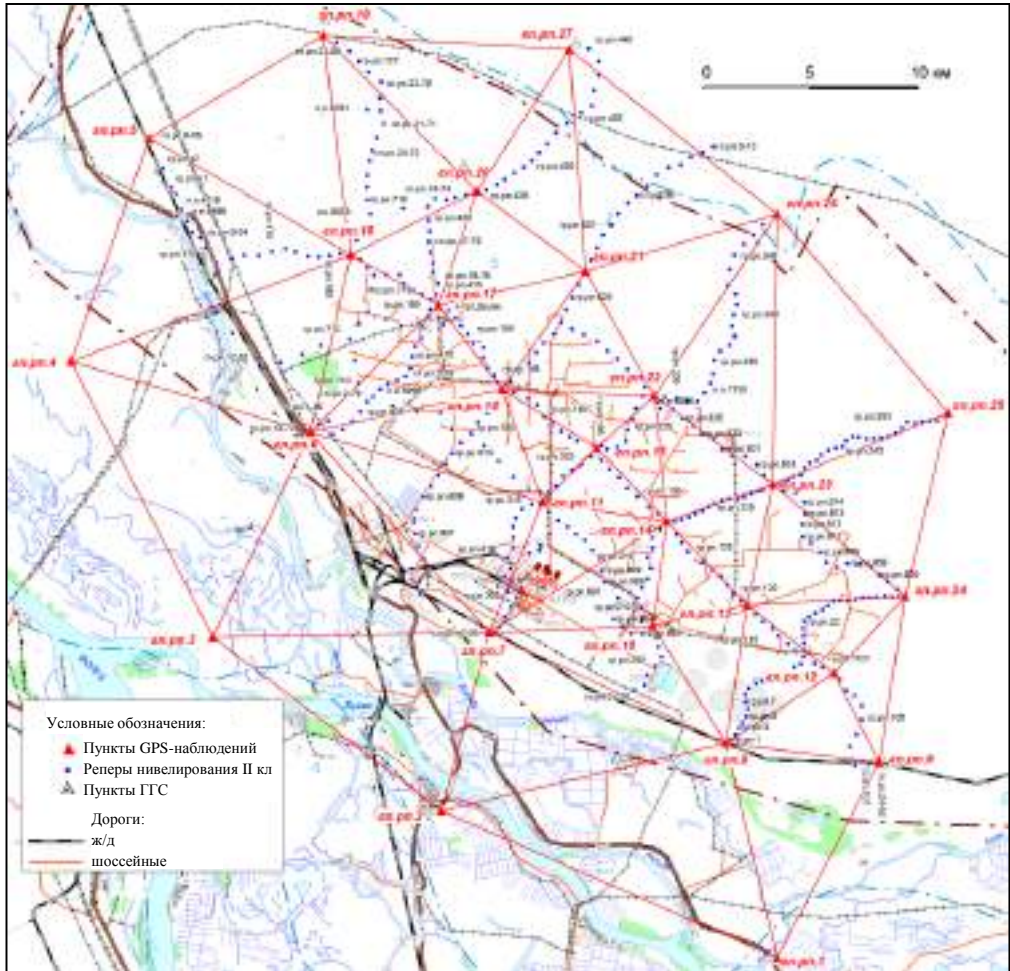


Рис. 2. Схема спутниковой сети и ходов нивелирования на территории АГКМ:
ГГС – Государственная геодезическая сеть

На рис. 1 представлены результаты аналитических расчетов предельной ошибки определения вертикального смещения между пунктами методами геометрического нивелирования разных классов и спутниковыми измерениями с различными длинами сеансов при двукратном измерении вектора. Вычисление оценок выполнялось по формулам:

$$M_{\eta(\text{нив})} = \sqrt{2}\mu\sqrt{L}; \quad M_{\eta(\text{GPS})} = 2\frac{\sqrt{2}m_n}{\sqrt{2}} = 2m_n,$$

где μ – предельная случайная средняя квадратическая ошибка нивелирования; L – длина хода нивелирования; m_n – средняя квадратическая ошибка относительных спутниковых определений в вертикальной плоскости, полученная в резуль-

тате исследований [4] и определяемая в зависимости от продолжительности наблюдений T и длины вектора D по формуле:

$$m_h = \frac{3,4 + 1,07D}{T^{0,208}}.$$

Анализ графика (рис. 1) показывает, что в аналогичных по структуре спутниковой и нивелирной сетях с длинами векторов, соответствующими локальным построениям, точность спутниковых определений даже в режиме быстрой статики удовлетворяет требованиям нивелирования IV класса. При увеличении продолжительности спутниковых наблюдений до двух часов точность определения вертикальных смещений повышается и в диапазонах длин векторов 2–6 км соответствует III классу нивелирования. Дальнейшее увеличение длительности сеансов, вплоть до 5 часов, приводит лишь к расширению интервала величин векторов, удовлетворяющих требованиям нивелирования III класса, от 1 до 14 км. Очевидно, что для достижения показателей II класса нивелирования точность спутниковых определений необходимо увеличить более чем в два раза, чего практически невозможно достичь в локальных построениях, наблюдающихся дискретными кампаниями. Однако, при существенно большей обусловленности спутниковой сети по сравнению с нивелирной, результаты спутниковых определений могут вполне соответствовать более высоким классам.

Рассмотрим результаты натурных измерений, полученных на геодинамическом полигоне АГКМ (рис. 2). Здесь обусловленность спутникового полигона, наблюдаемого методом статики с продолжительностью измерений не менее 5 часов, практически в два раза выше, чем сети нивелирования II класса – 41 избыточное измерение против 23.

На рис. 3 представлены разности вертикальных смещений пунктов, зарегистрированные обоими методами в разные периоды. В качестве предельного значения рассогласования на соответствие результатам нивелирования II класса использовался допуск, рассчитываемый по формуле:

$$\Delta_{\text{пред}} = \sqrt{2}M_{\eta} = \sqrt{2}\mu\sqrt{Q_n + Q_m},$$

где M_{η} – предельная средняя квадратическая ошибка определения оседания пункта; $\mu = 2$ мм (*Инструкция по нивелированию I, II, III, IV классов. ГКИНП (ГНТА)-03-010-03. М.: ЦНИИГАуК, 2004. 226 с.*); Q_n и Q_m – обратный вес определения отметки пункта в периоды n и m , зависящий от структуры нивелирной сети.

Из рис. 3 видно, что практически все отклонения не превышают установленного лимита и в целом носят знакопеременный характер. Откуда следует, что спутниковые определения вертикальных смещений пунктов удовлетворяют точностным требованиям нивелирной сети II класса полигона АГКМ.

Для сопоставления изменений превышений рассматриваемых методов в секциях полигона АГКМ между пунктами спутниковой сети были рассчитаны невязки и их допустимые для нивелирования II класса значения в соответствии с формулами:

$$f_{\Delta h} = |\Delta h_{GPS} - \Delta h_{\text{нив}}|; \quad f_{\text{доп}} = 5\sqrt{L},$$

где Δh_{GPS} и $\Delta h_{\text{нив}}$ – уравниваемые разности превышений в секции по данным спутниковых наблюдений и нивелирования II класса; L – длина нивелирного хода

в данной секции. Анализ данных двадцати одной секции для каждого из представленных на рис. 3 периодов однозначно показал, что точность спутниковых определений между смежными пунктами удовлетворяет точностным требованиям нивелирной сети II класса полигона АГКМ.

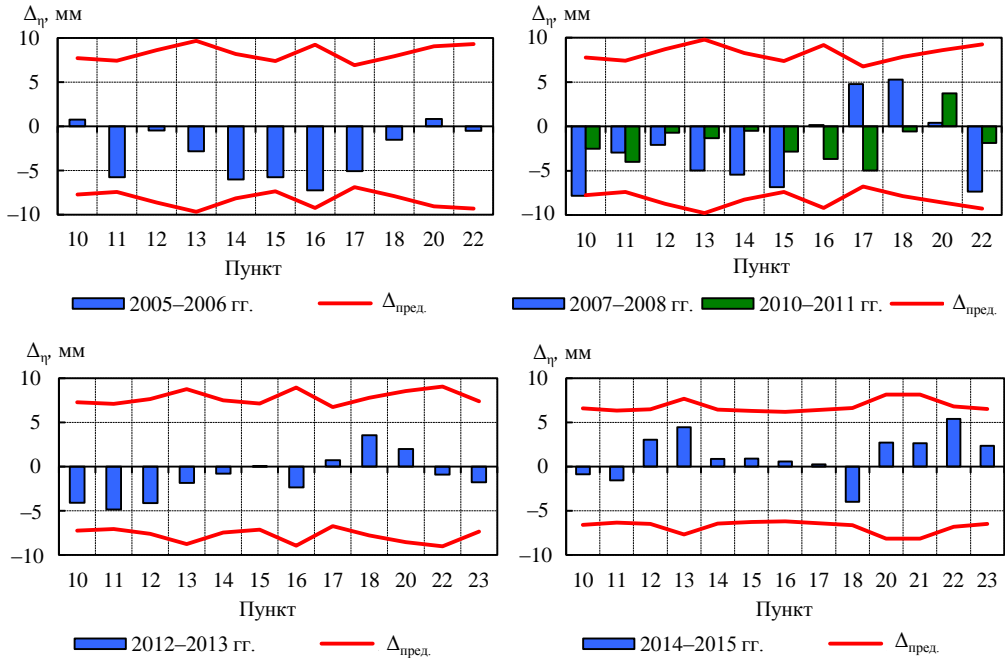


Рис. 3. Разности вертикальных смещений пунктов (GPS-Нивелирование II кл.) на полигоне АГКМ в разные периоды

Из приведенного сопоставления результатов спутникового и традиционного методов измерения на геодинатическом полигоне АГКМ следует, что их можно комбинировать, например, для оптимизации объема нивелирных работ. Так, на рис. 4 приведены вертикальные смещения реперов продольной профильной линии на полигоне АГКМ по данным только нивелирования II класса и совместно со спутниковыми определениями. Если в первом случае результаты нивелирования уравниваются относительно нулевых оседаний опорных пунктов, то во втором в качестве исходных данных принимаются вертикальные смещения рабочих пунктов спутниковой сети – гл. рп. 12 и гл. рп. 18. Из графика видно, что результаты практически идентичны и не выходят из диапазона предельных погрешностей классической схемы организации наблюдений. Среднее квадратическое отклонение и максимальное смещение на исследуемом интервале сравнения $\delta = 1,96$ мм и $\eta = -67,7$ мм соответственно. Из приведенного примера следует, что использование результатов спутниковых наблюдений привело к уменьшению объема нивелирных работ на 20,6 км (37 %) без потери точности и информативности мониторинга геодинатически активной части наблюдаемого объекта.

Сопоставление результатов спутниковых определений и высокоточного нивелирования, включая аналитические расчеты и данные натурных наблюдений на геодинатическом полигоне Астраханского ГКМ, позволяет сделать следующие выводы.

Без учета аномалий высот прямое сравнение превышений спутникового и традиционного методов бессмысленно и некорректно. Систематический уровень

рассогласований достигает 48 мм/км и более, что в некоторых случаях не укладывается даже в допуски технического нивелирования.

Оценки, выполненные на основе данных исследований точности спутниковых измерений, показывают, что в аналогичных по структуре спутниковой и нивелирной сетях с длинами векторов, соответствующими локальным построениям, точность определения вертикальных смещений в режиме быстрой статики удовлетворяет требованиям нивелирования IV класса. При увеличении продолжительности спутниковых наблюдений до двух часов точность определения вертикальных смещений повышается и в диапазонах длин векторов 2–6 км соответствует III классу нивелирования. Для достижения показателей более высоких классов нивелирования помимо удлинения сеансов наблюдений необходимо увеличивать и обусловленность спутниковой сети по сравнению с нивелирной.

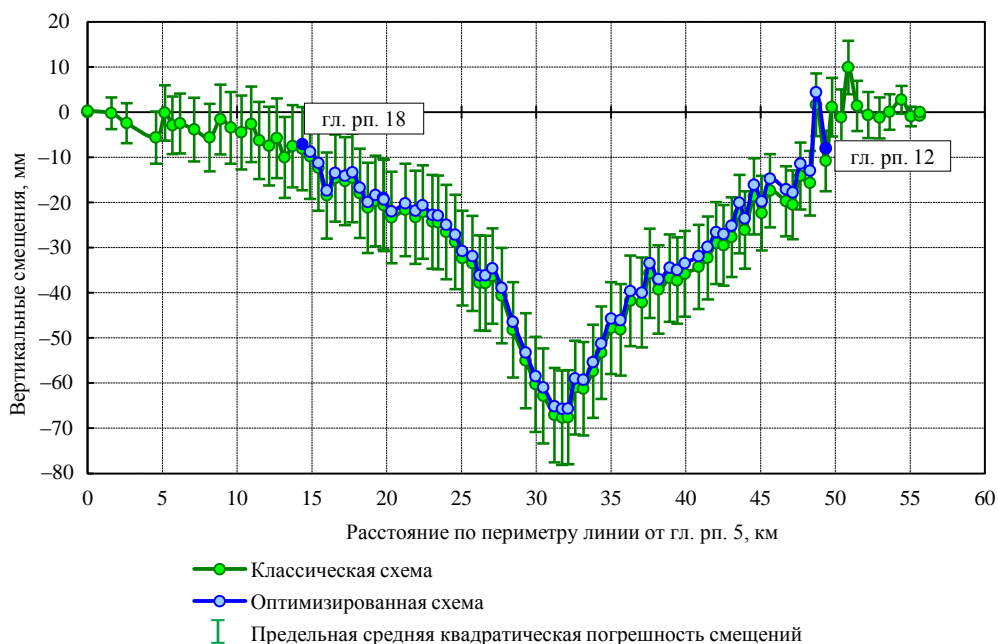


Рис. 4. Вертикальные смещения реперов по профилю линии гл. рп. 5–гл. рп. 9 на полигоне АГКМ за период 2005–2015 гг

Существующая структура спутниковой и нивелирной сетей геодинимического полигона АГКМ, а также принятые методики наблюдений позволяют достигать точности спутниковых определений на уровне II класса нивелирования и совместно обрабатывать результаты измерений.

Комбинированное использование спутникового метода и геометрического нивелирования в геодинимических исследованиях позволяет уменьшать объем нивелирных работ в краевых частях мульды сдвижений, увеличивать информативность мониторинга за счет развития сети нивелирных ходов внутри объекта наблюдений, создавать нивелирные сети с опорой на пункты спутниковых определений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Серапинас Б. Б. Глобальные системы позиционирования. М.: Каталог, 2002. 106 с.
2. Гришко С. В. Применение GPS-технологий для геодинимического мониторинга природно-технических систем // ГЕО-СИБИРЬ-2009: сб. матер. V Междунар. науч. конгресса. Т. 1. Геодезия, геоинформатика, картография, маркшейдерия. Ч. 2. Новосибирск: СГГА, 2009. С. 306–310.
3. Semlali H., Ajerame M., Намыа Н., Marzouqy F. Comparison of orthometric heights determined by GPS and simple geometric levelling // Coordinates magazine. 2016. Vol. XII. Issue 6. P. 31–37.

4. Гришко С. В. Влияние продолжительности наблюдений на точность результатов спутниковых измерений // Геодезия и картография. 2017. № 3. С. 2–8.

Поступила в редакцию 12 мая 2017 года

JOINT USE OF THE RESULTS OF SATELLITE DEFINITIONS AND HIGH-PRECISION LEVELING IN GEODYNAMIC MONITORING

Grishko S. V., Bukin V. G. – Perm National Research Polytechnic University, Perm, the Russian Federation. E-mail: svgrishko@mail.ru

The article compares the results of satellite definitions and high-precision leveling of the II class, obtained at the geodynamic polygon of the Astrakhan gas condensate field in the period of 2005–2015. It is shown that geometric leveling and satellite navigation systems have different initial altitude counting surfaces, which in general do not coincide and are not parallel, so a direct comparison of the excesses without taking into account the height anomalies or their differences is meaningless and incorrect. The systematic level of deviations is high and in some cases does not fit even in the tolerances of technical leveling. Based on studies of the accuracy of satellite measurements, it is shown that in the analogous satellite and leveling networks the accuracy of determining vertical displacements by satellite equipment in fast statics satisfies the leveling of the IV class. An increase in the duration of the sessions of observations makes it possible to achieve the accuracy of the III class of leveling. In order to achieve the performance of higher classes, in addition to lengthening the sessions of observations, it is necessary to increase the conditionality of the satellite network in comparison with the leveling one. It is shown that the existing structure of the satellite and leveling networks of the geodynamic polygon of the Astrakhan gas condensate field and the adopted observation techniques allow satellite determinations to reach the accuracy of the II class of leveling. An example of the integrated use of satellite and traditional observations in geodynamic studies is given, which allows to significantly reduce leveling works without losing accuracy and informative monitoring.

Key words: geodetic height; normal height; height anomaly; satellite leveling; geometric leveling; quasigeoid; satellite measurements; geodynamic polygon; vertical displacements.

REFERENCES

1. Serapinas B. B. *Global'nye sistemy pozitsionirovaniia* [Global positioning systems]. Moscow, Katalog Publ., 2002. 106 p.
2. Grishko S. V. [The use of the GPS-technologies for the geodynamic monitoring of natural-engineering systems]. *GEO-SIBIR'-2009: sb. mater. V Mezhdunar. nauch. kongressa. T. 1. Geodeziia, geoinformatika, kartografiia, marksheideriia. Ch. 2* [Proc. 5th Int. Sci. Congress "GEO-SIBERIA-2009". Vol. 1. Geodesy, geoinformation, cartography, mine surveying. Pt. 1]. Novosibirsk, SSUGT Publ., 2009, pp. 306–310. (In Russ.)
3. Semlali H., Ajerame M., Hamya H., Marzouqy F. Comparison of orthometric heights determined by GPS and simple geometric leveling. *Coordinates magazine*, 2016, vol. XII, issue 6, pp. 31–37.
4. Grishko S. V. [The influence of observation duration on the accuracy of the results of satellite measurements]. *Geodeziia i kartografiia – Geodesy and Cartography*, 2017, no. 3, pp. 2–8. (In Russ.)

ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ПРОЕКТА GPS-ПОСТРОЕНИЙ

ГОРДЕЕВ В. А., РАЕВА О. С.

Рассмотрены особенности оценки точности GPS-построений при создании опорных и съёмочных маркшейдерских сетей на земной поверхности, а также геодинамических и геомеханических наблюдательных станций с помощью систем спутникового позиционирования. Приведена методика составления матрицы коэффициентов параметрических уравнений связи между измеренными величинами – длинами базовых линий и параметрами – координатами определяемых пунктов. Методика проиллюстрирована примером оценки точности геодезического четырёхугольника с вычислением погрешностей положения определяемых пунктов относительно исходных пунктов и погрешности взаимного положения определяемых пунктов (точность длины и дирекционного угла сторон проектируемой сети) с помощью векторов-строк весовых коэффициентов. Показана несостоятельность применяемой на практике методики оценки точности проектов GPS-построений по типу оценки точности высотных сетей.

Ключевые слова: спутниковое позиционирование; проект GPS-сети; параметрическое уравнение; весовые матрицы; ковариационные матрицы; погрешности положения пунктов.

В маркшейдерской практике GPS-построения используются при создании опорных и съёмочных маркшейдерских сетей, геодинамических и геомеханических станций наблюдения за движением земной поверхности и деформированием горнотехнических объектов. Все эти GPS-построения имеют вид геодезической сети – связанных между собой, закрепленных на местности исходных и определяемых пунктов. В статье [1] рассмотрены особенности построения, уравнения и оценки точности по результатам уравнивания таких сетей. В этой статье будут рассмотрены вопросы проектирования GPS-сетей и предварительной оценки точности проектов сетей.

Качество проекта определяется точностью приборов, геометрией проектируемой сети и количеством избыточных измерений. Эти параметры должны обеспечить основные характеристики сети – точность координат определяемых пунктов и погрешность наиболее слабой стороны сети. По значениям основных характеристик GPS-построения можно отнести к определенным классам точности традиционных геодезических сетей (полигонометрии, триангуляции и др.).

Проект GPS-сети состоит из набора базовых линий между пунктами сети. Базовые линии описываются линейными и угловыми величинами, соотношения между базовыми линиями обеспечивают геометрию сети. Простейшими геометрическими фигурами сети являются треугольники, которые могут иметь общие разнонаправленные или пересекающиеся стороны.

Предварительная оценка точности проекта GPS-сети может быть выполнена на основе параметрического способа уравнивательных вычислений. При этом в качестве измеренных величин лучше принять не векторы базовых линий (сторон сети) $\mathbf{d}_i = (\Delta x_i \ \Delta y_i)^T$, как при уравнивании уже выполненных наблюдений, а дли-

Гордеев Виктор Александрович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой маркшейдерского дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Gordeev.V@ursmu.ru

Раева Ольга Сергеевна – кандидат технических наук, доцент кафедры маркшейдерского дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: raevaov@mail.ru

ны базовых линий d_{ij} – расстояний между пунктами i и j проектируемой сети, как в сети трилатерации.

Для оценки точности проекта используется план проектируемой сети, на котором изображены все исходные и определяемые пункты, а также связи между этими пунктами, отражающие последовательность будущих измерений. План может быть составлен в условной системе координат, так как уравнильные вычисления инвариантны относительно системы координат.

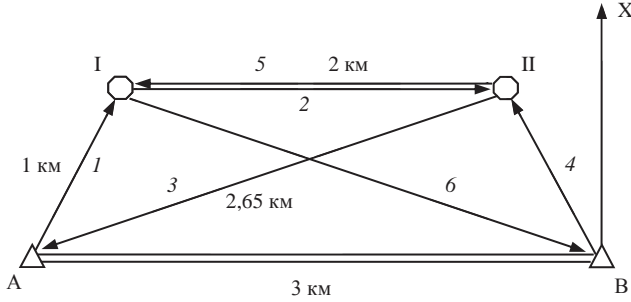


Рис. 1. Пример GPS-сети

Параметрами T в сети являются координаты определяемых пунктов. Если между пунктами i и j измерена сторона d_{ij} , то параметрическое уравнение для стороны имеет вид [2]:

$$d_{ij} = \sqrt{(T_3 - T_1)^2 + (T_4 - T_2)^2},$$

где $T_1 = X_i$; $T_2 = Y_i$; $T_3 = X_j$; $T_4 = Y_j$; а уравнение поправки

$$v_d = -\cos \alpha_{ij}^o \tau_1 - \sin \alpha_{ij}^o \tau_2 + \cos \alpha_{ij}^o \tau_3 + \sin \alpha_{ij}^o \tau_4 - (d_{ij} - d_{ij}^o),$$

где α_{ij}^o , d_{ij}^o – приближенные значения дирекционных углов и длин сторон сети; τ_1 , τ_2 , τ_3 , τ_4 – поправки к приближенным значениям параметров (координат определяемых пунктов).

Таблица 1

Вычисление элементов матрицы А

Номер вектора	α , град.	$\cos \alpha$	$\sin \alpha$	Элементы матрицы А			
				$T_1 = X_I$	$T_2 = Y_I$	$T_3 = X_{II}$	$T_4 = Y_{II}$
1	30	0,866	0,500	0,866	0,500	0	0
2	90	0	1	0	-1	0	1
3	251	-0,327	-0,945	0	0	0,327	0,945
4	330	0,866	-0,500	0	0	0,866	-0,500
5	270	0	-1	0	-1	0	1
6	109	-0,327	0,945	0,327	-0,945	0	0

Значения дирекционных углов и длин сторон сети снимаются с плана или вычисляются из решения обратных геодезических задач по приближенным значениям координат определяемых и исходных пунктов. Если один из пунктов, между которыми измерено расстояние, исходный, то соответствующие ему поправки τ

приравняются к нулю. Также к нулю приравняются соответствующие коэффициенты уравнения поправок.

Формирование матрицы **A** и дальнейшие расчеты рассмотрим на примере. На рис. 1 представлен геодезический четырехугольник (равнобедренная трапеция), для каждого вектора указаны номер и направление.

Значения дирекционных углов каждого вектора и соответствующие коэффициенты параметрических уравнений приведены в табл. 1.

Вычисление элементов весовой матрицы результатов измерений производится по формуле:

$$P_i = \frac{c^2}{(a + bd_i)^2},$$

где c – априорное значение погрешности единицы веса; a, b – показатели паспортной точности прибора, планируемого для использования в проекте (a принимается в мм, b – в мм/км); d_i – длина базовой линии, км.

В табл. 2 приведен расчет элементов весовой матрицы для рассматриваемого примера. Паспортная точность прибора принята $m_d = 3 \text{ мм} + 2 \text{ мм/км} \cdot d_{\text{км}}$, постоянная $c = 7 \text{ мм}$.

Таким образом, для дальнейших расчетов получены матрицы:

$$\mathbf{A} = \begin{pmatrix} 0,866 & 0,5 & 0 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 1 \\ 0 & 0 & 0,327 & 0,945 \\ 0 & 0 & 0,866 & -0,5 \\ 0 & -1 & 0 & 1 \\ 0,327 & -0,945 & 0 & 0 \end{pmatrix}; \quad \mathbf{P} = \begin{pmatrix} 1,96 & & & \\ & 1 & & \\ & & 0,71 & \\ & & & 1,96 \\ & & & & 1 \\ & & & & & 0,71 \end{pmatrix}.$$

Теперь можно получить ковариационную матрицу уравненных значений параметров (координат определяемых пунктов):

$$\mathbf{K}_{\hat{T}} = c^2 (\mathbf{A}^T \mathbf{P} \mathbf{A})^{-1} = 49 \begin{pmatrix} 0,759 & -0,276 & -0,078 & -0,193 \\ -0,276 & 0,679 & 0,193 & 0,473 \\ -0,078 & 0,193 & 0,759 & 0,276 \\ -0,193 & 0,473 & 0,276 & 0,679 \end{pmatrix} =$$

$$= \begin{pmatrix} m_{X_I}^2 = 37,2 & -13,5 & & \\ -13,5 & m_{Y_I}^2 = 33,3 & & \\ & & m_{X_{II}}^2 = 37,2 & 13,5 \\ & & 13,5 & m_{Y_{II}}^2 = 33,3 \end{pmatrix}.$$

С помощью выделенных блоков ковариационной матрицы можно построить эллипсы ошибок и вычислить ошибки положения определяемых пунктов:

$$M_I = \sqrt{m_{XI}^2 + m_{YI}^2} = 8 \text{ мм}; \quad M_{II} = \sqrt{m_{XII}^2 + m_{YII}^2} = 8 \text{ мм}.$$

Для рассматриваемой симметричной схемы сети ошибки положения определяемых пунктов получились равными.

Можно также найти точность длины и дирекционного угла стороны между определяемыми пунктами i и j , в том числе между пунктами, для которых сторона не измерялась. При этом необходимо знать (снять с плана проекта сети) дирекционный угол и длину стороны. Затем составляются векторы-строки весовых коэффициентов оцениваемых функций:

$$\mathbf{s}_d = (-\cos \alpha_{ij}^o \quad -\sin \alpha_{ij}^o \quad \cos \alpha_{ij}^o \quad \sin \alpha_{ij}^o);$$

$$\mathbf{s}_\alpha = \frac{0,206}{d_{\text{км}}} (\sin \alpha_{ij}^o \quad -\cos \alpha_{ij}^o \quad -\sin \alpha_{ij}^o \quad \cos \alpha_{ij}^o).$$

Для условий примера требуется оценить точность длины и дирекционного угла стороны I–II (вектор 2). Используя данные табл. 1 и табл. 2 по вектору 2, составим матрицу весовых коэффициентов оцениваемых функций:

$$\mathbf{S} = \begin{pmatrix} \mathbf{s}_d \\ \mathbf{s}_\alpha \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0 & -1 & 0 & 1 \\ 0,103 & 0 & -0,103 & 0 \end{pmatrix}.$$

Ковариационная матрица взаимного положения определяемых пунктов примет вид:

$$\mathbf{K}_{d,\alpha} = c^2 \mathbf{S}_{d,\alpha} (\mathbf{A}^T \mathbf{P} \mathbf{A})^{-1} \mathbf{S}_{d,\alpha}^T = 49 \begin{pmatrix} 0,412 & 0 \\ 0 & 0,0178 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} m_d^2 = 20,2 & \\ & m_\alpha^2 = 0,87 \end{pmatrix}.$$

Переходя к средним квадратическим ошибкам, получим:

$$m_d = 4,5 \text{ мм}; \quad m_\alpha = 0,9''; \quad m_{\text{дотн}} = \frac{4,5 \text{ мм}}{2 \text{ км}} = \frac{1}{440000}.$$

Показатели точности наиболее слабой стороны сети служат для отнесения проектируемой сети к классу точности традиционных сетей – триангуляции и полигонометрии. Ориентировочно можно принять: 3-й класс – $m_\alpha = 1''$, $m_{\text{дотн}} = 1/200\ 000$; 4-й класс – $m_\alpha = 2''$, $m_{\text{дотн}} = 1/100\ 000$; 1-й разряд – $m_\alpha = 5''$, $m_{\text{дотн}} = 1/40\ 000$.

При проектировании геодинимических полигонов на нефтяных и газовых месторождениях применяется другой подход к предварительной оценке точности GPS-построений. Он также основан на теории параметрического уравнивания, но рассматривает вариант одномерной сети по типу уравнивания высотных сетей. Базисная линия в этом случае, по сути, отождествляется с превышением, а ошибка положения определяемого пункта – с погрешностью высотной отметки.

Первое отличие заключается в ином формировании матрицы \mathbf{A} .

Элементы матрицы \mathbf{A} , как в высотных сетях, принимают значения 0, 1, –1. Единицы ставят напротив определяемых пунктов, в которые входит вектор, –1

получают определяемые пункты, из которых вектор выходит. Для рассматриваемого примера матрица принимает вид:

$$\mathbf{A} = \begin{matrix} & \begin{matrix} \text{Пункты} \\ \text{I} & \text{II} \end{matrix} \\ \begin{pmatrix} 1 & 0 \\ -1 & 1 \\ 0 & -1 \\ 0 & 1 \\ 1 & -1 \\ -1 & 0 \end{pmatrix} \end{matrix}.$$

Ковариационная матрица уравненных значений параметров (считается, что это положение определяемых пунктов):

$$\mathbf{K}_{\hat{\tau}} = c^2 (\mathbf{A}^T \mathbf{P} \mathbf{A})^{-1} = 49 \begin{pmatrix} 0,262 & 0,112 \\ 0,112 & 0,262 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} m_I^2 = 12,8 & 5,49 \\ 5,49 & m_{II}^2 = 12,8 \end{pmatrix},$$

откуда «ошибки положения определяемых пунктов» – $M_I = 3,6$ мм; $M_{II} = 3,6$ мм. Точность «взаимного положения определяемых пунктов» I и II:

$$m_{I-II}^2 = \mathbf{s} \mathbf{K}_{\hat{\tau}} \mathbf{s}^T = \begin{pmatrix} -1 & 1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 12,8 & 5,49 \\ 5,49 & 12,8 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} -1 \\ 1 \end{pmatrix} = 14,6; \quad m_{I-II} = 3,8 \text{ мм}.$$

Расчет показал, что применяемая на практике методика привела к завышенной в 2 раза оценке проекта. Очевидно, что при таком подходе не учитывается плановая геометрия сети.

В случае, если проект не удовлетворяет требованиям, предъявляемым к точности GPS-построения, необходимо внести коррективы: использовать более точные приборы; увеличить количество избыточных измерений; улучшить геометрию сети.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гордеев В. А., Раева О. С. Уравнивание и оценка точности GPS-построений // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 6. С. 41–47.
2. Гордеев В. А. Теория ошибок измерений и уравнивательные вычисления: учеб. пособие. 2-е изд., испр. и доп. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. 429 с.

Поступила в редакцию 7 июля 2017 года

PRELIMINARY ESTIMATION OF THE ACCURACY OF GPS-SCHEMES PROJECT

Gordeev V. A., Raeva O. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Gordeev.V@ursmu.ru

The article examines the peculiarities in estimating the accuracy of GPS-schemes when creating basic and survey surveying networks on the ground surface, as well as geodynamic and geomechanical observation stations with the help of satellite positioning systems. The article introduces the methods of creating the matrix of coefficients of parametric equations of relation between the measured values – the lengths of base lines, and parameters – the coordinates of the defined points. The methods are illustrated with an example of the estimation of the accuracy of geodetic quadrangle with the calculation of inaccuracies of the defined points location relative to the initial points and the inaccuracy of relative positions of the defined points (the accuracy of the length and the direction angle of the projectable network sides) with the help of raw-vectors of weighted coefficients. The article reveals the groundlessness of the practically applicable estimation of the accuracy of GPS-schemes projects by type of vertical control systems accuracy estimation.

Key words: satellite positioning; project of GPS network; parametric equation; weight matrix; covariance matrix; inaccuracies in the location of point.

REFERENCES

1. Gordeev V. A., Raeva O. S. [Equalization of accuracy estimation for GPS-schemes]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 6, pp. 41–47. (In Russ.)
 2. Gordeev V. A. *Teoriya oshibok izmerenii i uravnitel'nye vychisleniia: ucheb. posobie*. [School book “The theory of the measurement faults and compensation computations”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2004. 429 p.
-

ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ СТРУКТУРЫ РАСТЯЖЕНИЯ И СЖАТИЯ В ПОЛЕ СОВРЕМЕННЫХ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ

ТАГИЛЬЦЕВ С. Н., КИБАНОВА Т. Н.

Геодинамическое (тектоническое) напряженное состояние верхней части земной коры проявляется наличием главных нормальных напряжений, которые, как правило, превышают геостатические напряжения от веса горных пород. Зоны растяжения формируют в геологической среде участки с пониженными несущими свойствами. С позиции гидрогеологии наиболее водоносными участками являются зоны растяжения, которые способствуют формированию высоких фильтрационных свойств на локальном участке массива горных пород. На Урале, в случае пересечения сдвигов, зоны растяжения возникают обычно в северном и южном секторе, а зоны сжатия, соответственно, в западном и восточном. В поле современных тектонических напряжений при пересечении разнонаправленных разломов и разломов различного кинематического типа могут возникать зоны растяжения и сжатия, которые следует изучать для оценки безопасности строительства и эксплуатации зданий и сооружений, а также поисков участков в массиве горных пород с высокими фильтрационными свойствами для целей водоснабжения. Проведение комплекса геофизических, геодезических и гидрогеомеханических исследований на стадии изысканий или в начальный период эксплуатации позволит своевременно выявить причины деформаций и, возможно, спасти здание или сооружение от разрушения.

Ключевые слова: гидрогеомеханические структуры; зоны растяжения; зоны сжатия; деформация здания.

Геологические тела, которые формируются и приобретают особые гидрогеологические или инженерно-геологические свойства под воздействием геомеханических процессов, протекающих в поле тектонических напряжений земной коры, следует рассматривать как гидрогеомеханические структуры [1]. Для выявления и анализа свойств гидрогеомеханических структур необходимо знать закономерности развития напряженно-деформированного состояния геологической среды.

Напряженное состояние верхней части земной коры проявляется наличием главных нормальных напряжений, которые, как правило, превышают геостатические напряжения от веса горных пород. Главное максимальное напряжение (ГМН) в верхней части земной коры имеет субгоризонтальную ориентировку [2]. Вектор, отражающий направление действия главного максимального напряжения в горизонтальной плоскости, не сохраняет однозначной ориентации. Исследования, выполненные на ряде объектов, показали, что ориентировка ГМН обычно варьирует между относительно устойчивыми определенными направлениями.

Тагильцев Сергей Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tagiltsev@k66.ru

Кибанова Татьяна Николаевна – кандидат технических наук, доцент кафедры гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: kibanova_1@mail.ru

В пределах Уральского региона вектор ГМН ориентирован чаще всего по двум направлениям со средними азимутами 260° и 285° [3]. В настоящее время исследователи не выработали однозначных представлений о закономерностях вариаций ГМН во времени и геологическом пространстве.

Под воздействием тектонических напряжений в земной коре образуются структуры разрушения (разломы), которые нарушают сплошность породных массивов и формируют блочную среду в геологическом пространстве. При вариациях поля напряжений тектонические нарушения могут изменять свой кинематический тип и, как правило, совершают довольно сложные, нередко разнонаправленные возвратно-поступательные движения [4, 5]. Учитывая данное обстоятельство, в большинстве случаев следует опираться на базовое представление, что конкретный разлом образуется и активизируется под воздействием одного главного (коренного) вектора ГМН и соответствующего поля напряжений.

При силовом воздействии поля напряжений тектонические границы разлома (швы, края, берега) совершают преобладающие движения в определенном направлении. При этом берега одного и того же конкретного разлома движутся в

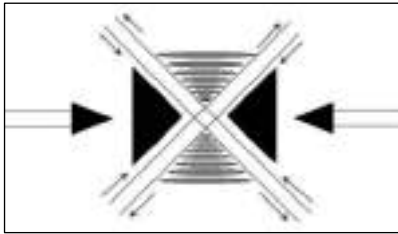


Рис. 1. Формирование зон растяжения и сжатия при пересечении сдвигов

противоположных направлениях. При пересечении разломов различного кинематического типа происходит их силовое взаимодействие. В зависимости от направления движения берегов взаимодействующих разломов возникают зоны сжатия и растяжения. Следует учитывать, что собственно тело разлома, которое находится между краевыми швами (берегами) разлома, бывает глубоко проработано деформационными процессами и не имеет признаков растяжения и сжатия. С позиции гидрогеологии наиболее водоносными участками являются зоны растяжения, которые способствуют формированию высоких фильтрационных свойств на локальном участке массива горных пород [6].

Наиболее типичный случай возникновения зон растяжения и сжатия представляет пересечение двух сдвиговых структур [7]. Как правило, сдвиги, активные в современном поле напряжений, пересекаются под углом, близким к прямому. Наиболее типичные средние азимуты простираения сдвиговых структур на Урале составляют 220° и 325° . Сдвиги, имеющие азимут простираения 220° , обычно возникают под воздействием ГМН с ориентировкой по азимуту 260° . Сдвиги, имеющие азимут простираения 325° , образуются под воздействием ГМН с азимутом 285° . Один из сдвигов (325°) имеет левую кинематику движения (швы движутся против часовой стрелки), а другой (220°) – правую кинематику (по часовой стрелке).

При силовом взаимодействии разломов и разнонаправленных движениях по швам тектонических нарушений в двух секторах (северном и южном) образуются зоны растяжения, а в двух других секторах (западном и восточном) – зоны сжатия (рис. 1). Формирование зон сжатия и растяжения определяется направлением движения по разлому. Когда движения по разным разломам «сходятся» – возникает зона сжатия, когда вектора движений «расходятся» – возникают зоны растяжения. На Урале, в случае пересечения сдвигов, зоны растяжения возникают обычно в северном и южном секторе, а зоны сжатия, соответственно, в западном и восточном (рис. 1).

При силовом взаимодействии разломов и разнонаправленных движениях по швам тектонических нарушений в двух секторах (северном и южном) образуются зоны растяжения, а в двух других секторах (западном и восточном) – зоны сжатия (рис. 1). Формирование зон сжатия и растяжения определяется направлением движения по разлому. Когда движения по разным разломам «сходятся» – возникает зона сжатия, когда вектора движений «расходятся» – возникают зоны растяжения. На Урале, в случае пересечения сдвигов, зоны растяжения возникают обычно в северном и южном секторе, а зоны сжатия, соответственно, в западном и восточном (рис. 1).

Помимо разломов, которые относятся по кинематическому типу к сдвигам, в верхней части земной коры формируются также надвиги (взбросы) и сбросы.

В инженерно-геологической и гидрогеологической практике важную роль имеет взаимодействие сбросов и сдвигов (рис. 2). Сбросы, как правило, имеют широтную и субширотную ориентировку (260° , 285°). Сдвиговые структуры пересекают сбросы, образуя острый или тупой угол. С одной стороны сдвига направление движений совпадает с направлением падения сбросовой структуры (движением сброса). В этом случае взаимодействия разломов чаще всего не образуют контрастных зон сжатия и растяжения. По другому шву сдвиговой структуры сброс разделяет зону растяжения и зону сжатия. В лежачем боку сброса формируется зона растяжения. Швы разломов образуют в этом месте тупой угол. Участок пересечения разломов, который образует острый угол, подвергается встречному сжатию в результате подвижек по сбросу и сдвигу (рис. 2). Таким образом, зона растяжения, которая может представлять опасность при строительстве или быть перспективной для поисков подземных вод, локализуется в лежачем боку сброса, который образует со сдвигом тупой угол.

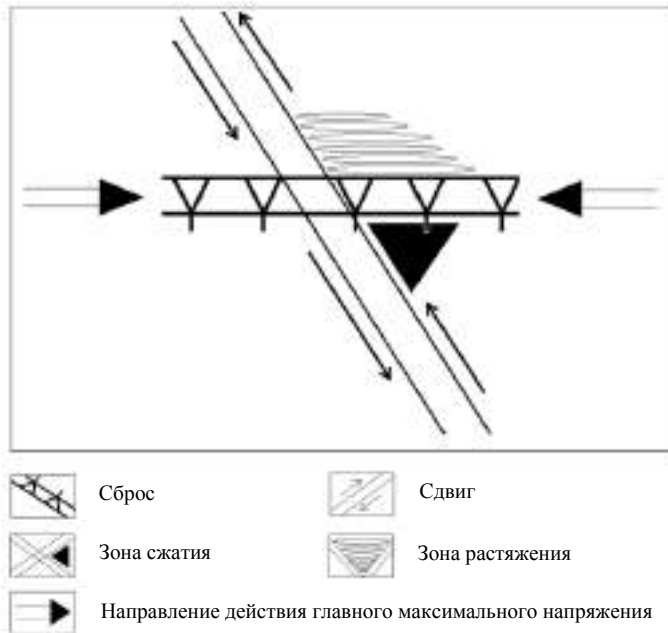


Рис. 2. Зоны растяжения и сжатия при пересечении сброса и сдвига

В верхней части земной коры имеют широкое развитие надвиги (взбросы). При пересечении со сдвигами движение по одному из бортов сдвига совпадает с направлением движения надвига [8]. В этом случае отсутствуют условия для формирования зон сжатия и растяжения (рис. 3). По другому шву сдвигового разлома формируется зона растяжения и сжатия. Зона растяжения возникает на участке между разломами, который ограничен острым углом.

На другом участке взаимодействия тектонических нарушений, который возникает между висячим швом надвига и сдвигом, формируется зона сжатия [9]. Зона растяжения, опасная для зданий и сооружений, имеет относительно небольшие размеры, но может быть очень контрастной по степени растяжения. При поисках подземных вод следует ориентироваться на висячий бок надвига, образующего со сдвигом острый угол. Необходимо понимать, что угол падения надвигов (взбросов) варьирует в широких пределах, и поэтому в зоне взаимодействия указанных разломов могут отсутствовать хорошо выраженные зоны растяжения и сжа-

тия. Очень часто взбросы (надвиги) играют в формировании гидрогеомеханических структур пассивную роль, выступая в качестве деформационного шва, локально усиливающего процессы растяжения при взаимодействии других разломов [10].

Надвиги и сбросы формируются (имеют корни) в разных геодинамических этапах земной коры [3]. При пересечении этих структур нередко возникают углы, близкие к прямому. Пересечение этих разломов под прямым углом не формирует ярко выраженных зон растяжения и сжатия. Одновременно можно отметить, что возникают четыре сектора с разными направлениями векторов движений по указанным разломам. В двух секторах движение по разломам направлено в одну сто-

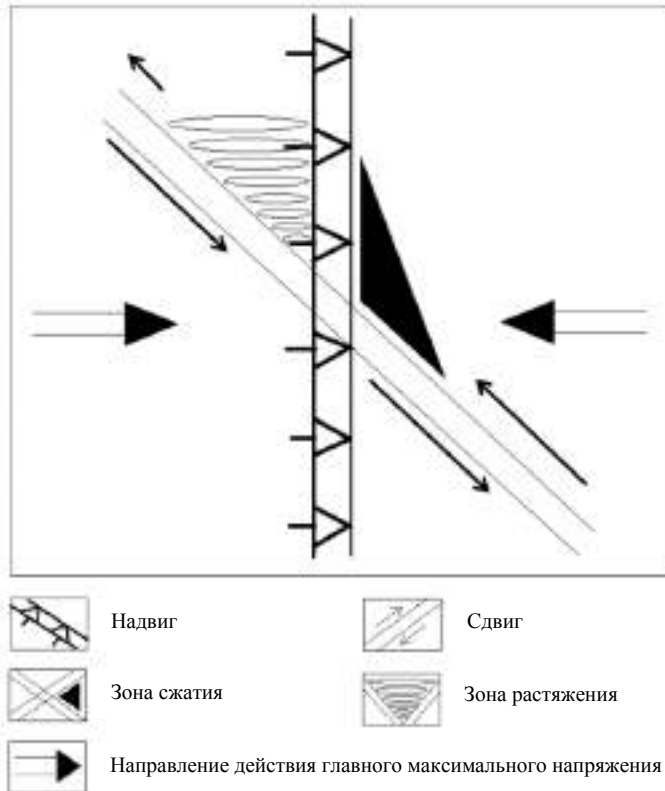


Рис. 3. Зоны растяжения и сжатия при пересечении надвига и сдвига

рону, поэтому на этих участках отсутствуют предпосылки формирования зон сжатия и растяжения. В одном секторе движение по разлому имеет встречный характер. Можно полагать, что в этом случае будет формироваться зона сжатия. В одном из секторов имеют место разнонаправленные движения. В этом случае возникают условия для формирования зоны растяжения [11].

Зоны растяжения формируют в геологической среде участки с пониженными несущими свойствами. Необходимо учитывать, что при осуществлении инженерно-геологической деятельности в этих зонах могут возникать просадочные явления. Просадки инициируются под воздействием нагрузки от зданий и сооружений.

В качестве примера развития просадок можно рассмотреть результаты исследований, выполненных на площадке аварийного жилого дома по ул. Мусоргского, 6 в г. Екатеринбурге [12]. Дом 9-этажный, на 144 квартиры, был построен в 1982 г. по типовому проекту. В начале 2000-х годов дом был отселен вследствие значительных деформаций здания. Сооружение испытывало просадки в центре и за-

падной оконечности здания. Величины деформаций достигали нескольких десятков сантиметров.

Инженерно-геологические изыскания на исследуемом участке были выполнены дважды – в 1979 и в 2000 г. Дополнительные инженерно-геологические исследования в основном подтвердили результаты изысканий, выполненных перед строительством жилого дома. Была проведена лишь некоторая корректировка инженерно-геологического разреза при сгущении сети скважин. Причины деформаций здания выявлены не были.

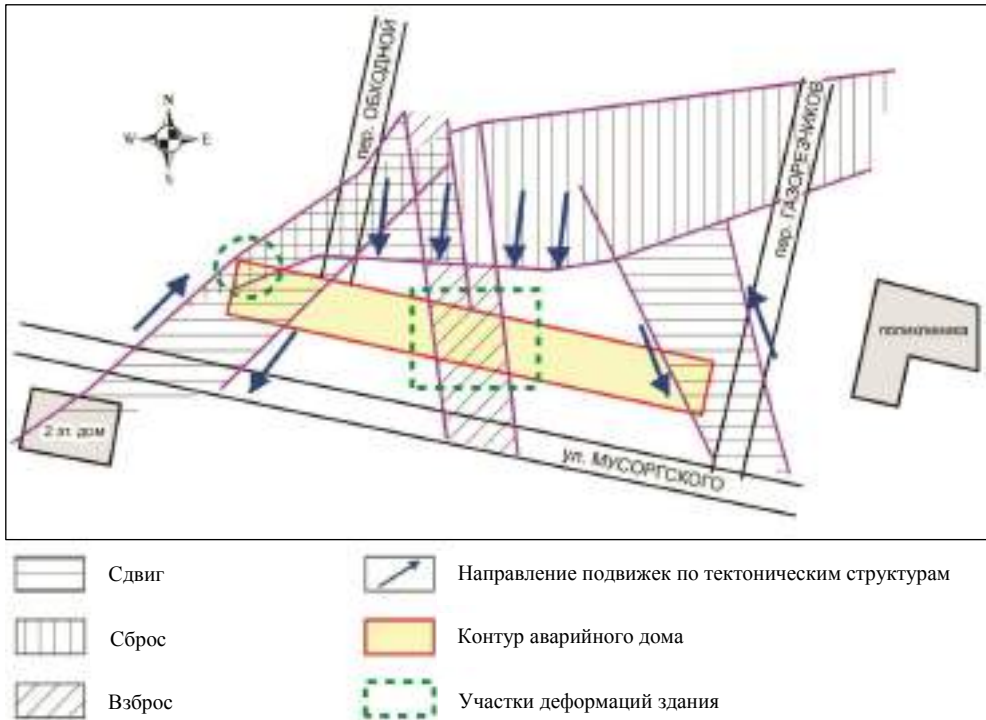


Рис. 4. Геомеханическая схема площадки аварийного дома по ул. Мусоргского, 6 в г. Екатеринбурге, составленная по результатам комплексных инженерно-геофизических исследований

Исследуемая площадка расположена в зоне развития вулканогенно-метаморфических пород кировградской свиты нижнего силура, представленных порфиритами. Основанием фундамента на большей части площадки служат элювиальные суглинистые грунты, подстилаемые щебенистым грунтом и порфиритами пониженной и средней прочности. Кровля коренных пород неровная, есть карманы выветривания глубиной около 10 м.

В выводах по повторным изысканиям указано, что элювиальные суглинки, щебенистый грунт, порфириты пониженной и средней прочности, залегающие ниже подошвы фундамента, являются надежными и обладают достаточно высокой несущей способностью, исключающей возможность возникновения деформаций в процессе эксплуатации здания. Деформации происходят там, где кровля коренных пород средней прочности залегает на глубине 4,5–5,5 м.

Процесс деформации здания не нашел объяснения в рамках стандартных инженерно-геологических методов, и было выдвинуто предположение о воздействии современных тектонических движений. Были проведены полевые экспериментальные исследования площадки комплексом геофизических методов, вклю-

чающим вертикальное электрическое зондирование, сейсмозондирование и георадарное зондирование. В работах по данному объекту принимали инициативное участие сотрудники ИГД и ИГФ УрО РАН.

Геофизические исследования позволили выявить локальные тектонические нарушения и построить геомеханическую схему площадки аварийного здания (рис. 4). Пространственное расположение выделенных активных тектонических зон полностью соответствует представлениям о современном напряженном состоянии земной коры в пределах Уральского региона [6]. В поле современных тектонических напряжений при субширотной ориентировке оси главного максимального напряжения данные разломы активизируются как левый сдвиг с азимутом простирания 330° , правый сдвиг с азимутом простирания 225° , взброс с азимутом простирания 355° и сброс с азимутом простирания 260° .

Максимальные деформации в середине здания тяготеют по расположению к центру тектонического узла и увязываются с расположением взброса. Значительная величина деформаций определяется сочетанием нескольких факторов. Во-первых, участок расположен в зоне растяжения между двумя сдвиговыми структурами. Во-вторых, взброс играет роль деформационного шва, который локализует деформацию растяжения на относительно узком участке. В-третьих, деформация растяжения усиливается движением породного блока вниз по висячему борту сброса. В западной части дома деформации происходили на участке пересечения правого сдвига и сбросовой структуры. Деформации здания совпадают с зоной растяжения (рис. 2).

Выполненные исследования позволили выявить на данном участке ряд тектонических зон, наличие которых оказало значительное негативное воздействие на жилое здание. Своевременное проведение комплекса геофизических, геодезических и гидрогеомеханических исследований, выполненных на стадии изысканий или в начальный период строительства, позволило бы выявить причины деформаций и, возможно, спасти здание от разрушения.

Таким образом, в поле современных тектонических напряжений при пересечении разнонаправленных разломов и разломов различного кинематического типа могут возникать зоны растяжения и сжатия. Тектоническую структуру участка геологической среды, на котором ожидается существенное техногенное силовое воздействие, следует изучать для оценки безопасности строительства, эксплуатации зданий и сооружений. Тектоническое строение геологической среды также необходимо учитывать при поисках в массиве горных пород участков с высокими и низкими фильтрационными свойствами для оптимизации задач водоснабжения, водопонижения и дренажа.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Грязнов О. Н. Инженерно-геологические условия Урала. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. 240 с.
2. Гуляев А. Н. Сейсмичность Урала и прилегающих территорий // Известия УГГУ. 2016. Вып. 4(44). С. 45–49.
3. Тагильцев С. Н., Лукьянов А. Е. Геомеханическая роль тектонических разломов и закономерности их пространственного расположения // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. (12–14 октября 2011 г.). Екатеринбург, 2012. С. 26–39.
4. Артюшков Е. В. Физическая тектоника. М.: Наука, 1993. 302 с.
5. Tkachuk E. I. Regular vertical changeability of rock mass properties of filtration // Proceeding Sixth Int. Congress IEAG. 1990. Vol. 2. P. 1249–1252.
6. Тагильцев С. Н. Использование тектонофизического анализа для оценки гидрогеологической роли разломов // Тектонофизические аспекты разломообразования в литосфере: тез. докл. Всесоюз. совещания. Иркутск, 1990. С. 169–170.
7. Бачманов Д. М., Рассказов А. А. Активность разрывных нарушений и некоторые черты геодинамики области сочленения Южного и Среднего Урала // Геотектоника. 2000. № 4. С. 25–31.
8. Варга А. А. Инженерно-тектонический анализ скальных массивов. М.: Недра, 1998. 216 с.

9. Zoback M. L. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: the world stress map project // *Journal of Geophysical Research*. 1992. Vol. 97. № B8. P. 11761–11782.

10. Борисевич Д. В. Неотектоника Урала // *Тектонические движения и новейшие структуры земной коры: матер. совещания по проблемам неотектоники*. М., 1967. С. 300–304.

11. Грязнов О. Н., Гуляев А. Н., Савинцев И. А. Инженерно-геологические условия г. Екатеринбург как основа разработки и совершенствования Генерального плана развития города // *Сергеевские чтения*. Вып. 17: матер. годичной сессии Научного совета РАН по проблемам геоэкологии, инженерной геологии и гидрогеологии (19–20 марта 2015 г.). М.: РУДН, 2015. С. 17–24.

12. Тагильцев С. Н., Осипова А. Ю., Лукьянов А. Е. Активные тектонические структуры и их выявление на строительных площадках // *Уральский строитель*. 2012. № 11–12. С. 31–33.

Поступила в редакцию 4 сентября 2017 года

HYDROMECHANICAL STRUCTURES OF EXTENSION AND COMPRESSION IN THE FIELD OF MODERN TECTONIC STRESSES

Tagiltsev S. N., Kibanova T. N. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tagiltsev@k66.ru

Geodynamic (tectonic) stress state of the upper part of the earth crust is manifested by the presence of the main normal stresses, which, as a rule, exceed geostatic stresses from the rock weight. Extension zones form sections with the lower bearing capacities in geological strata. From the perspective of hydrogeology, sections of extension are the most water-bearing; they contribute to the formation of high filtration properties at the local section of rock massif. In the Urals, in case of shears intersecting, extension zones usually occur in the northern and southern sectors, whereas the compression zones, correspondingly, in the western and eastern sectors. In the field of modern tectonic stresses under the intersection of multidirectional faults and the faults of various kinematic type, the zones of extension and compression may occur, which should be studied to estimate the safety of the buildings and structures construction and exploitation, as well as to search for the sections with higher filtration properties in rock massif for water supply. Modern fulfillment of the complex of geophysical, geodetic, and hydrogeomechanical investigations at the stage of pioneering or at the initial operating period, makes it possible to reveal the reasons for the possible deformations and, perhaps, save a building from destruction.

Key words: hydrogeomechanical structures; extension zones; compression zones; deformation of a building.

REFERENCES

- Griaznov O. N. *Inzhenerno-geologicheskie usloviia Urala* [Engineering and geological conditions of the Urals]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017. 240 p.
- Guliaev A. N. [Seismic activity of the Urals and surrounding areas]. *Izvestiya Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, issue 4(44), pp. 45–49. (In Russ.)
- Tagiltsev S. N., Luk'ianov A. E. [Geomechanical role of tectonic fractures and the regularities of their spatial arrangement]. *Geomekhanika v gornom dele: dokl. nauch.-tekhn. konf. (12–14 oktiabria 2011 g.)* [Proc. Sci. Pract. Conf. “Geomechanics in Mining”] (October 12th–14th, 2011)]. Ekaterinburg, 2012, pp. 26–39. (In Russ.)
- Tagiltsev S. N. [The use of tectonic-physical analysis to estimate the hydrogeological role of fractures]. *Tektonofizicheskie aspekty razlomoobrazovaniia v litosfere: tez. dokl. Vsesoiuz. soveshch.* [Proc. All-Union Conf. “Tectonic-physical aspects of faulting in the lithosphere”]. Irkutsk, 1990, pp. 169–170. (In Russ.)
- Bachmanov D. M., Rasskazov A. A. [The activity of ruptures and some properties of geodynamics in the region of Southern and Middle Urals connection]. *Geotektonika – Geotectonics*, 2000, no. 4, pp. 25–31. (In Russ.)
- Artushkov E. V. *Fizicheskaiia tektonika* [Physical tectonics]. Moscow, Nauka Publ., 1993. 302 p.
- Tkachuk E. I. Regular vertical changeability of rock massproperties of filtration. Proc. 6th Int. Congress IEAG. 1990, vol. 2, pp. 1249–1252.
- Varga A. A. *Inzhenerno-tektonicheskii analiz skal'nykh massivov* [Engineering and tectonic analysis of hard rock massifs]. Moscow, Nedra Publ., 1998. 216 p.
- Zoback M. L. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: the world stress map project. *Journal of Geophysical Research*, 1992, vol. 97, no. B8, pp. 11761–11782.
- Tagiltsev S. N., Osipova A. Yu., Luk'ianov A. E. [Active tectonic structures and their exposure at the construction sites]. *Ural'skii stroitel' – The Ural Builder*, 2012, no. 11–12, pp. 31–33. (In Russ.)
- Borisevich D. V. [Neotectonics of the Urals]. *Tektonicheskie dvizheniia i noveishie struktury zemnoi kory: mater. soveshch. po problemam neotektoniki* [Proc. Meeting on the Problems of Neotectonics “Tectonic movements and the latest structures of the earth crust”]. Moscow, 1967, pp. 300–304. (In Russ.)
- Griaznov O. N., Guliaev A. N., Savintsev I. A. [Engineering and geological conditions of Ekaterinburg as a basis for the development of the Urban Development Master Plan]. *Sergeevskie chteniia. Vyp. 17: mater. godichnoi sessii Nauchnogo soveta RAN po problemam geoekologii, inzhenernoi geologii i gidrogeologii (19–20 marta 2015 g.)* [Proc. Annual session of RAS scientific board on the problems of geoecology, engineering geology, and hydrogeology (March 19th–20th, 2015)]. Issue 17]. Moscow, RUDN Publ., 2015, pp. 17–24. (In Russ.)

КОНСТРУКЦИЯ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ С КУМУЛЯТИВНЫМ ЭФФЕКТОМ

НОРОВ Ю. Д., ЗАИРОВ Ш. Ш.,
НУТФУЛЛОВ Г. С., ТАДЖИЕВ Ш. Т., РАВШАНОВА М. Х.

Разработана конструкция скважинного заряда взрывчатых веществ (ВВ) с использованием кумулятивного эффекта, позволяющая занизить подошву уступа и уменьшить расходы на буровзрывные работы. Расположение в донной части скважины кумулятивной воронки оказывает влияние на интенсивность взрывного разрушения горных пород. Определены эффективные параметры кумулятивной воронки в конструкции скважинного заряда ВВ. Рекомендуется внутри заряда ВВ над конусной облицовкой использовать линзу. Линза увеличивает КПД заряда, она разворачивает детонационную волну на воронку. Без линзы воронка обжимается скользящей детонационной волной, а с линзой – падающей волной. Проведено численное моделирование действия заряда ВВ с кумулятивным эффектом в двумерной постановке с использованием эйлера и совместного эйлера-лагранжева конечно-разностных алгоритмов. Определены потенциальные возможности и изучены физические особенности функционирования кумулятивного заряда на разных фокусных расстояниях по горной породе конечной мощности, а также проведено сравнение результатов расчета по двум разным моделям с экспериментальными данными.

Ключевые слова: скважина; конструкция; заряд ВВ; кумулятивный эффект; подошва уступа; глубина пробития; высота кумулятивной облицовки; действие детонационной волны; численное моделирование; эйлеров и эйлера-лагранжев конечно-разностные алгоритмы.

Широкий диапазон изменения физико-механических характеристик и многообразие горнотехнологических свойств пород сложноструктурных месторождений требуют индивидуального подхода к выбору рациональных технологических параметров горных работ для каждого разрабатываемого участка. В первую очередь это касается подготовки пород к выемке взрывным способом.

Выполненные ранее теоретические и лабораторные исследования [1, 2] показали, что форма донной части заряда оказывает существенное влияние на состояние поверхности и уровень подошвы уступа после взрыва. Различные формы

Норов Юнус Джумаевич – доктор технических наук, профессор, начальник горного бюро центральной научно-исследовательской лаборатории. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Навои, 27, Навоийский горно-металлургический комбинат. E-mail: yud.norov@ngmk.uz

Заиров Шерзод Шарипович – доктор технических наук, доцент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sher-z@mail.ru

Нутфуллоев Гафур Субхонович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: gafurcom@mail.ru

Таджиев Шухрат Тулкинович – старший преподаватель кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sh_tadjiev@mail.ru

Равшанова Мухаббат Хуснидиновна – ассистент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: m_ravshanova@mail.ru

донной части предлагается выполнять с помощью кумулятивных воронок, представляющих собой конус, изготовленный из инертного материала. При определенных геометрических параметрах кумулятивной воронки обеспечивается увеличение зоны усиленного динамического нагружения на донную часть скважины и уменьшается воздействие отраженной ударной волны на материал забойки. Таким образом, используя полученные результаты, можно предложить конструкцию заряда, в которой на дне скважины расположена кумулятивная воронка. Это позволит снизить величину перебура скважинных зарядов, выйти на проектную отметку подошвы уступа и обеспечить необходимый гранулометрический состав взорванной массы.

Формирование данной конструкции производят следующим образом (рис. 1). На дно скважины опускают поливинилхлоридный или деревянный цилиндр 1, который служит для создания фокусного расстояния, над ним устанавливают кумулятивную воронку 2, засыпают взрывчатое вещество (ВВ) 3, опускают промежуточный детонатор 4, заряжают остальное количество ВВ и формируют забойку 5.

Использование конструкции заряда, в донной части которого располагается кумулятивная воронка, приводит к занижению подошвы уступа. Расположение в донной части скважины кумулятивной воронки оказывает влияние на интенсивность взрывного разрушения горных пород.

Для кумулятивных зарядов существует оптимальное расстояние от заряда до дна скважины z , называемое фокусным расстоянием F , $z = F$ [3]. При срабатывании заряда на фокусном расстоянии пробитие кумулятивной струи максимально по сравнению с другими вариантами. Для конических зарядов обычно $F = (2-3)d$, где d – диаметр заряда ВВ. Для прецизионных зарядов $F = (6-10)d$.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = \frac{d}{2 \operatorname{tg}(\alpha/2)},$$

где α – угол между стенками облицовки.

Рекомендуется внутри заряда ВВ над конусной облицовкой использовать линзу. Линза увеличивает КПД заряда, она разворачивает детонационную волну на воронку. Без линзы воронка обжимается скользящей детонационной волной, а с линзой – падающей волной (рис. 2).

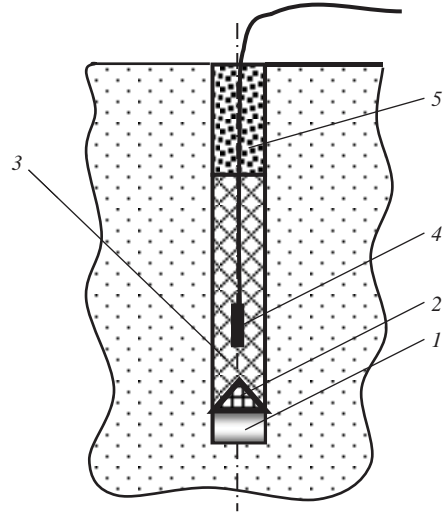


Рис. 1. Конструкция скважинного заряда ВВ с использованием кумулятивного эффекта

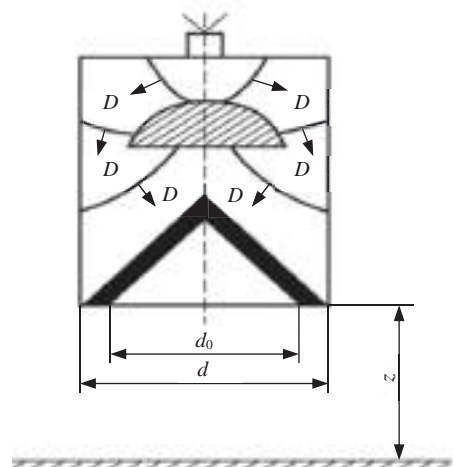


Рис. 2. Действие детонационной волны на воронку:
 D – скорость детонационной волны

Линзы обычно имеют цилиндрическую форму или форму усеченного конуса. Материалом для линзы может быть пенопласт, металл, дерево и т. п. Обычно ее толщина подбирается такой, чтобы детонация не передавалась через линзу. Основной путь детонации должен проходить в обход линзы сбоку.

Согласно [4] проведено численное моделирование действия заряда ВВ с кумулятивным эффектом в двумерной постановке с использованием эйлера [3, 5] и совместного эйлера-лагранжева [6–8] конечно-разностных алгоритмов. Для описания поведения взаимодействующих материалов использовалась идеальная упруго-пластическая модель среды [5–7].

Анализировалась динамика формирования кумулятивной струи и конечные профили каверн в горной породе мощностью 250 мм (рис. 3), расположенных на расстоянии $F \approx 0–50$ мм от основания кумулятивного заряда.

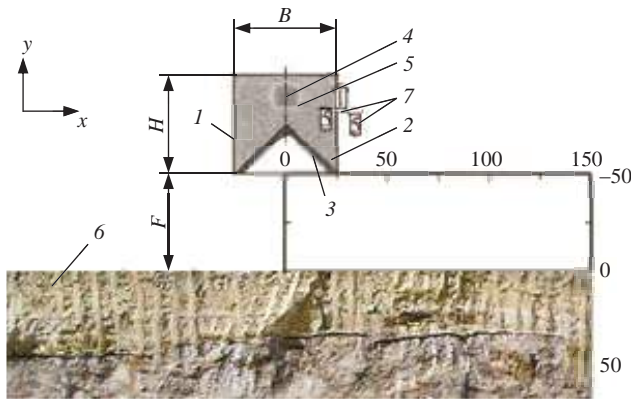


Рис. 3. Расчетная схема взаимодействия заряда ВВ с кумулятивным эффектом с горной породой

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

Расчетная схема функционирования кумулятивного заряда показана на рис. 3, где l – кумулятивный заряд, состоящий из взрывчатого вещества 2 и кумулятивной облицовки (КО) 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 со скоростью D начинает распространяться фронт детонационной волны (кривая 5) с образованием продуктов детонации. С течением времени детонационная волна начинает отражаться от поверхности облицовки, на которую действует давление 25–35 ГПа. Давление 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 взаимодействовать с горной породой 6 , размещенной на расстоянии F от основания кумулятивного заряда. Расчетная область вокруг заряда и за горной породой заполнялась воздухом [4].

Для описания поведения взаимодействующих материалов (облицовки и горной породы) принимается идеальная упруго-пластическая 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 [4–7]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial(\rho \cdot_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho \cdot_y)}{\partial y} &= 0; \\ \rho \frac{\partial \cdot_y}{\partial t} &= \frac{\partial \sigma_{yy}}{\partial x} + \frac{\partial D_{xy}}{\partial x}; & \rho \frac{\partial \cdot_x}{\partial t} &= \frac{\partial \sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial D_{xx}}{\partial y}; \\ \rho \frac{de}{dt} &= \sigma_{xx} \varepsilon_{xx} + \sigma_{yy} \varepsilon_{yy} + 2\sigma_{xy} \varepsilon_{xy}; \\ p &= p(\rho, e); & \sigma_{ij} &= -pg_{ij} + D_{ij}; \\ \varepsilon_{yy} &= \frac{\partial \cdot_y}{\partial y}; & \varepsilon_{xx} &= \frac{\partial \cdot_x}{\partial x}; & \varepsilon_{xy} &= \frac{\partial \cdot_x}{\partial y} + \frac{\partial \cdot_y}{\partial x}; \\ \frac{DD_{yy}}{Dt} &= 2G \left(\varepsilon_{yy} + \frac{1}{3\rho} \cdot \frac{d\rho}{dt} \right); \\ \frac{DD_{xx}}{Dt} &= 2G \left(\varepsilon_{yy} + \frac{1}{3\rho} \cdot \frac{d\rho}{dt} \right); & \frac{DD_{xy}}{Dt} &= G(\varepsilon_{xy}); \\ f &= 2 \left(D_{xx}^2 + D_{xy}^2 + D_{yy}^2 + D_{xx} D_{yy} \right) \leq \frac{2}{3} \sigma_{td}^2, \end{aligned}$$

где ρ – плотность; p – давление; e – удельная внутренняя энергия; t – текущее время; x, y – осевая и радиальная координаты; v_x, v_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; $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}$ – компоненты тензора скоростей деформаций; $D(\dots)/Dt$ – производная в смысле Яуманна; G – модуль сдвига; σ_{td} – динамический предел текучести среды; f – коэффициент крепости горных пород по шкале М. М. Протоdjяконова.

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 горной породы), 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) горная порода или кумулятивная струя теряет свою прочность и ведет себя как сыпучее тело.

Динамический предел текучести σ_{td} материалов кумулятивной облицовки и горной породы 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 $D_\phi = as + bv$, позволяющая вычислить

давление в ударно-сжатом веществе посредством задания констант a и b [3], где K – модуль объемного сжатия вещества; $D_{\text{ф}}$, a – скорости ударной волны и звука в материале; b – коэффициент сжимаемости; s – толщина материала кумулятивной облицовки; v – 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 $\rho_a = 1,2921 \text{ кг/м}^3$ соответствовало атмосферному давлению $p_a = 1,01325 \cdot 10^5 \text{ ГПа}$ [8], т. е. $e = 0,196 \text{ МДж/кг}$.

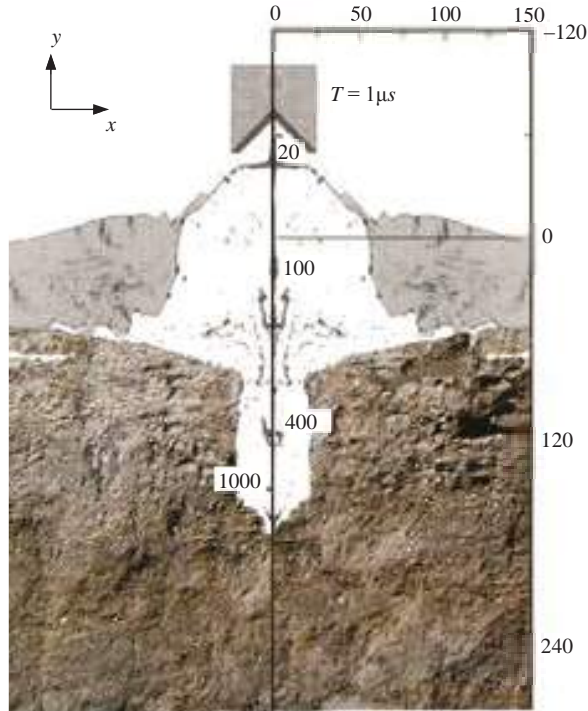


Рис. 4. Динамика развития взрывного взаимодействия кумулятивного заряда с горной породой

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

$$\rho = A_{ex} \left(1 - \frac{\omega}{r_1 V} \right) \exp(-r_1 V) + B_{ex} \left(1 - \frac{\omega}{r_2 V} \right) \exp(-r_2 V) + \frac{\omega}{V} e_v,$$

где $V = \rho_{\text{ВВ}}/\rho$ – относительный удельный объем; A_{ex} , B_{ex} , r_1 , r_2 , ω – эмпирические коэффициенты; $e_v = e\rho_{\text{ВВ}}$. В данном случае принимаются следующие числовые значения: $A_{ex} = 524 \text{ ГПа}$; $B_{ex} = 7,678 \text{ ГПа}$; $r_1 = 4,2$; $r_2 = 1,1$; $\omega = 0,34$; $e_v = 8,5 \text{ ГДж/м}^3$.

Граничными условиями для этой 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 напряжения в текущем элементе оболочки. Предполагается также, что в начальный момент времени ВВ детонирует в точке инициирования

(4 на рис. 3), рассматриваемые среды находятся в покое, а состояние пород соответствует невозмущенной среде [4].

Для получения более полной информации о кинематических характеристиках движения элементов облицовки они маркируются подвижными реперными точками (маркерами или трассерами) – 7 на рис. 3, в которых дополнительно вычисляются параметры текущего состояния среды.

При анализе действия кумулятивного заряда в горной породе проводился сравнительный анализ слоя пород.

В модели пористой упруго-пластической среды деформирование среды при динамическом нагружении описывается соотношениями P - α -модели Херрманна–Кэрролла–Холта [4, 9, 10]. 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

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

где $V = 1/\rho$, $V_s = 1/\rho_s$ – удельный объем пористой и монолитной сред; e – удельная внутренняя энергия; α – степень пористости среды, $\alpha = V/V_s = \rho_s/\rho$.

Зависимость $\alpha = g(p)$ определяется согласно выражению [4]:

$$\alpha = 1 + (\alpha_x - 1) \left[\frac{p_s - p}{p_s - p_e} \right]^2,$$

где p – текущее давление; p_s – давление, определяющее переход материала из пористого в сплошное состояние; p_e – давление, определяющее переход пористого материала из упругого в пластическое состояние; α_x – степень пористости, соответствующая давлению p_e . Для сплошного состояния в качестве уравнения состояния используется полиномиальная зависимость.

При сжатии:

$$\mu = \frac{p}{p_0} - 1 > 0;$$

$$p_s = f_1(\mu, e) = A_1\mu + A_2\mu^2 + A_3\mu^3 + (B_0 + B_1\mu)p_0e.$$

При растяжении:

$$\mu = \frac{p}{p_0} - 1 < 0;$$

$$p_s = f_2(\mu, e) = T_1 + B_0p_0e,$$

где $A_1 = 35,27$ ГПа; $A_2 = 39,6$; $A_3 = 9,04$; $T_1 = 35,27$ ГПа; $B_0 = B_1 = 1,22$.

Остальные параметры модели принимались следующими: начальная плотность среды $\rho_0 = 2,25$ г/см³; плотность сплошной среды $\rho_s = 2,75$ г/см³; $C_0 = 2,92$ км/с; $p_e = 0,0233$ ГПа; $p_s = 6,0$ ГПа; $G = 16,7$ ГПа. Прочность на сжатие горной породы принималась $\sigma_{id} = 0,0375$ ГПа; прочность на растяжение $\sigma_p = 0,00375$ ГПа ($\sigma_p/\sigma_{id} = 0,1$); прочность на сдвиг $\sigma_s = 0,00675$ ГПа ($\sigma_s/\sigma_{id} = 0,18$).

В качестве меры дробимости горной породы использовалась величина наносимого ущерба D , рассчитываемая по формуле:

$$D = \sum \frac{\Delta \varepsilon_p}{\varepsilon^f}; \quad 0 \leq D \leq 1,$$

где $\Delta \varepsilon_p$ – накопленные пластические деформации; ε^f – предельные пластические деформации, при которых происходит разрушение хрупкого материала.

Величина предельных деформаций рассчитывается по формуле

$$\varepsilon^f = D_1 (p^* - p_{spall}^*)^{D_2} \geq \varepsilon_{min}^f,$$

где $p^* = p / \sigma_p$; $p_{spall}^* = \sigma_p / \sigma_{id}$; $D_1 = 0,04$; $D_2 = 1$ – параметры дробления; $\varepsilon_{min}^f = 0,01$ – минимально возможная деформация разрушения горной породы. Согласно модели, прочностные параметры корректировались в соответствии с условием

$$Y^* = (1 - D)Y_s + DY_r.$$

Например,

$$G^* = (1 - D)G_s + DG_r,$$

где G^* – скорректированное значение модуля сдвига; $G_s = G$ – модуль сдвига монолитного тела; $G_r = G_{residual} = 0,13$ – остаточное значение.

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

Динамика развития взрывного взаимодействия кумулятивного заряда с горной породой представлена на рис. 4.

Таким образом, проведено численное моделирование действия заряда ВВ с кумулятивным эффектом, позволившее разработать новую конструкцию скважинного заряда ВВ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Воробьев В. В., Пеев А. М., Щетинин В. Т. Снижение динамического воздействия ударных волн на материал забойки скважинного заряда // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. 2004. Вип. 6(29). С. 124–126.
2. Воробьев В. В., Пеев А. М., Славко Г. В. Изменение степени проработки подошвы уступа при взаимодействии зарядов с различной формой донной части // Науковий вісник гірничого університету: науково-технічний журнал. 2005. № 3. С. 31–33.
3. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. М.: Физматлит, 2004. 488 с.
4. Колпаков В. И., Савенков Г. Г., Мазур А. С., Рудометкин К. А. Численное моделирование функционирования удлиненного кумулятивного заряда по железобетонной преграде // Журнал технической физики. 2015. Том 85. Вып. 1. С. 3–10.
5. Бабкин А. В., Колпаков В. И., Охитин В. Н. и др. Численные методы в задачах физики быстропротекающих процессов. М.: Изд-во МГТУ, 2006. 520 с.
6. Теоретические и экспериментальные исследования высокоскоростного взаимодействия тел / под ред. А. В. Герасимова. Томск: Изд-во Томского ун-та, 2007. 572 с.
7. Нох В. Ф. СЭЛ – совместный эйлерово-лагранжев метод для расчета нестационарных двумерных задач // Вычислительные методы в гидродинамике. М.: Мир, 1967. С. 128–184.
8. Физические величины: справочник / под ред. И. С. Григорьева, Е. З. Мейлихова. М.: Энергоиздат, 1991. 1232 с.
9. Rebecca M., Leelavanichkul B., Leelavanichkul C. Survey of four damage models for concrete // Sandia Report. SAND 2009–5544. 2009. 80 p.

10. Фомин В. М., Гулидов А. И., Сапожников Г. А. и др. Высокоскоростное взаимодействие тел. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. 600 с.

Поступила в редакцию 23 апреля 2017 года

CONSTRUCTION OF A DEEP-HOLE CHARGE OF EXPLOSIVES WITH CUMULATIVE EFFECT

Norov Iu. D. – Navoiy Mining and Metallurgical Combinat, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: yud.norov@ngmk.uz

Zairov Sh. Sh., Nutfulloev G. S., Tadzhiev Sh. T., Ravshanova M. Kh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: sher-z@mail.ru

The construction of a deep-hole charge of explosives with the use of cumulative effect is worked out, which helps to reduce the bench toe and expenses for drilling and blasting operations. The position in the bottom part of the well of cumulative shell-hole influences the intensity of rock blasting destruction. Efficient parameters of a cumulative shell-hole in the construction of the deep-hole charge of explosive are determined. It is suggested to use a lens inside the charge of explosive over the conical coating. The lens increases the coefficient of efficiency of the charge; it turns the denotation wave towards the shell-hole. Without a lens, the shell-hole is pressed out by the detonation wave, and with a lens – by the incident wave. Numeric modeling of the activity of the charge of explosive with cumulative effect is fulfilled in bi-dimensional position with the use of Euler and combined Euler-Lagrange finite difference algorithms. The potential and physical peculiarities are determined for the cumulative charge operation at different focal distances with the rock of finite thickness, and the comparison of calculation results over the two different models with experimental data.

Key words: well; construction; explosive charge; cumulative effect; bench toe; perforation depth; cumulative coating height; detonation wave activity; numerical modeling; Euler and Euler-Lagrange finite difference algorithms.

REFERENCES

1. Vorob'ev V. V., Peev A. M., Shchetinin V. T. [Reduction of dynamic effect of blast waves on the material of the deep-hole charge tamping]. *Visnik Kremenchuts'kogo derzhavnogo politekhnichnogo universitetu – Transactions of Kremenchuk Mykhaylo Ostrogradskiy State Polytechnic University*, 2004, issue 6 (29), pp. 124–126.
2. Vorob'ev V. V., Peev A. M., Slavko G. V. [Change in the degree of elaboration of bench toe under the interaction of charges with various shape of bottom part]. *Naukovii visnik gornichogo universitetu: nauково-tekhnichnii zhurnal – Scientific Bulletin of National Mining University*, 2005, no. 3(2005), pp. 31–33.
3. *Fizika vzryva. Pod red. L. P. Orlenko* [Physics of an explosion. Edited by L. P. Orlenko]. Moscow, FIZMATLIT Publ., 2004. 488 p.
4. Kolpakov V. I., Savenkov G. G., Mazur A. S., Rudometkin K. A. [Numerical modeling of elongated cumulative charge functioning along the reinforced concrete barrier]. *Zhurnal tekhnicheskoi fiziki – Journal of Applied Physics*, 2015, vol. 85, issue 1, pp. 3–10. (In Russ.)
5. Babkin A. V., Kolpakov V. I., Okhitin V. N., and others. *Chislennye metody v zadachakh fiziki bystroprotekaiushchikh protsessov* [Numerical methods in the problems of the physics of high-speed processes]. Moscow, MSTU Publ., 2006. 520 p.
6. *Teoreticheskie i eksperimental'nye issledovaniia vysokoskorostnogo vzaimodeistviia tel. Pod red. A. V. Gerasimova* [Theoretical and experimental investigations of high-speed interaction of bodies. Edited by A. V. Gerasimov]. Tomsk, Tomsk University Publ., 2007. 572 p.
7. Noh V. F. [CEL – combined Euler-Lagrange method for the calculation of non-standard bi-dimensional problems]. *Vychislitel'nye metody v gidrodinamike* [Computation methods in fluid dynamics]. Moscow, Mir Publ., 1967, pp. 128–184.
8. *Fizicheskie velichiny: spravochnik. Pod red. I. S. Grigor'eva, E. Z. Meilikhova* [Reference book “Physical values”. Edited by I. S. Grigor'ev, E. Z. Meilikhov]. Moscow, Energoizdat Publ., 1991. 1232 p.
9. Rebecca M., Leelavanichkul B., Leelavanichkul C. Survey of four damage models for concrete. *Sandia Report. SAND 2009–5544*. 2009. 80 p.
10. Fomin V. M., Gulidov A. I., Sapozhnikov G. A., and others. *Vysokoskorostnoe vzaimodeistvie tel* [High-speed interaction of bodies]. Novosibirsk, SB RAS Publ., 1999. 600 p.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ МЕЖДУ ПРОЦЕССАМИ ДОБЫЧИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЖАРИКОВ С. Н.

В статье поднимается вопрос о взаимосвязи процессов добычи минерального сырья. Производственные циклы рассматриваются во взаимосвязи с их энергетическими характеристиками с учетом выемки в забое во времени. Проанализированы ранее опубликованные материалы по установлению взаимосвязи между процессами бурения и взрывного разрушения массива горных пород. Рассмотрены энергетические характеристики выемочных работ во взаимосвязи со взрывным разрушением и предложен подход к определению связи выемки и погрузки горной массы в транспортные средства, определено перспективное направление изучения технологических связей. Представлены результаты анализа смоделированной работы некоторых канатных гусеничных экскаваторов с разной емкостью ковша при работе в одну заходку. Показано, что энергоемкость взрывного разрушения и энергоемкость экскавации характерно связаны со скоростью перемещения забоя. При этом суммарная энергоемкость взрывного разрушения и выемочных работ снижается с увеличением скорости перемещения забоя. Последнее указывает на то, что увеличение интенсивности выемочных работ в карьере ведет к снижению энергозатрат по процессам.

Ключевые слова: разрушение горных пород; энергоемкость выемочных работ; буровзрывные работы; взаимосвязи между процессами добычи минерального сырья; открытые горные работы.

Производственный цикл горнорудного предприятия с открытым способом разработки месторождения характеризуется множеством взаимосвязанных и взаимозависимых технологических процессов (переделов), эффективность каждого из которых определяется, во-первых, соотношением затрат и качества продукта на выходе из передела; во-вторых, соответствием качества этого продукта оптимальным условиям технологии его переработки в последующем переделе. При этом универсальным показателем, индикатором и критерием эффективности всего производственного цикла считается его интегральная энергоемкость на единицу конкурентоспособного товарного продукта.

В части буровзрывных работ существуют установленные зависимости между энергетическими характеристиками процессов, на что обращено внимание в работах [1–9]. В [3] установлена связь между удельными энергетическими характеристиками бурения и взрывного разрушения горных пород. Предлагается в качестве энергетической характеристики процесса шарошечного бурения использовать показатель *удельная энергия обуривания 1 м³ массива горных пород E*, Дж/м³, а в качестве энергетической характеристики взрывного разрушения – полную удельную работу взрыва или удельную энергию взрыва *A*, Дж/м³:

$$E = \frac{Nt}{q_{г.м}}$$

где *N* – мощность, потребляемая двигателем вращателя, кВт; *t* – среднее время бурения 1 м, ч; *q_{г.м}* – выход горной массы с 1 м скважины, м³;

Жариков Сергей Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 333vista@mail.ru

$$A = q_{\text{пр}} Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V},$$

где $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м³; $Q_{\text{уд}}$ – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, МДж/кг; $m_{\text{ВВ}}$ – масса ВВ, кг; V – объем взрываваемой горной массы, м³.

Удельная энергия взрыва является достаточно универсальным показателем процесса, который не только характеризует взрываемость массива и соответствует теоретическому описанию взрывных процессов [10–14], но и позволяет установить связь с энергозатратами в смежном процессе, например таком, как бурение скважин, так как при бурении тоже тратится энергия на разрушение пород. Установление такой связи позволяет по энергозатратам бурения определять удельный расход ВВ.

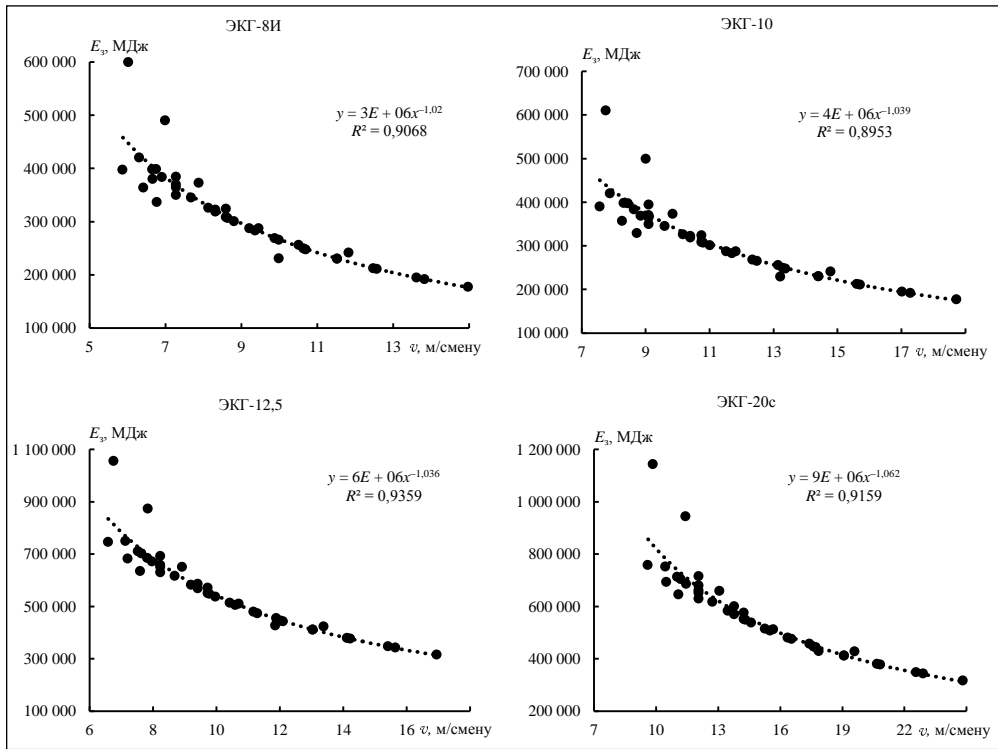


Рис. 1. Зависимость суммарной энергии на разрушение блока от скорости подвигания забоя

При этом удельные энергии процессов бурения и взрывного разрушения имеют одинаковую размерность:

$$A = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right] \leftrightarrow E = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right]. \tag{1}$$

Удельные энергии обруивания и взрывного разрушения 1 м³ массива горных пород прямо пропорциональны. Их отношение в конкретной горной породе показывает, насколько больше работа взрыва при разрушении, чем при бурении в 1 м³ горного массива. Для отдельного типа породы это выражается следующим образом [3]:

$$\frac{A_i}{E_i} = \Pi_i, \quad (2)$$

где A_i – энергоемкость взрывного разрушения i -породы; E_i – удельная энергия обруивания i -породы; Π_i – показатель, учитывающий отношение удельных энергий взрывания и обруивания для i -породы (коэффициент пропорциональности).

Определенная в [3] взаимосвязь (1)–(2) имеет также вполне конкретный физический смысл, потому что размерность Дж/м³ представляет собой единицу измерения давления Па. Следовательно, взаимосвязь между указанными энергетическими характеристиками процессов вполне сопоставима с теоретическими положениями о физике механического разрушения горных пород. При этом дальнейшая взаимосвязь с последующими процессами пока не имеет похожего выражения.

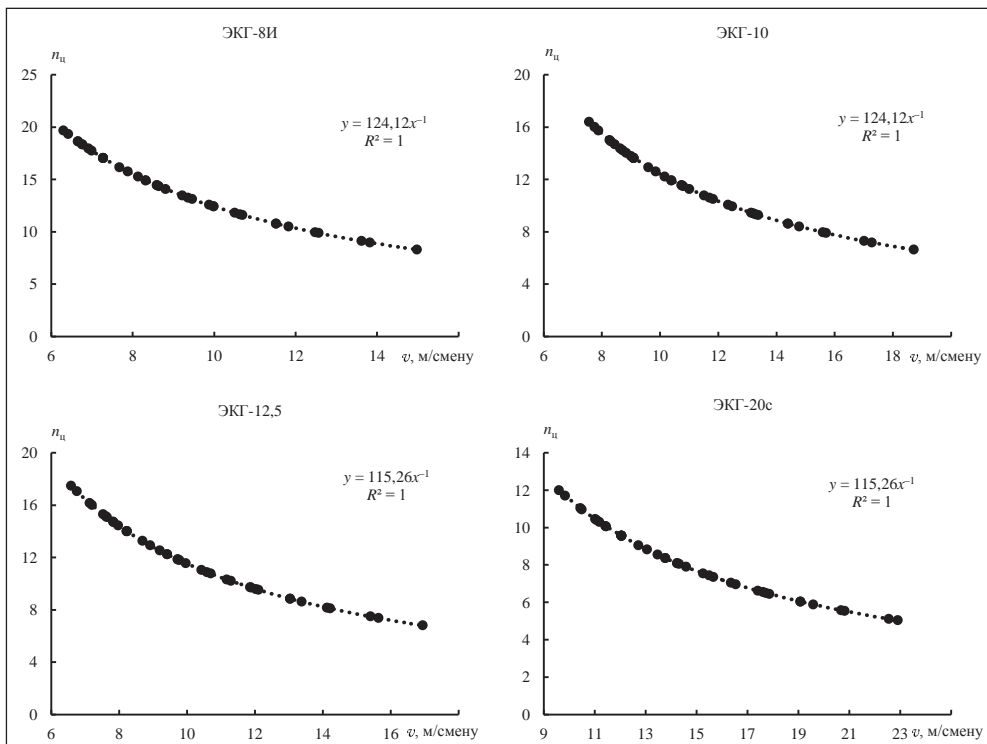


Рис. 2. Зависимость числа циклов экскаватора на весь забой от скорости подвигания забоя:
 n_n – число циклов на забой

В технической литературе часто упоминается, что от качества взрывных работ существенно зависит производительность выемочных комплексов. Однако на настоящий момент не подсчитано, каким образом и в какой степени. В [1] данный вопрос предлагается решать на основе энергетического подобия, путем измерения энергоемкости экскавации и установления корреляционных связей с энергоемкостями других процессов. Подход представляется верным, однако проблемой его реализации является то, что с физической точки зрения выемка является лишь частью разрушения выемочного блока, другой частью является дробление взрывом. В связи с этим корреляция между энергоемкостью экскаваторных работ, предложенной в [1], и энергоемкостью взрывного разрушения может привести

к не совсем корректным выводам, поскольку энергоемкость разрушения в целом при экскаваторных работах включает энергию взрыва на дробление массива. С точки зрения разрушения массива, дробление пород взрывом и выемку в энергетическом смысле необходимо рассматривать как один процесс, т. е. в энергоемкости экскаваторных работ учитывать энергию взрыва, потраченную на дробление горной массы. Энергозатраты на взрыв и экскавацию следует представлять как общие затраты энергии на разрушение выемочного блока. Указанное представление находится в соответствии с законами дробления [1, 15], а именно с законом П. А. Ребиндера, при условии, что энергия взрыва рассматривается как энергия на дробление, а энергия экскавации – как энергия, направленная на образование новых поверхностей. Согласно закону Риттингера, расход энергии на

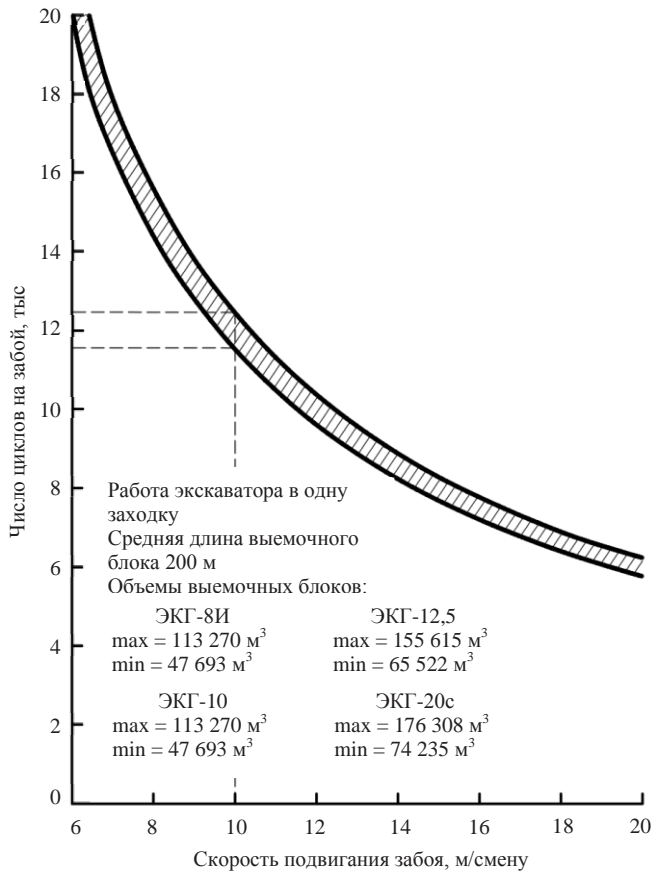


Рис. 3. Номограмма для определения количества циклов экскаватора в зависимости от скорости подвигания забоя, м³

дробление породы пропорционален вновь образованной поверхности. Следовательно, энергоемкость взрывного разрушения определяется разницей образования новых свободных поверхностей естественной трещиноватости массива, т. е. необходимо определять энергоемкость не первоначального разрушаемого объема, а изменения этого объема с образованием новых поверхностей. Если к энергоемкости взрывного разрушения добавить коэффициент, характеризующий изменение объема, и в целом представить как энергию на дробление без учета начальной трещиноватости массива, тогда суммарную энергию на разрушение блока E_3 , Дж, при работе экскаватора в одну заходку можно записать в виде:

$$E_s = A(V_6 k_p - V_6) + P_{\text{ц}} n_{\text{ц}} \mathcal{E} k_{\text{н}},$$

где V_6 – объем выемочного блока, м^3 ; k_p – коэффициент разрыхления в развале; $P_{\text{ц}}$ – суммарное усилие, создаваемое экскаватором за цикл, Па; $n_{\text{ц}}$ – число циклов на выемочный блок; \mathcal{E} – емкость ковша экскаватора; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша.

Движение забоя во времени зависит от производительности экскаватора. Следовательно, энергозатраты экскавации также должны находиться в определенной взаимосвязи со скоростью подвигания забоя v , м/смену [16], от последней в свою очередь зависит потребность в транспортных средствах для обеспечения непрерывной выемки:

$$i' = \frac{Q}{S},$$

где Q – производительность выемочного комплекса; S – площадь забоя.

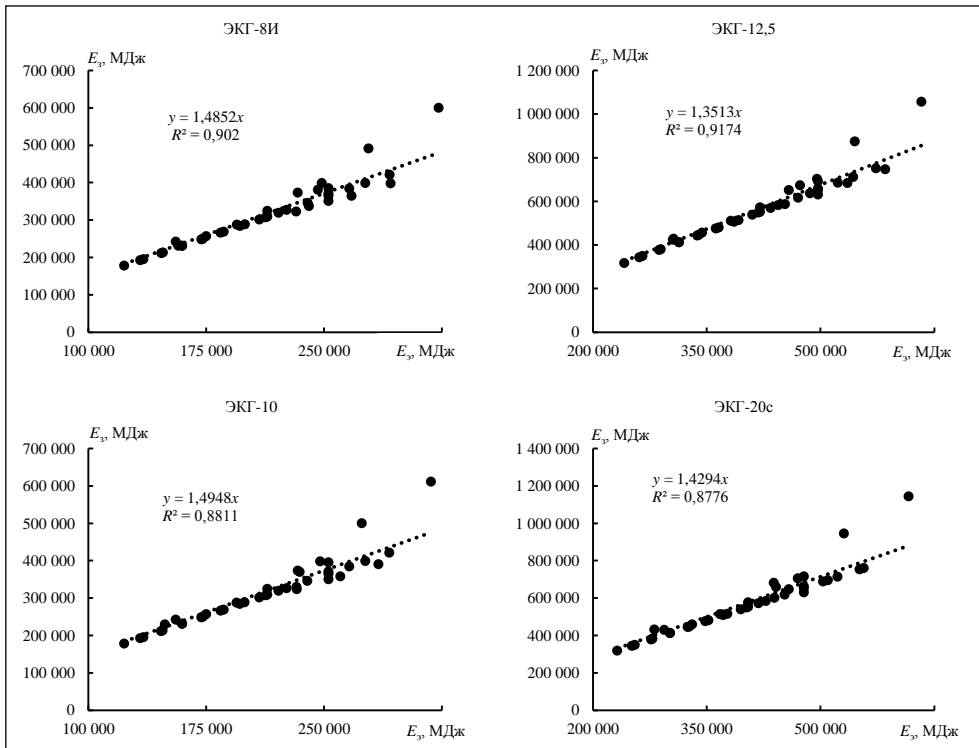


Рис. 4. Зависимость суммарной энергии на разрушение блока от энергозатрат экскавации:
 E_s – энергозатраты экскавации

Для выявления основных закономерностей и связей между экскавацией и другими процессами горного производства произведены расчеты, моделирующие параметры работы разных механических лопат в различных изменяющихся условиях. Расчеты проведены для ЭКГ-8И, ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, ЭКГ-20с согласно [17] при условии, что экскаватор работает в одну заходку. На основании проведенных расчетов построены зависимости между различными параметрами (рис. 1–5).

Согласно рис. 1, суммарная энергия на разрушение блока снижается с увеличением скорости подвигания забоя. Последнее указывает на то, что эффективное

использование экскаватора в забое – это его интенсивная работа с максимальной производительностью. На рис. 2 показана зависимость числа циклов от скорости подвигания забоя. Практическое значение кривых на рис. 2 заключается в том, что, задавая требуемую скорость подвигания забоя, можно определить число циклов на блок, далее при делении этого значения на отношение объема блока к сменной производительности экскаватора вычисляется число циклов в смену. Соответственно, зная емкость ковша и емкость транспортных сосудов, можно определить количество транспортных средств, которое необходимо подать в забой за смену. На рис. 3 представлена соответствующая номограмма для гусеничных экскаваторов с емкостью ковша 8–20 м³.

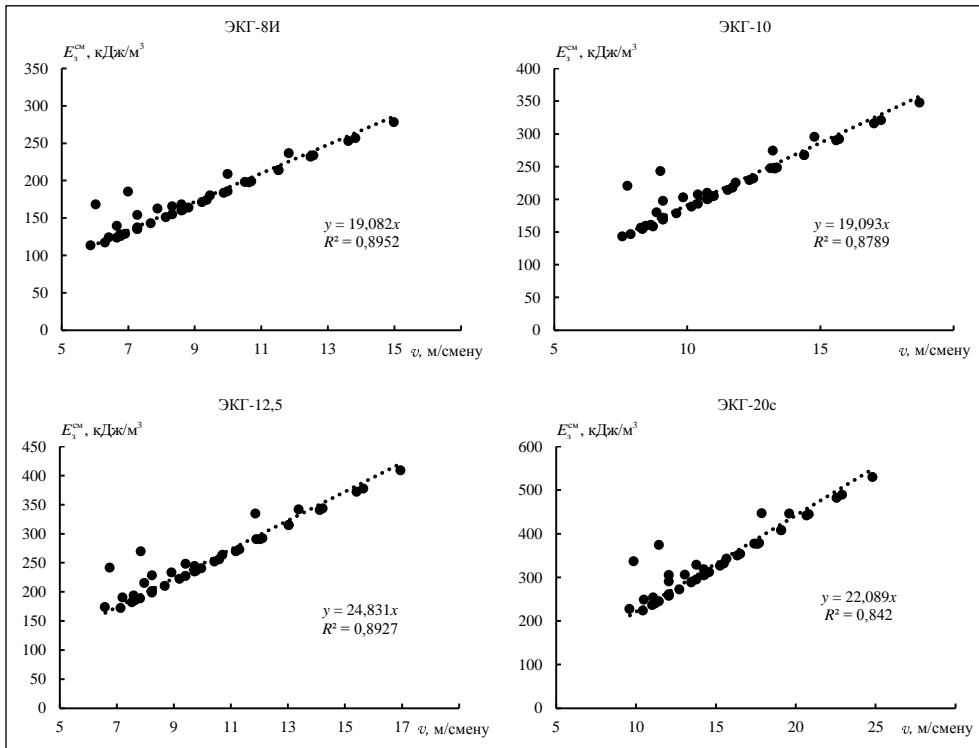


Рис. 5. Зависимость приведенной энергии на разрушение блока за смену от скорости подвигания забоя (приведенная энергия выражена как сменная энергия на экскавацию + часть энергии взрыва, приведенной к части забоя, обрабатываемой за смену):

E_s^{cm} – приведенная средняя энергия на разрушение блока за смену

Рассмотрим пример использования номограммы рис. 3. Допустим, надо определить, сколько транспортных сосудов подать к экскаватору за 12-часовую смену, чтобы скорость подвигания забоя составила 10 м/смену, при условии, что емкость ковша 10 м³; грузоподъемность автосамосвала 130 т; объем выемочного блока 80 000 м³; коэффициент разрыхления в развале горной массы 1,2; коэффициент разрыхления в ковше экскаватора 1,5; сменная производительность экскаватора 5 300 м³; плотность породы 3,0 т/м³. Тогда переваливаемый объем составит $80\ 000 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 144\ 000$ м³, средняя плотность переваливаемой массы $3,0 / (1,2 \cdot 1,5) = 1,67$ т/м³. Количество смен на отгрузку указанного объема $144\ 000 / 5300 = 27,2$ (28), масса в ковше $1,67 \cdot 10 = 16,7$ т, для загрузки автосамосвала $130 / 16,7 = 7,8$ (8) ковшей. Согласно номограмме, для скорости 10 м/смену требуется в среднем 12 000 циклов на забой, соответственно в смену надо совер-

шить $12\ 000/28 = 428,6$ (429) циклов. На один автосамосвал – 8 циклов, тогда необходимое количество транспортных сосудов за 12-часовую смену составит $429/8 = 53,6$ (54). Для обеспечения требуемой скорости подвигания забоя в приведенных условиях за 12-часовую смену к экскаватору необходимо 54 раза подать автосамосвалы указанной грузоподъемности.

Взаимосвязь энергетических характеристик выемочных работ и транспортирования горной массы в этом случае с физической точки зрения определить затруднительно ввиду отсутствия видимой связи последнего процесса с физико-механическими свойствами пород, от которых зависит энергоемкость взрывного разрушения и выемки [18, 19]. Поэтому данное направление требует разработки и обоснования энергетического критерия, описывающего взаимосвязь *выемка–погрузка–транспортирование*.

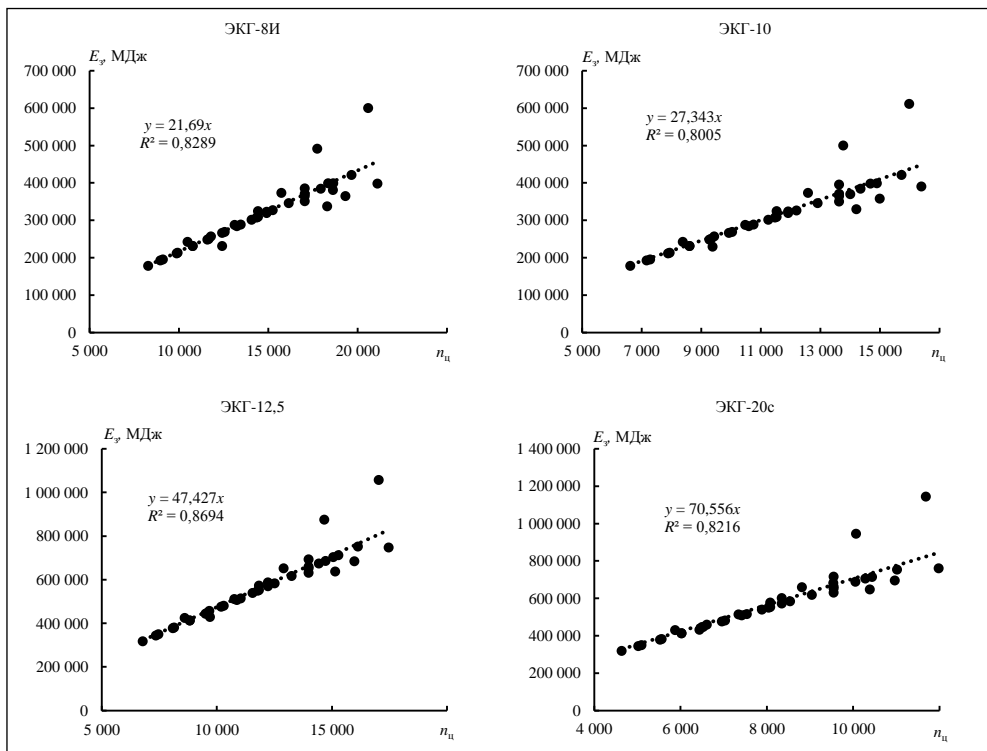


Рис. 6. Зависимость суммарной энергии на разрушение блока от числа циклов экскавации на забой

Рис. 4–6 являются подтверждением правильности выбора основных исследуемых параметров: суммарной энергии разрушения блока, скорости подвигания забоя, числа циклов экскаватора на забой.

Таким образом, определение взаимосвязи между взрывным разрушением горного массива и выемочными работами имеет важное значение при организации выемочно-погрузочных работ. Предварительное представление общей энергоемкости разрушения выемочного блока (взрывное разрушение + экскавация) в зависимости от скорости подвигания забоя показало наличие характерной связи. При этом суммарная энергоемкость взрывного разрушения и выемочных работ снижается с увеличением скорости подвигания забоя. Последнее указывает на то, что увеличение интенсивности выемочных работ ведет к снижению энергозатрат по процессам.

Полученные зависимости (рис. 2, 3) позволяют определить количество транспортных средств, которое необходимо подать к экскаватору для обеспечения необходимой (установленной) скорости подвигания забоя. Взаимосвязь энергетических характеристик выемочных работ и транспортирования горной массы с физической точки зрения еще сложнее, чем между взрывом и выемкой, поэтому данное направление требует разработки. Однако проведенные исследования указывают на то, что взаимосвязь *выемка–погрузка–транспортирование* должна определяться с учетом экскаваторного цикла и скорости подвигания забоя.

Исследования выполнены в рамках Госзадания 007-01398-17-00, а также при дополнительном привлечении хоздоговорных средств и финансирования по конкурсному проекту № 15-11-57.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.
2. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. 184 с.
3. Жариков С. Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 2011. 139 с.
4. Жариков С. Н., Шеменев В. Г. Методология оценки энергоемкости технологических процессов в цикле «буровзрывное дробление–механическое дробление–измельчение» при открытой разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2013. № 10. С. 83–85.
5. Жариков С. Н. Энергетические характеристики процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород // Маркшейдерия и недропользование. 2017. Т. 1. № 3(89). С. 46–48.
6. Жариков С. Н., Шеменев В. Г., Кутуев В. А. Способы уточнения свойств горных пород при производстве буровзрывных работ // Устойчивое развитие горных территорий. 2017. Т. 9. № 1. С. 74–80.
7. Жариков С. Н. Шарошечное бурение и взрывное разрушение горных пород // Вестник Ассоциации буровых подрядчиков. 2016. № 3. С. 36–38.
8. Жариков С. Н. Зависимость энергоемкости взрывания горных пород от энергоемкости их бурения // Горный журнал. 2009. № 6. С. 60–62.
9. Жариков С. Н. О взаимосвязи между энергоемкостью бурения и взрывания горных пород // Вестник Магнитогорского государственного технического университета. 2009. № 4. С. 5–8.
10. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. 3-е изд., перераб. В 2 т. М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. 832 с.
11. Кук М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / под ред. Г. П. Демидюка и Н. С. Бахаревиц. М.: Недра, 1980. 453 с.
12. Покровский Г. И. Взрыв. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1980. 190 с.
13. Корнилков М. В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. Екатеринбург: УГГУ, 2008. 202 с.
14. Садовский М. А. Избранные труды. Геофизика и физика взрыва / отв. ред. В. В. Адушкин. М.: Наука, 2004. 440 с.
15. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. М.: Теплотехник, 2007. 672 с.
16. Арсентьев А. И. Законы формирования рабочей зоны карьера: учеб. пособие. Л.: ЛПИ, 1986. 54 с.
17. Хмызников К. П., Лыков Ю. В. Горные машины для открытых горных работ. Карьерные экскаваторы: учеб. пособие. СПб.: Санкт-Петербургский горный ин-т, 1999. 40 с.
18. Тангаев И. А. Энергетика процессов и систем открытых горных работ и рудоподготовки: учеб.-метод. пособие. Бишкек, М.: Кыргызско-Российский славянский университет, 2002. 52 с.
19. Жариков С. Н. Энергоемкость экскавации горной массы и взаимосвязь выемки со смежными процессами горных работ // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2017. Т. 4. № 1. С. 179–186.

Поступила в редакцию 7 июля 2017 года

THE DETERMINATION OF RELATIONSHIP BETWEEN THE PROCESSES OF MINING UNDER THE OPENCAST DEVELOPMENT OF ORE DEPOSITS

Zharikov S. N. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: 333vista@mail.ru

The article raises the question of the interrelation between the processes of mineral production. Production cycles are considered in the relationship with their energy characteristics with regard to excavation in the face in time. The article

analyzes previously published materials on the establishment of the relationship between the processes of drilling and explosive rock mass destruction. The article considers energy characteristics of excavation in conjunction with explosive destruction; the approach is proposed to the determination of relation of excavation and loading of rock mass in the vehicles; promising direction of exploring technological ties is identified. The results of the analysis of modeled operation of some rope crawler excavators of different capacity of the bucket when working in one cut are introduced. It is shown that the energy content of explosive destruction and the energy content of excavation are characteristically connected with the face displacement velocity. At that the total energy content of explosive destruction and excavation decreases with the increase of the face displacement velocity. The latter indicates the fact that increase in the intensity of excavation in the quarry leads to the reduction of energy consumption for the processes.

Key words: rock destruction; energy content of excavation; drilling and blasting operations; the interrelation between the processes of mineral production; opencast mining.

REFERENCES

1. Tangaev I. A. *Energoemkost' protsessov dobychi i pererabotki poleznykh iskopaemykh* [Energy content of production processes and processing of minerals]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 231 p.
2. Tangaev I. A. *Burimost' i vzryvaemost' gornykh porod* [Drillability and blastability of rock]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 184 p.
3. Zharikov S. N. *Vzaimosviaz' udel'nykh energeticheskikh kharakteristik protsessov sharoshechnogo burenii i vzryvnogo razrusheniia massiva gornykh porod: dis. ... kand. tekhn. nauk* [The interrelation between specific energy characteristics of the processes of roller-bit drilling and explosive destruction of rock mass. Cand. eng. sci. diss.]. Ekaterinburg, 2011. 139 p.
4. Zharikov S. N., Shemenov V. G. [The methodology of estimating the energy content of technological processes in the cycle "blasting-and-drilling crushing–mechanical crushing–grinding" under the opencast mining of ore deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 10, pp. 83–85. (In Russ.)
5. Zharikov S. N. [Energy characteristics of the processes of roller-bit drilling and explosive destruction of rock mass]. *Marksheideriia i nedropol'zovanie – Mine Surveying and Subsurface Use*, 2017, vol. 1, no. 3(89), pp. 46–48. (In Russ.)
6. Zharikov S. N., Shemenov V. G., Kutuev V. A. [Ways of specifying the properties of rocks under the fulfillment of drilling and blasting operations]. *Ustoichivoe razvitie gornykh territorii – Sustainable Development of Mountain Territories*, 2017, vol. 9, no. 1, pp. 74–80. (In Russ.)
7. Zharikov S. N. [Roller-bit drilling and blasting destruction of rocks]. *Vestnik Assotsiatsii burovykh podriadchikov – Reporter of the Association of Drilling Contractors*, 2016, no. 3, pp. 36–38. (In Russ.)
8. Zharikov S. N. [The dependence of energy content of rock blasting on energy content of their drilling]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2009, no. 6, pp. 60–62. (In Russ.)
9. Zharikov S. N. [Regarding the interrelation between the energy content of drilling and rock blasting]. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta – Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*, 2009, no. 4, pp. 5–8. (In Russ.)
10. *Fizika vzryva. Pod red. L. P. Orlenko. V 2 t.* [Physics of an explosion. Edited by L. P. Orlenko. In 2 vol.]. Moscow, FIZMATLIT Publ., 2002. 832 p.
11. Kuk M. A. *Nauka o promyshlennykh vzryvchatykh veshchestvakh. Pod red. G. P. Demidiuka i N. S. Bakharevich* [Science of industrial explosives. Edited by G. P. Demidiuk and N. S. Bakharevich]. Moscow, Nedra Publ., 1980. 453 p.
12. Pokrovskii G. I. *Vzryv* [Explosion]. Moscow, Nedra Publ., 1980. 190 p.
13. Kornilkov M. V. *Razrushenie gornykh porod vzryvom: konspekt lektsii* [Compendium of lectures "Rock breaking with an explosion"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2008. 202 p.
14. Sadovskii M. A. *Izbrannye trudy. Geofizika i fizika vzryva. Otv. red. V. V. Adushkin* [Selected works. Geophysics and physics of an explosion. Edited by V. V. Adushkin]. Moscow, Nauka Publ., 2004. 440 p.
15. Latyshev O. G. *Razrushenie gornykh porod* [Rock destruction]. Moscow, Teplotekhnik Publ., 2007. 672 p.
16. Arsent'ev A. I. *Zakony formirovaniia rabochei zony kar'era: ucheb. posobie* [School book "Laws of building the quarry operating area"]. Leningrad, LGI Publ., 1986. 54 p.
17. Khmyznikov K. P., Lykov Iu. V. *Gornye mashiny dlia otkrytykh gornykh robot. Kar'ernye ekskavatory: ucheb. posobie* [School book "Mining machinery for opencast mining. Open pit excavators"]. St. Petersburg, Saint-Petersburg Mining Institute Publ., 1999. 40 p.
18. Tangaev I. A. *Energetika protsessov i sistem otkrytykh gornykh robot i rudopodgotovki: ucheb.-metod. posobie* [Study guide "Energetics of the processes and systems of opencast mining and ore dressing"]. Bishkek, Moscow, Kyrgyz Russian Slavic University Publ., 2002. 52 p.
19. Zharikov S. N. [Energy content of rock mass excavation and the interrelation of excavation and related processes of mining]. *Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornykh nauk – Fundamental and Applied Problems of Mining Sciences*, 2017, vol. 4, no. 1, pp. 179–186. (In Russ.)

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

УДК 622.014.2:658.513.011.56:681.3.001.57

DOI: 10.21440/0536-1028-2017-7-87-95

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МАНИПУЛЯТОРОВ ГОРНЫХ МАШИН

БЕЙСЕМБАЕВ К. М., РЕШЕТНИКОВА О. С., ТЕЛИМАН И. В., АРТЕМОВА А. А.

Новые экономические условия ведут к расширению применения программно-управляемых манипуляторов. Их конструктивные схемы должны отвечать принципам универсализации конструкций, методов моделирования и проектирования в 3D. Рассмотрен пример расчета и визуализации силовых и конструктивных параметров на основе табличных процессоров. Это позволяет исследовать особенности работы манипуляторов и обеспечить тестирование данных, полученных на основе типового программного пакета Adams. Выявлены особенности расчета параметров для обеспечения заданной траектории с позиционированием конструкции, которую несет манипулятор. Получены результаты, подтверждающие возможность создания универсальных конструкций. Исследованы особенности напряженно-деформированного состояния силовых гидроцилиндров и образования асимметричных контактных зон у грунд-бухсы и поршня при работе с эксцентриситетом, что позволит решить ряд задач проектирования манипуляторов для систем разработки месторождений сложно извлекаемых полезных ископаемых.

Ключевые слова: манипулятор; гидроцилиндр; уравнения равновесия; контактные давления.

Программно-управляемые манипуляторы на шахтах Республики Казахстан используются при установке анкерной и переносной крепи, зачистке кровли и почвы у сопряжений лав с выработками. Для повышения их эффективности необходимо совершенствование программного обеспечения при работе в режиме обратной связи. Гарантией работоспособности является наличие взаимозаменяемых программных моделей на основе типовых средств, которые обычно создаются с использованием «закрытого» программного обеспечения (ПО), особенности которого известны не полностью. Поэтому необходимо наличие авторских средств для тестирования затруднительных и аварийных ситуаций и контроля основного ПО.

Модели манипуляторов. Конструктивные схемы манипуляторов в основном состоят из двух-трех рычагов (рис. 1), а также более сложных конструкций с четырехзвенными механизмами Чебышева (см. А. с. SU 1308767, E 21 D 23/006 23/06). Манипулятор закреплен в точке *B* и переносит груз P_y , гидроцилиндр по-

Бейсембаев Каким Манатович – доктор технических наук, доцент кафедры технологического оборудования, машиностроения и стандартизации. 100027, Республика Казахстан, г. Караганда, б-р Мира, 56, Карагандинский государственный технический университет. E-mail: Kakim08@mail.ru

Решетникова Ольга Станиславна – старший преподаватель кафедры технологического оборудования, машиностроения и стандартизации. 100027, Республика Казахстан, г. Караганда, б-р Мира, 56, Карагандинский государственный технический университет. E-mail: Olga.reshetnikova.80@mail.ru

Телиман Ирина Викторовна – аспирант кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Артемova Анастасия Александровна – старший преподаватель кафедры технологического оборудования, машиностроения и стандартизации. 100027, Республика Казахстан, г. Караганда, б-р Мира, 56, Карагандинский государственный технический университет.

ворачивает рычаг AB , а гидроцилиндр между точками M и N выполняет дополнительную корректировку траектории. Для удержания от смещения штоков при неравномерных нагрузках в системе применяются гидрозамки. Расчет манипуляторов основан на составлении уравнений равновесия в сочлененных узлах с использованием тригонометрии. Для двух рычажных систем они просты, а при большем количестве рычагов применяются численные методы. Решение этих схем с линейной дискретизацией уравнений выполнено в пакете Adams в 3D. В соответствии с требованиями расчета сложных систем необходима дополнительная (обычно авторская) система тестирования. Схема на рис. 1 универсальна и с частными коррективами используется во многих машинах. Применяемая методика решения учитывает графо-аналитический метод И. И. Артоболевского с реализацией в табличных процессорах, которые могут создаваться средствами объектно-ориентированных языков программирования (C++, VB) или в Excel,

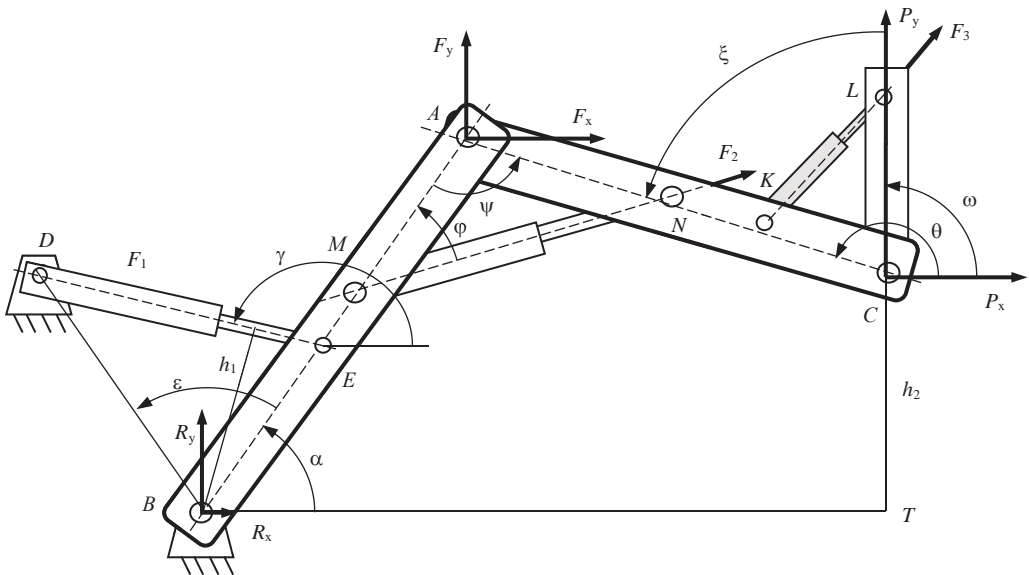


Рис. 1. Схема горного манипулятора, несущего конструкцию LC :

F_1, F_2, F_3 – усилия гидроцилиндров для управления звеньями AB, AC и конструкцией LC ; BT, h_1, h_2 – плечи сил

что обеспечивает создание быстро исполняемых файлов типа .exe, в большей степени удовлетворяющих условиям работы в системах обратной связи при управлении механизмами. В этом случае используются программные средства, обладающие при решении уравнений большей наглядностью, чем при применении методов [1–4], что важно для эффективного обучения персонала из разных групп подготовки [5]. Заметим, что в Adams получить динамические характеристики несложно, но проверка точности позиционирования положений [4] требует профессионального программирования, поэтому часть исследований проще выполнить другими средствами, например в табличных процессорах. Имеем неизвестные реакции в узлах B и A : R_y, R_x, F_y, F_x, P_y является вычисляемой предельной нагрузкой, P_x – силой для имитации сопротивления перемещению груза, резания пород и т. п. Ими можно моделировать любой вид нагрузки на манипуляторе, в том числе и динамический. В данном случае гидроцилиндры работают за счет движения штока, а также сдерживанием давления в момент, когда один из силовых гидроцилиндров с усилием F_1 (СГ1) перемещает ведущее звено, а другой с усилием F_2 (СГ2) удерживает связанные рычаги в заданном положении за счет гидравлического замка, закрывающего полости и открывающего их при достиже-

нии предельного давления. Вычисления можно производить для случаев: поворота в точке B , когда второй гидроцилиндр установлен на замок и шарнир A не работает, и для положения, когда заперт первый.

Из схемы следуют соотношения:

$$\cos(\angle ACB) = (|AC|^2 + |BC|^2 - |AB|^2) / 2|AC| \cdot |BC|;$$

$$\cos(\varphi) = (|MA|^2 + |MN|^2 - |AN|^2) / 2|MA| \cdot |MN|;$$

$$\cos(\angle ABC) = (|BA|^2 + |DC|^2 - |AC|^2) / 2|AC| \cdot |BC|;$$

$$\gamma = 3,14 - \alpha \cos\left(\left(|BE|^2 + |DE|^2 - |DB|^2\right) / 2|DE| \cdot |BE|\right) + \alpha.$$

Для «запертого» СГ2:

$$P_y \cdot |BT| - F_1 h_1 - P_x h_2 = 0;$$

$$R_y = F_1 \sin(3,14 - \gamma) + P_y,$$

для «запертого» СГ1:

$$P_y = -F_2 \cdot |AN| \sin(\angle ANM) - P_x \sin(3,14 - \theta).$$

При динамическом характере движения следует добавить 5 инерциальных факторов от силовых цилиндров, рычагов и груза, который несет манипулятор. Комплекс выражений, определяющих изменяемые значения в зависимости от положения механизма, вводится в ячейки одной строки таблицы, а постоянные – в отдельный блок. Расчетные параметры в одной строке соответствуют одному положению механизма, т. е. имеют однозначное соответствие. Например, задав шаг изменения угла наклона ведущего звена α , можно получить все вычисляемые параметры (их 24) для множества положений механизма практически с любой требуемой точностью при заданных выдвиганиях штоков. Изменяя ход штока, получим новые множества параметров. При этом автоматически выполняется построение графических зависимостей (рис. 2, а). Контроль решения легко производить и в Adams (рис. 2, б), где можно получить и нагрузки, и траектории при больших затратах времени. Таким образом, имея модели движения, получим характеристики нагрузок, действующих на гидроцилиндры по всей траектории переноса груза, а исходя из данных о мгновенных значениях координат можно определить величины хода штоков, а значит и характеристики расхода рабочей жидкости, направляемой в гидроприемники, что с учетом возможности рассчитать их по показаниям датчиков положения повышает надежность управления манипулятором. Так, для удержания детали LC в вертикальном положении следует иметь зависимости угла ξ от геометрических размеров деталей, составляющих удерживающую систему, которые в свою очередь определяются углами установки θ и размерами рычагов:

$$\xi = 3,14 - \angle LKC - \angle KCL;$$

$$\omega = \theta - 3,14 - \angle LKC - \angle KCL.$$

Если поставить требование на значение угла $\omega = 90^\circ$ (конструкция должна сохранять вертикальное положение), можно построить серию мгновенных положений механизма для получения расходных характеристик. Величина выдвигания

будет зависеть и от силы сопротивления выдвигению, т. е. от коэффициентов трения штоков, поршней и в шарнирах сочленения рычагов, что может привести к колебаниям и неточности установки, поэтому подачу жидкости следует осуществлять в полости индивидуально. Для сложной многозвенной геометрии манипулятора, например с четырехзвенником Чебышева, установить аналитические зависимости между параметрами сложно, и не во всех случаях углы поворота

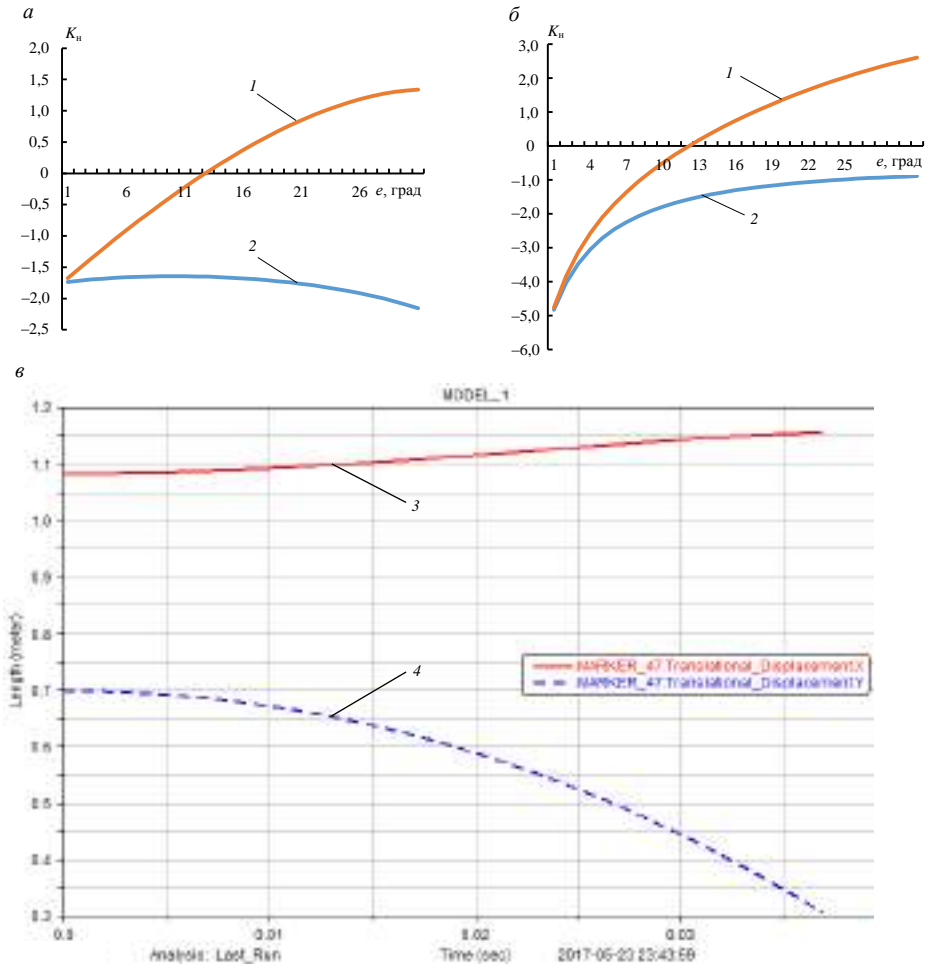


Рис. 2. Нагрузки, реакции и положение точки C:

1 – реакция в шарнире $B-R_y$; 2 – P_y нагрузка на манипулятор в зависимости от угла поворота рычага AB при выдвигении штока гидроцилиндра MN , равном 0 м – а и 0,5 м – б, угол наклона рычага $\alpha = 81^\circ - e^\circ$; перемещение точки C: 3 – по оси x; 4 – по оси y – в

звеньев сводятся к аналитическим выражениям. Поэтому они задаются от некоторого начального значения с заданным шагом, а затем для установки соответствия между параметрами для множества полученных данных выполняются фильтрация и сепарация из условия обеспечения целостности движения механизма и размещение сепарированных данных в единых строках таблицы [1]. В табличных процессорах, используя VBA, это легко выполнить с двойной точностью, чем обеспечивается и имитация точности обработки соприкасающихся поверхностей.

Модель гидроцилиндра. Выполним анализ напряженно-деформированного состояния (НДС) силового гидроцилиндра 1 с поршнем 2, штоком 3 и грундо-

буквой 4 (рис. 3). На шток действуют следующие нагрузки: сила F , направленная по оси штока, она действует с некоторым смещением от оси (вследствие износа проушин или других причин); по поверхности поршня действует рабочее давление Q_p , или давление срабатывания клапана гидрозамка. Со стороны штоковой полости Q_s распределено по кольцу. По поверхностям скольжения поршня и грундбуксы действуют опорные реакции, направленные нормально к их поверхностям (показаны силы трения F_{ip} и F_{igb} от их действия, сила инерции F_i , равная произведению массы штока m_s , поршня m_p и жидкости m_g на ускорение). Уравнение движения для СГ без учета момента в системе:

$$F - F_{igb} - F_{ip} + \frac{Q_s \pi (D-d)}{4} - \frac{Q_p \pi D}{4} + (m_p + m_s + m_g) d^2 x / dt^2 = 0.$$

Задача существенно усложнится при введении давления в полостях как переменной величины в виде функции, зависящей от сечения сливного отверстия, скорости изменения движения, что в свою очередь зависит от характера изменения силы F , которая в случае, если производится перемещение крепи в шахтном забое, может быть существенно неравномерной. Наиболее опасный режим нагружения возникнет при частично или полностью выдвинутом штоке и максимальном эксцентриситете. Тогда в системе возникает пара сил, вызывающая изгибные нагрузки на шток и поршень и повышение сил трения на поверхностях поршня и грундбуксы (коэффициент трения в расчетах принят 0,2). Выявление такого НДС необходимо для наработки методики расчета на изгиб, распознавания и выявления характерных зон для установки датчиков, фиксирующих аномальное нагружение. Задача о расчете НДС гидроцилиндра при конечно-элементном моделировании решается отдельно для штока и для цилиндра, при этом расстояние между поршнем и началом координат переменна. По периметрам

Отношение D/d в силовых гидроцилиндрах

Наименование	D	D первой ступени	D второй ступени	D/d
Гидростойка крепи типа «Глиник»	1900	1600	1200	1,18/1,58
Домкрат корректировки	1000	800	–	1,25
Домкрат передвижки	1600	800	–	2

грундбуксы и поршня, который скользит по поверхности цилиндра, запрещены перемещения по осям x и y , а по площади дна поршня – перемещения по оси z . Для цилиндра расчет производится при действии гидростатического давления Q_s перед поршнем и Q_p – за поршнем. Опыт эксплуатации в условиях шахт (индивидуальные гидростойки и гидростойки и домкраты передвижения секций механизированных крепей) показывает, что реальная нагрузка действует с некоторым эксцентриситетом, когда в шарнирные соединения попадает абразивная и прочная порода. Имеется и специальная группа гидроцилиндров, в которых такой режим с движением штока с эксцентриситетом считается нормальным (корректирующие гидроцилиндры проходческих полков, которые создают усилия отклонения полка от стенки ствола во время проходки), но методикой расчета эти обстоятельства также не учитываются. Это же можно отнести и к группе оборудования для вспомогательных монтажно-демонтажных работ, а также устройств, предназначенных для разрушения материалов ударными нагрузками, когда рабочий инструмент имеет непосредственную связь с выдвигным элементом гидроцилиндра.

Можно прогнозировать, что кроме изгибных нагрузок на штоки и цилиндры возникают и неравномерные контактные нагрузки по трущимся поверхностям в районе поршня и грундбоксы. Особенно подвержены этим деформациям устройства, где отношение D/d максимально (таблица, D – диаметр цилиндра, d – диаметр штока). Гидроцилиндры имеют немалый срок службы, в ряде случаев он достигает десяти лет, поэтому факторы неравномерного распределения нагрузок оказываются долгодействующими. В этом случае актуален и вопрос области сосредоточения контактных нагрузок, поскольку на износ поверхности будут влиять как величина контактной нагрузки, так и время ее действия. Поэтому необходим анализ особенностей взаимодействия контактирующих поверхностей.

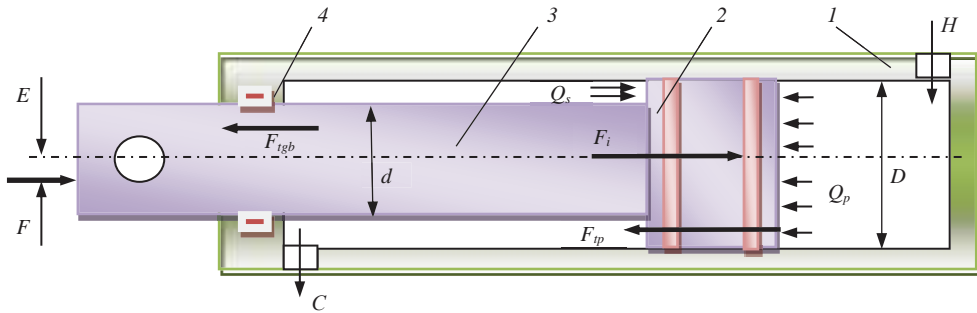


Рис. 3. Схема силового гидроцилиндра

Например, для конструктивного выполнения с непосредственным контактом штока корректировочного домкрата с поверхностью ствола распределение контактных зон множества индивидуальных контактов можно будет считать равновероятным по линии, оконтуривающей диаметр штока и поршня, т. е. износ всей трущейся поверхности можно считать равномерным. При этом для гидроцилиндров, работающих в фиксированном положении, когда исключены повороты штока относительно цилиндра, при закреплении этих элементов проушинами велика вероятность того, что контакты и максимальное истирание будут происходить по определенным поверхностям в зависимости от зоны расположения деформации проушины. Расчет контактных моделей производим по методике [6] созданием нескольких участков цилиндра в зонах расположения поршня и грундбоксы, рабочей жидкости, вытесняемой из штоковой полости, и за поршнем с программным учетом движения отдельных элементов [7]. Величина эксцентриситета принята исходя из деформаций проушин шахтных гидроцилиндров и достигает 0,04 м.

Задача решается с учетом пластического деформирования в зоне контакта. Изгиб штока приводит к опорным реакциям в зоне контакта, как в балке на двух опорах. Получив контактные давления, можно установить возможности износа поверхностей штока, гидроцилиндра и грундбоксы. Напряжения на изгиб и контактные напряжения могут дать различные по силе воздействия на конструкцию эффекты. Так, контактные напряжения, достигающие трети от предела прочности (рис. 4), при полной безопасности штока от изгиба могут дать существенное ускорение износа трущихся поверхностей, что позволяет уточнить причины выявленных в [8] картин износа и особенности их идентификации.

Итак, программно-управляемые манипуляторы, выполненные в виде шарнирных рычагов, включая и лемнискатные механизмы, будут применяться при введении анкерной крепи и крепи камер, зачистке кровли и почвы у сопряжений при подземной добыче полезных ископаемых. Разработаны и уточнены элементы

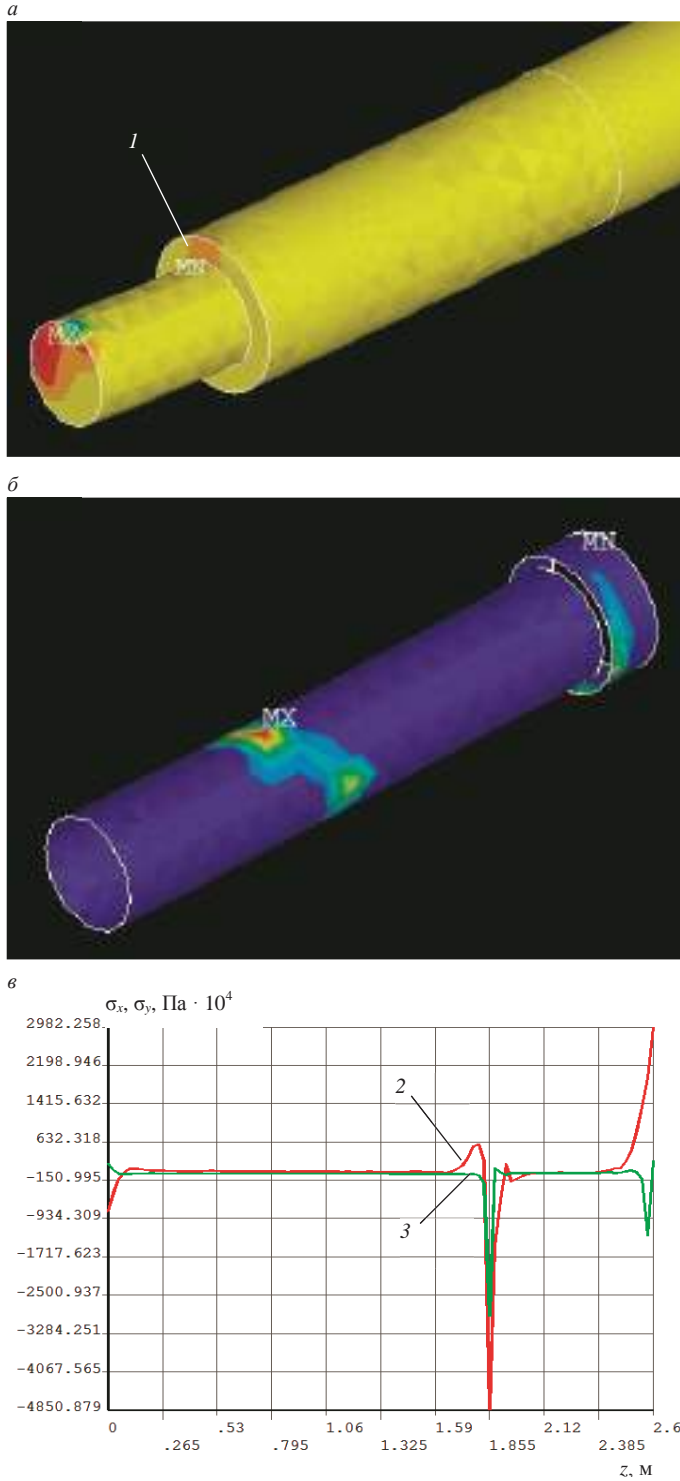


Рис. 4. НДС цилиндра и штока:
a – асимметрично нагруженная зона грундбуksы *1*; *б* – зоны контактных давлений на штоке; *в* – распределение напряжений вдоль стенки цилиндра, *2* – σ_x , *3* – σ_y

моделирующего и тестирующего программного обеспечения для прогнозирования и управления их работой в режиме обратной связи. Уточнены методические элементы, картины нагружения в узлах и НДС, необходимые для распознавания аварийных режимов работы гидроцилиндров.

Работа выполнена по программе МОН РК от 2014 г. (подпрограмма 101 «Грантовое финансирование научных исследований», проект «Разработка новых информационных моделей проектирования технологий адаптивной выемки для систем комплексного освоения недр»).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пискунов М. А., Адамов Д. В. Определение кинематических параметров включения гидроцилиндров манипулятора форвардера при выполнении заданного движения навесного устройства // Тракторы и сельхозмашины. 2016. № 4. С. 42–47.
2. Корендяев А. И. Теоретические основы робототехники. В 2 кн. М.: Наука, 2006. Кн. 1. 383 с.
3. Pedro Neto, J. Norberto Pires, A. Paulo Moreira. High-level programming and control for industrial robotics: using a hand-held accelerometer-based input device for gesture and posture recognition // *Industrial Robot: an International Journal*. 2010. Vol. 37, issue 2. P. 137–147.
4. Soleiman Nouri F., Haddad Zarif M., Fateh M. M. Designing an adaptive fuzzy control for robot manipulators using PSO // *Journal of AI and Data Mining*. 2014. Vol. 2, no. 2. P. 125–133.
5. Бейсембаев К. М., Жетесов С. С., Абдугалиева Г. Б., Демишук И. Н. К расчету сложно-нагруженных конструкций // ГИАБ. 2010. № 6. С. 38–39.
6. Бейсембаев К. М., Демин В. Ф., Жолдыбаева Г. С. и др. Автопроектирование горных машин в 3D: проектно-модельный подход. Караганда: КарГТУ. 2016. 207 с.
7. Бейсембаев К. М., Векслер Ю. А., Жетесов С. С., Каппасов Н., Мендикенов К. К. Исследование состояния горного массива при подвигании лавы // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 69–76.
8. Климов Ю. И., Дрижд Н. А., Айдарханов А. М. Компьютерная диагностика гидроприводов механизированных угледобывающих комплексов // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: матер. Восьмой Междунар. конф. Москва, Таллин, 2009. С. 85–87.

Поступила в редакцию 13 апреля 2017 года

MINING MACHINES MANIPULATORS DESIGNING FEATURES

Beisembaev K. M., Reshetnikova O. S. – Karaganda State Technical University, Karaganda, the Republic of Kazakhstan. E-mail: Kakim08@mail.ru

Teliman I. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.

Artemova A. A. – Karaganda State Technical University, Karaganda, the Republic of Kazakhstan.

New economic conditions lead to an expansion in the use of program-driven manipulators. Their constructive schemes should meet the principles of universal designs, modeling and design methods in 3D. An example of calculation and visualization of power and design parameters based by the example of table processors is considered. This makes it possible to explore the features of the manipulators and the possibility of their testing with the typical software based on Adams. The peculiarities of calculation of parameters for providing a given trajectory with the positioning of the construction carried by the manipulator are revealed. And the results confirming the possibility of creating universal designs are obtained. The peculiarities of the stress-strain state of power hydraulic cylinders and the formation of asymmetric contact zones at the collar bush and piston are studied at work with eccentricity, which will allow solving a number of problems of designing manipulators for difficult-extracting mineral deposits development systems.

Key words: manipulator; hydraulic cylinder; equilibrium equations; contact pressures.

REFERENCES

1. Piskunov M. A., Adamov D. V. [Determination of kinetic parameters of forwarder manipulator hydraulic cylinders power when performing the prescribed motion of the suspension gear]. *Traktory i sel'khoz mashiny – Tractors and Agricultural Machinery*, 2016, no. 4, pp. 42–47. (In Russ.)
2. Korendyasev A. I. *Teoreticheskie osnovy robototekhniki. V 2 kn.* [Theoretical fundamentals of robotics. In 2 books]. Moscow, Nauka Publ., 2006. Book 1. 383 p.
3. Pedro Neto, J. Norberto Pires, A. Paulo Moreira. High-level programming and control for industrial robotics: using a hand-held accelerometer-based input device for gesture and posture recognition. *Industrial Robot: an International Journal*, 2010, vol. 37, issue 2, pp. 137–147.
4. Soleiman Nouri F., Haddad Zarif M., Fateh M. M. Designing an adaptive fuzzy control for robot manipulators using PSO. *Journal of AI and Data Mining*, 2014, vol. 2, no. 2, pp. 125–133.

5. Beisembaev K. M., Zhetesov S. S., Abdugalieva G. B., Demishchuk I. N. [Regarding the calculation of structures with combined loading]. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy biulleten' (nauchno-tekhnicheskiy zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 6, pp. 38–39. (In Russ.)
 6. Beisembaev K. M., Demin V. F., Zholdybaeva G. S., and others. *Avtoproektirovanie gornyykh mashin v 3D: proektno-model'nyi podkhod* [Auto-engineering of mining machinery in 3D: project-simulation approach]. Karaganda, KarSTU Publ., 2016. 207 p.
 7. Beisembaev K. M., Veksler Iu. A., Zhetesov S. S., Kappasov N., Mendikenov K. K. [Investigation of rock during displacement of lava]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 3, pp. 69–76. (In Russ.)
 8. Klimov Iu. I., Drizhd N. A., Aidarkhanov A. M. [Computer diagnostics of hydraulic gears of mechanical coal mining complexes]. *Resursosovproizvodiashchie, malootkhodnye i prirodookhrannyye tekhnologii osvoeniia nedr: mater. 8 Mezhdunar. konf.* [Proc. 8th Int. Conf. “Resource generative, low waste, and environmental technologies of mineral exploitation”]. Moscow, Tallinn, 2009, pp. 85–87. (In Russ.)
-

КИНЕМАТИКА СКИПА В СПУСКНОМ ТРУБОПРОВОДЕ ПНЕВМОПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ

ТАУГЕР В. М., КАЗАКОВ Ю. М., ВОЛКОВ Е. Б., КОЖЕВНИКОВ А. О.

В настоящее время наиболее перспективным видом транспортирования ископаемого на поверхность является скиповый трубопроводный пневмоподъем, в котором сосуды в виде цилиндрических капсул с высокими скоростями перемещаются по гладким трубам. При равной производительности с канатными установками пневмоподъем обладает меньшей себестоимостью и позволяет существенно снизить затраты на проходку стволов, строительство надшахтных зданий и сооружений. В двухтрубной установке один трубопровод служит для подъема, а другой – для спуска скипов. Для проектирования систем скипового пневмоподъема необходима математическая модель, в которую входят уравнения кинематики грузевого и порожнего сосудов. Особый интерес представляют функции скорости и ускорения сосуда, спускающегося под собственным весом по трубопроводу. Тело, движущееся в газобразной среде, создает зону повышенного давления, величина которого зависит от скорости тела и скорости распространения импульса в среде. На основании положений механики сплошных сред получены теоретические зависимости скорости, ускорения и перемещения скипа в период его падения в спускном трубопроводе. Установлено, что кинематика порожнего скипа существенно отличается от свободного падения. Выполнены оценочные расчеты применительно к конкретным значениям массы сосуда и диаметра трубопровода. Выведена формула значения, к которому асимптотически приближается скорость сосуда. Построены кривые, иллюстрирующие изменение во времени ускорения, скорости и перемещения «падающего» скипа.

Ключевые слова: шахта; скип; главный подъем; пневмоподъем; трубопровод; кинематика; аэродинамика.

Используемые в настоящее время установки канатного скипового подъема исчерпали свои возможности. По мере углубления шахт и роста производительности добычи скипы канатного подъема превращаются в сооружения высотой свыше 15 м и грузоподъемностью 50 т и более. Для перемещения таких сосудов требуются стволы диаметром свыше 9 м, барабаны подъемных машин и копровые шкивы диаметром более 6 м, гигантские загрузочные и разгрузочные бункеры [1, 2].

Системы скипового пневмоподъема в настоящее время считаются наиболее перспективным видом транспорта для выдачи ископаемого из шахт и карьеров на

Таугер Виталий Михайлович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tauger2016@yandex.ru

Казakov Юрий Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: kazakov.ursmu@yandex.ru

Волков Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: evgeniy.volkov.ursmu@yandex.ru

Кожевников Александр Олегович – студент кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: sanik100595@mail.ru

поверхность [3, 4]. При равной с канатными установками производительности пневмоподъем обладает меньшей себестоимостью и позволяет существенно снизить затраты на проходку стволов, строительство надшахтных зданий и сооружений.

Особый интерес представляет скиповый трубопроводный пневмоподъем (СТП), в котором скипы перемещаются по гладким подъемному и спускному трубопроводам. СТП предоставляет более широкие возможности для реализации всех преимуществ пневмоподъема по сравнению с канатными установками.

На рис. 1 представлена схема двухтрубного СТП. В подъемной установке скипы перемещаются по размещенным в стволе трубопроводам, 1, 2 – загрузочная и разгрузочная станции; 3, 4 – подъемный и спускной трубопроводы; 5 – воздуходувка; 6, 7 – груженный и порожний скипы. Каждый скип снабжен бесконтактными уплотнениями, расположенными на его боковой поверхности.

В начале рабочего цикла скип 6 загружен ископаемым и находится на нижнем горизонте шахты в загрузочной станции 1, воздуходувка 5 воздушным затвором (позицией не обозначен) отключена от трубопровода 3, скип 7 находится в разгрузочной станции 2. Выходной патрубок воздуходувки через воздушный затвор соединяется с трубопроводом 3 ниже скипа, и начинается подъем груженого скипа под действием избыточного давления воздушного потока. Одновременно скип 7 начинает спуск по трубопроводу 4.

Заданные значения средних скоростей подъема и спуска скипов устанавливаются за счет управления подачи воздуходувки и перекрытия воздушных затворов. По прибытии на разгрузочную станцию 2 скип 6 опорожняется и перемещается в спускной трубопровод 4, а скип 7 на загрузочной станции 1 заполняется ископаемым и перемещается в подъемный трубопровод 3, и на этом завершается рабочий цикл.

Расчеты основных параметров канатного двухскипового подъема и СТП для производительности шахты 1 млн т в год и глубины $H = 1000$ м полностью подтвердили целесообразность использования пневмоподъема. Не останавливаясь подробно на значениях параметров, отметим лишь следующее:

- при средней скорости скипов 20 м/с СТП будет иметь трубопроводы около 1 м в диаметре, что позволит уменьшить диаметр ствола с 6,5 до 3,5 м;
- масса силового агрегата СТП в виде трех воздуходувок (две рабочие, одна резервная) будет приблизительно в 10 раз меньше массы канатной подъемной машины.

Разработки в области скипового пневмоподъема ведутся с конца прошлого века, и к текущему моменту выявилась настоятельная необходимость в математическом описании протекающих в трубопроводах физических процессов. Сложность создания математической модели заключается в многочисленности и взаимозависимости действующих факторов.

Например, температура потока, поступающего из воздуходувки в подъемный трубопровод, зависит от избыточного давления и может достигать 200 °С. Движе-

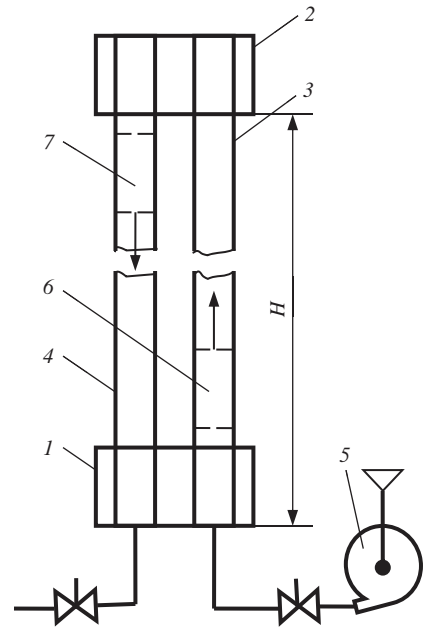


Рис. 1. Схема скипового трубопроводного пневмоподъема

ние по трубопроводу сопровождается понижением температуры воздуха, соответствующим увеличением его плотности и, как следствие, снижением скорости подъема. Насколько существенно данное явление, еще предстоит выяснить.

Наибольшую неопределенность на сегодня представляет кинематика порожнего сосуда в спускном трубопроводе. Движение скипа 7 (рис. 1) осуществляется под собственным весом. Возникает вопрос: как изменяется скорость сосуда в период его «падения» внутри трубопровода? Ответ позволит прогнозировать значение средней скорости для обеспечения заданной длительности рабочего цикла установки.

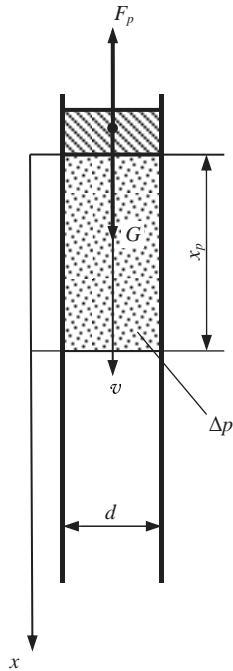


Рис. 2. «Падение» скипа в трубе

Примем следующие допущения:

1) скип находится в трубе, нижнее сечение которой открыто в атмосферу (рис. 2);

2) аэродинамическое сопротивление в системе, механическое сопротивление движению сосуда, зазоры между скипом и внутренней поверхностью трубы отсутствуют;

3) плотность воздуха изменяется несущественно.

В исходный момент времени скорость скипа $v = 0$. Скип начинает спуск под действием силы тяжести

$$G = mg,$$

где m – масса скипа; g – ускорение свободного падения.

Скип приобретает ненулевую скорость, и под ним образуется зона x_p повышенного на величину Δp давления. Аналогичная задача рассмотрена в [5]. Решая ее, определяем

$$\Delta p = \rho v c,$$

где ρ – плотность воздуха; c – скорость звука в воздухе.

На скип начинает действовать сила, направленная вертикально вверх,

$$F_p = \Delta p \frac{\pi d^2}{4} = \rho \cdot c \frac{\pi d^2}{4},$$

где d – внутренний диаметр трубы.

Ускорение скипа, полученное из уравнения

$$G - F_p = ma, \quad (1)$$

становится меньше g :

$$a = \frac{G - F_p}{m} = g - \frac{\pi d^2 \rho \cdot c}{4m}. \quad (2)$$

Представим формулу (5) в виде

$$\frac{d \cdot}{dt} + \frac{\rho S c}{m} \cdot - g = 0, \quad (3)$$

где S – площадь поперечного сечения трубы по внутреннему диаметру, $S = (\pi d^2)/4$.

Решением дифференциального уравнения (3) будет зависимость скорости сосуда от времени:

$$v = \frac{mg}{\rho Sc} \left(1 - \exp\left(-\frac{\rho Sc}{m}t\right) \right). \quad (4)$$

При $t \rightarrow \infty$ скорость асимптотически стремится к своему предельному значению

$$v_{\max} = \frac{mg}{\rho Sc}.$$

Однако $v = dx/dt$, поэтому (4) является одновременно и дифференциальным уравнением, решение которого дает зависимость перемещения сосуда от времени:

$$x = \frac{mg}{\rho Sc} \left(t - \frac{1 - \exp\left(-(\rho Sc/m)t\right)}{\rho Sc} m \right). \quad (5)$$

Асимптотой в данном случае является прямая с уравнением

$$x_{\text{ac}} = \frac{mg}{\rho Sc} \left(t - \frac{m}{\rho Sc} \right). \quad (6)$$

Вид графиков $a(t)$, $v(t)$ и $x(t)$ показан на рис. 3.

Прямая (6) пересекает ось t в точке с координатами $(m/(\rho Sc); 0)$.

С другой стороны, $a = dv/dt$, что позволяет найти зависимость $a(t)$ дифференцированием уравнения (4):

$$a = g \exp\left(-\frac{\rho Sc}{m}t\right). \quad (7)$$

Кривая $a(t)$ асимптотически приближается к оси t . С некоторого момента t_c изменения ускорения и скорости становятся настолько малыми, что движение скипа можно считать равномерным.

Практический интерес представляет определение значения t_c . Чтобы придать расчету конкретность, целесообразно задать величину скорости скипа, достаточно близкую к v_{\max} .

Пусть $v = 0,95v_{\max}$. Тогда уравнение (4) принимает вид

$$0,95 = 1 - \exp\left(-\frac{\rho Sc}{m}t_c\right),$$

откуда

$$t_c = -\frac{m \ln 0,05}{\rho Sc} \cong 3 \frac{m}{\rho Sc}. \quad (8)$$

Подстановка t_c , полученного по формуле (8), в (5) позволит найти расстояние, на которое опустится скип до того момента, с которого можно считать его скорость постоянной.

Для исходных величин $m = 1000$ кг; $S = 1$ м² ($d = 1,13$ м); $\rho = 1,205$ кг/м³; $c = 336$ м/с получены оценочные значения кинематических параметров: $v_{\max} = 24,2$ м/с; $v_c = 23,0$ м/с; $t_c = 7,40$ с; $x_c = 158$ м. Указанную массу будет иметь скип, выполненный из композиционных материалов [6]. Расчетное абсолютное давление в зоне x_p по достижении скипом скорости v_c составляет 1,1 бар.

Уравнение асимптоты (6) позволяет просто и с достаточной степенью точности найти момент t_H прохождения скипом координаты $x_H > x_c$ и среднюю скорость скипа v_{cp} на участке длиной x_H :

$$x_H = \frac{mg}{\rho Sc} \left(t_H - \frac{m}{\rho Sc} \right); \quad (9)$$

$$t_H = \frac{\rho Sc}{mg} x_H + \frac{m}{\rho Sc}; \quad (10)$$

$$v_{cp} = \frac{x_H}{t_H}. \quad (11)$$

Следует также рассмотреть вопрос о влиянии принятых допущений на кинематику скипа.

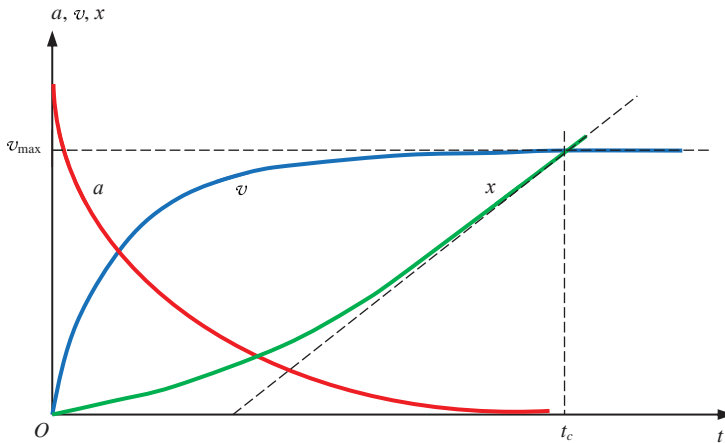


Рис. 3. Вид графиков $a(t)$, $v(t)$ и $x(t)$

Перемещение скипа в трубе с перекрытым нижним сечением (не выполняется допущение 1) будет сопровождаться повышением давления воздуха под скипом. В левой части уравнения (1) появится член $(-F_{ps})$ — сила действия на скип избыточного статического давления, являющаяся функцией координаты x . Увеличение x приведет также к росту плотности воздуха. Введение в уравнение (1) зависимостей $F_{ps}(x)$ и $\rho(x)$ существенно повлияет на вид функций $a(t)$, $v(t)$ и $x(t)$. Кинематика скипа в закрытом трубопроводе требует особого рассмотрения и предметом данной статьи не является.

Как аэродинамическое, так и механическое сопротивление в системе приводят к интенсификации процесса снижения ускорения, уменьшению v_{\max} и t_c и увеличению крутизны графика $x(t)$ (рис. 3). На данной стадии исследований учесть указанные факторы не представляется возможным.

Зазоры между скипом и трубой, наоборот, делают график $a(t)$ более пологим и увеличивают v_{\max} и t_c . Величина зазоров и само их наличие зависят от конструктивного исполнения скипа.

Полученное в примере расчетное давление соответствует увеличению плотности воздуха на 10 %. Учитывая ориентировочный характер расчета, можно считать, что допущение 3 выполняется.

Зависимости (4), (5), (7), (9)–(11) представляют собой основу определения кинематических параметров скипа в спускном трубопроводе с открытым нижним сечением. Они позволяют получить ориентировочное значение длительности периода спуска скипа, знание которого необходимо для проектирования скиповой установки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дроздова Л. Г. Стационарные машины: учеб. пособие. Владивосток: ДВГТУ, 2007. 157 с.
2. Литвинский Г. Г. Сущность научной доктрины «Шахта XXI века» // Уголь. 2006. № 11. С. 44–46.
3. Николаев Ю. А. Горнодобывающим отраслям – новый вид транспорта // Изв. вузов. Горный журнал. 1999. № 3–4. С. 14–17.
4. Николаев Ю. А. Методика расчета скиповой пневмоподъемной установки // Горный журнал. 1990. № 9. С. 95–97.
5. Распространение возмущений давления и плотности. URL: <http://www.astronet.ru/db/msg/1173645/lect3-4.html>
6. Таугер В. М., Холодников Ю. В., Альшиц Л. А. Прогрессивные технологии производства композитных изделий. Саарбрюккен (ФРГ): LAP Lambert, 2014. 110 с.

Поступила в редакцию 27 апреля 2017 года

KINEMATICS OF SKIP IN THE DESCENDING PIPELINE OF A PNEUMATIC WINDING PLANT

Tauger V. M., Kazakov Iu. M., Volkov E. B., Kozhevnikov A. O. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tauger2016@yandex.ru

Today the most perspective type of minerals transportation to the surface is a skip pipeline pneumatic elevator, where containers in the shape of cylindrical capsules move along the smooth pipes at high speed. On the capacity equal to the cable ways, pneumatic elevator possesses lower prime cost and allows significantly reducing costs for shaft sinking, construction of pithead buildings and structures. In two-pipe installation one pipeline is designed to ascent, the other – to descent skips. Mathematical model including the equations of loaded and unloaded containers kinematics is required to design the systems of skip pneumatic elevator. Special interest is attracted by the functions of speed and acceleration of the container which descends down the pipeline under its own weight. A body moving in gaseous medium creates a zone of increased pressure, the value of which depends on the speed of the body and the speed of pulse propagation in the medium. Based on the assumptions of continuum mechanics, theoretical dependences are acquired for speed, acceleration, and displacement of a skip in the period of its sinking in descending pipeline. It has been stated that kinematics of unloaded skip differs significantly from free fall. Estimative calculations have been fulfilled towards the particular values of the mass of the container and the diameter of the pipeline. The formula has been worked out for the value towards which the speed of the container asymptotically verges. Curves have been built, which illustrate behavior in time of acceleration, speed, and displacement of “falling” skip.

Key words: shaft; skip; main ascent; pneumatic elevator; pipeline; kinematics; aerodynamics.

REFERENCES

1. Drozdova L. G. *Statsionarnye mashiny: ucheb. posobie* [School book “Stationary machines”]. Vladivostok, DVG TU Publ., 2007. 157 p.
2. Litvinskii G. G. [The essence of the scientific doctrine “The shaft of the XXI century”]. *Ugol' – Coal*, 2006, no. 11, pp. 44–46. (In Russ.)
3. Nikolaev Iu. A. [The new type of transport for mining industries]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1999, no. 3–4, pp. 14–17. (In Russ.)
4. Nikolaev Iu. A. [Methods of calculating skip pneumatic elevator]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1990, no. 9, pp. 95–97. (In Russ.)
5. Distribution of pressures and density disturbance. Available at: <http://www.astronet.ru/db/msg/1173645/lect3-4.html> (In Russ.)
6. Tauger V. M., Kholodnikov Iu. V., Al'shits L. A. *Progressivnye tekhnologii proizvodstva kompozitnykh izdelii* [Advanced technologies of composite products production]. Saarbrücken (Germany), LAP Lambert, 2014. 110 p.

СТЕНД ДЛЯ ИСПЫТАНИЯ СТУПЕНЕЙ ЭЛЕКТРОЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ НЕФТЯНЫХ ПРОМЫСЛОВ

ОСТРОВСКИЙ В. Г., ЗВЕРЕВ В. Ю.

Описана конструкция и принцип работы стендовой установки для испытания ступеней электроцентробежных насосов (ЭЦН). Изложены методологические основы проведения ускоренных ресурсных испытаний ЭЦН, которые позволяют осуществлять качественную оценку ресурса ступеней погружных электроцентробежных насосов различных конструкций. Исследование работы опытных и предсерийных образцов ступеней ЭЦН на лабораторном стенде при искусственно созданных, наиболее жестких условиях эксплуатации погружного насоса обеспечивает выявление и своевременное устранение технологических и конструктивных дефектов испытываемых изделий. При этом материальные и временные затраты на проведение лабораторных исследований существенно ниже, чем при реализации промышленных испытаний. Использование поверенной и высокоточной измерительной аппаратуры в процессе проведения испытаний ЭЦН обуславливает возможность определения гидравлических и энергетических характеристик существующих и опытных ступеней центробежных насосов в режиме реального времени.

Ключевые слова: электроцентробежный насос; добыча нефти; стендовая установка; ускоренные ресурсные испытания; надежность.

Для предприятий, изготавливающих нефтепромысловое насосное оборудование, актуальной остается задача оценки надежности и определения ресурса производимых изделий.

В настоящее время на территории России и стран СНГ наибольший объем нефти (около 80 %) добывается с использованием установок электроцентробежных насосов (УЭЦН). Погружная часть оборудования УЭЦН представляет собой насосный агрегат, спущенный в скважину на колонне насосно-компрессорных труб, состоящий из погружного электродвигателя, узла гидрозащиты, модуля приема жидкости, многоступенчатого электроцентробежного насоса (ЭЦН), обратного и сливного (дренажного) клапанов [1].

Разработка нефтяных месторождений, характеризующихся сложными горно-геологическими условиями (наличие абразива и газа в скважинах, высокая обводненность пластовой продукции и т. д.), обуславливает использование технически сложных и мощных насосных установок, от устойчивого функционирования которых зависит эффективность ведения нефтедобычи. Конструкция погружных ЭЦН должна обеспечивать безотказную работу в пределах гарантийных сроков, оговариваемых отраслевыми стандартами и нормативными документами нефтедобывающих предприятий. Заявленный заводами-изготовителями ресурс погружных электроцентробежных насосов необходимо подтверждать результатами исследований и испытаний на надежность.

Применяемые методики проведения ресурсных испытаний нефтепромыслового оборудования по затратам времени классифицируют как долговременные и

Островский Виктор Георгиевич – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электротехники. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: ostrov_13@mail.ru

Зверев Валерий Юрьевич – аспирант кафедры горной электротехники. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: zvva92@mail.ru

ускоренные. Долговременные ресурсные испытания позволяют достоверно воспроизвести внешние факторы, нагрузки и режимные параметры, влияющие на расход ресурса испытываемого изделия, но характеризуются значительными временными и материальными затратами. Долговременные промышленные испытания новых конструкций ЭЦН длятся более 180 сут [2, 3].

Ускоренные ресурсные испытания позволяют снизить издержки завода-изготовителя путем интенсификации внешних воздействий на испытываемое изделие, что, однако, может привести к преждевременному выходу из строя испытываемого изделия вследствие внезапного отказа и мгновенного разрушения вплоть до фрагментарного состояния. Данный тип испытаний, как правило, реализуется в лабораторных условиях на специально разработанных стендовых установках. Способы ускорения ресурсных испытаний ступеней погружных центробежных насосов на гидроабразивный износ предусматривают повышение концентрации абразива и коррозионной активности перекачиваемой среды, увеличение размера и твердости абразивных частиц, повышение скоростей вращения рабочих колес ступеней [4].

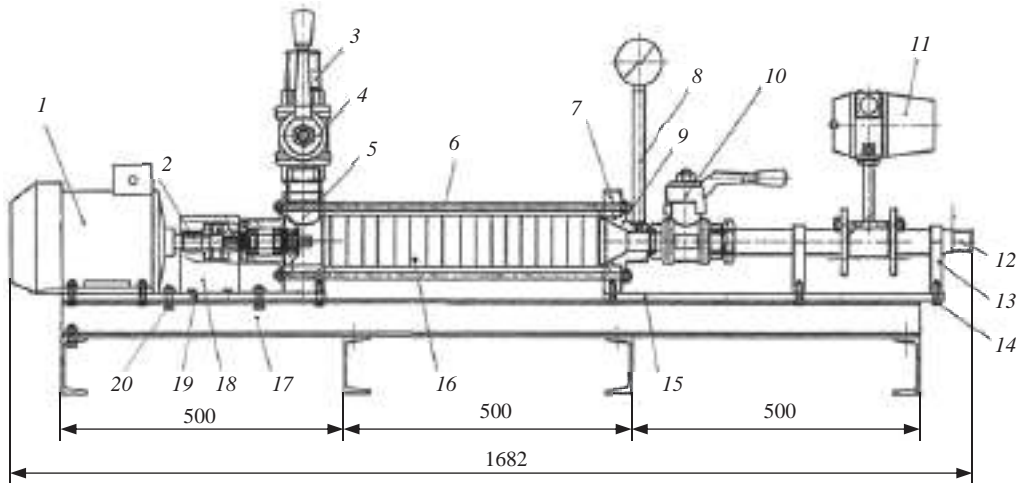


Рис. 1. Стенд для ускоренных ресурсных испытаний ступеней электроцентробежных насосов: 1 – приводной электродвигатель; 2 – упругая муфта; 3 – всасывающий трубопровод; 4, 10 – шаровые задвижки; 5 – узел ввода; 6 – резьбовая шпилька; 7 – стяжное кольцо; 8 – датчик давления; 9 – узел вывода; 11 – расходомер; 12 – нагнетательный трубопровод; 13 – кронштейн; 14, 20 – крепежные болты; 15 – узел вывода; 16 – насосная секция, собранная из отдельных ступеней; 17 – рама стенда; 18 – защитный кожух муфты; 19 – станина узла ввода

Специалистами АО «Новомет-Пермь» совместно с сотрудниками Пермского национального исследовательского политехнического университета разработан стенд для ускоренных ресурсных испытаний ступеней ЭЦН (рис. 1).

Испытательный стенд смонтирован на раме 17, на которой установлены станина узла ввода 19 и станина узла вывода 15. Станина узла вывода 15 крепится к раме 17 сваркой, а положение станины 19 может регулироваться при ослаблении крепежных болтов 20. Насосная секция 16 состоит из отдельных рабочих ступеней, между которыми устанавливаются герметизирующие уплотнения. При изменении числа рабочих ступеней насосной секции 16 осуществляется регулировка положения станины 19 с закрепленными на ней узлами. Вращающий момент на приводной вал насосной секции 16 передается от электродвигателя 1 через упругую муфту 2, защищенную металлическим кожухом 18. Жидкость подается

в насосную секцию 16 самотеком из бака (не показан на рисунке) по всасывающему трубопроводу 3 через шаровую задвижку 4 и узел ввода 5. Пройдя через рабочие ступени насосной секции, скрепленные посредством резьбовых шпилек 6 и стяжного кольца 7, жидкость нагнетается в трубопровод 12 через узел вывода 9. Шаровая задвижка 10 позволяет создавать гидравлическое сопротивление на выходе насосной секции 16, а также определять характеристики ступеней ЭЦН при работе на закрытую задвижку. Для определения рабочих параметров ступеней стэнд снабжен измерительными приборами – датчиком давления 8, расходомером 11. Параметры приводного электродвигателя контролируются посредством датчика оборотов и цифрового ваттметра, встроенного в тиристорный преобразователь частоты питающего напряжения (не показаны на рисунке). Нагнетательный трубопровод 12 крепится на станине 15 посредством кронштейнов 13 и крепежных болтов 14.

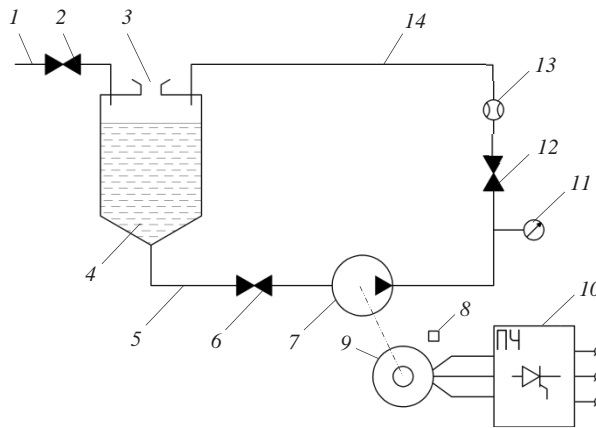


Рис. 2. Гидравлическая схема стэнда для ускоренных ресурсных испытаний ступеней электроцентробежных насосов:

1 – заливной трубопровод; 2, 6, 12 – крановые задвижки; 3 – отверстие для подачи абразивного материала; 4 – гидробак; 5 – всасывающий трубопровод; 7 – секция ЭЦН; 8 – датчик оборотов; 9 – приводной электродвигатель; 10 – тиристорный преобразователь частоты; 11 – датчик давления; 13 – расходомер; 14 – нагнетательный трубопровод

При проведении ресурсных испытаний ступеней ЭЦН на лабораторных стендовых установках создаются наиболее жесткие условия работы насоса. Гидравлическая схема стэнда представлена на рис. 2. Гидробак 4 стэнда заполняется водой из трубопровода 1 через задвижку 2. В отверстие 3 гидробака 4 засыпается абразивный материал – крупный кварцевый песок. В ступени, собранные в насос 7, из гидробака 4 стэнда подается вода с абразивным материалом по трубопроводу 5 через открытую задвижку 6. Посредством использования тиристорного преобразователя 10 устанавливается частота вращения ротора приводного электродвигателя 9, составляющая 5820 об./мин (контролируется посредством датчика оборотов 8), что вдвое превышает номинальную частоту вращения вала насоса в реальных условиях эксплуатации. Пройдя через насос 7, жидкость с абразивным кварцевым песком по трубопроводу 14 через задвижку 12 нагнетается обратно в бак 4. Испытываемые ступени ЭЦН работают непрерывно в течение одного часа до измельчения абразива, после чего стэнд останавливается, жидкость с кварцевым песком сливается, бак заправляется, и часовой цикл испытания повторяется снова [1, 4].

Процесс формирования зон гидроабразивного износа при проведении лабораторных испытаний ступеней ЭЦН различных конструкций идентичен износу ступеней насоса в реальных условиях эксплуатации. При этом время эксперимента до разрушения (перерезания) направляющего аппарата ступени ЭЦН составляет в среднем 10–12 ч. Изменение расхода жидкости и давления в испытываемой секции ЭЦН осуществляется посредством увеличения гидравлического сопротивления нагнетательного трубопровода путем перекрытия шаровой задвижки на выходе насоса [5].

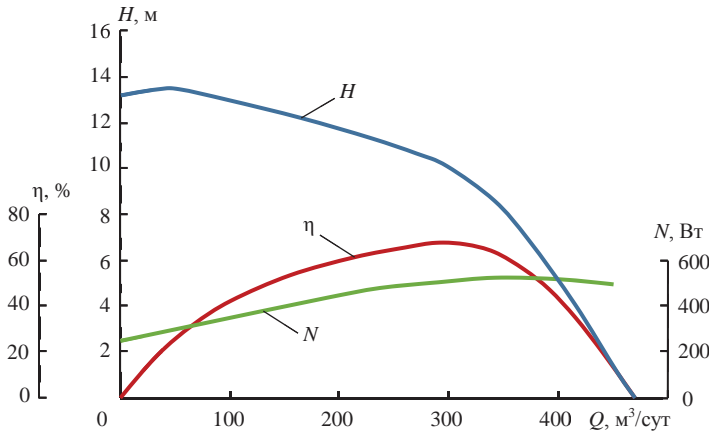


Рис. 3. Характеристики ступени ЭЦН7А-300Э производства АО «Новомет-Пермь»: H – напор, развиваемый ступенью, м; η – КПД ступени, %; N – полезная мощность ступени, Вт; Q – расход жидкости, м³/сут

Контрольно-измерительная аппаратура, которой комплектуется стендовая установка, позволяет экспериментально определять гидравлические и энергетические параметры испытываемых ступеней. На рис. 3 представлены характеристики ступени ЭЦН7А-300Э (наружный диаметр 136 мм) при частоте вращения вала приводного двигателя 2910 об./мин, полученные при проведении испытаний на воде. В дальнейшем эмпирические характеристики пересчитываются с учетом реологических свойств реальных пластовых жидкостей.

Разработанная стендовая установка и изложенные методологические основы проведения ускоренных ресурсных испытаний центробежных насосов позволяют осуществлять качественную оценку ресурса ступеней ЭЦН различных конструкций. Исследование работы опытных и предсерийных образцов ступеней ЭЦН на лабораторном стенде при искусственно созданных, наиболее жестких условиях эксплуатации погружного насоса, обеспечивает выявление и своевременное устранение технологических и конструктивных дефектов испытываемых изделий. При этом материальные и временные затраты на проведение лабораторных исследований существенно ниже, чем при реализации промышленных испытаний, а использование поверенной и высокоточной измерительной аппаратуры обуславливает возможность определения гидравлических и энергетических характеристик существующих и опытных ступеней центробежных насосов в режиме реального времени.

Корректная оценка ресурса ЭЦН позволяет обеспечить безотказную работу погружных насосов в пределах гарантийных сроков, установленных заводом-изготовителем, при соблюдении нормативных режимов работы насосных установок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Островский В. Г., Пещеренко С. Н. Расчет скорости гидроабразивного износа межступенчатых уплотнений нефтяного насоса // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2012. № 5. С. 70–75.
2. Шишлянников Д. И., Софьина Н. Н. Обоснование рационального способа контроля параметров работы и технического состояния штанговых скважинных насосных установок // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 4. С. 82–88.
3. Софьина Н. Н., Шишлянников Д. И., Гришина И. О., Корнилов К. А. Эксплуатационный контроль и диагностирование оборудования по параметрам питания электропривода на примере штанговых скважинных насосных установок // Горное оборудование и электромеханика. 2015. № 9. С. 26–31.
4. Островский В. Г., Пещеренко С. Н., Каплан А. Л. Методика моделирования гидроабразивного износа ступеней нефтяных насосов // Горное оборудование и электромеханика. 2011. № 12. С. 38–42.
5. Звонарев И. Е., Иванов С. Л., Шишлянников Д. И., Фокин А. С. Исследования поверхностной твердости металла в областях повышенного износа и разрушения деталей горных машин // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2014. Т. 13. № 11. С. 67–76.

Поступила в редакцию 22 мая 2017 года

STAND FOR TESTING STAGES OF ELECTRIC-CENTRIFUGAL OILFIELD PUMPS

Ostrovskii V. G., Zverev V. Iu. – Perm National Research Polytechnic University, Perm, the Russian Federation.
E-mail: ostrov_13@mail.ru

Design and operation principle of stand unit for testing stages of electric-centrifugal pumps (ECPs) are described. Methodological framework for conducting accelerated life testing of ECPs is set out, which make it possible to fulfill qualitative assessment of the service life of stages of submersible electric-centrifugal pumps of various designs. Examination of experimental and pre-production ECPs stages samples operation at the laboratory stand at artificially created and severe conditions of the submersible pump exploitation provides identification and timely elimination of technological and structural defects of items on test. At that, material and time expenditures for the laboratory research are significantly lower than for the implementation of field tests. The use of verified and high-precision measuring instrumentation in the process of ECPs testing makes it possible to determine hydraulic and energy characteristics of existing and experimental stages of centrifugal pumps stages in real-time mode.

Key words: electric-centrifugal pump; oil production; stand unit; accelerated life testing; reliability.

REFERENCES

1. Ostrovskii V. G., Peshcherenko S. N. [Calculation of the speed of hydroabrasive wear of interstage seals of an oil pump]. *Vestnik PNIPU. Geologiya. Neftegazovoe i gornoe delo – Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*, 2012, no. 5, pp. 70–75. (In Russ.)
2. Shishliannikov D. I., Sof'ina N. N. [Substantiation of rational method of control over work and technical condition parameters of sucker-rod well pumps]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 4, pp. 82–88. (In Russ.)
3. Sof'ina N. N., Shishliannikov D. I., Grishina I. O., Kornilov K. A. [In-service inspection and diagnosis of equipment over the parameters of electric drive power supply by the example of rod oil-well pumping units]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2015, no. 9, pp. 26–31. (In Russ.)
4. Ostrovskii V. G., Peshcherenko S. N., Kaplan A. L. [Methods of modeling hydroabrasive wear of oil pump stages]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2011, no. 12, pp. 38–42. (In Russ.)
5. Zvonarev I. E., Ivanov S. L., Shishliannikov D. I., Fokin A. S. [Examination of metal surface hardness in the areas of excessive wear and destruction of the details of mining machinery]. *Vestnik PNIPU. Geologiya. Neftegazovoe i gornoe delo – Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*, 2014, vol. 13, no. 11, pp. 67–76. (In Russ.)

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 65.011.54.56:622.7

DOI: 10.21440/0536-1028-2017-7-107-112

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СЛУЧАЙНОЙ ПОГРЕШНОСТИ ОТБОРА ПРОБ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ АВТОМАТИЧЕСКИХ АНАЛИЗАТОРОВ

КОЗИН В. З., КОМЛЕВ А. С.

Все автоматические анализаторы массовой доли в потоке выделяют и анализируют часть материала потока, эквивалентную пробе, отбираемой способом продольных сечений. Такой отбор проб эквивалентен отбору проб от тщательно перемешанного массива, для которого погрешность зависит от массы пробы. Анализируемая масса зависит от условий анализа и может составлять для пульв сотни граммов, а для кусковых продуктов – килограммы. Точечной пробой является масса материала, анализируемая за установленное время анализа, а число точечных проб является функцией продолжительности перерыва между измерениями (анализами). Случайная погрешность пульсовых анализаторов, зависящая от массы анализируемого материала, сопоставима с погрешностями, достижимыми при отборе проб способом поперечных сечений. При анализе большого числа точечных проб случайная погрешность может быть существенно снижена. Случайная погрешность анализаторов потоков руды на конвейерах, зависящая от массы анализируемого материала, высока и становится приемлемой только при усреднении большого числа точечных проб. При использовании способа продольных сечений может быть полностью исключена вероятная систематическая погрешность.

Ключевые слова: анализаторы потоков руды; способ продольных сечений; погрешность опробования.

Отбор проб от потоков руд и продуктов обогащения способом продольных сечений получает все большее распространение на обогатительных фабриках [1–3]. Во-первых, этот способ отбора проб прост по своей реализации, во-вторых, все автоматические анализаторы массовой доли в потоке выделяют и анализируют часть материала потока, эквивалентную пробе, отбираемой способом продольных сечений.

Основным условием правильного использования способа продольных сечений является идеальная турбулизация материала в точке отбора или анализа, поэтому такой отбор проб эквивалентен отбору проб от тщательно перемешанного массива, для которого погрешность S_a зависит от массы пробы q [4]:

$$S_a^2 = 2f S_k^2 \rho (\bar{d}_3)^{3-b} (\bar{d})^b \frac{1}{q}, \quad (1)$$

где S_k – покусовая дисперсия раскрытого материала; f – коэффициент формы; ρ – плотность твердого в пробе; \bar{d}_3 – средний размер зерен полезного компонента;

Козин Владимир Зиновьевич – профессор, доктор технических наук, декан горномеханического факультета, заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru

Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, инженер кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tails2002@inbox.ru

\bar{d} – средний размер кусков; b – характеристика вкрапленности, для неравномерной вкрапленности $b = 1, 5$.

Для бедных продуктов

$$S_k^2 = \frac{\rho_m}{\rho} \alpha \beta_m,$$

где ρ_m, β_m – плотность минерала и массовая доля компонента в минерале; ρ, α – плотность руды и массовая доля компонента в ней.

Для продуктов, состоящих из раскрытых зерен полезного минерала и пустой породы, а это, как правило, все пульповые продукты, случайная погрешность

$$S_a^2 = 2f S_k^2 \rho (\bar{d})^3 \frac{1}{q} = 2f \alpha \beta_m \rho_m (\bar{d})^3 \frac{1}{q}. \quad (2)$$

В этом случае крупности кусков руды и зерен полезного компонента совпадают. В формулах (1) и (2) исключена масса опробуемого массива $q_{o.m} = q_{нач}$, так как $1/q_{нач}$ – весьма малая величина [4].

Относительная погрешность $P_a, \%$, определяется по формуле

$$P_a = \frac{2S_a}{\alpha} \cdot 100. \quad (3)$$

Способом продольных сечений отбирается проба массой q , которая в общем случае может быть найдена по формуле:

$$q = s \mathcal{G} \tau \rho_{об}, \quad (4)$$

где s – поперечное сечение щели отбирающего пробу инструмента или активное анализируемое сечение потока; \mathcal{G} – скорость потока; τ – продолжительность отбора пробы или анализа; $\rho_{об}$ – насыпная плотность или объемная плотность твердого в пульпе.

Если проба не отбирается, а выполняется ее анализ непосредственно в потоке, то анализируемая масса точечной пробы

$$q = bh \mathcal{G} \tau \rho_{об}, \quad (5)$$

где b, h – ширина и глубина анализируемого потока.

При этом особенностью автоматических анализаторов, устанавливаемых в какой-либо точке потока, является по существу непрерывный анализ проб. Масса этих проб предопределена продолжительностью измерения τ . Тогда появляется вариант использования понятия числа точечных проб при их анализе методом продольных сечений.

Число точечных проб N_T определяется по формуле:

$$N_T = T / (\tau + \tau_n), \quad (6)$$

где T – контрольный период; τ – продолжительность измерения; τ_n – продолжительность перерыва между измерениями.

Так, если показания анализатора фиксируются каждые 15 мин при 60-секундной продолжительности измерения, то при отсутствии перерыва между изме-

ниями ($\tau_n = 0$) может быть проанализировано 15 точечных проб. За один час будет проанализировано 60 точечных проб.

Анализ проб способом продольных сечений используют все анализаторы массовой доли в потоках пульпы. Несмотря на принятый в России поперечный способ отбора первичных точечных проб [1, 5, 6], анализ в анализаторе АР-31н и аналогичных ему аппаратах выполняется в потоке пробы, доставленной к анализатору, способом продольных сечений прокачиваемого через кювету потока пульпы [7].

Масса пробы, анализируемой непосредственно в потоке, зависит от конструкции анализатора и его режима работы (обычно это режим таймера). Продолжительность анализа одной точечной пробы составляет для анализаторов АР-31н 60 с, для анализаторов «Курьер» – 20 с, для анализаторов РА-931 – от 15 до 900 с. Наиболее распространенная продолжительность измерения 20–60 с. Средняя ширина анализируемой полосы потока пульпы – 15 мм, толщина анализируемого слоя зависит от атомного номера определяемого элемента и составляет десятые доли миллиметра (в среднем 0,5 мм). Примем скорость потока пульпы относительно окна анализатора 1 м/с, объемную плотность твердого в пульпе $0,25\rho_{ТВ}$ ($\rho_{ТВ} = 3000 \text{ кг/м}^3$) и рассчитаем массу анализируемой точечной пробы по формуле (5). Получим $q = 0,1\text{--}0,3 \text{ кг}$.

Таблица 1

Относительные погрешности отбора (анализа) пульповых проб способом продольных сечений

Руда	$\rho_m, \text{ кг/м}^3$	$\rho_n, \text{ кг/м}^3$	α	β_m	S_k^2	Относительная погрешность $P_a, \%$	
						$N_t = 1$	$N_t = 15$
Медная	4000	3000	1 %	34,6 %	$46,10 \text{ \%}^2$	0,24	0,06
Молибденовая	5000	3000	0,02 %	59,9 %	$2,00 \text{ \%}^2$	2,45	0,63
Золотая	18 000	3000	2 г/т	106 г/т	$12 \cdot 10^6 \text{ (г/т)}^2$	60,00	15,50

ρ_m, ρ_n – плотность минерала и породы; $P_a = (2S_k/\alpha) \cdot 100$; $N_t = 1$ – одна точечная проба; $N_t = 15$ – 15-минутный анализ.

Как видим, сухая масса точечной пробы, ограниченная принятой продолжительностью анализа 20–60 с, составляет 0,1–0,3 кг.

Это значит, что анализируемые в потоке навески намного больше обычно используемых при химическом анализе навесок руд цветных металлов 0,5–1,0 г, следовательно погрешность, связанная с подготовкой проб, будет небольшой. Для золотых руд полученные массы не намного больше навесок для пробирного анализа, поэтому анализ в потоке таких руд будет связан с достаточно высокой погрешностью.

Таким образом, использование анализаторов массовой доли в потоках пульпы для руд цветных металлов имеет существенное преимущество по массе анализируемой пробы и при хорошем методическом обеспечении не уступает химическому и другим видам анализа [7]. Другим неоспоримым преимуществом автоматических анализаторов является их высокая производительность и оперативность.

Найдем по формуле (2) случайные погрешности пульпы, связанные с ее массой, приняв среднюю крупность анализируемой пробы $d = 0,1 \text{ мм}$, коэффициент формы $f = 0,4$ и массу точечной пробы 0,1 кг (табл. 1).

Найденные относительные погрешности P_a характеризуют только случайные погрешности, зависящие от массы анализируемой пробы, и не включают

в себя аппаратурные погрешности или погрешности методики выполнения измерений (МВИ).

Если пробу, отобранную способом продольных сечений, анализируют обычным образом, т. е. формируют навеску для химического анализа, то найденные относительные погрешности (табл. 1) будут погрешностями подготовки пробы массой до 0,1 кг.

Кусковую пробу на конвейере перемешать труднее, поэтому на конвейерах пробы способом продольных сечений обычно не отбирают, а вот автоматический анализ таких продуктов получает все большее распространение.

Типичные условия для работы автоматического анализатора: $b = 20$ мм; $h = 0,5$ мм; $g = 2$ м/с; $\tau = 90$ с; $\rho_{\text{нас}} = 0,6\rho_{\text{ТВ}}$; $\bar{d} = 10$ мм. Тогда рассчитанная по формуле (5) масса пробы $q = 3,24$ кг.

При отборе проб способом продольных сечений число анализируемых за контрольный период кусков непосредственно связано с анализируемой массой, и погрешность анализа следует рассчитывать по погрешности, связанной с анализируемой массой по формуле (1).

Таблица 2

Определение относительной погрешности анализа проб способом продольных сечений с помощью автоматических анализаторов на конвейере

Руда	α	\bar{d}_3	Относительная погрешность, %		
			$N_T = 1$	$N_T = 10$	$N_T = 40$
Медная	1 %	1 мм	8,26	2,6	1,3
Молибденовая	0,02 %	1 мм	77,00	24,3	12,2
Золотая	2 г/т	0,1 мм	330,00	104,3	52,2

$N_T = 10$ – число проб, отобранных при 15-минутном анализе; $N_T = 40$ – число проб, отобранных при анализе за 1 час.

Найдем погрешности, связанные с анализом пробы, выделенной способом продольных сечений, массой 3,24 кг, средняя крупность кусков руды 10 мм. Исходные данные: медная руда; $\alpha = 1$ %; $S_k^2 = 57,7$ %²; $\bar{d}_3 = 1$ мм; $\bar{d} = 10$ мм; $b = 1,5$. Получено: $S_a^2 = 17,1 \cdot 10^{-4}$ %²; $S_a = 4,13 \cdot 10^{-2}$ %; $P_a = 8,26$ %.

Расчет для медной, молибденовой и золотой руды приведен в табл. 2. Масса одной точечной пробы – 3,24 кг, средняя крупность кусков руды – 10 мм.

Так как за принятое при анализе кусковой руды время анализируется сравнительно небольшое количество кусков, случайная погрешность одной точечной пробы оказывается большой, но она заметно снижается с увеличением числа анализируемых точечных проб за контрольный период (например, за 1 ч).

Дополнительным обстоятельством, приводящим к увеличению случайной (и систематической) погрешности автоматического анализа на конвейерах, являются нестабильные условия измерений в связи с изменчивостью потока руды по высоте слоя, крупности, влажности и т. п. Эта составляющая погрешности входит в погрешности МВИ и здесь не рассматривается.

Поскольку анализ точечных проб на конвейере неизбежно связан с систематической погрешностью, то для того, чтобы систематическую погрешность устранить, целесообразно использовать способ квазипродольных сечений, состоящий из анализа потока большого числа точечных проб, отбираемых способом поперечных сечений, например каждые 30 с.

Важным достоинством отбора проб способом продольных сечений является то, что при отсутствии перерыва между измерениями полностью исключается вероятная систематическая погрешность [4].

Таким образом, случайная погрешность пробы, отбираемой способом продольных сечений, рассчитывается по формулам для тщательно перемешанного опробуемого массива и предопределяется массой анализируемой пробы. Случайная погрешность точечной пробы, выделяемой способом продольных сечений при использовании автоматических анализаторов массовой доли компонентов в потоке, предопределяется продолжительностью измерения, а объединенной пробы за контрольный период – числом точечных проб за этот период.

Погрешность анализаторов проб в потоках пульпы может быть достаточной для использования результатов опробования во всех случаях контроля качества продуктов на обогатительных фабриках, в том числе и для балансовых расчетов. Погрешность анализаторов потоков руды на конвейерах может оказаться высокой в связи с ограниченным количеством анализируемых кусков, но может быть снижена увеличением числа усредняемых анализов точечных проб, за исключением МВИ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З., Комлев А. С. Комбинированный способ отбора проб и продуктов обогащения и оборудование для его реализации // *Обогащение руд*. 2014. № 3. С. 28–32.
2. Морозов Ю. П., Козин В. З., Комлев А. С., Фалькович Е. С. Оборудование и технологии для отбора и подготовки проб на обогатительных фабриках // *Горный журнал*. 2015. № 8. С. 76–81.
3. Морозов В. В., Топчаев В. П., Улитенко К. Я. и др. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и Металлы, 2013. 507 с.
4. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.
5. Бондаренко А. В. К метрологической аттестации автоматизированных систем аналитического контроля на горно-обогатительных предприятиях // *Обогащение руд*. 1990. № 2. С. 37–40.
6. Ольховой В. А., Горшков Ю. В. Автоматизированная система аналитического контроля для обогатительных производств // *Обогащение руд*. 2002. № 3. С. 45–47.
7. Зайцев В. А., Макарова Т. А., Барков А. В., Бахтияров А. В., Москвин Л. Н. Неразрушающий контроль состава полиметаллических руд и продуктов обогатительного цикла // *Цветные металлы*. 2006. № 8. С. 60–67.

Поступила в редакцию 23 марта 2017 года

THE DETERMINATION OF RANDOM INACCURACY OF SAMPLING UNDER THE USE OF AUTOMATED ANALYZERS

Kozin V. Z., Komlev A. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tails2002@inbox.ru

All the analyzers of weight mass in flux single out and analyze a part of the material of a flux, which is equivalent to the sample selected with the method of longitudinal sections. Such sampling is equivalent to sampling from a well-stirred massif where inaccuracy depends on the mass of a sample. The analyzed mass depends on the conditions of the analysis and can be hundreds of grams for pulps, whereas for lumpy products – kilograms. Pit sample is represented by the mass of the material analyzed in the fixed period of the analysis, when the quantity of pit samples is the function of break duration between the measurements (analyses). Random inaccuracy of pulp analyzers, depending on the mass of the analyzed material, can be associated with inaccuracies acquired in sampling with the method of longitudinal sections. When analyzing a large amount of pit samples, random inaccuracy can be significantly decreased. Random inaccuracy of analyzers of ore fluxes at the conveyors, depending on the mass of the analyzed material, is high and becomes acceptable only under averaging of a large amount of pit samples. Under the use of the method of longitudinal sections, systematic inaccuracy can be totally excluded.

Key words: analyzers of ore fluxes; the method of longitudinal sections; sampling inaccuracy.

REFERENCES

1. Kozin V. Z., Komlev A. S. [Combined method of concentration products sampling and the equipment for its realization]. *Obogashchenie rud – Ore Concentration*, 2014, no. 3, pp. 28–32. (In Russ.)
2. Morozov Yu. P., Kozin V. Z., Komlev A. S., Fal'kovich E. S. [Equipment and technologies for sampling and sample preparation at concentrating plants]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 8, pp. 76–81. (In Russ.)
3. Morozov V. V., Topchaev V. P., Ulitenko K. Ia., and others. *Razrabotka i primeneniye avtomatizirovannykh sistem upravleniia protsessami obogashcheniia poleznykh iskopaemykh* [Development and use of automated control systems over the processes of mineral concentration]. Moscow, Ruda i Metally Publ., 2013. 507 p.

4. Kozin V. Z. *Oprobovanie mineral'nogo syr'ia* [Mineral raw materials sampling]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 316 p.
 5. Bondarenko A. V. [Regarding the metrological certification of automated systems of analytical control at mining concentration plants]. *Obogashchenie rud – Ore Concentration*, 1990, no. 2, pp. 37–40. (In Russ.)
 6. Ol'khovoi V. A., Gorshkov Iu. V. [Automated system of analytical control over the concentration industries]. *Obogashchenie rud – Ore Concentration*, 2002, no. 3, pp. 45–47. (In Russ.)
 7. Zaitsev V. A., Makarova T. A., Barkov A. V., Bakhtiiarov A. V., Moskvina L. N. [Non-destructive examination of the content of polymetallic ore and the products of concentrating cycle]. *Tsvetnye metally – Non-ferrous Metals*, 2006, no. 8, pp. 60–67. (In Russ.)
-

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

**ЕФРЕМОВА Т. А., ЦЫПИН Е. Ф., ОВЧИННИКОВА Т. Ю.,
МАМОНОВ С. В., ЕЛИЗАРОВ Д. Б.**

Для эксплуатируемых и проектируемых фабрик малой и средней производительности эффективным решением для компенсации снижения содержания ценных компонентов является предварительная концентрация. Для полиметаллических руд целесообразно применение рентгенофлуоресцентной сепарации, позволяющей учитывать в сортируемых кусках содержание нескольких ценных компонентов. В работе исследована возможность применения рентгенофлуоресцентной сепарации для предварительного обогащения полиметаллической руды Корбалихинского месторождения. На первоначальном этапе исследований выбраны пороги сепарации, определена технологическая схема испытаний и изучены разные режимы обогащения. Выявлено, что при использовании рентгенорадиометрической сепарации можно выделить 20–25 % отвальных хвостов относительно исходной массы руды. При этом потери ценных компонентов меди, свинца и цинка колеблются в пределах 2,0–3,8 %; 0,3–0,9 %; 0,4–1,0 % соответственно. Совершенствование алгоритма разделения за счет введения в аналитический параметр весовых коэффициентов, учитывающих условную ценность компонентов, позволит улучшить технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации.

Ключевые слова: полиметаллическая руда; рентгенорадиометрическая сепарация; алгоритм разделения; аналитический параметр; режим обогащения; спектр вторичного характеристического рентгеновского излучения.

Содержание цветных металлов в вовлекаемых в переработку рудах неизменно падает. Это приводит к увеличению удельных затрат на получение флотационных концентратов и к снижению извлечения ценных компонентов в концентраты [1]. Снижения затрат добиваются увеличением производительности строящихся обогатительных фабрик. Для уже эксплуатируемых и проектируемых фабрик малой и средней производительности эффективным решением для компенсации снижения содержания ценных компонентов является предварительная концентрация. Она позволяет в стадиях рудоподготовки выделить часть отвальных хвостов, повысить качество подаваемой во флотацию руды и тем самым повысить флотационное извлечение ценных компонентов в концентраты [1].

Для комплексных руд целесообразно применение рентгенофлуоресцентной сепарации, позволяющей учитывать в сортируемых кусках содержание несколь-

Ефремова Татьяна Александровна – аспирант кафедры обогащения полезных ископаемых, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет; младший научный сотрудник, 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 87, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: gmf.opi@ursmu.ru

Цыпин Евгений Федорович – доктор технических наук, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.opi@ursmu.ru

Овчинникова Татьяна Юрьевна – кандидат технических наук, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tt2979@yandex.ru

Мамонов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, заведующий лабораторией обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья, 620144, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 62, ОАО «Уралмеханобр». E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Елизаров Дмитрий Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры бизнес-информатики, 620144, г. Екатеринбург, ул. 8 Марта, 62, Уральский государственный экономический университет. E-mail: elizarovdb@yandex.ru

ких ценных компонентов [2–6]. Данная технология применяется для золотосодержащих, урановых, руд цветных и черных металлов и испытана для разных видов минерального и техногенного сырья [7–12].

В настоящей работе исследуется возможность применения рентгенофлуоресцентной сепарации для предварительного обогащения полиметаллической руды Корбалихинского месторождения.

Изучению подверглись три пробы полиметаллической руды крупностью менее 250 мм. Масса проб, поступивших на исследования, составила 2,34; 2,67; 2,02 т.

Полиметаллическая руда имеет весьма сложный состав. Медь представлена в основном халькопиритом, цинк в пробе почти полностью представлен сфалеритом, свинец присутствует в форме галенита.

По проявлению рудной минерализации четко выделяются куски со сплошной рудной минерализацией и с вкрапленной рудной минерализацией.

Куски со сплошной рудной минерализацией на 90 % и более состоят из рудных минералов, таких как сфалерит, пирит, халькопирит, галенит. В кусках пробы со сплошной рудной минерализацией в качестве базиса выступает сфалерит, остальные рудные минералы – пирит, халькопирит, галенит – образуют неравномерную вкрапленность.

Таблица 1

Гранулометрические характеристики проб Корбалихинского месторождения

Класс крупности, мм	Выход, %		
	проба № 1	проба № 2	проба № 3
+120	8,55	5,11	4,57
–120+60	15,00	22,14	17,01
–60+30	28,19	18,88	16,68
<i>Итого сортируемых</i>	51,74	46,13	38,26
–30+0 (несортируемый)	48,26	53,87	61,74
Исходная проба	100,00	100,00	100,00

Нерудная минерализация в кусках со сплошной рудной минерализацией проявлена слабо, суммарное содержание нерудных минералов составляет не более 10 %. Среди нерудных минералов в кусках этой группы наиболее распространены карбонаты и клинохлор, менее распространены кварц, мусковит, полевые шпаты, пироксены и амфиболы. Выделения нерудных минералов наблюдаются в виде редкой неравномерной средне- и тонкозернистой вкрапленности.

Куски с вкрапленной рудной минерализацией содержат менее 20 % рудных минералов: сфалерит, пирит, халькопирит, галенит, наиболее распространенными являются пирит, сфалерит и галенит. Распределение рудных минералов неравномерно вкрапленное.

Базис кусков с вкрапленной рудной минерализацией на 80 % и более (до 98–99 %) состоит из таких нерудных минералов, как клинохлор, кварц, мусковит, карбонаты, полевые шпаты, пироксены и амфиболы, при этом наиболее распространенными минералами в кусках с вкрапленной рудной минерализацией являются клинохлор и кварц. Наиболее часто встречаются образцы с массивной вкрапленной текстурой – вкрапленники сульфидных минералов (в основном пирита) размерами 1 мм, они менее рассеяны в основной нерудной массе.

Нерудные минералы преимущественно слагают зернистые агрегаты, реже на фоне зернистого нерудного базиса встречаются жилы и прожилки кварц-

полевошпатового и карбонатного составов. Распределение жил и прожилков в кусках пробы неравномерное. Максимальная мощность подобных жил составляет 5 мм.

В табл. 1 представлены гранулометрические характеристики трех проб руды Корбалихинского месторождения.

На стадии предварительных исследований для полиметаллической руды Корбалихинского месторождения рентгенометрической сепарацией было отобрано 100 кусков крупностью менее 120 мм, от каждого куска на сепараторе СРФ1-100Л в статических условиях получен вторичный рентгеновский спектр. На основании измерений спектров от отдельных кусков рекомендован аналитический параметр, определяемый по выражению

$$p = \frac{N_{\text{CuZn}} + N_{\text{Pb}}}{N_s},$$

где p – спектральное отношение интенсивностей в спектральных областях: объединенной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди и цинка N_{CuZn} , свинца N_{Pb} , усл. ед.; N_s – области рассеянного рентгеновского излучения.

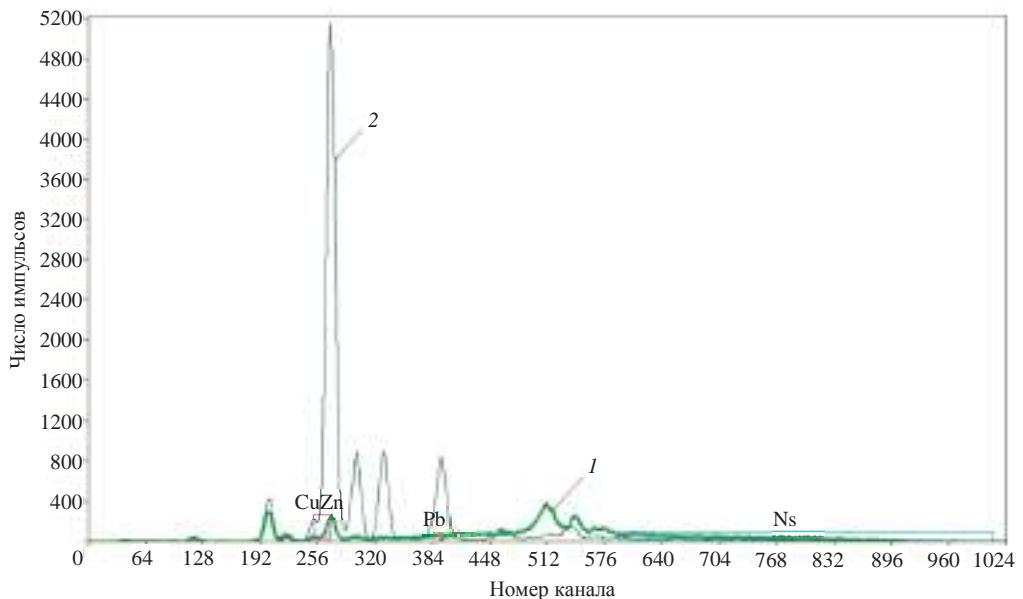


Рис. 1. Спектры вторичного характеристического рентгеновского излучения бедного – 1 и богатого – 2 по всем трем компонентам кусков полиметаллической руды

Таким образом, аналитический параметр охватывает спектральные области всех ценных компонентов. На рис. 1 приведены спектры вторичного характеристического рентгеновского излучения медно-свинцово-цинковых кусков.

На принципиальную возможность использования рентгенофлуоресцентной сепарации указывает сопоставление аналитического параметра отдельных кусков руды с массовой долей меди, свинца и цинка (табл. 2).

С увеличением содержания компонента растет значение аналитического параметра.

После проведения предварительных исследований выбраны пороги сепарации, определены технологическая схема испытаний и режимы обогащения. Сепарации подверглись три класса крупности: +120, –120+60 и 60+30 мм.

В процессе исследований также изучалась целесообразность применения отмывки машинных классов полиметаллической руды от шламовых частиц. Наличие отмывочных операций позволяет получить значительно больший выход отвальных хвостов (примерно на 10 %) и более качественный концентрат РРС.

В табл. 3 приведены результаты рентгенорадиометрической сепарации отмытых от шламов проб полиметаллической руды, расчеты выполнены относительно сепарируемых классов крупности и относительно исходных проб полиметаллической руды. Значение аналитического параметра для разделения составило 0,2 усл. ед.

Таблица 2

Связь содержания ценного компонента со значением аналитического параметра

Среднее значение массовой доли в группах кусков			Среднее значение аналитического параметра, усл. ед.
медь	свинец	цинк	
0,0074	< 0,005	0,015	0,033
0,0227	0,054	0,068	0,084
0,1150	0,047	0,653	0,282
0,2500	0,636	2,833	0,576
3,0100	7,020	26,300	7,877

Выход отвальных хвостов отмытой от шламов руды в зависимости от технологической пробы увеличивается с 41,69 до 63,28 % относительно сепарируемых классов крупности. Относительно исходных проб руды выход отвальных хвостов повышается незначительно и составляет 19,47–23,80 %. Значительная разница в выходах отвальных хвостов относительно сепарируемых классов и исходных проб руды объясняется гранулометрической характеристикой исходных проб: во-первых, большим выходом несепарируемого класса крупности каждой пробы руды (примерно 50 %), во-вторых, повышением выхода этого класса с 48 до 62 % и соответственным уменьшением выхода сепарируемого класса и выхода хвостов относительно исходной пробы руды. Следовательно, чем больше будет выход сепарируемого крупнокускового материала, тем выше будет выход коллективных отвальных хвостов.

Таким образом, рентгенорадиометрическая сепарация позволяет выделить около 20–25 % отвальных хвостов относительно исходной руды при потерях меди от 2 до 3,8 %, свинца – от 0,3 до 0,9 %, цинка – от 0,4 до 1,0 %. В зависимости от пробы выход отвальных хвостов относительно сепарируемых классов крупности увеличивается, относительно исходной руды значительного увеличения выхода хвостов не происходит.

При совершенствовании алгоритма разделения за счет введения в аналитический параметр весовых коэффициентов, учитывающих условную ценность компонентов [13, 14], технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации могут быть улучшены.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 303 с.
2. Пестов В. В. Разработка и использование программно-методического обеспечения рентгенофлуоресцентной сепарации минерального и техногенного сырья // Горный журнал. 2011. № 8. С. 111–117.
3. Федоров М. Ю. Новые технические разработки, обеспечивающие повышение эффективности оборудования и технологий с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации // Горный журнал. 2011. № 8. С. 103–110.

Таблица 3
Результаты рентгенорадиометрической сепарации проб полиметаллической руды Корбалихинского месторождения, %

Продукты разделения	Выход		Массовая доля			Извлечение от сортируемых классов			Извлечение от исходной пробы		
	от сортируемых классов	от исходной руды	медь	свинец	цинк	медь	свинец	цинк	медь	свинец	цинк
<i>Проба № 1</i>											
Концентрат РРС	58,31	29,14	0,51	3,32	10,60	95,0	98,6	98,0	46,0	59,7	52,8
Хвосты РРС	41,69	20,83	0,037	0,068	0,270	5,0	1,4	2,0	2,4	0,9	1,0
<i>Итого сортируемых классов</i>	100,00	49,97	0,31	1,96	6,30	100,0	100,0	100,0	48,4	60,6	53,8
Шламы	–	1,77	0,33	1,44	5,73	–	–	–	1,8	1,6	1,7
Несортируемый класс	–	48,26	0,33	1,27	5,39	–	–	–	49,8	37,8	44,5
<i>Всего: исходная проба 1</i>	–	100,00	0,32	1,62	5,85	–	–	–	100,0	100,0	100,0
<i>Проба № 2</i>											
Концентрат РРС	56,29	25,07	0,68	2,96	9,33	96,0	99,6	99,1	44,0	64,4	56,2
Хвосты РРС	43,71	19,47	0,040	0,015	0,115	4,0	0,4	0,9	2,0	0,3	0,5
<i>Итого сортируемых классов</i>	100,00	44,54	0,40	1,67	5,30	100,0	100,0	100,0	46,0	64,7	56,7
Шламы	–	1,59	0,36	0,82	4,05	–	–	–	1,5	1,1	1,6
Несортируемый класс	–	53,87	0,38	0,73	3,22	–	–	–	52,5	34,2	41,7
<i>Всего: исходная проба 2</i>	–	100,00	0,39	1,15	4,16	–	–	–	100,0	100,0	100,0
<i>Проба № 3</i>											
Концентрат РРС	36,72	13,85	1,32	1,96	11,96	90,0	99,4	99,1	35,2	53,2	56,3
Хвосты РРС	63,28	23,80	0,084	0,007	0,045	10,0	0,6	0,9	3,8	0,3	0,4
<i>Итого сортируемых классов</i>	100,00	37,72	0,538	0,724	4,42	100,0	100,0	100,0	39,0	53,5	56,7
Шламы	–	0,55	0,43	0,47	2,54	–	–	–	0,5	0,5	0,5
Несортируемый класс	–	61,73	0,51	0,38	2,04	–	–	–	60,5	46,0	42,8
<i>Всего: исходная проба 3</i>	–	100,00	0,52	0,51	2,94	–	–	–	100,0	100,0	100,0

4. Ефремова Т. А., Шарафутдинова А. Н., Овчинникова Т. Ю., Колтунов А. В. Предпосылки предварительного обогащения полиметаллической руды // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: матер. XXI науч.-техн. конф. (6–7 апреля 2016 г.). Екатеринбург: Форт-Диалог-Исеть, 2016. С. 296–300.

5. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Пестов В. В., Федоров М. Ю. Алгоритмы рентгенофлуоресцентной сепарации многокомпонентных руд // IV Уральский горнопромышленный форум: матер. науч.-техн. конф. (12–14 октября 2011 г.). Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. С. 55–58.

6. Цыпин Е. Ф., Тююшева Н. М., Комлев С. Г., Аржанников Г. И., Беляков В. А., Карбовская А. В. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд // Цветные металлы. 1992. № 12. С. 58–61.

7. Федоров Ю. О., Канцер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Изв. вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21–37.

8. Шемякин В. С., Цыпин Е. Ф., Федоров Ю. О. и др. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения: науч. монография. Екатеринбург: Форт-Диалог Исеть, 2013. 225 с.

9. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения Кокпатав // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3–7.

10. Санакулов К. С., Руднев С. В., Канцель А. В. О возможности отработки месторождения Учкулач с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). С. 17–20.

11. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50–53.

12. Цыпин Е. Ф., Шемякин В. С., Скопов С. В., Федоров Ю. О., Пестов В. В., Ентальцев Е. В. Обогащение минерального и техногенного сырья с использованием рентгенорадиометрической сепарации // Сталь. 2009. № 6. С. 75–78.

13. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 206 с.

14. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Пестов В. В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. № 5. С. 8–13.

Поступила в редакцию 29 августа 2017 года

X-RAY RADIOMETRIC SEPARATION OF POLYMETALLIC ORE

Efremova T. A., Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Iu. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.opi@ursmu.ru

Mamonov S. V. – ОАО “Uralmekhanoobr”, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Mamonov_SV@umbr.ru

Elizarov D. B. – Ural State University of Economics, Ekaterinburg, the Russian Federation.

For the operating and designed factories of low and medium capacity, efficient solution for the compensation of valuable components content consists in the preliminary concentration. For polymetallic ore, it is reasonable to use X-ray fluorescence separation, which makes it possible to calculate the content of several valuable components in the sorted lumps. The work studies the possibility of using X-ray fluorescence separation for preliminary concentration of polymetallic ore at Korbaikhinsky deposit. At the initial stage of the study, the separation thresholds have been chosen, the flowsheet for testing has been determined, and various modes of concentration have been studied. It has been determined that, under the use of X-ray radiometric separation it is possible to reduce 20–25% final tailings towards the initial mass of ore. At that, copper, lead, and zinc valuable components losses range within the limits of 2.0–3.8%, 0.3–0.9%, 0.4–1.0% correspondingly. The development of the algorithm of division by means of introducing weight coefficients into the analytical parameter, which take into account the relative value of the components, will make it possible to improve technological indices of X-ray radiometric separation.

Key words: polymetallic ore; X-ray radiometric separation; division algorithm; analytical parameter; concentration mode; the spectrum for the secondary characteristic X-ray radiation.

REFERENCES

1. Tsypin E. F. *Obogashchenie v stadiiakh rudopodgotovki: nauch. monografiya* [Scientific monograph “Concentration in the stages of ore dressing”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2015. 303 p.
2. Pestov V. V. [Development and use of program-methodical supply of X-ray fluorescence separation of mineral and technogenic raw material]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2011, no. 8, pp. 111–117. (In Russ.)
3. Fedorov M. Iu. [New engineering solutions, which provide the increase in the efficiency of the equipment and technologies with the use of X-ray fluorescence separation]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2011, no. 8, pp. 103–110. (In Russ.)
4. Efremova T. A., Sharafutdinova A. N., Ovchinnikova T. Iu., Koltunov A. V. [Prerequisites for the preliminary concentration of polymetallic ore]. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogenogo syr'ya: mater. XXI nauch.-tekhn. konf. (6–7 aprilia 2016 g.)* [Proc. 21st Sci. Tech. Conf. “Scientific Fundamentals and the practice of ore and technogenic raw material processing” (April 6th–7th, 2016)]. Ekaterinburg, Fort-Dialog-Iset' Publ., 2016, pp. 296–300. (In Russ.)

5. Tsy-pin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Pestov V. V., Fedorov M. Iu. [Algorithms of X-ray fluorescence separation of multicomponent ore]. *IV Ural'skii gornopromyshlennii forum: mater. nauch.-tekhn. konf. (12–14 oktiabria 2011 g.)* [Proc. Sci. Tech. Conf. “4th Ural Mining Forum” (October 12th–14th, 2011)]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011, pp. 55–58. (In Russ.)
 6. Tsy-pin E. F., Tiuiusheva N. M., Komlev S. G., Arzhannikov G. I., Beliakov V. A. [X-ray radiometric separation of copper-zinc ore]. *Tsvetnye metally – Non-Ferrous Metals*, 1992, no. 12, pp. 58–61. (In Russ.)
 7. Fedorov Iu. O., Kantser I. U., Korenev O. V., Korotkevich V. A., Tsoi V. P., Kovalev P. I., Popovskii N. S. [Experience and practice of X-ray radiometric separation of ore]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2005, no. 5, pp. 21–37. (In Russ.)
 8. Shemiakin V. S., Tsy-pin E. F., Fedorov Iu. O., and others. *Teoriia i praktika rentgenoradiometricheskogo obogashcheniia* [Theory and practice of X-ray radiometric concentration]. Ekaterinburg, Fort-Dialog Iset Publ., 2013. 255 p.
 9. Sanakulov K. S., Rudnev S. V. [Complex of X-ray radiometric concentration of sulphide ore at Kokpatas mine]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2010, no. 1(40), pp. 3–7.
 10. Sanakulov K. S., Rudnev S. V., Kantseľ A. V. [Concerning the possibilities of Uchkulach field development with the use of lead-zinc ore X-ray radiometric concentration technology]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2011, no. 1(44), pp. 17–20.
 11. Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Kultyshev V. I. [Mixed technology of poor uranium ore processing]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2008, no. 8, pp. 50–53. (In Russ.)
 12. Tsy-pin E. F., Shemiakin V. S., Skopov S. V., Fedorov Iu. O., Pestov V. V., Ental'tsev E. V. [Concentration process of mineral and technology-related raw material with the use of X-ray radiometric separation]. *Stal' – Steel*, 2009, no. 6, pp. 75–78. (In Russ.)
 13. Tsy-pin E. F. *Informatsionnye metody obogashcheniia poleznykh iskopaemykh: ucheb. posobie* [School book “Information methods of mineral concentration”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2015. 206 p.
 14. Tsy-pin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Efremova T. A., Pestov V. V. [Flowsheets for preliminary concentration of multicomponent ore drawing]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2016, no. 5, pp. 8–13. (In Russ.)
-

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.831+539.3

DOI: 10.21440/0536-1028-2017-7-120-125

ФЕНОМЕНОЛОГИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ТРЕЩИНЫ

МИРЕНКОВ В. Е., ЕВСТИГНЕЕВ Д. С.

Задача о плоскости, ослабленной прямолинейной конечной трещиной, широко используется в разных отраслях науки благодаря аналитическому характеру решения. Аналитическое решение задачи о трещине получено для невесомой плоскости, возникает потребность учесть влияние собственного веса пород. Предложена феноменологическая модель деформирования материала в окрестности трещины, учитывающая его собственный вес. Модель описывает действие веса материала в верхней полуплоскости, которое не совпадает с направлением сжимающих напряжений на верхнем берегу трещины, а в нижней полуплоскости эти направления совпадают. Используются натурные замеры смещений берегов разреза и вводится безразмерный параметр, характеризующий отношение смещений верхнего берега к нижнему для одной и той же точки трещины до деформирования. Параметр определяется экспериментально. Для учета дополнительной информации, полученной из переопределенности граничных условий, из-за невозможности применения классических решений требуется решение обратных задач.

Ключевые слова: трещина; вес пород; обратные задачи; смещения; напряжения.

Известно много работ, в которых рассматривается деформирование различных областей с угловыми точками, сводящихся к определению коэффициента интенсивности напряжений при стремлении к угловой точке. Решения для конечной прямолинейной трещины под действием постоянных усилий, приложенных к ее берегам, приводятся в [1, 2]. В работе [3] построено решение задачи, когда эти усилия имеют любой полиномиальный вид. В [4] на основе использования метода Колосова–Мухелишвили и отображения плоскости с трещиной на внешность единичного круга решена задача о действии сосредоточенной силы на берега трещины. Необходимо отметить, что отображение, используемое в [4] и в любых аналогичных задачах с угловыми точками, не является конформным и нет смысла на них останавливаться. В работе [5] впервые теоретически доказана некорректность всех известных решений для областей с угловыми точками. В данной работе не рассматривается классическое решение для математического разреза и его интерпретация, считается, что решение может быть любым и что оно есть. Проблема связана с учетом собственного веса пород в окрестности раскрытой трещины.

Рассмотрим модель классической трещины [1–3], схема которой приведена на рис. 1, т. е. невесомую плоскость с математическим разрезом на $|x| \leq a$, расклиниваемую постоянными усилиями $\sigma_y = -\sigma_0$. Напряженно-деформированное состоя-

Миренков Валерий Егорович – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник. 630091, г. Новосибирск, Красный просп., 54, Институт горного дела СО РАН. E-mail: mirenkov@misd.ru

Евстигнеев Дмитрий Сергеевич – младший научный сотрудник. 630091, г. Новосибирск, Красный просп., 54, Институт горного дела СО РАН.

ние для однородной плоскости симметрично относительно осей x и y . Для заглавленной трещины можно условно выделить область влияния, ограниченную пунктирной линией на рис. 1. Будем считать, что на расстоянии H_1 от разреза смещения и напряжения равны нулю. Как только трещина раскрылась, вернем каждой точке плоскости собственный вес γ . Будем считать, что вертикальная плоскость выделена из массива пород и силы веса направлены вниз, как показано на рис. 1. Выделим волокно длиной H_1 выше и ниже трещины при $x = 0$. Для $y = \pm H_1$ по определению никакими приборами в реальных условиях смещения не регистрируются (т. е. они равны нулю), и можно считать, что выделяемое волокно заделано в этих точках.

Таким образом, волокно $0 \leq y \leq H_1$ растягивается, а волокно $-H_1 \leq y \leq 0$ сжимается собственным равномерно распределенным весом γ . В то же время на эти волокна действуют сжимающие напряжения $\sigma_y = -\sigma_0$, следовательно, удлинение (укорочение) выделенных элементов в точке $y_1 = H_1 - y$ при $0 \leq y \leq H_1$ для точек выше оси x

$$V_k(y_1) = \int_0^{y_1} \frac{-\sigma_0 + \gamma y}{EA} dy = \frac{-\sigma_0 y_1 + 0,5\gamma y_1^2}{EA}; \quad (1)$$

в точке $y_2 = H_1 + y$ при $0 \leq y \leq H_1$ для точек ниже оси x

$$V_n(y_2) = \int_0^{y_2} \frac{-\sigma_0 - \gamma y}{EA} dy = \frac{-\sigma_0 y_2 - 0,5\gamma y_2^2}{EA}, \quad (2)$$

где EA – жесткость волокна на растяжение-сжатие, E – модуль Юнга, A – площадь сечения волокна. Полное смещение берегов трещины получается из (1), (2) при $y_1 = y_2 = H_1$, т. е.

$$V_k(H_1) = \frac{-\sigma_0 H_1 + 0,5\gamma H_1^2}{EA}; \quad (3)$$

$$V_n(H_1) = \frac{-\sigma_0 H_1 - 0,5\gamma H_1^2}{EA}. \quad (4)$$

Отношение (3) к (4) дает по модулю

$$\frac{V_k}{V_n} = \left| \frac{-\sigma_0 + 0,5\gamma H_1}{-\sigma_0 - 0,5\gamma H_1} \right| = k, \quad (5)$$

где коэффициент $k < 1$, т. е. верхний берег разреза сместится на меньшую величину, чем нижний, и эта зависимость имеет место для всех точек y из (1), (2) при $|x| \leq a$. Для всех точек $|x| \geq a$ нет возможности реализоваться собственному весу, так же как и для случая плоскости без трещины, но нагруженной собственным весом считаем, что удлинение (укорочение) волокон не имеет места. Если окажется, что значения k различны для разных значений $|x| \leq a$, то всегда можно выбрать среднее значение k или считать $k = k(x)$, тогда из (5) следует:

$$V_k = kV_n. \quad (6)$$

Проведенные выкладки эквивалентны следующему. Пусть V_1 – смещения берегов трещины, определяемые классически от $\sigma_y = -\sigma_0$, V – смещения от учета собственного веса пород, тогда смещение собственного берега разреза

$$V_k = V_1 - V, \quad (7)$$

аналогично для нижнего, естественно по модулю

$$V_n = V_1 + V. \quad (8)$$

Подставив (7), (8) в (6), получим

$$V = \frac{1-k}{1+k} V_1, \quad (9)$$

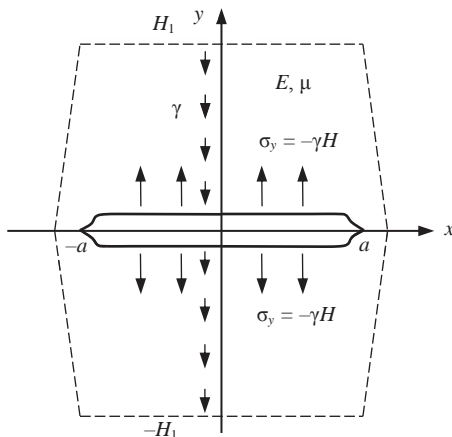
т. е. удлинение (укорочение) от γ пропорционально смещениям, получаемым из классического решения. Из (7), (8) и (9) получаем

$$V_k = \frac{2k}{1+k} V_1; \quad V_n = \frac{2}{1+k} V_1$$

или

$$V_k + V_n = 2V_1, \quad (10)$$

другими словами, если известно k , то классическое решение определяет смещения берегов разреза. Верно и обратное, если известны натурные замеры смещений V_k и V_n , то (10) определяет соответствующие им значения $V_1(x)$.



----- Граница области влияния трещины

Рис. 1. Расчетная схема плоскости с трещиной

Предлагаемая в работе теория является феноменологической, т. е. предполагает, что определение параметров, в частности параметра k , осуществляется экспериментально. В рамках классической теории упругости это обратная задача, использующая дополнительную информацию о деформировании рассматриваемой области, что можно трактовать как обобщение классических некорректных задач еще и на геометрические параметры, учитывающие собственный вес горных пород. В предлагаемом методе расчета полные смещения и полные напряжения в окрестности разреза напрямую однозначно не связаны, эта же ситуация наблюдается и при классическом подходе, но в обоих случаях определяющая роль принадлежит дополнительной задаче.

Соотношение (3) получено для изотропной плоскости с математическим разрезом. В случае кусочно-однородной плоскости, составленной из двух полуплоскостей, на границе раздела которых находится трещина, модули Юнга, коэффициенты Пуассона и удельный вес материалов для верхней и нижней

полуплоскостей соответственно обозначим E_1, μ_1, γ_1 и E_2, μ_2, γ_2 (рис. 2). Аналогично изотропной плоскости с разрезом волокно $0 \leq y \leq H_1$ растягивается, а волокно $-H_2 \leq y \leq 0$ сжимается под собственным равномерно распределенным весом. В то же время на эти волокна действуют сжимающие напряжения $\sigma_y = -\sigma_0$, следовательно, полное удлинение (укорочение) выделенных волокон для верхнего берега трещины

$$V_k = \int_0^{H_1} \frac{-\sigma_0 + \gamma_1 y}{E_1 A} dy = \frac{-\sigma_0 H_1 + 0,5 \gamma_1 H_1^2}{E_1 A}; \tag{11}$$

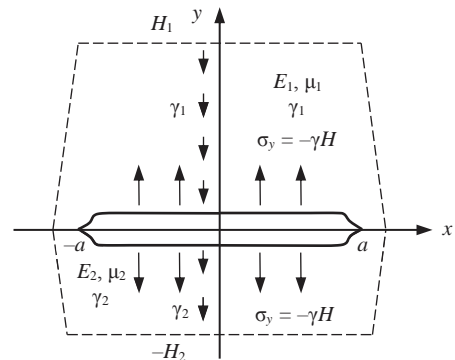
для нижнего

$$V_n = \int_0^{H_2} \frac{-\sigma_0 - \gamma_2 y}{E_2 A} dy = \frac{-\sigma_0 H_2 - 0,5 \gamma_2 H_2^2}{E_2 A}. \tag{12}$$

Из (11), (12) имеем

$$\frac{V_k}{V_n} = \frac{|\sigma_0 - 0,5 \gamma_1 H_1| H_1 E_2}{|\sigma_0 + 0,5 \gamma_1 H_1| H_2 E_1} = k.$$

Значения H_1 и H_2 определяются зоной влияния классического решения (без учета собственного веса) для трещины в кусочно-однородной плоскости и могут быть уточнены из решения, учитывающего вес при наличии натуральных смещений V_k и V_n . Предполагается, что при $y \geq H_1$ и $y \leq -H_2$ смещения точек $y = H_1$ и $y = -H_2$ равны нулю, т. е. в этих точках рассматриваемые волокна жестко закреплены и представляется возможным вычислить их удлинение $0 \leq y \leq H_1$ и укорочение $-H_2 \leq y \leq 0$ для любой точки, максимальные же значения для $y = 0$ даются формулами (11), (12). Полученные максимальные смещения относятся к волокну с координатой $x = 0$, а при других значениях $|x| \leq a$ необходимо учитывать поле напряжений дополнительного решения, влияющего на укорочение (удлинение). Для $|x| \geq a$ возможность реализоваться собственному весу практически исключается.



----- Условная граница области влияния трещины

Рис. 2. Схема кусочно-однородной плоскости с трещиной

На рис. 3 приведены схемы раскрытия трещины, где пунктирной линией показано классическое решение, а сплошной – смещения берегов разреза согласно феноменологической теории. Направление распространения трещины, учитывая несимметрию деформирования берегов разреза, не будет совпадать с осью x при увеличении давления в полости трещины. Определение направления распространения трещины представляет самостоятельную задачу.

Ранее рассматривалась проблема по учету собственного веса материала, образующего плоскость с разрезом. Более общий случай сводится к рассмотрению весомой плоскости с трещиной, сжимаемой на бесконечности постоянными уси-

лиями σ_{x0} и σ_{y0} , создающими в центре будущей трещины исходное напряженное состояние. Эта задача встречается в практике механики горных пород [6]. В задаче о гидроразрыве в трещине создается давление, приводящее к раскрытию ее берегов, при этом необходимо задать сжимающие напряжения $\sigma_y = -\sigma_{y0} - \sigma_{y00}$, где σ_{y0} – исходные напряжения в массиве; σ_{y00} – напряжения разрыва пород. Собственный вес скажется только на величине смещений берегов трещин, что требует пересмотреть известные решения о гидроразрыве. Обычно фиксируется величина σ_y , а неизвестными остаются геометрия и направление распространения трещины, σ_{y0} , σ_{y00} , E , μ , γ . Для определения последних необходима дополнительная информация о процессе деформирования в окрестности трещины, т. е. приходим к необходимости рассмотрения обратных переопределенных задач.

В практических расчетах при отсутствии экспериментальных данных о смещениях берегов трещин оправданно использовать предложенную модель.

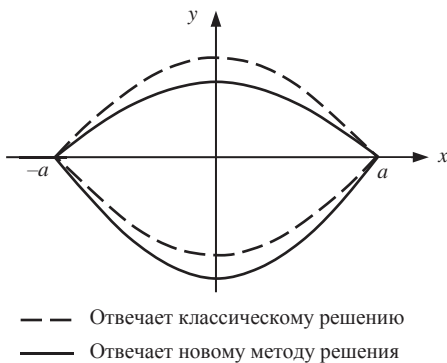


Рис. 3. Схема раскрытия берегов трещины

онных для феноменологической теории. Реальные различия смещений пород кровли и почвы трещины не позволяют считать классическое численное решение правильным, так как нарушается принцип соответствия результатов расчета и натурных данных. Нахождение по этим натурным смещениям соответствующих напряжений – дополнительная обратная задача. Без рассмотрения обратных задач управлять деформированием массива пород с трещиной нельзя. Основное дополнительное условие – это смещения, а в массиве пород с трещиной они больше в почве и меньше в кровле (рис. 3), т. е. решать такую задачу в классических формулировках исходных данных нельзя. Если полностью известны смещения $V_k(x)$ и $V_n(x)$, то приходим к теоретическим смещениям $V_1(x)$ аналогично (10)

$$V_1(x) = 0,5(|V_k(x)| + |V_n(x)|), \quad (13)$$

отвечающим математическому решению этой конкретной классической задачи (без учета веса) при $\sigma_y = -\gamma H$. Вот теперь получаем значения напряжений на контуре трещины, решая обратную задачу по смещениям (13), а не предполагая их заранее. Процесс получения экспериментальных значений смещений берегов разреза V_k и V_n для различных x представляется в ряде случаев невозможным. Если удастся получить V_k и V_n для любого фиксированного значения x либо приращения ΔV_k и ΔV_n на единицу увеличения давления, приводящего к увеличению длины трещины, то можно определить величину k . При полном отсутствии данных о смещениях берегов трещин можно воспользоваться предложенной феноменологической моделью.

Под конкретизацией значений k , входящих в модель, будем понимать некоторую функцию, а под идентификацией модели – способ вычисления $k(x)$ с использованием результатов натурных измерений V_k и V_n . В идеале предлагается довести способ до простого и однозначного алгоритма. Это потребует вычислить поля напряжений в окрестности разреза и оценить их влияние на V_k и V_n в функции от x дополнительными добавками в формулы (11) и (12), т. е. численным интегрированием. Из формулировки классической дополнительной задачи параметр k не следует и определяется с помощью экспериментов, традиционных для феноменологической теории.

Таким образом, в работе впервые предложена модель деформирования пород в окрестности трещины с учетом веса вмещающего массива. Теория предполагает экспериментальное определение параметра, характеризующего отношение смещений берегов трещины, т. е. наличие дополнительной информации к стандартным формулировкам граничных задач. Введение нового параметра приводит к необходимости решения обратных задач, характеризующих вес вмещающих трещину пород. Без рассмотрения обратных задач управлять движением трещин нельзя, при этом основное дополнительное условие – натурные замеры смещений берегов трещин.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Irwin C. R. The crack-extension force for a crack at free surface boundary: report no. 5120. Naval Research Lab. 1958. P. 613–627.
2. Bowie O. L., Neol D. M. Single edge cracks in rectangular tensile sheet // *S. Appl. Mech.* 1965. Vol. 32. No. 3. P. 708–719.
3. Stallybrass A. M. P. A crack perpendicular to an elastic half-plane // *Int. J. Enging. Sci.* 1970. Vol. 8. No. 5. P. 351–362.
4. Hasebe N., Chen Y. An edge crack problem in a semi-infinite plane subjected to concentrated forces // *Applied Math. and Mech.* 2001. Vol. 22. No. 1. P. 1279–1290.
5. Mirenkov V. E. Finite stress in fracture mechanics // *Engineering Fracture Mechanics.* 1994. Vol. 48. No. 1. P. 63–68.
6. Михлин С. Г. О напряжениях в породе над угольным пластом // *Изв. АН СССР. ОТН.* 1942. № 7–8. С. 13–28.

Поступила в редакцию 7 июня 2017 года

PHENOMENOLOGICAL MODEL FOR DEFORMATION OF ROCK MASS IN THE VICINITY OF CRACK

Mirenkov V. E., Evstigneev D. S. – Institute of Mining, the Siberian Branch of RAS, Novosibirsk, the Russian Federation. E-mail: mirenkov@misd.ru

The problem on the plane weakened by a straightline final fracture, is widely used in different sciences due to the analytical character of the solution. Analytical solution to the problem on a fracture is obtained for a weightless plane, so a need arises to consider the factor of the dead rock weight influence on the solution. The phenomenological model is proposed for deforming the rocks in the vicinity of crack. This model takes into account the own weight of rocks and describes their action which does not coincide with the direction of compression stresses on the upper crack edge in the upper half-plane; in the lower half-plane, these directions coincide. In-situ measurements of crack edge displacements are used, and a dimensionless parameter characterizing the upper edge-to-lower edge displacement ratio for one and the same crack point before deformation is introduced. The parameter is determined experimentally. To account for additional information obtained from redetermination of boundary conditions implies to solve inverse problems in view of impracticability of a classical solution.

Key words: crack; rock weight; inverse problems; displacements; stresses.

REFERENCES

1. Irwin C. R. The crack-extension force for a crack at free surface boundary. Report No. 5120. Naval Research Lab. 1958, pp. 613–627.
2. Bowie O. L., Neol D. M. Single edge cracks in rectangular tensile sheet, *Transe. ASME. Ser. E. S. Appl. Mech.* 1965, vol. 32, no. 3, pp. 708–719.
3. Stallybrass A. M. P. A crack perpendicular to an elastic half-plane. *Int. J. Enging. Sci.*, 1970, vol. 8, no. 5, pp. 351–362.
4. Hasebe N., Chen Y. An edge crack problem in a semi-infinite plane subjected to concentrated forces. *Applied Math. and Mech.*, 2001, vol. 22, no. 1, pp. 1279–1290.
5. Mirenkov V. E. Finite stress in fracture mechanics. *Engineering Fracture Mechanics*, 1994, vol. 48, no. 1, pp. 63–68.
6. Mikhlin S. G. [Regarding the stresses within rock over the coal bed]. *Izvestiya Akademii nauk SSSR. OTN – News of the Academy of Sciences of the USSR. Department of Technical Sciences*, 1942, no. 7–8, pp. 13–28. (In Russ.)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СУГЛИНИСТЫХ ПОРОД РОССЫПЕЙ

БАГАЗЕЕВ В. К., ВАЛИЕВ Н. Г., СТАРЦЕВ В. А.

В работе описано исследование, направленное на установление прочностных характеристик суглинистой породы россыпного месторождения золота Ключи (Свердловская обл.). В ходе выполнения работы по общепринятой методике определения предела прочности на сдвиг установлены показатели сцепления и угла внутреннего трения. Расчетным способом определен предел прочности на одноосное сжатие. Параллельно проводились измерения гранулометрического состава и числа пластичности, показатели которых применялись для определения сцепления и угла внутреннего трения по методике ДальНИИС. Вместе с тем, с учетом тщательной подготовки образцов, проведены эксперименты по определению предела прочности суглинистой породы на одноосное сжатие. Сравнительный анализ перечисленных методик по определению прочностных характеристик показал незначительное расхождение полученных данных.

Ключевые слова: физико-механические свойства; предел прочности на одноосное сжатие; прочностные характеристики на сдвиг; суглинистые породы; устойчивость.

Определение физико-механических свойств суглинистых пород россыпных месторождений имеет большое значение для оценки возможности скважинно-гидравлической разработки. Физико-механическая характеристика необходима прежде всего для определения устойчивости камер очистной выемки, параметров гидромониторного размыва [1] и гидротранспорта.

Общепринятый способ определения прочности пород заключается в одноосном нагружении образца, при этом необходима тщательная обработка его верхней поверхности и торцов. Такая обработка весьма затруднительна и практически не применяется для суглинистых пород. Тем не менее авторами в лабораторных условиях проводился опыт по определению предела прочности суглинистых пород по этой методике.

Изучались суглинистые породы участка месторождения золота Ключи (АС «Нейва»). Штуфы пород отбирались на месторождении, тщательно упаковывались в полиэтиленовые мешки (толщина полиэтиленовой пленки – 0,008 мм, ТУ2245-001-72384673-2005) и доставлялись в лабораторию. Определялись также естественная влажность ($W_1 = 19,34\%$), плотность ($\rho = 1,82 \text{ г/см}^3$), число пластичности глинистого заполнителя ($J_p = 0,0822$ доли ед.) и гранулометрический состав (табл. 1).

Для испытания на одноосное сжатие образцов суглинистых пород требуется соблюдать следующие условия:

- параллельность торцевых поверхностей;
- размеры образцов кубической формы $50 \times 50 \times 50$ мм;

Багазеев Виктор Константинович – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Viktor.Bagazeev@m.ursmu.ru

Валиев Нияз Гадым-оглы – доктор технических наук, профессор, первый проректор, ведущий кафедрой горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Science@ursmu.ru

Старцев Василий Андреевич – ассистент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Vasilij.Startsev@m.ursmu.ru

– центральное расположение образца горной породы по оси прикладываемой нагрузки.

Подача вертикальной нагрузки проводилась с использованием прибора ВСВ-25 в пределах от 0,5 до 1,0 МПа, фиксировалось видимое разрушение образца (рис. 1).

Сопротивление пород одноосному сжатию рассчитывалось по формуле:

$$R_{\text{сж}} = \frac{P}{F},$$

где $R_{\text{сж}}$ – предел прочности на одноосное сжатие, МПа; P – вертикальная разрушающая нагрузка, Н; F – площадь сечения, м².

Результаты проведенных испытаний представлены в табл. 2.

a



б



Рис. 1. Образцы суглинистых пород до и после испытания на одноосное сжатие: *a* – подготовленные образцы суглинистых пород перед испытанием; *б* – образцы суглинистых пород до и после испытания на одноосное сжатие

Параллельно измерялось сопротивление пород сдвигу (угол внутреннего трения φ и сцепление C) по стандартной методике на приборе ВСВ-25. Для образцов суглинистых пород $\varphi = 9^\circ$; $C = 0,053 \text{ МПа}$.

По величине показателей сдвига φ и C рассчитывалась величина сопротивления на одноосное сжатие, МПа [2]:

$$R_{\text{сж}} = \frac{2C \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} = 0,126.$$

Рассчитывались также прочностные характеристики сдвига по формулам ДальНИИС Госстроя [3], по гранулометрическому составу (табл. 1) и физическим свойствам, приведенным ранее:

- содержание частиц менее 2 мм ($D_2 = 99,3 \%$);
- содержание частиц более 2 мм ($R_2 = 0,7 \%$);
- число пластичности ($J_p = 0,0822$ доли ед.);
- естественная влажность ($W_1 = 19,34 \%$);
- влажность на границе раскатываемости ($W_p = 28,26 \%$);
- плотность горных пород ($\rho = 1,82 \text{ г/см}^3$).

Таблица 1

Гранулометрический состав суглинистой породы

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Суммарный выход по «+», %	Суммарный выход по «-», %
-5+3,5	0,03	0,03	–
-3,5+1	2,37	2,40	99,97
-1+0,5	3,43	5,83	97,60
-0,5+0,25	34,31	40,14	94,17
-0,25	59,86	100,00	59,86
<i>Итого</i>	100,00	–	–

Для условий консолидированного среза угол внутреннего трения, град., рассчитывается по формуле:

$$\varphi_n = K_1 K_\varphi 46(0,3)^{M_\tau} = 0,000037,$$

где $K_1 = 1$ – коэффициент окатанности крупных обломков для угла внутреннего трения; $K_\varphi = 1$ – коэффициент, учитывающий прочность крупных обломков; M_τ – физический эквивалент,

$$M_\tau = \frac{D_2}{R_2} J_p (1 + J_l) = 11,66,$$

J_l – показатель консистенции,

$$J_l = \frac{W_1 - W_p}{J_p} = -1,085 \Rightarrow J_l = 0.$$

Величина сцепления горной породы, МПа:

$$c_n = \frac{K_2 K_p 79 M_\tau^{0,32}}{(1 + J_l)^{3,62}} = 0,173,$$

где $K_2 = 1$ – коэффициент окатанности крупных обломков для удельного сцепления; $K_p = 1$ – коэффициент, учитывающий плотность грунта.

По результатам анализа расчетных и измеренных значений можно сделать следующие выводы.

1. Отклонение между величиной сопротивления на одноосное сжатие и величиной сопротивления на сдвиг составило 9,35 %, или 0,013 МПа;

2. Показатели испытания породы на сдвиг отличаются от расчетных показателей (полученных по формулам ДальНИИС Госстроя), по сцеплению – на 0,12 МПа, по углу внутреннего трения – на 9,5°.

Таким образом, определение прочностных характеристик суглинистых пород возможно по результатам испытания на одноосное сжатие, по результатам исследования на сдвиг и с помощью расчета по методике ДальНИИС Госстроя. Физико-механическая характеристика пород может использоваться при расчете устойчивости пород как при открытой, так и при подземной разработке суглинистых россыпей.

Таблица 2

Испытание образцов суглинистой породы на одноосное сжатие

Параметры суглинистых образцов	P , Н	δ , мм	$R_{сж}$, МПа
Параллелепипед $h = 50$ мм $F = 20,25$ см ²	276,8	5	0,140
Параллелепипед $h = 37$ мм $F = 12,25$ см ²	148,2	2	0,124
Куб $h = 45$ мм $F = 20,25$ см ²	301,3	5	0,152

h – высота; F – площадь поперечного сечения; δ – величина продольной деформации.

Например, на стадии проектирования скважинно-гидравлического способа разработки в условиях месторождения россыпного золота Ключи проведем оценку устойчивости кровли выработки, которая допускается СНиПом II-94-80, по величине безразмерного параметра:

$$K_k = \frac{\gamma H_p}{R} = 2,17, \quad (1)$$

где $\gamma = 0,0182$ МН/м³ – объемный вес вышележащих пород; H_p – расчетная глубина размещения выработки, м,

$$H_p = K_\Gamma H = 7,5,$$

K_Γ – коэффициент, учитывающий характеристику напряженного состояния массива пород, при отсутствии экспериментальных данных $K_\Gamma = 1,5$; $H = 5$ м – глубина расположения выработки от поверхности; $R = 0,063$ МПа – расчетное сопротивление массива пород сжатию,

$$R = K_c R_{сж} = 0,5 \cdot 0,126,$$

где $K_c = 0,2-0,9$ – коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива вышележащих пород (меньшие значения принимаются при сильной тре-

щиноватости, максимальные – для монолитных пород); $R_{сж} = 0,126$ МПа – расчетное значение прочности горных пород при одноосном сжатии.

При $K_k < 0,1$ породы считаются устойчивыми, их относят к 1-й категории устойчивости; $K_k = 0,1-0,25$ – средняя устойчивость, 2 категория; $K_k = 0,25-0,5$ – неустойчивые, 3 категория; $K_k > 0,5$ – весьма неустойчивые.

Выполнив расчет по формуле (1), получим параметр $K_k = 2,17$, следовательно, при имеющихся исходных и расчетных данных кровля выработки относится к последней категории – весьма неустойчивые.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Багазеев В. К., Валиев Н. Г., Симисинов Д. И. Физико-механическое обоснование гидравлического разрушения пород при скважинно-гидравлической разработке россыпных месторождений // Горный журнал. 2015. № 12. С. 25–27.

2. Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Основы горной геомеханики: практикум для выполнения лабораторных и курсовых работ. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. 127 с.

3. Методика оценки прочности и сжимаемости крупнообломочных грунтов с пылеватым и глинистым заполнителем и пылеватых и глинистых грунтов с крупнообломочными включениями / ДальНИИС. М.: Стройиздат, 1989. 24 с.

Поступила в редакцию 25 мая 2017 года

DETERMINATION OF PHYSICAL AND MECHANICAL PROPERTIES OF LOAMY PLACER ROCK

Bagazeev V. K., Valiev N. G., Startsev V. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: Viktor.Bagazeev@m.ursmu.ru

The article describes the investigation directed to determine strength characteristics of loamy rock of placer gold field “Kliuchi”. In the course of work with the use of the common method of ultimate shear strength, bond index and internal friction index have been determined. With the calculation method, tensile strength in uniaxial compression has been determined. Simultaneously, the calculation of fineness ratio and plasticity index were carried out, the indices of which were used to determine bond and internal friction index with “Dal’NIIS” method. At the same time, with the account of thorough preparation of models, experiments over the determination of tensile strength of loamy rock in uniaxial compression have been carried out. Comparative analysis of the enumerated methods over the determination of strength characteristics has shown insignificant divergence in the acquired data.

Key words: physical and mechanical properties; tensile strength in uniaxial compression; ultimate shear strength; loamy rock; stability.

REFERENCES

1. Bagazeev V. K., Valiev N. G., Simisinov D. I. [Physical and mechanical substantiation of hydraulic rock destruction under downhole hydraulic mining of placer deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 12, pp. 25–27. (In Russ.)

2. Bagazeev V. K., Valiev N. G. *Osnovy gornoj geomekhaniki: praktikum dlia vypolneniia laboratornykh i kursovykh rabot* [Practicum for laboratory research and course works “The fundamentals of mining geomechanics”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017. 127 p.

3. Methods of estimating the strength and compressibility of very coarse soils with pulverescent and clay filler, and pulverescent and clay soils with very coarse inclusions. Edited by Dal’NIIS. Moscow, Stroizdat Publ., 1989. 24 p.

ПРЕДСТАВЛЯЕМ НОВУЮ КНИГУ



В книге Г. И. Архипова «Минеральные ресурсы горнорудной промышленности Дальнего Востока. Стратегическая оценка возможностей освоения» выполнено новейшее обобщение данных по состоянию и перспективам освоения более 30 видов рудных минерально-сырьевых ресурсов Дальневосточного региона России. Приведены сведения об основных месторождениях региона и данные об их освоенности, информация о российских и мировых ресурсах рассмотренных видов минерального сырья, их внутренней и мировой конъюнктуре. Проанализированы проблемы рудного минерально-сырьевого сектора региона и факторы, сдерживающие развитие горнорудной отрасли. Выполнен стратегический анализ и планирование рационального освоения и использования рудных минеральных ресурсов в регионе на основе промышленно-отраслевого

подхода. Проанализированы территориально-административное распределение минерально-сырьевых ресурсов по субъектам региона и корпоративная система и организация недропользования.

Книга содержит схемы размещения месторождений, таблицы данных о запасах и ресурсах полезных ископаемых.

Предназначена для специалистов геологического, геолого-экономического, горного направлений, сотрудников региональных администраций, а также студентов, обучающихся по этим направлениям.

Архипов Г. И. Минеральные ресурсы горнорудной промышленности Дальнего Востока. Стратегическая оценка возможностей освоения. АО «Хабаровская краевая типография», 2017. 820 с., 48 ил., 221 табл., библиогр. назв. 109.

ISBN 978-5-88570-410-6.

УДК 553.04 (571.06)

ББК 65.04 (255)

А 87

Ответственный редактор: доктор геол.-минерал. наук, заслуженный деятель науки РФ П. В. Ивашов.

Рецензенты: профессор, доктор геол.-минерал. наук, заслуженный деятель науки РФ Н. П. Романовский; профессор, доктор эконом. наук В. Т. Шишмаков.

*Издано по решению Ученого совета Института горного дела ДВО РАН.
Книга издана на средства ОАО «Полиметалл».*

Редакция
Главный редактор М. В. Корнилков
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 25.10.2017. Дата выхода в свет 9.11.2017
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
11,2 усл. печ. л., 10,2 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6028
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 2, 2017.