ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

4
2017

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Р Е Д А К Ц И О Н Н А Я К О Л Л Е Г И Я

ВАЛИЕВ 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., Технический университет УГМК, 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. Днепропетровск, 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. Сташица, 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. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 4, 2017**

12+

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

Голик В. И., Разоренов Ю. И., Габараев О. З., Каргинов К. Г. **Подготовка мощных месторождений наклонными съездами** 4

Беркович В. М., Любавина В. А., Максимов А. А. **Влияние класса системы подземной разработки на удароопасность горных работ** 11

ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Лебедев Ю. В., Лебедева Т. А., Коковин П. А., Арефьев С. А. **Научные основы устойчивого землепользования в промышленных районах** 19

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Колесникова Л. А., Филин А. Э. **Психологическая устойчивость и охрана труда** 28

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Викулов В. М., Корнилков М. В., Половов Б. Д. **Оценка геотехнических рисков при проектировании анкерной крепи котлована** 33

ГЕОМЕХАНИКА

Дырдин В. В., Фофанов А. А., Смирнов В. Г., Дягилева А. В. **Образование «газового мешка» в зоне опорного давления угольного массива впереди забоя очистной выработки** 41

Жабко А. В. **Прочность континуума (твердых тел)** 47

ЭКОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Хохряков А. В., Цейтлин Е. М., Москвина О. А., Ларионова И. В. **Прогнозирование концентраций загрязняющих веществ в компонентах окружающей среды** 56

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

Насиров У. Ф., Тухташев А. Б., Очилов Ш. А., Равшанова М. Х. **Определение эффективных параметров парносближенных скважинных зарядов при производстве массовых взрывов на высоких уступах** 64

Заиров Ш. Ш., Норматова М. Ж., Равшанова М. Х. **Определение оптимальных параметров подпорной стенки при массовых взрывах на карьерах** 72

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2017

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

Андреева Л. И. **Применение методов оценки технического состояния горной техники на горнодобывающем предприятии** 78

Мамасаидов М. Т., Исманов М. М., Жораев А. Х. **Определение рациональных параметров канатного рабочего органа камнерезной машины** 86

ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ ТРАНСПОРТ

Ляшенко В. И., Франчук В. П. **Повышение эффективности активации компонентов твердеющей закладочной смеси в установках вибрационного трубопроводного транспорта** 92

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Богомолов А. В. **Применение магниторазведки и электроразведки на золото-кварц-сульфидных месторождениях Амурской области** 101

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

Golik V. I., Razorenov Iu. I., Gabaraev O. Z., Karginov K. G. **Large deposits development with inclined descents** 4

Berkovich V. M., Liubavina V. A., Maksimov A. A. **The influence of underground mining system class on the rock-bump hazard of mining works** 11

ECONOMICS, ORGANIZATION AND MANAGEMENT. LEGAL MATTERS OF SUBSOIL USE

Lebedev Iu. V., Lebedeva T. A., Kokovin P. A., Aref'ev S. A. **Scientific fundamentals of sustainable land use in industrial regions** 19

MINING SAFETY

Kolesnikova L. A., Filin A. E. **Psychological stability and labour protection** 28

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Polovov B. D. **Estimation of geotechnical risks when designing anchor support of a foundation ditch** 33

GEOMECHANICS

Dyrdin V. V., Fofanov A. A., Smirnov V. G., Diagileva A. V. **Generation of "gas pocket" in the zone of bearing pressure of coal massif in front of the face of stope** 41

Zhabko A. V. **The strength of the continuum (of solid bodies)** 47

ECOLOGY OF MINING

Khokhriakov A. V., Tseitlin E. M., Moskvina O. A., Larionova I. V. **Contaminants concentration forecasting in the components of the environment** 56

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

Nasirov U. F., Tukhtashev A. B., Ochilov Sh. A., Ravshanova M. Kh. **Determination of efficient parameters of double-contiguous downhole charges when firing bulk explosions at high benches** 64

Zairov Sh. Sh., Normatova M. Zh., Ravshanova M. Kh. **Determination of optimal parameters of retaining wall under bulk explosions at open pits** 72

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

Andreeva L. I. **The use of mining equipment performance estimation methods at the mining enterprise** 78

Mamasaidov M. T., Ismanov M. M., Zhoraev A. Kh. **Determination of rational parameters of stone cutting machine rope operating device** 86

MINING TRANSPORT

Liashenko V. I., Franchuk V. P. **Hardening stowage mixture components activation efficiency improvement in vibration pipeline transport plants** 92

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

Bogomolov A. V. **The use of magnetic survey and electric prospecting at gold-quartz-sulphide deposits of the Amur region** 101

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)

УДК 504.55.054:622(470.6)

ПОДГОТОВКА МОЩНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НАКЛОННЫМИ СЪЕЗДАМИ

ГОЛИК В. И., РАЗОРЕНОВ Ю. И., ГАБАРАЕВ О. З., КАРГИНОВ К. Г.

Статья посвящена рационализации схем подготовки к разработке подземным способом рудных залежей мощных месторождений сложной структуры с улучшением качества выпускаемой руды и повышением безопасности труда. Произведены критический анализ патентной литературы по применению схем подготовки на месторождениях с аналогичными условиями, а также физическое моделирование условий выпуска отбитых руд на эквивалентных материалах. Сформулирован комплексный критерий оценки вариантов подготовки запасов к очистной выемке наклонными съездами, суть которого сводится к репрезентативной и объективной оценке необходимого объема подготовительных проходческих работ при обеспечении требуемой скорости понижения очистных работ, внутрисменной загрузки мобильной буровой и доставочной техники, качественного проветривания очистных забоев и заданной производительности труда. Выполнена количественная оценка вариантов подготовки этажа с оптимизацией расстояния между выработками и учетом опорного давления на этапах развития работ. Приведены количественные результаты моделирования зависимости параметров выпуска отбитой руды. Рекомендованы оптимальные для рассматриваемых условий варианты подготовки наклонными съездами с разным расположением относительно рудных залежей.

Ключевые слова: ***рудные залежи; мощные месторождения; подготовка к разработке; этаж; наклонный съезд; выпуск руды; выработка.***

Современное горное производство характеризуется высокой производственной мощностью, многозабойностью и оснащением мобильной техникой, все это увеличивает значение подготовки запасов к очистной выемке. Бóльшая часть металлургического сырья добывается в сложноструктурных месторождениях, где рациональность схемы подготовки нередко определяет показатели эффективности [1–4].

Целью исследований является рационализация подготовки мощных месторождений сложной структуры при разработке подземным способом. Проведены комплексные исследования, включающие анализ опыта использования схем под-

---

Голик Владимир Иванович – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: v.i.golik@mail.ru

Разоренов Юрий Иванович – доктор технический наук, профессор, ректор. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: yiri1963@mail.ru

Габараев Олег Знаурович – доктор технических наук, профессор, проректор. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: gabar@skgmi-gtu.ru

Каргинов Казбек Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: karginovkg@nornik.ru

готовки по литературным данным и лабораторное моделирование на эквивалентных материалах с оценкой вариантов подготовки месторождения.

Схема подготовки запасов характеризуется объемом подготовительных работ:

$$k = \frac{L_п}{З - З_п},$$

где $L_п$ – общая длина подготовительных выработок, м; З – общие запасы добычной единицы; $З_п$ – запасы, добытые подготовительными выработками.

Схема подготовки месторождения должна обеспечить заданную интенсивность отработки запасов месторождения, достаточную пропускную способность выработок, минимальные потери руды в недрах и необходимые условия перемещения техники.

Степень рациональности схем подготовки месторождений определяет совмещение горизонтов бурения, выпуска и доставки руды и уровень механизации работ. Показатели производительности добычи и показатели эффективности механизации не всегда обеспечивают качественные показатели добываемых руд – потери и разубоживание [5–6]. При изменении горно-геологических условий разработки объем подготовительных и нарезных работ может достигать 80 % от общего объема выработок, что снижает экономическую привлекательность производства.

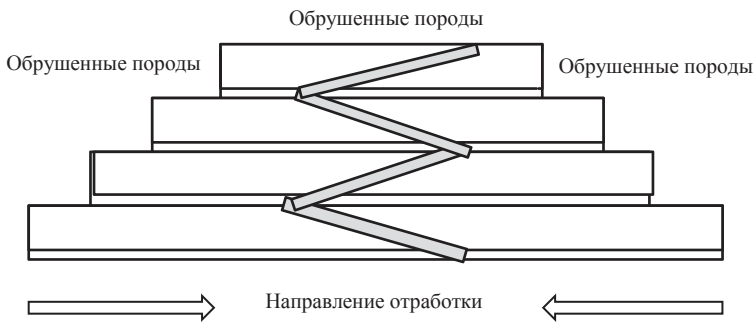

Рис. 1. Подготовка этажа наклонным съездом в центре залежи

Задача совершенствования подготовки месторождения сводится к уменьшению объема проходки выработок при обеспечении необходимых скорости понижения работ, эффективности использования техники, вентиляции рабочих забоев и производительности труда [7–9].

При подготовке этажа расстояние между восстающими принято 60 м. Рудоспуски в породах лежачего бока располагаются в 20 м от границы разлома. Длина доставки составляет 50–60 м.

Расстояние между рудоспусками, м:

$$l_{руд} = l_{дост} - l_{разл} = 30,$$

где $l_{дост}$ – длина доставки горной массы, м; $l_{разл}$ – удаленность рудоспусков от разлома, м.

Вариант подготовки этажа с наклонным съездом, расположенным в центре залежи, отличается тем, что рудное тело отрабатывается в направлении от флангов

к центру. Работы на этаже осуществляются одновременно только в двух забоях (рис. 1).

Длина наклонного съезда со спиральной трассой, м:

$$L_{н} = \left(\frac{h_{пэ}}{\sin\alpha} + l_{з} \right) n = 328,$$

где $h_{пэ}$ – высота подэтажа, $h_{пэ}$ = 12,5 м; α – угол наклона выработки, α = 10°; $l_{з}$ – длина закругления между витками трассы, $l_{з}$ = 10 м; n – число подэтажей, n = 4.

Длина наклонного съезда с односторонней наклонной трассой, м:

$$L_{н} = \left(\frac{h_{пэ}}{\sin\alpha} + l_{з} \right) n + 3L_{гор} = 581,$$

где $L_{гор}$ – длина горизонтальной выработки, соединяющей витки съезда на подэтаже, $L_{гор}$ = 71 м.

Недостатком расположения наклонного съезда со спиральной трассой параллельно простиранию рудной залежи является то, что конечная точка отработки на подэтажах смещается, и отставание нижнего подэтажа на конец отработки верхнего составляет (75 + $h_{пэ}$) м. При приближении фронта очистных работ к наклонному съезду это осложняет маневренность работ.

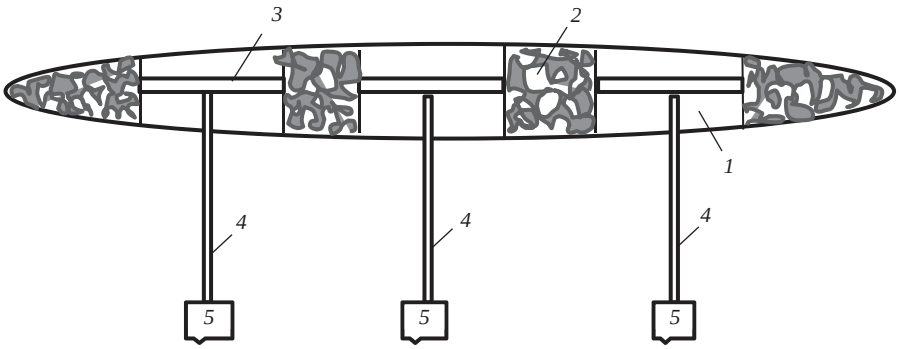

Рис. 2. Подготовка этажа тремя наклонными съездами:
1 – руда; *2* – обрушенные породы; *3* – доставочный подэтажный орт; *4* – вентиляционно-доставочный орт
5 – наклонный съезд

Минимальными затратами на проведение горизонтальных выработок отличается вариант подготовки наклонным съездом со спиральной трассой и дополнительной горизонтальной выработкой длиной 70–75 м на одном подэтаже. При этом варианте два подэтажа отрабатывают непосредственно на съезд, а один подэтаж – на соединяющую центр залежи со съездом горизонтальную выработку.

Общая длина выработок съезда со спиральной трассой и горизонтальной выработкой на подэтаже $L_{н}$ = 399 м.

К недостаткам расположения наклонного съезда в центре залежи относятся:

– большие затраты времени на подготовку этажа;

– затраты на крепление выработок при приближении очистных работ.

Недостатками вариантов подготовки этажа с двумя наклонными съездами является ограничение количества работающих на этаже забоев (не более 8). Во избежание этих недостатков наклонные съезды располагают на расстоянии 1/4 длины залежи от флангов рудного тела (рис. 2).

При подготовке этажа тремя наклонными съездами в центре и на флангах на расстоянии 1/6 длины залежи отработка ведется на каждый съезд с обеих сторон 24-я забоями, что уменьшает время подготовки этажа и затраты на поддержание выработок (табл. 1).

Рудоспуски целесообразно размещать со стороны висячего бока на расстоянии 5–10 м от рудного тела. Общим для всех вариантов является отказ от проходки подготовительных выработок в лежачем боку, кольцевая подготовка на основных горизонтах и увеличенная высота подэтажа (12,5 м).

К применению рекомендуются схемы подготовки:

– наклонным съездом на фланге и подъемником на другом фланге;

– наклонным съездом между рудными телами;

– двумя подъемниками на флангах с отработкой от центра к флангам.

Так, при угле наклона 10° отрабатывают до 9 подэтажей вместо 6 при обычной подготовке. Отрабатываемая высота рудного тела уменьшается в 1,5 раза, угол фронта очистных работ уменьшается, условия выпуска улучшаются, в забое осуществляется естественный дренаж.

Таблица 1

Объем проходческих работ, м^3

Горные выработки	Варианты расположения наклонных съездов			
	В центре	На флангах	В центре и на флангах	Оптимальный
Наклонные	2450	4900	7340	2200
Горизонтальные	340	680	1020	2200
Сбойки штреков	160–800	1600	2400	1300
Доставочные орты	2280–3360	2240–3500	2240–2280	2280
Вентиляционно-доставочные орты	4300–4800	3800–4300	2160	–
Откаточные орты	3600	2160–3360	2640	3020
Откаточные штреки	3880	3880–5600	3800	4840
Рудоспуски	3040	2340–3740	2100	2340
Восстающие	2720–3180	2730–3640	2730	2130
Сбойки штреков	–	1920	–	1750
Подэтажные штреки	–	–	–	15 800
Всего объем выработок, м^3	25 140–26 800	25 100–32 400	27 200	39 800
Объем выработок по породе, м^3/1000 м^3	111–125	14–117	127	185

Эффективность системы разработки с обрушением определяется показателями потерь и разубоживания [10–12]. Для моделирования показателей выпуска использовали дробленую руду крупностью 0+6 мм, форма частиц которой подобна природной, в масштабе 1 : 50. Налегающие породы имитировали породой крупностью 5–10 мм. Условия подобия модели и натуры были соблюдены. Модель блока размером 160 × 160 × 300 мм позволяла менять угол наклона выработки.

Проведено три серии опытов по определению качества выпуска при расположении выработки под углом 0°, 5°, 10°. Каждая серия выполнялась три раза.

Для изучения качества выпуска при изменении угла наклона очистного забоя к наклонной под углом 10° выработке проведено три серии опытов

под углом 90°, 100°, 110°. Руду засыпали слоями: первые два слоя толщиной 80 см и третий слой – 40 см. На поверхности каждого слоя устанавливали марки, по выходу которых формировали фигуру выпуска. Поверх третьего слоя руды засыпали пустую породу. Выпуск производили порциями по 200 г и заканчивали при увеличении разубоживания до 75 % (табл. 2).

Таблица 2

Моделирование выпуска руды с переменным наклоном выработки

Шаг обрушения	Горизонтальная выработка			Выработка под углом 5°		Выработка под углом 10°	
	Номер партии	Вес породы, г	Вес руды, г	Вес породы, г	Вес руды, г	Вес породы, г	Вес руды, г
Первый	1	0	200	0	200	0	200
	2	53	147	65	135	47	153
	3	88	112	78	122	88	112
	4	127	73	105	95	112	88
	5	128	72	118	82	128	72
	6	148	52	145	55	128	72
	7	150	50	165	45	145	55
Всего		694	706	666	734	648	752
Второй	1	0	200	0	200	0	200
	2	63	137	30	170	38	162
	3	100	100	92	108	70	130
	4	135	65	132	68	105	95
	5	148	52	148	52	143	57
	6	150	50	155	45	146	54
Всего		596	604	557	634	502	698
Третий	1	0	200	0	200	0	200
	2	28	172	28	172	23	177
	3	60	120	67	133	72	128
	4	108	92	98	102	100	100
	5	143	57	132	68	135	65
	6	150	50	152	48	147	53
Всего		308	492	309	491	308	492
Четвертый	1	0	200	0	200	0	200
	2	50	150	55	145	53	147
	3	110	90	107	93	105	95
	4	148	52	147	53	150	50
Всего		308	492	309	491	308	492
Итого, г		2107	2493	2009	2591	1935	2665
Итого, %		45,8	54,2	43,7	56,3	42,1	57,9

При угле наклона подэтажной выработки 10° потери руды оказались на 5 % меньше по сравнению с горизонтальной поверхностью обрушения.

При определении качества выпуска руды в зависимости от угла наклона очистного забоя руда имела контакт с породой в двух плоскостях. Шаг обрушения соответствует 2 м. Выпуск производился при угле наклона забоя 90°, 100°, 110° по отношению к выработке, расположенной под углом 10° к горизонтали (табл. 3).

Результаты исследования согласуются с результатами работ зарубежных и отечественных специалистов [13–17].

Итак, показано, что требованиям обеспечения заданной производственной мощности, безопасности работ и эффективного использования мобильной техни-

ки в большей мере отвечает подготовка наклонными съездами. При подземной разработке сложноструктурных месторождений с использованием мобильной

Таблица 3

Параметры выпуска в зависимости от наклона очистного забоя

Выпуск	Наклон очистного забоя					
	90°		100°		110°	
	Вес породы, г	Вес руды, г	Вес породы, г	Вес руды, г	Вес породы, г	Вес руды, г
Первый	0	200	0	200	0	200
Второй	43	157	68	132	53	147
Третий	104	97	118	82	113	87
Четвертый	1336	67	130	70	125	75
Пятый	142	58	158	42	145	55
Итого, г	421	579	474	526	436	564
Итого, %	42	58	47	53	44	56

техники наиболее приемлемы варианты подготовки этажа двумя наклонными съездами, расположенными на флангах залежи вкрест простирания, и наклонными односторонне направленными съездами на флангах рудной залежи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аллабердин А. Б. Обоснование параметров этажно-камерной системы разработки с комбинированной закладкой выработанного пространства при восходящем порядке отработки медно-колчеданных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 1–15.

2. Сосновская Е. Л., Сосновский Л. И., Авдеев А. Н. Обоснование параметров геотехнологии наклонных рудных тел золоторудного месторождения Сауляк // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 4–10.

3. Рыльникова М. В., Ангелов В. А., Туркин И. С. Особенности технологических и конструктивных решений по утилизации отходов добычи и переработки руд в выработанном пространстве рудников // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 2. С. 56–59.

4. Неверов А. А. Геомеханическая оценка комбинированной геотехнологии при отработке мощной пологой рудной залежи // ФТПРПИ. 2014. № 1. С. 119–132.

5. Голик В. И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений: учеб. пособие. М.: Инфра, 2014. 190 с.

6. Вагин В. С., Голик В. И. Проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа. Владикавказ: ОАО ИПП им. В. Гассиева, 2005. 191 с.

7. Ляшенко В. И., Андреев Б. Н., Куча П. М. Инновационные технологии подземной разработки сложноструктурных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 7. С. 9–18.

8. Пагиев К. Х., Голик В. И., Габараев О. З. Наукоемкие технологии добычи и переработки руд. Владикавказ: Терек, 1998. 510 с.

9. Голик В. И., Хадонов З. М., Габараев О. З. Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений. Владикавказ: Терек, 2001. 390 с.

10. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 5. P. 401–405.

11. Ляшенко В. И., Коваленко В. Н., Голик В. И., Габараев О. З. Бесцементная закладка на горных предприятиях. Москва: ЦНИИ экономики и информации, 1992. 95 с.

12. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience // Metallurgical and Mining Industry. 2015. No. 6. P. 591–594.

13. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Gvozdkova T. The theory and practice of rock massifs control in the ore mining // Metallurgical and Mining Industry. 2016. No. 1. P. 209–212.

14. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Simulation of rock massif tension at ore underground mining // Metallurgical and Mining Industry. 2016. No. 7. P. 76–79.

15. Haifeng Wang, Yaqun He, Chenlong Duan, Yuemin Zhao, Youjun Tao, Cuiling Ye. Development of mineral processing engineering education in China University of Mining and Technology // Advances in Computer Science and Engineering. AISC 141. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2012. P. 77–83.

16. Bakhtavar E., Shahriar K. Optimal ultimate pit depth considering an underground alternative: proc. of Fourth Aachen International Mining Symposia-High Performance Mine Production, Aachen, Germany. 2007. P. 213–221.

17. Golik V. I., Razorenov Y.I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. The history of Russian Caucasus ore deposit development // The Social Sciences. 2016. Vol. 11. Issue 15. P. 3742–3746.

Поступила в редакцию 17 января 2017 года

LARGE DEPOSITS DEVELOPMENT WITH INCLINED DESCENTS

Golik V. I., Razorenov Iu. I., Gabaraev O. Z., Karginov K. G. – North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy, Vladikavkaz, the Russian Federation. E-mail: v.i.golik@mail.ru

The article is dedicated to rational schemes of developing ore deposits at large deposits with complex structure for underground mining with the improvement of output ore quality and workplace safety. Critical analysis of patent literature over the use of development schemes at deposits with the same conditions is fulfilled, together with physical modeling of broken ore output conditions at equivalent materials. Complex criterion is formulated to estimate the variants of reserves preparation for stoping with inclined descents, the essence of which reduces to representative and objective estimation of required scope of development mining operations in providing required speed of mining depth increase, capacity of mobile drilling and haulage equipment within a shift, regular aeration of stoping faces, and labour efficiency. Quantitative assessment of level development variants is fulfilled with the optimization of distance between workings and the account of support pressure at the stages of works development. Quantitative results of modeling broken ore output parameters dependencies are introduced. For the conditions in question, optimal variants of development with inclined descents with varied location towards ore deposits are recommended.

Key words: ore deposits; large deposits; mining development; level; inclined descent; ore output; working.

REFERENCES

1. Allaberdin A. B. [Rationale for the parameters of storey-chamber system of development with combined stowing in mining with ascending order at chalcopyrite deposits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 1–15. (In Russ.)

2. Sosnovskaia E. L., Sosnovskii L. I., Avdeev A. N. [Substantiation of pitching ore bodies geotechnology parameters at gold field Saulyak]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 4, pp. 4–10. (In Russ.)

3. Rylnikova M. V., Angelov V. A., Turkin I. S. [Distinctive features of technological and design solutions on disposal of waste of ore mining and processing in a worked-out area]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 2, pp. 56–59. (In Russ.)

4. Neverov A. A. [Geomechanical estimation of combined geotechnology under thick flat ore deposit development]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2014, no. 1, pp. 119–132. (In Russ.)

5. Golik V. I. *Prirodookhrannye tekhnologii razrabotki rudnykh mestorozhdenii: ucheb. posobie* [School book "Environmental technologies of developing ore deposits"]. Moscow, Infra Publ., 2014. 190 p.

6. Vagin V. S., Golik V. I. *Problemy ispol'zovaniia prirodnykh resursov Iuzhnogo federal'nogo okruga* [Problems of natural resources use of the Southern Federal District]. Vladikavkaz, 2005. 191 p.

7. Liashenko V. I., Andreev B. N., Kucha P. M. [Innovation techniques of complex structure deposits underground mining]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 7, pp. 9–18. (In Russ.)

8. Pagiev K. Kh., Golik V. I., Gabaraev O. Z. *Naukoemkie tekhnologii dobychi i pererabotki rud* [High technologies of ore mining and processing]. Vladikavkaz, Terek Publ., 1998. 510 p.

9. Golik V. I., Khadonov Z. M., Gabaraev O. Z. *Upravlenie tekhnologicheskimi kompleksami i ekonomicheskaia effektivnost' razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Control over technological complexes and economic efficiency of ore deposits development]. Vladikavkaz, Terek Publ., 2001. 390 p.

10. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Khasheva Z. The effectiveness of combining the stages of ore fields development. Metallurgical and Mining Industry, 2015, vol. 7, no. 5, pp. 401–405.

11. Liashenko V. I., Kovalenko V. N., Golik V. I., Gabaraev O. Z. *Bestsementnaia zakladka na gornykh predpriiatiiakh* [Cement-free laying at mining enterprises]. Moscow, CSRI of Economics and Information Publ., 1992. 95 p.

12. Golik V., Komaschenko V., Morkun V., Burdzieva O. Metal deposits combined development experience. Metallurgical and Mining Industry, 2015, no. 6, pp. 591–594.

13. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Gvozdkova T. The theory and practice of rock massifs control in the ore mining. Metallurgical and Mining Industry, 2016, no. 1, pp. 209–212.

14. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Simulation of rock massif tension at ore underground mining. Metallurgical and Mining Industry, 2016, no. 7 , pp. 76–79.

15. Haifeng Wang, Yaqun He, Chenlong Duan, Yuemin Zhao, Youjun Tao, Cuiling Ye. Development of mineral processing engineering education in China University of Mining and Technology. *Advances in Computer Science and Engineering*. AISC 141. Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 2012, pp. 77–83.

16. Bakhtavar E., Shahriar K. Optimal ultimate pit depth considering an underground alternative. Proc. of 4th Aachen Int. Mining Symp. "High performance mine production", Aachen, Germany, 2007, pp. 213–221.

17. Golik V. I., Razorenov Y.I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. The history of Russian Caucasus ore deposit development. *The Social Sciences*, 2016, vol. 11, issue 15, pp. 3742–3746.

УДК 622.272.63

ВЛИЯНИЕ КЛАССА СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ НА УДАРООПАСНОСТЬ ГОРНЫХ РАБОТ

БЕРКОВИЧ В. М., ЛЮБАВИНА В. А., МАКСИМОВ А. А.

Геологические и геомеханические факторы, влияющие на выбор технологии очистных работ в удароопасных условиях, достаточно изучены. Их комплексным влиянием определяются выбор класса систем подземной разработки месторождения и параметры конструктивных элементов системы разработки. Исследования по разработке горнотехнической модели разрушения пород в статической и динамической формах позволили сформулировать требования к ударобезопасной технологии. Зная причины возникновения статических и динамических нагружений, можно реализовать наиболее благоприятный режим их проявлений, используя технологические приемы ведения горных работ. Технология опробована на шахтах Североуральского бокситового рудника, внедрена многостадийная система разработки с камерной выемкой под искусственной кровлей. Освоение новой технологии и ее использование при отработке рудных тел в удароопасных условиях и неустойчивых вмещающих породах позволили повысить безопасность работ в результате снижения величины действующих напряжений за счет опережающей отработки рудного тела в висячем боку.

Ключевые слова: ***горнотехническая модель; статические нагружения; динамические нагружения; ударобезопасная технология; искусственная кровля; многостадийная система.***

Проблема борьбы с проявлениями горного давления на рудных месторождениях занимает значительное место в теории и практике горного дела в связи с постоянным увеличением глубины подземных работ, возрастанием концентрации природных и техногенных напряжений вокруг горных выработок. Вопросы прогнозирования форм и интенсивности проявлений горного давления приобрели особое значение в силу необходимости учета проведения профилактических мероприятий по их предотвращению при проектировании глубоких горизонтов новых и эксплуатируемых горнодобывающих предприятий. Не менее важным при этом являются разработка и выбор практических методов и технических средств прогнозирования напряженности и удароопасности массивов горных пород [1].

Достаточно изучены геологические и геомеханические факторы, влияющие на выбор технологии очистных работ в удароопасных условиях. К ним относятся: морфология рудных тел (угол падения, мощность, форма залегания); прочностная и деформационная характеристики руд и вмещающих пород; структурно-тектонические особенности рудных тел и породных массивов; параметры тензора напряжений в массиве; глубина залегания рудных тел.

Комплексным влиянием перечисленных факторов определяются выбор класса систем подземной разработки месторождения и параметры конструктивных эле-

Беркович Вячеслав Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Любавина Виктория Александровна – начальник технического отдела рудника «Кайерканский» Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель», аспирант кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. 663310, г. Норильск Красноярского края, рудник «Кайерканский», а/я 576. E-mail: lubavika@mail.ru

Максимов Антон Александрович – студент кафедры горного дела. E-mail: saaveli@yandex.ru

ментов системы разработки (площадь устойчивых обнажений кровли, размеры целиков и потолочин, конструктивные особенности схемы подготовки рудных тел и очистной выемки, нормативная прочность закладки выработанного пространства и т. д.). Важнейшим элементом при любой системе разработки является выбор способа управления горным давлением, который технологически определяется применяемым способом управления подработанным массивом (частичное или полное обрушение, закладка выработанного пространства, поддержание выработанного массива на целиках и др.).

Под комплексным влиянием разного рода факторов разрушение пород происходит в качественно различных (статической или динамической) формах. Статическая форма характеризуется спокойным, растянутым во времени разрушением пород в виде образования заколов, шелушения и осыпания пород по контуру выработок, обрушений пород кровли, пластического деформирования. К динамической форме относятся протекающие практически мгновенно разрушения пород при стреляниях, микроударах, толчках, горных ударах. Теоретические представления находят подтверждение в практике горных работ. Вместе с тем их использование и дальнейшее развитие требуют корректировки и наполнения конкретным горнотехническим содержанием, поскольку многообразие геологических условий разрабатываемых месторождений и технологических схем их отработки образует широкий спектр комбинаций факторов, определяющих условия разрушения пород [2].

Структура геомеханической модели разрушений пород

Характеристика массива	Форма разрушения			
	Статическая	Динамическая		
		I	II	III
Уровень напряженности	$\sigma_{ст} / \sigma_{сж} \geq 0{,}8$	$\sigma_{ст} / \sigma_{сж} \geq 0{,}8$	$(\sigma_{ст} + \Delta\sigma_{дин})/\sigma_{сж}$	
Характер нагружения: жесткое мягкое	$G_н \geq G$ $G_н < G$	– $G_н < G$	– $G_н < G$	$G_н \leq G$ –
Скорость приложения нагрузки	$v = 0$ $v_р > v_п = \text{const}$	$v_р < v_п = \text{const}$	$v_р < v_п \neq \text{const}$	$v_р < v_п \neq \text{const}$

$\sigma_{ст}$ – статические напряжения; $\Delta\sigma_{дин}$ – напряжения динамической нагрузки; $\sigma_{сж}$ – прочность пород массива; $G_н$ – жесткость нагружающей системы; G – жесткость нагружаемой конструкции; $v_п$ – скорость приложения нагрузки; $v_р$ – возможная скорость пластического деформирования нагружаемой конструкции

Исследования по разработке горнотехнической модели разрушения пород в статической и динамической формах позволили сформулировать требования к ударобезопасной технологии. Они заключаются в том, что при конструировании ударобезопасных систем разработки кроме горно-геологических факторов (мощность, угол падения, форма залегания рудного тела и т. д.) и технологических требований (ориентирование забоев по направлению действия максимальных напряжений, общее развитие фронта очистных работ, расположение подготовительных выработок и т. д.) в первую очередь необходимо учитывать геомеханический режим нагружения горных пород: *жесткий (статический)*, при котором подработанный массив не обрушен и находится в устойчивом состоянии на оставленных целиках и крепи; *мягкий (динамический)*, при котором подработанный массив характеризуется активным процессом сдвижения пород с формированием зоны опорного давления в массиве и

краевых частях рудной залежи. При выполнении этих требований за счет характеристик конструктивных элементов системы отработки удароопасного месторождения можно влиять на геомеханическое состояние горного массива и уменьшить таким образом объем необходимых профилактических мероприятий по приведению этого массива в неудароопасное состояние.

Характерным для всех форм разрушения является высокий уровень напряженности, близкий к пределу прочности пород. Разрушения пород в статической форме происходят при любых режимах нагружения, но при малых скоростях нагружения, близких к постоянным и не превышающих скорости возможного пластического деформирования пород под нагрузкой. Разрушение в динамической форме происходит при трех разных вариантах сочетаний влияющих факторов. Первый вариант – мягкое нагружение с постоянной скоростью, превышающей скорость пластического деформирования. Второй вариант – мягкое нагружение с переменной скоростью под влиянием динамических пригрузок. Для третьего варианта характерен переход от первоначального жесткого нагружения к мягкому

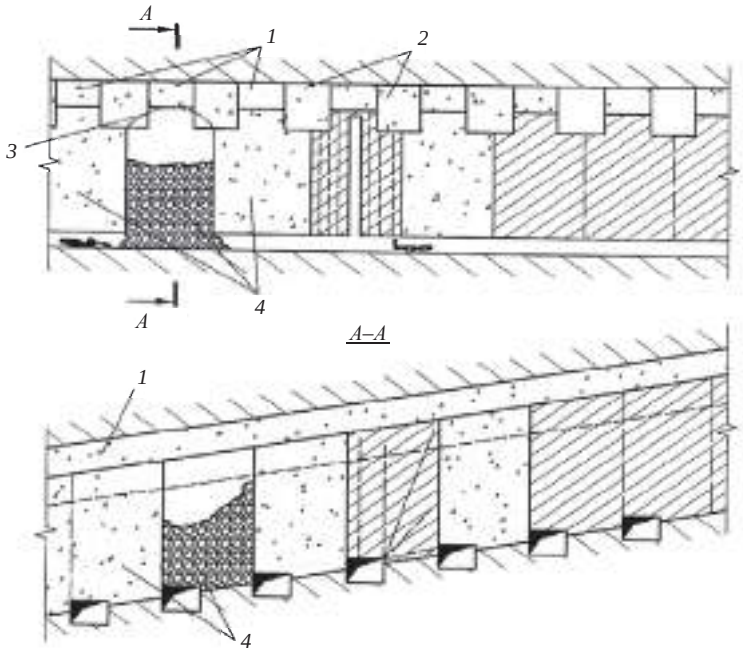

Рис. 1. Камерная система разработки под искусственной кровлей из твердеющей закладки:
1 – первичные заходки; *2* – вторичные заходки; *3* – свод естественного равновесия; *4* – выемочные камеры

в результате прихода в сдвижение нагружающей системы и возникновения динамических пригрузок. Эта модель может быть использована как при предварительной прогнозной оценке удароопасности новых и эксплуатируемых горнодобывающих предприятий, так и при выборе технологических вариантов отработки удароопасных месторождений. С геомеханических позиций критериями мягкости или жесткости системы служат подвижность или устойчивость подрабатываемого массива горных пород. Подвергающийся активному сдвижению массив по отношению к любому материалу горных конструкций будет выступать в качестве мягкой нагружающей системы, а находящийся в состоянии покоя подработанный

массив, не создающий условий для притока энергии упругого сжатия в нагружаемую систему, следует оценивать как систему жесткого нагружения для любой конструкции.

Анализ структуры геомеханической модели разрушения пород в статической и динамической формах, отражающей комплексное влияние уровня напряженности, условий нагружения и скорости приложения нагрузки, приведен в таблице.

Зная причины возникновения статических и динамических нагружений, можно реализовать наиболее благоприятный режим их проявлений, используя технологические приемы ведения горных работ. Одним из таких приемов, успешно применяемым на удароопасных месторождениях, является система разработки с жестким поддержанием подработанного массива на искусственных опорах (твердеющая закладка). Наряду с созданием благоприятного жесткого режима нагружения подобный технический прием в значительной мере снижает или даже ликвидирует условия для возникновения динамических пригрузок и является основой технологии отработки месторождений, склонных к горным ударам.

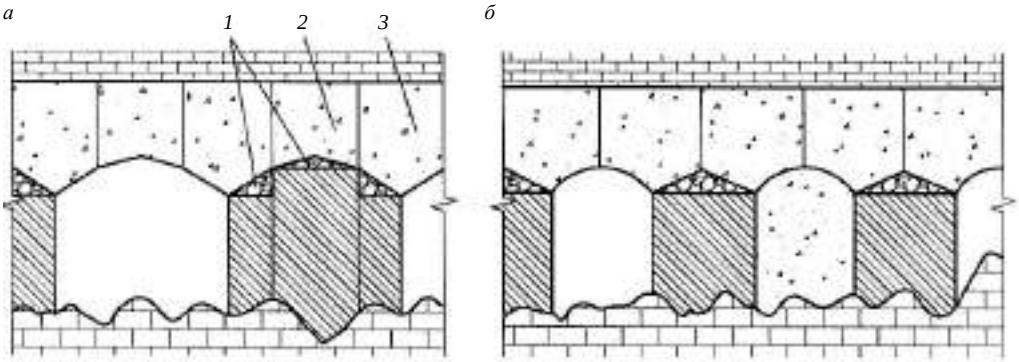

Рис. 2. Камерная выемка под арочной искусственной кровлей:
а – разная высота первичных и вторичных заходок; *б* – одинаковая высота первичных и вторичных заходок; *1* – отбитая руда, оставляемая на почве заходок для создания свода; *2* – вторичная заходка, заполненная закладкой; *3* – первичная заходка, заполненная закладкой

Основные положения геомеханической модели были внедрены в сложных горно-геологических и удароопасных условиях Североуральских бокситовых месторождений. Рудные тела представлены жилистообразными залежами меридионального простирания и падения на восток под углом 20°–35°. Для месторождения характерно чередование рудных участков мощностью 60–200 м и более с безрудными участками непромышленной мощности. Опираясь на опыт мировой практики ведения горных работ в удароопасных условиях, авторы разработали и предложили к применению на Североуральском бокситовом руднике (СУБР) вариант системы разработки камерной выемки руды под искусственной кровлей из твердеющей закладки [3]. Создание искусственной кровли из твердеющих смесей – дополнительные работы, связанные с затратой труда и расходом материала. Однако искусственная кровля, по сравнению с естественной, значительно прочнее, она надежно сохраняет рабочее пространство в камерах и обеспечивает условия для применения скважинной отбойки руды и высокопроизводительного самоходного оборудования. При внедрении рекомендуемых систем разработки на шахтах СУБРа, где ежегодно регистрируется более 1000 сейсмических явлений с энергией, достигающей 108 Дж, учитывались принятая схема подготовки блоков, применяемые на руднике погрузочно-доставочные машины с дистанционным управлением, буровое оборудование и конвейерная доставка отбитой руды.

Выемочный блок подготавливается к очистной выемке системой панельных штреков, пройденных на контакте руды и подстилающих пород (рис. 1). Очистные работы начинаются с выемки и последующей закладки первичных заходок, располагаемых на контакте рудного тела и висячего бока. Выработанное пространство первичных заходок закладывают твердеющей смесью. Между заходками первой очереди проходят заходки второй очереди с совмещением их кровли с кровлей заходок первой очереди и смещением почвы по высоте относительно почвы заходок первой очереди на величину, определяемую из соотношения:

$$h \geq k \frac{\gamma_з [\sigma_р]_п^2}{\gamma_п^2 \sqrt[3]{[\sigma_{сж}]_з^2}}, \qquad (1)$$

где k – эмпирический коэффициент, учитывающий пролет обнажения; $\gamma_з$ – плотность закладочного массива, т/м^3; $[\sigma_р]_п$ – предел прочности пород кровли на растяжение, МПа; $\gamma_п$ – плотность налегающих пород, т/м^3; $[\sigma_{сж}]_з$ – предел прочности искусственного массива из твердеющего материала на одноосное сжатие, МПа.

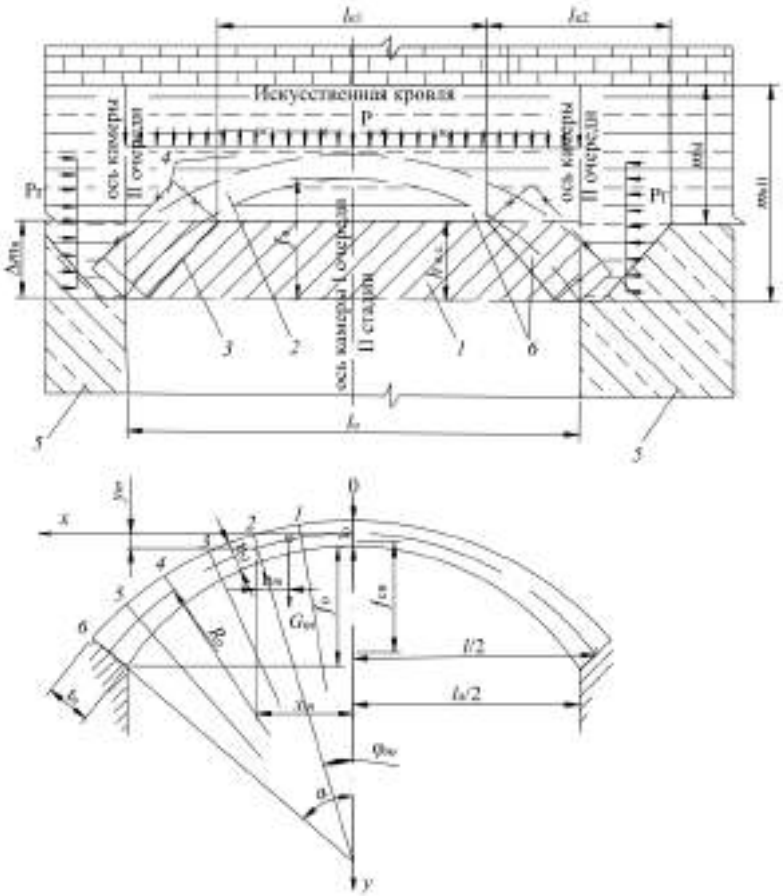

Рис. 3. Сводчатый несущий слой:
1 – условный несущий слой закладки; *2* – сводчатый несущий слой; *3* – граница искусственной кровли; *4* – площадь армирования; *5* – искусственные целики; *6* – рудная мелочь под закладочным массивом

При этом образованный искусственный массив служит кровлей, которая предназначена предотвратить самообрушение налегающих пород при камерной отбойке основных нижележащих запасов руды и снизить уровень дей-

ствующего горного давления. После набора нормативной прочности твердеющей смесью в заходках отработку основных запасов ведут камерами. Последние располагают через одну таким образом, чтобы их центральные оси совпадали с осями первичных заходок, а границы камер находились на осях вторичных заходок. При этом уступообразная форма искусственной кровли образует геометрическую поверхность, приближающуюся по своей форме к фигуре свода обрушения (рис. 2).

Расчет необходимой толщины сводчатого несущего слоя производили по принципу расчета монолитной сводчатой конструкции в режиме заданной нагрузки (рис. 3). Выемка руды под искусственной кровлей камерами, ось которых совпадает с осью заходок I очереди, а ширина равна суммарной ширине заходок I и II очереди, проходимых в стадии создания искусственной кровли, ведется под кровлей, представляющей собой слоистую разрезную балку.

Проверку устойчивости образованной шарнирной системы (рис. 4) производим по формуле Г. Н. Кузнецова, а устойчивость шарнирной системы обеспечивается при условии:

$$\sigma_{сж} = \frac{k(1+k_п)\gamma_н l^2}{3n_н(1-\xi b/h_н)} < \sigma_{сж.н}, \qquad (2)$$

где k – коэффициент, характеризующий степень концентрации напряжений, k = 0,95; $k_п$ – коэффициент пригрузки, $k_п$ = 2; $\gamma_н$ – плотность пород, т/м^3; l – пролет камеры, м; $n_н$ – нормативная удельная нагрузка, $n_н$ = 10−222 кПа (в зависимости от ширины выработки); ξ – коэффициент, учитывающий механические свойства породы, ξ = 0,04; b – ширина выработки, м; $h_н$ – толщина несущего слоя, $h_н$ = 0,9 м; $\sigma_{сж.н}$ – нормативная прочность закладки, $\sigma_{сж.н}$ = 400 т · м/м^3.

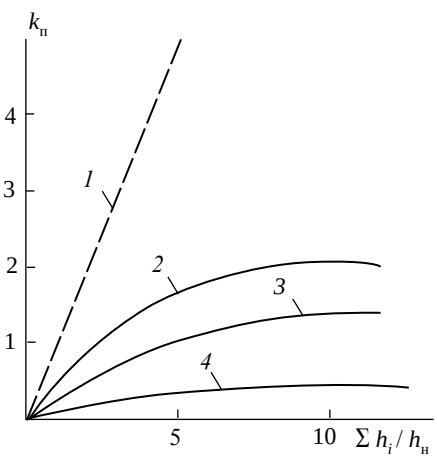

Рис. 4. График зависимости коэффициента пригрузки $k_п$ со стороны вышележащих слоев от относительной и суммарной мощности $\sum h_i / h_н$:
1 – пригрузка, равная силе тяжести вышележащих слоев; *2* – $h_i / h_н$ = 0,25 tgφ; *3* – $h_i / h_н$ = 0,5 tgφ; *4* – $h_i / h_н$ = 1,0 tgφ;

Для отработки рудных тел мощностью от 15 м и более при неустойчивых налегающих породах предлагалась многостадийная система разработки с камерной выемкой под искусственной кровлей. После выемки руды в камерах первой очереди их закладывают твердеющей смесью. Когда смесь наберет нормативную прочность, приступают к отбойке запасов руды в камерах второй очереди. Выемка нижележащих подэтажей осуществляется аналогично верхнему подэтажу, за исключением того, что камеры второй очереди нижнего подэтажа заполняют гидравлической закладкой (рис. 5). Такой порядок ведения работ позволяет в границах блока за счет постадийной закладки организовать многозабойную выемку руды одновременно на двух-трех подэтажах [4].

Освоение новой технологии и ее внедрение при отработке рудных тел в удароопасных условиях и неустойчивых вмещающих породах позволило:

– значительно расширить область применения высокопроизводительной камерной системы разработки;

– повысить безопасность работ в результате снижения величины действующих напряжений за счет опережающей отработки рудного тела в висячем боку;

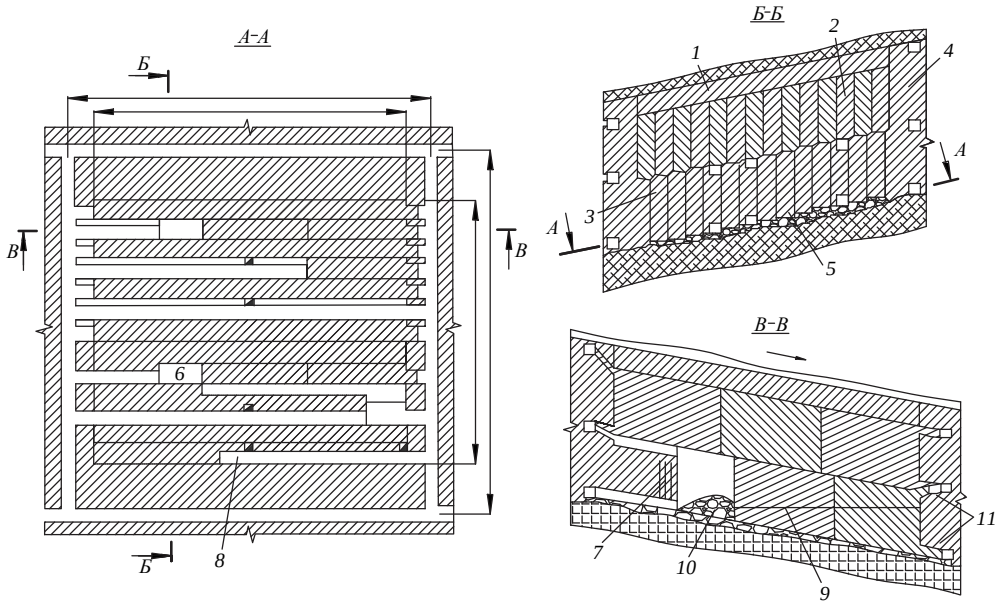

Рис. 5. Многостадийная камерная выемка с искусственной кровлей:
1 – искусственная кровля; *2* – закладочный массив первого подэтажа; *3* – закладочный массив камер первой очереди второго подэтажа; *4* – рудный массив; *5* – камера в стадии выемки; *6* – шаг закладки камер; *7* – взрывные скважины; *8* – камера в стадии нарезки; *9* – закладочный трубопровод; *10* – отбитая руда; *11* – изолирующая перемычка

– увеличить камерные запасы и снизить удельный объем горно-подготовительных работ, повысить эффективность добычи полезного ископаемого.

За время испытаний камерной выемки под искусственной кровлей на шахтах СУБРа было добыто более 1 млн т руды. Производительность труда забойного рабочего в среднем составила 9 м^3/смену (максимальная – 22 м^3/смену). Потери руды составили 3,8 %, разубоживание – 3,7 % [5].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беркович В. М., Дорошенко В. И., Дик Ю. А. Рациональная технология отработки удароопасных полиметаллических месторождений // Итоги науки и техники. Сер. «Разработка месторождений твердых полезных ископаемых». 1992. Т. 59. 78 с.
2. Шараев Д. В. Разработка технологии выемки рудных залежей с учетом закономерности формирования параметров вторичного напряженно-деформированного состояния горного массива: автореф. дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2008. 21 с.
3. Беркович В. М., Дробот Б. П., Горев Ю. С. А. с. 1346793 СССР. Способ разработки рудных месторождений. Бюл. № 39. 1987.
4. Беркович В. М., Оганесян Р. Л. Камерная выемка руды под искусственной кровлей // Горный журнал. 1996. № 11–12. С. 77–79.
5. Беркович В. М., Осинцев В. А. Технология отработки удароопасных участков месторождения // ГИАБ. 2011. № 2. С. 99–105.

Поступила в редакцию 14 марта 2017 года

THE INFLUENCE OF UNDERGROUND MINING SYSTEM CLASS ON THE ROCK-BUMP HAZARD OF MINING WORKS

Berkovich V. M. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
Liubavina V. A. – Kayerkan Coal Open Pit Mine MMC Norilsk Nickel JSC Polar Branch, Norilsk, Krasnoyarsk region, the Russian Federation. E-mail: lubavika@mail.ru
Maksimov A. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: saaveli@yandex.ru

Geological and geomechanical factors, which influence the choice of stoping technology in rock-bump hazardous conditions, are studied thoroughly enough. By their complex influence the choice of deposit underground mining system class and development system structural components parameters are determined. Investigations over the development of mine engineering model of rock breaking allowed formulating the requirements to rock-bump safe technology. Knowing the reasons for statistic and dynamic loadings origination, it is possible to realize the most favorable regime of their manifestations, using manufacturing methods of mining. The technology has been tested at the shafts of the North Urals Bauxite Mine, multilevel system of chamber mining under artificial roof is introduced. The new technology exploitation and application when mining ore bodies in rock-bump hazardous conditions and unstable enclosing rock allowed increasing the safety of works as the result of operating stresses value reduction by means of advance mining of the ore body in the hanging wall.

Key words: mine engineering model; statistic loadings; dynamic loadings; rock-bump safe technology; artificial roof; multilevel system.

REFERENCES

1. Berkovich V. M., Doroshenko V. I., Dik Iu. A. [Rational technology of rock-bump hazardous complex deposits]. *Itogi nauki i tekhniki. Ser. "Razrabotka mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh" – Mining Science and Technology. Ser. "Exploitation of Solid Mineral Resources Deposits"*, 1992, vol. 59. 78 p.
2. Sharaev D. V. *Razrabotka tekhnologii vyemki rudnykh zalezhei s uchetom zakonomernosti formirovaniia parametrov vtorichnogo napriazhenno-deformirovannogo sostoianiia gornogo massiva: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [The development of ore recovery technology with the account of rock massif secondary stress-strained state parameters generation regularity. Cand. eng. sci. abs. of diss.]. Ekaterinburg, 2008. 21 p.
3. Berkovich V. M., Drobot B. P., Gorev Iu. S. *Sposob razrabotki rudnykh mestorozhdenii* [Ore mining method]. A. S. USSR, 1346793. 1987.
4. Berkovich V. M., Oganesian R. L. [Chamber ore recovery under the artificial roof]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1996, no. 11–12, pp. 77–79. (In Russ.)
5. Berkovich V. M., Osintsev V. A. [The technology of mining rock-bump hazardous sections of a deposit]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. 2, pp. 99–105. (In Russ.)

УДК 622.502.5

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ УСТОЙЧИВОГО ЗЕМЛЕПОЛЬЗОВАНИЯ В ПРОМЫШЛЕННЫХ РАЙОНАХ

ЛЕБЕДЕВ Ю. В., ЛЕБЕДЕВА Т. А., КОКОВИН П. А., АРЕФЬЕВ С. А.

В статье рассматриваются вопросы устойчивого землепользования в промышленных районах; дана система представлений о земле в сфере устойчивого землепользования. Рассмотрена методология устойчивого землепользования на основе поддержания необходимого уровня биотической регуляции окружающей среды, иерархии уровней управления устойчивым землепользованием (концептуального, идеологического, политического и экономического) и научно-технологических принципов устойчивого землепользования в промышленных районах. Принципы включают обоснование стратегических приоритетов и индикаторов устойчивого землепользования в промышленных районах; комплексную (эколого-экономическую) оценку земельных ресурсов с учетом особенностей промышленных производств; определение «коридоров» допустимого землепользования в промышленных районах; согласование индивидуальных интересов землепользователей с общественными предпочтениями; многокритериальную оптимизацию землепользования на основе эколого-экономических и социальных показателей. Рассмотренный междисциплинарный подход с использованием строгой математической формализации социально-эколого-экономических процессов в сфере землепользования позволит учитывать современные вызовы, снижать риски и смягчать последствия негативных ситуаций.

Ключевые слова: ***устойчивое землепользование; система представлений о земле; биотическая регуляция окружающей среды; иерархия управления землепользованием; стратегические приоритеты и индикаторы; комплексная оценка; допустимые «коридоры» землепользования; индивидуальные интересы; общественные предпочтения; многокритериальная оптимизация.***

В современный период в обществе широко распространяются, а в отдельных случаях и доминируют основополагающие концепции и представления об устойчивом развитии территорий [1–3] («sustainable development», экологическая безопасность, «зеленая» экономика, «зеленая» энергетика и др.). Перечисленные концепции находят выражение в инновационном развитии и экономическом росте на территориях недропользования, в энергосбережении, конкурентоспособности и так далее. Актуальные проблемы развития общества связаны с распознаванием природных ресурсов, применением труда (живого и овеществленного) и

Лебедев Юрий Владимирович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Лебедева Татьяна Анатольевна – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: taranova@ukr.net

Коковин Петр Александрович – кандидат сельскохозяйственных наук, доцент кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: kpa57@mail.ru

Арефьев Степан Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: arefevsa@yandex.ru

использованием финансовых средств. В этом перечне труд и финансы являются производными от природных ресурсов, а среди природных ресурсов базовым понятием для жизни общества (биологической, материальной, духовно-нравственной) является земля [4, 5].

Система представлений общества о земле (земельных ресурсах) приведена на рис. 1. Землю можно рассмотреть с разных точек зрения: как объект биосферы [6, 7], как элемент экономической сферы [8] и как основу формирования духовной сферы общества [9, 10].

Рис. 1. Система представлений о земле в сфере устойчивого землепользования

Устойчивое землепользование в промышленных районах – это долговременное (поддержание биотической регуляции окружающей среды на территориях недропользования), многоцелевое (удовлетворение потребностей горнопромышленного комплекса в разнообразных компонентах полезных ископаемых) и экономически выгодное (оптимальное по соответствующим критериям и индикаторам) взаимоотношение общества и земельных ресурсов.

Промышленные районы включают главным образом категорию земель промышленности и иного специального промышленного назначения («Земельный кодекс РФ», ст. 7). Площадь таких земель в Свердловской области составляет 2,2 % (470 тыс. га). Состояние земельных участков и их функциональное использование на землях промышленности разнообразно. В табл. 1 приведена структура категорий таких земель в Свердловской области.

Непосредственно промышленными объектами занято всего около 13 % территории. Бóльшая часть (около 62 %) – это покрытая растительным покровом территория, в разной степени трансформированная и нарушенная.

Так, именно из-за большого экологического вреда США в 1990-х гг. продали Китаю технологию и оборудование по переработке полиметаллических руд и производству из них редких и редкоземельных металлов. Разрабатывая свое месторождение Баян-Обо, Китай на основе новой технологии за 12 лет в 5 раз увеличил выпуск ценнейшей продукции на заводе «Баоган», а по отдельным стратегическим видам редкоземельных элементов сейчас контролирует до 90 % мирового рынка. Продукция данного земле- и недропользования стала геополитическим инструментом Китая [11].

Таблица 1

Структура земель промышленности, транспорта, связи и иного назначения по угодьям

Виды угодий	Площадь земель	
	тыс. га	%
Сельскохозяйственные угодья	17,3	4,1
Лесные угодья	255,9	60,1
Древесно-кустарниковая растительность, не входящая в лесной фонд	6,4	1,5
Земли под водными объектами	10,4	2,4
Земли застройки	16,6	3,9
Земли под дорогами	38,3	9,0
Другие земли	80,9	19,0
Итого	425,8	100,0

Дальнейшее развитие землепользования в промышленных районах (районах недропользавания) в соответствии с Концепцией устойчивого развития, принципами экологической безопасности и положениями «зеленой» экономики должно основываться на методологии, полагающей земельные ресурсы основой биологической жизни [1, 10], а следовательно, на научных принципах, учитывающих долговременность использования и многоцелевое назначение земельных ресурсов [12, 13].

Методология устойчивого землепользования в промышленных районах Урала и Западной Сибири включает:

– поддержание необходимого уровня биотической регуляции окружающей среды [6, 9, 10] (например, на территориях лицензионных участков недропользования, в районах горнопромышленных производств);

– иерархию уровней управления устойчивым землепользованием – концептуального, идеологического, политического и экономического [14];

– обоснование научно-технологических принципов устойчивого землепользования в промышленных районах [13, 15, 16].

Биотическая регуляция окружающей среды в условиях современных вызовов и рисков в промышленных районах (Урал и Западная Сибирь) отражает трансформацию потоков биологической энергии (биомассы) в природных и антропогенных каналах и изменение характера круговорота биогенных элементов в окружающей среде (углерода, кислорода, азота и др.).

Если в естественных экосистемах до начала промышленного производства человек потреблял из окружающей среды 1–2 % биологической энергии и никаких

изменений в среде не наблюдалось, то уже в начале XX века изъятие биологической энергии возросло до 5 % и изменения в окружающей среде стали ощутимыми, а в XXI веке из природы изымается уже более 10 % биоэнергии, а в отдельных промышленных районах – до 30 %. Это ведет к образованию нарушенных и полунарушенных территорий и к ухудшению экологических условий жизни.

Концептуальный уровень [14] является основополагающим звеном управления землепользованием, поскольку задает основные целевые установки на длительный период времени – ведение недропользования и горнопромышленного производства в пределах допустимого изменения биотической регуляции окружающей среды и обоснованного эколого-экономического и социального удовлетворения потребностей общества в результатах землепользования.

Идеологический уровень управления устойчивым землепользованием на Урале и в Западной Сибири определяет главное направление и пути реализации концептуальных установок: экологизацию общественного сознания и экономики землепользования [10], что выражается в более полной и глубокой переработке добываемых ресурсов и в сознательном формировании и регулировании потребительского спроса на продукцию из них. Здесь реализуется положение о том, что добываемые полезные ископаемые являются не предметом продажи за рубеж (руда, нефть, газ), а основой создания и развития промышленной инфраструктуры по производству продукции с высокой добавленной стоимостью [11].

Политический уровень управления устойчивым землепользованием в промышленных районах включает формирование соответствующей концептуальным установкам и идеологическому уровню нормативно-правовой базы. Основным вопросом, решаемым здесь, является четкое определение и разграничение понятий «земля» и «почва».

Экономический уровень управления устойчивым землепользованием в промышленных районах определяет механизм практических действий общества в сфере земельных отношений через оценки, стоимости, затраты, прибыли и через реализацию взаимодействий индивидуальных землепользователей и общества в целом с земельными ресурсами (почвами, территорией, растительным покровом, подземными ресурсами).

Научно-технологические принципы устойчивого землепользования в промышленных районах включают:

– обоснование стратегических приоритетов и индикаторов устойчивого землепользования в промышленных районах;

– комплексную (эколого-экономическую) оценку земельных ресурсов, в том числе полезных ископаемых;

– определение «коридоров» допустимого землепользования, в том числе недропользования в промышленных районах;

– согласование индивидуальных интересов землепользователей и недропользователей с общественными предпочтениями;

– многокритериальную оптимизацию землепользования и недропользования на основе эколого-экономических и социальных показателей.

Стратегические приоритеты и индикаторы устойчивого землепользования ранжированы строго по порядку: сначала – экологические, затем социальные и, наконец, экономические [13]. В старопромышленных районах Среднего и Южного Урала они отражают принципы поддержания усложняющегося недропользования, оптимизации использования природно-ресурсного потенциала территории. На Северном и Полярном Урале стратегические приоритеты отражают поддержание традиционного земле- и природопользования у малочисленных народов Севера [17] и экологически устойчивое недропользование [18]. В регионах Западной

Сибири – многоцелевое землепользование: недропользование, развитие промышленных объектов и жилых зон, лесное и лесопромышленное хозяйство [19].

Эколого-экономическая оценка земельных ресурсов и полезных ископаемых, как компонентная, так и комплексная, производится на основе натуральных показателей (биометрических и биопродукционных) [19], технологических и технических параметров [18, 20], экономических эквивалентов этим показателям и комплексного критерия с учетом широкопространственных и долговременных изменений, а также рисков возникновения различных ситуаций. Оценка влияния изменения глобального климата на разные формы и виды землепользования на Урале и в Западной Сибири основана на очевидных результатах по тем секторам, для которых, во-первых, влияние изменения климата наиболее ощутимо (величина осадков и распределение речного стока на поверхностную и подземную составляющую на водосборах) и, во-вторых, выводы о влиянии изменения климата имеют приемлемую обоснованность (сдвиг границ растительных формаций на север на равнине и вверх – в горных районах, оттаивание участков вечной мерзлоты).

Определение «коридоров» допустимого землепользования производится по экологическим параметрам [21]: уровню сохранения естественных экосистем; балансу природных и антропогенных потоков энергии – биомассы в окружающей среде; степени изъятия природных ресурсов и объектов – растительного покрова, почвы, земельных участков; социальным параметрам (занятость населения в экономике региона, состояние здоровья населения, сохранение социальных функций природных ландшафтов); экономическим параметрам (технологическим, техническим [20], по затратам, доходам).

В сфере землепользования в промышленных районах Урала и Западной Сибири пересекаются индивидуальные интересы отдельных землепользователей и общественные предпочтения. Индивидуальные интересы землепользователей и недропользователей проявляются в относительно короткие периоды времени (на участках недропользования – продолжительность разработки месторождений), а общественные предпочтения выражаются в постоянном, долговременном землепользовании и недропользовании. Согласование индивидуальных интересов и общественных предпочтений производится путем использования в экономических расчетах соответствующих ставок (норм) дисконтирования будущих денежных величин [12, 13].

Часто обсуждение экономики землепользования, в том числе недропользования в промышленных районах, сводится к анализу взаимосвязи рыночного механизма с государственным участием в управлении. Сторонники нерегулируемого рынка говорят о его эффективности [22]; считают, что система идеальных рынков может достигать совершенства в сложных ситуациях использования исчерпаемых полезных ископаемых.

С позиции устойчивого развития территории рыночная система недропользования может успешно функционировать при следующих дополнениях к традиционным условиям [23]:

– во-первых, должно быть обеспечено равенство норм дисконтирования рынка будущих прибылей недропользователей нормам дисконтирования благосостояния будущих поколений людей;

– во-вторых, для соблюдения устойчивости рыночного механизма в недропользовании в долгосрочной перспективе краткосрочной оптимальности недостаточно, необходимо переводить такую экономику с быстрого истощения или медленного использования на «правильную» – долгосрочную;

– в-третьих, необходимо решить проблему нестабильности рынка полезных ископаемых, возникающую вследствие большой заинтересованности в сегодняш-

нем недропользовании и недостаточного внимания к характеру недропользования в будущие периоды времени.

Государственное управление землепользованием, в том числе и недропользованием, позволяет учитывать внешние факторы и эффекты (экологические, экономические, социальные), регулировать вопросы распределения и исключать несовершенство рынка. Плановая форма как часть государственного управления экономикой недропользования должна обосновывать наилучший путь развития отрасли в долговременной перспективе. Для этого необходим соответствующий критерий эффективности для сопоставления разных направлений развития отрасли. Таким критерием может быть максимизация дисконтированной суммы показателей общественного благополучия (например, потребления на душу населения) за весь временной период от сегодняшнего момента до «бесконечного» будущего.

Поиск оптимальных (эффективных) вариантов устойчивого землепользования начинается с определения оптимальных вариантов по всем частным критериям с раскрытием неопределенности таких однокритериальных решений. Для этого составляется матрица вариантов землепользования в зоне неопределенности оптимальных решений (табл. 2).

Таблица 2

Схема матрицы вариантов землепользования в зоне неопределенности оптимальных решений

Варианты землепользования – параметры управления Y = {*f*; *s*; *r*}	Условия землепользования – параметры состояния X = {*a*; *b*; *c*; *g*; *p*; *f*}				
	X_1	…	X_j	…	X_6
Y_1	P_{11}	…	P_{1j}	…	P_{16}
…	…	…	…	…	…
Y_i	P_{i1}	…	P_{ij}	…	P_{i6}
…	…	…	…	…	…
Y_6	P_{61}	…	P_{6j}	…	P_{66}

Раскрытие неопределенности выполняется с помощью специальных критериев.

Критерий «средних затрат» в землепользовании определяется по максимальному из средних значений показателей *P* для каждой совокупности параметров состояния (по вертикалям матрицы):

$$\max_j = \left(\frac{P_{1j} + P_{ij} + P_{6j}}{6} \right) = \max_j \overline{P_j}. \quad (1)$$

При использовании критерия «минимальных затрат» выбирают вариант землепользования, для которого худший результат лучше, чем худший для любого другого варианта:

$$\max_j P_j^{\min} = \min_j \max_j P. \quad (2)$$

Критерий (2) по сравнению с критерием (1) страхует от отрицательных последствий при самой неблагоприятной реализации системы управления землепользованием.

Для особо сложных случаев организации землепользования рациональный вариант выбирают по критерию «минимального риска»: при этом разница P_{ij} преобразуется в матрицу рисков R_{ij} согласно соотношению:

$$P_{ij} = P_{ij} - P_j^{\max} = P_{ij} - \max \overline{P_{ij}}.$$

Смысл этого критерия сводится к устранению риска слишком больших потерь при появлении экстремальных условий функционирования объектов землепользования (изменение климата, риски наводнений, природных пожаров).

Многокритериальная оптимизация [15] устойчивого землепользования выполняется в относительно простых ситуациях лексикографическим методом, а в более сложных случаях – методом последовательных уступок [24].

Таким образом, научные основы устойчивого землепользования в промышленных районах могут быть представлены методологией, которая рассматривает земельные ресурсы как основу биологической жизни, и следующими из этой методологии научно-техническими принципами устойчивого землепользования, включающими определение для конкретных условий Урала и Западной Сибири стратегических приоритетов и индикаторов (экологических, социальных, экономических), комплексную экономическую оценку земельных ресурсов и полезных ископаемых, определение «коридоров» допустимого землепользования по технологическим и техническим показателям, согласование экономических интересов индивидуальных землепользователей и недропользователей с общественными предпочтениями и, наконец, многокритериальную оптимизацию допустимого землепользования. Именно междисциплинарный подход с использованием строгой математической формализации социо-эколого-экономических процессов в сфере землепользования и недропользования позволит учитывать современные вызовы и снижать риски негативных ситуаций и их последствий.

Статья подготовлена при поддержке и в рамках гранта РФФИ № 17-06-00433.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Наше общее будущее: докл. междунар. комиссии по окружающей среде и развитию / пер. с англ. М.: Прогресс, 1989. 376 с.

2. Доклад Всемирной встречи на высшем уровне по устойчивому развитию. Йоханнесбург, Южная Африка. 2002. URL: docs/cntd.ru/document/901893000

3. Будущее, которого мы хотим: итоговой документ Конференции ООН по устойчивому развитию. Бразилия, Рио-де-Жанейро. 2012. 62 с.

4. Варламов А. А. Земельный кадастр. Теоретические основы государственного земельного кадастра. М.: Колос, 2004. 383 с.

5. Волков С. Н. Землеустройство. Том 1. Теоретические основы землеустройства. М.: Колос, 2001. 496 с.

6. Горшков В. Г. Физические и биологические основы устойчивости жизни. М.: ВИНИТИ, 1995. 470 с.

7. Lebedev Y. V., Anufriev V. P., Lebedeva T. A. Preservation of forest biodiversity – a key factor of sustainable development of a territory // Advanced Materials Research. 2014. Vol. 692.

8. Яковлев В. Л., Корнилков С. В. Методологические особенности освоенных недр на современном этапе // Вестник УрО РАН. 2013. № (4)46. С. 11–18.

9. Данилов-Данильян В. И., Лосев К. С. Экономический вызов и устойчивое развитие. М.: Прогресс-Традиция, 2000. 416 с.

10. Лосев К. С. Мифы и заблуждения в экологии. М.: Научный мир. 2011. 225 с.

11. Старостин В. И. Век минерального сырья // Аргументы недели. 2015. № 33.

12. Hoteling H. The economics of exhaustible resources // Journ. Polit. Econ. 1931. Vol. 39.

13. Арефьев С. А., Кокарев К. В., Лебедев Ю. В. Устойчивое недропользование в период экологизации экономики // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 6. С. 33–40.

14. Лебедев Ю. В., Мехренцев А. В. Четыре уровня в иерархии устойчивого управления лесами // Теория и практика экологического страхования: матер. V Междунар. конф. Улан-Удэ, БГУ. 2010. С. 113–116.

15. Anufriev V. P., Lebedev Y. V. Multi-objective optimization of complex subsoil use issues // 5th Int. Conf. on the Political, technological, economic and social processes, 23–29 July 2015, London. P. 16–25.

16. Белов В. В., Кокарев К. В., Лебедев Ю. В. Научные основы комплексного решения эколого-экономических и социальных проблем в недропользовании // Известия Самарского научного центра РАН. 2016. № 2(2). С. 583–586.
17. Логинов В. Г. Развитие системности в освоении природного потенциала северных малоизученных территорий. Екатеринбург: Институт экономики УрО РАН, 2015. 317 с.
18. Пахомов В. П., Атаманова Е. А. Теоретико-методологические основы пространственного недропользования. Екатеринбург: Институт УрО РАН, 2011. 206 с.
19. Lebedev Y. V., Anufriev V. P., Anufrieva E. I. Natural potential and sustainable development of a territory // Advanced Materials Research. Trans. Tech. Publications. Switzerland. 2015. Vols. 1073–1076. P. 1499–1502.
20. Валиев Н. Г., Славиковский О. В. Исследование технологии комплексного освоения минеральных ресурсов недр и техногенных образований // Изв. вузов. Горный журнал. 2014. № 6. С. 22–26.
21. Хохряков А. В., Фадеичев А. Ф., Ольховский А. М., Цейтлин Е. М. Применение интегрального показателя при оценке экологической безопасности породного отвала, подвергшегося процессам самозарастания // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 8. С. 88–92.
22. Трудный переход к рынку / науч. ред. Л. И. Абалкин. Сост. Е. М. Юдина. М.: Экономика, 1990. 559 с.
23. Солоу Р. М. Экономическая теория ресурсов или ресурсы экономической теории // Вехи экономической мысли. Т. 3 / под ред. В. М. Гальперина. СПб.: 1999. С. 19–20.
24. Подиновский В. В., Гаврилов В. М. Оптимизация по последовательно применяемым критериям. М.: Сов. радио, 1975. 192 с.

Поступила в редакцию 15 февраля 2017 года

SCIENTIFIC FUNDAMENTALS OF SUSTAINABLE LAND USE IN INDUSTRIAL REGIONS

Lebedev Iu. V., Lebedeva T. A., Kokovin P. A., Aref'ev S. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: arefevsa@yandex.ru

The article examines the problems of sustainable land use in industrial regions; system of notions about land in the sphere of sustainable land use is introduced. The methodology of sustainable land use is examined on the basis of maintaining required level of biotic environmental control, hierarchy of control levels of sustainable land use (conceptual, ideological, political, and economic) and scientific-technological principles of sustainable land use in industrial regions. The principles include the substantiation of strategic priorities and indicators of sustainable land use in industrial regions; complex (ecological-economic) estimation of land resources with the account of industrial production peculiarities; determination of "corridors" of allowable land use in industrial regions; co-ordination of individual interests of land users with social preferences; multicriterion optimization of land use on the basis of ecological-economic and social indicators. The examined interdisciplinary approach with the use of strict mathematical formalization of social-ecological-economic processes in the sphere of land use will help to take into account modern challenges, reduce risks, and mitigate the consequences of negative situations.

Key words: sustainable land use; systems of notions about land; biotic environmental regulation; hierarchy of land use control; strategic priorities and indicators; complex estimation; allowable "corridors" of land use; individual interests; social preferences; multicriterion optimization.

REFERENCES

1. Our Common Future. Oxford University Press, 1987. 383 p. (Russ. ed.: Nashe obschee buduscheye. Moscow, Progress, 1989. 376 p).
2. *Doklad Vsemirnoi vstrechi na vysshem urovne po ustoichivomu razvitiiu* [Report of the World Summit on sustainable development]. Johannesburg, South Africa, 2002. Available at: docs/cntd.ru/document/901893000
3. *Budushchee, kotorogo my khotim: itogovoi dokument Konferentsii OON po ustoichivomu razvitiiu* [The outcome document of the United Nations conference on sustainable development "The future we want"]. Brazil, Rio de Janeiro, 2012. 62 p.
4. Varlamov A. A. *Zemel'nyi kadastr. Teoreticheskie osnovy gosudarstvennogo zemel'nogo kadastra* [Land cadastre. Theoretical fundamentals of the National Land Cadastre]. Moscow, Kolos Publ., 2004. 383 p.
5. Volkov S. N. *Zemleustroistvo. Tom 1. Teoreticheskie osnovy zemleustroistva* [Land planning. Vol. 1. Theoretical fundamentals of land planning]. Moscow, Kolos Publ., 2001. 496 p.
6. Gorshkov V. G. *Fizicheskie i biologicheskie osnovy ustoichivosti zhizni* [Physical and biological fundamentals of life's sustainability]. Moscow, VINITI Publ., 1995, 470 p.
7. Lebedev Y. V., Anufriev V. P., Lebedeva T. A. *Preservation of forest biodiversity – a key factor of sustainable development of a territory. Advanced Materials Research*, 2014, vol. 692.
8. Iakovlev V. L., Kornilkov S. V. [Methodological peculiarities of developed resourses at the modern stage]. *Vestnik UrO RAN – Bulletin of UB RAS*, 2013/4, no. 46, pp. 11–18. (In Russ.)
9. Danilov-Danil'ian V. I., Losev K. S. *Ekonomicheskii vyzov i ustoichivoe razvitie* [Economic challenge and sustainable development]. Moscow, Progress-Traditsiia Publ., 2000. 416 p.
10. Losev K. S. *Mify i zabluzhdeniia v ekologii* [Myths and mistakes in ecology]. Moscow, Nauchnyi mir Publ., 2011. 225 p.

11. Starostin V. I. [The century of the mineral raw material]. *Argumenty Nedeli – Arguments of the Week*, 2015, no. 33. (In Russ.)
12. Hoteling H. The economics of exhaustible resources. Journ. Polit. Econ., 1931, vol. 39.
13. Aref'ev S. A., Kokarev K. V., Lebedev Iu. V. [Sustainable subsoil use in the period of economics ecologization]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 6, pp. 33–40. (In Russ.)
14. Lebedev Iu. V., Mekhrentsev A. V. [The four levels of in the hierarchy of sustainable forest administration]. *Teoriia i praktika ekologicheskogo strakhovaniia: mater. V Mezhdunar. konf.* [Proc. 5th Int. Conf. "Theory and practice of environmental insurance"] Ulan-Ude, BSU Publ., 2010, pp. 113–116. (In Russ.)
15. Anufriev V. P., Lebedev Y. V. Multi-objective optimization of complex subsoil use issues. Proc. 5th Int. Conf. on the Political, technological, economic and social processes, 23th–29th July 2015, London, pp. 16–25.
16. Belov V. V., Kokarev K. V., Lebedev Iu. V. [Scientific fundamentals of ecological-economic and social problems complex solution in subsoil use]. *Izvestiia Samarskogo nauchnogo tsentra RAN – News of the Samara Scientific Center of RAS*, 2016, no. 2(2), pp. 583–586. (In Russ.)
17. Loginov V. G. *Razvitie sistemnosti v osvoenii prirodnogo potentsiala severnykh maloizuchennykh territorii* [Development of systematicity in the exploitation of natural potential of understudied northern territories]. Ekaterinburg, Institute of Economics of UB RAS Publ., 2015. 317 p.
18. Pakhomov V. P., Atamanova E. A. *Teoretiko-metodologicheskie osnovy prostranstvennogo nedropol'zovaniia* [Theoretical-methodological fundamentals of dimensional subsoil use]. Ekaterinburg, Institute of UB RAS Publ., 2011. 206 p.
19. Lebedev Y. V., Anufriev V. P., Anufrieva E. I. Natural potential and sustainable development of a territory. *Advanced Materials Research*. Trans. Tech. Publications. Switzerland. 2015, vols. 1073–1076, pp. 1499–1502.
20. Valiev N. G., Slavikovskii O. V. [Research in technology of integrated development of mineral resources and technogenic formations]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2014, no. 6, pp. 22–26. (In Russ.)
21. Khokhryakov A. V., Fadeichev A. F., Olkhovskiy A. M., Tseytlin E. M. [Application of integral indicator in the assessment of environmentally sound process of waste dump subject to the processes of disappearance]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 8, pp. 88–92. (In Russ.)
22. *Trudnyi perekhod k rynku. Nauch. red. L. I. Abalkin. Sost. E. M. Iudina* [Complicated shift to a market economy. Edited by L. I. Abalkin. Composed by E. M. Iudina]. Moscow, Ekonomika Publ., 1990. 559 p.
23. Solou R. M. [Economic theory of resources or resources of economic theory]. *Vekhi ekonomicheskoi mysli. T. 3. Pod red. V. M. Gal'perina* [Milestones of economic thought. Vol. 3. Edited by V. M. Gal'perin]. St. Petersburg, 1999, pp. 19–20.
24. Podinovskii V. V., Gavrilov V. M. *Optimizatsiia po posledovatel'no primeniaemym kriteriiam* [Optimization according to consistently applied criteria]. Moscow, Sov. radio Publ., 1975. 192 p.

УДК 622.8

ПСИХОЛОГИЧЕСКАЯ УСТОЙЧИВОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

КОЛЕСНИКОВА Л. А., ФИЛИН А. Э.

Современное развитие производства подразумевает применение высокопроизводительных машин, оборудования, систем контроля и слежения за технологическими процессами, управления параметрами технологических процессов, что повысило долю нервно-психических нагрузок на трудящихся и требует реализации высших психических функций человека – памяти, мышления, внимания, быстрого принятия безошибочного решения, правильных реакций на любую информацию. На современных горных предприятиях свыше половины несчастных случаев происходит из-за неправильных действий работников, которые связаны с нарушениями психофизиологических закономерностей их деятельности и поведения. В статье рассмотрены психологические аспекты безопасности человека в области охраны труда: выявлены основные причины несчастных случаев для горного производства, приводящие к ошибочным действиям человека; рассмотрены вопросы коллективной психологии, инертности и некритичности мышления и их влияние на количество несчастных случаев на горных предприятиях РФ.

Ключевые слова: ***охрана труда; безопасность человека; психологическая устойчивость; несчастный случай; соблюдение правил безопасности.***

Частая причина травм и гибели людей на рабочих местах – это плохое психическое состояние работников при исполнении трудовых обязанностей. В таких случаях не помогает ни инстинкт самосохранения, ни знание опасностей выполняемой работы. На здоровье людей влияют также чрезмерная самоуверенность и переоценка собственных возможностей, которые снижают внимание человека и приводят к нарушению правил безопасности. В конце рабочего дня и недели в организме человека накапливаются усталость и раздражительность, поэтому в эти периоды нужно быть очень внимательным и рассудительным при выполнении работ. Наличие конфликтов, усталость, заболевания, зависимость от наркотических средств, алкоголя, никотина, особенности психики человека и подавленное состояние при наличии опасных факторов (движущиеся детали машин, загромождение проходов, плохое освещение и т. д.) могут спровоцировать несчастные случаи.

Мотивация к безопасному труду рабочих усиливается, когда они осознают, что на предприятии существует строгий контроль за соблюдением правил безопасности, за высокий уровень безопасности труда работников материально и морально поощряют. Условием премирования должна быть работа без травм и аварий.

Психофизиологические факторы работников обусловлены конкретным содержанием, характером профессиональной деятельности и ее соответствием физиологическим возможностям и психологическим особенностям человека. Нервно-психические перегрузки, как известно, включают умственное перенапряжение,

---

Колесникова Людмила Алексеевна – кандидат экономических наук, доцент кафедры техносферной безопасности. 119991, г. Москва, Ленинский просп., 4, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». E-mail: Luzu@yandex.ru

Филин Александр Эдуардович – доктор технических наук, профессор кафедры техносферной безопасности. 119991, г. Москва, Ленинский просп., 4, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». E-mail: aleks_filin@bk.ru

перенапряжение анализаторов и эмоциональные перегрузки, что на сегодняшний день характерно для многих видов профессиональной деятельности [1]. Особенной в этом аспекте является горная промышленность, которая отличается высокой степенью опасности. Существуют факторы как уменьшающие, так и увеличивающие степень подверженности опасности. Устойчиво повышают индивидуальную подверженность опасности такие факторы, как функциональные изменения в организме, особенности высшей нервной деятельности, дефекты сенсорных систем, неудовлетворенность данным видом деятельности, профессиональная непригодность. Временно повышают подверженность опасности неопытность, неосторожность, утомление, монотонность труда. Это особо отражается на рисках возникновения аварийных ситуаций на горном производстве [2].

Несоответствие антропологических данных человека и выполняемых им функций может привести к повышенному физическому и нервному утомлению, ослаблению психики, снижению чувствительности сенсорных систем, ухудшению координации движений, быстроты и точности ориентации, притуплению бдительности и внимания, нарушению восприятия происходящего, снижению критического анализа видимых изменений обстановки и своих действий. Все это нередко создает предпосылки или является непосредственной причиной несчастных случаев.

Комплекс сверхсильных раздражителей обычно и вызывает нарушения психической деятельности в виде стресса, психической напряженности, аффективных реакций и т. п. Стресс – особое состояние эмоционального напряжения, неизбежно возникающее в сложных, необычных, неожиданных ситуациях. Это состояние повышает возбудимость всех морфофизиологических систем организма и оказывает большое влияние на поведение человека. Стрессовые ситуации часто создают эмоциональные перегрузки и способствуют возникновению страха, паники.

Психологические особенности поведения людей во время трудового процесса и психологические факторы возникновения неправильных действий подразделяются на ошибочные действия и нарушения.

Ошибочным принято считать такое действие человека, которое он совершает неправильно в силу объективных или субъективных причин. К таковым относятся плохая профессиональная подготовка, несоответствие физических и моральных качеств требованиям данной трудовой деятельности, временное снижение работоспособности и бдительности в результате заболевания, утомления, неудовлетворительные санитарно-гигиенические условия труда и т. д.

Нарушение – неправильное действие, совершаемой работником умышленно или по небрежности – также является одним из факторов повышения риска травматизма.

Для горного производства основными причинами, приводящими к ошибочным действиям человека, считают следующие:

– наличие помех при восприятии информации (шум, недостаточная освещенность, запыленность и др.);

– нарушение порогов восприятия информации (низкий уровень громкости сигналов, недостаточные размеры различения сигнала, высокие уровни громкости сигналов, приводящие к утомлению человека, отвлечению его внимания);

– чрезмерный объем или скорость поступления информации, что может приводить к дезорганизации деятельности по приему информации, появлению запаздывающих и ошибочных реакций, пропуску отдельных сигналов и даже к отказу человека от работы;

– недостаток информации, что является фактором, затрудняющим принятие правильного решения;

– несоответствие формы представления информации психофизиологическим возможностям человека;

– низкие скорость и точность рабочих действий при изменяющихся условиях рабочей обстановки;

– невнимательность (подавляющее большинство несчастных случаев и брака в работе происходят из-за невнимательности);

– недостаточный объем памяти, что приводит к плохому запоминанию особенностей окружающей обстановки, вследствие чего возможны отсутствие реакции или неправильное реагирование [3].

Низкая готовность памяти в сочетании с медленным и некритичным мышлением определяют низкий уровень находчивости и сообразительности. В экстремальных условиях, когда требуются быстрые действия или принятие решения, человек либо бездействует, либо совершает ошибочные действия, что представляет опасность для него и нарушает нормальный ход трудового процесса.

Инертность и некритичность мышления характеризуются выраженной неспособностью предвидеть ход событий или последовательность своих действий, что мешает принять правильное решение. Работник с такими недостатками неправильно оценивает характер и размер опасности и поэтому не принимает нужных мер предосторожности; плохо предвидит возможные опасные последствия своих действий; не успевает и не может правильно проанализировать обстановку, оценить вероятное развитие событий и выполняет действия, не отвечающие реальной обстановке; принимает неправильные оперативные решения в ответ на изменение обстановки.

Результатом недостатка критического мышления (способности самокритично оценивать свои поступки) являются широко распространенные привыкание к опасности и утеря необходимой бдительности и осторожности.

Нарушения психофизиологических закономерностей в сознании возникают под действием ряда факторов: недостатки в конструкции машин и оборудования, неудобная рабочая поза, монотонность трудового процесса, отрицательное влияние факторов внешней среды, повышенная эмоциональная напряженность [4].

Все индивиды в коллективе находятся во взаимодействии друг с другом при выполнении трудовых обязанностей, оказывая взаимное влияние непосредственно (через команды, распоряжения, передачу информации) и опосредованно (через ведение технологического процесса). При этом реакция каждого из членов коллектива на те или иные возбудители нервной системы зависит от его психофизиологических особенностей.

Таким образом, коллектив имеет свою коллективную психологию, отличающуюся от психологии индивида. На ход трудового процесса у отдельного человека влияют его личностные опыт и свойства. На ход массовых процессов (в коллективе) влияют в основном коллективные установки, традиции, общественная атмосфера и коллективный опыт, которые богаче, глубже опыта отдельно взятой личности.

Каждый человек в коллективе в силу социальной чувствительности и потребности в признании его коллективом приспосабливает свое поведение к его требованиям.

Если в коллективе четко определены обязанности и связи его членов между собой, структура приспособлена к задачам коллектива и между его членами преобладают коллективизм, сплоченность, взаимовыручка и единство, то в нем будет дисциплина, не будет конфликтов, вследствие чего будет мало нарушений правил безопасности.

Большое значение при формировании коллектива имеет психологическая совместимость его членов. Она определяется желанием каждого члена работать в данном коллективе, отсутствием неприязни друг к другу, стремлением оказать помощь и прийти на выручку, поддержать друг друга в тяжелых условиях знаниями и умениями выполнять поставленные задачи, взаимопониманием и дисциплинированностью.

Необходимо учитывать, что возможности человека при обслуживании сложной современной техники небезграничны и что технический прогресс позволяет передавать ряд функций человека машине.

При анализе технического оборудования с точки зрения возможности ошибочных действий из-за конструктивных недостатков необходимо учитывать:

– наличие достаточного рабочего пространства для обслуживающего персонала, позволяющего осуществлять все необходимые движения и перемещения при эксплуатации и техническом обслуживании;

– наличие достаточных физических, зрительных и духовных связей между работниками и оборудованием, а также между отдельными лицами;

– оптимальное размещение рабочих мест;

– оптимальное размещение оборудования, входящего в состав рабочего места, главным образом средств отображения информации и органов управления;

– наличие необходимого освещения, допустимый уровень громкости шумов и вибраций.

Итак, причиной большинства несчастных случаев является человеческий фактор (до 75 %), поэтому главным направлением профилактической работы должно быть повышение работоспособности работников и ее сохранение в течение рабочего времени [5]. Важна ранняя диагностика профпатологии и болезненного состояния нервной системы, поскольку несчастный случай является результатом непринятия во внимание человеком потенциальной опасности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Безопасность жизнедеятельности: учеб. пособие / под ред. Н. К. Демина. М.: Изд-во РЭА, 2007. 118 с.

2. Филин А. Э. Психология как средство снижения рисков травматизма на предприятиях // Электронный научный журнал. 2016. № 9(12). С. 279–282.

3. Филин А. Э. Перспективы обеспечения безопасности горного производства // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 31–33.

4. Колесникова Л. А. Анализ основных методов оценки безопасности труда на производстве // Наука и образование: проблемы и стратегии развития. 2015. № 1(1). С. 137–139.

5. Маслова О. В., Олейников Б. И., Колесникова Л. А. Катастрофы: социально-экономические последствия // Актуальные направления научных исследований XXI века: теория и практика. 2015. Т. 3. № 6(17). С. 48–54.

Поступила в редакцию 2 марта 2017 года

PSYCHOLOGICAL STABILITY AND LABOUR PROTECTION

Kolesnikova L. A., Filin A. E. – National University of Science and Technology, Moscow, the Russian Federation. E-mail: aleks_filin@bk.ru

Current industrial development presupposes application of high-capacity machines, equipment, workflows control and tracking systems, workflow parameters control; it raises the portion of psychological impacts on workers and requires the realization of human higher psychical functions – memory, thinking, attention, fast error-free decision making, right reactions on any kind of information. At modern mining enterprises more than half of all emergencies happens because of workers wrong actions, which are connected with failure of psychophysiological regularities of their activity and behavior. The article examines psychological aspects of human safety in the sphere of labour protection; main reasons for emergencies in mining industry are revealed, which lead to human wrong actions; the problems of collective psychology, inactive and non-critical thinking and their influence on the quantity of emergencies at mining enterprises in the Russian Federation.

Key words: labour protection; human safety; psychological stability; emergency; safety rules observance.

REFERENCES

1. *Bezopasnost' zhiznedeiatel'nosti: ucheb. posobie. Pod obshch. red. N. K. Demika* [School book “Civil protection”. Edited by N. K. Demik]. Moscow, REA Publ., 2007. 118 p.
2. Filin A. E. [Psychology as a means of reducing risks of industrial traumatism]. *Elektronnyi nauchnyi zhurnal – Electronic Scientific Journal*, 2016, no. 9(12), pp. 279–282. (In Russ.)
3. Filin A. E. [Prospects of protection in mining industry]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 31–33. (In Russ.)
4. Kolesnikova L. A. [Analysis of basic methods of industrial labour safety estimation]. *Nauka i obrazovanie: problemy i strategii razvitiia – Science and Education: Problems and Development Strategies*, 2015, no. 1(1), pp. 137–139. (In Russ.)
5. Maslova O. V., Oleinikov B. I., Kolesnikova L. A. [Catastrophes: social-economic effects]. *Aktual'nye napravleniia nauchnykh issledovanii XXI veka: teoriia i praktika* [Current directions in scientific research in the 21st century: theory and practice]. 2015, vol. 3, no. 6(17), pp. 48–54. (In Russ.)

УДК 624.016

ОЦЕНКА ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ РИСКОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ АНКЕРНОЙ КРЕПИ КОТЛОВАНА

ВИКУЛОВ В. М., КОРНИЛКОВ М. В., ПОЛОВОВ Б. Д.

В основе расчета конструкций анкерного крепления ограждающих стен котлованов лежит алгоритм программы имитационного моделирования, осуществляющей количественную оценку надежности и риска возведения подземного объекта. Основное средство оценки – имитационные испытания по методу Монте-Карло, реализуемому в режиме автоматизированной прикладной программы и текстовых файлов на языке программирования QBasic. На этой основе создана машинно-ориентированная процедура проектирования гибких подпорных конструкций, позволяющая осуществить оперативный вероятностный анализ нагрузок на несущую конструкцию, положения поверхностей скольжения и устойчивость опорных узлов анкеров. Определение уровней рисков при расчетах устойчивых гибких подпорных конструкций котлованов городских подземных сооружений, строящихся открытым способом, является весьма актуальным. Очевидный путь решения этой проблемы – формализация риск-анализа, предусматривающая разработку методики моделирования геотехнической ситуации по средним значениям входных параметров.

Ключевые слова: ***анкерная крепь; восходящий анкер; имитационные испытания; модель; линия скольжения; уровень риска; давление грунта.***

В условиях существующей городской застройки при дефиците свободных территорий подземное строительство приобретает особую актуальность. Сегодня не только в Екатеринбурге, но и в других крупных городах – Санкт-Петербурге, Челябинске, Новосибирске – в подземном пространстве наблюдается настоящий «строительный бум». Однако местная специфика сложившейся застройки и геологические условия залегания грунтов значительно усложняют задачу возведения подземных объектов. Разработка технических решений по устройству подземных сооружений является достаточно сложной задачей, существенно отличающейся от традиционного проектирования наземных конструкций. Выбор способа строительства зависит от экономической целесообразности, конструктивных особенностей и назначения строящегося объекта. Как правило, бóльшая часть подземных сооружений городской инфраструктуры возводится открытым или полузакрытым способом на глубинах, не превышающих 30 м.

Эффективность строительства определяется надежностью сооружений. В случае применения открытого способа строительства подземных сооружений требуется устройство котлованов с вертикальными стенами с применением различных ограждающих конструкций. Кроме того, при разработке котлованов глубиной бо-

Викулов Владимир Михайлович – старший преподаватель кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: zmk_osad@mail.ru

Корнилков Михаил Викторович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного строительства, главный редактор «Изв. вузов. Горный журнал». 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

Половов Борис Дмитриевич – доктор технических наук, профессор кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: PBD@e1.ru

лее 3–4 м необходимы дополнительные усиливающие конструкции: распорная или анкерная крепи.

Наибольшее распространение в подземном строительстве получили грунтовые анкеры, закрепляемые непосредственно в скважинах нагнетаемым под давлением цементно-песчаным раствором. Зона заделки располагается за пределами возможной призмы обрушения грунта.

У грунтовых анкеров отсутствует главный недостаток распорного крепления – сильное загромождение свободного пространства котлована, крайне необходимого для производства работ. Однако у данных конструкций имеются ограничения и недостатки. К ним следует отнести: необходимость проведения инженерно-геологических изысканий вне границ площадки застройки, что не всегда возможно; некоторую неопределенность работы грунтовых анкеров, особенно в связных грунтах, невозможность их повторного использования; трудности герметизации устьев скважин, являющихся потенциальными источниками поступления грунтовых вод в котлован; высокую стоимость. Поэтому в мировой и отечественной практике находят все более широкое применение извлекаемые анкеры.

В Уральском государственном горном университете на кафедре шахтного строительства ведется работа по повышению эффективности конструкций анкерного крепления ограждающих стен котлованов. В частности, для повышения безопасности строительства подземных сооружений, обеспечения минимума осадок и деформаций окружающих зданий в условиях плотной городской застройки предлагается конструктивное решение восходящего анкера [3]. Опирание одного из двух оголовков анкера выполняется на плоскости откоса бермы, устроенной на достаточном расстоянии от поверхности условной призмы обрушения, другой оголовок анкера традиционно закрепляется на обвязочном поясе ограждения котлована.

Таким образом, проблемы, возникающие при устройстве грунтовых анкеров, решаются при использовании предлагаемой восходящей анкерной крепи, основное достоинство которой – определенность, наглядность и простота статической работы, обеспеченная постоянным визуальным контролем состояния узлов крепления и зацепления каждого анкера, тогда как применение грунтовых анкеров подразумевает повышенный риск их статической работы, связанный с отсутствием гарантированных данных о геологическом строении и свойствах грунтов в зоне замковой части анкера и скрытым характером работ по его возведению.

В комплекс инженерных расчетов предлагаемой анкерной конструкции входит выполнение оценки устойчивости положения верхнего опорного узла анкера и определение конечной (критической) точки линии скольжения.

При строительстве подземных сооружений и комплексов открытым способом в условиях непосредственного расположения застроенной территории необходимо выполнять геотехнический прогноз (оценку) влияния строительства на изменение напряженно-деформированного состояния (НДС) грунтового массива окружающей застройки, при котором могут возникнуть необратимые нарушения грунтов.

Существующие методы оценки устойчивости грунтового массива и параметров удерживающих систем котлованов, применяемые в Российской Федерации и базирующиеся на методе предельных состояний, не позволяют получить количественные значения рисков, характеризующие вероятность возникновения аварии. Возможность оценки не предусматривается и в зарубежной программной продукции, предназначенной для обоснования геомеханических решений. Поэтому действующие методики расчета устойчивости массива грунта и удерживающих систем котлованов, с одной стороны, не могут гарантировать полную безопасность горно-строительных работ, а с другой – не исключают завышения запасов устойчивости и несущей способности проектируемых конструкций, что приводит к неоправданным издержкам на их возведение и поддержание. Таким образом, определение уровней рисков при расчетах устойчивых гибких подпорных конструкций котлованов городских подземных сооружений, строящихся откры-

тым способом, является весьма актуальной проблемой. Очевидный путь решения – формализация риск-анализа, предусматривающая:

– разработку методики моделирования геотехнической ситуации по средним значениям входных параметров;

– автоматизированное задание случайных входных характеристик в соответствии с законами их распределения;

– оценку геотехнических рисков.

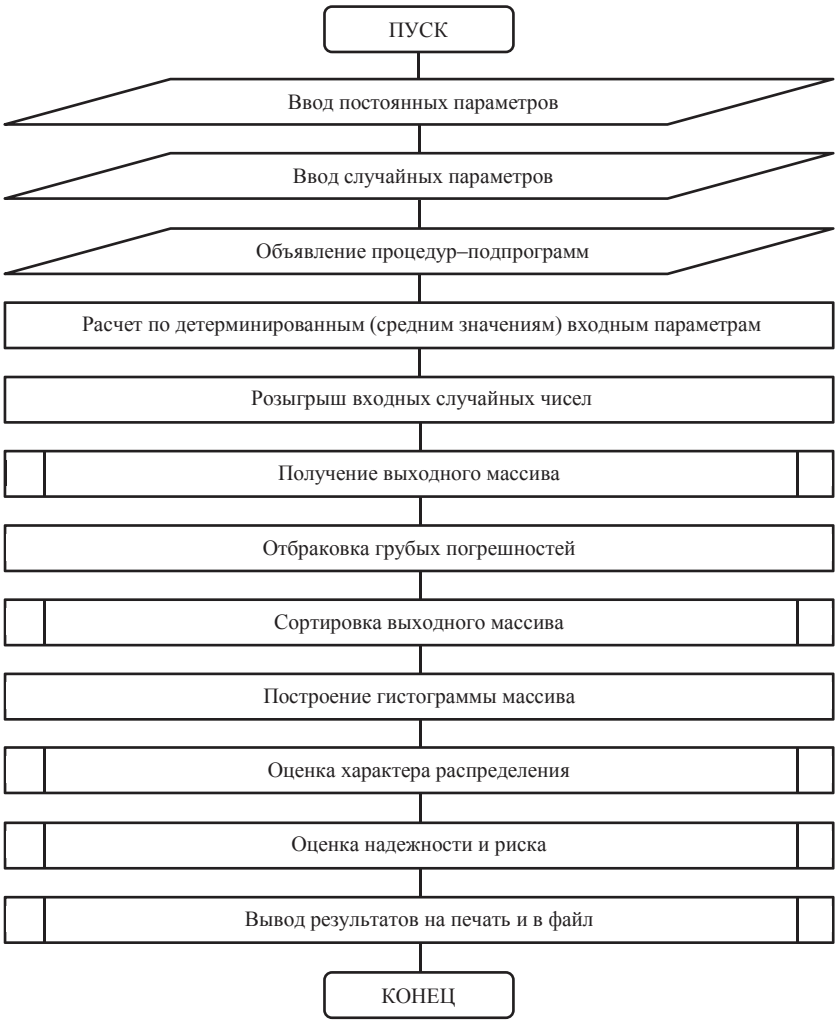

Рис. 1. Блок-схема реализации процедуры моделирования

Наиболее перспективным путем реализации вероятностных геомеханических и геотехнических систем является метод Монте-Карло, сущность которого заключается в трансформировании распределений на основе моделирования случайных выборок из этих распределений [1, 2].

Метод Монте-Карло является достаточно оперативным и гибким инструментом геотехнического анализа, может применяться независимо от характера распределения случайных входных и выходных параметров, обеспечивает получение достоверных оценок геотехнических рисков и надежности.

В УГГУ разработаны программы имитационного моделирования, осуществляющие количественную оценку надежности и риска возведения подземного

объекта. Основное средство оценки – имитационные испытания по методу Монте-Карло [1, 2], реализуемому в режиме компьютерной прикладной программы, текстовых файлов на языке программирования QBasic [2].

На этой основе создана машинно-ориентированная процедура проектирования гибких подпорных конструкций (рис. 1), позволяющая осуществить оперативный вероятностный анализ нагрузок на несущую конструкцию, положения поверхностей скольжения и устойчивости опорного узла анкера [1, 3].

Алгоритм процедуры имитационного испытания модели.

1. Организация подпрограмм.
2. Ввод нормально распределенных случайных параметров.
3. Ввод констант.
4. Вычисление коэффициента запаса устойчивости гибкой подпорной конструкции по математическим ожиданиям случайных параметров.
5. Формирование массива нормально распределенных случайных параметров (равномерно распределенные случайные числа задаются датчиком ЭВМ – оператор RND; первое случайное число в наборе устанавливается в зависимости от времени – оператор RANDOMIZE TIMER).
6. Вычисление и построение массива коэффициентов запаса устойчивости.
7. Отбраковка грубых погрешностей и фиксация откорректированного числа NN коэффициентов запаса в массиве.
8. Сортировка массива коэффициентов запаса устойчивости, выполняется по возрастанию от минимального к максимальному.
9. Построение гистограммы.
10. Определение характера распределения массива случайных чисел на выходе модели.
11. Определение уровня риска.

Расчетная формула определения активных давлений первого и второго слоев грунта на ограждающую стенку:

$$E_{\text{а}} = E_1 + E_2,$$

где E_1, E_2 – нагрузки на гибкую подпорную конструкцию призм скольжения первого и второго слоев грунта, т/м; $E_{\text{а}}$ – равнодействующая активного давления грунта (нагрузка), действующая на гибкую подпорную конструкцию, т/м,

$$E_{\text{а}} = \frac{\gamma H^2}{2}\text{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right), \tag{1}$$

где γ – удельный вес грунта, т/м^3; H – высота гибкой подпорной конструкции, м; φ – угол внутреннего трения, град.

Равномерно распределенная нагрузка q на поверхности призмы обрушения может быть заменена эквивалентным слоем грунта толщиной $h_q = q/\gamma$.

Преобразуя формулу (1), получим:

$$E_{\text{а}} = \frac{\gamma_1}{2}\left(h_1 + \frac{q}{\gamma_1}\right)^2 \text{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi_1}{2}\right),$$

исходя из условия

$$H_1 = h_1 + \frac{q}{\gamma_1} = h_1 + h_q,$$

откуда

$$E_1 = \gamma_1 \frac{H_1^{\,2}}{2} \mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi_1}{2}\right);$$

$$E_2 = \gamma_2 \frac{\left(H - H_1\right)^2}{2} \mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi_2}{2}\right) + \gamma_1 A H_1;$$

$$A = \left(H - H_1\right) \mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi_2}{2}\right),$$

где γ_1, γ_2 – удельный вес первого и второго слоев грунта, т/м^3; h_1 – высота первого (верхнего) слоя грунта, м; H_1 – высота первого (верхнего) слоя грунта, включая высоту эквивалентного слоя грунта, м; φ_1, φ_2 – углы внутреннего трения первого и второго слоев грунта, град.; A – расстояние от борта гибкой подпорной конструкции до конечной (критической) точки лини поверхности скольжения, м.

Нестабильные параметры: удельный вес грунта γ, угол внутреннего трения φ и высота первого (верхнего) слоя грунта H_1.

Исходная расчетная схема решения поставленной задачи, поясняющая смысл вероятностного подхода представлена на рис. 2.

Работа программ имитационного моделирования по методу Монте-Карло ANKREP~1 и ANKREP~2 для определения давления грунта на ограждение котлована, а также расстояния до конечной точки линии поверхности скольжения, определяющего надежное местоположение опорного узла анкера, рассмотрена на примере возведения подземного многофункционального комплекса в г. Екатеринбурге.

Доверительная вероятность расчетных значений характеристик грунтов: давление грунта на ограждение котлована, расстояние до критической точки линии поверхности скольжения – назначается в соответствии со сводом правил (*СП 22.13330.2011. Основания зданий и сооружений. Актуализированная редакция СНиП 2.02.01-83*: свод правил. М.: ОАО «ЦПП». 2011. 162 с.).*

Исходные данные для расчета

Высота гибкой подпорной конструкции H, м	12
Высота верхнего слоя горной породы H_1, м, включая эквивалентный слой	5,7
Среднеквадратическое отклонение высоты верхнего слоя горной породы, м	1
Удельный вес первого слоя грунта γ_1, т/м^3	1,95
Среднеквадратическое отклонение удельного веса первого слоя грунта, т/м^3	0,3
Удельный вес второго слоя грунта γ_2, т/м^3	2,34
Среднеквадратическое отклонение удельного веса второго слоя грунта, т/м^3	0,5
Угол внутреннего трения первого слоя грунта φ_1, град	24
Среднеквадратическое отклонение угла внутреннего трения первого слоя грунта, град	1,2
Угол внутреннего трения второго слоя грунта φ_2, град	38
Среднеквадратическое отклонение угла внутреннего трения второго слоя грунта, град	2

Результаты имитационного моделирования

$E_а$, т/м	71,042	75,496	79,950	84,404	88,858	93,312	97,766	102,220	106,674	111,128
Риск	0,335	0,233	0,165	0,118	0,080	0,058	0,042	0,022	0,014	0,000
Надежность	0,665	0,767	0,835	0,882	0,920	0,943	0,958	0,978	0,986	1,000
A, м	6,800	6,823	6,847	6,870	6,894	6,917	6,941	6,964	6,988	7,011
Риск	0,385	0,333	0,207	0,163	0,111	0,022	0,015	0,007	0,007	0,000
Надежность	0,615	0,667	0,793	0,837	0,889	0,978	0,985	0,993	0,993	1,000

Массивы выходящих случайных чисел приведены на гистограммах значений исследуемых функций (рис. 3).

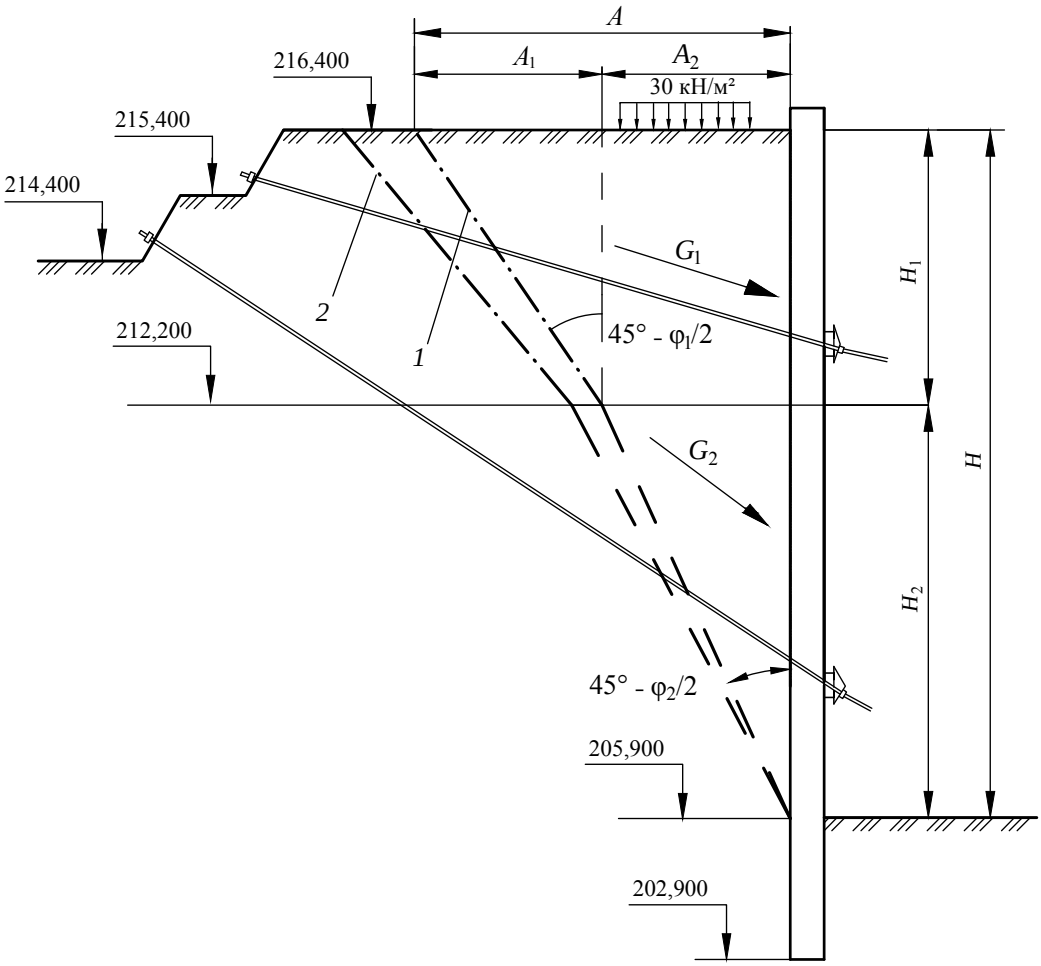

Рис. 2. Исходная расчетная схема определения давления грунта на гибкую подпорную конструкцию и положения конечной точки линии скольжения:
1 – поверхность скольжения, определенная по средним значениям; *2* – поверхность скольжения с надежностью 0,95

Итак, установлена целесообразность одновременного анализа нестабильности нагрузок на гибкую подпорную конструкцию и нестабильности положения поверхностей скольжения, контактирующих слоев грунтового массива. Расстояние до конечной точки выхода призмы скольжения с надежностью 0,95 на дневную поверхность может увеличиться до 6–7 м.

Результаты оценки рисков и надежности позволяют сделать выбор оптимального решения по категориям геотехнического риска, а также определить контрмеры для преодоления неблагоприятных тенденций в процессе строительства и снижения остаточных рисков.

Приведенный анализ максимального расстояния до критической точки линии скольжения показывает, что любая полученная конечная точка поверхности призмы обрушения является лишь одной из возможных комбинаций распределения массива случайных чисел. Путем имитационного моделирования по методу

Монте-Карло может быть определена наиболее вероятная критическая точка, координата которой позволяет выбрать места установки верхних опорных узлов восхо-

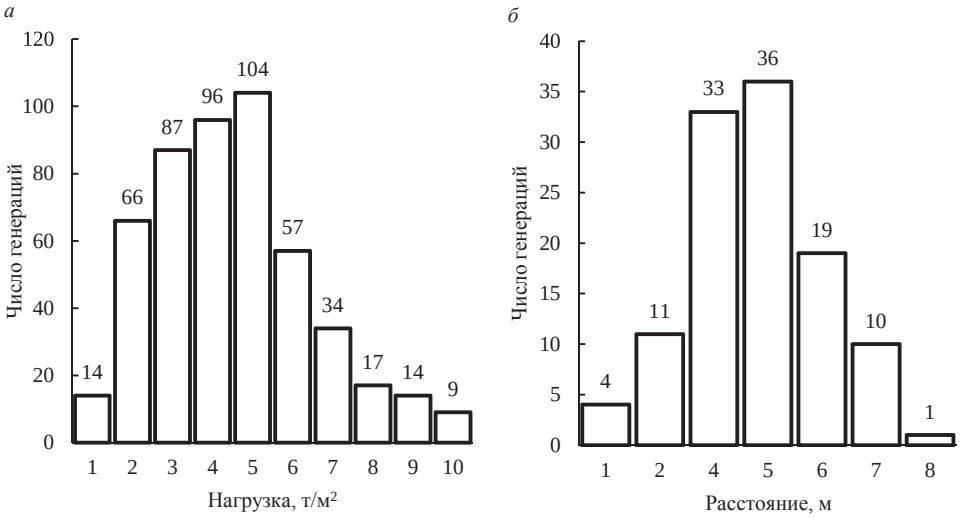

Рис. 3. Гистограммы значений исследуемых функций:
а – равнодействующая активного давления грунта на гибкую подпорную конструкцию; *б* – расстояние до конечной точки линии скольжения

дящих анкеров и достичь допустимых значений вероятности надежной работы предлагаемой конструкции усиления крепи котлована с восходящими анкерами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Половов Б. Д., Корнилков М. В., Поддубный В. В. Обоснование инженерных решений по эффективному освоению подземного пространства крупнейших и крупных городов: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. 377 с.

2. Половов Б. Д., Валиев Н. Г., Кокарев К. В. Геомеханический анализ горнотехнических объектов на основе методов непараметрической статистики // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 66–74.

3. Викулов В. М., Корнилков М. В., Зотеев О. В. Повышение эффективности конструкций анкерной крепи котлованов при строительстве подземных сооружений // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 1. С. 62–70.

Поступила в редакцию 15 февраля 2017 года

ESTIMATION OF GEOTECHNICAL RISKS WHEN DESIGNING ANCHOR SUPPORT OF A FOUNDATION DITCH

Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Polovov B. D. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: zmk_osad@mail.ru

Imitation modeling program algorithm is in the basis of foundation ditch fencing wall anchor support construction calculation; the program fulfills quantitative estimation of reliability and risk of underground facilities construction. The main estimation method is simulation testing according to Monte Carlo method, which is realized in the mode of automated application program and test files in QBasic programming language. On this basis, machine oriented procedure of flexible retaining constructions design has been worked out, which helps to make efficient probability analysis of loads upon the bearing construction, sliding surface locations and anchor supporting nodes stability. Risk degree determination when designing stable flexible retaining constructions of foundation ditches for urban underground constructions which are built with opencast mining method is extremely topical issue. Evident way of the said problem solution is formalization of risk-analysis, which includes the development of geotechnical situation modeling method by average values of input data.

Key words: anchor support; ascending anchor; simulation test; model; sliding line; risk degree; soil pressure.

REFERENCES

1. Polovov B. D., Kornilkov M. V., Poddubnyi V. V. *Obosnovanie inzhenernykh reshenii po effektivnomu osvoeniiu podzemnogo prostranstva krupneishikh i krupnykh gorodov: nauch. monografiia* [Substantiation of engineering solution over underground space efficient development in large cities and metropolises: sci. monograph]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2008. 377 p.
2. Polovov B. D., Valiev N. G., Kokarev K. V. [Geomechanical analysis of mining units on basis of nonparametric statistics methods]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 66–74. (In Russ.)
3. Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Zoteev O. V. [Foundation pit anchor support design efficiency improvement under the construction of subsoil constructions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 1, pp. 62–70. (In Russ.)

УДК 622.831.322

ОБРАЗОВАНИЕ «ГАЗОВОГО МЕШКА» В ЗОНЕ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА ВПЕРЕДИ ЗАБОЯ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ

ДЫРДИН В. В., ФОФАНОВ А. А., СМИРНОВ В. Г., ДЯГИЛЕВА А. В.

Исследованы деформации основной кровли вблизи забоя очистной выработки с учетом вращающего момента, возникающего от зависающего над выработанным пространством участка основной кровли и действующего на краевую зону угольного пласта и вмещающих пород. Рассчитаны форма изгиба участка основной кровли, зависающей над выработанным пространством, а также профиль деформации основной кровли в краевой зоне угольного пласта впереди забоя очистной выработки. Показано, что впереди зоны концентрации напряжений может возникать зона, в которой смещения основной кровли направлены вверх, т. е. противоположны смещениям зависающего конца основной кровли, что обусловлено вращающим моментом сил. Возникает зона разгрузки, в которой наряду с другими факторами, такими как газоемкость и местная нарушенность угольного пласта, возможно формирование «газового мешка» – зоны с повышенной вероятностью развития опасных газодинамических явлений. Приведенные оценки позволяют определить положение данного участка, а также величину дополнительной разгрузки в нем.

Ключевые слова: ***метан угольных пластов; трудноуправляемые кровли; моделирование; упругие деформации; газодинамические явления; газоемкость; краевая зона.***

Ненарушенный угольный пласт является сложной физико-химической системой, содержащей твердые, жидкие, газообразные компоненты, равновесие которой определяется физико-химическими превращениями, зависящими как от давления газа, температуры, так и от величины действующих в окрестности данной точки напряжений. Механические напряжения являются важным фактором, определяющим состояние угольного пласта, они возникают вследствие действия сил горного давления вышележащих горных пород и тектонических напряжений [1]. Проведение очистных и подготовительных выработок нарушает установившееся равновесие угольного пласта, что наиболее явно проявляется в его краевой зоне. Для совершенствования технологии безопасного ведения горных работ необходимо изучать характер перераспределения напряжений, существующих в краевой зоне угольного пласта. При теоретическом рассмотрении могут быть применены законы линейных упругих деформаций сплошной среды. Это позволяет

Дырдин Валерий Васильевич – доктор технических наук, профессор, почетный профессор кафедры физики. 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28, Кузбасский государственный технический университет. E-mail: vvd1941@mail.ru

Фофанов Андрей Алексеевич – старший преподаватель кафедры физики. 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28, Кузбасский государственный технический университет. E-mail: thunder55@mail.ru

Смирнов Вячеслав Геннадьевич – кандидат физико-математических наук, доцент кафедры физики. 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28, Кузбасский государственный технический университет. E-mail: smirnovvg@mail.ru

Дягилева Анна Владимировна – кандидат технических наук, доцент кафедры математики. 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28, Кузбасский государственный технический университет. E-mail: dyagileva1952@mail.ru

прогнозировать области пониженных механических напряжений, в которых возможно раскрытие трещин и переход угольного метана в газовую фазу. Закон линейной связи деформаций и напряжений нарушается в части краевой зоны угольного пласта, называемой зоной отжима.

Области впереди забоя, в которых происходит образование изолированных газонаполненных трещин, могут быть очагами возникновения опасных газодинамических явлений (ГДЯ) с разрушением краевой зоны угольного пласта и выбросом в призабойное пространство измельченного угля и газа. Области с повышенным содержанием метана, находящегося в свободной форме в порах и трещинах пласта, иногда называют «газовыми мешками» [2]. Прогнозирование появления «газовых мешков» впереди забоя осложняется тем, что они скрыты зоной отжима и частично зоной концентрации напряжений. Возможность возникновения «газовых мешков» определяется общей и местной газоемкостью пласта, наличием трудноуправляемых кровель, тектонических нарушений и отклонений местных свойств угля от средних характеристик угольного пласта. Можно предположить, что существование «газовых мешков» сопряжено с возможностью наличия области пониженных механических напряжений на некотором удалении от фронта забоя.

В [3] показано, что возникающее при очистных работах зависание основной кровли над выработанным пространством приводит не только к увеличению нагрузки на краевую зону угольного пласта, куда переносится вес зависающей части основной кровли, но и к созданию вращающего момента от сил, приложенных в разных точках. Вращающий момент формируется под действием силы тяжести, приложенной к геометрическому центру зависающей части кровли, и дополнительной силы реакции опоры, действующей в зоне опорного давления. Данный вращающий момент должен быть компенсирован силами реакции в глубине угольного пласта за зоной опорного давления.

Статья посвящена обоснованию появления в зоне опорного давления участка массива, где напряжения меньше, чем на соседних участках, т. е. зоны разгрузки, формирующейся при зависании трудноуправляемой кровли над выработанным пространством.

Решим поставленную задачу исходя из законов линейной упругой деформации сплошной среды. Рассмотрим равновесие основной кровли, лежащей на угольном пласте и частично зависающей над выработанным пространством, как модель очень длинной пластины (балки), опирающейся на бесконечную упругую подошву и свисающую с нее. Горизонтальную ось X направим вдоль пластины в глубь угольного пласта, а начало координат по горизонтальной оси выберем на границе между зоной отжима и зоной упругой деформации пласта. Положительное направление вертикальной оси совпадает с направлением силы тяжести, а ее начало находится на границе упругого угольного пласта и основной кровли.

Положим, что эффективная упругость на изгиб балки (пластины) сравнима с упругостью пласта (в сопоставимых параметрах). Введем следующие параметры: b_1, E_1 – толщина, модуль Юнга упругого пласта; b, E, ρ, l – толщина, модуль Юнга, плотность вещества и длина свисающего конца пластины (балки). В расчете на единицу площади вес пластины $q = \rho g b$. Формулу момента инерции [4] пластины (на единицу ее поперечных размеров) возьмем для случая, когда поперечные размеры пластины много больше ее толщины: $I = b^3 / (2(1 - \mu^2))$, где μ – коэффициент Пуассона. Сила реакции упругого пласта в расчете на единицу площади $p = (E_1 / b_1)y$, где y – смещение пластины вдоль оси Y, в данном случае это вертикальные смещения, они имеют различное значение в разных точках – зависят от координаты x, т. е. $y = y(x)$. На бесконечности $y \to y_0 = qb_1 / E_1$, так как $p = q$.

Данную модель [5] можно применять для описания реальных деформаций кровли. Деформации от каждого источника сил могут быть рассчитаны отдельно и затем векторно сложены, если при этом оставаться в рамках линейной связи деформаций и напряжений. Таким образом, действие силы тяжести вышележащих пород может быть вынесено за рамки рассматриваемой модели. Действительно, если на упругое основание действует постоянная сила, например горное давление вышележащих пород, то смещается лишь положение равновесия, а все дополнительные силы создают дополнительные смещения, отсчитываемые от нового положения равновесия. С другой стороны, наличие горного давления, действующего на ту часть кровли, которая находится на упругом основании, позволяет считать, что пластина всегда прикреплена к упругому основанию, даже в той области, где смещения пластины направлены вверх. Считаем также, что «свободная часть кровли», зависающая над выработанным пространством, «отрывается» от вышележащего массива и на нее не действуют силы со стороны вышележащего массива горных пород.

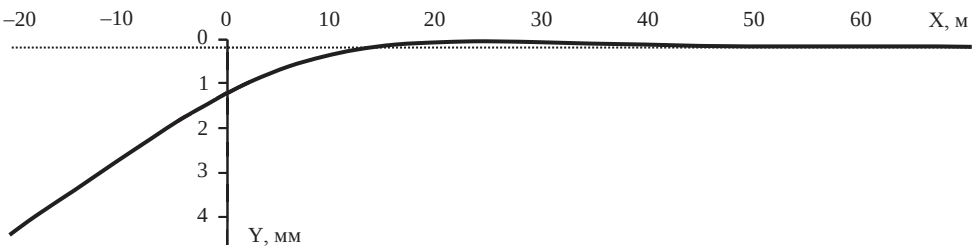

Рис. 1. Расчетные значения вертикальных смещений основной кровли

Рассмотрим часть пластины, лежащей на упругом основании, т. е. справа от оси Y (рис. 1). Для произвольного сечения рассматриваемой части пластины, характеризуемого координатой x, условия равновесия таковы. Со стороны левой части на правую часть в данной точке действует вертикальная сила [4]:

$$F = q(x+l) - \left(E_1/b_1\right)\int_0^x y(\xi)d\xi,$$

где ξ – переменная вдоль оси X. Тогда создающий изгиб балки в этом сечении момент сил со стороны правой части:

$$M(x) = Fx + \int_x^\infty q\xi d\xi - \int_x^\infty p\xi d\xi. \qquad (1)$$

Выражение (1) можно привести к виду:

$$Dy'' = y_0 xl + x\int_0^x (y_0 - y)d\xi + \int_x^\infty (y_0 - y)\xi d\xi, \qquad (2)$$

где $D = IEb_1 / E_1$; y_0 – вертикальное смещение границы угольного пласта на бесконечности, т. е. равновесное значение вертикального смещения, $y_0 = qb_1 / E_1$. Введем новую функцию $\varphi = y - y_0$ и дважды продифференцируем выражение (2).

Получим дифференциальное уравнение с постоянными коэффициентами: $D\varphi'''' = -\varphi$. Убывающее на бесконечности решение:

$$\varphi = \left(A\cos\alpha x + B\sin\alpha x\right)\exp\left(-\alpha x\right), \tag{3}$$

где A и B – подлежащие определению константы; $\alpha = 1/\sqrt[4]{4D} = \sqrt[4]{E_1/(4IEb_1)}$. Вид этого решения – синусоида, которая экспоненциально затухает, например на полной длине волны, если $\alpha x = 2\pi$, амплитуда деформаций уменьшается примерно в 500 раз. Соответственно, на четверти длины волны изгиба изменение амплитуды составит $\sqrt[4]{500}$, т. е. уменьшится примерно в пять раз.

Уравнение равновесия свисающего конца балки (для отрицательных значений x):

$$EIy'' = q\left(l + x\right)x + q\int_x^{-l} \xi d\xi. \tag{4}$$

Выражение (4) можно дважды проинтегрировать, получим C_1 и C_2 – неизвестные константы интегрирования. С учетом предыдущих расчетов (2), (3) запишем [4, 6] функцию прогиба пластины для положительной части оси X:

$$y_+ = y_0 + \left(A\cos\alpha x + B\sin\alpha x\right)\exp\left(-\alpha x\right); \tag{5}$$

исходя из (4) получим прогиб пластины в отрицательной части оси X:

$$y_- = \frac{q}{EI}\left(\frac{x^4}{24} + \frac{lx^3}{6} + \frac{l^2x^2}{4} + C_1x + C_2\right). \tag{6}$$

Граничные условия таковы, что значения функций (5), (6), их первая и вторая производные в точке $x = 0$ совпадают. Получим три уравнения и четыре неизвестных, еще одно условие найдется из того, что полная величина дополнительного прогиба в положительной части оси X связана с весом свисающего конца балки следующим соотношением: $E_1/b_1\int_0^\infty \varphi d\xi = ql$, или $\int_0^\infty \varphi d\xi = y_0 l$. Проинтегрировав, получим четвертое граничное условие. Итак:

$$y_+ = y_- \Rightarrow y_0 + A = \frac{q}{EI}C_2; \tag{7}$$

$$y'_+ = y'_- \Rightarrow \alpha\left(B - A\right) = \frac{q}{EI}C_1; \tag{8}$$

$$y''_+ = y''_- \Rightarrow -\alpha^2 2B = \frac{ql^2}{2EI}; \tag{9}$$

$$\int_0^\infty \varphi d\xi = y_0 l \Rightarrow A + B = 2\alpha y_0 l. \tag{10}$$

Прежде чем решать полученную систему уравнений, дополнительно к y_0, l введем еще два параметра, имеющих размерность длины. Первый параметр

$\lambda = \pi/\alpha$, с одной стороны, это характерный размер зоны влияния искривления непосредственной кровли, с другой стороны – полуволна возникающей волнообразной деформации кровли. Еще один параметр $L_3 = IE / q$, где L – длина свисающей части пластины, при которой амплитуда прогиба сравнима с толщиной пластины. Тогда искомые константы будут равны:

$$A = \frac{2\pi y_0 l}{\lambda} + \frac{l^2\lambda^2}{4\pi^2 L^3}; \qquad B = -\frac{\lambda^2 l^2}{4\pi^2 L^3};$$

$$C_1 = -\frac{l^2\lambda}{2\pi} - \frac{2\pi^2 l y_0 L^3}{\lambda^2}; \qquad C_2 = y_0 L^3\left(1 + \frac{2\pi l}{\lambda}\right) + \frac{l^2\lambda^2}{4\pi^2}.$$

Проведем некоторые оценки, для этого примем следующие значения: $b_1 = 6$ м; $E_1 = 10^{10}$ Па – толщина и модуль Юнга вещества упругого пласта, $b = 10$ м; $E = 10^{11}$ Па; $\mu = 0{,}3$; $\rho = 3000$ кг/м^3 – толщина, модуль Юнга, коэффициент Пуассона, а также плотность вещества лежащей на пласте балки. Длина свисающего конца пластины $l = 20$ м.

В этом случае получим $y_0 = 1{,}76 \cdot 10^{-4}$ м; $L = 315$ м; $\lambda = 38{,}25$ м – амплитуда деформаций границы *пласт–кровля* на бесконечности, условная длина балки, при которой ее прогиб сравним с толщиной, и размер зоны влияния изгиба кровли в направлении ненарушенного пласта соответственно. Тогда

$$A = (5{,}78 + 4{,}76) \cdot 10^{-4}\,\text{м} = 1{,}05\ \text{мм}; \qquad B = -0{,}476\ \text{мм};$$

$$C_1 = -3914\ \text{м}^3 = -(15{,}76)^3\,\text{м}^3; \qquad C_2 = 38\ 316\ \text{м}^4 = (14{,}0)^4\,\text{м}^4.$$

На основании приведенных величин можно построить график зависимости смещений кровли от координаты x для участка кровли впереди забоя и для нависающей части (рис. 1, где слева от вертикальной оси – смещения зависающей части кровли, справа – смещения части кровли, лежащей на пласте). На графике видно, что на расстоянии от края забоя, равном примерно одной четверти волны деформации, возникает зона приподнятости кровли, а на расстоянии в три четверти волны деформации – зона увеличенного опускания кровли. Причем смещение кровли экспоненциально стремится к постоянному пределу, вычисленному ранее: $y_0 = 1{,}76 \cdot 10^{-4}$ м.

Найдем положение максимумов подъема и опускания кровли в положительной части оси X. Определим экстремумы введенной функции $\varphi = y - y_0$. Первая производная равна нулю, когда $\operatorname{tg}(\alpha x) = \dfrac{B - A}{A + B} = -\left(1 + \dfrac{l}{4y_0}\left(\dfrac{\lambda}{\pi L}\right)^3\right) = -2{,}65$ (численное значение определено исходя из принятых ранее оценок). Первые два корня уравнения $\alpha x_1 = 0{,}615\pi$, $\alpha x_2 = 1{,}615\pi$, где $x_1 \approx 23{,}5$ м, $x_2 \approx 61{,}8$ м – точки, находящиеся на расстоянии примерно одной четверти и трех четвертей длины волны деформации. Величина дополнительного к $y_0 = 0{,}176$ мм смещения в первой точке направлена вверх $\varphi_1 = 0{,}188$ мм, а во второй точке – вниз $\varphi_2 = 0{,}006$ мм. Вторую точку можно уже не рассматривать с позиции заметного влияния изгиба кровли, а в первой точке напряжение сжатия меняется на напряжение растяжения. Сечение с наибольшим напряжением изгиба основной кровли находится в точке $x = 0$.

Возникает локальная зона разгрузки на достаточно большом (24 м) расстоянии впереди зоны концентрации напряжений. Величина напряжений, создающих данную разгрузку, заметно меньше, но соизмерима по порядку с величиной гор-

ного давления, действующего в ненарушенном угольном пласте. Вследствие этого в зоне возможно образование системы газонаполненных трещин, именуемых «газовыми мешками».

Обрушения зависающей части кровли сопровождаются колебаниями консоли и способствуют перераспределению напряжений в зоне опорного давления [6]. Одновременно с этим происходит увеличение напряжений в области «газового мешка». Оба этих фактора совместно увеличивают вероятность возникновения опасных ГДЯ с выбросом угля и газа в выработанное пространство.

Таким образом, вращающий момент зависающей части основной кровли приводит к возникновению над угольным пластом вертикальных смещений кровли, направленных вверх, создающих зону локальных разгрузок, в которых величина действующего горного давления меньше величины горного давления ненарушенного пласта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Глушихин Ф. П. Трудноуправляемые кровли в очистных забоях. М.: Недра, 1974. 192 с.
2. Балашова Т. А. Исследование влияния динамических нагрузок на интенсификацию десорбции метана: автореф. дис. … канд. тех. наук. Кемерово, 1998. 22 с.
3. Дырдин В. В., Смирнов В. Г., Фофанов А. А. Действие вращающего момента зависающей части основной кровли на краевую зону угольного пласта // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири: матер. XVI Междунар. науч.-практ. конф. Кемерово, 2016.
4. Ландау Л. Д., Лифшиц Е. М. Теория упругости. М.: Наука, 1965. 204 с.
5. Глушихин Ф. П., Кузнецов Г. Н., Шклярский М. Ф. и др. Моделирование в геомеханике. М.: Недра, 1991. 240 с.
6. Фофанов А. А., Дырдин В. В. К вопросу о частотах колебаний пород основной кровли при вторичных обрушениях // Вестник КузГТУ. 2012. № 3. С. 9–12.

Поступила в редакцию 15 февраля 2017 года

GENERATION OF “GAS POCKET” IN THE ZONE OF BEARING PRESSURE OF COAL MASSIF IN FRONT OF THE FACE OF STOPE

Dyrdin V. V., Fofanov A. A., Smirnov V. G., Diagileva A. V. – Kuzbass State Technical University, Kemerovo, the Russian Federation. E-mail: vvd1941@mail.ru

Deformations of the main roof near the face of stope are examined with the account of torque, which develops because of a piece of the main roof hanging over the mined-out area and affecting the marginal zone of the coal bed and enclosing rocks. The shape of curvature of the piece of the main roof hanging over the mined-out area is calculated, together with the profile of the main roof deformation in the marginal zone of the coal bed in front of the face of stope. It is shown that in front of the zone of stresses concentration there may appear the zone, where the shifts of the main roof are directed upward, i.e. they are opposite to the shifts of the hanging end of the main roof, which is determined by the torque of forces. There appears the zone of unloading, where together with the other factors, such as gas content and local disturbance of a coal bed, the generation of “gas pocket” is possible – the zone with increased possibility of hazardous gas-dynamic phenomena development. The present estimations allow detecting the location of the given area, as well as the size of the additional unloading within it.

Key words: methane of coal beds; difficult-to-control roof; modeling; elastic deformations; gas-dynamic phenomena; gas content; marginal zone.

REFERENCES

1. Glushikhin F. P. *Trudnoupravliaemye krovli v ochistnykh zaboiakh* [Difficult-to-control roofs in stopes]. Moscow, Nedra Publ., 1974. 192 p.
2. Balashova T. A. *Issledovanie vliianiia dinamicheskikh nagruzok na intensifikatsiiu desorbtsii metana: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [Investigation of the influence of dynamic loads on the intensification of methane desorption. Cand. eng. sci. … abs. of diss.]. Kemerovo, 1998. 22 p.
3. Dyrdin V. V., Smirnov V. G., Fofanov A. A. [The influence of torque of the main roof hanging piece on the marginal zone of the coal bed]. *Prirodnye i intellektual'nye resursy Sibiri: mater. XVI Mezhdun. nauch.-prakt. konf.* [Proc. 16th Int. Research-to-Pract. Conf. “Natural and intellectual resources of the Siberia”]. Kemerovo, 2016.
4. Landau L. D., Lifshits E. M. *Teoriia uprugosti* [Elasticity theory]. Moscow, Nauka Publ., 1965. 204 p.
5. Glushikhin F. P., Kuznetsov G. N., Shkliarskii M. F., and others. *Modelirovanie v geomekhanike* [Modeling in geomechanics]. Moscow, Nedra Publ., 1991. 240 p.
6. Fofanov A. A., Dyrdin V. V. [Regarding the problem of the main roof rock oscillation frequency under secondary roof cavings]. *Vestnik KuzGTU – The News of Kuzbass State Technical University*, 2012, no. 3, pp. 9–12. (In Russ.)

УДК 539.(4+4.011+42)+622.(011.4+02+023.23)

ПРОЧНОСТЬ КОНТИНУУМА (ТВЕРДЫХ ТЕЛ)

ЖАБКО А. В.

В работе предлагаются функции поверхности текучести и пластического потенциала на основании ранее выполненных автором исследований. Предельной поверхностью для данных функций является поверхность разрушения твердых тел (горных пород), описываемая законом Кулона. Фактически предлагаемая функция представляет закон пластического деформирования твердых тел. Аналитически доказывается, что в процессе пластического деформирования происходит разворот структурных элементов твердого тела. На основании данных исследований объясняются некоторые несоответствия, наблюдаемые в процессе испытаний горных пород на прочность. Получен энергетический вариационный принцип разрушения (деструкции) твердых тел. На его основе объясняется появление кольцевых структур в окрестности некоторых горных выработок – явление зональной дезинтеграции горных пород. Предложена зависимость для расчета масштабного фактора данного явления. Обосновывается геометрическая близость формы поверхности скольжения в откосах к дуге окружности.

Ключевые слова: ***критерий разрушения; дифференциальное уравнение; главные напряжения; угол наклона площадки скольжения; поверхность текучести; функция пластического потенциала; закон Кулона; пластическое деформирование; дилатансия; вариационный принцип.***

На сегодняшний день изучением вопросов прочности твердых тел занимается не один десяток академических и научно-исследовательских институтов, вузов и производственных объединений. Рассматриваются твердые тела на самых разных масштабных уровнях – от наноразмеров до размеров тектонических плит. Однако вопрос прочности твердых тел остается открытым по сей день.

Теоретическое значение прочности, получаемое из физических (естественнонаучных) предпосылок на молекулярно-ионном уровне в 500–1000 раз выше прочности реальных твердых тел. Невозможность использования простой экстраполяции для перехода от атомного строения материалов к практическому определению их свойств и прочности явилось, пожалуй, крупнейшим разочарованием в физической науке о поведении материалов [1]. Это способствовало развитию технического (феноменологического, континуального или сплошносредного) подхода к обоснованию прочности твердых тел.

В последнее время большие успехи в области изучения прочности твердых тел достигнуты на так называемом мезомасштабном уровне. Физическая мезомеханика, являясь самой молодой из наук, изучающих прочность твердых тел (около 35 лет), основывается на синергетических (междисциплинарных) принципах и рассматривает твердое тело как многоуровневую иерархическую систему, в которой процессы локальной потери сдвиговой устойчивости на микро-, мезо- и макромасштабном уровнях органически взаимосвязаны. Только в рамках многоуровневого подхода физики и механики твердого тела возможно корректно описать синергетическую природу пластической деформации и разрушения твердых тел. При этом механика деформируемого твердого тела играет ведущую роль, а движение дислокаций на микромасштабном уровне является аккомодационным процессом [2].

Жабко Андрей Викторович – кандидат технических наук, доцент кафедры маркшейдерского дела. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: zhabkoav@mail.ru

В работах [3–7] автором получен и проанализирован аналитический критерий разрушения горных пород (континуума), имеющий в компонентах главных нормальных напряжений следующий вид:

$$\sigma_3 = \sigma_1 - 2C\sqrt{1 + \frac{\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1}{C}}, \tag{1}$$

где σ_3, σ_1 – главные напряжения; C – сцепление; φ – угол внутреннего трения ($f = \mathrm{tg}\varphi$ – коэффициент внутреннего трения).

Критерий (1) может быть обобщен на случай развивающейся пластической деформации. Используя условие равновесия призмы смещения [7] и проделав аналогичные операции, что и при выводе зависимости (1) [3, 7], получим следующий критерий:

$$\sigma_3 = \sigma_1 - 2C\sqrt{\left(1 + \frac{\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1}{C}\right)\left(1 + \frac{\mathrm{tg}\varphi k\,\sigma_3}{C}\right)}, \tag{2}$$

где $0 \le k \le 1$ – параметр упрочнения.

Критерий (2) определяет в координатной плоскости компонент главных напряжений начальную поверхность текучести (при $k = 0$), поверхность пластического потенциала – поверхность текучести (при $0 < k < 1$) и предельную поверхность – поверхность разрушения (при $k = 1$). На рис. 1 приведены характеристические поверхности пластического деформирования и показано направление развития пластической деформации.

Рис. 1. Поверхности пластического деформирования в координатной плоскости компонент главных напряжений

При этом наклон площадки среза к минимальному главному напряжению определяется по формуле:

$$\mathrm{tg}\psi = \sqrt{\frac{1 + \left(\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1\right)/C}{1 + \left(\mathrm{tg}\varphi k\,\sigma_3\right)/C}}. \tag{3}$$

Заметим, что при $k = 0$ выражение (2) эквивалентно зависимости (1).

Параметр упрочнения k входит в зависимости (2) и (3) посредством выражений:

$$\sigma_n = \sigma_1 \cos^2 \psi + k\sigma_3 \sin^2 \psi;$$
$$\tau = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)\sin 2\psi. \quad (4)$$

Анализ зависимости (2) показывает, что в общем случае ($k \neq 1$) угол наклона критической площадки среза также является величиной переменной, зависящей от напряженного состояния и отличной от угла $\pi/4 + \varphi/2$. Кроме того, угол меняется по мере упрочнения (увеличения k). Другими словами, при одинаковом напряженном состоянии, но разной степени упрочнения имеем разные углы отклонения площадок от значения $\pi/4 + \varphi/2$. Это возможно только в двух случаях: изменение ориентировки главных напряжений; поворот напряженной области относительно осей главных напряжений (или неподвижной системы координат). Таким образом, если в процессе испытаний ориентировка главных напряжений (нагрузок) не меняется, то это означает разворот объемов среды. Следуя терминологии авторов [8], можно назвать данные объемы структурными элементами деформации (мезообъемы). Очевидно, что на разных масштабных уровнях они будут представлять различные объекты.

Таким образом, упрочнение буквально означает разворот некоторых структурных элементов, т. е. по мере упрочнения увеличивается разворот, но ведь именно разворот зерен и соответствующее увеличение объема в направлении минимального главного напряжения и принято называть дилатансией.

Итак, дано аналитическое доказательство разворота структурных элементов при пластической деформации на макромасштабном уровне при использовании макроскопических параметров. На данном этапе уместно вспомнить описание пластической деформации на мезоскопическом уровне по схеме *сдвиг* + *поворот* [2, 8], а также многочисленные примеры ротационных, вихревых или турбулентных процессов в геодинамике [9, 10].

Таким образом, структурный элемент, поворачиваясь, как бы «предоставляет» новые плоскости для разгрузки напряжений, которые впоследствии и будут являться его окаймляющими границами. Разрушаемая область, прежде чем разрушиться, расходует все возможные энергетические ресурсы для того, чтобы этого не произошло.

Запишем дифференциальное уравнение, определяющее закон изменения угла огибающей в состоянии упрочнения:

$$\mathrm{tg}\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}\right) - \sqrt{\frac{C + (\sigma_1 d\tau)/(d\sigma_n)}{C + (k\sigma_3 d\tau)/(d\sigma_n)}} = 0. \quad (5)$$

Уравнение (5) определяет динамику развития пластического деформирования. Решение уравнения (5) при граничных условиях, характеризующих одноосное сжатие, с учетом зависимостей (2)–(4) дает:

$$\tau = C(1 + \sin\varphi) + \frac{1+k}{1-k} C \sin\varphi \ln\left|\frac{(1-k)\sigma_n + 2kC\cos\varphi}{(1+k)C\cos\varphi}\right|. \quad (6)$$

Критерий (6) определяет в координатной плоскости компонент напряжений на площадке среза начальную поверхность текучести (при $k = 0$), поверхность пла-

стического потенциала (при $0 < k < 1$) и предельную поверхность (поверхность разрушения), развертывающуюся в линейную функцию закона Кулона (при $k \to 1$). На рис. 2 приведены характеристические поверхности пластического деформирования.

Таким образом, в начале пластической деформации на некотором расстоянии друг от друга образуются площадки среза под углом $\pi/4 + \varphi/2$ к минимальному главному напряжению. В процессе пластического деформирования происходит разворот этих площадок, по-видимому, с образованием новых поверхностей среза или отрыва (деструкция). При развороте структурных элементов на некоторый угол процесс пластического деформирования переходит в стадию локализации нарушений вдоль некоторой линии (поверхности) и заканчивается разрушением.

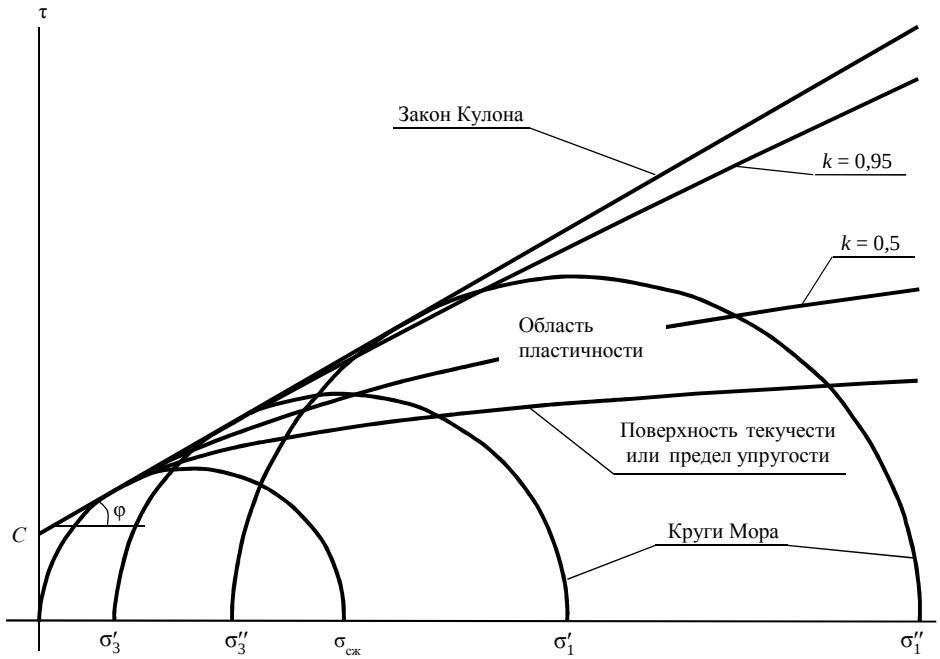

Рис. 2. Поверхности пластического деформирования в координатной плоскости компонент напряжений на площадке среза

Процесс пластического деформирования в этом смысле отличается от разрушения ориентировкой и протяженностью площадок среза. Это обстоятельство указывалось автором в монографии [7]. Особо отметим, что ориентировка площадок среза по отношению к направлению главных напряжений не меняется и составляет постоянный угол. Несовпадение площадок обусловлено динамикой пластической деформации – разворотом структурных элементов.

Используя выражения (2) и (3), выразим угол разворота структурного элемента в процессе упрочнения зависимостью:

$$\Omega = \operatorname{arctg}\frac{2C\left(1+\left(\operatorname{tg}\varphi\,\sigma_1\right)/C\right)}{\sigma_1-\sigma_3}-\left(\pi/4+\varphi/2\right). \qquad (7)$$

Из уравнения (7) следует, что при увеличении напряженного состояния разворот элементов при пластическом деформировании растет. Теоретически макси-

мальный разворот может составлять угол $\pi/4 - \varphi/2$, однако увеличение угла поворота с ростом напряженного состояния идет достаточно медленно. Так, при $\varphi = 30°$ и значениях $\sigma_3/C = 2, 10, 20, 100$ имеем приблизительные значения $\Omega = 5°$, 13°, 16°, 23° соответственно. Как указывается в монографии [8]: «…уже в конце 20-х годов была известна возможность появления кристаллографических поворотов на 10°–20°».

Продифференцируем выражение (7) с учетом критерия (2):

$$\frac{d\Omega}{d\sigma_1} = 2\mathrm{tg}\varphi \frac{(\sigma_1 - \sigma_3) - C\left(1 + \frac{fk(\sigma_1 + \sigma_3)}{C} + k\right) \Big/ \left(fk + \sqrt{1 + \frac{fk\sigma_3}{C}} \Big/ \sqrt{1 + \frac{f\sigma_1}{C}}\right)}{(\sigma_1 - \sigma_3)^2 + 4C^2\left(1 + \frac{f\sigma_1}{C}\right)^2}. \quad (8)$$

Из уравнения (8) прежде всего следует, что в идеально связных материалах поворот структурных элементов отсутствует. Уравнение (8) можно использовать для экспериментального определения параметра упрочнения. Однако имеется некоторая принципиальная сложность. Непонятно, с чем ассоциировать ротационное движение при пластическом деформировании Ω и скорость деформации: со стесненным поворотом, численно равным половине угла поворота вертикальной грани элементарного параллелепипеда, либо со свободным поворотом. Фрагментирование и повороты зерен при пластическом течении обусловливаются и стесненным, и свободным поворотами (деформация кристалла плюс его поворот как целого). По-видимому, ротационное движение элементов следует больше связывать со свободным поворотом. Техника отделения свободной ротации от стесненной недостаточно ясна [8].

Используя уравнение (8), с помощью теоремы об изменении кинетического момента можно определить момент пары сил, действующей на структурный элемент при пластическом деформировании.

Описанный процесс пластического деформирования многое объясняет. Например, кардинальное несовпадение предельных огибающих, полученных в стабилометрических испытаниях и методом косого среза [11]. В действительности при косом срезе разрушение происходит по заданной поверхности, т. е. поверхность пластичности совпадает с поверхностью разрушения. Именно поэтому предельная поверхность, полученная косым срезом, значительно положе своего объемного аналога. Обнаружение в раздавленных образцах трещин отрыва, параллельных максимальному сжимающему напряжению [12], очень просто и логично объясняется дилатансией, т. е. поперечным расширением с увеличением объема. Именно данные трещины, согласно предлагаемой теории, и являются причиной снижения нормального напряжения на площадке среза. Обнаружение в образцах после испытания сколовых трещин с углом падения, превышающим $\pi/4 + \varphi/2$ [13], объясняется разворотом структурных элементов, т. е. самих трещин. Поворот структурных элементов в процессе пластического деформирования, на взгляд автора, является весьма информативным параметром. Данное явление может использоваться для определения ориентировки и значений компонент главных напряжений в естественных условиях, по крайней мере, пополнить об этом представления [14]. Значение углов поворота может являться параметром, характеризующим степень пластической деформации, т. е. определять время до разрушения (прогноз землетрясений или разрушения других сооружений).

В работах [7, 15] автором поставлена и решена задача по определению наиболее слабых поверхностей скольжения в однородных откосах. Условие для нахождения данных поверхностей можно свести к следующей вариационной задаче:

$$\int\left[A(x,y,y')(\hat{y}-y)-\mu\eta(x,y,y')\sqrt{1+y'^2}\right]dx=$$
$$=\int A(x,y,y')dS-\mu\int\eta(x,y,y')dl\to\max, \tag{9}$$

где $A(x, y, y')$ – некоторая функция координат и производной поверхности скольжения; $\eta(x, y, y')$ – некоторая функция; μ – постоянная; dS – дифференциал площади; dl – дифференциал дуги поверхности скольжения (разрушения).

Заметим, что выражение (9) можно представить как вариационное уравнение:

$$\delta\left[\frac{\int A(x,y,y')dS}{\int\eta(x,y,y')dl}\right]=0 \quad \text{или} \quad \frac{\int A(x,y,y')dS}{\int\eta(x,y,y')dl}\to\max, \tag{10}$$

где δ – вариация функционалов или их функции.

По своей сути функция $A(x, y, y')$ является удельной потенциальной энергией деформации твердого тела на возможном перемещении, а функция $\eta(x, y, y')$ – половиной удельной поверхностной энергии разрушения на возможном перемещении системы.

Рассмотрим случай, когда A и η постоянны, т. е. работа внутренних и объемных сил на возможном перемещении (удельная потенциальная энергия деформации) и удельная поверхностная энергия разрушения не зависят от координат точки. В этом случае решением вариационного уравнения (10), при отсутствии дополнительных условий, для объемной задачи является шар, а для плоской – круг.

Приведем примеры из горного дела. Примером из геомеханики открытых горных работ является так называемая «круглоцилиндрическая» поверхность скольжения, предложенная Петерсоном в 1916 г. и подтвержденная Шведской геотехнической комиссией. И действительно, при равномерности распределения энергий поверхность скольжения представляла бы собой дугу окружности. Однако, как показано в работах [7, 15], функция поверхности скольжения кусочно-гладкая, т. е. производная имеет разрыв. Это говорит о сложном распределении энергии вдоль поверхности скольжения. Примером из геомеханики подземных горных работ является зональная дезинтеграция пород вокруг горных выработок в сильнонапряженных массивах [16]. Суть явления заключается в образовании вокруг горизонтальных выработок нескольких (в зависимости от уровня напряжений) кольцевых или квазипараллельных выработке зон упругих и пластических (разрушения) состояний горных пород, поочередно сменяющих друг друга. С вариационных позиций данный факт достаточно просто объясним. Кольцо разрушенных горных пород обладает минимальной длиной при заданной мощности (определяется напряженным

состоянием), посредством чего минимизируется диссипация (рассеяние) энергии при разрушении, при этом оконтуривается максимальная площадь пород с высокой потенциальной энергией деформации (сильнонапряженные участки).

Используя теорию работ [7, 15], можно показать, что радиусы зон дезинтеграции формируются согласно некоторой постоянной

$$m = 2\sin\left(\pi/4 + \varphi/2\right). \tag{11}$$

Примечательно, что если положить в (11) φ = 0 (идеально пластичные породы), то $m = \sqrt{2}$, что соответствует масштабному фактору [16]. Максимальное же значение (11) соответствует идеально хрупким породам и приближенно составляет $m \approx 1{,}85$, что соответствует постоянной модифицированного закона Тициуса-Боде – 1,89 [17].

Таким образом, из выражения (10) и его подробного анализа следует, что тело при деструкции, дезинтеграции (диссипации энергии) стремится отделить от себя части с повышенной потенциальной энергией и, наоборот, сохранить части с пониженной потенциальной энергией, при этом минимизируя площадь (длину для плоской задачи) поверхности отделения (деструкции). Во всех случаях выполняется условие предельного равновесия. Заметим, что при деструкции потенциальная энергия деформации тела отсекается некоторыми порциями (отделяемые тела имеют определенные размеры) – квантами энергии.

Обобщая уравнение (10), запишем вариационный принцип деструкции в общем виде:

$$\frac{\int\limits_V A(x,y,z)\,dV}{2\int\limits_{S_\tau} \eta_\tau(x,y,z)\,dS_\tau + 2\int\limits_{S_\sigma} \eta_\sigma(x,y,z)\,dS_\sigma} \to \text{extr}, \tag{12}$$

где A – потенциал работы деформации или дополнительная работа (для пластической области); η_τ, S_τ – удельная поверхностная энергия разрушения при срезе и площадь вновь образованных поверхностей; η_σ, S_σ – удельная поверхностная энергия разрушения при разрыве и площадь вновь образованных поверхностей; V – отделяемый при деструкции объем.

Принцип (12) подразумевает стационарность процесса деструкции. Однако его можно модифицировать с учетом фактора времени. Коэффициент 2 в знаменателе формален и показывает, что при разрушении тела (образование трещины) образуется две поверхности, однако на наличие экстремума выражения он не влияет.

В заключение хотелось бы отметить, что для исследования более детальной связи между напряжениями и деформациями в пластической фазе деформирования, изменения параметра упрочнения с ростом напряжений необходимо переходить на другой масштабный уровень. Наиболее прогрессивно данные исследования можно проводить с фрактальных позиций [18].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кочарян Г. Г. Деформационные процессы в массивах горных пород: учеб. пособие. М.: МФТИ, 2009. 378 с.
2. Панин В. Е. Синергетические принципы физической мезомеханики // Физическая мезомеханика. 2000. № 3(6). С. 5–36.
3. Жабко А. В. Напряженное состояние земной коры // Известия Уральского государственного горного университета. 2014. № 3(35). С. 57–60.
4. Жабко А. В. Условие прочности горных пород // Известия Уральского государственного горного университета. 2014. № 4(36). С. 24–28.
5. Жабко А. В. Предельное напряженное состояние горных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 5. С. 50–55.
6. Жабко А. В. Критерий разрушения твердых тел // Проблемы недропользования. 2015. Вып. 2(5). С. 46–51.
7. Жабко А. В. Аналитическая геомеханика: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. 224 с.
8. Панин В. Е., Лихачев В. А., Гриняев Ю. В. Структурные уровни деформации твердых тел. Новосибирск: Наука, 1985. 254 с.
9. Викулин А. В. Мелекесцев И. В. Вихри и жизнь // Ротационные процессы в геологии и физике. М.: КомКнига, 2007. С. 39–102.
10. Викулин А. В., Махмудов Х. Ф., Иванчин А. Г., Герус А. И., Долгая А. А. О волновых и реидных свойствах земной коры // Физика твердого тела. 2016. Т. 58. Вып. 3. С. 547–557.
11. Карташов Ю. М., Матвеев Б. В., Михеев Г. В. и др. Прочность и деформируемость горных пород. М.: Недра, 1979. 269 с.
12. Одинцев В. Н. Отрывное разрушение массива скальных горных пород. М.: ИПКОН РАН, 1996. 166 с.
13. Ставрогин А. Н., Тарасов Б. Г. Экспериментальная физика и механика горных пород. СПб: Наука, 2001. 343 с.
14. Ребецкий Ю. Л. Тектонические напряжения и области триггерного механизма возникновения землетрясений // Физическая мезомеханика. 2007. № 10(1). С. 25–37.
15. Жабко А. В. Теория расчета устойчивости откосов и оснований. Общая теория расчета устойчивости однородных откосов // Известия Уральского государственного горного университета. 2016. № 1(41). С. 72–83.
16. Опарин В. Н. Научные открытия межтысячелетия в геомеханике и перспективы их применения // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: тр. конф. с участием иностр. ученых, 2–5 октября 2007 г. Новосибирск: ИГД СО РАН, 2007. С. 7–30.
17. Кашубин С. Н., Виноградов В. Б., Кузин А. В. Физика Земли: учеб. пособие для бакалавров. Екатеринбург: УГГУ, 2005. 188 с.
18. Латышев О. Г., Корнилков М. В. Направленное изменение фрактальных характеристик, свойств и состояния пород поверхностно-активными веществами в процессах горного производства: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2016. 407 с.

Поступила в редакцию 20 февраля 2017 года

THE STRENGTH OF THE CONTINUUM (OF SOLID BODIES)

Zhabko A. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: zhabkoav@mail.ru

The work suggests the functions of yield surface and plastic potential on the basis of the author's earlier investigations. The limiting surface for the given functions is the surface of solid bodies (rocks) destruction, which is described by the law of Coulomb. In fact, the suggested function represents the law of plastic deformation of solid bodies. It is analytically proved that in the process of plastic deformation there occurs the turn of structural elements of the solid body. On the basis of the given investigations some discrepancies are explained, which are observed in the process of rock strength tests. Energetic variational principle of breaking (destruction) of solid bodies is obtained. On the basis of this principle the appearance of ring structures in the premises of some mine workings is explained - the phenomenon of zone disintegration of rocks. The dependence is suggested to calculate the scale factor of the given phenomenon. Geometric vicinity of sliding surface shape in slopes to the arc of circle is justified.

Key words: criterion of breaking; differential equation; main stresses; sliding surface inclination angle; yield surface; function of plastic potential; the law of Coulomb; plastic deformation; dilatancy; variational principle.

REFERENCES

1. Kocharian G. G. *Deformatsionnye protsessy v massivakh gornykh porod: ucheb. posobie* [School book "Deformation processes in rock massifs"]. Moscow, MIPT Publ., 2009. 378 p.
2. Panin V. E. [Synergy principles of physical mesomechanics]. F*izicheskaia mezomekhanika – Physical Mesomechanics*, 2000, no. 3(6), pp. 5–36. (In Russ.)
3. Zhabko A. V. [Stress state of earth crust]. *Izvestiia Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2014, no. 3(35), pp. 57–60. (In Russ.)

4. Zhabko A. V. [Condition of rock strength]. *Izvestiia Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2014, no. 4(36), pp. 24–28. (In Russ.)
5. Zhabko A. V. [Limiting stress state of rocks]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 5, pp. 50–55. (In Russ.)
6. Zhabko A. V. [Criterion of solid bodies breaking]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, issue 2(5), pp. 46–51. (In Russ.)
7. Zhabko A. V. *Analiticheskaia geomekhanika: nauch. monografiia* [Scientific monograph "Analytical geomechanics"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2016. 224 p.
8. Panin V. E., Likhachev V. A., Griniaev Iu. V. *Strukturnye urovni deformatsii tverdykh tel* [Structural levels of solid bodies deformation]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1985. 254 p.
9. Vikulin A. V., Melekestsev I. V. [Whirlwinds and life]. *Rotatsionnye protsessy v geologii i fizike* [Rotational processes in geology and physics]. Moscow, KomKniga Publ., 2007, pp. 39–102.
10. Vikulin A. V., Makhmudov Kh. F., Ivanchin A. G., Gerus A. I., Dolgaia A. A. [Regarding wave and rheid properties of earth crust]. *Fizika tverdogo tela – Physics of Solid Body*, 2016, vol. 58, issue 3, pp. 547–557. (In Russ.)
11. Kartashov Iu. M., Matveev B. V., Mikheev G. V., and others. Prochnost' i deformiruemost' gornykh porod [Rock strength and deformability]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 269 p.
12. Odintsev V. N. *Otryvnoe razrushenie massiva skal'nykh gornykh porod [Hard rock massif separation breaking]. Moscow, RiCEMR of RAS Publ.*, 1996. 166 c.
13. Stavrogin A. N., Tarasov B. G. *Eksperimental'naia fizika i mekhanika gornykh porod* [Experimental physics and mechanics of rocks]. St. Petersburg, Nauka Publ., 2001. 343 p.
14. Rebetskii Iu. L. [Tectonic stresses and territories of earthquakes origin trigger mechanism]. *Fizicheskaia mezomekhanika – Physical Mesomechanics*, 2007, no. 10(1), pp. 25–37. (In Russ.)
15. Zhabko A. V. [Theory of slopes and foundations stability calculation. General theory of homogeneous slopes stability calculation]. *Izvestiia Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, no. 1(41), pp. 72–83. (In Russ.)
16. Oparin V. N. [Scientific discoveries in geomechanics at the turn of the millennium and the prospects of their application]. *Geodinamika i napriazhennoe sostoianie nedr Zemli: tr. konf. s uchastiem inostran. uchenykh, 2–5 oktiabria 2007* [Proc. of Conf. with foreign scientists "Geodynamics and stressed state of Earth bowels", 2nd–5th October, 2007]. Novosibirsk, IM SB RAS Publ., 2007, pp. 7–30. (In Russ.)
17. Kashubin S. N., Vinogradov V. B., Kuzin A. V. *Fizika Zemli: ucheb. posobie dlia bakalavrov* [School book for bachelors "Physics of the Earth"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2005. 188 p.
18. Latyshev O. G., Kornilkov M. V. *Napravlennoe izmenenie fractal'nykh kharakteristik, svoistv i sostoiania porod poverkhnostno-aktyvnymi veshchestvami v protsessakh gornogo proizvodstva: nauch. monografiia* [Scientific monograph "Directional change of fractal characteristics, properties and state of rocks with surfactants in the processes of mining"]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2016. 407 p.

УДК 504.06

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ В КОМПОНЕНТАХ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

ХОХРЯКОВ А. В., ЦЕЙТЛИН Е. М., МОСКВИНА О. А., ЛАРИОНОВА И. В.

Прогнозирование концентраций загрязняющих веществ в компонентах окружающей среды является важным инструментом повышения эффективности экологического менеджмента предприятий минерально-сырьевого комплекса. В статье приводится информация об ухудшении качества окружающей среды в Российской Федерации и Свердловской области, приведены причины ухудшения, показаны основные особенности предприятий минерально-сырьевого комплекса, рассмотрены вопросы повышения эффективности экологического менеджмента на предприятиях с использованием методов прогнозирования качества окружающей среды в районе объектов размещения отходов. Описаны некоторые недостатки существующих методов прогноза. Предложены методы прогнозирования качества окружающей среды в местах размещения отходов: метод скользящего среднего, метод с аддитивной составляющей, метод с использованием регрессионного анализа. Описаны преимущества представленных методов. Приведена информация о возможных причинах ошибки прогноза.

Ключевые слова: ***горное производство; экологический менеджмент; минерально-сырьевой комплекс; прогноз концентраций загрязняющих веществ.***

Горные и горно-металлургические предприятия оказывают воздействие на все компоненты окружающей среды. В Свердловской области их вклад в загрязнение атмосферного воздуха составляет более 30 %, водных ресурсов – более 50 %, в объем образования отходов – более 90 % [1–3]. Снижение негативного воздействия горных предприятий на компоненты окружающей среды позволит существенно улучшить экологическую ситуацию в регионе.

Для снижения негативного воздействия горных предприятий на окружающую среду необходимо повысить эффективность управления окружающей средой на предприятиях. Данный метод становится все более и более актуальным по разным причинам, в первую очередь экологическим. К таким причинам относятся, во-первых, ежегодный рост техногенной нагрузки на окружающую среду, в том числе загрязнение атмосферного воздуха, гидросферы и литосферы, и как следствие – негативное влияние на живые организмы (растения, животных, человека); во-вторых, увеличение риска возникновения аварийной ситуации на предприятиях, особенно с учетом значительной изношенности оборудования (физического и морального «старения») и снижения объемов финансирования на

Хохряков Александр Владимирович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой инженерной экологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: ief.ie@m.ursmu.ru

Цейтлин Евгений Михайлович – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры инженерной экологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tseitlin.e.m@gmail.com

Москвина Оксана Андреевна – старший преподаватель кафедры инженерной экологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: oab@inbox.ru

Ларионова Ирина Васильевна – главный инженер ОХНИР. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: irina_larionova@inbox.ru

его замену. Так, например, износ оборудования на металлургических и горно-металлургических предприятиях России составляет около 60–70 % [4, 5].

Важно отметить, что экологические вопросы напрямую связаны с экономическими. Увеличение техногенной нагрузки на окружающую среду от фунционирования предприятий горнопромышленного комплекса всегда влечет за собой экономические последствия для предприятий-загрязнителей. К экономическим последствиям для предприятия относятся как экологические платежи и административные штрафы, так и платежи за экологический ущерб, нанесенный земельным и водным ресурсам *(Приказ Минприроды России от 8 июля 2010 г. № 238 «Об утверждении Методики исчисления размера вреда, причиненного почвам как объекту охраны окружающей среды». Приказ Минприроды России от 13 апреля 2009 г. № 87 «Об утверждении Методики исчисления размера вреда, причиненного водным объектам вследствие нарушения водного законодательства (с изменениями и дополнениями)»)*. Размеры экологических платежей и административных штрафов обычно составляют сотни тысяч рублей, тогда как платежи за экологический ущерб могут достигать миллионов, а иногда и миллиардов рублей [6, 7].

Грамотные управленческие решения позволяют снизить риск сверхнормативного загрязнения окружающей среды предприятием, а значит снизить его экономические издержки.

Прогнозирование – это важный инструмент экологического менеджмента. С помощью методов математической статистики и математического моделирования на основе имеющихся данных мониторинга качества окружающей среды можно спрогнозировать качество атмосферного воздуха, почвы и воды на определенный период, например на один год вперед. Такая информация позволит руководству предприятия вовремя оценить возможные экологические последствия хозяйственной деятельности и принять необходимые управленческие решения, направленные на снижение негативной нагрузки от предприятия, а значит и минимизировать риск возникновения сверхнормативных экологических платежей, административных штрафов, платежей за экологический ущерб и других экономических последствий.

Таким образом, *конечной целью прогнозирования* является повышение эффективности экологического менеджмента на предприятиях минерально-сырьевого комплекса путем применения методов математической статистики и математического моделирования для снижения экономических издержек предприятий минерально-сырьевого комплекса, связанных с выполнением экологических требований, и улучшения экологической ситуации в районе их расположения.

Для достижения этой цели решаются следующие задачи:

– подбор методов прогнозирования, позволяющих с наименьшими временными и трудовыми затратами, в условиях ограниченности исходных данных и экономических возможностей предприятия решать обозначенную проблему;

– анализ преимуществ и недостатков выбранных методов прогнозирования;

– анализ возникающих при прогнозировании проблем, возможных ошибок и последствий данных ошибок (в том числе экологических и экономических).

Для решения поставленных задач с учетом специфики минерально-сырьевого комплекса были проанализированы основные отличия предприятий минерально-сырьевого комплекса от предприятий других отраслей.

Основные особенности предприятий минерально-сырьевого комплекса – это значительный объем добываемой горной массы и образующихся отходов, низкая степень извлечения ценного компонента, зависимость качественного и количественного состава выбросов, сбросов и размещаемых отходов от вида полезного

ископаемого и способа обогащения на предприятии [1]. Так, на предприятии ОАО «Ураласбест» ежегодно добывается более 30 млн т горной массы и образуется более 30 млн т отходов. Количество ценного компонента в руде для комбината «Ураласбест» составляет в среднем 2,2–2,8 %. Для АО «ЕВРАЗ КГОК» количество ценного компонента составляет в среднем 16 %. Для любого горнодобывающего предприятия характерно наличие объектов размещения отходов, занимающих значительные площади. Так, отвалы ОАО «Ураласбест» занимают сегодня около 3000 га и в них накоплено уже около 5 млрд т отходов добычи и обогащения. Площадь объектов размещения отходов АО «ЕВРАЗ КГОК» (отвалов и хвостохранилища) составляет около 2000 га, а объем накопленных отходов – 2 млрд т [1].

Еще одна особенность горных, горно-обогатительных и горно-металлургических предприятий состоит в том, что они прямо или косвенно являются основным источником загрязнения окружающей среды в районе их расположения. Объемы добычи и переработки горной массы на таких предприятиях напрямую влияют на качество окружающей среды.

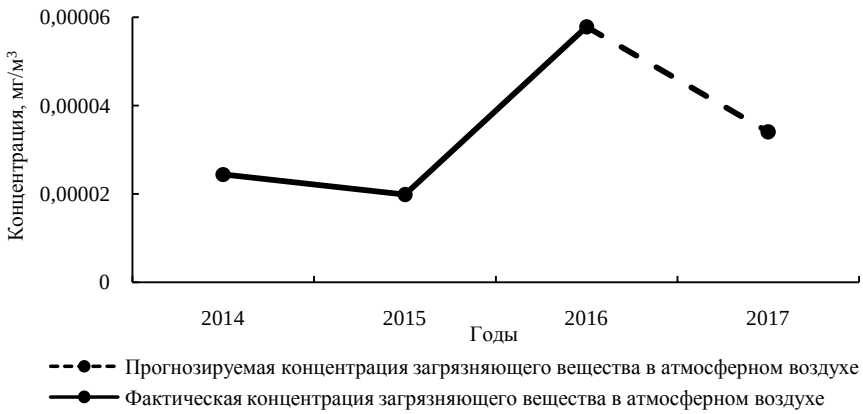

Рис. 1. Динамика изменения концентрации загрязняющего вещества в атмосферном воздухе в зоне влияния объекта размещения отходов за 2014–2016 гг. и прогноз ожидаемых концентраций на 2017 г. Предельно допустимая концентрация загрязняющего вещества в атмосферном воздухе – 0,001мг/м^3.

Существует целый ряд методов прогнозирования [8–12]. Помимо общеизвестных отдельными исследователями для решения экологических задач предлагается использовать интерсубъективный подход [13], метод искусственных нейронных сетей [14] и др. [15–17]. Большая часть этих методов имеет существенные недостатки, главными из которых являются: трудоемкость в использовании, необходимость наличия у исполнителей углубленных знаний и специализированных программных продуктов, значительное количество требуемой исходной информации, сложность применения сотрудниками предприятий на практике.

Для выполнения прогноза качества окружающей среды в рамках поставленных задач были выбраны метод скользящего среднего, метод аддитивной составляющей и метод прогнозирования на основе регрессионного анализа [10]. Данные методы относительно просты в применении, причем прогноз можно выполнять, используя стандартные программные продукты, например Microsoft Excel, что значительно сокращает издержки предприятия.

Метод скользящего среднего используется для краткосрочного прогнозирования (на 1 год вперед) [10]. Суть метода скользящего среднего – использование значений среднего арифметического за каждые последовательно идущие три года.

Он подходит для прогнозирования концентраций загрязняющих веществ в атмосферном воздухе и почве (рис. 1).

Для прогнозирования концентраций загрязняющих веществ в поверхностных и подземных водах был взят метод аддитивной составляющей (рис. 2, 3). Ключевым отличием данного метода является то, что его использование позволяет учитывать сезонность изменения концентрации в воде (аддитивную компоненту). Общеизвестно, что концентрация загрязняющих веществ в воде изменяется в зависимости от сезона (лето, осень, зима или весна). Данный метод позволяет учесть сезонную компоненту и, как следствие, сделать более точный прогноз. Сущность данного метода заключается в специальном усреднении (десезонализации) данных за конкретный год, выделении сезонной компоненты и дальнейшем расчете прогнозных значений концентраций с учетом сезонности. Это дает возможность получить более точный прогноз с учетом сезонных колебаний концентрации загрязняющих веществ в воде.

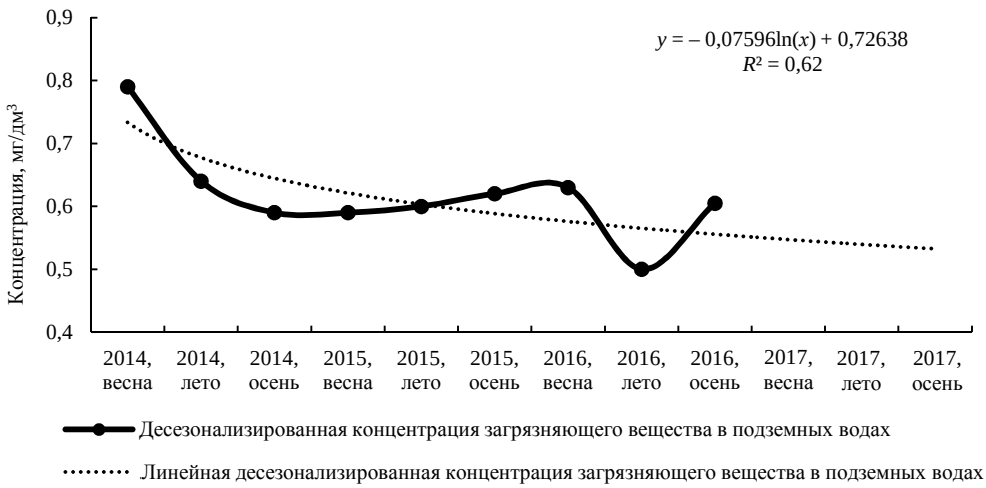

Рис. 2. Изменение десезонализированной концентрации загрязняющего вещества в подземных водах

При использовании данного метода необходимо определить, какой функцией описывается десезонализированный ряд данных (линейной, экспоненциальной, степенной или логарифмической), параллельно рассчитывается коэффициент аппроксимации для каждой из функций. Выбирается график, где коэффициент аппроксимации R^2 ближе всего к единице, так как чем ближе R^2 к единице, тем выше вероятность подтверждения прогноза.

Перечисленные методы применялись для прогнозирования, основанного на экстраполяции на будущее тренда реальных данных за предшествующий период, исходя из сохранения сложившейся за предшествующий период тенденции. Эти данные прямо или косвенно определяются реальной производительностью горного предприятия за тот же период.

Важно отметить, что концентрация загрязняющих веществ в компонентах окружающей среды в значительной мере зависит от объемов производства готовой продукции на предприятии, а для горных предприятий – от объема добычи горной массы. Для принятия требуемых управленческих решений руководству предприятия необходимо знать, как изменение объема производства скажется на качестве окружающей среды.

Для решения данной задачи был использован метод регрессионного анализа. Суть метода состоит в построении (подборе) статистической модели, описывающей зависимость того или иного прогнозируемого показателя от другого (в данном случае – от производительности горного предприятия).

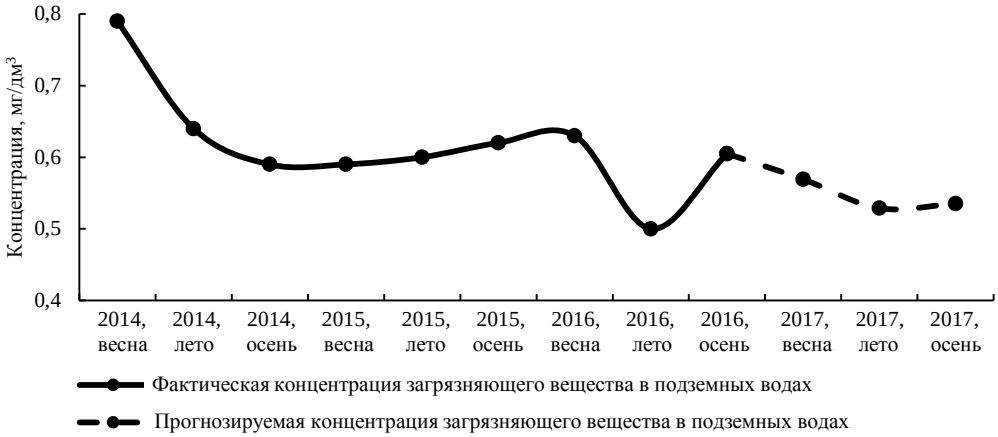

Рис. 3. Динамика изменения концентрации загрязняющего вещества в подземных водах в зоне влияния объекта размещения отходов горного предприятия за 2014–2016 гг. и прогноз ожидаемых концентраций на 2017 г. Предельно допустимая концентрация загрязняющего вещества в подземных водах – 1,0 мг/дм^3

Наилучшая модель выбирается по величине рассчитываемого коэффициента корреляции, отражающего наличие и тесноту связи между двумя показателями. Прогноз в данном случае осуществляется путем подстановки значений производительности в выбранную статистическую модель (рис. 4).

Применение данного метода для условий горного предприятия представляется оправданным по следующим причинам: с одной стороны, изменение добычи определяет объемы производства по остальным подразделениям и дочерним предприятиям и соответственно техногенную нагрузку по предприятию в целом; с другой стороны, концентрация загрязняющих веществ в конкретных точках зависит в первую очередь от общей техногенной нагрузки в районе, на которую прямо или косвенно влияет горное предприятие.

Преимущества описанных методов заключаются в следующем:

– для их реализации используются стандартные программные продукты (в частности, Microsoft Excel);

– прогноз концентраций загрязняющих веществ в компонентах окружающей среды в значительной степени автоматизирован;

– использование методов не требует наличия специальных знаний;

– данные методы можно использовать при наличии минимального количества исходных данных (например, за последние 3–5 лет).

Последнее является особенно важным в условиях ограниченности исходных данных. Программы мониторинга на предприятиях периодически корректируются, поэтому могут изменяться точки контроля, периодичность контроля и даже контролируемые вещества.

Для прогнозирования важна такая характеристика, как точность прогнозирования. Она определяется ошибкой прогноза, которая в существующих условиях может быть значительной по следующим причинам: недостаток исходных данных; небольшой период действия программы мониторинга; разные точки контроля качества окружающей среды; внедрение природоохранных мероприятий;

техногенные аварии, катастрофы и другие нештатные ситуации; природные катаклизмы.

Для снижения величины ошибки авторами предлагается использовать бóльший объем исходных данных, отбирать пробы в одной и той же точке (для этого использовать спутниковый навигатор). После внедрения природоохранных мероприятий прогнозирование начинать только после нескольких серий наблюдений, чтобы более точно установить, как снизилась концентрация загрязняющих веществ в среде, и сделать поправку на улучшенные показатели концентраций в результатах за предшествующий период наблюдений.

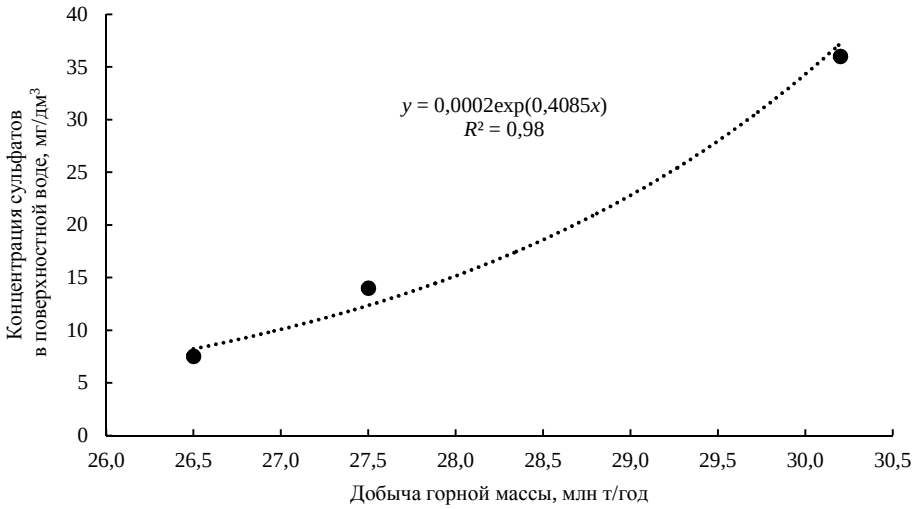

Рис. 4. Уравнение регрессии, описывающее зависимость концентрации загрязняющего вещества в поверхностной воде в районе расположения отвала горного предприятия и объемов добычи горной массы

Таким образом, одним из способов улучшить качество окружающей среды является прогнозирование концентраций загрязняющих веществ, и это важный инструмент экологического менеджмента. Существующие методы прогнозирования имеют ряд существенных недостатков: трудоемкость в их использовании, необходимость наличия у исполнителей специальных знаний и сложность их применения на практике, значительное количество требуемой исходной информации. Выбранные для выполнения прогноза качества окружающей среды в рамках поставленных задач методы скользящего среднего, метод аддитивной составляющей и метод прогнозирования на основе регрессионного анализа не имеют указанных недостатков, они просты в использовании и не требуют значительного количества исходных данных.

Отдельно необходимо отметить, что прогноз становится важной частью повышения эффективности управления окружающей средой на предприятии. Это подтверждается Приказом Минприроды России, который требует от предприятий, имеющих на своем балансе объекты размещения отходов, выполнять прогноз качества окружающей среды в районе объектов размещения отходов на ближайший год *(Приказ Минприроды России от 04.03.2016 № 66 «О Порядке проведения собственниками объектов размещения отходов, а также лицами, во владении или в пользовании которых находятся объекты размещения отходов, мониторинга состояния и загрязнения окружающей среды на территориях объектов размещения отходов и в пределах их воздействия на окружающую среду»)*.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цейтлин Е. М. Исследование, оценка и оптимизация уровня экологической безопасности окружающей среды в условиях горного производства на примере Среднего Урала: автореф. дис. ... канд. геол.-минер. наук. Екатеринбург, 2013. 22 с.

2. Хохряков А. В., Студенок А. Г., Студенок Г. А. Исследование процессов формирования химического загрязнения дренажных вод соединениями азота на примере карьера крупного горного предприятия // Изв. УГГУ. 2016. Вып. 4(44). С. 35–37.

3. Антонинова Н. Ю., Рыбникова Л. С., Славиковская Ю. О., Рыбников П. А., Шубина Л. А. Геоэкологическая оценка земле- и водопользования в районах освоения природного и техногенного сырья Урала // ФТПРПИ. 2012. № 2. С. 194–200.

4. Какое место занимает металлургия в отечественной экономике сегодня? // Российская Газета. URL: https://rg.ru/2013/11/08/gutenev.html (дата обращения 01.03.3017).

5. Износ оборудования на опасных предприятиях в России превышает 70 % // РИА Новости. URL: https://ria.ru/incidents/20140528/1009678019.html (дата обращения 01.03.2017).

6. Росприроднадзор предъявил Минобороны счет за экологический ущерб в 1,2 млрд руб. // РАПСИ. URL: http://rapsinews.ru/incident_news/20161111/277112516.html (дата обращения 01.03.2017).

7. Накопленный ущерб в Центральной экологической зоне Байкала составляет 1,5 миллиарда рублей // ИРК. URL: https://www.irk.ru/news/20120112/damage/ (дата обращения 01.03.2017).

8. Сафонова Л. А., Смоловик Г. Н. Методы и инструменты принятия решений. Новосибирск, https://sibsutis.ru/upload/publications/93f/fhxbjdspoead%20fj%20tbymvtsedutffbnlqtsnuc%20qmsfrsjwccxbptuh%20xxcqchrpthjlvd.pdf. 2012. 299 с.

9. Афанасьев М. Ю., Багриновский К. А., Матюшок В. М. Прикладные задачи исследования операций: учеб. пособие. М.: ИНФРА-М, 2006. 352 с.

10. Бутакова М. М. Экономическое прогнозирование: методы и приемы практических расчетов. М.: КноРус, 2008. 168 с.

11. Дуброва Т. А. Прогнозирование социально-экономических процессов // Статистические методы и модели. М.: Маркет ДС, 2007. 192 с.

12. Гидрогеология / под ред. В. М. Шестакова, М. С. Орлова. М.: Изд-во МГУ, 1984. 310 с.

13. Ромашевская Я. А. Экологический аудит, моделирование и прогнозирование экологической обстановки, принятие решений в сфере управления охраной окружающей среды посредством создания геоинформационного интернет-портала на основе интерсубъективной теории // XII Всерос. совещ. по проблемам управления ВСПУ-2014: сб. тр. конф. Москва, 2014. С. 5666–5674.

14. Савицкая Т. В., Дударов С. П., Егоров А. Ф., Левушкин А. С. Использование искусственных нейронных сетей для прогнозирования загрязнения атмосферного воздуха аварийными источниками при изменяющихся метеоусловиях // Экологические системы и приборы. 2007. № 10. С. 45–50.

15. Бенуж А. А. Модель оценки качества и прогнозирования состояния окружающей среды системой дифференциальных уравнений // Вестник МГСУ. 2010. № 2. С. 105–109.

16. Бондарик Г. К. Диагностика и прогнозирование состояния неоднородных природных и природно-технических систем – функция геокибернетики // Изв. вузов. Геология и разведка. 2010. № 1. С. 78–79.

17. Романов А. М., Волкова М. А. Прогноз поведения долгоживущих отходов в геологических средах // Изв. вузов. Горный журнал. 2010. № 6. С. 38–45.

Поступила в редакцию 2 марта 2017 года

CONTAMINANTS CONCENTRATION FORECASTING IN THE COMPONENTS OF THE ENVIRONMENT

Khokhriakov A. V., Tseitlin E. M., Moskvina O. A., Larionova I. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tseitlin.e.m@gmail.com

The article gives information about environment quality deterioration in the Russian Federation and Sverdlovsk region, the reasons for environment quality deterioration are provided, the main peculiarities of mineral raw materials complex enterprises are revealed, the problems of ecological management effectiveness improvement are examined at the enterprises with the use of environment quality forecasting methods in the location area of waste disposal facilities. Some disadvantages of existing forecasting methods are described. The methods of forecasting the quality of the environment in the location area of waste disposal facilities are suggested: moving average method, method with an additive constituent, method with the use of regressive analysis. The advantages of the introduced methods are described. Information is given about possible reasons for forecast errors.

Key words: mining; ecological management; mineral raw materials complex; contaminants concentration forecasting.

REFERENCES

1. Tseitlin E. M. *Issledovanie, otsenka i optimizatsiia urovnia ekologicheskoi bezopasnosti okruzhaiushchei sredy v usloviiakh gornogo proizvodstva na primere Srednego Urala: avtoref. dis. ... kand. geol.-miner. nauk* [Investigation, estimation and optimization of the level of ecological environmental safety in conditions of mining by the example of the Middle Urals. Cand. geol. min. sci. abstract of diss.]. Ekaterinburg, 2013. 22 p.

2. Khokhriakov A. V., Studenok A. G., Studenok G. A. [Drainage water chemical contamination with nitrogen compounds generation processes investigation by the example of an open pit of a large mining enterprise]. *Izvestiya Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, issue 4(44), pp. 35–37. (In Russ.)
3. Antoninova N. Iu., Rybnikova L. S., Slavikovskaia Iu. O., Rybnikov P. A., Shubina L. A. [Geoecological estimation of land use and water use in the regions of natural and technogenic raw material exploitation in the Urals]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Physical and Technical Problems of Mining*, 2012, no. 2, pp. 194–200. (In Russ.)
4. Which place does metallurgy take in national economy today? Rossiyskaya Gazeta. Available at: https://rg.ru/2013/11/08/gutenev.html (Access date 01.03.2017).
5. Equipment wearing at hazardous enterprises in Russia exceeds 70%. FSUE RAMI "RIA Novosti". Available at: https://ria.ru/incidents/20140528/1009678019.html (Access date 01.03.2017).
6. Federal Service for Supervision of Natural Resources invoiced the Ministry of Defence of the Russian Federation for the sum of 1.2 billion rubles for ecological damage: RAPSI (Russian Legal Information agency). Available at: http://rapsinews.ru/incident_news/20161111/277112516.html (Access date 01/03/2017).
7. Cumulative damage in the Central ecological zone of Baikal makes 1.5 billion rubles: IRK. Available at: https://www.irk.ru/news/20120112/damage/ (Access date 01/03/2017).
8. Safonova L. A., Smolovik G. N. *Metody i instrumenty priniatiia reshenii* [Decision making methods and tools]. Novosibirsk, 2012, 299 p. Available at: https://sibsutis.ru/upload/publications/93f/fhxbjdspoead%20fj%20tbymvtsedutffbnlqtsnuc%20qmsfrsjwccxbptuh%20xxcqchrpthjlvd.pdf
9. Afanas'ev M. Iu., Bagrinovskii K. A., Matiushok V. M. *Prikladnye zadachi issledovaniia operatsii: ucheb. posobie* [School book "Applied problems of operational research"]. Moscow, INFRA-M Publ., 2006. 352 p.
10. Butakova M. M. *Ekonomicheskoe prognozirovanie: metody i priemy prakticheskikh raschetov* [Economic forecasting: methods and techniques of practical calculations]. Moscow, KnoRus Publ., 2008. 168 p.
11. Dubrova T. A. [Social economic processes forecasting]. *Statisticheskie metody i modeli* [Statistical methods and models]. Moscow, Market DC Publ., 2007. 192 p.
12. *Gidrogeologiia. Pod red. V. M. Shestakova, M. S. Orlova* [Hydrogeology. Edited by V. M. Shestakov, M. S. Orlov]. Moscow, MSU Publ., 1984. 310 p.
13. Romashevskaia Ia. A. [Ecological audit, modeling and forecasting of ecological situation, decision making in the sphere of environmental protection control by means of creating geoinformational internet portal on the basis of intersubjective theory]. *XII Vseros. soveshch. po problemam upravleniia VSPU-2014: sb. tr. konf.* [Proc. 12th All-Russ. Meeting over the Problems of Controlling VSPU-2014]. Moscow, 2014, pp. 5666–5674. (In Russ.)
14. Savitskaia T. V., Dudarov S. P., Egorov A. F., Levushkin A. S. [The use of artificial neuronic networks to forecast contamination of the atmosphere by emergency sources under changing weather conditions]. *Ekologicheskie sistemy i pribory – Ecological Systems and Devices*, 2007, no. 10, pp. 45–50. (In Russ.)
15. Benuzh A. A. [The model of estimating quality and forecasting the conditional of the environment with the system of differential equations]. *Vestnik MGSU – Proceedings of Moscow State University of Civil Engineer*, 2010, no. 2, pp. 105–109. (In Russ.)
16. Bondarik G. K. [Diagnostics and forecasting of the condition of natural and natural-engineering systems is the function of geocybernetics]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Geologiia i razvedka – News of the Higher Institutions. Geology and Exploration*, 2010, no. 1, pp. 78–79. (In Russ.)
17. Romanov A. M., Volkova M. A. [Prognosis of behaviors of long-lived wastes in geological environment]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2010, no. 6, pp. 38–45. (In Russ.)

УДК 622.235

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ВЫСОКИХ УСТУПАХ

НАСИРОВ У. Ф., ТУХТАШЕВ А. Б., ОЧИЛОВ Ш. А., РАВШАНОВА М. Х.

Рассмотрены пути управления степенью дробления горных пород взрывом и направления, позволяющие влиять на механический эффект дробления массива горных пород. Определена кинетическая энергия, которая накапливается при ударном сдвиге в единице объема породы и расходуется на работу разрушения. Определен эффективный радиус цилиндрического и сферического зарядов на высоких уступах. Теоретическими исследованиями установлено, что размер наибольшего куска взорванной горной породы при взрыве парносближенных скважинных зарядов взрывчатого вещества (ВВ) на высоких уступах прямо пропорционален линии наименьшего сопротивления, коэффициентам симметрии цилиндрических зарядов и энергетическим характеристикам ВВ и обратно пропорционален плотности заряжания, плотности ВВ и диаметру окружности парносближенных зарядов ВВ.

Ключевые слова: ***буровзрывные работы; высокий уступ; методы взрывания; парносближенные скважинные заряды; степень дробления; эффективный радиус; сферический заряд; цилиндрический заряд; линия наименьшего сопротивления; плотность заряжания; плотность взрывчатого вещества; диаметр заряда.***

Проблема управления энергией взрыва при дроблении горных пород является очень важной в технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Эффективность использования взрывных технологий базируется на правильном понимании физического механизма воздействия взрыва на разрушаемый горный массив.

За последние 15–20 лет благодаря пристальному вниманию ученых, инженеров и практиков взрывного дела к проблемам изучения физических основ действия промышленных взрывов в горных породах, изменению технологий и созданию инженерных методов управления энергией взрыва успешно решены многие сложные вопросы. Однако, несмотря на значительные успехи в области теории и практики взрывной подготовки горной массы, удельный расход взрывчатых веществ (ВВ), как основной показатель эффективности взрывных работ, непрерывно возрастает.

Насиров Уткир Фатидинович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой горного дела. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: unasirov@yandex.ru

Тухташев Алишер Баходирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: a.tukhtashev79@mail.ru

Очилов Шухратулла Атоевич – старший научный сотрудник. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: o.shuhrat84@yandex.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

Среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ управляет степенью дробления горных пород, можно выделить три основных направления, позволяющих существенно влиять на механический эффект дробления массива горных пород [1–5].

Первое направление связано с разработкой рациональных конструкций зарядов, предназначенных для эффективного выполнения разрушения горных пород энергией взрыва скважинных зарядов ВВ на открытых разработках. В основе этого направления лежат труды Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко.

Второе направление основано на принципе энергетического соответствия между энергией, затрачиваемой на взрывное разрушение горных пород с разными физико-механическими свойствами, и энергией, сконцентрированной в единице заряда ВВ. Это направление, наиболее полно представленное в работах Г. П. Демидюка и Л. В. Дубнова, предполагает создание определенного класса ВВ с различной объемной концентрацией энергии и разнообразными детонационными параметрами.

Третье направление включает широкий круг работ, связанных с интегральными эффектами дробления массива горных пород, и базируется на разных технологических приемах взрывания совокупности однородных зарядов ВВ. К этому направлению относятся работы по короткозамедленному взрыванию, взрыванию в зажатой среде, взрыванию высоких уступов, с внутрискважинным замедлением и т. д.

Вычислим работу u_1, которую необходимо затратить для дробления единицы объема породы с кусками, размеры которых подчиняются локальному закону распределения $f_{\text{л}}(\hat{x}_{\text{к.л}})$, который описывает образование кусков размером от ничтожно малой величины до некоторого максимального размера $x_{r\max}$ в рассматриваемом объеме породы на заданном расстоянии r от центра заряда. Все эти куски подчинены некоторому локальному (зависящему в общем случае от расстояния r до заряда) дифференциальному закону распределения $f_{\text{л}}(\hat{x}_{\text{к.л}})$, который показывает, какая доля всего раздробленного объема породы приходится на единичный интервал размера кусков породы. Если, например, необходимо определить, какой объем породы составляют куски в интервале от $x_{\text{к}}$ до $x_{\text{к}} + dx_{\text{к}}$, то $dU = Uf_{\text{л}}(\hat{x}_{\text{к.л}})d\hat{x}_{\text{к.л}}$,где U – полный объем раздробленной породы, расположенной на расстоянии r от заряда.

Если S – площадь поверхности всех кусков в единице объема раздробленной породы, S_{τ} – площадь поверхности микротрещин в том же объеме, e – удельная энергия образования единицы площади вновь образованной поверхности, то работа определяется выражением

$$u_1 = \left(S - S_{\tau}\right)e. \tag{1}$$

Площадь $S_{\text{к}}$ куска породы среднего размера $x_{\text{к}}$ выражается зависимостью $S_{\text{к}} = 6k_{\text{ф}}x_{\text{к}}^2$, где $k_{\text{ф}}$ – коэффициент формы, учитывающий отклонение действительной формы куска от идеальной кубической.

В единице объема породы количество кусков размером от $x_{\text{к}}$ до $x_{\text{к}} + d_{x\text{к}}$

$$dN = \frac{k_{\text{л}}^3}{x_{\text{к}}^3} f_{\text{л}}\left(\hat{x}_{\text{к.л}}\right) d\hat{x}_{\text{к.л}},$$

где $\hat{x}_{\text{к.л}} = x_{\text{к}} / x_{r\max}$ – относительный размер куска породы; $k_{\text{л}}$ – отношение максимальных к действительным средним значениям размера куска.

Площадь поверхности этих кусков

$$dS = S_{\text{к}} dN = 6k_{\text{ф}} \frac{k_{\text{л}}^3}{x_{\text{к}}} f_{\text{л}}\left(\hat{x}_{\text{к.л}}\right) d\hat{x}_{\text{к.л}}.$$

В дальнейших вычислениях будем учитывать, что, согласно исследованиям [5, 6], $k_{\text{л}} = 1/k_{\text{л}}^2$. Величину $k_{\text{л}}$ в среднем можно принять равной 1,3.

Суммарная площадь поверхности всех кусков в единице объема

$$S = \frac{6k_{\text{л}}}{x_{r\max}} \int_0^1 \frac{f_{\text{л}}\left(\hat{x}_{\text{к.л}}\right) d\hat{x}_{\text{к.л}}}{\hat{x}_{\text{к.л}}}. \tag{2}$$

Аналогичным образом вычислим площадь микроскопических трещин

$$S_{\text{т}} = \frac{6k_{\text{л}}}{x_{\text{т}\max}} \int_0^1 \frac{f\left(\hat{x}_{\text{т}}\right) d\hat{x}_{\text{т}}}{\hat{x}_{\text{т}}}, \tag{3}$$

где $f\left(\hat{x}_{\text{т}}\right)$ – дифференциальный закон распределения расположенных в массиве естественных отдельностей, образованных системой микротрещин; $x_{\text{т}\max}$ – размер наибольшей по объему естественной отдельности; $\hat{x}_{\text{т}} = x_{\text{т}} / x_{\text{т}\max}$ – относительный размер естественной отдельности.

Из выражений (1) и (3) находим

$$u_1 = 6k_{\text{л}} e \left[\frac{1}{x_{r\max}} \int_0^1 \frac{f_{\text{л}}\left(\hat{x}_{\text{к.л}}\right) d\hat{x}_{\text{к.л}}}{\hat{x}_{\text{к.л}}} - \frac{1}{x_{\text{т}\max}} \int_0^1 \frac{f\left(\hat{x}_{\text{т}}\right) d\hat{x}_{\text{т}}}{\hat{x}_{\text{т}}} \right].$$

В частном случае при $S_{\text{т}} = 0$ (монолитная порода без микротрещин)

$$u_1 = \frac{6k_{\text{л}} e}{x_{r\max}} \int_0^1 \frac{f_{\text{л}}\left(\hat{x}_{\text{к.л}}\right) d\hat{x}_{\text{к.л}}}{\hat{x}_{\text{к.л}}}.$$

Определим кинетическую энергию $E_{\text{к}1}$, которая накапливается при ударном сдвиге в единице объема породы и расходуется на работу дробления u_1. Для этого рассмотрим объем породы в виде куба, основание которого неподвижно, а верхняя грань движется со скоростью v (рис. 1).

В результате такого движения по диагоналям куба возникают растягивающие δ_1 и сжимающие δ_2 напряжения. При этом вследствие небольшого размера $x_{\text{к}}$ будем полагать, что все слои породы между верхней гранью и основанием движутся со скоростью, изменяющейся по линейному закону. Кинетическая энергия $dE_{\text{к}}$ элементарного слоя породы толщиной dz на расстоянии z от основания куба

$$dE_{\text{к}} = \frac{1}{2} \rho x_{\text{к}}^2 \left(\frac{v}{x_{\text{к}}} z \right)^2 dz,$$

где ρ – плотность породы; отношение $v/x_{\text{к}}$ является градиентом скорости растяжения dv_x/dr, величину которого получим после дифференцирования выражения

$$\frac{dv_x}{dr} = 2\pi\frac{dv_r}{dr}.$$

Подставив значение dv_x/dr в выражение для $dE_к$ вместо градиента $v/x_к$, получим

$$dE_к = 2\pi^2\rho x_к^2\left(\frac{dv_r}{dr}z\right)^2 dz.$$

Интегрируя по z в пределах от 0 до $x_к$, находим кинетическую энергию ударного сдвига в объеме породы, равном объему куска размером $x_к$:

$$dE_к = \frac{2\pi^2\rho}{3}\left(\frac{dv_r}{dr}\right)^2 x_к^5.$$

Поскольку в единице объема породы число кусков dN размером от $x_к$ до $x_к + d_{xк}$ определяется выражением (3), то кинетическая энергия единицы объема $E_{к1}$ при ударном сдвиге

$$E_{к1} = \int_0^{xr\max}\frac{2\pi^2\rho}{3}\left(\frac{dv_r}{dr}\right)^2 x_к^5\frac{k_л^3 f_л(\hat{x}_{к.л})\hat{d}\hat{x}_{к.л}}{x_к^3} = \frac{2\pi^2\rho k_л^3}{3}x_{r\max}^2\left(\frac{dv_r}{dr}\right)^2\int_0^1\hat{x}_{к.л}^2 f_л(\hat{x}_{к.л})\hat{d}\hat{x}_{к.л}. \quad (4)$$

Эта энергия расходуется на работу разрушения. Приравнивая правые части выражений (2) и (4), получаем основное энергетическое уравнение дробления: $E_{к1} = u_1$.

Из этого уравнения для горных пород без микротрещин находим связь между максимальным размером куска породы $x_{r\max}$ и градиентом радиальной скорости dv_x/dr:

$$x_{r\max 1} = \frac{B_1}{(dv_r/dr)^{2/3}}; \quad (5)$$

$$B_1 = \left[\frac{9ek_л^2}{\pi^2\rho}d_1\right]^{1/3};$$

$$d_1 = \frac{\int_0^1 f_л(\hat{x}_{к.л})/\hat{x}_{к.л}\hat{d}\hat{x}_{к.л}}{\int_0^1 x_{к.л}^2 f_л(\hat{x}_{к.л})\hat{d}\hat{x}_{к.л}}.$$

Критическая скорость $v_к$ обратно пропорциональна $x_к^{1/2}$.

Входящую в выражение (1) величину e можно выразить зависимостью

$$e = \beta_р\frac{\delta_B^2}{2E},$$

где коэффициент $\beta_р$, имеющий линейную размерность, учитывает симметрию

взрыва, динамичность приложения нагрузки, а также характер хрупкого или упруго-пластического разрушения данной породы.

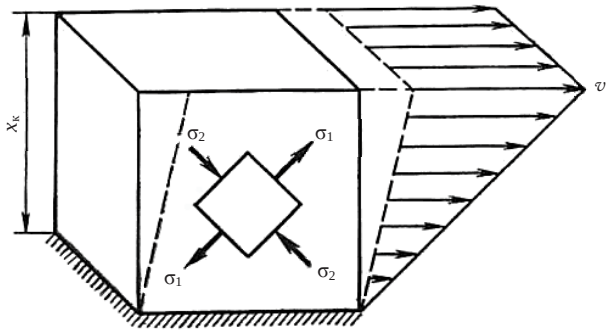

Рис. 1. Схема ударного сдвига

Поскольку при взрыве сферического заряда растяжение объема породы происходит в двух взаимно перпендикулярных направлениях, то при прочих равных условиях коэффициент $\beta_р$ для сферического заряда в 2 раза меньше, чем для цилиндрического.

Начальную скорость определим по известной формуле

$$v_0 = \frac{\Sigma_0}{\rho D_в},$$

где Σ_0 – начальное давление продуктов взрыва; $D_в$ – скорость фронта ударной волны.

Так как, согласно работам [7, 8], приближенно можно принять $D_в = k_{B1}c$, где c – скорость звука в породе; k_{B1} – коэффициент пропорциональности, то

$$v_0 = \frac{\Sigma_0}{\rho k_{B1} c}.$$

Начальное давление Σ_0 выразим через удельную энергию и плотность $\rho_{ВВ}$: $\Sigma_0 = (x-1)e_{ВВ}\rho_{ВВ}$.

Таким образом,

$$v_0 = \frac{(x-1)e_{ВВ}\rho_{ВВ}}{\rho k_{B1} c}.$$

Подставив это выражение в формулу

$$\left|\frac{dv_r}{dr}\right| = n\frac{v_0}{r^{n+1}} r_0^n,$$

получим

$$\left|\frac{dv_r}{dr}\right| = \frac{n(x-1)e_{ВВ}\rho_{ВВ}}{\rho k_{B1} c r^{n+1}} r_0^n. \qquad (6)$$

Выразим радиус заряда r_0 через относительную плотность заряжания Δ и плотность ВВ $\rho_{ВВ}$.

Тогда

– для цилиндрического заряда

$$r_0 = \sqrt{\frac{p}{\pi \Delta \rho_{\text{ВВ}}}}, \tag{7}$$

где p – масса единицы длины цилиндрического заряда;

– для сферического заряда

$$r_0 = \sqrt[3]{\frac{3Q}{4\pi \Delta \rho_{\text{ВВ}}}},$$

где Q – масса сферического заряда.

Полученные зависимости для удобства дальнейших вычислений представим в следующем виде:

– для цилиндрического заряда

$$r_0 = \sqrt{\frac{w^2}{\pi \Delta \rho_{\text{ВВ}}}} \cdot \frac{\sqrt{p}}{w};$$

– для сферического заряда

$$r_0 = \sqrt[3]{\frac{3w^3}{4\pi \Delta \rho_{\text{ВВ}}}} \cdot \frac{\sqrt[3]{Q}}{w},$$

где w – линия наименьшего сопротивления.

Принимая, что

$$u_r = v_0 \left(\frac{r_0}{r} \right)^n,$$

с учетом выражений (5)–(7), принимая, что $c = (E/\rho)^{1/2}$, находим зависимости размера наибольшего куска породы $x_{r\max}$ на заданном расстоянии r от заряда:

– для цилиндрического заряда ($n = 1$)

$$x_{r\max} = \psi_{\text{ц}} \omega_{\text{ц}} \frac{r^{4/3}}{\left(p^{1/2} / w \right)^{2/3} w^{2/3}}; \tag{8}$$

– для сферического заряда ($n = 2$)

$$x_{r\max} = \psi_{\text{с}} \omega_{\text{с}} \frac{r^2}{\left(Q^{1/3} / w \right)^{4/3} w^{4/3}}, \tag{9}$$

где

$$\psi_{ц}=\left[\frac{4{,}5k_{B1}^{2}\beta_{р}k_{л}^{2}}{\pi(x-1)^{2}}d_{1}\right]^{1/3};\quad \psi_{с}=\left[\frac{1{,}6k_{B_1}^{2}\beta_{р}k_{л}^{2}}{\pi^{2/3}(x-1)^{2}}d_{1}\right]^{1/3};$$

$$\omega_{ц}=\left[\frac{\delta_{в}}{e_{ВВ}}\right]^{2/3}\cdot\frac{\Delta^{1/3}}{\rho_{ВВ}^{1/3}};\quad \omega\omega_{с}=\left[\frac{\delta_{в}}{e_{ВВ}}\right]^{2/3}\cdot\frac{\Delta^{4/9}}{\rho_{ВВ}^{2/9}}.$$

Наибольшие по объему куски породы размером $x_{кmax}$ для всей горной массы будут получаться на расстоянии $r = W$. Подставляя в формулы (8) и (9) $r = W$, находим

$$x_{цmax}=\psi_{ц}\omega_{ц}\frac{w^{2/3}}{\left(p^{1/2}/w\right)^{2/3}};$$

$$x_{сmax}=\psi_{с}\omega_{с}\frac{w^{2/3}}{\left(Q^{1/3}/w\right)^{4/3}}.$$

Так как для цилиндрического заряда диаметром d масса единицы его длины

$$p=\frac{1}{4}\pi d^{2}\rho_{ВВ}\Delta,$$

то

$$x_{цmax}=\psi_{ц}\omega_{ц}\left[\frac{4}{\pi\rho_{ВВ}\Delta}\right]^{1/3}\frac{w^{4/3}}{d^{2/3}}. \qquad (10)$$

Размер наибольшего куска породы при методе парносближенных скважинных зарядов можно вычислить по формуле (10), подставив в нее вместо диаметра скважины d диаметр окружности D, на которой располагают парносближенные скважинные заряды:

$$x_{max}=\psi_{ц}\omega_{ц}\left[\frac{4}{\pi\rho_{ВВ}\Delta}\right]^{1/3}\frac{w^{4/3}}{D^{2/3}}.$$

Таким образом, теоретическими исследованиями установлено, что размер наибольшего куска взорванной горной породы при взрыве парносближенных скважинных зарядов ВВ на высоких уступах зависит прямо пропорционально от линии наименьшего сопротивления, коэффициентов симметрии цилиндрических зарядов и энергетических характеристик ВВ, а также обратно пропорционально от плотности заряжания, плотности ВВ и диаметра окружности парносближенных зарядов ВВ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Норов Ю. Д., Насиров У. Ф., Бибик И. П., Норов Ж. А., Норматова М. Ж. Производство взрывных работ в сложных гидрогеологических условиях // Горный журнал. 2013. № 8. С. 30–31.
2. Норов Ю. Д., Шеметов П. А., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом: монография. Бухара: Бухоро, 2011. 200 с.
3. Шеметов П. А., Насиров У. Ф., Очилов Ш. А. Анализ технологической схемы развития горных работ на карьере Мурунтау // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 23–27.
4. Бибик И. П., Умаров Ф. Я., Очилов Ш. А. Ресурсосберегающие технологии взрывного дробления пород скважинными зарядами в глубоких карьерах: сб. науч. ст. Междунар. науч.-практ. конф. «Инновация-2014». Ташкент, 2014. С. 22–24.
5. Умаров Ф. Я. Технологические решения ресурсосберегающего освоения месторождений: монография. Бухара: Бухоро, 2016. 381 с.
6. Умаров Ф. Я. Воздействие факторов, влияющих на устойчивость бортов карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 2014. № 1. С. 85–92.
7. Насиров У. Ф., Умаров Ф. Я. Расчет сближенных скважинных зарядов при предварительном щелеобразовании откосов глубоких карьеров // Горный вестник Узбекистана. 2016. № 2. С. 16–20.
8. Насиров У. Ф. Развитие газовой полости искусственно заглубленного линейного заряда выброса при образовании удлиненных выемок // ГИАБ. 2010. № 6. С. 50–52.

Поступила в редакцию 16 января 2017 года

DETERMINATION OF EFFICIENT PARAMETERS OF DOUBLE-CONTIGUOUS DOWNHOLE CHARGES WHEN FIRING BULK EXPLOSIONS AT HIGH BENCHES

Nasirov U. F. – Tashkent State Technical University, Tashkent, the Republic of Uzbekistan. E-mail: unasirov@yandex.ru
Tukhtashev A. B. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: a.tukhtashev79@mail.ru
Ochilov Sh. A. – Tashkent State Technical University, Tashkent, the Republic of Uzbekistan. E-mail: o.shuhrat84@yandex.ru
Ravshanova M. Kh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: m_ravshanova@mail.ru

The article examines the ways of controlling the degree of rock crushing and the destinations, which allow influencing mechanical effect of rock massif crushing. Kinetic energy has been determined, which accumulates under the percussive shift within the volume unit of rock and is consumed on the work of breaking. Effective radius of cylindrical and spherical charges at high benches has been determined. Theoretical investigations determined, that the size of the largest lump of exploded rock mass under the explosion of double-contiguous downhole charges of explosive at high benches is directly proportional to the line of least resistance, symmetry coefficients of cylindrical charges, and energetic characteristics of explosives; and it is inversely proportional to the density of loading, charge density, and the circle diameter of double-contiguous explosive charges.

Key words: drilling and blasting operations; high bench; methods of blasting; double-contiguous downhole charges; degree of crushing; effective radius; spherical charge; cylindrical charge; line of least resistance; density of loading; charge density; charge diameter.

REFERENCES

1. Norov Iu. D., Nasirov U. F., Bibik I. P., Norov Zh. A., Normatova M. Zh. [Blasting operations in complex hydrogeological conditions]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 8, pp. 30–31. (In Russ.)
2. Norov Iu. D., Shemetov P. A., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. *Sovershenstvovanie metodov upravleniia drobleniem gornykh porod vzryvom: monografiia* [Monograph “The development of the methods of controlling rock crushing by means of blast”]. Bukhara, Bukhoro Publ., 2011. 200 p.
3. Shemetov P. A., Nasirov U. F., Ochilov Sh. A. [Analysis of the technological scheme of development of mining in “Muruntau” open pit]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 23–27. (In Russ.)
4. Bibik I. P., Umarov F. Ia., Ochilov Sh. A. [Resource-saving technologies of rock blasting crushing with downhole charges in deep open pits]. *Sb. nauch. st. mezhdunar. nauch.-prakt. konf. «Innovatsiia-2014»* [Proc. of Int. Sci. and Pract. Conf. “Innovations–2014”]. Tashkent, 2014, pp. 22–24. (In Russ.)
5. Umarov F. Ia. *Tekhnologicheskie resheniia resursosberegaiushchego osvoeniia mestorozhdenii: monografiia* [Monograph “Technological solutions of resource-saving exploitation of deposits”]. Bukhara, Bukhoro Publ., 2016. 381 p.
6. Umarov F. Ia. [Effects of factors affecting the stability of the edges of pits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2014, no. 1, pp. 85–92. (In Russ.)
7. Nasirov U. F., Umarov F. Ia. [Calculation of contiguous downhole charges under preliminary fissure generation of deep open pit slopes]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining Bulletin of Uzbekistan*, 2016, no. 2, pp. 16–20. (In Russ.)
8. Nasirov U. F. [Development of gas bubble in artificially sunken linear pin-point blasting charge under the generation of elongated holes]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 6, pp. 50–52. (In Russ.)

УДК 622.235

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ НА КАРЬЕРАХ

ЗАИРОВ Ш. Ш., НОРМАТОВА М. Ж., РАВШАНОВА М. Х.

Разработаны рекомендации по применению рациональных параметров взрывания в зажатой среде при использовании эмульсионных взрывчатых веществ в промышленных условиях. Использование разработанных параметров развала и подпорной стенки позволило обеспечить сохранность геологической структуры горного массива, увеличить коэффициент полезного действия взрывчатых веществ, сократить подготовительно-восстановительные операции при взрыве на уступе, повысить безопасность и увеличить производительность работы погрузочно-транспортного оборудования. При значительной мощности рудных залежей рекомендуется способ раздельного взрывания руд и вмещающих пород с естественным «экранированием», который заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факторов. Для расчета ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных взрывчатых веществ разработаны формулы, в которые входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики взрывчатых веществ и физико-механические свойства горных пород.

Ключевые слова: ***буровзрывные работы; взрывание в зажатой среде; сохранность геологической структуры горного массива; высота подпорной стенки; ширина подпорной стенки; раздельное взрывание руд; структурно-геологические факторы; горнотехнические факторы; эмульсионные взрывчатые вещества.***

К настоящему времени на карьерах Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан) накоплен большой опыт взрывания при совместном расположении отдельных сортов руды и породы.

При разном содержании полезного компонента в залежах рекомендуется взрывать блок с сохранением геологической структуры, которое достигается при взрывании в зажатой среде, за счет чего обеспечивается необходимое качество при последующей выемке. При данном способе разработки месторождений можно уменьшить, с одной стороны, нарушение геологической структуры горного массива при взрыве за счет снижения удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ), а с другой стороны – удельный расход ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании крепких пород в зажатой среде.

Рекомендуется использование системы инициирования неэлектрического взрывания (СИНВ), которая обеспечивает наименьшие сдвижения залегающих горных пород за счет реализации эффекта *одна скважина–одно замедление* (рис. 1) [1].

Также предлагается раздельное взрывание отдельных сортов руды и породы. Данный способ целесообразно применять для определенной мощности рудных залежей, при этом учитывается раздельное взрывание упорных руд, наличие ко-

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

Норматова Муборак Жабборовна – старший преподаватель кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: m_normatova@mail.ru

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

торых приводит в технологическом переделе к снижению извлечения ценных компонентов. Раздельное взрывание включает: подуступное рыхление (разновременное взрывание массива уступа горизонтальными слоями); взрывание наклонных скважинных зарядов; выборочное взрывание отдельных участков уступа; щелевое взрывание; направленное взрывание (взрыворазделение). Раздельное взрывание рудных и безрудных участков осуществляют тогда, когда по фронту взрывного блока можно выделить участки, представленные кондиционной рудой или пустыми породами, а также когда разрабатывают горизонтально- или пологозалегающие пластообразные рудные тела и уступ можно разделить на подуступы по контурам рудных тел.

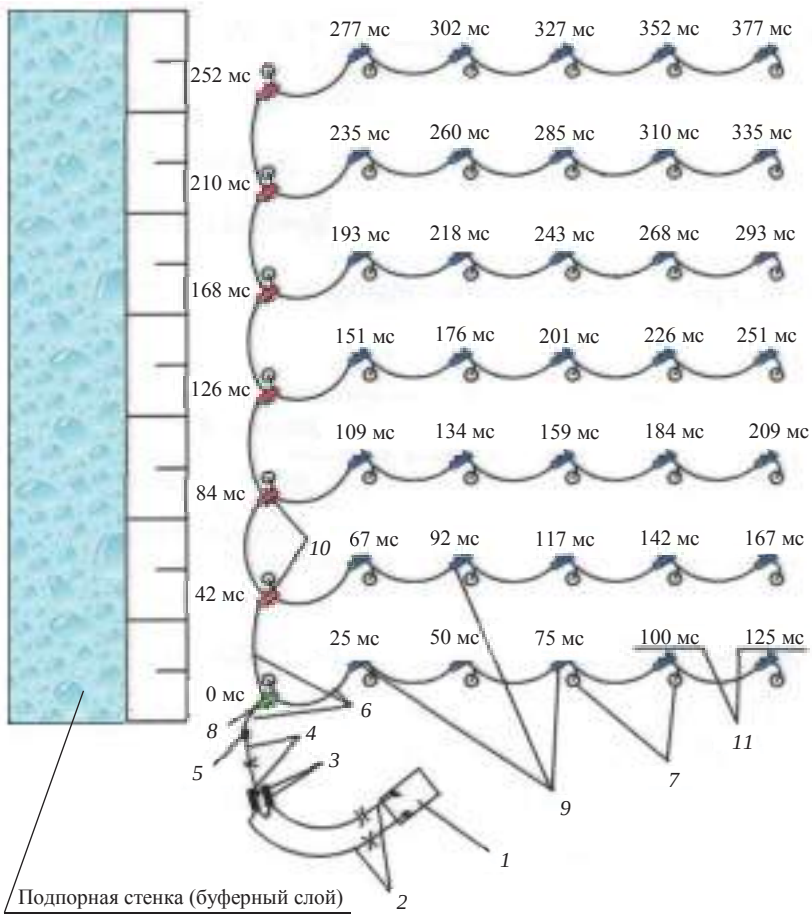

Рис. 1. Схема монтажа и последовательности инициирования скважин ВВ с использованием подпорной стенки:
1 – взрывная машинка; *2* – электропровода; *3* – электродетонаторы мгновенного действия; *4* – магистральная нить детонирующего шнура; *5* – соединение детонирующего шнура с трубкой-волноводом; *6* – трубка-волновод; *7* – вертикальные скважины в плане; *8*, *9*, *10* – поверхностные соединительные блоки, внутри которых находятся капсюли-детонаторы с замедлением 0, 25 и 42 мс соответственно; *11* – время срабатывания поверхностных соединительных блоков без учета прохода волны по трубкам-волноводам

При значительной мощности рудных залежей необходимо применять способ раздельного взрывания руд и вмещающих пород с естественным экранированием (рис. 2), который заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факто-

ров: четких контактов руды с породой, которыми могут быть тектонические разломы; плоскостей скольжения на границе *руда–порода*; существенно различной акустической жесткости руд и вмещающих пород.

Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание рудных массивов производят с использованием метода *в зажатой среде*.

На карьере Мурунтау Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината в соответствии с Методикой определения оптимальных параметров подпорной стенки [2] на блоке № 174 гор. +450 м проведены опытно-промышленные исследования [3–5].

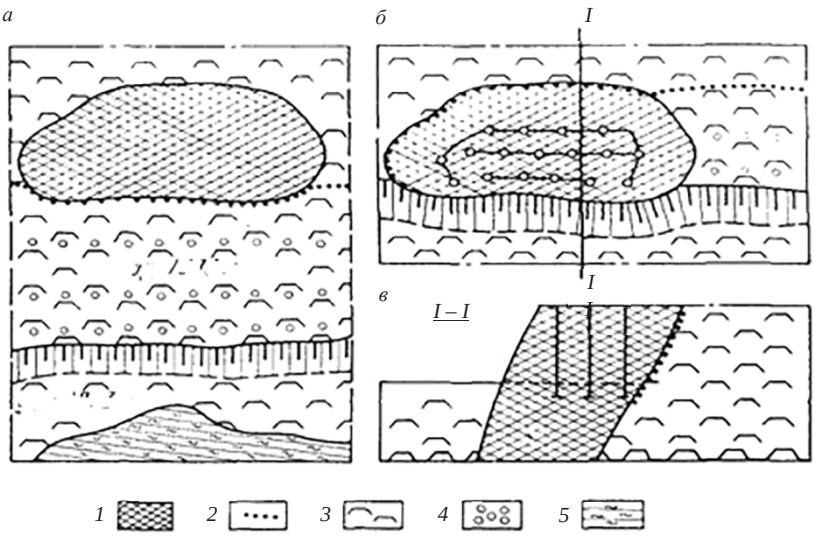

Рис. 2. Раздельное взрывание с естественным экранированием:
а, б – эксплуатационный блок до и после отбойки породы со стороны висячего бока рудного тела; *в* – поперечный разрез блока; *1* – рудная брекчия; *2* – границы взрывных блоков; *3* – сланцы; *4* – взрывные скважины; *5* – серпентиниты

Взрываемые породы представлены кварцево-слюдистыми сланцами крепостью $f = 8–10$. Экспериментальный блок объемом 144,8 тыс. м^3 был разделен на две равные части, одна из которых имела подпорную стенку из неубранной взорванной массы, а другая нет. Параметры взрывного блока: высота уступа – 15 м; сетка скважин – 7 × 7 м; перебур – 2,5 м; ширина подпорной стенки – 23 м; схема взрывания – диагональная; интервал замедления взрывания между рядами – 35 мс; удельный расход ВВ (нобелан-2080) – 0,63 кг/м^3.

Для расчета ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ разработаны формулы, в которых входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ и физико-механические свойства горных пород.

Высоту подпорной стенки, м, определяли по формуле:

$$B_{\text{п.с}} = 0{,}61W\left(1+k_c\right)\left(\sqrt[3]{\frac{Q_{\text{зар}}}{a}}\right)^{0{,}73},$$

где W – длина линии наименьшего сопротивления (ЛНС), м; k_c – коэффициент акустической жесткости взрываемых пород и неубранной горной массы (в условиях месторождений Кызылкумского региона изменяется в пределах 0,2–0,3); $Q_{\text{зар}}$ – масса заряда эмульсионного ВВ, кг; a – расстояние между скважинами, м.

Ширину подпорной стенки, м, определяли по формуле:

$$L_{\text{п.с max}} = \frac{100 Q_{\text{ВВ}} \rho_{\text{ВВ}} V}{\left(F^3 + 50\right)\left(f \rho g W^3\right)},$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ – теплота взрыва эмульсионного ВВ, кДж/кг; $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряжания эмульсионного ВВ, кг/м^3; V – объем эмульсионного ВВ, м^3; F – номер группы, к которой относятся породы по классификации СНиП, $F = 2{,}5\sqrt{f}$; f – коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова; ρ – плотность породы, кг/м^3; g – ускорение свободного падения, м/с^2.

Масса заряда ВВ на одну скважину, кг, определялась по формуле:

$$Q_{\text{скв}} = q H_{\text{у}} a b,$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3; $H_{\text{у}}$ – высота уступа, м; b – расстояние между рядами скважин или длина линии сопротивления пород по подошве уступа (ЛСПП), м.

По известному значению коэффициента сближения скважин $m = a/b$ определяли параметры сетки скважин с использованием формул:

$$W = b = 0{,}72 d_{\text{скв}} \left[\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{mq}\right]^{0{,}5}; \quad a = 0{,}72 d_{\text{скв}} \left[\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{q}\right]^{0{,}5},$$

где $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважинного заряда ВВ, м.

Глубина перебура, м, определялась по известной формуле:

$$L_{\text{пер}} = (10–15) d_{\text{скв}}.$$

Установлено, что взрываемый массив будет проработан качественно, если линия сопротивления пород по подошве уступа и линия наименьшего сопротивления пород будут соответствовать энергетическим возможностям заряда эмульсионного ВВ, которые определяются, главным образом, диаметром скважинного заряда. В то же время длина ЛСПП должна обеспечивать безопасные условия ведения буровых работ.

С целью минимизации горизонтальных и вертикальных смещений рудных тел в верхней части уступа выполнялась забойка взрывных скважин из закрепляющей смеси при следующем соотношении, массовая доля, % [6, 7]:

– раствор силиката натрия ρ = 1,45–1,50 г/см^3 с силикатным модулем 3,0–3,5 – 30;
– природный фосфорный ангидрид – 20;
– песок – 15;
– супесь – 15;
– вода – 20.

Фосфорный ангидрид (P_2O_5 – 9–10 %), песок (SiO_2 – 89,24 %, Na_2O – 1,3 %) и супесь (NaCl – 12 %) в большом объеме находятся во вскрышных породах на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов Навоийского горно-металлургического комбината. Фосфорный ангидрид используется в качестве отвердителя, а супесь применяется для просачивания.

Объем исходного раствора силиката натрия, л, необходимый для приготовления заданного объема раствора рабочей концентрации, рассчитывался по формуле:

$$Q_и = \left[\left(\rho_р - 1\right)/\left(\rho_и - 1\right)\right]Q_р,$$

где $\rho_р$ – плотность раствора рабочей концентрации, г/см^3; $\rho_и$ – плотность исходного раствора силиката натрия, г/см^3; $Q_р$ – объем раствора рабочей концентрации, л.

Закрепляющая смесь в указанных пропорциях обеспечила твердение (схватывание) забойки за короткий промежуток времени, сцепление с боковыми породами, а также придала ей повышенную прочность (до 2,3–3,0 МПа).

Благодаря подпорной стенке и меньшей скорости перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости увеличилась продолжительность действия взрыва на среду и повысился коэффициент полезного использования его энергии. В результате такой способ взрывания обеспечил улучшение качества дробления горных пород, возможность управления формой и параметрами развала взорванной горной массы и селективной выемки, сокращение подготовительно-восстановительных работ, независимость процессов бурения и взрывания от экскавации и транспортирования.

Применение подпорной стенки позволило значительно уменьшить развал горной массы, увеличить выход кондиционных фракций, снизить выход негабарита, уменьшить средний диаметр куска и тем самым увеличить степень дробления. В результате взрыва на подпорную стенку при объеме горной массы 72,4 тыс. м^3 средний размер куска породы составил 210 мм. В базовом блоке без подпорной стенки при объеме 72,4 тыс. м^3 средний размер куска – 310 мм. Анализ гранулометрического состава показал, что при взрыве на подпорную стенку, по сравнению с базовым блоком, средний размер куска горной породы уменьшился на 47 %, а количество негабаритных кусков – на 71 %. Увеличение степени дробления также дало возможность на 20–25 % увеличить производительность экскаваторов и на 30 % снизить затраты на вторичное дробление.

За счет увеличения производительности экскаваторов и снижения затрат на вторичное дробление на дробильном оборудовании при себестоимости руды 1,1 у. е./м^3 получен экономический эффект в размере 52 382,37 у. е. на 72,4 тыс. м^3 горной массы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бибик И. П., Рубцов С. К., Сытенков Д. В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. Ташкент: Фан, 2008. 399 с.

2. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш. Методика определения оптимальных параметров подпорной стенки при взрыве с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ. Навои: НГГИ, 2015. 33 с.

3. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш. Управление развалом горных пород с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. 2015. № 4. С. 23–29.

4. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Хайдаров О. Б., Рустамов О. И. Управление развалом пород с учетом энергии зарядов эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. 2016. № 1. С. 16–19.

5. Заиров Ш. Ш., Равшанова М. Х., Хайдаров О. Б., Рустамов О. И. Определение эффективных параметров взрывания «в зажатой среде» с учетом энергетических параметров эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. 2016. № 2. С. 12–16.

6. Заиров Ш. Ш., Турсунова И. Н. Повышение эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах // Горный вестник Узбекистана. 2015. № 4. С. 31–34.

7. Заиров Ш. Ш. Разработка способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах // Взрывное дело. 2015. № 114/71. С. 202–210.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

DETERMINATION OF OPTIMAL PARAMETERS OF RETAINING WALL UNDER BULK EXPLOSIONS AT OPEN PITS

Zairov Sh. Sh., Normatova M. Zh., Ravshanova M. Kh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: sher-z@mail.ru

Recommendations are worked out over the use of rational parameters of blasting in restrained medium under the use of emulsion explosives in production. The use of the developed parameters of breakdown and retaining wall helped to provide the security of rock massif geological structure, increase the coefficient of efficiency for explosives, reduce preliminary-recovery operations when blasting at a bench, and increase security and capacity of loading – hauling equipment. Under significant thickness of deposit, the method of discrete blasting of ore and enclosing rock with natural "screening" is advisable, which consists in the use of advantageous structural-geological and mining-engineering factors as natural borders of blasting. In order to calculate the width and the height of blasted rock breakdown under downhole charges explosion with the use of emulsion explosives the formulae are worked out, which include the main parameters, which determine energetic characteristics of explosives and physical-mechanical properties of rocks.

Key words: drilling and blasting operations; blasting in restrained medium; safety of rock massif geological structure; retaining wall height; retaining wall width; discrete blasting of ore; structural-geological factors; mining-engineering factors; emulsion explosives.

REFERENCES

1. Bibik I. P., Rubtsov S. K., Sytenkov D. V. *Upravlenie vzryvnoi podgotovkoi porod v tekhnologicheskikh potokakh kar'erov* [Control over blasting preparation of rocks in open pit workflows]. Tashkent, Fan Publ., 2008. 399 p.
2. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh. *Metodika opredeleniia optimal'nykh parametrov podpornoi stenki pri vzryve s uchetom energii zariada emul'sionnykh vzryvchatykh veshchestv* [Method of determining optimal parameters of retaining wall when blasting with the account of emulsion explosives charge energy]. Navoiy, NSMI Publ., 2015. 33 p.
3. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh. [Control over the breakdown of rocks with the account of emulsion explosives charge energy]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2015, no. 4, pp. 23–29. (In Russ.)
4. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh., Khaidarov O. B., Rustamov O. I. [Control over the breakdown of rocks with the account of emulsion explosives charge energy]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2016, no. 1, pp. 16–19. (In Russ.)
5. Zairov Sh. Sh., Ravshanova M. Kh., Khaidarov O. B., Rustamov O. I. [Determination of efficient parameters of blasting in "restrained medium" with the account of emulsion explosives charge energy parameters]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2016, no. 2, pp. 12–16. (In Russ.)
6. Zairov Sh. Sh., Tursunova I. N. [Dust suppression efficiency increase and explosives energy coefficient of efficiency increase under bulk explosions in open pits]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2015, no. 4, pp. 31–34. (In Russ.)
7. Zairov Sh. Sh. [Development of the method of reducing gas and dust emission under bulk explosions in open pits]. *Vzryvnoe delo – Blasting Work*, 2015, no. 114/71, pp. 202–210. (In Russ.)

УДК 622.271

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОЙ ТЕХНИКИ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩЕМ ПРЕДПРИЯТИИ

АНДРЕЕВА Л. И.

Показано, что целесообразность оценки технического состояния горной техники на российских горнодобывающих предприятиях в настоящее время обусловлена увеличением парка морально и физически устаревших машин и оборудования. Применение методов технической диагностики горных машин позволяет получать и обрабатывать информацию о состоянии узлов и агрегатов каждой единицы техники. Наличие такой информации позволяет устанавливать оптимальный межремонтный период или прогнозировать остаточный ресурс узлов и деталей, оперативно определять потребность горных машин и оборудования в ремонтном обслуживании, проверять качество ремонта и управлять техническим состоянием парка горных машин на предприятии. Наиболее предпочтительным методом контроля технического состояния горной техники является метод вибродиагностики. Применение метода вибродиагностики для определения фактического технического состояния горных машин позволяет увеличить ресурс работы оборудования за счет исключения операций демонтажа и разборки.

Ключевые слова: ***экспертное обследование; мониторинг технического состояния; техническое диагностирование; технический ресурс; методы неразрушающего контроля; дефект; вибродиагностика; вибронагруженность; гармоники.***

Повышение безопасности и надежности эксплуатации горнодобывающей техники позволяет не только поддерживать устойчивость производственного процесса, но и за счет продления срока службы оборудования сокращать расходы на приобретение нового оборудования, добиваться максимально возможного (в конкретных условиях) срока эксплуатации. [1, 2]. Наблюдаемое в последние годы увеличение парка устаревших машин и количества оборудования усилило актуальность и целесообразность оценки технического состояния горной техники на российских предприятиях горнодобывающей промышленности [3]. Проблема продления срока службы горной техники переросла из частной в государственную и касается всех отраслей промышленности. Как показывают отечественная практика и мировой опыт, эффективность работы предприятия – потребителя сложных машинных комплексов – во многом связана с возможностью безаварийной работы и безопасностью техники. Наиболее эффективен в этих случаях мониторинг технического состояния оборудования [4–6].

Мониторинг технического состояния горнотранспортного оборудования позволяет определить экономически целесообразный срок его эксплуатации (рис. 1).

Начало эксплуатации любого технического устройства характеризуется начальным ресурсом, которому соответствует значение P_0. При достижении расчетно-нормативного срока эксплуатации (участок 0–T_1) ресурс технического устройства

Андреева Людмила Ивановна – доктор технических наук, главный научный сотрудник. 454048, г. Челябинск, ул. Энтузиастов, 30, оф. 718, Челябинский филиал Института горного дела УрО РАН. E-mail: tehnorem74@list.ru

приближается к допустимому уровню (значение P_1) и перестает отвечать предъявляемым к нему требованиям промышленной безопасности. На этом этапе (точка $Э_1$) принимается решение либо о выводе технического устройства из эксплуатации, либо о проведении экспертизы, ремонта или модернизации.

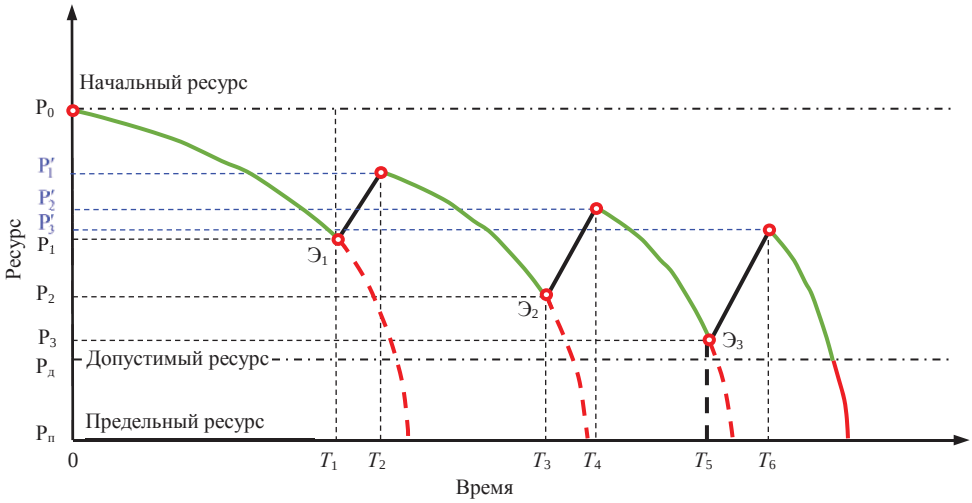

Рис. 1. Этапы продления ресурса горных машин

На участке T_1–T_2 проводится экспертиза промышленной безопасности, выполняются мероприятия по устранению дефектов, модернизации и ремонту. В результате проведенной модернизации ресурс технического устройства может быть повышен до нового уровня P_1'. На основании результатов экспертизы, выполнения корректирующих мероприятий по ремонту, модернизации, приведения в соответствие требованиям норм и правил безопасности оборудование допускается к эксплуатации на новый срок (участок T_2–T_3). Дальнейшая эксплуатация постепенно приводит к снижению ресурса технического устройства, и по окончании срока продления (точка $Э_2$) снова принимается решение либо о выводе его из эксплуатации, либо о проведении следующего цикла экспертизы, и т. д. [7].

При изучении результатов эксплуатации техники установлено, что экономически целесообразные сроки службы канатных экскаваторов составляют 75–100 тыс. ч, тогда как по гидравлическим экскаваторам и колесным погрузчикам они оцениваются в 30–60 тыс. ч. При этом канатные экскаваторы обеспечивают удельную себестоимость тонны продукции 0,06–0,09 долл. США, гидравлические – 0,08–0,13 долл. США (таблица) [7].

Экономически целесообразные сроки службы экскаваторов

Тип экскаватора	Срок службы, тыс. ч	Удельная себестоимость 1 т продукции, долл. США
Канатный	75–100	0,06–0,09
Гидравлический	30–60	0,08–0,13

Техническое диагностирование – эффективное средство получения и обработки информации для оценки технического состояния горнотранспортного оборудования. Наличие такой информации позволяет: устанавливать оптимальный межремонтный период или прогнозировать остаточный ресурс, оперативно определять потребность оборудования в ремонте, проверять качество вновь поступившего оборудования, т. е. комплексно управлять техническим состоянием машин.

Для повышения работоспособности, срока службы, снижения риска аварийного отказа горной техники фирма Caterpillar разработала систему обработки информации VIMS, являющуюся мощным инструментом управления парком машин и предоставляющую операторам, обслуживающему и управленческому персоналу информацию о параметрах и функциях машин [8].

Компьютерная система рассчитана на работу в тяжелых условиях горной промышленности. С этой целью в конструкции машин предусмотрено большое количество разнообразных датчиков. Система включает в себя как бортовые, так и внебортовые системы. Система VIMS информирует оператора о развивающихся опасных состояниях в одной или нескольких системах машины. Кроме того, VIMS извещает о системных отказах в различных электронных блоках машины. В списке событий, хранящемся в памяти компьютера на борту машины, отмечаются дата и время наступления каждого события, его продолжительность и значение соответствующего параметра. При этом система выдает оператору рекомендации о необходимых действиях, например, изменить режим эксплуатации машины, обратиться в ремонтную мастерскую или немедленно прекратить эксплуатацию машины.

На горнодобывающих предприятиях России в этих целях используются методы общей и локальной (поэлементной) оценки состояния горной техники и ее механизмов. Все диагностические методы основаны на сравнении результатов измерения со значениями порогового уровня нормированных параметров и выявляют или прогнозируют неисправности.

Общее диагностирование выполняется во время ТО, чтобы поддержать рабочее состояние техники путем регулировки узлов и механизмов в допустимых пределах в течение срока службы машины. При этом техническое состояние машины оценивают по обобщенным параметрам, отражающим рабочие характеристики: мощность, производительность, экономичность и др. [9, 10].

Исследования режимов работы и причин отказов металлоконструкций, основных механизмов и электроприводов 530 экскаваторов на разрезах ОАО УК «Кузбассразрезуголь» в течение ряда лет показали, что высокий уровень их динамической нагруженности является главной причиной, определяющей интенсивный расход технического ресурса всех элементов электрических и механических частей экскаватора. Снижению долговечности, безотказности и ремонтопригодности способствуют не только низкие отрицательные температуры, агрессивность окружающей среды, повышенный коррозийный, абразивный и механический износы, высокие вибрации, но и несвоевременное выполнение регулировочных, обслуживающих и ремонтных работ, что особенно важно при среднем износе техники на разрезах отрасли около 70 %.

Локальную (поэлементную) диагностику, как правило, проводят для установления степени выработки отдельными узлами машины технического ресурса. По ее результатам направляют на текущий или капитальный ремонт узлы, агрегаты и машины. Методы контроля, используемые при локальной оценке технического состояния машин, связаны с изменением внешних размеров деталей, а также с выявлением внутренних дефектов. Во втором случае используются методы неразрушающего контроля (вихревых токов, магнитный, ультразвуковая дефектоскопия и др.), направленные на поиск уже развитых дефектов.

Из приведенных методов поэлементного контроля наиболее приемлемым для более детального определения состояния горной техники является вибродиагностика, при которой могут быть использованы как специальные, так и стандартные виброизмерительные системы [7, 11, 12].

Суть этого метода заключается в регистрации и анализе параметров механических колебаний «опасных» (информативных) точек механизма. Из возможных из-

меряемых значений: амплитуды перемещений S_a, скорости колебаний V, ускорения a и т. д. – стандартами ISO 2372, ISO 3945 и VDI 2056 рекомендуется использовать для оценки технического состояния скорость колебаний (виброскорость) – V, мм/с, поскольку этот параметр наиболее полно характеризует энергию колебательного процесса и имеет наименьшую вариабельность.

Для гармонических колебаний, а также для колебаний, представляющих суперпозицию гармоник с различными частотами, величиной, характеризующей интенсивность вибрации, является среднее квадратическое значение (СКЗ) виброскорости, или ее эффективное значение:

$$V_e = 1/N \sqrt{\sum_{1}^{N} V_i}, \tag{1}$$

где V_i – амплитуда i-й компоненты виброскорости; N – количество компонент выборки.

Если регистрируются негармонические периодические или непериодические колебания, то эффективная величина виброскорости определяется как СКЗ мгновенных значений:

$$V_e = 1/T \sqrt{\int_{t}^{t+T} V'(t)dt}, \tag{2}$$

где T – период; t – время (точка на временном интервале); V' – мгновенное значение функции виброскорости.

При биениях (пульсациях) вместо определения эффективного значения виброскорости по уравнениям (1) или (2) должно быть использовано выражение:

$$V_e = 1/2 \sqrt{V_{\max}^2 + V_{\min}^2},$$

где $V_{\max}$, $V_{\min}$ – максимальное и минимальное значение виброскорости.

На основе результатов только широкополосных измерений (например, в диапазоне 10–1000 Гц по ISO 2372) нельзя обнаружить изменения состояния машинного оборудования до того, как увеличивающаяся амплитуда определенной гармоники достигнет уровня составляющей с самой большой амплитудой (обычно на частоте вращения ротора) в рассматриваемом частотном диапазоне.

Путем сравнения спектров механических колебаний можно обнаружить изменения технического состояния оборудования сразу же после увеличения уровня одной из компонент колебательного процесса. Это объясняется тем, что разным конкретным дефектам соответствуют определенные комбинации различных гармоник в общем спектре вибронагруженности.

При анализе данных, полученных при первичных обследованиях экскаваторов в ОАО УК «Кузбассразрезуголь», выявлено, что до 80 % всех отказов горной техники связано с износом механического и электрического оборудования (редукторы, электродвигатели и др.). Износ сопровождается повышением уровня вибрации узлов и агрегатов. Основными дефектами являются: дисбаланс ротора; расцентровка валов агрегата; дефекты подшипников узлов (перекосы, ослабление посадки, процессы износа); дефекты зубчатых передач (нарушение геометрии зуба, смещение

линии вала); различные дефекты электромагнитных систем (перекос фаз, смещение в магнитном поле и т. д.). Как установлено, в большинстве случаев выявленные дефекты являются следствием нарушения технологии ремонта и лишь небольшое количество механизмов переходит в недопустимое техническое состояние только по причинам, вызванным постепенными процессами износа.

После устранения выявленных прогрессирующих и зарождающихся дефектов было проведено повторное обследование с целью контроля качества выполненных ремонтных работ и динамики выявленных, но не устраненных дефектов. В результате были получены данные, позволяющие сделать вывод о перераспределении оценок технического состояния агрегатов. При лабораторной обработке результатов вибродиагностических обследований, проведенных в АО «Черниговец», были выявлены группы характерных дефектов динамически нагруженного оборудования (рис. 2) [7].

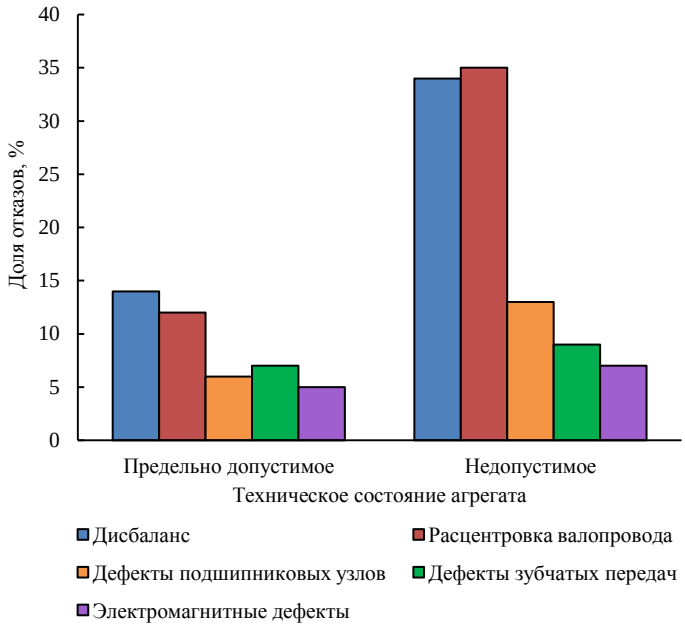

Рис. 2. Характерные дефекты агрегатов экскаваторной техники

Рассмотрим некоторые характерные дефекты агрегатов экскаваторов, эксплуатируемых в АО «Черниговец». Так, при исследовании редуктора механизма поворота на всех поврежденных шестернях обнаружен питтинг – выкрашивание рабочей поверхности зуба. При идеальном зацеплении прямозубых шестерен контакт должен быть линейным. При перекосе зацепления контакт становится точечным, значительно увеличиваются контактные напряжения, которые и приводят к повреждению зубьев. Первопричинами аварийного состояния агрегатов могут являться эксплуатация техники с повышенной нагрузкой, некачественное проведение работ по ремонтному обслуживанию, технологическая наследственность (остаточные напряжения) и прочие внешние факторы.

Характерен пример развития дефекта подшипника на генераторе подъема экскаватора ЭКГ-5А. Дисбаланс якоря генератора в течение шести месяцев его работы привел к разрушению подшипника генератора, о чем свидетельствует рост гармонических составляющих.

Внедрение системы вибродиагностики в АО «Черниговец» позволило увеличить ресурс работы оборудования на 30 % за счет исключения предупредительных разборок и сопутствующих им режимов приработки.

С использованием автоматизированных систем и компьютерной техники появились новые методы, включающие в себя комплексную оценку состояния оборудования, учитывающие многообразие условий эксплуатации горной техники и воздействующие на нее факторы: режим работы и нагрузки на забой, горно-геологические условия, уровень запыленности, влажность, температуру и вибрацию.

Так, использование персональных компьютеров и применение численных методов позволяет изучать поведение имитационных моделей рабочего процесса механизма (двигателя, редуктора, масляного насоса и других агрегатов) в течение продолжительного времени, оценивать износ отдельных узлов, деталей, а также изменение кинематических и динамических свойств механизма в целом (например, по уровню вибрации в определенных зонах).

Использование вибромониторинга для определения реальной долговечности агрегатов с вращающимися частями и диагностики их текущего состояния позволяет, кроме своевременного выявления причин высокой вибрации, производить регулировку (балансировку) узлов в собственных опорах или на балансировочных станках. По сравнению с традиционными методами обслуживания оборудования внедрение вибромониторинга дает следующие преимущества:

– своевременное предупреждение аварийных ситуаций;

– увеличение времени производительного использования машин;

– уменьшение времени и расходов на техобслуживание и ремонт.

При создании автоматизированных систем управления горной техникой возникает необходимость разработки, освоения средств и систем технической диагностики, позволяющих использовать эффективные методы технического обслуживания. Так, преобладающим видом повреждений механизмов, стрел и рукояти экскаваторов, в том числе на зарубежных экскаваторах, является усталостный, а для электрических машин (изоляция обмоток), полупроводниковых и электромагнитных аппаратов – термовибромеханический. Обнаружить зарождение и развитие повреждений можно только по косвенным признакам.

Таким образом, адаптивная горная техника, оснащенная достаточным количеством датчиков, сможет предоставлять обслуживающему персоналу значительный объем диагностической информации о времени, месте и причинах неисправностей. Техническое диагностирование дает возможность:

– своевременно обнаружить и устранить дефекты;

– повысить техническую готовность горных машин в среднем на 18–25 %;

– исключить необоснованные разборочные работы, что позволяет сохранить технический ресурс элементов (деталей) машин;

– обеспечить полную выработку ресурса (в настоящее время до 55 % деталей направляют в ремонт с недоиспользованным ресурсом);

– обеспечить работу машин с оптимальной регулировкой, что позволяет снизить расход ГСМ и электроэнергии;

– повысить безопасность работы за счет частых ревизий и контроля узлов и агрегатов;

– увеличить ресурс работы оборудования до 30–35 % за счет исключения необоснованных разборок и сопутствующих им режимов приработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андреева Л. И., Брайло Д. П., Гитнер С. Н., Лунев С. Н. Экономика ремонтного производства // Уголь. 2016. № 1. С. 45–46.

2. Глебов А. В., Репин П. А. Оценка эффективности применения мехлопат и гидравлических экскаваторов в условиях Кузбасса // Горное оборудование и электротехника. 2013. № 6. С. 20–22.

3. Андреева Л. И. Возможности повышения эффективности использования ресурсов в ремонтном производстве // Проблемы недропользования. 2015. Вып. 1(4). С. 134–141.

4. Иванов С. Л., Звонарев И. Е., Шишлянников Д. И., Бурак А. Я., Николаев В. М. Оценка остаточного ресурса крупномодульных зубчатых колес карьерных экскаваторов // Горное оборудование и электротехника. 2013. № 11. С. 28–33.

5. Шибанов Д. А., Шишлянников Д. И., Иванова П. В., Иванов С. Л. Комплексная оценка факторов, определяющих наработку экскаваторов ЭКГ новой продуктовой линейки производства «ИЗКАРТЭКС» // Горное оборудование и электротехника. 2015. № 118. С. 3–9.

6. Козярук А. Е., Жуковский Ю. Л. Система обслуживания электромеханического оборудования машин и механизмов по фактическому состоянию // Горное оборудование и электротехника. 2014. № 10(107). С. 8–14.

7. Андреева Л. И. Методология формирования технического сервиса горно-транспортного оборудования на угледобывающем предприятии: дис. д.-ра. техн. наук. Екатеринбург, 2004. 297 с.

8. Монсини К. Р. Концепция технического обслуживания горных машин // Горный журнал. 1998. № 11/12. С. 66–70.

9. Benbouzid M. E. N., Vieira M., Theys C. Induction motor`s faults detection and localization using stator current advanced signal processing techniques // IEEE Transaction on Power Electronics. 1999. Vol. 14. No. 1. P. 14–22.

10. Schoen R. R., Lin B. K., Habetter F. G., Shlog H. J., Farag S. An unsupervised on-line system for induction motor faulth detection using stator current monitoring // IEEE-IAS Transaction. 1995. Vol. 31. No. 6. P. 1280–1286.

11. Большунова О. М. Диагностика технического состояния асинхронных электродвигателей горных машин // Горное оборудование и электротехника. 2016. № 1(119). С. 35–37.

12. Хорешок А. А., Богомолов И. Д., Буянкин П. В., Воробьев А. В. Оценка эксплуатационных нагрузок на опорно-поворотное устройство экскаваторов-мехлопат // Горное оборудование и электротехника. 2014. № 6(103). С. 43–46.

Поступила в редакцию 28 февраля 2017 года

THE USE OF MINING EQUIPMENT PERFORMANCE ESTIMATION METHODS AT THE MINING ENTERPRISE

Andreeva L. I. – Chelyabinsk Branch of IM UB RAS, Chelyabinsk, the Russian Federation. E-mail: tehnorem74@list.ru

It has been shown that the practicability of mining equipment performance estimation at Russian mining enterprises nowadays is conditioned by the increase of the park of outmoded and physically outdated machines and equipment. The use of the methods of engineering diagnostics of mining machines allows obtaining and processing information about the condition of units and aggregates of every piece of equipment. The availability of such information allows setting optimal interrepair time or forecast remaining life time of units and details, swiftly determine maintenance requirements of mining machines and equipment, check maintenance quality and control the performance of the park of mining machines at the enterprise. The most preferable method of mining equipment performance control is the method of vibrodiagnostics. The use of the method of vibrodiagnostics to determine actual performance of mining machines allows increasing the life time of equipment operation by means of including operations of removal and disassembly.

Key words: expert inspection; performance monitoring; technical diagnostics; technical life time; nondestructive testing methods; defect; vibrodiagnostics; vibrational loading; harmonics.

REFERENCES

1. Andreeva L. I., Brailo D. P., Gitner S. N., Lunev S. N. [Economics of maintenance production]. *Ugol' – Coal*, 2016, no. 1, pp. 45–46. (In Russ.)

2. Glebov A. V., Repin P. A. [The estimation of application efficiency of power shovels and hydraulic excavating machines in conditions of Kuzbas]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2013, no. 6, pp. 20–22. (In Russ.)

3. Andreeva L. I. [The possibilities of improving the efficiency of the resources use in maintenance production]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, issue 1(4), pp. 134–141. (In Russ.)

4. Ivanov S. L., Zvonarev I. E., Shishliannikov D. I., Burak A. Ia., Nikolaev V. M. [Estimation of remaining life time of coarse-grained gear wheels of mining excavating machines]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2013, no. 11, pp. 28–33. (In Russ.)

5. Shibanov D. A., Shishliannikov D. I., Ivanova P. V., Ivanov S. L. [Complex estimation of factors, which determine the operating time of EKG excavating machines of a new product line of "IZ-KARTEKS" production]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2015, no. 118, pp. 3–9. (In Russ.)

6. Koziaruk A. E., Zhukovskii Iu. L. [The system of maintenance for vehicles and machinery electromechanical equipment by the actual condition]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2014, no. 10(107), pp. 8–14. (In Russ.)

7. Andreeva L. I. *Metodologiia formirovaniia tekhnicheskogo servisa gornotransportnogo oborudovaniia na ugledobyvaiushchem predpriiatii: dis. d-ra. tekhn. nauk* [Methodology of forming engineering service of mining-transport equipment at coal producers. Dr. eng. sci. diss.]. Ekaterinburg, 2004. 297 p.
8. Monsini K. R. [Mining machines maintenance concept]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1998, no. 11/12, pp. 66–70. (In Russ.)
9. Benbouzid M. E. N., Vieira M., Theys C. Induction motor`s faults detection and localization using stator current advanced signal processing techniques. *IEEE Transaction on Power Electronics*, 1999, vol. 14, no. 1, pp. 14–22.
10. Schoen R. R., Lin B. K., Habetter F. G., Shlog H. J., Farag S. An unsupervised on-line system for induction motor faulth detection using stator current monitoring. *IEEE-IAS Transaction*, 1995, vol. 31, no. 6, pp. 1280–1286.
11. Bol'shunova O. M. [Diagnostics of mining machines asynchronous motors performance]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2016, no. 1(119), pp. 35–37. (In Russ.)
12. Khoreshok A. A., Bogomolov I. D., Buiankin P. V., Vorob'ev A. V. [The estimation of operational loads on the rotary-support of power shovels]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electric Engineering*, 2014, no. 6(103), pp. 43–46. (In Russ.)

УДК 622.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАНАТНОГО РАБОЧЕГО ОРГАНА КАМНЕРЕЗНОЙ МАШИНЫ

МАМАСАИДОВ М. Т., ИСМАНОВ М. М., ЖОРАЕВ А. Х.

В работе проведен анализ зависимостей силы сопротивления резанию, суммарной силы сопротивления, углового ускорения рабочего шкива от разных режимных и конструктивных параметров канатных рабочих органов. Определены научно обоснованные рациональные режимные и конструктивные параметры канатного рабочего органа, обеспечивающие увеличение надежности и производительности их работы, снижение себестоимости процесса резания камня с минимальными потерями сырья и энергозатратами. Сделан перспективный прогноз возможности совершенствования конструкций канатного рабочего органа камнерезной машины. По результатам анализа зависимостей режимных и конструктивных параметров канатного рабочего органа выработаны конкретные рекомендации по созданию перспективных конструкций. Полученные результаты могут быть применены в камнедобывающей и камнеобрабатывающей отраслях промышленности, научно-исследовательскими институтами и опытно-конструкторскими бюро, занимающимися проектированием и созданием перспективных конструкций камнерезных машин с канатными рабочими органами.

Ключевые слова: ***камнерезная машина; канатный рабочий орган; рабочий шкив; режущий алмазный канат; процесс резания; сила резания; усилие подачи; сила сопротивления; скорость резания; угловая скорость; коэффициент трения скольжения; коэффициент сопротивляемости относительному сдвигу или срезу; природный камень.***

Практика показывает, что неравномерное вращение рабочего шкива канатного рабочего органа (КРО) в процессе резания камня приводит к возникновению дополнительных инерционных нагрузок, действующих на основные узлы и элементы камнерезной машины, особенно в ускоренных режимах, когда значения углового ускорения рабочего шкива КРО и линейного ускорения машины колеблются в значительных пределах. В этом случае силы сопротивлений максимальные, что приводит к вынужденным колебаниям камнерезной машины, разрыву режущего алмазного каната.

При равномерном вращении рабочего шкива и поступательном движении машины (когда величины их углового и линейного ускорений равны нулю) дополнительные инерционные нагрузки не возникают. Если режимные и конструктивные параметры КРО рациональные, то обеспечивается повышение производительности и снижение себестоимости технологического процесса резания природного камня.

Исходя из изложенного, можно заключить, что возникает необходимость определения рациональных режимных и конструктивных параметров КРО камнерезной машины на основе анализа их зависимостей от различных параметров процесса резания камня.

Мамасаидов Мухаммаджан Ташалиевич – доктор технических наук, профессор кафедры прикладной механики. 723503, Кыргызская Республика, г. Ош, ул. Н. Исанова, 79, Кыргызско-Узбекский университет.

Исманов Медербек Марипжанович – кандидат технических наук, доцент, проректор по науке. 723503, Кыргызская Республика, г. Ош, ул. Н. Исанова, 79, Кыргызско-Узбекский университет. E-mail: ismanov1970@mail.ru

Жораев Адахамжан Хамитжанович – кандидат физико-математических наук, доцент кафедры информатики и методики обучения. 723503, Кыргызская Республика, г. Ош, ул. Н. Исанова, 79, Кыргызско-Узбекский университет. E-mail: adaham_67@mail.ru

В работе [1] авторами получены зависимости силы сопротивления резанию, суммарной силы сопротивления, а также углового ускорения рабочего шкива КРО камнерезной машины от разных параметров процесса резания камня.

Зависимость силы сопротивления резанию, Н:

$$P_{\text{р}} = P_{\text{к}}\mu = \frac{M_d \omega_{\text{ш}}}{v_{\text{к}}}\mu, \tag{1}$$

где $P_{\text{к}}$ – усилие протягивания режущего каната, Н; μ – коэффициент сопротивляемости камня относительному сдвигу или срезу; M_d – движущий момент, Н · м; $\omega_{\text{ш}}$ – угловая скорость рабочего шкива, рад/с; $v_{\text{к}}$ – скорость движения (резания) каната, м/с.

Зависимость суммарной силы сопротивления, Н:

$$P_{\text{с}} = P_{\text{п}}\left(f + f_{\text{с}}\right) + \frac{M_d \omega_{\text{ш}}}{v_{\text{к}}}\mu + \frac{\pi E d_{\text{т}}^2}{4l}\Delta l, \tag{2}$$

где $P_{\text{п}}$ – усилие подачи, Н; f – коэффициент трения алмазной втулки режущего каната о горную породу; $f_{\text{с}}$ – коэффициент сопротивляемости движению алмазного каната в технологической щели; E – модуль упругости троса, Н/мм^2; $d_{\text{т}}$ – диаметр троса, мм; l, Δl – длина и удлинение ведущей ветви режущего каната, м.

Зависимость углового ускорения рабочего шкива, рад/с^2, от режимных и силовых параметров процесса резания камня представлена в виде

$$\varphi'' = \varepsilon_{\text{ш}} = \frac{2\left[\left(M_d - P_{\text{с}}R_{\text{к}}\right)m_{\text{м}} + \left(P_{\text{с}} - P_{\text{п}}\right)m_2 R_{\text{к}}\cos\alpha\right]}{m_1 R_{\text{ш}}^2 m_{\text{м}} + 2m_2 R_{\text{к}}^2\left(m_1 + m_3 + m_2\sin^2\alpha\right)}, \tag{3}$$

где $m_{\text{м}}$ – масса камнерезной машины без направляющих рельсов, кг; m_1 – масса рабочего шкива, кг; m_2 – масса режущего алмазного каната, кг; m_3 – масса рабочей тележки с приводом КРО, кг; α – угол наклона рельса к горизонту, град.; $R_{\text{ш}}$ – радиус рабочего шкива, м; $R_{\text{к}}$ – радиус вращения режущего каната, м.

Анализ зависимости режимных и конструктивных параметров КРО камнерезной машины произведем на основе полученных выражений силы сопротивления резанию (1), суммарной силы сопротивления (2), а также углового ускорения рабочего шкива (3).

На рис. 1 и 2 приведены графики закономерностей изменения силы сопротивления резанию $P_{\text{р}}$, суммарной силы сопротивления $P_{\text{с}}$, углового ускорения рабочего шкива КРО $\varepsilon_{\text{ш}}$, построенные на основе зависимостей (1), (2) и (3). Закономерности изменения от каждого из параметров изображены отдельно при средних значениях других параметров, взятых из существующей практики [2–7], что позволяет более достоверно спрогнозировать целенаправленные пути совершенствования конструкций КРО и сформулировать конкретные рекомендации по созданию их перспективных образцов: $P_{\text{п}}$= 0,4 кН; μ = 0,12; f = 0,2; $f_{\text{с}}$ = 0,1; M_d = 0,5 кН · м; $v_{\text{к}}$ = 30 м/с; $\omega_{\text{ш}}$ = 75 рад/с; l = 4,0 м; Δl = 0,6 · 10^{-3} м; E = 1,6 · 10^5 Н/мм^2; $d_{\text{т}}$ = 4,0 мм; $P_{\text{с}}$ = 0,4 кН; $m_{\text{м}}$ = 240 кг; m_1 = 55,0 кг; m_2 = 5,0 кг; m_3 = 180,0 кг; $R_{\text{ш}}$ = 480 мм; $R_{\text{к}}$ = 420 мм; α = 22°.

На рис. 1, *а* представлены зависимости силы сопротивления резанию $P_{\text{р}}$ от движущего момента M_d, угловой скорости рабочего шкива $\omega_{\text{ш}}$ и скорости резания $v_{\text{к}}$.

Из представленной зависимости $P_р(M_d)$ видно, что с увеличением M_d наблюдается рост параметра $P_р$ (рис. 1, *а*). При M_d = 0,3 кН · м $P_р$ = 0,09 кН, а при M_d = 0,4 кН · м $P_р$ = 0,12 кН. Из этого следует, что для выбора рационального значения M_d требуется определение рационального значения диаметра рабочего шкива, усилия протягивания каната при постоянной мощности привода КРО.

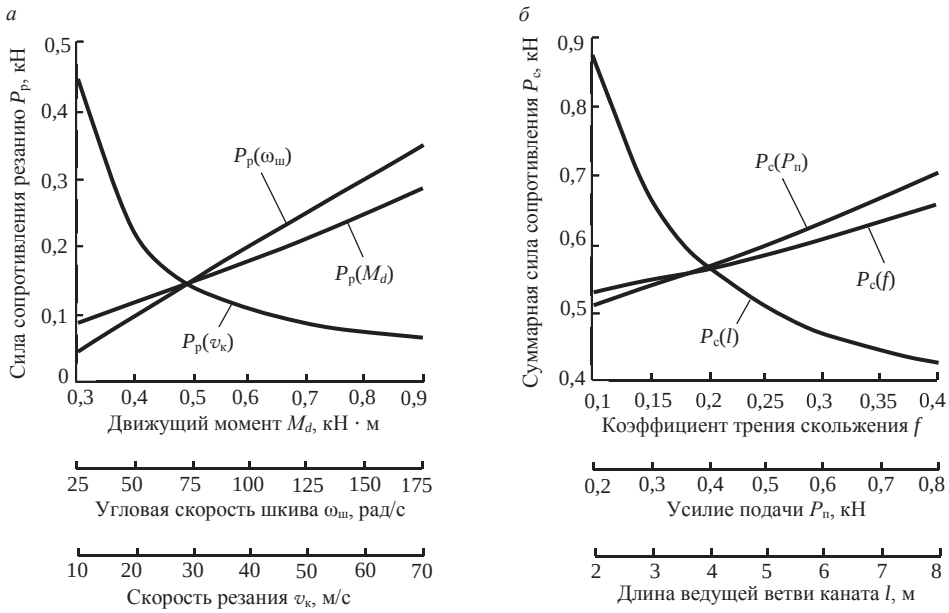

Рис. 1. Зависимости сил сопротивления от режимных и конструктивных параметров канатного рабочего органа:
а – от движущего момента, угловой скорости и скорости резания; *б* – коэффициента трения скольжения, усилия подачи и длины ведущей ветви каната

Как видно из диаграммы $P_р(ω_ш)$, величина $ω_ш$ оказывает значительное влияние на $P_р$ (рис. 1, *а*). С увеличением величины $ω_ш$ наблюдается пропорциональный рост параметра $P_р$, что является причиной возникновени дополнительных динамических нагрузок на режущий алмазный канат. При таких условиях работы часто происходят разрыв режущего каната и вибрация камнерезной машины. Из анализа данной зависимости $P_р(ω_ш)$ следует, что наиболее рациональное значение $ω_ш$ находится в интервале от 70 до 80 рад/с.

Существенное влияние на $P_р$ оказывает величина $v_к$ (рис. 1, *а*). С увеличением скорости резания $v_к$ режущего алмазного каната наблюдается снижение параметра $P_р$. Как видно из диаграммы $P_р(v_к)$, при увеличении $v_к$ до 40 м/с снижение параметра $P_р$ весьма значительное, а при дальнейшем увеличении $v_к$ наблюдается незначительное снижение $P_р$. Исходя из анализа данной зависимости можно определить рациональное значение $v_к$ в интервале от 30 до 40 м/с.

На рис. 1, *б* представлены зависимости суммарной силы сопротивления $P_с$ от коэффициента трения скольжения f, усилия подачи $P_п$ и длины ведущей ветви режущего алмазного каната l.

Значительное влияние на $P_с$ оказывает величина f (рис. 1, *б*). С увеличением величины коэффициента f наблюдается рост параметра $P_с$. По результатам анализа данной зависимости следует отметить, что для уменьшения коэффициента f необходимо определить рациональное значение скорости режущего каната.

Аналогичное влияние на $P_с$ оказывает усилие подачи $P_п$ (рис. 1, *б*). Увеличение $P_п$ приводит к пропорциональному росту $P_с$. Для определения рационального

значения усилия подачи КРО следует учитывать угол наклона рельса рабочей тележки к горизонту, поскольку при значительных углах наклона рельса (постоянной величине силы тяги троса натяжного устройства) действие силы тяжести рабочей тележки увеличивает усилие подачи.

Как видно из зависимости $P_с(l)$, с увеличением l (где величина l выражается в м) наблюдается снижение $P_с$ (рис. 1, *б*). При увеличении l с 2,0 до 5,0 м, наблюдается снижение $P_с$ с 0,87 до 0,51 кН, т. е. на 0,36 кН. Дальнейшее увеличение l приводит к незначительному снижению $P_с$, повышению нагрузок на рабочий шкив. Рациональное значение l находится в интервале от 4,0 до 5,0 м.

На рис. 2, *а* представлены зависимости углового ускорения рабочего шкива $\varepsilon_ш$ от суммарной силы сопротивления $P_с$, усилия подачи $P_п$ и радиуса вращения режущего каната $R_к$ вокруг оси рабочего шкива.

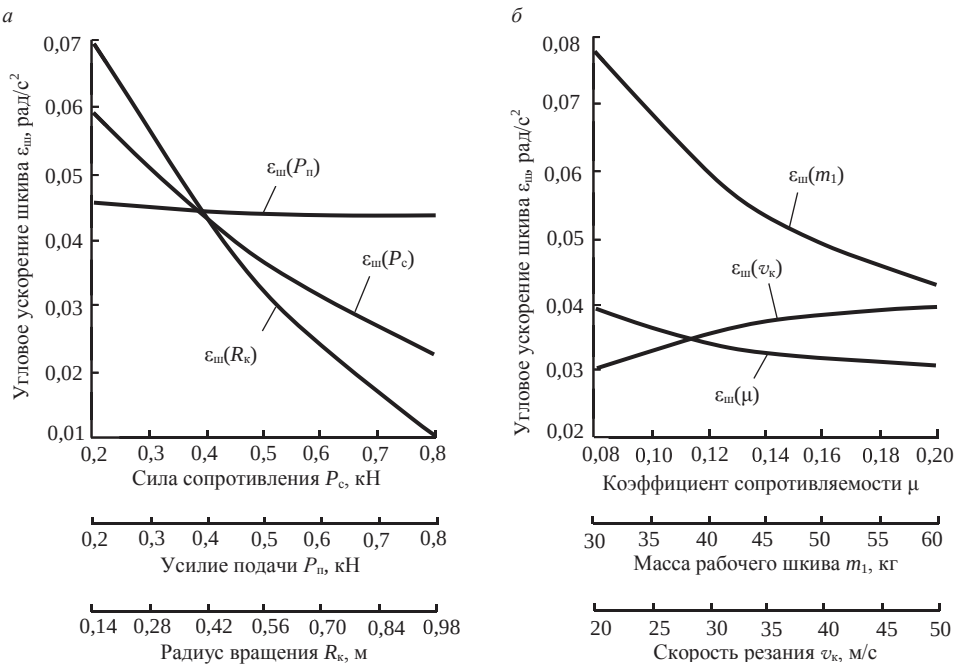

Рис. 2. Зависимости углового ускорения рабочего шкива:
а – от суммарной силы сопротивления, усилия подачи и радиуса вращения каната; *б* – от коэффициента сопротивляемости камня относительному сдвигу, массы рабочего шкива и скорости резания

Как видно из рис. 2, *а*, с увеличением значения $P_с$ наблюдается снижение величины $\varepsilon_ш$. При увеличении $P_с$ 0,2 до 0,8 кН происходит снижение $\varepsilon_ш$ с 0,058 до 0,028 рад/с^2. По результатам анализа данной зависимости следует отметить, что при ускоренном вращении рабочего шкива сила сопротивления $P_с$ уменьшается.

Незначительное влияние на $\varepsilon_ш$ оказывает величина усилия подачи $P_п$ (рис. 2, *а*). При увеличении $P_п$ с 0,2 до 0,8 кН параметр $\varepsilon_ш$ снижается с 0,046 до 0,045, т. е. на 0,001 рад/с^2. Однако чрезмерное увеличение $P_п$ с целью достижения высокой производительности вызывает дополнительные нагрузки на рабочий шкив КРО.

Зависимость $\varepsilon_ш(R_к)$ показывает (рис. 2, *а*), что с увеличением параметра $R_к$ наблюдается снижение величины $\varepsilon_ш$. При увеличении $R_к$ с 0,14 до 0,98 м происходит снижение $\varepsilon_ш$ с 0,069 до 0,01 рад/с^2, т. е. на 0,059 рад/с^2. Увеличение радиуса $R_к$ сопровождается увеличением массы рабочего шкива, что приводит к нарушению

динамической уравновешенности камнерезной машины в процессе резания камня. Проведенный анализ показывает, что наиболее рациональное значение $R_к$ находится в интервале от 0,42 до 0,56 м.

На рис. 2, *б* представлены зависимости $\varepsilon_ш$ от массы рабочего шкива m_1, скорости резания $v_к$ и коэффициента сопротивляемости камня относительному сдвигу или срезу μ.

Построенная диаграмма $\varepsilon_ш(m_1)$ показывает, что с увеличением m_1 наблюдается снижение величины $\varepsilon_ш$. При увеличении m_1 с 40 до 50 кг происходит уменьшение величины $\varepsilon_ш$ с 0,061 до 0,05 рад/с^2, т. е. на 0,011 рад/с^2. При дальнейшем увеличении m_1 с 50 до 60 кг происходит уменьшение величины $\varepsilon_ш$ с 0,05 до 0,043 рад/с^2, т. е. на 0,007 рад/с^2. Известно, что увеличение массы рабочего шкива приводит к возникновению дополнительных инерционных нагрузок на КРО. Выявлено, что наиболее рациональное значение массы рабочего шкива находится в интервале от 40 до 50 кг.

Как видно из рис. 2, *б*, с увеличением параметра $v_к$ наблюдается незначительный рост $\varepsilon_ш$. При увеличении $v_к$ с 20 до 50 м/с происходит рост $\varepsilon_ш$ с 0,032 до 0,04 рад/с^2, т. е. на 0,008 рад/с^2. Анализ данной зависимости показывает, что резание природного камня при скорости $v_к$ = 50 м/с приводит к появлению дополнительных динамических нагрузок на режущий канат и рабочий шкив КРО. Отсюда можно заключить, что наиболее рациональное значение $v_к$ находится в интервале от 30 до 40 м/с.

Зависимость $\varepsilon_ш(\mu)$ показывает, что с увеличением μ наблюдается снижение величины $\varepsilon_ш$ (рис. 2, *б*). При увеличении μ с 0,08 до 0,2 происходит снижение $\varepsilon_ш$ с 0,039 до 0,032 рад/с^2, т. е. на 0,007 рад/с^2. Из анализа следует, что чем меньше значение μ, тем больше вероятность резания камня в ускоренных режимах для достижения высокой производительности.

Проведенные расчеты по определению зависимости $\varepsilon_ш$ от массы машины $m_м$, коэффициента трения скольжения f, движущего момента M_d и других параметров показывают, что их изменение в значительных диапазонах приводит к несущественному изменению параметра $\varepsilon_ш$, в среднем на 0,001 рад/с^2.

Необходимо отметить, что аналогичные расчеты, связанные с определением зависимости линейного ускорения камнерезной машины a от режимных и конструктивных параметров КРО, показывают, что при изменении значений этих параметров в значительных диапазонах происходит несущественное изменение величины a, в среднем на 0,01 м/с^2.

Проведенный анализ зависимостей, представленных на рис. 1 и 2, показывает, что рациональные значения режимных и конструктивных параметров КРО камнерезной машины в основном находятся на участках пересечения линий диаграмм.

Таким образом, на основе анализа зависимостей силы сопротивления резанию $P_р$, суммарной силы сопротивления $P_с$, углового ускорения рабочего шкива $\varepsilon_ш$ и линейного ускорения камнерезной машины a от различных режимных и конструктивных параметров КРО сделан перспективный прогноз по определению возможностей совершенствования конструкций КРО камнерезных машин. По результатам анализа зависимостей режимных и конструктивных параметров КРО выработаны следующие рекомендации: скорость движения режущего алмазного каната следует выбирать в пределах от 30 до 40 м/с, радиус его вращения – от 0,42 до 0,56 м, а длину ведущей ветви режущего каната – от 3,5 до 4,5 м. Диаметр рабочего шкива составит от 0,95 до 1,15 м, его масса – от 40 до 50 кг, угловая скорость – от 70 до 80 рад/с. Рабочий шкив канатного рабочего органа

следует изготавливать из алюминиевого сплава с футеровкой его рабочей поверхности из специальной резины.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Исманов М. М. Разработка динамической модели и получение уравнений движения алмазно-канатной машины АКМ-1 // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 60–69.
2. Исманов М. М. Определение условий динамической уравновешенности алмазно-канатной машины АКМ-1 // Символ науки. 2016. № 5(2). С. 32–38.
3. Исманов М. М. Зависимости силы натяжения режущего каната от режимных параметров алмазно-канатной машины АКМ-1 // Приволжский научный вестник. 2016. № 6(58). С. 14–21.
4. Синельников О. Б. Добыча природного облицовочного камня. М.: РАСХН, 2005. 245 с.
5. Габбасов Б. М. Основные пути повышения эффективности применения канатно-алмазных пил на мраморных карьерах // ГИАБ. 2007. № 4. С. 191–193.
6. Кокунина Л. В. Исследование алмазно-канатного резания блочного камня на карьерах // Изв. вузов. Горный журнал. 2008. № 1. С. 67–69.
7. Габбасов Б. М. Обоснование рациональных режимов работы канатно-алмазных пил при добыче природного камня в зимних условиях: автореф. дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2008. 22 с.

Поступила в редакцию 9 января 2017 года

DETERMINATION OF RATIONAL PARAMETERS OF STONE CUTTING MACHINE ROPE OPERATING DEVICE

Mamasaidov M. T., Ismanov M. M., Zhoraev A. Kh. – Kyrgyz-Uzbek University, Osh, Kyrgyz Republic. E-mail: ismanov1970@mail.ru

The present work fulfills the analysis of dependences of cutting resistance force, total resistance force, angular acceleration of driving pulley on various operating and constructive parameters of rope operating devices. Scientifically proven rational operating and constructive parameters of rope operating device have been determined, which provide their efficiency and capacity improvement, reduction of the prime cost of the process of stone cutting with minimum raw material loss and minimum energy consumption. Projection has been made over the possibility of developing constructions of rope operating device of a stone cutting machine. According to the results of the analysis of dependences of operational and constructive parameters of rope operating device precise recommendations over the creation of advance designs have been worked out. The results obtained can be used in stone milling and stone working branches of industry; they can also be used by scientific-research institutes and experimental design bureaus, which design and create advance designs of stone cutting machines with rope operating devices.

Key words: stone cutting machine; rope operating device; driving pulley; cutting diamond rope; cutting process; cutting force; feed force; resistance force; cutting speed; angular speed; coefficient of sliding friction; coefficient of resistance towards relative shear or cut; natural stone.

REFERENCES

1. Ismanov M. M. [Dynamic model development and getting equations for diamond rope machine AKM-1 motion]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 60–69. (In Russ.)
2. Ismanov M. M. [Determination of diamond rope machine AKM-1 dynamic balance conditions]. *Simvol nauki – Symbol of Science*, 2016, no. 5(2), pp. 32–38. (In Russ.)
3. Ismanov M. M. [Dependences of funicular force of cutting rope on operational parameters of rope diamond machine AKM-1]. *Privolzhsyj nauchnyj vestnik – Privolzhsky Scientific Herald*, 2016, no. 6(58), pp. 14–21. (In Russ.)
4. Sinel'nikov O. B. *Dobycha prirodnogo oblitsovochnogo kamnia* [Natural facing stone excavation]. Moscow, RASKhN Publ., 2005. 245 p.
5. Gabbasov B. M. [Main ways of improving efficiency of rope diamond saws at marble open pits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2007, no. 4, pp. 191–193. (In Russ.)
6. Kokunina L. V. [Investigation of diamond rope cutting of block stone at open pits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2008, no. 1, pp. 67–69. (In Russ.)
7. Gabbasov B. M. *Obosnovanie ratsional'nykh rezhimov raboty kanatno-almaznykh pil pri dobyche prirodnogo kamnia v zimnikh usloviiakh: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [Substantiation of rational operation modes of rope diamond saws when mining natural stone in winter conditions. Cand. eng. sci. abstract of diss.]. Ekaterinburg, 2008. 22 p.

УДК 622.273.217.4

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ АКТИВАЦИИ КОМПОНЕНТОВ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ В УСТАНОВКАХ ВИБРАЦИОННОГО ТРУБОПРОВОДНОГО ТРАНСПОРТА

ЛЯШЕНКО В. И., ФРАНЧУК В. П.

Приведены основные научные и практические результаты повышения эффективности активации компонентов твердеющей закладочной смеси в установках вибрационного трубопроводного транспорта для заполнения выработанных пространств на основе применения новых технологий и технических средств, способных снизить энергоемкость транспортирования до 0,25–0,30 кВт · ч на 1 м^3 смеси, увеличить длину секции трубопровода до 150–200 м, производительность – в 1,8–2,0 раза, прочность искусственного массива – на 20–25 %, обеспечить надежную доставку смесей, осадка стандартного конуса которых составляет 10–13 см, содержание по массе диспергированных частиц – 0,10–0,35, концентрация твердого – 0,80–0,85, на расстояние, в 20 раз превышающее высоту заполнения вертикального става, и полное удаление смеси из трубопровода при расходе воды 3–5 м^3 на одну промывку. Получено соотношение жесткостей упругих опор в горизонтальной и вертикальной плоскостях, равное 1,2–1,4, при котором достигается наиболее эффективная траектория движения трубопровода при круговой вынуждающей силе вибровозбудителя. Показана эффективность воздействия эллиптических колебаний трубопровода на снижение сопротивления движению твердеющей закладочной смеси.

Ключевые слова: ***твердеющие смеси; активация компонентов; закладочные работы; вибрационные установки; трубопроводный транспорт; эффективность.***

Опыт доставки закладочных смесей в выработанное пространство показал, что дальность транспортирования установок самотечного транспорта составляет 1–4 высоты заполнения вертикального става, а самотечно-пневматического – до 10. Применение данных установок требует повышенного расхода вяжущего, обеспечения постоянства состава смеси, изменение которого приводит к осложнениям работ и закупорке закладочного трубопровода. Кроме того, установки самотечно-пневматического транспорта энергоемки (расход сжатого воздуха достигает до 50 м^3 на 1 м^3 смеси). Надежную доставку закладки на расстояние, в 7–8 раз превышающее высоту заполнения вертикального става, обеспечивают установки вибросамотечного транспорта (УВТ) с направленными колебаниями трубопровода [1–3]. Поэтому повышение эффективности активации компонентов твердеющей закладочной смеси в УВТ для заполнения выработанных пространств на основе применения новых технологий и технических средств, способных снизить энергоемкость транспортирования, увеличить доставку на рас-

Ляшенко Василий Иванович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, начальник отдела. 52204, Украина, г. Желтые Воды, пр. Свободы, 37, Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии. E-mail: vi_lyashenko@mail.ru

Франчук Всеволод Петрович – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин. 49005, Украина, г. Днепр, пр. Дмитрия Яворницкого, 19, Национальный горный университет. E-mail: franchuk@nmu.org.ua

стояние, в 20 раз превышающее высоту заполнения вертикального става, и полное удаление смеси из трубопровода, – важная научная, практическая и социальная задача, требующая решения [4–6].

Для решения поставленных задач авторы использовали комплексный подход, включающий анализ литературных источников по вопросам повышения эффективности ведения закладочных работ, методы теоретических обобщений с применением математической статистики, физическое и математическое моделирование, выполнение расчетов и технико-экономических обоснований, лабораторные и натурные экспериментальные исследования, промышленные испытания в условиях действующих предприятий по стандартным методикам.

Необходимость отработки отдельно расположенных участков рудных тел требует надежной доставки твердеющей закладочной смеси на расстояние, в 15–20 раз превышающее высоту заполнения вертикального става. Применение существующих конструкций установок для транспортирования закладки на такое расстояние экономически невыгодно, а использование эксцентрикового привода для возбуждения колебаний трубопровода установки приводит к значительному расходу энергии (2–3 кВт · ч на 1 м^3 транспортируемой смеси). Эффективность УВТ в конечном счете определяется их материало- и энергоемкостью, которые, в свою очередь, зависят от принятых динамических и технологических параметров [7–9].

Анализ выполненных работ и конструкций установок трубопроводного транспорта показывает, что перспективными являются установки вибросамотечного транспорта. Однако существующие конструкции УВТ весьма энергоемки, а пневмоврезки имеют низкую надежность в работе. Применяемые способы очистки трубопровода не обеспечивают полного удаления из него смеси или требуют наличия горных выработок для сброса промывочной воды. Кроме того, отсутствуют теоретические обоснования рациональных параметров УВТ и методики их расчета.

Диспергированные частицы (глина, вяжущие и др.), содержание в смеси 10–20 %, взаимодействуя с водой, образуют структурные связи. При движении твердеющей закладочной смеси в трубопроводе УВТ под воздействием вибрации структурные связи разрушаются и дисперсная среда переходит в тиксотропно разжиженное состояние. Таким образом, в трубопроводе УВТ основной поток смеси и внутренние стенки трубы разделены тиксотропно разжиженным пристенным слоем. Данный режим движения смеси возможен при ускорении колебаний трубопровода, обеспечивающем тиксотропное разжижение дисперсной среды и перемещение частиц заполнителя смеси, контактирующей со стенками трубопровода, но исключающем расслоение ее компонентов [10–13].

Математическое моделирование. Как показали исследования, тиксотропное разжижение дисперсной среды происходит при виброускорении трубопровода:

$$A\omega^2 = (0{,}25 - 0{,}90)g, \qquad (1)$$

где A и ω – амплитуда и частота вынужденных колебаний трубопровода; g – ускорение свободного падения.

Определение минимального значения вибрационного воздействия, при котором возможно перемещение частиц заполнителя в пристенном слое, производили при следующих допущениях: частицы инертного заполнителя в процессе движения сохраняют свою форму и массу; амплитуда $A_ч$ и частота ω_2 колебаний частицы в пристенном слое равны амплитуде A и частоте ω вынужденных колебаний трубопровода.

Положение частицы заполнителя в пристенном слое зависит от соотношения сил, действующих на нее, т. е. силы тяжести $F_т = \rho_ч g \pi d_{ср}^3 / 6$, подъемной силы

$F_{п}=\rho_0 g\pi d_{ср}^3/6$ и силы инерции $F_{и}=\rho_ч\omega^2 A\pi d_{ср}^3/6$, где ρ_0, $\rho_ч$ – плотность дисперсной среды и частицы заполнителя соответственно; $d_{ср}$ – средняя крупность частиц заполнителя.

Минимальное вибрационное воздействие, необходимое для движения частиц в пристенном слое, может быть определено по результирующей силе, действующей на частицу, т. е. из соотношения

$$\rho_ч g-\rho_0 g-\rho_ч A\omega^2=0. \quad (2)$$

Решая выражение (1) относительно $A\omega^2$ и учитывая условие (2), авторами установлен диапазон виброускорений, при котором обеспечивается эффективное воздействие вибрации на транспортируемую смесь $(0{,}25–0{,}90)g > A\omega^2 > (\rho_ч-\rho_0)g/\rho_ч$. При данных параметрах колебаний движение закладочной смеси в трубопроводе УВТ можно представить в следующем виде: основной поток смеси, в котором сохраняются вязко-пластичные свойства, и тиксотропно разжиженный пристенный слой с полностью разрушенной структурой.

Движение вязко-пластичной жидкости для плоской задачи в формуле Генки–Ильюшина описывается следующим дифференциальным уравнением

$$d^2 v/dr^2+1/r\cdot dv/dr+\Delta p/l\eta-\tau_0/r\eta=0.$$

С учетом граничных условий: $v = v_1$ при $r = R_1$, $dv/dr = 0$ и $v = v_2 = \text{const}$ при $r = R_0$, $v_3 = 0$ при $r = R$, а также зависимости напряжения сдвига τ от τ_0 и η авторами получены уравнения, которые характеризуют распределение скорости движения смеси по сечению трубы УВТ:

– для основного потока

$$v_1=\left(R_1^2-r^2\right)\Delta p/4l\eta-\left(R_1-r\right)\tau_0/\eta+v_1;$$

– для недеформированного ядра

$$v_2=\left(R_1-R_0\right)^2\Delta p/4l\eta+v_1;$$

– для пристенного слоя

$$v_3=\left(R^2-r^2\right)\Delta p/4l\eta_1-\left(R-r\right)\tau_0/\eta_1;$$

– скорость основного потока смеси на границе с пристенным слоем

$$v_1=\left(R^2-R_1^2\right)\Delta p/4l\eta_1-\left(R-R_1\right)\tau_0/\eta_1,$$

где v – скорость движения смеси; Δp – перепад давления на длине трубопровода l; R – радиус трубы УВТ; R_1, R_0 – радиус основного потока смеси и его недеформированного ядра соответственно; η_1 – вязкость тиксотропного разжиженного пристенного слоя смеси; τ_0, η – предельное напряжение сдвига и структурная вязкость твердеющей закладочной смеси соответственно.

Производительность установки определяется как сумма объемов основного потока и пристенного слоя, перемещаемого в единицу времени, т. е.

$$Q = \pi R_0^2 v_2+2\pi\int_{R_0}^{R_1} v\,r\,dr+2\pi\int_{R_1}^{R} v_3 r\,dr. \quad (3)$$

Подставляя значения v, v_2 и v_3 в уравнение (3) и переходя к соответствующим диаметрам, получим

$$Q=\pi\Big[\Delta p D_1^4\big/128l\eta\left(1-4D_0^3\big/D_1^3+3D_0^4\big/D_1^4\right)-\tau_0 D_1^4\big/24\eta\left(1-3D_0^2\big/D_1^2+2D_0^3\big/D_1^3\right)+ \\ +\Delta p D^4\big/128l\eta_1\left(1-D_1^4\big/D^4\right)-\tau_0 D^3\big/24\eta_1\left(1-D_1^3\big/D^3\right)\Big]. \quad (4)$$

По опытным данным, транспортирование твердеющей закладочной смеси, имеющей концентрацию твердого K = 0,80–0,85, происходит без взаимного перемещения ее слоев в основном потоке. Для данного случая, учитывая соотношение D_0/D, которое для труб диаметром 150–200 мм составляет 0,92–0,94, выражение (4) примет вид:

$$Q = 6{,}3\cdot 10^{-3}D^4\left[\left(6/\eta+1/\eta_1\right)\Delta p/l-4\tau_0\big/D\eta_1\right].$$

Для определения диаметра трубопровода УВТ авторами предложена эмпирическая зависимость

$$D=24{,}45\cdot{}_{\text{ср}}\sqrt{\rho/\tau_0},$$

где ρ – плотность твердеющей закладочной смеси.

Эффективное воздействие вибрации на транспортируемую закладочную смесь будет происходить при условии, что ее требуемый уровень обеспечивается по всей длине трубопровода. Для достижения параметров движения трубопровода в заданных пределах проведены аналитические исследования движения его участка с учетом транспортируемого материала, находящегося под воздействием

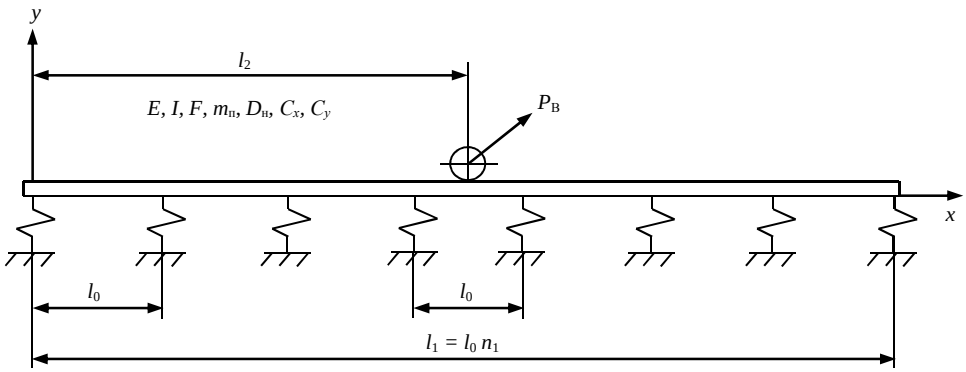

Рис. 1. Расчетная схема участка трубопровода УВТ

круговой вынуждающей силы вибровозбудителя (рис. 1, где E – модуль упругости материала трубы; I – момент инерции сечения трубы; F – площадь поперечного сечения трубы; $m_{\text{п}}$ – погонная масса трубопровода с учетом присоединенной массы твердеющей смеси; $D_{\text{н}}$ – наружный диаметр трубы; C_x, C_y – жесткость упругих опор по x и y; $P_{\text{В}}$ – амплитудное значение вынуждающей силы; y, u – смещение трубы в вертикальной и горизонтальной плоскостях соответственно;

x – координата, связанная с осью трубопровода; l_1 – длина секции установки; l_2 – координата точки приложения вынуждающей силы; l_0 – расстояние между упругими опорами; n, n_1 – количество упругих опор и пролетов соответственно).

В общем виде с учетом принципа Остроградского–Гамильтона движение секции установки описывается дифференциальными уравнениями

$$\sum_{i=1}^{n} m_к d^2 y/dt^2 + EId^4 y/dx^4 - \sum_{i=1}^{n} C_y y\delta(x-x_1) = p\delta(x-x_2)\cos\omega t;$$

$$\sum_{i=1}^{n} m_к d^2 u/dt^2 + EFd^4 u/dx^4 - \sum_{i=1}^{n} C_x u\delta(x-x_1) = p\delta(x-x_2)\sin\omega t.$$

где $m_к$ – крутящий момент вибровозбудителя; t – время движения секции установки; δ – толщина (уровень) транспортируемой закладочной смеси в трубопроводе.

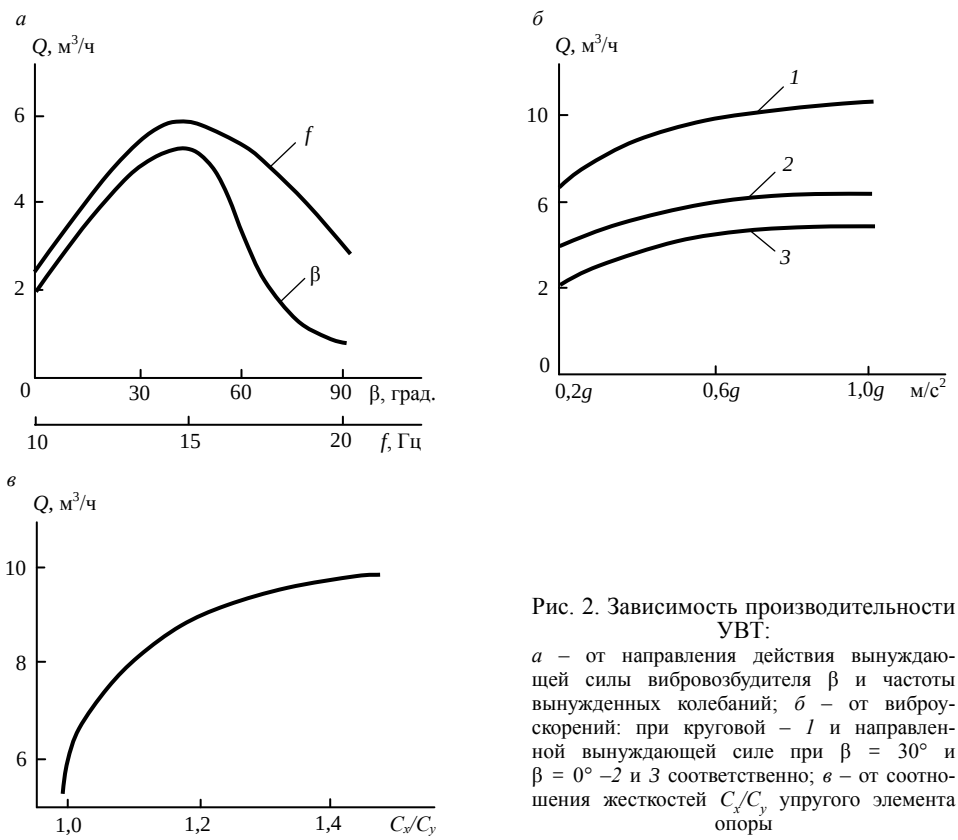

Рис. 2. Зависимость производительности УВТ:

а – от направления действия вынуждающей силы вибровозбудителя β и частоты вынужденных колебаний; *б* – от виброускорений: при круговой – *1* и направленной вынуждающей силе при β = 30° и β = 0° –*2* и *3* соответственно; *в* – от соотношения жесткостей C_x/C_y упругого элемента опоры

С целью проверки и подтверждения основных аналитических выражений, выводов, а также количественного обоснования эффективности работы УВТ с круговой вынуждающей силой при подаче смеси в выработанное пространство проведены экспериментальные исследования в лабораторных и промышленных условиях. Для решения поставленных задач определяли производительность УВТ в зависимости от направления действия вынуждающей силы B вибровозбудителя, частоты вынужденных колебаний f и величин виброускорения $A\omega^2$.

Исследования проведены на лабораторном стенде, состав твердеющей закладочной смеси из расчета на 1 м^3: доменный гранулированный шлак молотый – 400 кг, песок – 1200 кг, вода – 400 л; осадка стандартного конуса 11,5 см. Изменение состава смеси производили таким образом, чтобы осадка стандартного конуса составляла 10–13 см [14–16].

Измерение величины ускорений колебаний трубопровода производили с использованием датчиков ускорений ДУ-5, входящих в комплект виброизмерительной аппаратуры ВИ6-5МА. Результаты замеров представлены на графиках (рис. 2). Максимальная производительность УВТ достигается при: круговой вынуждающей силе вибровозбудителя (см. кривую *1* на рис. 2, *б*), виброускорении в месте расположения вибровозбудителя $A\omega^2 = (0{,}6–0{,}9)g$, частоте колебаний $f = 14–18$ Гц и амплитуде колебаний $Ay = 1{,}0–1{,}5$ мм. Для обеспечения устойчивого положения трубопровода УВТ использованы опоры, у которых установлено по два упругих элемента цилиндрической формы. Ось упругих элементов расположена вертикально. Максимальное значение производительности УВТ получено при соотношении жесткостей упругого элемента в горизонтальной и вертикальной плоскостях $C_x/C_y = 1{,}2–1{,}4$.

Для определения влияния способа доставки твердеющей закладочной смеси в выработанное пространство и концентрации твердого на прочность искусственного массива в лабораторных и промышленных условиях были проведены исследования, при которых изменяли количество воды и глины. Результаты исследований представлены на графиках (рис. 3). Анализ полученных результатов показывает, что максимальная прочность искусственного массива достигается при концентрации твердого $K = 0{,}80–0{,}85$ и вибросамотечном способе ее транспортирования.

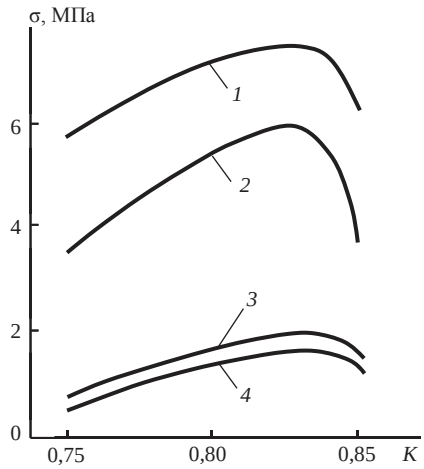

Рис. 3. Зависимость прочности искусственного массива от концентрации твердого и способа доставки смеси: *1* – вибросамотечный и *2* – самотечный способы доставки при содержании глины 10 % от массы заполнителя; *3, 4* – вибросамотечный при содержании глины от массы заполнителя 30 % и 40 % соответственно

На основании проведенных исследований разработана методика инженерного расчета основных параметров УВТ, особенностью которой является то, что впервые рекомендуется выбирать параметры установки с учетом характера движения твердеющей закладочной смеси в трубопроводе установки. Для расчета УВТ исходными параметрами являются состав смеси и ее реологические свойства; гранулометрический состав заполнителя; плотность смеси, заполнителя и дисперсной среды; предельное напряжение сдвига разжиженного слоя смеси; производительность установки; высота вертикального става и дальность доставки.

Внедрение результатов исследований. С учетом полученных зависимостей расчет УВТ производили в следующем порядке: определяли частоту и минимальную амплитуду вынужденных колебаний трубопровода, диаметр трубопровода и удельные потери давления, дальность доставки, длину секции и их количество, параметры упругого элемента опоры, их количество, величину вынуждающей силы вибровозбудителя и мощность привода.

В соответствии с методикой расчета создана и внедрена в производство УВТ на АО «Целинный горно-химический комбинат» (ЦГХК), Северный Казахстан [14].

Направление дальнейших исследований. Максимальная амплитуда колебаний трубопровода в точке приложения вынуждающей силы ($l_2 = 0{,}5l_1$)

$$A_y = \left(\Gamma_2\Gamma_6 - \Gamma_3\Gamma_5 / \Gamma_1\Gamma_5 - \Gamma_2\Gamma_4\right)k\left[S(kl_2) + \left(1/k^3EI\right)C_{y'}\cdot(kl_2)\right] +$$

$$+\left(\Gamma_3\Gamma_4 - \Gamma_1\Gamma_6 / \Gamma_1\Gamma_5 - \Gamma_2\Gamma_4\right)T(kl_2),$$

где Γ_1, …, Γ_6 – коэффициенты режима виброперемещения в точках приложения вынуждающей силы, доли ед.; k – концентрация твердого в твердеющей смеси, доли ед.; S – площадь поперечного сечения трубы, м^2; T – реакция упругих опор, Н (для уточнения значений, входящих в формулу, требуются дополнительные динамические исследования).

Перспективные направления интенсификации физико-механических процессов, позволяющие уменьшить расход вяжущего для закладки выработанного пространства камер – активация всех материалов, используемых для приготовления твердеющих смесей, при обработке в аппаратах (вяжущие, инертные заполнители и вода затворения) включают:

– механоактивацию посредством мельниц (шаровых, стержневых или трубных); дезинтеграторов в присутствии воды или по безводной схеме; дробилок щековых, конусных или молотковых;

– виброактивацию посредством вибросмесителей, вибромельниц или турбулентных активаторов горизонтальных или вертикальных; виброгрохотов с электро- или с пневмовозмущением;

– электроактивацию посредством электромагнитных омагничивателей трансформаторного типа или немагнитных прокладок в магнитопроводе; электрохимическую; электродиализом или с использованием диафрагменных электролизеров;

– химическую активацию за счет применения поверхностно-активных веществ (ПАВ) в гидрофобных или гидрофильных смесях и реагентной очистки вод по виду компонентов;

– комбинированные способы активации путем совмещения двух или нескольких способов одного, двух и более классов; рационального подбора соотношения компонентов и др.

Таким образом, на основании опытно-промышленных испытаний установлено, что использование разработанной конструкции УВТ позволяет: снизить энергоемкость транспортирования до 0,25–0,30 кВт · ч на 1 м^3 смеси; увеличить длину секции трубопровода до 150–200 м, производительность в 1,8–2,0 раза и прочность искусственного массива на 20–25 %; обеспечить надежную доставку смесей, осадка стандартного конуса которых составляет 10–13 см, содержащих по массе 0,10–0,35 диспергированных частиц и имеющих концентрацию твердого K = 0,80–0,85, на расстояние, в 20 раз превышающее высоту заполнения вертикального става, и полное удаление смеси из трубопровода при расходе воды 3–5 м^3 на одну промывку. На АО «ЦГХК» проведены промышленные испытания установки вибросамотечного транспорта для доставки твердеющих закладочных смесей и подтверждены результаты теоретических и экспериментальных исследований [3, 5, 7, 10].

Итак, виброобработка смесей является одним из наиболее универсальных и эффективных методов активации, способных улучшать свойства смесей на всех стадиях закладочных работ: приготовления, транспортирования и укладки в массив. В результате применения виброобработки прочность закладки, по данным опытных работ, может быть увеличена на 25–30 % при том же расходе вяжущего.

Установлено, что рациональная концентрация твердого в твердеющей закладочной смеси составляет 0,80–0,85, вибросамотечный транспорт исключает расслоение смеси в процессе ее транспортирования и позволяет повысить на 20–25 % прочность искусственного массива.

Определены рациональные режимы работы установки вибросамотечного транспорта, при которых обеспечивается тиксотропное разжижение дисперсной среды и перемещение частиц заполнителя в пристенном слое, но исключается расслоение смеси. Эти рациональные режимы характеризуются следующими основными параметрами: амплитуда колебаний Ay < 1,0–1,5 мм; виброускорение $(0{,}6 - 0{,}9)g < A\omega^2 < [\,(\rho_ч - \rho_0)\,/\rho_ч\,]g$; скорость движения смеси $v_{ср}$= 0,7–1,3 м/с.

Показана эффективность воздействия эллиптических колебаний трубопровода на снижение сопротивления движению твердеющей закладочной смеси. Получено соотношение жесткостей упругих опор в горизонтальной и вертикальной плоскостях, равное 1,2–1,4, при котором достигается наиболее эффективная траектория движения трубопровода при круговой вынуждающей силе вибровозбудителя.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Требуков А. Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд. М.: Недра, 1981. 172 с.

2. Хомяков В. И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984. 224 с.

3. Ляшенко В. И., Рыбалко В. Я. Совершенствование трубопроводного транспорта закладочных смесей в глубокие шахты // Горный журнал. 1988. № 6. С. 50–53.

4. Закладочные работы в шахтах / под ред. Д. М. Бронникова, М. Н. Цыгалова. М.: Недра, 1989. 400 с.

5. Ляшенко В. И., Голик В. И., Разумов А. Н. Активация компонентов твердеющей закладочной смеси на горных предприятиях // Цветная металлургия. 1991. № 10. С. 24–30.

6. Крупник Л. А., Соколов Г. В. Закладочные смеси высокой плотности, их свойства и перспективы применения // ГИАБ. 2005. № 11. С. 237–240.

7. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Тархин Ю. Н. Научно-технические основы повышения безопасности жизнедеятельности в уранодобывающем регионе // Науковий вісник НГУ. 2010. № 2. С. 7–14.

8. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Арсентьев В. А., Квитка В. В., Маннанов Р. Ш. Новая технология и оборудование для высокопроизводительной закладки выработанного пространства при подземной отработке месторождений // Горный журнал. 2012. № 2. С. 41–43.

9. Маннанов Р. Ш., Зверев А. П., Ангелов В. А., Лавенков В. С. Исследования составов и способов приготовления закладочных смесей на подземных передвижных закладочных установках // Маркшейдерский вестник. 2012. № 3. С. 12–16.

10. Ляшенко В. И. Совершенствование технологии закладочных работ на горных предприятиях // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2012. № 4. С. 87–91.

11. Ермолович Е. А., Изместьев К. А. Исследование физико-механических свойств горно-металлургических отходов как компонентов твердеющих закладочных смесей // ГИАБ. 2012. № 10. С. 9–15.

12. Стовманенко А. Ю., Анушенков А. Н. Опытная установка для исследования характеристик литых закладочных смесей при их механической активации // Современные технологии освоения минеральных ресурсов. 2012. № 10. С. 181–184.

13. Гузанов П. С., Лытнева А. Э., Анушенков А. Н., Волков Е. П. Закладочные смеси на основе отходов обогащения руд в системах подземной разработки месторождений Норильского промышленного района // Горный журнал. 2015. № 6. С. 85–88.

14. Ляшенко В. И., Дятчин В. З., Франчук В. П. Технические средства для добычи и переработки рудных материалов // КАЗАНТИП-ЭКО-2016. Инновационные пути решения актуальных проблем базовых отраслей, экологии, энерго- и ресурсосбережения: сб. тр. XXIV Междунар. науч.-практ. конф., 6–10 июня 2016 г. Харьков: УкрНТЦ Энергосталь. 2016. С. 10–22.

15. Hassani F. P., Benzaazoua M., Nokken M. Evaluation of the effect of sodium silicate addition to mine Backfill, Gelfill // 22nd World Mining Congress & Expo. Istanbul, 2011. Vol. 1. P. 317–324.

16. Szponder D. K., Trybalski K. The determination of physico-chemical and mineralogical properties of fly ash used in mining industry // 22nd World Mining Congress & Expo. Istanbul, 2011. Vol. 2. P. 629–639.

Поступила в редакцию 1 февраля 2017 года

HARDENING STOWAGE MIXTURE COMPONENTS ACTIVATION EFFICIENCY IMPROVEMENT IN VIBRATION PIPELINE TRANSPORT PLANTS

Liashenko V. I. – Ukrainian Scientific-Research and Design-Research Institute of Industrial Technology, Zhovti Vody, the Ukraine. E-mail: vi_lyashenko@mail.ru
Franchuk V. P. – the National Mining University, Dnepr, the Ukraine. E-mail: franchuk@nmu.org.ua

Main scientific and practical results of hardening stowage mixture components activation efficiency improvement in vibration pipeline transport plants for worked out area filling are introduced on the basis of new technologies and hardware, which can reduce transportation energy consumption down to 0.25–0.30 kW/h on 1 m^3 of mixture, increase the length of pipeline section up to 150–200 m, capacity – 1.8–2.0 times, artificial massif strength – in 20–25%, provide reliable mixtures delivery, standard cone settling of which constitutes 10–13 cm, which contain by mass 0.10–0.35 dispersed particles and solid concentration 0,80–0,85 for distance which exceeds vertical flight height in 20 times, and total mixture removal out of the pipeline under water discharge 3–5 m^3 for one sluice. The ratio of flexible supports rigidity is obtained in horizontal and vertical surfaces, equal to 1.2–1.4, under which the most efficient trajectory of pipeline motion is obtained under circular exciting force of a vibration generator. The efficiency of elliptical vibrations of a pipeline impact on the reduction of hardening stowage mixture motion resistance is shown.

Key words: hardening mixtures; components activation; stowage works; vibration machine; pipeline transport.

REFERENCES

1. Trebukov A. L. *Primenenie tverdeiushchei zakladki pri podzemnoi dobyche rud* [The use of hardening stowage under underground ore recovery]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 172 p.
2. Khomiakov V. I. *Zarubezhnyi opyt zakladki na rudnikakh* [Foreign experience of stowing at open pits]. Moscow, Nedra Publ., 1984. 224 p.
3. Liashenko V. I., Rybalko V. Ia. [Developing stowage mixtures pipeline transport to deep mines]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1988, no. 6, pp. 50–53. (In Russ.)
4. *Zakladochnye raboty v shakhtakh. Pod red. D. M. Bronnikova, M. N. Tsygalova* [Stowage works in mines. Edited by D. M. Bronnikov, M. N. Tsygalov]. Moscow, Nedra Publ., 1989. 400 p.
5. Liashenko V. I., Golik V. I., Razumov A. N. [Activation of hardening stowage mixture components at mining enterprises]. *Tsvetnaia metallurgiia – Russian Journal of Non-Ferrous Metals*, 1991, no. 10, pp. 24–30. (In Russ.)
6. Krupnik L. A., Sokolov G. V. [Stowage mixtures of high density, their properties and prospects]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2005, no. 11, pp. 237–240. (In Russ.)
7. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Tarkhin Iu. N. [Scientific-engineering fundamentals of health and safety improvement in uranium producing area]. *Naukovii visnik NGU – Scientific Bulletin of NMU*, 2010, no. 2, pp. 7–14.
8. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Arsent'ev V. A., Kvitka V. V., Mannanov R. Sh. [New technology and equipment for highly productive stowing in underground mining]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2012, no. 2, pp. 41–43. (In Russ.)
9. Mannanov R. Sh., Zverev A. P., Angelov V. A., Lavenkov V. S. [Examination of stowage mixtures compositions and preparation methods at underground portable stowage units]. *Marksheiderskii vestnik – Mine Surveying Bulletin*, 2012, no. 3, pp. 12–16. (In Russ.)
10. Liashenko V. I. [Development of stowage works at mining enterprises]. *Metallurgicheskaia i gornorudnaia promyshlennost' – Metallurgical and Mining Industry*, 2012, no. 4, pp. 87–91. (In Russ.)
11. Ermolovich E. A., Izmest'ev K. A. [Investigation of physical-mechanical properties of mining-metallurgical waste as the components of hardening stowage mixtures]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2012, no. 10, pp. 9–15. (In Russ.)
12. Stovmanenko A. Iu., Anushenkov A. N. [Pilot plant for cast stowage mixtures examination under their mechanical activation]. *Sovremennye tekhnologii osvoeniia mineral'nykh resursov – Modern Technologies of Mineral Resources Development*, 2012, no. 10, pp. 181–184. (In Russ.)
13. Guzanov P. S., Lytneva A. E., Anushenkov A. N., Volkov E. P. [Stowage mixtures on the basis of ore dressing wastes in the systems of underground mining of Norilsk industrial area]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 6, pp. 85–88. (In Russ.)
14. Liashenko V. I., Diatchin V. Z., Franchuk V. P. [Hardware for ore materials mining and processing]. *KAZANTIP-EKO-2016. Innovatsionnye puti resheniia aktual'nykh problem bazovykh otraslei, ekologii, energo- i resursosberezheniia: sb. tr. XXIV Mezhdunar. nauch.-prakt. konf., 6–10 iiunia 2016 g.* [Proc. 24th Int. Sci. and Pract. Conf. "KAZANTIP-EKO-2016. Innovative means of solving current problems of primary industries, ecology, energy and resources conservation", 6th–10th June, 2016]. Kharkov, UkrNTTs Energostal' Publ., 2016, pp. 10–22. (In Russ.)
15. Hassani F. P., Benzaazoua M., Nokken M. Evaluation of the effect of sodium silicate addition to mine Backfill, Gelfill. Proc. 22nd World Mining Congress & Expo. Istanbul, 2011, pp. 317–324.
16. Szponder D. K., Trybalski K. The determination of physico-chemical and mineralogical properties of fly ash used in mining industry. Proc. 22nd World Mining Congress & Expo. Istanbul, 2011, pp. 629–639.

УДК 550.82

ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТОРАЗВЕДКИ И ЭЛЕКТРОРАЗВЕДКИ НА ЗОЛОТО-КВАРЦ-СУЛЬФИДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ АМУРСКОЙ ОБЛАСТИ

БОГОМОЛОВ А. В.

В статье рассмотрено применение геофизических исследований при проведении горных работ на месторождениях Амурской области. С целью изучения геологического строения площади, вскрытия аномалий и поисков рудных тел в пределах перспективного участка пройдено несколько десятков канав, заданных по геофизическим и геохимическим данным. В качестве примера рассмотрена канава, которая вскрыла сложнопостроенную тектоно-метасоматическую зону, сложенную кварц-альбитовыми, альбит-мусковит-кварцевыми с хлоритом и магнетитсодержащими альбит-хлоритовыми метасоматитами видимой мощностью 110 м, вмещающую в себя золотоносные линзы кварц-альбитовых метасоматитов. По борту канавы проведены работы с использованием комплекса геофизических методов (магниторазведка, электроразведка), исследованы физические свойства горных пород. По физическим свойствам горные породы разделены на четыре класса. В статье дана оценка возможностей применения геофизических методов для изучения золото-кварц-сульфидных месторождений Амурской области.

Ключевые слова: ***золото-кварц-сульфидные месторождения; Амурская область; магниторазведка; электроразведка; канава; геологическое истолкование; физические свойства.***

В Амурской области известны месторождения и многочисленные проявления золота, на которых проводятся геофизические и горные работы. Это позволяет решать множество задач: оконтуривание рудопроявлений; определение направления падения пластов и т. д. Решение этих задач в разных регионах имеет свои особенности и требует адаптации совмещения горных и геофизических работ к конкретной геологической обстановке.

В районе работ наиболее широко распространены вулканогенно-терригенные образования условно ранне-позднепалеозойского и раннеюрского возраста. Наиболее древними и метаморфизованными являются нижнепалеозойские образования, объединенные в афанасьевскую свиту, вмещающую рудную зону. В составе резко преобладают мусковит-кварц-альбитовые и мусковит-альбит-кварцевые сланцы. В меньшем количестве присутствуют альбит-хлорит-эпидот-амфиболовые сланцы. Породы повсеместно подвергнуты гидротермально-метасоматическому окварцеванию. Кварц образует маломощные жилы и линзы непостоянной мощности до 10 м, а также заполняет сближенные зоны дробления общей мощностью до 150 м. Все виды метасоматитов содержат вкрапленности сульфидов (пирит, арсенопирит, галенит и др.), шеелита, зачастую золотоносны. Кроме того, присутствуют алевролиты и песчаники с пластами и линзами органогенных из-

Богомолов Алексей Владимирович – аспирант кафедры геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: j-bvi@mail.ru

вестняков, яшм, метабазальтов, седиментационных брекчий, мелкогалечниковых конгломератов.

Геологическое строение участка осложнено различно ориентированными разрывными нарушениями, среди которых в качестве главного выделяется субширотная система. Широко проявлены нарушения субмеридионального и северо-восточного направлений.

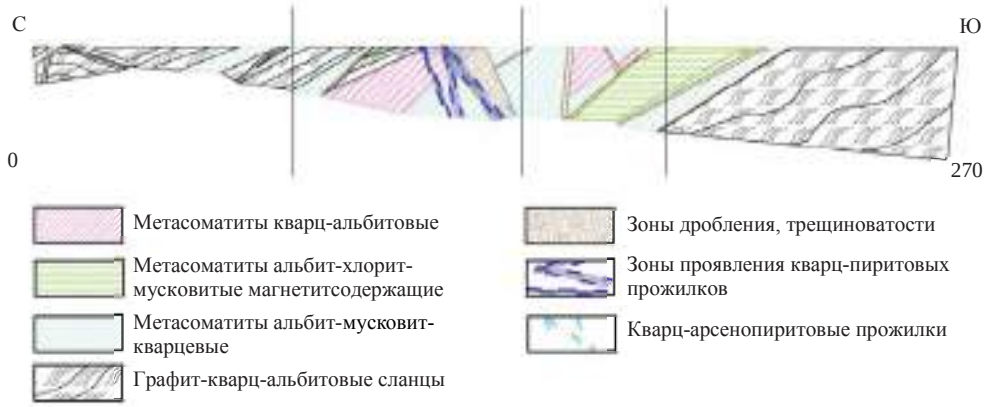

Рис. 1. Геологический разрез канавы К-3

С целью изучения геологического строения, вскрытия аномалий и поисков рудных тел в пределах перспективного участка через 740–1480 м пройдены магистральные канавы длиной до 2 км и более. Канавы пройдены через 160–320 м, а на отдельных участках через 40–80 м, что позволило проследить зоны и рудные тела по простиранию, изучить их геологическое строение и продуктивность. Канавы задавались вкрест простирания основных структур по азимуту 0°. Для уточнения аномалий на месторождении пройдено несколько десятков канав, заданных по геофизическим и геохимическим данным. В статье рассмотрен комплекс геофизических методов, использованных в работе, проведенной по борту канавы К-3 длиной 270 м (рис. 1), вскрывшей сложнопостроенную тектоно-метасоматическую зону, сложенную кварц-альбитовыми, альбит-мусковит-кварцевыми с хлоритом и магнетитсодержащими альбит-хлоритовыми метасоматитами видимой мощностью 110 м, которая вмещает в себя золотоносные линзы кварц-альбитовых метасоматитов. Породы в пределах зоны раздроблены, интенсивно трещиноваты и глинизированы.

Геофизические работы включают:

– магниторазведку по сети 100 × 20 м, масштаб 1 : 10 000;

– электроразведку методом СГ-ВП (установка срединного градиента – метод вызванной поляризации) по сети 100 × 20 м, масштаб 1 : 10 000; измерители потенциала – ЭВП-203, источник тока – генератор ВП-Ф с бензоагрегатом АБ-0,5, рабочая частота 2,44 Гц; размер установки (питающая линия AB = 4000 м, приемная линия MN = 20 м) выбран с учетом размеров участка работ, его разбивки на профили и магистрали, а также амплитуды измеряемого сигнала; работы выполнены на четырех планшетах размерами до 2500 × 2500 м, для увязки планшетов проводились измерения на их перекрытиях;

– каппаметрию по стенкам канав, шаг измерений по канаве составил 2–5 м с детализацией до 0,5 м.

Рассмотрим результаты геофизических исследований на примере канавы К-3. Комплекс геофизических методов позволяет выделить четыре структурно-веще-

ственных комплекса (СВК), природа которых установлена по результатам обследования канавы (рис. 1–4). Результаты распространены на пространство между горными выработками. Установлено хорошее соответствие результатов геофизических измерений с геологической документацией канавы.

По данным каппаметрии, магнетитсодержащие альбит-хлоритовые метасоматиты выделяются высокими значениями магнитной восприимчивости χ_m = 10–5140 × 10^{-5} отн. ед. с очень неравномерным распределением на фоне низких слабо дифференцированных значений (χ_m = 0–10 × 10^{-5} отн. ед.), характеризующих слабо измененные породы.

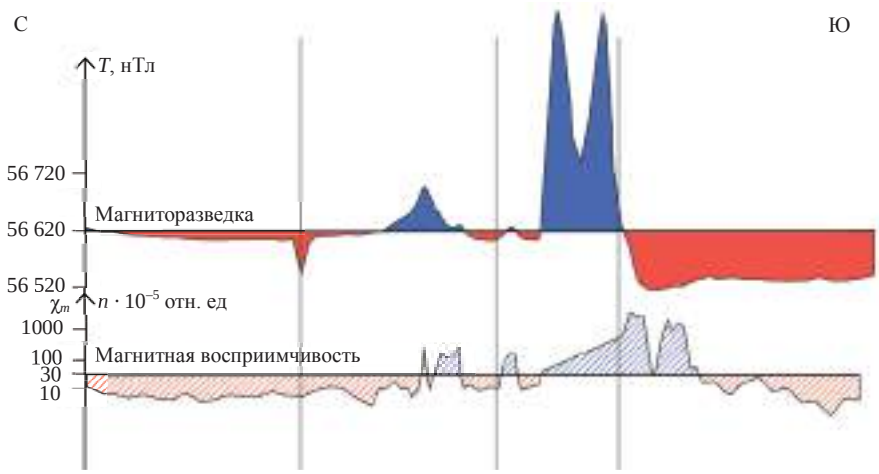

Рис. 2. Графики магнитного поля и магнитной восприимчивости по канаве К-3

На графике магнитной восприимчивости выделяются (рис. 2):

– магнетитсодержащие альбит-хлоритовые метасоматиты, χ_m = 155 140 × 10^{-5} отн. ед., среднее – χ_m = 15 390 × 10^{-5} отн. ед.; кажущееся сопротивление ρ_k = 600–700 Ом · м; сдвиг фаз φ_k = 3°–3,5°;

– золотоносные кварц-альбитовые метасоматиты, обладают более низкими значениями χ_m = 10–1800 × 10^{-5} отн. ед., среднее – χ_m = 110 × 10^{-5} отн. ед.; ρ_k = 1000–1100 Ом · м; φ_k = 1°–1,5°.

Результаты каппаметрии хорошо согласуются с данными о магнитном поле, значения которого смещены в северном направлении [1].

На графике сдвига фаз φ_k зона измененных пород определяется низкими значениями – менее –1,5° (рис. 3). Низкие значения φ_k обусловлены тем, что вмещающие графит-кварц-альбитовые сланцы из-за присутствия графита обладают высокой поляризуемостью, а гидротермально-метасоматические изменения (альбитизация, окварцевание, мусковитизация) способствуют выносу графита из зоны.

На графике кажущегося сопротивления φ_k высокими значениями выделяется центральная часть зоны с рудным интервалом мощностью 5 м (рис. 4). Справа от центральной зоны находится аномалия высокого сопротивления, соответствующая более продуктивному рудному интервалу видимой мощностью 15,7 м.

С использованием комплекса геофизических методов горные породы разделены на четыре класса:

– практически немагнитные ($\chi_m \leq 20 \times 10^{-5}$ отн. ед.), представлены различными сланцами; ρ_k = 1000–1100 Ом · м; φ_k = 2,5°–3°;

– слабомагнитные (χ_m = 20–80 × 10^{-5} отн. ед.), представлены метадиабазами, измененными метадиабазами и метагаббро, хлорит-альбитовыми и хлоритовыми сланцами; ρ_k = 800–1000 Ом · м; φ_k = 1°–2,5°;

– магнитные (χ_m = 100–7800 × 10^{-5} отн. ед.), представлены преимущественно аподиабазами, а также диабазовыми порфиритами; ρ_k = 700–800 Ом · м; φ_k = 3,5°–4°;

– сильномагнитные (χ_m = 8000–155 140 × 10^{-5} отн. ед.), представлены магнетитсодержащими альбит-хлоритовыми метасоматитами; ρ_k = 600–700 Ом · м; φ_k = 3°–3,5°.

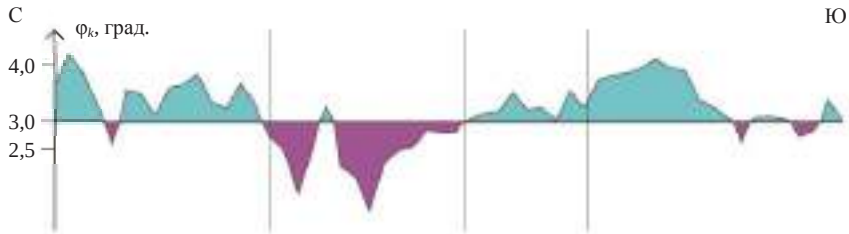

Рис. 3. График сдвига фаз по канаве К-З (установка СГ)

Можно утверждать, что геофизические поля закономерно смещены относительно вскрытой канавой зоны метасоматитов [2] в зависимости от падения зоны и слагающих ее элементов с учетом геометрии установок, используемых для измерений. О направлении падения говорит характерная асимметрия графиков наблюдаемых полей. Кривые высокого магнитного поля (магнетитсодержащие метасоматиты), низкой поляризуемости (альбитизация, окварцевание, мусковитизация), низкого сопротивления (дробление, интенсивная трещиноватость и глинизация) указывают на падение аномалиеобразующих объектов в северном направлении. Характер аномалии высокого сопротивления свидетельствует о падении высокоомного объекта (прожилковое окварцевание) на юг.

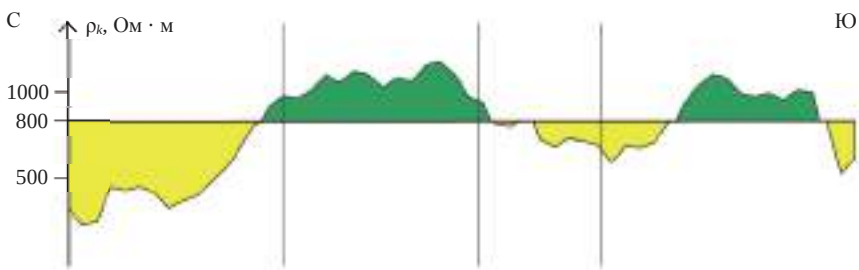

Рис. 4. График кажущегося сопротивления по канаве К-З (установка СГ)

Итак, применение геофизических исследований при проведении горных работ позволяет определять физические свойства горных пород с хорошей контрастностью магнитных полей и высокой степенью разрешения при выполнении поисковых и картировочных задач на золото-кварц-сульфидных месторождениях Амурской области. Использование геофизических методов позволяет получить полную информацию о геологической ситуации на заданном участке. Определяются падения рудосодержащих пластов и источники аномалий, локализуются золоторудные проявления, выделяются зоны метасоматоза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Богомолов А. В. Анализ комплексных геофизических данных золото-сульфидно-кварцевых месторождений Тындинского района // XIV Уральская молодежная школа по геофизике: сб. науч. материалов. Пермь: ГИ УрО РАН, 2013. С. 24–28.
2. Богомолов А. В., Виноградов В. Б. Алгоритм обработки геофизических данных золоторудных месторождений Амурской области // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 132–135.

Поступила в редакцию 9 марта 2017 года

THE USE OF MAGNETIC SURVEY AND ELECTRIC PROSPECTING AT GOLD-QUARTZ-SULPHIDE DEPOSITS OF THE AMUR REGION

Bogomolov A. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: j-bvi@mail.ru

The article examines the use of geophysical investigations at mining. With the purpose of investigating geological structure of the area, opening abnormalities and searching for ore bodies within the limits of perspective section, several dozens of ditches have been passed, which were set according to geophysical and geochemical data. For example, the authors examined a ditch, which opened complex structured tectono-metasomatic zone, composed by quartz-albite, albite-muscovite-quartz with chlorite and magnetite-containing albite-chlorite metasomatites of apparent thickness 110 m, which encloses gold-bearing lenses of quartz-albite metasomatites. Along the ditch edge the complex of geophysical methods has been fulfilled (magnetic survey, electric prospecting), physical properties of rocks have been examined. According to the physical properties, rocks are divided into four classes. The article makes an assessment of geophysical methods application possibility to study gold-quartz-sulphide deposits of Amur region.

Key words: gold-quartz-sulphide deposits; Amur region; magnetic survey; electric prospecting; ditch; geological interpretation; physical properties.

REFERENCES

1. Bogomolov A. V. [Analysis of complex geophysical data of gold-sulphide-quartz deposits of Tyndin region]. *XIV Ural'skaia molodezhnaia shkola po geofizike: sb. nauch. mater.* [Proc. 14th Ural youth school in geophysics]. Perm, MI UB RAS, 2013, pp. 24–28. (In Russ.)
2. Bogomolov A. V., Vinogradov V. B. [The algorithm for processing of geophysical data of gold and ore deposits of Amur region]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 132–135. (In Russ.)

Р е д а к ц и я
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 02.06.2017. Дата выхода в свет 20.06.2017
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
10,0 усл. печ. л., 9,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 5810
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, № 4, 2017.