

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ 2011

**ПРОБЛЕМЫ
НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ
2011**



Российская академия наук
Уральское отделение
Институт горного дела

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

*Материалы V Всероссийской молодежной
научно-практической конференции
(с участием иностранных ученых)
8 — 11 февраля 2011 г.*

ЕКАТЕРИНБУРГ
2011

УДК 622.014.3:553.04
П78

Проблемы недропользования: Материалы V Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных ученых) 8 — 11 февраля 2011 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2011. — 547 с.

ISBN 978-5-791-2177-7

Опубликованы доклады V Всероссийской молодежной научно-практической конференции по проблемам недропользования, проводимой Институтом горного дела УрО РАН при поддержке Президиума РАН и Российского фонда фундаментальных исследований.

Научная программа конференции включает широкий круг вопросов теории проектирования разработки месторождений полезных ископаемых; геотехники; строительной геотехнологии подземных и наземных сооружений; экологических проблем горнопромышленного комплекса и природопользования; геоэкономики; геомеханических и геодинамических процессов при освоении месторождений; разрушения горных пород и их массивов при комплексном освоении месторождений; геофизики; геоинформационного обеспечения при освоении месторождений.

Публикуемые материалы прошли рецензирование ведущими специалистами ИГД УрО РАН: докторами и кандидатами наук Аленичевым В.М., Антониновой Н.Ю., Бахтуриным Ю.А., Борисковым Ф.Ф., Журавлевым А.Г., Зубковым А.В., Кантемировым В.Д., Корнилковым С.В., Лаптевым Ю.В., Нестеренко Г.Ф., Панжиным А.А., Рыбниковой Л.С., Саканцевым М.Г., Сашуриным А.Д., Смирновым А.А., Славиковской Ю.О., Соколовым И.В., Столяровым В.Ф., Суховым Р.И., Тарасовым П.И., Чайкиной Г.М., Шеменевым В.Г., Яковлевым А.В., Яковлевым В.Л.

Материалы, включенные в сборник, представляют интерес для широкого круга специалистов в области комплексного освоения месторождений полезных ископаемых.

Ответственные редакторы — кандидат технических наук **А.В. Глебов**,
кандидат технических наук **А.Г. Журавлев**

© Авторы, 2011
© Институт горного дела УрО РАН, 2011

**Приветствуем гостей и участников
V Всероссийской молодежной научно-практической конференции
по проблемам недропользования**

Ежегодно, уже в течение пяти лет, Институт горного дела УрО РАН организует всероссийскую молодежную конференцию по проблемам недропользования, приуроченную к празднованию Дня науки. Пять лет это своего рода первый маленький юбилей, с которым мы поздравляем всех участников конференции.

За эти годы сформировалась команда молодых ученых — организаторов данного мероприятия, способствующая увеличению количества участников из различных регионов России и стран СНГ, обмену опытом и результатами фундаментальных и прикладных исследований. Конференция становится базой для всестороннего обсуждения проблем комплексного освоения недр Земли, формирующей у участников широкий кругозор и системный подход к решению проблем недропользования.

Расширение числа участников и тематики докладов приводит организаторов к мысли увеличить количество секций, добавив актуальные на сегодняшний день области исследований, такие как развитие минерально-сырьевой базы России и геоинформационное моделирование.

Проведение конференции на высоком уровне было бы невозможно без финансовой поддержки, поэтому организаторы благодарят Российский фонд фундаментальных исследований и Президиум Уральского отделения РАН за оказанное доверие и помощь.

Организационный комитет желает участникам конференции плодотворной работы, оживленных и интересных дискуссий, долгосрочного делового сотрудничества и удачи!

Оргкомитет

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 622.271.45:622.342

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
КОМПЛЕКСНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ
ПРИРОДНЫХ ПРОЦЕССОВ НА КОНЦЕНТРАЦИЮ
ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ
В ПРИПЛОТИКОВОЙ ОБЛАСТИ
ТЕХНОГЕННОЙ РОССЫПИ**

В.С. Алексеев

Техногенные россыпные месторождения, представленные преимущественно отвальным комплексом, являются весьма значительным резервом минерально-сырьевой базы благородных металлов. Только на территории Дальневосточного региона РФ объем вторичных россыпных образований превышает 5 млрд м³ горной массы с запасом драгоценных металлов несколько сотен тонн [1, 2]. Однако в массиве техногенных россыпей ценные компоненты находятся в хаотическом, рассеянном состоянии и добыча их связана со сплошной переработкой всего объема пород, что зачастую нерентабельно в связи со значительными материальными и финансовыми затратами. Поэтому проблема создания эффективного способа освоения техногенных россыпей с формированием продуктивного пласта песков, т. е. решение проблемы возобновляемости запасов, носит фундаментальный характер, весьма актуально и имеет большое народнохозяйственное значение [3].

Выполненные в ИГД ДВО РАН теоретические и экспериментальные исследования по выявлению закономерностей влияния на концентрацию ценных компонентов различных природных физических процессов (криогенные, гидродинамические, сейсмоакустические процессы) позволили на первом этапе приблизительно оценить степень влияния каждого из этих процессов на миграцию частиц металла в горной массе. Необходимо научно обосновать комплексное влияние этих процессов на эффективность внутриотвального обогащения. Это позволит создать рациональную технологию разработки техногенных россыпных месторождений при существенном уменьшении объемов переработки горной массы, вовлечь в эксплуатацию некондиционные ресурсы месторождений техногенного золота. Развитие теории и технологии формирова-

ния продуктивного пласта техногенного россыпного месторождения включает следующие задачи:

— выявление закономерности влияния числа циклов проморозки-протаивания (П-П) на параметры миграции ценных компонентов;

— определение зависимости параметров миграции ценных компонентов при комплексном воздействии фильтрационных потоков в аллювиальной горной массе и цикла проморозки-протаивания.

Решение поставленных задач осуществлялось комплексным методом, включающим в себя лабораторные исследования параметров технологических процессов, режимов работы технологического оборудования на созданной экспериментальной установке, анализ и обобщение полученных данных.

В ИГД ДВО РАН проведен лабораторный эксперимент по влиянию криогенных процессов на миграцию золота в аллювиальной горной массе, отличие которого от предыдущих экспериментов в том, что в качестве основного влияющего фактора рассматривалось количество циклов проморозки-протаивания горной массы.

Эксперимент проводился в следующей последовательности.

Порода, гранулометрический состав которой показан в табл. 1, слоем 10 см размещалась в сосуде цилиндрической формы. В каждый из пяти сосудов в поверхностном слое размещались частицы золота определенной крупности (табл. 2), после чего сосуд наполнялся водой так, чтобы порода оказалась полностью затопленной. Сосуды последовательно помещались в морозильную камеру, горная масса выдерживалась в течение 12 ч при

Таблица 1
Гранулометрический состав
исходного материала

Фракция, мм	Выход, %
(–20) — (+10)	10
(–10) — (+6)	10
(–6) — (+3)	15
(–3) — (+2)	10
(–2) — (+1)	12
(–1) — (+0,5)	17
(–0,5) — (+0,2)	6
(–0,2) — (+0,1)	10
–0,1	10
Итого	100

Таблица 2
Гранулометрический состав
ценного компонента

Фракция, мм	Масса, мг	Выход, %
(–1,5) — (+0,5)	70	43
(–0,5) — (+0,25)	50	30
(–0,25) — (+0,1)	30	18
–0,1	15	9
Итого	165	100

температуре -5° , затем в течение суток размораживалась при комнатной температуре. После проведения N циклов порода слоями толщиной 2 см извлекалась из сосудов. Для обеспечения наименьших потерь золота обогащение проводили в тяжелой жидкости, после чего частицы золота выбирались вручную под биноклем. Результаты миграции золота приведены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты экспериментальных исследований

Номер пробы	Число циклов П-П	Интервал, см	Распределение выделенного золота по классам крупности, мг				Итого
			-1,5 + 0,5	-0,5 + 0,25	-0,25 + 0,1	-0,1	
3-5	3	0—2	65,5	47,2	28	9,5	150,2
3-4		2—4	4,2	1,5	1,5	1,7	8,9
3-3		4—6		0,7	0,8	2	3,5
3-2		6—8	0,5	0,7	1,2	1,3	3,7
3-1		8—10	0,8	0,5	0,8	1	3,1
Получено золота из пробы			71	50,6	32,3	15,5	169,4
Введено золота в пробу			70,5	51	31,5	15	168
5-5	5	0—2	68,3	47,6	28,6	8,1	152,6
5-4		2—4	0,7	1,3	1,5	2,3	5,8
5-3		4—6	Нет	0,4	1	1,8	3,2
5-2		6—8	0,4	0,3	1,4	2,2	4,3
5-1		8—10	Нет	Нет	1	1,8	2,8
Получено золота из пробы			69,4	49,6	33,5	16,2	168,7
Введено золота в пробу			70	50	30	15	165
10-5	10	0—2	41,5	29	18,2	5,8	94,5
10-4		2—4	28,2	20,6	10	5	63,8
10-3		4—6	Нет	0,5	1,6	2,5	4,6
10-2		6—8	Нет	Нет	1,3	1,5	2,8
10-1		8—10	Нет	0,2	0,9	1,2	2,3
Получено золота из пробы			69,7	50,3	32	16	168
Введено золота в пробу			70	50,5	31	15	166,5
15-5	15	0—2	39,2	29,4	17	4,2	89,8
15-4		2—4	26,5	18,3	8,8	6,2	59,8
15-3		4—6	4,5	2,5	5	3	15
15-2		6—8	Нет	0,4	1	1,5	2,9
15-1		8—10	Нет	Нет	0,7	1	1,7
Получено золота из пробы			70,2	50,6	32,5	15,9	169,2
Введено золота в пробу			70	50	31	15	166

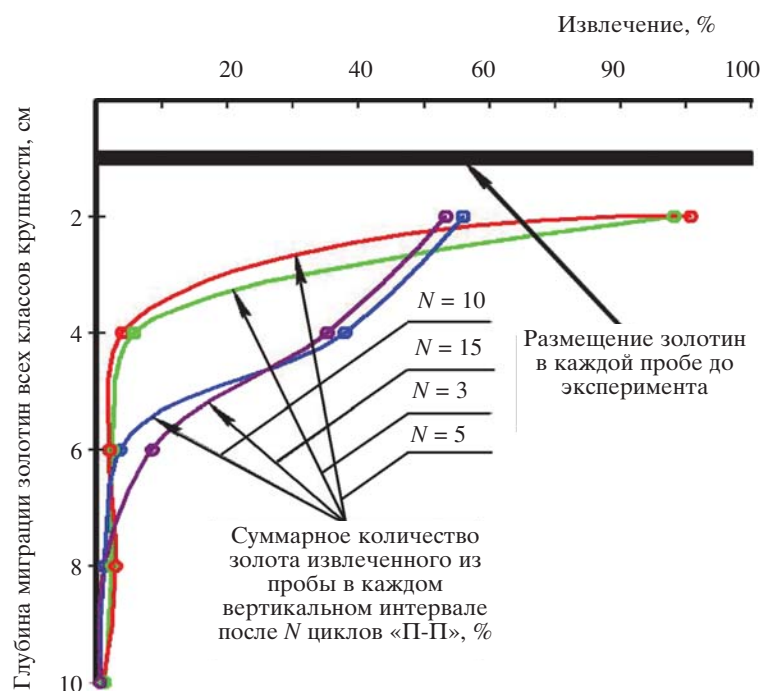


Рис. 1. Суммарное количество золота, извлеченного из проб при различном числе циклов П-П

На рис. 1 показаны графические зависимости извлечения золота из проб при различном числе циклов П-П. Кривая, характеризующая распределение золота по глубине после N циклов, смещается влево при увеличении N , т. е. чем больше циклов, тем золото более полно распределяется по мощности испытываемого образца.

Ранее проведенные экспериментальные исследования показали достаточно эффективное воздействие криогенных процессов и безнапорных потоков воды на миграцию ценных компонентов. Однако оставалось неизвестным, какое влияние на миграцию золота оказывают эти процессы в комплексе. Поэтому была поставлена задача: определить качественно-количественные параметры миграции золота при одновременном воздействии на горную массу безнапорных потоков воды и циклов проморозки-протаивания. Для ее решения проведено два эксперимента. В первом миграция

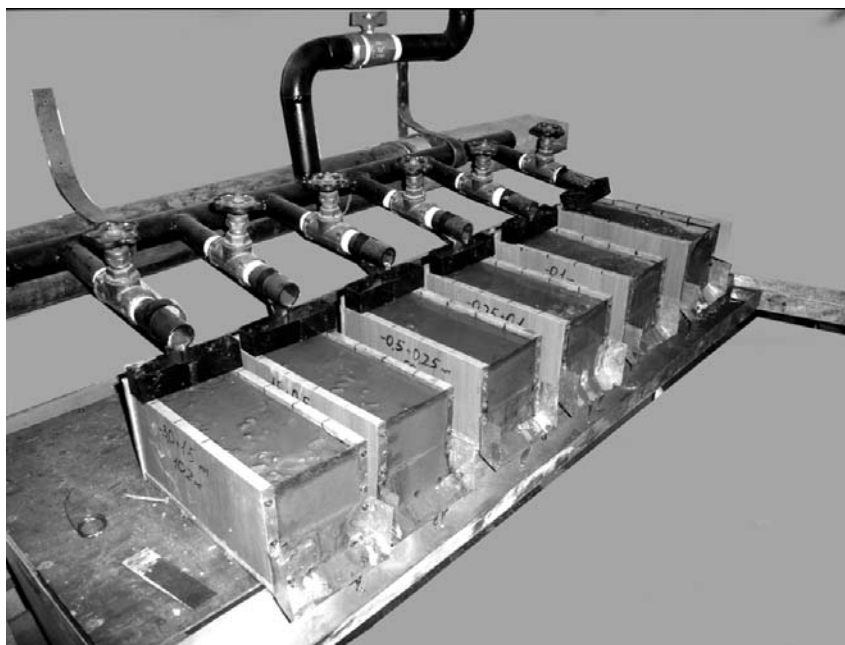


Рис. 2. Экспериментальная установка

золота осуществлялась под воздействием только безнапорных потоков воды, во втором — под воздействием безнапорных потоков воды и циклов П-П. Экспериментальная установка показана на рис. 2. Она включает 6 емкостей объемом $L \times H \times B = 25 \times 12 \times 10 = 3000 \text{ см}^3$. К каждой емкости подведен трубопровод с возможностью регулирования расхода воды краном. Слив технологической воды направлялся в емкость, в которой был обеспечен контроль заданного уровня воды.

Эксперимент проводился в следующей последовательности. В каждую из шести емкостей мощностью 10 см равномерно по длине помещалась горная масса (табл. 1). В каждую из пяти емкостей в левый верхний слой помещалось золото определенной крупности (табл. 4). В шестой емкости, предназначенной для выполнения эксперимента с циклами П-П, размещалось золото всех классов крупности (табл. 4). В ходе эксперимента горная масса, расположенная в шестой емкости, содержащей золото всех классов крупности, дважды под-

Таблица 4

Гранулометрический состав используемого в эксперименте золота

Фракция золота в эксперименте, мм	Безнапорный поток воды			Безнапорный поток воды + два цикла П-П		
	Номер емкости	Масса золота, мг	Выход, %	Номер емкости	Масса золота, мг	Выход, %
(-3,0) — (+1,5)	1	100,8	38	6	104,0	39
(-1,5) — (+0,5)	2	70,4	26		71,1	27
(-0,5) — (+0,25)	3	50,4	18		50,9	19
(-0,25) — (+0,1)	4	33,0	11		30,2	11
-0,1	5	17,4	6		23,7	5
Всего		272,0	100		279,0	100

вергалась проморозке-протаиванию. После оттаивания продолжалось воздействие на горную массу безнапорных потоков воды.

После проведения эксперимента горная масса слоями по 2 см и длиной 5 см вынималась из ящиков, после чего проводилось ее обогащение. Результаты показаны в табл. 5.

По экспериментальным данным методом регрессионного анализа получены уравнения зависимости содержания золота C от глубины миграции при воздействии на горную массу только безнапорных потоков воды (кривая 1, рис. 4) и совместно с двумя циклами П-П (кривые 2, рис. 4). Зависимость C от H при воздействии на горную массу безнапорного потока воды описывается уравнением

$$C = 109,17 \cdot 0,58^H.$$

Зависимость C от глубины H при воздействии на горную массу безнапорного потока воды совместно с двумя циклами П-П

$$C = 151,94 \cdot 10^{-0,48H}.$$

Из графика видно, что при комплексном воздействии внешних факторов на горную массу распределение золота по мощно-

Таблица 5

**Извлечение золота по слоям под воздействием безнапорных потоков воды (А)
и при дополнительном воздействии циклов П-П (Б)**

Номер слоя породы*	А					Б				
	Класс крупности золота, мм									
	(-3,0) — (+1,5)	(-1,5) — (+0,5)	(-0,5) — (+0,25)	(-0,25) — (+0,1)	—0,1	(-3,0) — (+1,5)	(-1,5) — (+0,5)	(-0,5) — (+0,25)	(-0,25) — (+0,1)	—0,1
	Номер емкости									
	1	2	3	4	5	6				
5-1	98,2	2,2	30,0	4,5	2,0	60,0	17,7	20,0	9,4	3,0
5-2	2,6	66,5	12,4	17,0	2,8	22,0	8,5	14,6	6,6	2,5
5-3	—	—	1,2	0,6	0,2	—	—	1,0	0,4	0,7
5-4	—	—	0,3	Ед. зн.	—	—	1,0	—	0,1	0,4
5-5	—	—	0,1		—	—	—	Ед. знак	0,2	
Итого	100,8	68,7	44,0	22,1	5,0	82,00	27,20	35,60	16,50	6,80
4-1	—	—	1,8	3,0	2,2	11,0	19,3	7,0	6,0	3,4
4-2	—	0,5	1,9	2,0	1,5	11,0	22,4	2,5	0,6	2,0
4-3	—	1,2	0,7	1,2	0,3	—	—	1,0	0,4	1,0
4-4	—	—	—	1,0	0,1	—	—	1 зн.	0,2	0,7
4-5	—	—	—	Ед. зн.	—	—	—	—	0,4	0,3
Итого	0,0	1,7	4,4		7,2	4,1	22,0	41,7	10,5	7,6
3-1	—	—	1,8	0,2	0,2	—	1,2	2,5	0,5	1,0
3-2	—	—	0,2	1,2	1,2	—	—	0,5	0,5	0,8
3-3	—	—	Ед. зн.	1,0	1,0	—	—	0,2	0,4	1,4
3-4	—	—	—	0,8	0,8	—	—	—	0,2	1,0
3-5	—	—	—	Ед. зн.	0,2	—	—	1 зн.	0,3	0,7
Итого			2,0		3,2	3,4		1,2	3,2	1,9
2-1	—	—	Ед. зн.	Ед. зн.	Ед. зн.	—	1,0	1,3	0,8	0,7
2-2	—	—	—		0,1	0,3	—	—	0,2	1,0
2-3	—	—	—	0,2	0,9	—	—	1 зн	0,5	0,5
2-4	—	—	—	0,2	0,7	—	—	0,1	0,2	0,4
2-5	—	—	—	Ед. зн.	0,5	—	—	—	Ед. знак	0,1
Итого			0,0		0,5	2,4		1,0	1,6	2,5
1-1	—	—	—	Ед. зн.	Ед. зн.	—	—	—	Ед. знак	0,1
1-2	—	—	—		Ед. зн.	Ед. зн.	—	—	—	0,3
1-3	—	—	—	Ед. зн.	0,7	—	—	—	0,7	0,6
1-4	—	—	—	Ед. зн.	1,0	—	—	—	0,3	0,4
1-5	—	—	—		0,8	—	—	—	—	0,4
Итого					2,5				1,7	1,9

* Расшифровка номера слоя породы в емкости показана на рис. 3.

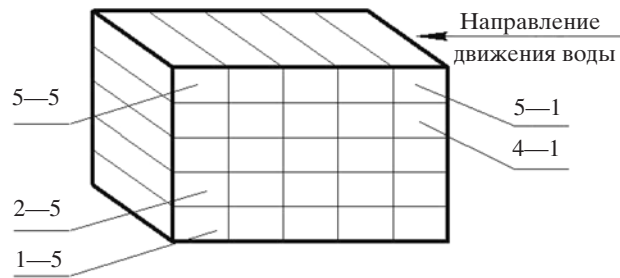


Рис. 3. Номера слоев в исследуемом образце породы

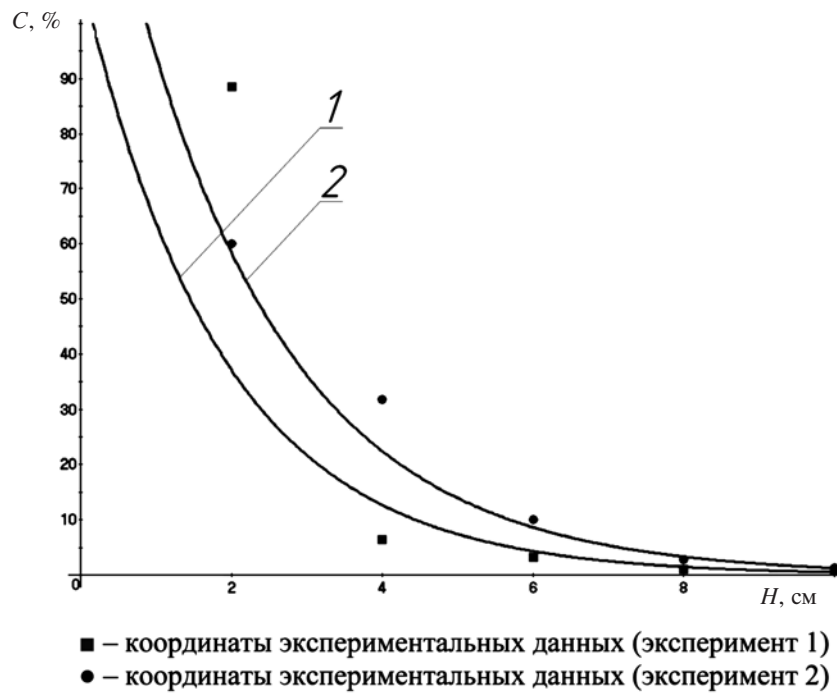


Рис. 4. Зависимость содержания золота C от глубины H горной массы при воздействии безнапорного потока воды (кривая 1) и при дополнительных циклах П-П (кривая 2):

$$1 - C = 109,17 \cdot 0,58^H; 2 - C = 151,94 \cdot 10^{-0,48H}$$

сти образца породы произошло наиболее эффективно (миграция золота в нижележащие слои выросла от 20 до 64,3 %).

Анализируя глубину миграции золота можно сделать вывод, что ее значение в вертикальном направлении увеличивается при комплексном воздействии на горную массу. Увеличение глубины миграции составило от 10 до 19,1 %.

На рис. 5 показано распределение содержания золота в породе по длине емкости. Видно, что при комплексном воздействии безнапорных потоков воды и циклов П-П на горную массу существенное влияние на миграцию золота в горизонтальной плоскости оказывает только энергия потока воды.

Установлено, что миграция частиц золота происходит более интенсивно при увеличении числа циклов П-П.

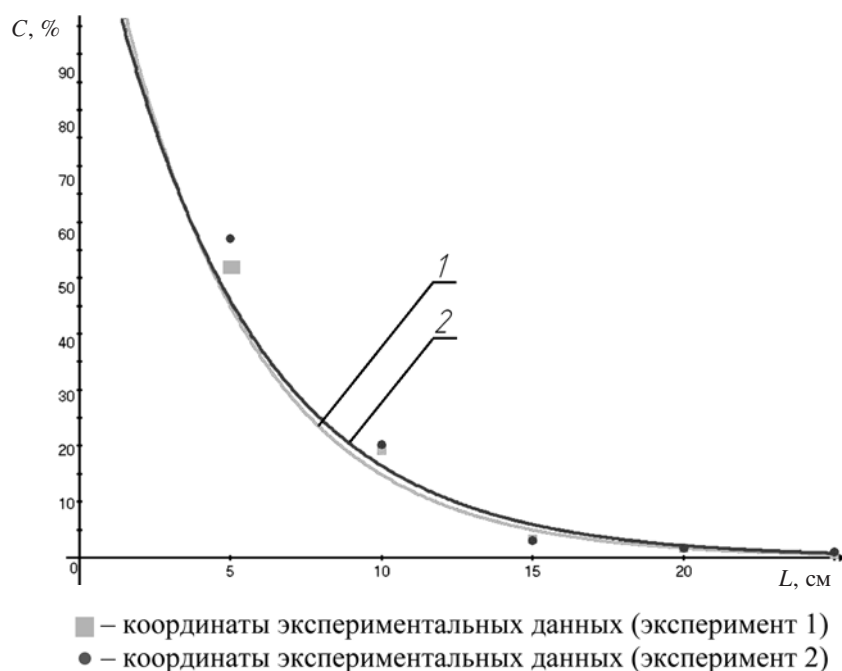


Рис. 5. Зависимость содержания золота C в зонах концентрации по протяженности отвала L при воздействии энергии безнапорного потока воды (кривая 1) и при дополнительном воздействии циклов П-П (кривая 2):

$$1 - C = 140,9 \cdot 0,8^L; 2 - C = 133,3 \cdot 0,81^L$$

На основе экспериментальных данных с помощью методов математической статистики получены аналитические зависимости изменения зон концентрации золота различного фракционного состава в модельной аллювиальной горной массе техногенных россыпных месторождений под воздействием энергии безнапорных потоков технологической воды и при дополнительном влиянии криогенных процессов (проморозка и протаивание) обводненной горной массы. Продолжительность эксперимента 25 суток, число циклов П-П два. Установлено, что при комплексном воздействии энергии безнапорных потоков воды и циклов П-П зона концентрации металла по глубине горной массы смещается вниз, увеличиваясь на 20 — 64 % в сравнении с воздействием только энергии водного потока, а также происходит ее перемещение и по длине отвала, причем преобладающее влияние здесь оказывает энергия безнапорного потока воды.

Литература

1. Беневольский Б.И. Сырьевая база золота России на пути развития — проблемы и перспективы / Б.И. Беневольский // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. — 2006. — № 2. — С. 8 — 14.
2. Проблемы добычи золота из россыпей Дальнего Востока на современном этапе / Ю.А. Мамаев и др. // Добыча золота. Проблемы и перспективы: сб. науч. тр. / ИГД ДВО РАН. — Хабаровск, 1997. — С. 13 — 23.
3. Патент 2327039 Российская Федерация. Способ разработки россыпей и технологический комплекс для его осуществления / Литвинцев В.С., Хрунина Н.П., Мамаев Ю.А., Алексеев В.С.; опубл. 20.06.08, Бюл. № 17.

УДК 622.831:621.67

ОБ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОМ БАЛАНСЕ В ОБРАЗЦАХ ГИПСА ПРИ ОБЪЕМНОМ НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ

Э.Г. Андонов

Одна из первостепенных задач горной геомеханики — определить энергетическое состояние земного и горного массива и его изменения под влиянием технико-технологических воздействий при подземной добыче полезных ископаемых. Для этого интересно первоначально установить энергетический баланс в мо-

делях под нагрузкой в лабораторных условиях. С такой целью были обработаны результаты испытания образцов разновидностей гипса Кошавского месторождения (северо-западная Болгария): мелко-, средне- и крупнокристаллического; чечевицеvidного; скорлупчатого и брекчиеvidного. Чем руководствовались при выборе? Ряд факторов подтверждает уникальность Кошавского месторождения по сравнению с другими в мире: глубина разработки гипсового пласта 224 — 385 м; коэффициент извлечения гипса k — до 24 %; пористость n — до 38 % и т. д. (рис. 1). Здесь неоднократно происходило разрушение целиков с полной потерей их устойчивости, обрушения массива вплоть до земной поверхности [1], в результате чего условия работы значительно усложнились. Правильная оценка ситуации требует дополнительного анализа ранее полученных данных. В связи с выполнением темы [5] интересные сведения предоставлены Й. Алексиевым и Г. Маневым.

Основные физико-механические свойства: объемная плотность ρ_n , специфическая плотность ρ_s , пористость n , естественное содержание воды W даны в табл. 1. Существенную роль играют условия нагружения в естественных условиях, содержание воды W , что подтверждают рис. 2, а также данные [3 — 7].

$$\sigma = 167,30 \cdot \exp(-1,83W) \quad (\sigma = 7 \div 17; W = 1,8 \div 5,2) \quad (1960 \text{ г.})$$

$$\sigma = 17,10 \cdot \exp(-0,91W) \quad (\sigma = 3 \div 13; W = 2,2 \div 4,8) \quad (1966 \text{ г.})$$

$$\sigma = 4,48 \cdot \exp(-0,30W) \quad (\sigma = 0 \div 12; W = 2,3 \div 4,5) \quad (1969 \text{ г.})$$

$$\sigma = 3,78 \cdot \exp(-0,27W) \quad (\sigma = 0 \div 14; W = 2,0 \div 3,6) \quad (1979 \text{ г.})$$

$$\sigma = 3,03 \cdot \exp(-0,22W) \quad (\sigma = 2 \div 18; W = 1,7 \div 2,3) \quad (1989 \text{ г.})$$

$$r = 0,98 - 0,99$$

$W, \%$	7	8	10	11,5	17,2
$\sigma, t = 0$	29,12	24,08	16,24	14	10,08
$W, \%$	3	4	5,5	10	13
$\sigma, t = 6$	26,88	21,28	16,8	14	12,32
$W, \%$	0,1	3,2	4,6	10	12
$\sigma, t = 10$	25,2	16,24	14,56	13,44	12,88
$W, \%$	0,1	3,5	6	8,5	14
$\sigma, t = 20$	20,16	14,56	12,88	12,32	11,2
$W, \%$	2	3	5	12	18
$\sigma, t = 30$	12,88	12,32	11,76	10,08	9,52

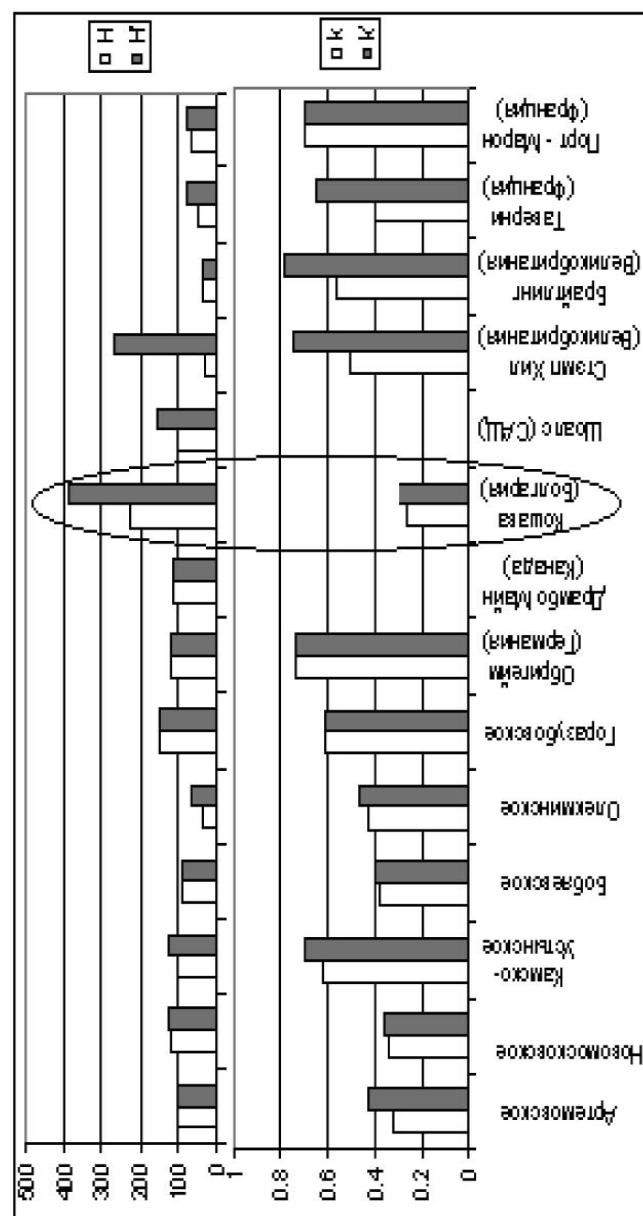


Рис. 1. Зависимость между глубиной разработки гипса $H_{\min-\max}$ и коэффициентом извлечения $k_{\min-\max}$ для некоторых месторождений в мире [8]

Рис. 2. Зависимость $\sigma = F(t, W)$ и стат. зависимость $\sigma = F(W)$ по годам

Из табл. 1 видно, что средняя пористость проб с № 47 по № 55 28,71 % (в интервале 20,6 — 38 %) более высокая, чем средняя пористость проб № 56 — 58. Первые взяты с обрушившегося участка, а вторые — с центральной части рудничного поля.

Скорости распространения акустических волн, определенные параллельно ($V_{p\parallel}$; $V_{s\parallel}$) и перпендикулярно ($V_{p\perp}$; $V_{s\perp}$) оси образцов; динамические коэффициенты Пуассона μ_d ($\mu_{d\parallel}$, $\mu_{d\perp}$) и модули упругости E_d ($E_{d\parallel}$, $E_{d\perp}$) приведены в табл. 2 для отдельной скважины (рис. 3).

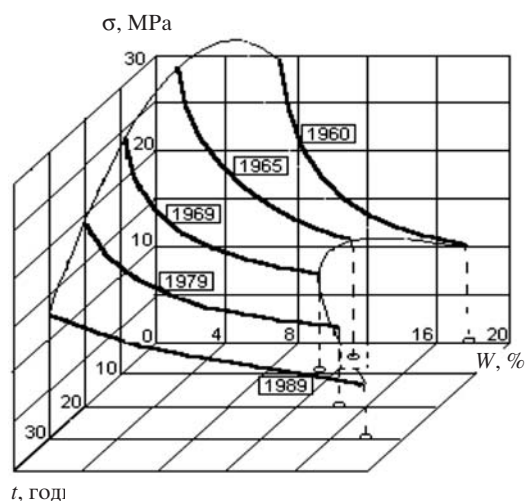


Таблица 1

Основные физико-механические свойства гипса

№ пробы	№ скважины	Глубина, м	W_a , %	ρ_n , г/см ³	ρ , г/см ³	n , %	Разновидность*
47	2488	10,4	17	2,23	2,41	21	гипс
48	2488А	18,6	19	2,21	2,86	35	гипс
49	2488Д	19,5	19	2,26	3,06	38	мсз гипс
50	2488Д	19,5	13	2,18	2,7	28,5	бр гипс
51	2488З	16,3	18	2,2	2,84	34	мкз гипс
52	2488К	16,8	18	2,27	2,62	26,6	мкз гипс
53	2488Л	16,5	19	2,25	2,38	20,6	мкз гипс
55	2488М	6	17	2,22	2,58	26	ск гипс
56	2496	13,3	18	2,25	2,49	23	гипс
57	2497	13,1	18	2,31	2,36	17	гипс
58	2498	6,7	17	2,22	2,5	24	гипс

* мсз — от мелко- до среднезернистого; бр — брекчиевидный гипс; мкз — от мелко- до крупнозернистого; ск — скорлупчатый.

Таблица 2

Скважина № 2488А, проба № 48

Глубина скважины, м	2,19	3,59	5,29	5,29	9	9,83	18,55
$V_{p\perp}$	4246	4200	3810	4146	4323	4043	3790
$V_{s\perp}$	2519	2393	2370	2559	2736	2599	2282
$V_{p\parallel}$	3694	4146	3622	3734	4008	4065	4008
$V_{s\parallel}$	1532	1636	1504	1665	1483	1567	1530
$\mu_{\perp}$	0,23	0,26	0,19	0,19	0,17	0,15	0,22
$\mu_{\parallel}$	0,4	0,41	0,4	0,38	0,42	0,41	0,42
$E_{d\perp}$, МПа	345	319	294	345	386	343	280
$E_{d\parallel}$, МПа	140	167	140	163	138	152	142

Как видно на рис. 4, соотношения между динамическими и статическими модулями $E_{d\parallel}/E_{ст}$ и $E_{d\perp}/E_{ст}$ могут быть выше 12, соотношения $\mu_{d\perp}/\mu_{ст}$ и $\mu_{d\parallel}/\mu_{ст}$ — выше 2 и 4 [2]. Главная причина — наличие микротрещин, пустот и пор в гипсе, которые при статичном нагружении частично закрываются и приводят к увеличению деформации структур и упругому последствию. Различие в физике процессов при динамическом (адиабатическом) и статическом (изотермическом) нагружении образцов выявляет различные состояния гипса. Это подтверждается и графиками зависимостей $E_{d\parallel}/E$ и $\mu_{d\parallel}/\mu$ от пористости n , % (рис. 5) для двух разновидностей гипса.

Графики на рис. 6 сравнили с данными для тех же скважин с «RQD-фактор» [9] и данными проведенного в рудничных услови-

ях γ — γ -каротажа. Установили хорошую сходимость результатов по трем методам. Предполагается, что характер установленных зависимостей принципиально аналогичен и для остальных участков рудничного поля.

Нагружение осуществлялось в трехосной камере типа БВ-21 (конструкция ВНИМИ, Санкт-Петербург). Испытания прово-

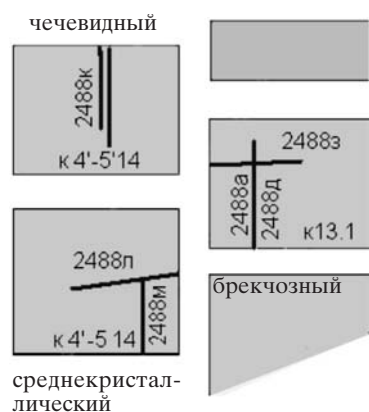


Рис. 3. Целики с пробуренными скважинами в плане северо-восточной части рудничного поля

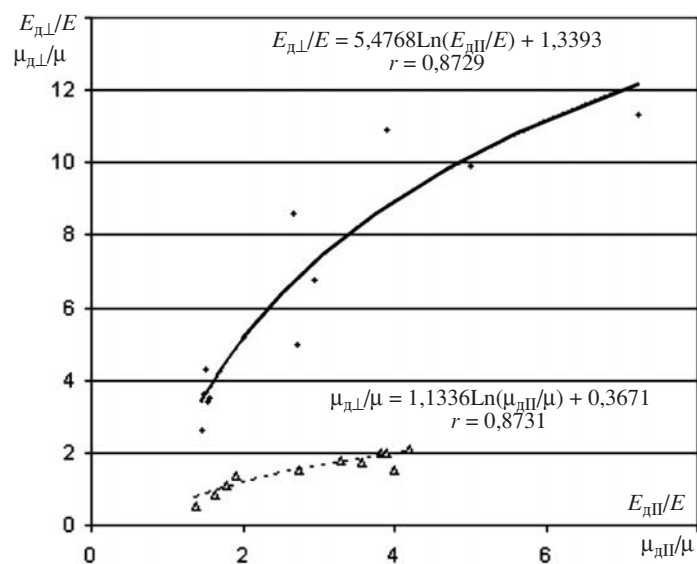


Рис. 4. Соотношения между динамическими и статическими модулями $E_{длII}/E$ и $E_{длI}/E$, и коэффициентами Пуассона $\mu_{длI}/\mu$ и $\mu_{длII}/\mu$

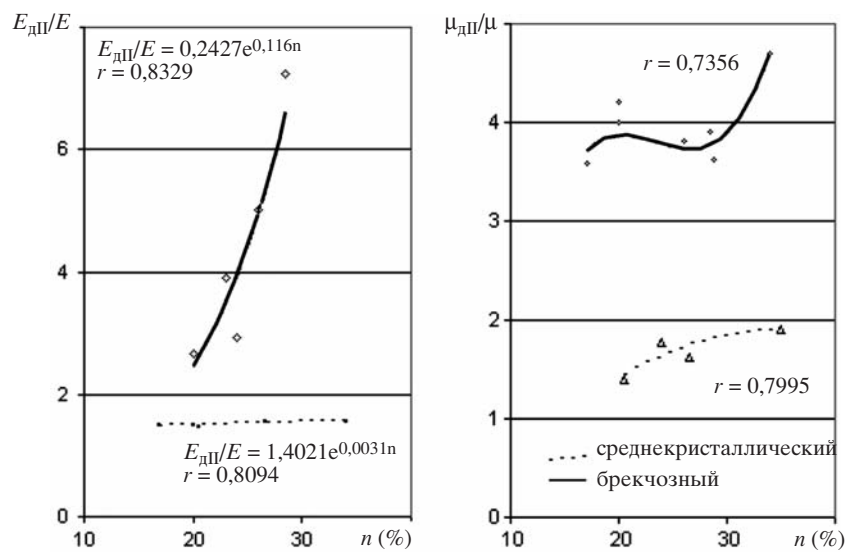


Рис. 5. Зависимость $E_{длII}/E$ и $\mu_{длII}/\mu$ от пористости n

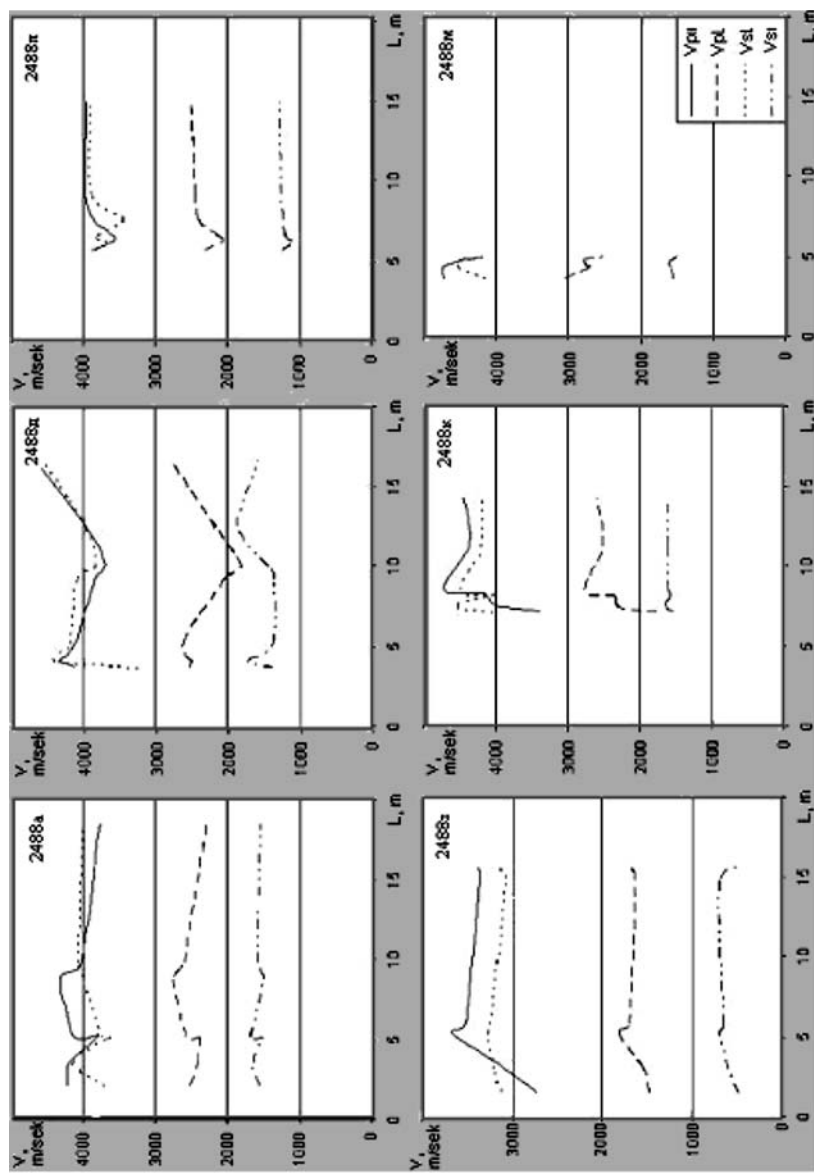


Рис. 6. Ультразвуковые показатели в глубине целиков и массива

дились по схеме Кармана ($\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$, т. е. при параметре Надаи — Лоде $\mu_\sigma = -1$). При этом $\sigma_1 = \gamma H$ соответствует исходному полю напряжения в массиве, учитывая вероятный коэффициент концентрации напряжения вокруг горной выработки $k = 2 \div 2,5$. Боковое давление ($\sigma_2 = \sigma_3$) задавалось от 0 до 12 МПа масляной помпой НСП-400. Тарировка измерительной аппаратуры допускала ошибку в результатах 0,5 %. Высота и диаметр образцов были 90 и 41 мм. Динамические деформационные свойства определяли ультразвуковой аппаратурой УК-10П.

Испытания проводились в недренированном и неконсолидированном состоянии, что наиболее точно моделирует условия в массиве при его вскрытии. Для исследования остаточных характеристик использован стационарный пресс, которым осуществлялось нагружение до 800 кН. Упругие параметры определены по кривой гистерезиса. Напряжения и деформации измеряли с помощью тензометрических датчиков с непрерывной записью на планшете двукоординатного потенциометра ПДП-4.

Определены следующие прочностные и деформационные характеристики: пиковая прочность; долговременная прочность; остаточная прочность; сцепление при пиковой C_p , долговременной C_d и остаточной C_o прочности; углы внутреннего трения при пиковой ϕ_p , долговременной ϕ_d и остаточной ϕ_o прочности; модули упругости E ; деформационный модуль E_d ; модули спада S ; относительные продольные ϵ_1 и поперечные ϵ_3 деформации; коэффициенты Пуассона μ ; коэффициент структурного ослабления $K_{стр}$, долговременная прочность K_∞ и набухание K_p .

Образцы доставлялись в хорошем состоянии, в надежной изоляции, что обеспечивает достоверность полученных результатов. Испытаниям подвергли 174 гипсовых образцов.

Нагружая тело, мы придаем ему какое-то количество кинетической энергии E_k . Тело реагирует в зависимости от: степени нагружения; времени, за которое произошло нагружение; собственных свойств. Оно изменяет свои размеры и форму. Разрушается при достижении пиковой прочности на сжатие. Наступают изменения его энергетического состояния. Частично или полностью (при идеально эластичном теле) освобождается энергия E_n .

На рис. 7 показан цилиндрический образец до и после одноосного сжатия, а на рис. 8 — схема для определения параметров деформирования при таком нагружении.

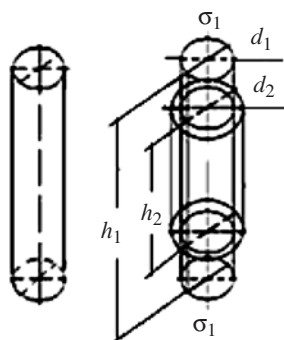


Рис. 7. Изменение формы и размеров образца при одноосном нагружении σ_1

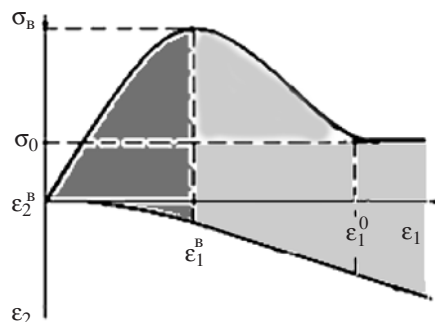


Рис. 8. Схема для определения параметров деформирования: прочность на сжатие σ ; разрушающая деформация ϵ_1^B ; граница остаточной прочности σ_0 ; деформация остаточной прочности ϵ_1^0 ; поперечная деформация при границе прочности ϵ_2^B

При нагружении единицы объема образца ему придается кинетическая энергия E_k , равная произведению

$$E_k = \epsilon_1 \cdot \sigma_1. \quad (1)$$

Нормальное напряжение σ_1 измеряется в Н/м^2 , а деформация $\epsilon_1 = (h_1 \times h_2)/h_1$ — безразмерная величина. В результате нагружения высота образца уменьшается, а диаметр увеличивается $\epsilon_2 = (d_2 - d_1)/d_1$, ($\epsilon_2/\epsilon_1 = \mu$), при этом освобождается часть энергии образца

$$E_k^0 = -2\mu\epsilon_1 \cdot \sigma_1. \quad (2)$$

По схеме количество энергии можно выразить через площадь зон: до достижения максимальной σ_B , предельной и остаточной σ_0 прочности. Не представляет труда по той же схеме определить изменение объемов в зонах по графикам (ϵ_1, ϵ_2).

Другими словами, при нагружении образцов на отдельных стадиях процессов возможно следить за их энергетическим состоянием.

На рис. 9 и 10 показаны некоторые результаты трехосных испытаний гипсовых образцов.

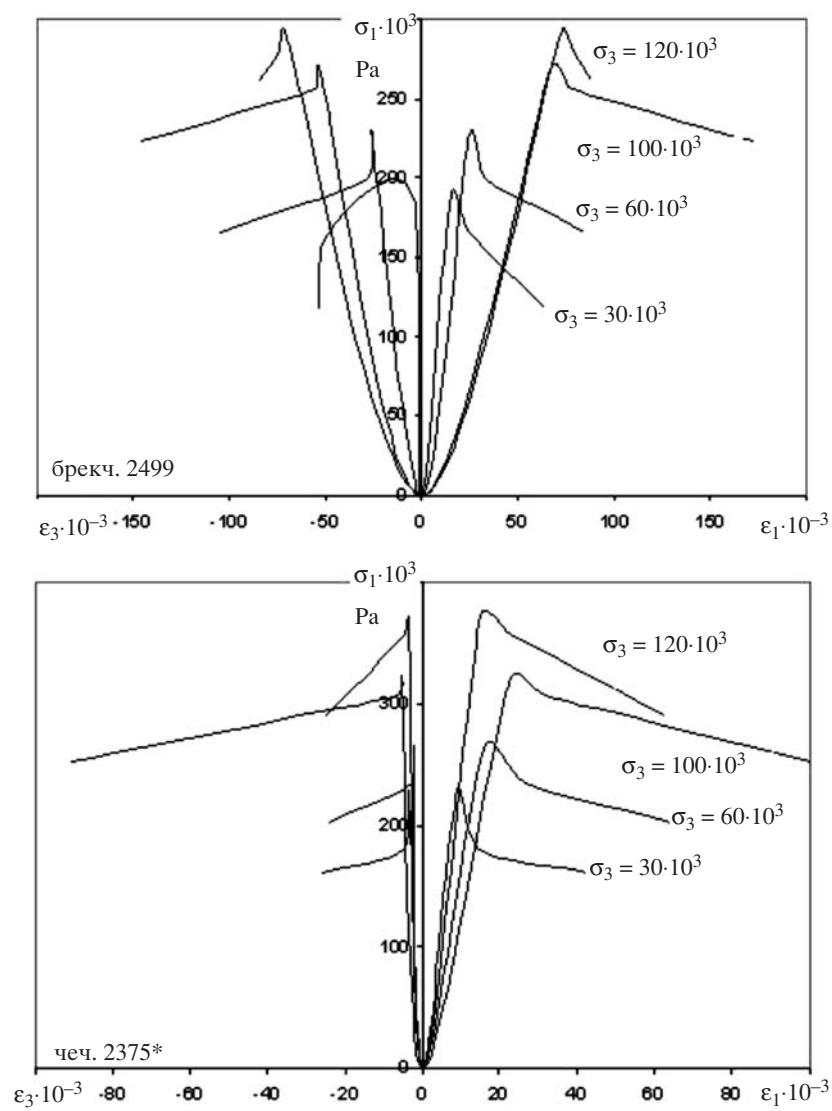


Рис. 9. Формы представления результатов испытания

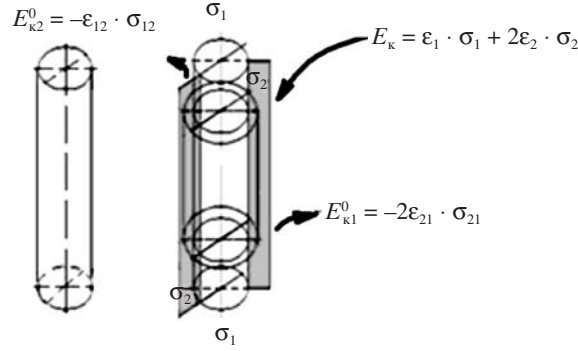


Рис. 10. Изменение формы и размеров образца при нагружении ($\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$)

Кинетическую энергию, передаваемую образцу при трехосном нагружении, возможно определить по принципу суперпозиции через напряжение и деформации

$$E_k = \epsilon_1 \sigma_1 + 2\epsilon_2 \sigma_2. \quad (3)$$

При поперечном расширении образца часть кинетической энергии освобождается:

$$E_{k1}^0 = -2\epsilon_{12} \sigma_{12}, E_{k2}^0 = -2\epsilon_{12} \sigma_{12}, E_k^0 = E_{k1}^0 + E_{k2}^0. \quad (4)$$

Если принять, что образцы изотропны, то можно записать:

$$\begin{aligned} E_{k1} &= -2\mu\epsilon_1\mu/(1-\mu)\sigma_1 = -2\mu^2(1-\mu)\epsilon_1\sigma_1, \\ E_{k2} &= -\mu\epsilon_2[\mu/(1-\mu)\sigma_2 = -2\mu^2(1-\mu)\epsilon_2\sigma_2], \\ E_k^0 &= -\mu^2(1-\mu)(2\epsilon_1\sigma_1 + \epsilon_2\sigma_2). \end{aligned} \quad (5)$$

Но образцы не изотропны. По разности передаваемой и освобождаемой кинетической энергии можно оценить разрушение структурных связей и накапливаемую в образце потенциальную энергию.

$$\begin{aligned} E_n &= E_k + E_k^0, \\ E_n &= \epsilon_1\sigma_1 + 2\epsilon_2\sigma_2 - \mu^2(1-\mu)(2\epsilon_1\sigma_1 + \epsilon_2\sigma_2), \\ E_n &= [1 - 2\mu^2(1-\mu)]\epsilon_1\sigma_1 + [2 - \mu^2(1-\mu)]\epsilon_2\sigma_2. \end{aligned} \quad (6)$$

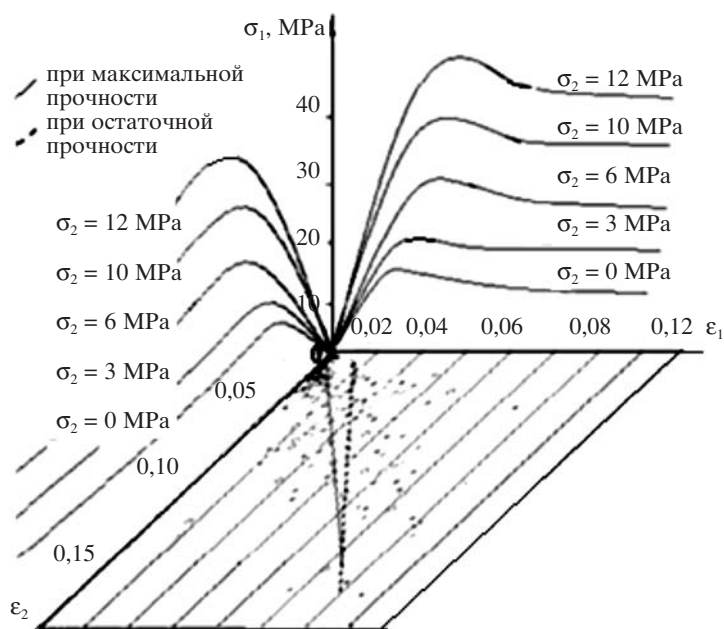


Рис. 11. Статистические графики кинетической энергии образцов при максимальной, долговременной и остаточной прочности

Для относительного изменения объема δ можно принять величину согласно выражению (7).

$$\delta = 2\varepsilon_2 + \varepsilon_2^2 - \varepsilon_1 - 2\varepsilon_1\varepsilon_2 - \varepsilon_1\varepsilon_2^2. \quad (7)$$

На основе статистической обработки данных построены зависимости $E_k = F(\delta)$ для пиковой, долговременной и остаточной прочности (рис. 11). Графики иллюстрируют обработку данных согласно выражениям (3) и (7). По полученным результатам при $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ выведены зависимости, позволяющие определять энергетическое состояние образцов. Отражена кинетическая энергия E_k при изменении единицы объема δ образцов.

Литература

1. Андонов Э.Г. Еще раз о просадках земной поверхности в районе деревни Кошава. Взаимодействие сооружений и оснований — методы расчета и инженерная практика / Э.Г. Андонов // Междунар. конф. по геотехнике, СПб., 26 — 28 мая 2005.

2. *Андонов Е.* Геомеханични проучвания (1988 — 1989) за Кошавското находище / Е. Андонов // Междунар. конф. по геомеханика, 2007, Несебър.
3. *Димитров В.* Доклад за резултатите от извършените геологопроучвателни работи на гипсово находище Кошава-Видинско, участък Югозапад-II, Геофонд II-1059 / В. Димитров. — София: ГПП, 1979.
4. Изследване якостните показатели на гипсовия пласт като комплекс от слоеве в ненарушен масив и в целиците с различен срок на съществуване, към тема 104 / Г. Манев и кол.: задача 3: докл. / Архив на Нипроруда, 1970 — 1974.
5. Изучаване състоянието и разработване на методика за контрол на напрегнатото и деформирано състояние на целиците и камерите в гипсово находище «Кошава» / Р. Парашкевов и др.: дог. 1118 / Архив на МГУ. — София, 1989.
6. *Пашов П.* Относно обективността и точността на определяне параметрите на камерно-стълбовата система в находище «Кошава» / П. Пашов // Рудодобив. — 1972. — № 6.
7. Доклад за детайлните геоложки проучвания на гипсовото находище при с. Сланотрън и с. Кошава, Видинско извършени през 1959 г.: допълнителна записка / С. Трашлиев и кол.; Геофонд на КГ, 1960.
8. *Усаченко Б.М.* Геомеханика подземной добычи гипса / Б.М. Усаченко. — Киев: Укр. АН, Наукова думка, 1985.
9. *Deere D.U.* Technical description of rock cores engineering purposes / D. U. Deere // Rock Mechanics and Engineering Geology. — 1963. — Vol. 1. — P. 18.

УДК 553.04:504.06

НОРМЫ ПРАВА ПО ЭКОЛОГИИ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ В БОЛГАРИИ

М.Б. Андонова

Недра являются одним из компонентов окружающей среды и невозобновляемых природных ресурсов, поэтому необходимо уделять им особое внимание.

На территории Болгарии существуют сотни активных центров добычи металлических и неметаллических полезных ископаемых, угля, строительных материалов, природных каменных материалов, нефти и газа. Месторождения полезных ископаемых тесно связаны с происхождением и составом пород основной морфологической структуры страны. По охране Земли и окружающей среды в стране создано несколько крупных учреждений.

Сегодня человечество сталкивается с проблемой борьбы с непредсказуемой и неконтролируемой опасностью геомеханических и геодинамических явлений. Со второй половины

XX века в области наук о Земле начат радикальный пересмотр взглядов на роль и место геомеханических и геодинамических факторов как фундаментальных и практических задач, связанных с использованием земли. Кроме того, использование недр — это не только переработка и транспортировка полезных ископаемых, но и часть огромной области человеческой деятельности, в которой скальный массив и его поверхность рассматриваются в качестве важнейшего геологического компонента.

В Болгарии в течение многих лет произошли десятки, а то и сотни чрезвычайных событий в горном массиве, для ликвидации последствий которых требовались большие средства. Имеются многочисленные примеры активизации современных геомеханических и геодинамических процессов. Две трети этих чрезвычайных ситуаций — техногенного характера.

Часто происходят оползни в шахтах и карьерах. В некоторых областях, где проводилась ликвидация горных предприятий, из-за риска запрещена сельскохозяйственная деятельность. При ликвидации шахт и рудников большая часть горных выработок заполнена водой, в результате чего происходят неконтролируемые процессы в горном массиве. Устойчивость склонов в глубоких карьерах является проблемой, связанной со строительством и добычей полезных ископаемых. Например, около 1000 оползней и обвалов в Болгарии влияют на площадь более 200000 га; известны случаи огромных оседаний земли. Часто происходят несчастные случаи и разрушительные явления в зданиях и сооружениях. Одной из форм, провоцирующих техногенные катастрофы, является активизация процессов, вызванных карстом, а карст охватывает примерно четверть территории страны. По-видимому, процессы поиска и разработки месторождений изменяют естественное напряженное состояние горного массива.

Вот почему особо важно правильно организовать и руководить работами по охране земных недр.

Закон о минеральных ресурсах (ЗМР)

Порядок надзора в отношении сохранения и экологически рационального использования недр и ресурсов подземных вод и природоохранной деятельности при поиске, разведке и добыче в Болгарии регулируется Законом об охране окружающей среды и Законом о минеральных ресурсах.

Сегодня поиск и разведка полезных ископаемых осуществляется на основании решения Совета министров о предоставлении разрешения и договора с компетентным министерством и подготовки проектов. Горные работы производятся после оформления договора согласно Закону об охране окружающей среды и ЗМР и после подготовки и согласования комплексных проектов по добыче и утилизации нарушенных земель на определенный период. В соответствии с законами предусматривается превентивный, текущий и ретроспективный экологический контроль. Превентивный контроль выражается в выдаче заключения по проекту в целом и по ежегодным техническим проектам поиска и разведки, добычи и первичной переработки полезных ископаемых, а также по проектам восстановления нарушенных участков, разработанным на основе Постановления № 26/02.10.1996 о рекультивации, улучшении качества или конфискации земель, восстановлении гумусового слоя.

За последние годы создаются сотни проектов по добыче полезных ископаемых, рекультивации нарушенных территорий; ежегодные рабочие проекты по добыче и дополнения к ним; комплексные и ежегодные проекты по поиску и разведке полезных ископаемых. Непрерывная оценка распространения, поиск и разведка полезных ископаемых и горных участков должны проводиться в соответствии с подготовленным и утвержденным планом работы. При проверках необходимо устанавливать соответствие инженерных проектов экологической охране земли. Возможны также внеплановые проверки по жалобам физических и юридических лиц. В случае необходимости составляются протоколы с учетом предписаний. В 2009 г. были проведены тысячи проверок объектов разведки и добычи, существующих карьеров и земельных участков, а также проведены проверки и по сигналам. Контролировалось соблюдение владельцами инженерных требований к разведке и добыче полезных ископаемых и инвесторами — соблюдение подготовленных проектов и лежащих в их основе мер по защите земли и окружающей среды.

Управление в области охраны и использования земли и рационального использования минеральных ресурсов осуществляется путем проверки: координации и соблюдения утвержденных рабочих проектов поиска, разведки и добычи минеральных ресурсов, охраны биоразнообразия, ликвидации предприятий; осуществления мер, предусмотренных в ежегодных проектах по сохранению и восстановлению окружающей среды и рационально-

му использованию минеральных ресурсов, охране месторождений полезных ископаемых от промышленного и иного строительства, осложняющих эксплуатацию и рациональное использование запасов; соблюдения требований по утилизации и хранению отходов, охране вод и окружающей среды (ОВОС); осуществления программ приведения деятельности объектов в соответствие с нормативной базой, не допуская разведки и добычных работ, не упомянутых в законе о недрах.

Управление недр и природных ресурсов

При Министерстве охраны окружающей среды и воды в Болгарии создан директорат по управлению недрами и минеральными ресурсами со следующими задачами:

- разрабатывать стратегию и программы развития геологической активности, защиты земли и рационального использования ресурсов подземных вод при разведке, добыче и первичной переработке; проекты нормативно-правовых актов в области геологии и охраны земли, оценки и баланса запасов месторождений минеральных ресурсов, программ и задач в области геологии и геоинформатики, финансируемых по государственному контракту;

- координировать и обеспечивать области поиска и разведки полезных ископаемых и мониторинга контрактов, деятельность Национального геологического фонда, Национального фонда хранилища специализированных баз данных, реестров и специализированных карт (кадастра), специализированные работы экспертной комиссии (СЭК) для рассмотрения и утверждения запасов и ресурсов оценки месторождений полезных ископаемых, устанавливать национальный баланс запасов месторождений полезных ископаемых, единый реестр и специализированные карты разрешения на поиск и разведку полезных ископаемых и реестр нововведений и специализированные карты месторождений полезных ископаемых;

- изучать и выдавать сертификаты депозитов открытий минеральных ресурсов в соответствии с положениями, совместно с региональным управлением инспекции недр и минеральных ресурсов высказывать мнение о координации всеобъемлющих и ежегодных технических проектов поиска, разведки, добычи и первичной переработки минеральных ресурсов, проектов по ликвидации и/или сохранению горно-геологических объектов, а

также определять поправки сверхнормативных потерь при добыче и первичной переработке полезных ископаемых, условия для расчета запасов месторождений полезных ископаемых, а также предложения по договору на добычу;

■ подготавливать заключения по предложениям, выдавать разрешения на разведку и разработку минеральных ресурсов, оценивать экологический ущерб в результате прошлых действий и/или упущений в области геологической разведки и добычи; отчеты по ОВОС; проекты мелиорации участков, нарушенных при поиске, добыче и первичной переработке минеральных ресурсов, охраны окружающей среды, анализ для горнодобывающей промышленности решений Совета министров, контрактов и договоров на добычу.

■ контролировать соблюдение охраны земли и окружающей среды — регулировать общие и ежегодные технические проекты и программы поиска, разведки, добычи и первичной переработки минеральных ресурсов, ликвидации, консервации и рекультивации.

В Национальном геологическом фонде министерства хранится информация, относящаяся к геологическим исследованиям, поиску, разведке и добыче полезных ископаемых на территории Болгарии, континентального шельфа и исключительной экономической зоне Черного моря. Геологическая информация в Болгарии — в собственности или совместной собственности государства и владельца разрешения на поиск и разведку или договор на добычу подземных богатств. После истечения срока разрешения или договора вся информация становится собственностью государства. Национальный геологический фонд Министерства охраны окружающей среды несет ответственность за сбор и хранение геологической информации в Болгарии. Часть этой информации публикуется. Национальный геологический фонд несет ответственность за предоставление в определенном порядке неопубликованной информации другим организациям.

Информация, связанная с первичной геологической информацией, региональными геологическими и гидрогеологическими исследованиями и разведкой минеральных ресурсов в пределах страны и на шельфе Черного моря, сохраняется в Национальном геофонде в течение 40 — 50 лет.

В специализированном регистре отражаются данные о поиске и разведке полезных ископаемых по всем выданным разрешениям в Республике Болгария, в том числе для континентального

шельфа. Полная необходимая информация предоставляется в министерство компетентными органами согласно ЗМР по официальным каналам в течение 7 дней с даты заключения контракта или внесения в него изменений.

В Регистре открытий содержатся данные о новоустановленных месторождениях, имя владельца, номер и дата выдачи сертификата, вид подземных богатств, количество акций и/или ресурсов, номер и дата протокола, количество утвержденных запасов, геологический доклад с подписями от Национального геологического фонда и другие данные.

В Национальный баланс запасов (НБЗ) полезных ископаемых введены месторождения, разведанные за счет государственных средств до 1999 г., когда вступил в силу Закон о полезных ископаемых. В баланс включены, кроме полей с запасами, доказанными бывшей Государственной комиссией по запасам, и те, которые находились в процессе разведки (с эксплуатационными запасами). Протоколы приемки запасов и средств, израсходованных на их доказательство, передаются горнодобывающим компаниям для использования и возмещения расходов по амортизации.

В соответствии с ЗМР недра являются исключительной собственностью государства. Их исследование проводится владельцами только по разрешениям. При положительных результатах исследования готовятся геологические отчеты оценки запасов и ресурсов и представляются на рассмотрение специализированного Комитета экспертов по запасам ископаемого топлива. Для каждого рассмотренного доклада составляется протокол, который описывает количество и качество сырья.

С 01.01.2002 Болгария со своим Direktoratом по управлению недрами и минеральными ресурсами в Министерстве охраны окружающей среды стала одной из первых стран Центральной и Восточной Европы, принятых членом в Организацию европейского союза геологических служб — EuroGeoSurveys.

Районные инспекции

Региональные инспекции по охране окружающей среды (РИ-ОС) управляют:

- охраной и защитой воздуха, воды и почвы; охраной и экологически рациональным использованием земли и природных ресурсов;

■ ведением административных мер в соответствии с Положениями о предотвращении и прекращении административных правонарушений и вредных последствий, подготовкой административных мер за нарушение Закона об охране окружающей среды и других нормативных актов в области охраны окружающей среды и водных ресурсов, участвуют в судебных процессах, связанных с деятельностью РИОС.

При выполнении информационных функций РИОС исследует и анализирует результаты измерений контрольных пунктов и предоставляет информацию о состоянии выполнения лабораторных работ, определяет интервалы для отбора проб и выполнения каждого измерения. Для каждого измерения составляется протокол.

РИОС осуществляет предупреждающий контроль по охране земных недр. Участвует в комиссиях по определению площадей для геологоразведочных и горнодобывающих объектов, включая комитет по изменению использования сельскохозяйственных земель и лесных угодий; а также комитет по экспроприации земли для поэтапного развития горных работ, разведки, добычи и первичной переработки минеральных ресурсов, рекультивации нарушенных земель от разведки, добычи и первичной переработки полезных ископаемых.

Есть много факторов, играющих большую роль в управлении окружающей средой. Некоторые из них находятся у власти. Однако роль бизнеса и гражданского общества имеет решающее значение. Эта взаимозависимость требует реализации согласованной политики и действий, которые в конечном счете приведут к эффективному управлению охраной земных недр.

В соответствии с усилиями международного сообщества Болгария взяла на себя обязательство участвовать в важнейших глобальных вопросах, связанных с охраной окружающей среды. Будучи участником соответствующих международных соглашений, она принимает эти обязательства серьезно и играет все более важную роль в решении глобальных экологических проблем.

Литература

1. Закон за опазване на околната среда, август 2006 г.
2. Развитие на конкурентоспособността на българската икономика, 2007 — 2013, Екологична оценка: оперативна програма.
3. Национална дългосрочна програма за насърчаване използването на възобновяеми енергийни източници, 2005 — 2015.
4. Национална стратегия за околната среда и План за действие, 2005 — 2014.

УДК 622.342:622.788.002.28

ПЕРЕРАБОТКА МЕДНОСУЛЬФИДНЫХ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Н.Ю. Антонинова, Ф.Ф. Борисков

Контактово-метасоматические (скарновые) месторождения железа (Высокогорское, Ново-Песчанское и т. д.) кроме магнетита содержат в рудах примесь сульфидов меди и железа, которые при обогащении переходят в сульфидсодержащие хвосты.

Возможность извлечения меди из руды Высокогорского месторождения (ВМ) рассматривалась еще в довоенный период (до 1941 г.). Лишь в 1996 г. была внедрена технология флотационного обогащения хвостов мокрой магнитной сепарации (ММС) ВМ, позволяющая рентабельно и экологически безопасно обогащать хвосты ММС. В 1997 г. было переработано 850 тыс. т отходов ММС с содержанием меди 0,29 % и получено 5,4 тыс. т медного концентрата с извлечением меди ϵ_{Cu} до 80 и массовой долей β_{Cu} — до 25,3 %. По аналогичной технологии перерабатываются хвосты Черемшанского хвостохранилища ВМ с ϵ_{Cu} до 65,3 и β_{Cu} — до 25,2 %. Хвосты флотации медьсодержащих сульфидов складываются в выемку Главного карьера ВМ [1].

Хвосты ММС железных руд ВМ содержат 0,018 % кобальта, который сконцентрирован в пирите (кобальт — пирит). Этот минерал не извлекается в самостоятельный продукт при существующей схеме обогащения. Развитие схемы обогащения путем включения в нее операции пиритной флотации обеспечит получение пиритного концентрата с содержанием кобальта ~ 0,4 % (табл. 1).

Экологическая безопасность производства Высокогорского ГОКа концентратов повышается также за счет удаления из хво-

Таблица 1

Результаты пиритной флотации хвостов

Продукты	Вход, %	Извлечение меди/кобальта, %	Содержание меди/кобальта, %
Медный концентрат	0,95	80,18/5,28	25,320/0,10
Пиритный концентрат	2,73	6,37/60,67	0,7/0,4
Отвальные хвосты	96,32	13,45/34,05	0,060/0,0064
Исходное сырье	100,00	100,00 /100, 00	0,300/0,018

стов ММС медьсодержащих сульфидов и кобальт-пирита, выброс которых в хвостохранилище снижается. Это приводит к уменьшению выноса в поверхностные и подземные воды продуктов окисления сульфидов: серной кислоты и сульфатов тяжелых металлов. Отвальные хвосты кобальтовой флотации можно также сбрасывать в Главный карьер ВМ.

В скарновых магнетитовых месторождениях наиболее ценные медьсодержащие сульфиды — концентраты меди и золота — распределяются неравномерно.

Повышенная концентрация меди $\sim 0,3 — 0,4$ % установлена в руде Ново-Песчанского месторождения.

При детальном изучении химического состава рудного тела в нем были выделены участки с массовой долей меди $\beta = 0,5$ % и небольшие блоки с $\beta = 0,7 \div 0,9$ %. Северо-Песчанская залежь в отличие от руд Ново-Песчанского месторождения содержит $0,07 — 0,14$ % меди.

При флотации железной руды Ново-Песчанского месторождения (одна операция) получен медный концентрат извлечением и содержанием меди соответственно $77,8$ и $18,5$ % (табл. 2).

Необходимость включения в схему обогащения межстадиального измельчения контрольных и перечистных операций флотации, предусматривающих повышение качества медного концентрата и извлечения в него меди, определяется технико-экономическим расчетом.

Железный концентрат из хвостов медной флотации руды Ново-Песчанского месторождения (НПМ) производится методом ММС.

Вторым вариантом повышения комплексности использования руды НПМ является проведение ММС перед флотационным извлечением меди — по схеме, принятой на ВМ с вовлечением в переработку хвостов ММС и получением, как отмечалось выше, пиритного концентрата.

Таблица 2

Результаты флотации меди из ново-песчанской железной руды

Продукты	Выход, %	Извлечение меди, %	Содержание меди, %
Медный концентрат	2,23	77,80	18,50
Хвосты	97,77	22,20	0,12
Магнетитовая руда	100,00	100,0	0,53

Дальнейшее повышение технико-экономических показателей переработки железных руд НПМ с примесью сульфидов является использование магнито-импульсной обработки (МИО).

Известные методы МИО характеризуются значительным разрывом временем между магнитным воздействием на сырье и последующим обогащением [2], [3]. В экспериментах с рудой Северо-Песчанского месторождения разрыв во времени между МИО и обогащением был сокращен до минимума, чтобы исключить релаксацию микротрещин [4], наведенных в сырье эффектами магнетизма: магнитострикционным, магнетокалорическим, Виллари и Эйнштейна — де Хааза [5].

Руда массой 0,1 кг с содержанием 0,14 % меди, подготовленная к ММС, обрабатывалась импульсами магнитного поля H напряженностью $8 \cdot 10^4$ А/м и флотировалась перед операцией ММС с получением Си-продукта, содержащего сульфиды, и магнетитовых хвостов. Результаты флотации показывают, что МИО сернистой магнетитовой руды повышает показатели флотации: извлечение меди в сульфидный Си-продукт повышается с 54,12 до 65,34, концентрация — с 0,42 до 0,69 %, т. е. МИО позволила получить из сырья с содержанием меди 0,14 % Си-продукт по качеству не уступающий кондиционной медной руде (табл. 3).

Необходимость включения в схему обогащения межстадиального измельчения, контрольных и перечистных операций флотации, предусматривающих повышение качества медного концентрата и извлечения в него меди, определяется технико-экономическим расчетом. Железный концентрат из хвостов

Таблица 3

Влияние магнито-импульсной обработки северо-песчанской магнетитовой руды на результаты флотации меди

H , А/м	Продукты	Выход, %	Извлечение меди, %	Содержание меди, %
0	Си-продукт	18,04	54,12	0,42
	Хвосты	81,96	45,88	0,08
	Руда	100,00	100,00	0,14
$8 \cdot 10^4$	Си-продукт	13,26	65,34	0,69
	Хвосты	86,64	34,66	0,06
	Руда	100,00	100,00	0,14

медной флотации руды Ново-Песчанского месторождения производится методом ММС.

Параметры магнитных импульсов, применяемых для МИО оптимизируются в соответствии с зависимостью:

$$H = I/2R, \quad (1)$$

где I — величина электрического тока; R — радиус кругового контура (витка катушки), м [6].

Расчет по (1) показывает, что $H = 8 \cdot 10^4$ А/м может быть получена при циркуляции $I = 10^4$ А в одном витке с $R = 0,0625$ м. Увеличение числа витков до n , позволяет снизить I в n раз и получить требуемую величину H . При использовании тока величиной до 10^4 А в процессах МИО руд можно применять тиристорный прерыватель для формирования магнитных импульсов [5].

Энергетические и денежные затраты на МИО медьсодержащей магнетитовой руды импульсами с $H = 8 \cdot 10^4$ А/м определяются следующим образом:

— импульс $t = 10^{-8}$ с формируется силой тока 10^4 А, напряжением 50 кВ с затратами электроэнергии E на один магнитный импульс:

$$E = 10^4 \text{ А} \cdot 5 \cdot 10^4 \text{ В} \cdot 10^{-8} \text{ с} = 5 \cdot \text{Вт} \cdot \text{с} = 1,4 \cdot 10^{-6} \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

$$(1 \text{ кВт} \cdot \text{ч} = 3,6 \cdot 10^6 \text{ Вт} \cdot \text{с});$$

— при воздействии 10^3 импульсов на 0,1 кг требуется $1,4 \cdot 10^{-3}$ кВт·ч электроэнергии, или 14 кВт·ч/т.

Экономический расчет операции получения Си-продукта:

— 1 т Си-продукта содержит 6,9 кг меди стоимостью 6,9 доллара при условной цене меди в руде 1000 долл/т;

— затраты энергии на МИО руды равны 14 кВт·ч/т, или 2,1 доллара при стоимости 1 кВт·ч, равной 0,15 доллара [7];

— экономический эффект (без учета капитальных затрат) операции МИО составляет: $6,9 - 2,1 = 4,8$ долл/т.

Литература

1. Переработка техногенных образований — эффективный путь реабилитации горнопромышленных территорий. — Екатеринбург: УрО РАН, 2000. — 72 с.
2. Zum Einfluß eines magnetischen Pulsfeldes auf die Festigkeitskennwerte von standardisierten Prüfkörpern / Spaček Frantisek u.a // Neue Bergbautechnik. — 1983. — Bd. 13. — № 9. — S. 521 — 523.

3. Гончаров С.А. Разупрочнение пород, содержащих минералы ферромагнетиков / С.А. Гончаров, В.П. Бруев // Горный информ.-аналит. бюл. — 2004. — № 8. — С. 325 — 340.
4. Об интенсификации измельчения сульфидных руд / Н.И. Елисеев и др. // Изв. вуз. Цветная металлургия. — 1982. — № 5. — С. 57 — 60.
5. Советский энциклопедический словарь / науч. ред. А.М. Прохоров. — М.: «Советская энциклопедия», 1981. — 1600 с.
6. Грабовский Р.И. Курс физики / Р.И. Грабовский. — М.: Изд-во Высшая школа, 1970. — 616 с.
7. Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горно-перерабатывающей индустрии России / В.А. Чантурия // Горный журнал. — 2007. — № 2. — С. 2 — 9.

УДК 622.271.326

РАЗРАБОТКА ОБВОДНЕННЫХ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЕЗ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОСУШЕНИЯ

А.С. Бобыльский

Топливо-энергетический комплекс Сибири, обладая значительными сырьевыми ресурсами и достаточно развитой производственной инфраструктурой, был и остается главной энергетической базой России. Ведущими учеными и специалистами обоснована целесообразность увеличения в ближайшие 10 — 15 лет доли угля в топливо-энергетическом балансе страны до 25 — 30 % против 15 — 17 %, сложившихся в последние годы [1]. В соответствии с «Энергетической стратегией России на период до 2020 года» добыча угля в стране должна быть доведена к 2020 г. до 400 — 430 млн т [2]. При этом преимущественное развитие будет иметь наиболее эффективный и безопасный открытый способ добычи угля и, прежде всего, в Кузнецком и Канско-Ачинском угольных бассейнах. Проблемы открытой разработки месторождений этих бассейнов достаточно широко рассматривались многими учеными и специалистами проектных организаций и производственными предприятиями. По итогам этих работ сформулированы и апробированы на практике основные решения по вскрытию месторождений и системами их разработки, технологиям ведения горных работ и технологическому оснащению горного производства. Вместе с тем, как показывает опыт, применение традиционных технологий и технических средств на

ряде месторождений оказывается недостаточно «эффективным» и, в частности, из-за недооценки при научном обосновании и проектировании специфики горно-геологических и горнотехнических условий.

В поисках альтернативных решений по разработке месторождений со специфическими горно-геологическими условиями в данной работе приводятся концептуальные основы предлагаемой авторами системы разработки обводненных угольных месторождений с пластами большой мощности.

Канско-Ачинский бурогольный бассейн, на базе которого формируется одноименный топливно-энергетический комплекс (КАТЭК), занимает площадь более 50 000 км² в границах Красноярского края и Кемеровской области. Геологические запасы угля оцениваются более чем в 600 млрд. т. Запасы угля основных месторождений бассейна, пригодных для открытой разработки, составляют 140 млрд. т. Угли бассейна пригодны не только для энергетики, выявлена возможность и экономическая целесообразность получения металлургического и обогащенного бытового топлива, жидких продуктов, а также использование в качестве сырья для химической промышленности. По приведенным затратам на добычу одной тонны условного топлива канско-ачинские угли являются самым дешевым топливом в стране.

В целом по бассейну выявлено 24 месторождения, из которых наибольшее промышленное значение имеют Березовское, Урюпское, Итатское, Барандатское, Боготольское и Назаровское (западная часть), Абанское и Ирша-Бородинское (восточная часть бассейна). Горно-геологические условия этих месторождений весьма благоприятны для добычи угля открытым способом:

- значительная мощность (от 5 — 15 до 60 — 90 м) и преимущественно пологое (1 — 8°) залегание пластов;

- сравнительно небольшая мощность и крепость основной массы вскрышных пород (мощность от 8 до 250 м при среднем коэффициенте вскрыши 0,8 — 2 м³/т, крепость 1 — 3 по шкале М.М. Протодяконова);

- большие запасы качественных углей (топливная способность 3100 — 3800 ккал/кг, зольность 7 — 12 %, содержание серы до 1 %).

В этих условиях представляется естественным стремление специалистов к применению на разрезах КАТЭК поточной технологии ведения горных работ. Использование на ведущих раз-

резах бассейна (Назаровский, Бородинский, Березовский-1) высокопроизводительной техники непрерывного действия показало ее высокую эффективность, в первую очередь, на добычных работах.

Вместе с тем, на рассматриваемых месторождениях выявлен ряд факторов, в значительной степени усложняющих ведение горных работ:

- наличие в основной массе слабо сцементированных вскрышных пород крепких прослоев и линз минерализованных алевролитов, аргиллитов и песчаников на известковом, кремнистом и железистом цементе с коэффициентом крепости до 13 — 14 по шкале М.М. Протоdjаконова, разработка которых требует предварительного их рыхления;

- сложные гидрогеологические условия месторождений с наличием до 3 — 4 водоносных горизонтов с напорными водами;

- склонность бурого угля всех месторождений бассейна к самовозгоранию.

Указанные факторы, безусловно, оказывают значительное влияние на выбор технологий и технических средств для разработки месторождений. В частности, наличие крепких включений сдерживает широкое применение на вскрышных работах высокопроизводительной техники непрерывного действия (роторных, цепных экскаваторов) и требуются значительные средства на осушение месторождений. В связи с этим на примере Урюпского месторождения — одного из наиболее обводненных — рассмотрим вариант разработки подобных залежей без предварительного их осушения и с использованием выработанного карьерного пространства для складирования вскрышных пород и организации технологического водоема.

Участок первоочередной отработки на Урюпском месторождении располагается в пойме реки Урюп (около 60 % всей площади), остальная часть приурочена к пойменной террасе. Пойма реки — заболоченная долина, изобилующая старицами и протоками. Предварительными проектными проработками предусматривается отвод р. Урюп за пределы карьерного поля [3]. Однако, даже в этом случае, по строению и литологическим особенностям продуктивной толщи, при ее отработке ожидаются значительные водопритoki в горные выработки.

На месторождении выявлено несколько водоносных горизонтов. В надугольных отложениях (первый водоносный гори-

зонт) выделено два горизонта — верхний и нижний. Верхний имеет неограниченное распространение на отдельных участках надпойменной террасы. Питают подземные воды главным образом атмосферные осадки. Верхний и нижний горизонты разделены толщей алевролитов мощностью от 30 до 70 м с линзами песчаников; гидравлической связи между ними не наблюдается, что подтверждает разница их пьезометрического уровня. Нижний надугольный водоносный горизонт распространен на большой площади и представлен обводненными прослоями песчаников мощностью от 0,5 до 20,0 м. Основное питание водоносный горизонт получает на выходах песчаников под наносы за счет фильтрации атмосферных осадков.

Второй водоносный горизонт приурочен к углям пласта Итатского и является наиболее мощным и выдержанным в пределах месторождения. Подземные воды этого горизонта относятся к пластово-трещинному типу. Основной поток горизонта формируется в пределах карьерного поля. Глубина залегания зеркала грунтовых вод от 0,5 — 2,0 м в пойме, до 27,0 — 55 м за пределами поймы.

Третий (подугольный) водоносный горизонт представлен мощной толщей слабосцементированных песчаников с линзами и невыдержанными по площади слоями алевролитов.

Обводненность угольного пласта Итатский определяется условиями его залегания, характеризующимися активным разуплотнением, значительной трещиноватостью, перекрытием на значительной площади обводненными песчано-галечниковыми отложениями, содержащими фунтовые воды, гидравлически связанные с поверхностными водами р. Урюп. Средний коэффициент фильтрации угольного водоносного горизонта составляет 37 м/сутки. Обводнению угольного пласта из подугольного водоносного горизонта препятствуют слабопроницаемые алевролиты.

Таким образом, при освоении Урюпского месторождения одним из определяющих факторов при выборе технологии его разработки, наряду с наличием во вскрышных породах крепких включений является повышенная обводненность продуктивной толщи.

С учетом опыта эксплуатации действующих разрезов бассейна (Назаровский, Ирша-Бородинский) и исследований, выполненных в процессе проектирования соседнего с Урюпским разреза «Березовский-1», наиболее эффективным способом осуше-

ния обводненных месторождений КАИЭК признан подземный с сооружением дренажных шахт и сети подземных выработок [4]. Это обусловлено, прежде всего, низкой водопроницаемостью вскрышных пород. В частности, коэффициент фильтрации надугольных песчаников Урюпского месторождения составляет 0,55 — 3,66 м/сутки. Схема дренажной шахты разреза Урюпский приведена на рисунке.

Следует отметить, что подземный способ осушения является и наиболее трудоемким и материалоемким. Так, для осушения поля I очереди разреза «Березовский-1» была сооружена дренажная система в составе: вертикального ствола диаметром 6 м и глубиной 120 м, дренажных штреков по угольному пласту по угольному пласту общей протяженностью 6600 м в объеме 88 тыс. куб. м, из которых пройдены горизонтальные и наклонные водопонижающие скважины общей длиной более 20 000 м [4]. При этом затраты на строительство системы имеют значительную долю в общей сметной стоимости разреза. Значительные эксплуатационные расходы требуются также на поддержание и проходку дополнительных горных выработок. Опыт эксплуатации этой капиталоемкой системы свидетельствует о том, что, обеспечивая удовлетворительные результаты осушения угольного пласта, она оказалась недостаточно эффективной для осушения вскрышной толщи. Это, в свою очередь, усложняет ведение горных работ и эксплуатацию горнотранспортного оборудования (налипание и намерзание пород на рабочие органы, просадка грунта под механизмами).

Исходя из этого для Урюпского и других обводненных месторождений КАТЭК предлагается технология разработки без проведения масштабных мероприятий по осушению массива горных пород с организацией в выработанном карьерном пространстве технологического водоема и подтоплением части угольного пласта. Принципиальная схема предлагаемого варианта разработки Урюпского месторождения приведена на рисунке. С учетом сложности разработки массива вскрышных пород с твердыми включениями техникой непрерывного действия в данном варианте отработка вскрышных уступов предусматривается гидромеханизированным способом со складированием вскрышных пород в гидроотвале, размещаемом в выработанном пространстве разреза. Для повышения производительности и надежности технологической схемы перед гидромеханизированной выемкой вскрышных пород предусматривается их предварительное рых-

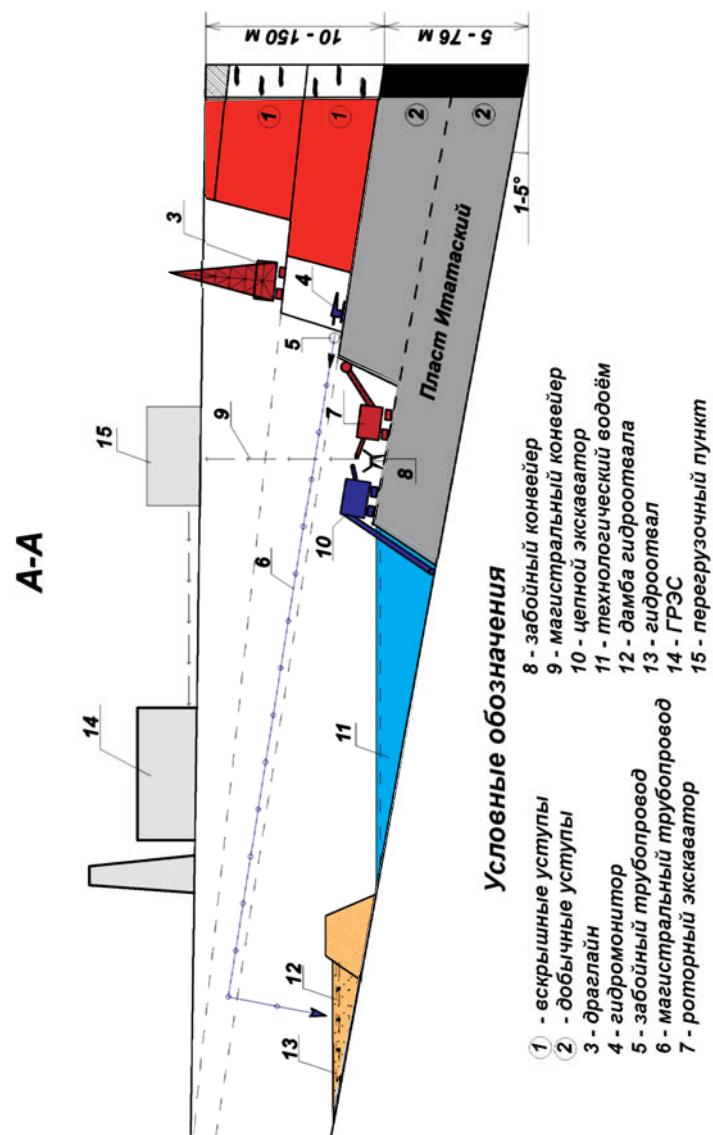


Рис. Принципиальная схема разработки Урюпского месторождения

ление экскаватором-драглайном с селективной выемкой или оконтуриванием крепких породных включений.

Отработка верхнего угольного уступа высотой порядка 30 — 35 м предполагается по традиционной схеме роторными экскаваторами в комплексе с ленточными конвейерами, а нижнего (подтопленного) — цепными экскаваторами с нижним черпанием. Выемка угля на нижнем уступе может производиться сезонно или круглогодично (с проведением, при необходимости, специальных мероприятий в зимнее время). В данном случае высота добычных уступов принята равной 30 — 35 м, однако, при реальном планировании добычи угля она может меняться в зависимости от принятого режима горных работ (сезонный или круглогодичный), потребности угля на ГРЭС и внешних потребителей, необходимого уровня и объема технологического водоема. Наличие технологического водоема создает благоприятные условия для применения на вскрышных породах средств гидромеханизации и размещения в выработанном карьерном пространстве породного гидроотвала. Кроме того, в случае размещения на борту разреза электростанции с угольной генерацией, как это предусматривалось программой формирования КАТЭК [5], технологический водоем может использоваться в качестве пруда-охладителя без сооружения аналогичного самостоятельного гидротехнического объекта с соответствующей экономией денежных средств и земельных площадей, снижением техногенной нагрузки на окружающую природную среду.

Литература

1. Об основных направлениях государственной политики развития угольной отрасли и повышения конкурентоспособности ее продукции на внутреннем и внешнем рынках: доклад государственного Совета РФ // Уголь. — 2002. — № 10.
2. Энергетическая стратегия России на период до 2020 г. — М., 2003.
3. Техничко-экономическое обоснование строительства разреза «Урюпский» ПО «Красноярскуголь» / Сибгирошахт. — Красноярск, 1985.
4. Пересмотр технического проекта разреза «Березовский-1» ПО «Красноярскуголь» (I очередь строительства разреза). — Т. III А, кн. 2. Дренаж и водоотлив / Сибгирошахт. — Красноярск, 1986.
5. О разворачивании работ по созданию Канско-Ачинского топливно-энергетического комплекса: постановление Совета министров СССР от 16.03.79 г., № 248.

УДК 622.272

**ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ
ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ ЯКУТСКИХ
КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК В СЛОЖНЫХ
ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

Э.И. Богуславский, М.Н. Андреев

Кимберлитовые трубки Якутии уникальны по сложности разработки: суровый резко континентальный климат (зимой температура достигает -60°C , летом $+40^{\circ}\text{C}$, частые и резкие перепады температуры до 20°C в течение суток); мощная толща многолетней мерзлоты — глубина до 700 метров; высокоминерализованные, химически агрессивные подземные воды, содержащие сероводород; нефте- и газовыделения во вмещающих породах. С подобным комплексом проблем опыта разработки месторождений мировая теория и практика горного дела не имеют. В настоящее время за счет интенсивной отработки кимберлитовых месторождений открытым способом карьеры достигли критической глубины. В этих условиях дальнейшая эксплуатация залежи становится экономически нецелесообразной и технически небезопасной.

На современном этапе освоения алмазных месторождений, когда из недр извлечена большая часть легкодоступных и наиболее богатых запасов, главная задача состоит в том, чтобы быстрыми темпами вскрыть глубокозалегающие запасы трубок «Мир», «Айхал», «Удачная», «Ботубинская» и обеспечить отработку подкарьерных запасов подземным способом. Выполнение задачи затрудняет отсутствие практики и мирового опыта ведения подземных работ на алмазоносных месторождениях в условиях Севера. Несвоевременный переход на подземную отработку приведет к разрыву в ведении горных работ после завершения открытой отработки и, как следствие, к резкому сокращению объемов добычи алмазов. В настоящее время на месторождениях «Мир» и «Айхал» завершены открытые горные работы на глубинах 320 и 525 м, соответственно. Особенностью переходного периода на месторождении «Мир» является то, что карьером вскрывают мощный напорный горизонт подземных вод, содержащих газы и сероводород. Поэтому без проведения специальных мероприятий может произойти затопление карьера. Трубка «Интернациональная» разработана до глубины 286 м без

вскрытия водоносного горизонта, и в этом районе еще предстоит решить эту проблему, попытка и представлена в настоящей работе.

В отечественной практике при переходе от открытого на подземный способ отработки крутопадающих месторождений применяются в основном два класса систем разработки: выемка подкарьерных запасов месторождений системами с массовым обрушением руды и вмещающих пород; выемка системами с закладкой с оставлением безопасного рудного целика под дном карьера, который погашается системой подэтажного обрушения, или с закладкой при возведении [1] бетонной потолочины. Необходимо изыскание новых технологических и технических решений для полной отработки подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений, обеспечивающих минимальные потери и разубоживание ценного полезного ископаемого. Примеры подземной отработки кимберлитов, близкие к условиям якутских месторождений, к сожалению, отсутствуют [2].

Кимберлитовые трубки «Мир» и «Интернациональная» пересекают мощный (до 200 м) водоносный горизонт, содержащий агрессивные хлоридно-натриевые рассолы с растворенным сероводородом. Углубление горных работ на карьерах после вскрытия подземных водоносных комплексов происходит в условиях интенсивного подтопления нижних горизонтов токсичными и агрессивными по отношению к металлам рассолами. Переход на подземную отработку этих месторождений под водоносным слоем с повышенной обводненностью не позволяет вести работы системами с обрушением руды и вмещающих пород. Кроме того, необходимо создавать барьерный целик между водоносным слоем и первым подземным горизонтом. В таких условиях подземную отработку первой очереди следует вести с закладкой выработанного пространства и без применения крупномасштабных массовых взрывов, чтобы избежать прорыва воды из водоносного горизонта в горные выработки. Неуправляемый транзит воды с поверхности через обрушенные породы или отбитую руду в районе ведения очистных работ создает опасность аварийных (не исключается — катастрофических) прорывов воды и водонасыщенных глин.

Гидрогеологические условия месторождения трубки «Интернациональная» классифицируются как весьма сложные вследствие наличия мощного подмерзлотного метегеро-ичерского водоносного комплекса трещино-пластовых вод. Он характеризуется значительными водопритоками, высокими гидростатическими

напорами и содержанием минерализованных токсичных вод. Абсолютные отметки подошвы горизонта, по данным разведочных скважин изменяются от –105 до –160 м, мощность 145 — 190 м, напор над кровлей горизонта 185 — 215 м.

По химическому составу воды комплекса представляют собой хлоридно-натриевые рассолы с минерализацией от 35 до 294 г/л. Из микрокомпонентов в рассолах присутствуют в незначительных для такой минерализации количествах бром (не более 60 мг/л), калий (170 мг/л), стронций (до 40 мг/л). Содержание сероводорода в рассолах колеблется от 15 до 137 мг/л. Сероводородные воды являются агрессивными по отношению к бетону и металлу: $pH = 3,7 \div 5,6$.

К слабопроницаемым относится большая часть разреза чарской и олекминской свит. Тем не менее в их отложениях, по данным геофизических исследований, выделен ряд интервалов с коллекторными свойствами.

В настоящий момент уже ведутся подземные горные работы под водоносным горизонтом на кимберлитовой трубке «Интернациональная» (рис. 1); работы ведутся открытым и

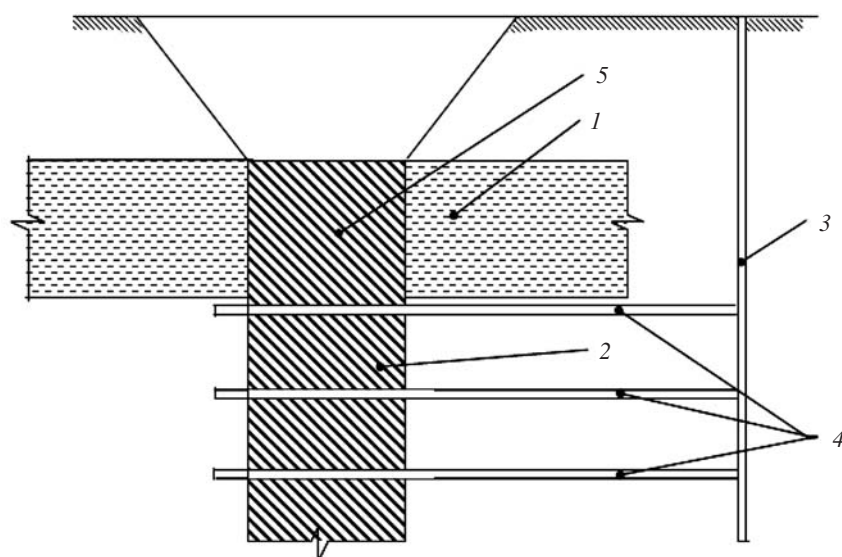


Рис. 1. Схема вскрытия рудника «Интернациональный»:
1 — водоносный горизонт; 2 — рудное тело; 3 — стволы; 4 — квершлагги; 5 — оставляемый по принятому проекту предохранительный целик

подземным способами параллельно. Рудное тело представлено трубкой овальной формы, выполненной алмазосодержащими кимберлитовыми породами. Они однообразны по составу и состоят на 93 % из порфировых кимберлитов и автолитовых кимберлитовых брекчий с неравномерно распределенными среди них столбами неизменных кимберлитов массивной текстуры (7 %).

Кимберлитовая руда характеризуется значительной степенью трещиноватости и прочностью 2 — 4 по шкале Протодяконова. Нефтегазопроявления на месторождении во вмещающих породах прослежены до глубины 1200 м [3]. На руднике применяется слоевая система разработки с твердеющей закладкой и комбайновой выемкой слоев тупиковыми заходками по камерно-целиковой схеме в восходящем или нисходящем порядке. Параметры заходов принимаются в пределах: ширина 5,1 — 5,4 м, высота 4,0 — 4,75 м [4].

Очистная выемка заключается в последовательной отработке выемочных лент (камер) на слое с оставлением целика между отработанными лентами (камерами) не менее чем в две ширины ленты. Слои отрабатываются полностью без оставления рудных целиков. Очистные работы ведутся четырьмя добычными комплексами: комбайн (АМ75 или АНМ105, выпускаемые фирмой «Альпине — Вестфалия», ФРГ) и погрузо-доставочная машина EST-6C (или TORO-400). Максимальное расстояние доставки руды до участкового рудоспуска не превышает 150 м [5].

Однако данная технология из-за сложной гидрогеологической ситуации (см. рис. 1) не дает возможности отработать запасы руды без потерь. Кроме того, у дна отработанного карьера горный массив разрушен массовыми взрывами. Поэтому при выемке последнего верхнего слоя неизбежно произойдет гидравлическая связь подземных горных выработок с выработанным пространством карьера. К основным недостаткам данной системы разработки дополнительно следует отнести низкую интенсивность отработки запасов и повышенную опасность работ, связанную с пребыванием горнорабочих непосредственно в очистном забое.

Целесообразно создать единый проект разработки подкарьерных запасов открытым и подземным способами, технологически и организационно взаимосвязанными между собой в рациональную систему, обеспечивающую эффективное ее

применение. При этом необходимо формировать общие схемы вскрытия и подготовки запасов, совместные решения вопросов геомеханики, вентиляции, водоотлива, транспортирования горной массы. Решению этой проблемы может послужить предлагаемая авторами технология разработки обводненных подкарьерных запасов алмазоносных месторождений (рис. 2). Сущность технологии отработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок заключается в следующем. Месторождение отрабатывается одновременно открытым и подземным способами. При этом после отработки карьера до максимальной глубины на дне карьера 1 с помощью бетонной закладки и изолирующей пленки формируется герметичная подушка 11, после чего ведется отсыпка дна карьера вскрышными породами. Рудное тело вскрывается вертикальными стволами и квершлагами, разделяется на этажи при проведении откаточных штреков 5. По центру рудного тела проходится автоуклон 10, служащий для транспортирования горного оборудования. Для подачи закладки в отработанные очистные заходки 3 в верхней части блока проходится вентиляционно-закладочный штрек 2. С помощью проходческого комбайна отрабатываются кольцевой участок на контуре рудного тела и часть рудного массива вкрест трубки, которые заполняются бетонной закладкой, формируя тем самым искусственный барьерный 4 и упрочняющий 12 целики, после их создания начинается отработка камер снизу вверх слоевой системой разработки с твердеющей закладкой.

После проведения подготовительных и нарезных работ начинается очистная выемка руды в камерах с помощью очистного комбайна и самоходной доставочной техники. Отбитая комбайном руда из очистной заходки по рудному заезду 6 доставляется самоходным вагоном до рудоспуска 8. При этом отработка очистных заходов ведется по чередующемуся порядку. Отработанная очистная заходка закрывается с двух сторон перемычками и заливается твердеющей закладкой по закладочным скважинам 13. После отработки всех очистных заходов 3 в слое горное оборудование транспортируется по автоуклону 10 на следующий слой, где очистной цикл повторяется.

Для создания искусственного барьерного целика по контуру кимберлитовой трубки предложен состав закладочной смеси, препятствующий проникновению воды и отравляющих веществ из подземного водоносного горизонта, проведены лабораторные

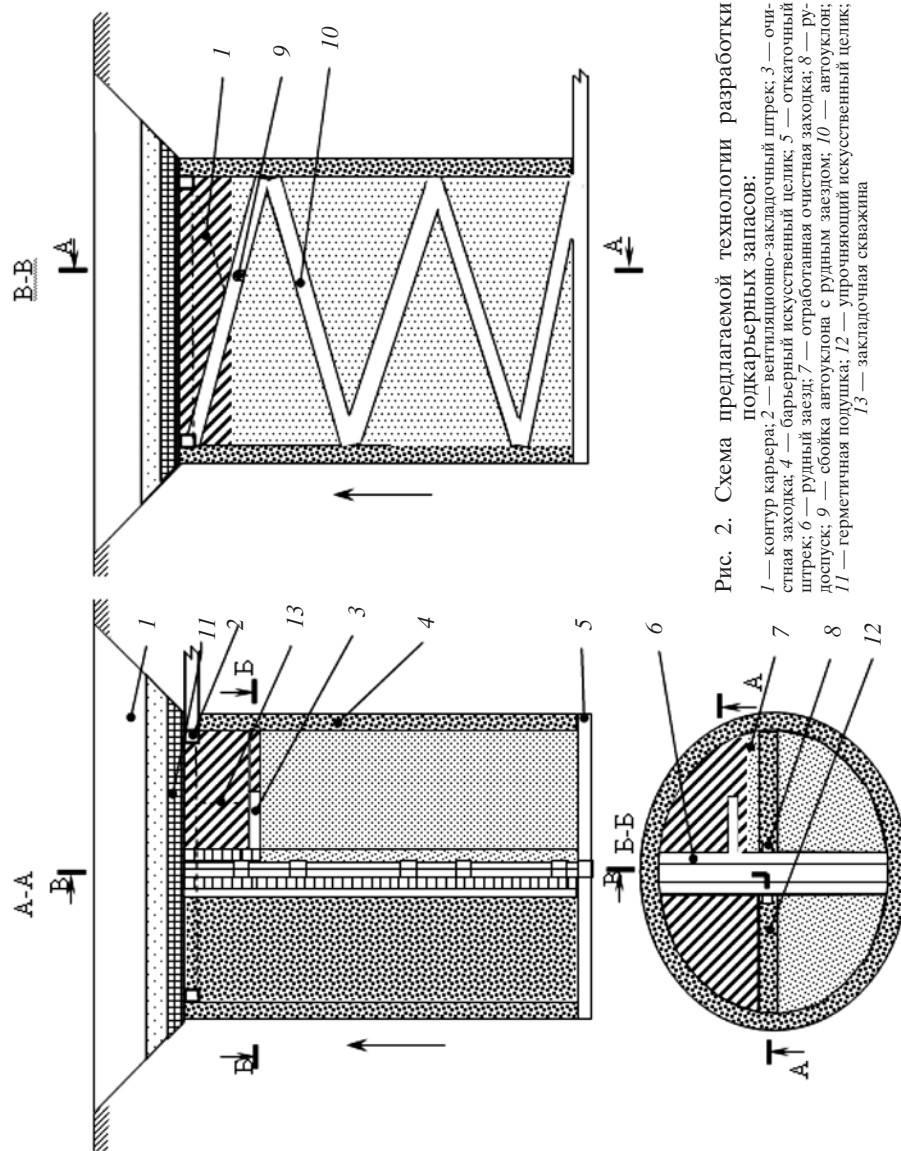


Рис. 2. Схема предлагаемой технологии разработки подкарьерных запасов:

1 — контур карьера; 2 — вентиляционно-закладочный штрек; 3 — очистная заходка; 4 — барьерный искусственный целик; 5 — откаточный штрек; 6 — рудный азед; 7 — отработанный очистная заходка; 8 — рудодоспуск; 9 — сбойка автоуклона с рудным азедом; 10 — автоуклон; 11 — герметичная подушка; 12 — упрочняющий искусственный целик; 13 — закладочная скважина

Результаты экспериментальных работ по оценке влияния добавки ЛАД-6 на усадку и прочность закладочного материала

Кол-во добавки в составе, %	Усадка, %	Предел прочности на одноосное сжатие, мПа
0,00	9,18	11,5
0,05	5,94	9,48
0,14	7,00	8,1
0,40	5,10	7,8
0,58	4,29	6,1
0,92	3,67	5,6

испытания по определению физико-механических свойств закладочного материала.

При проведении исследований были использованы методы физического моделирования. Образцы твердеющей закладочной смеси создавались с использованием специально сконструированного экспериментального стенда. При этом для получения зависимости усадки и прочностных свойств закладочного материала от применения различных добавок и их количества каждый образец имел свой уникальный состав.

Результаты экспериментов (см. таблицу) показывают снижение усадки закладочного материала при увеличении количества расширяющей добавки типа ЛАД-6, выпускаемой фирмой «ХимМодификатор». При росте количества этой добавки до 4,6 % величина усадки снижается в 2,5 раза (рис. 3). Однако это ведет к снижению прочности закладочного материала в 2 раза

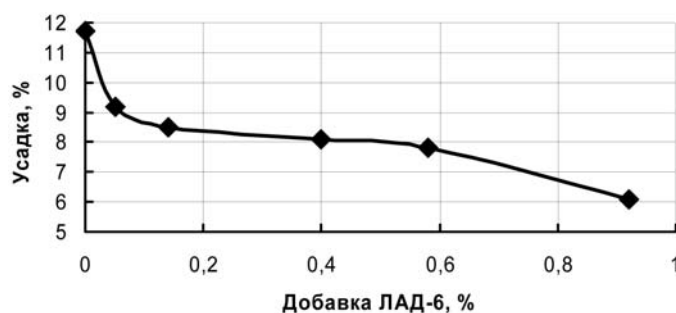


Рис. 3. Зависимость усадки закладочного материала от количества добавки ЛАД-6

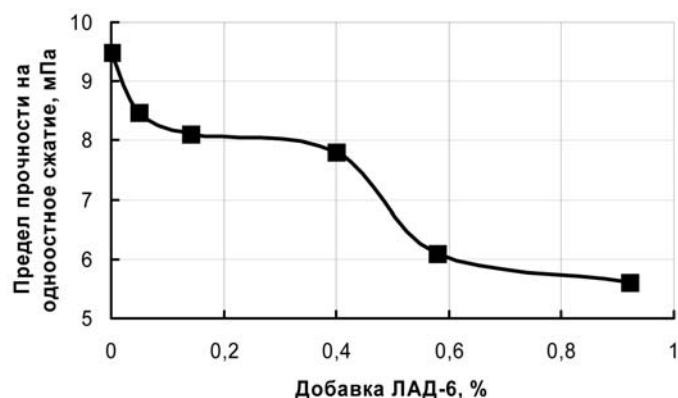


Рис. 4. Зависимость предела прочности на сжатие закладочного материала от количества добавки ЛАД-6

(рис. 4). Тем не менее полученные составы закладочной смеси не уступают по своим качествам применяемым на руднике «Интернациональный» и могут быть использованы для заполнения выработанного пространства.

Литература

1. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология при освоении алмазного месторождения трубки «Удачная» / Д.Р. Каплунов и др. // Горная промышленность. — 2005. — № 4.
2. Осинцев В.А. Комплексный открыто-подземный способ разработки рудных месторождений с крутыми нерабочими бортами карьера / В.А. Осинцев // Изв. вузов. Горный Журнал. — 2005. — № 3.
3. Айнбиндер И.И. К проблеме отработки подкарьерных запасов трубки «Мир» подземным способом / И.И. Айнбиндер, Н.П. Крамсков // Горный журнал. — 2000. — № 8.
4. Замесов Н.Ф. Технические решения по ускоренному вскрытию и подготовке к эксплуатации подкарьерных запасов трубки «Мир» / Н.Ф. Замесов // Горный журнал. — 2000. — № 2.
5. Калитин В.Т. Алмазодобывающий комплекс России: современное состояние, проблемы и перспективы развития / В.Т. Калитин // Горный журнал. — 2003. — № 1.

УДК 622.684

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ И ОБЪЕМОВ
ТЕХНИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ПО ПОКАЗАТЕЛЯМ
СТАБИЛЬНОСТИ РАБОТЫ
КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА**

А.В. Веснин, Ю.А. Монастырский

Условия эксплуатации большегрузных автомобилей и вспомогательного автотранспорта в карьерах при существующей технологии добычи наиболее неблагоприятны в аспекте длительного сохранения их в исправном техническом состоянии. Значительное влияние на техническое состояние подвижного состава оказывают: сложные дорожные условия, обилие подъемов и спусков, поворотов малых радиусов (до 70...85 % от общей длины транспортирования); большие суточные пробеги и плохое качество дорожного покрытия (50...70 % от общей длины транспортирования); большая доля неустановившихся режимов движения в общей продолжительности транспортирования (до 60...70 %); граничное использование тяговых, тормозных и динамических качеств автомобилей; заметная доля маневровых операций в цикле (15...20 % и более), а также большая затрата времени на разгон, замедление, торможение. Кроме того, надо отметить характер перевозимого груза и организацию погрузо-разгрузочных работ, когда подвижной состав подвергается значительным динамическим нагрузкам. Количество и объем технических воздействий и, соответственно, доля времени, приходящегося на поддержание и восстановление исправного состояния, достаточно высоки (до 30 % времени эксплуатации).

Зная, что объем выемки горной массы, а следовательно, и производительность карьера в основном определяет транспорт, можно утверждать, что достижение высоких показателей работы предприятия напрямую зависит от качества и своевременности технических воздействий при обслуживании карьерной автотехники [1, 2]. В свою очередь, определение необходимости воздействия и осуществление контроля качества диагностики, технического обслуживания и ремонта в данных условиях работы с использованием общеизвестных и общепринятых расчетных коэффициентов (коэффициент технической готовности, коэффициент использования парка) не всегда однозначны. Упомянутые коэффициенты, бесспорно, являются характеризующими для ав-

тотранспортных предприятий и цехов, но из-за специфики ведения горных работ, неполностью отражают производительность, качество и стабильность карьерного автотранспорта в течение элементарных промежутков времени. Кроме того, реальная обстановка в карьере подчас не обеспечивает достаточного фронта работ для всех машин парка, существует также определенный процент схода машин с линии из-за поломок и их устранения.

Исходя из вышеизложенного можно утверждать, что техническое состояние, а также объемы и длительность всех технических воздействий на автотранспортный комплекс карьера необходимо контролировать с учетом динамики его работы, но коэффициент технической готовности и коэффициент выпуска автомобилей на линию не могут применяться для надежной характеристики работы автомобилей в течение часа, смены, суток. Иными словами, нужен такой коэффициент, который бы характеризовал стабильность работы машин в карьере в течение относительно малых промежутков времени. Одним из вариантов такой величины может служить коэффициент нестационарности, предложенный ВНИИБТГ [3]. Это коэффициент процесса или работы оборудования (K_n), который учитывал бы потери рабочего времени из-за простоев. До настоящего времени была проведена усредненная годовая оценка нестационарности технологических процессов для карьеров Кривбасса. Однако для конкретного карьера и сравнительно короткого интервала времени (смена, сутки, месяц) такие данные отсутствуют [3]. Определение же нестационарности работы в таких интервалах позволит более точно дать оценку качества проведения ремонтов и спрогнозировать объемы технических воздействий, что благоприятно отразится на организации всех технологических процессов.

В качестве объекта исследований был принят Первомайский карьер ОАО «Северный ГОК», руководство которого предоставило нужную информацию. Данный карьер типичен для Кривбасса. В нем есть современное оборудование для всего комплекса технологических процессов: буровые шарошечные станки, экскаваторы ЭКГ, автосамосвалы грузоподъемностью от 120 до 177 т, тепловозы, бульдозеры, всевозможный технологический и спецавтотранспорт и т. д. Транспорт на карьере комбинированный — автомобильно-железнодорожный.

Исходными материалами были данные сменных рапортов о работе автотранспорта в карьере в течение трех выборочных месяцев 2005 и 2006 годов. Всего в парке на тот период эксплуа-

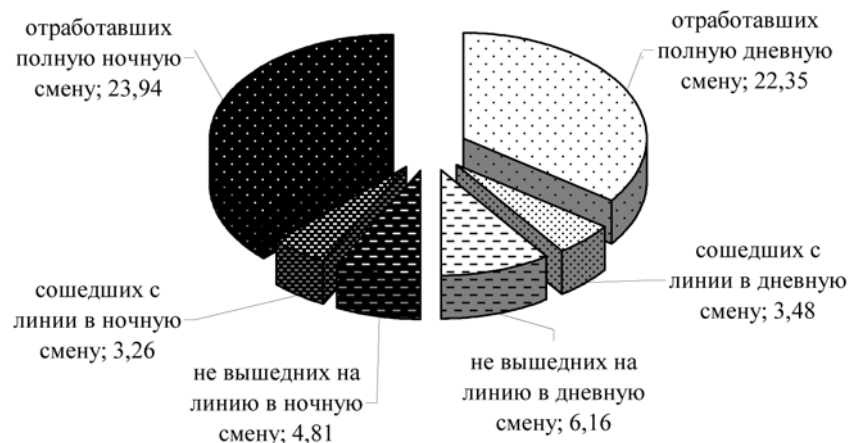


Рис. 1. Средние за исследуемый период показатели

тировался 31 самосвал грузоподъемностью 120...130 т и один грузоподъемностью 177 т. На начальном этапе приоритетным являлось определение зависимости количества автосамосвалов, работающих в карьере, от времени суток (т. е. вышедших на линию в дневную или ночную смену).

Анализ суммарных данных показал, что в дневную (8⁰⁰...20⁰⁰) смену выходит на линию на одну-две машины меньше, чем в ночную (20⁰⁰...8⁰⁰), что в среднем составляет около 3 % от общей численности парка. Больше машин выпускали на линию ночью из-за того, что в дневную смену большее число ремонтников восстанавливало узлы и агрегаты не вышедших на линию машин; ночью к тому же более свободны от вспомогательного транспорта и механизмов трассы движения. Ночью (рис. 1) полную смену отработывает больше на 4,97 % машин, сходит с линии на 0,67 % меньше самосвалов, не выходит на линию машин также ночью меньше (на 4,22 %). Отмеченное может быть объяснено тем, что в дневную смену работают бригады слесарей по ремонту машин и при любом отказе самосвал направляется в парк для устранения неисправности. В ночную смену количество ремонтных бригад ограничено, поэтому при отказах, существенно не влияющих на безопасность движения, водители продолжают работу до конца смены, а отказ устраняется днем.

Анализ количества самосвалов, вышедших на линию за контрольный период (рис. 2), показывает, что эта величина стабиль-

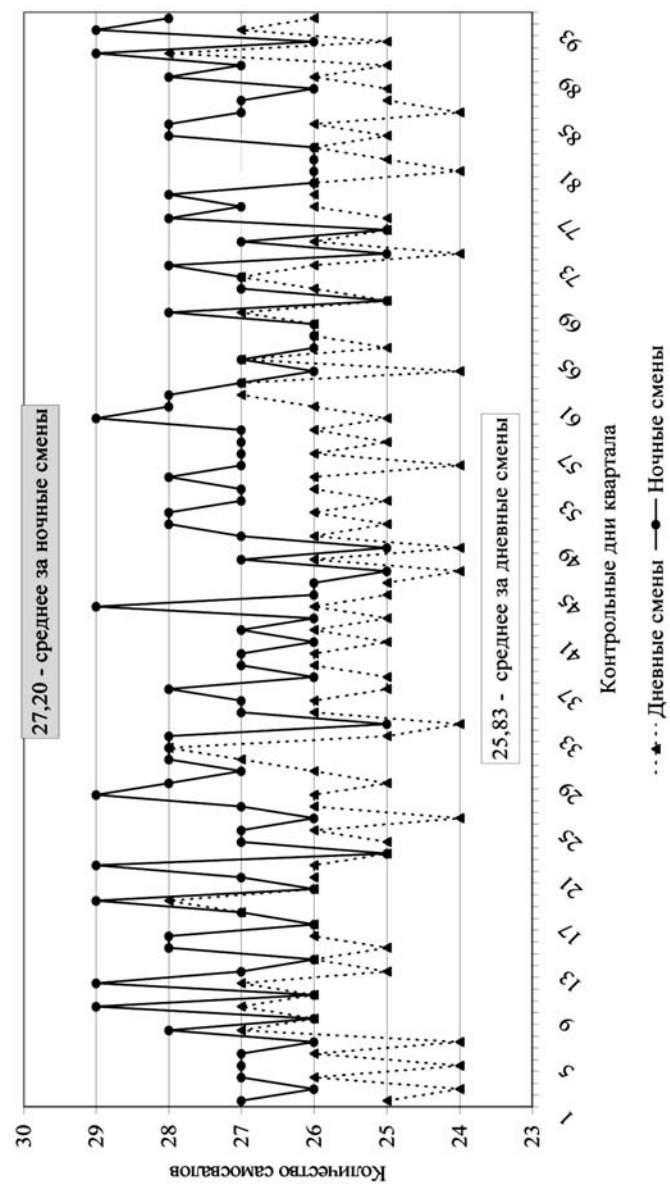


Рис. 2. Количество самосвалов, вышедших на линию за контрольный период (квартал)

но находится в пределах от минимальной в 24 единицы (что составляет 75 % численности парка) до максимальной в 29 единиц (или 90,63 % численности парка); наиболее часто на линии находилось 26 машин, что составляет 81,25 % численности парка. Сопоставление количества работающих машин по дням месяцев показало близкий характер зависимостей как по месяцам, так и за весь контрольный период. Анализ показывает, что за исследуемый период в дневные смены выходили 24, 25, 26, 27 и 28 машин, из общего числа наиболее часто выходило на линию 26 (43,01 % всех выходов в дневные смены) и 25 (29,03 %) машин. В ночные смены выходило 25, 26, 27, 28 и 29 машин, наиболее часто выходило 27 (34,41 %), 26 (24,73 %) и 28 (22,58 %) машин. В среднем за сутки на линию наиболее часто выходило 26 (33,87 %) машин. Распределение частот выхода на линию машин удовлетворительно подчиняется нормальному закону.

Количество вышедших на линию машин не дает полного представления об интенсивности работы транспорта в карьере, поскольку, как было отмечено ранее (см. рис. 1), часть машин в течение смены сходит с линии. Кроме того, не все машины, в силу тех или иных организационных и технических причин, выполняют плановое задание.

Предлагаем определять K_n для транспортного оборудования исходя из условия, что износ узлов и агрегатов при его работе в карьере происходит в момент нахождения транспорта по пути к забою, в забое и на пути обратно. Время нахождения транспорта за пределами карьера при этом не учитывается, так как основная транспортная работа им не выполняется. Тогда для автосамосвала (при транспортировке руды и горной массы на внутрикарьерные перегрузочные пункты) $K_n = N/nT_k$, где N — количество рейсов автосамосвала в течение смены, n — то же в час, T_k — время смены, ч.

Первичная статистическая обработка данных показала, что средние значения по дневным сменам стабильно выше средних значений за ночные смены. За исследуемый период среднее значение K_n за дневные смены составило 0,7941, а за ночные 0,7934 при среднем 0,7937 (рис. 3 — 5). Объясняется это тем, что в ночную смену отказы элементов и систем автосамосвала, существенно не влияющие на выполнение транспортной работы, не устраняются и автомобиль дорабатывает до конца смены; при этом часто снижается скорость движения. Кроме того, сказываются ограниченная видимость и, как следствие, трудности, свя-



Рис. 3. Динамика изменения K_n для автосамосвалов в течение первого месяца



Рис. 4. Динамика изменения K_n для автосамосвалов в течение второго месяца



Рис. 5. Динамика изменения K_n для автосамосвалов в течение третьего месяца

занные с технологией погрузки горной массы, маневрированием автосамосвалов в забое. Вытекающие из этого факты — систематический недогруз, снижение темпов движения и, соответственно, объема выполненных работ — приводят к падению K_n .

Из представленных графиков видно, что в течение каждого месяца изменения K_n не носят резкого характера, и за весь исследуемый период этот коэффициент стабильно колеблется в пределах 0,74...0,86.

Сравнение закономерностей изменения количества вышедших на линию самосвалов и K_n показывает (рис. 6, 7) отсутствие видимой связи между этими значениями.

Как отмечалось ранее, использование в расчетах по планированию и определению объемов технических воздействий коэффициентов технической готовности и выпуска автомобилей на линию не позволяет учитывать сходы машин с линии из-за неисправности с возвращением их обратно и полноту выполняемой транспортной работы. Для демонстрации данного факта был произведен анализ и последующее сравнение коэффициента технической готовности (КТГ) самосвалов с K_n . Графики (рис. 8, 9) показывают, что между коэффициентом нестационарности и коэффициентом технической готовности существует прямая, но нечеткая взаимосвязь, более надежные машины имеют K_n выше.

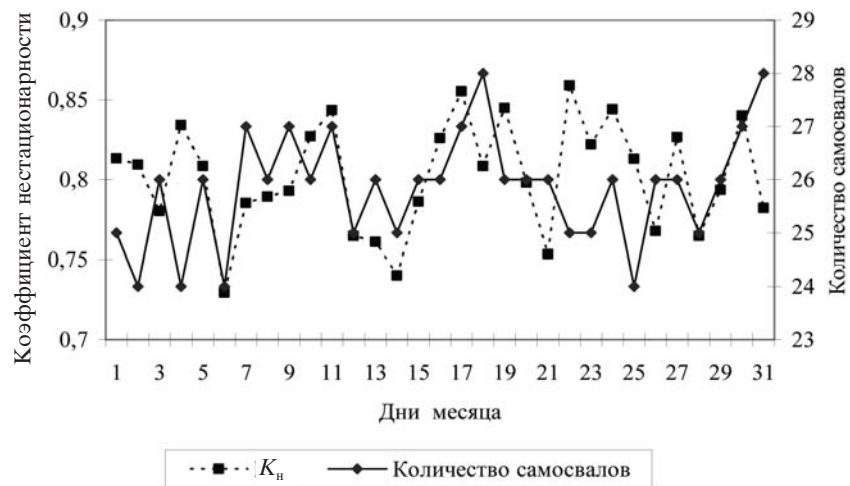


Рис. 6. Закономерности изменения K_n и количества самосвалов, вышедших на линию в первом месяце в дневные смены

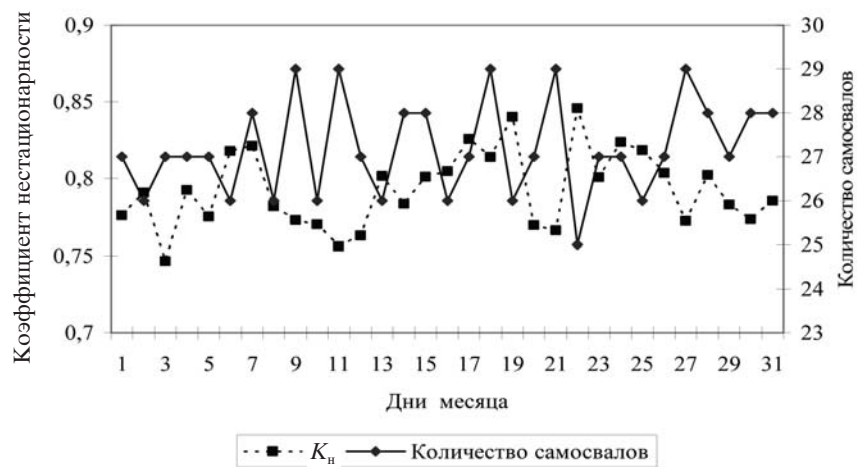


Рис. 7. Закономерности изменения K_n и количества самосвалов, вышедших на линию в первом месяце в ночные смены

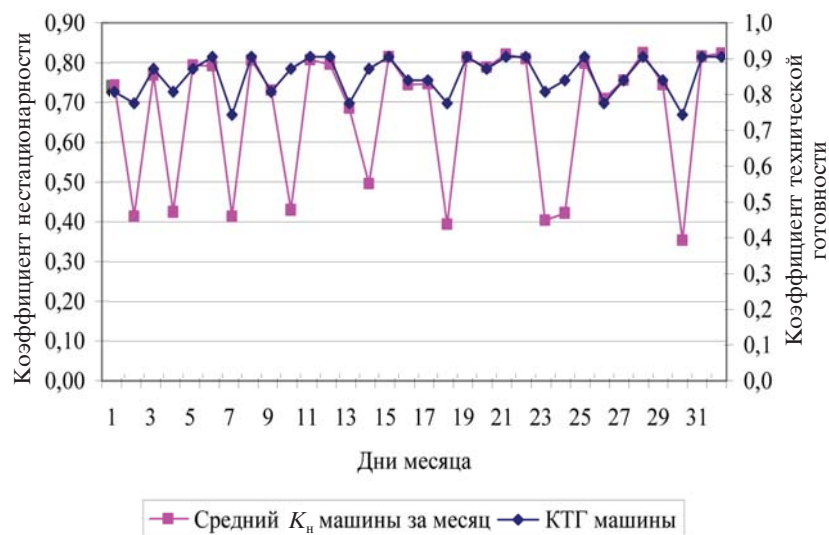


Рис. 8. Сравнение K_n и КТГ за ночные смены первого месяца

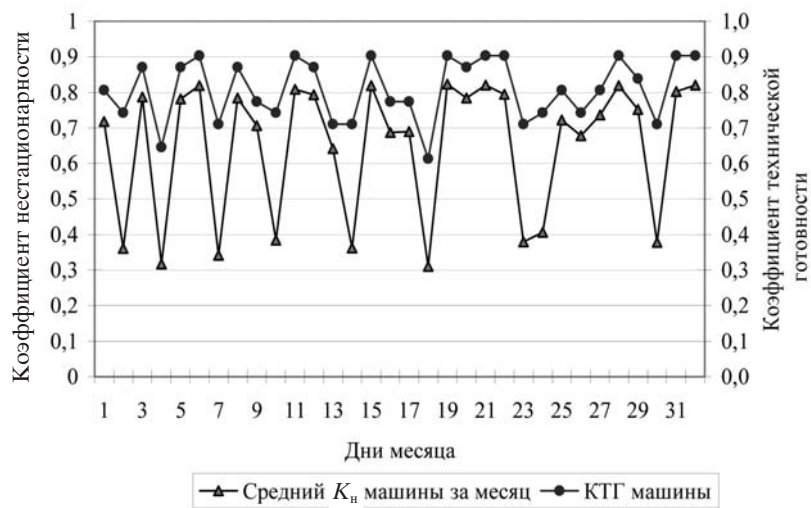


Рис. 9. Сравнение K_n и КТГ за дневные смены первого месяца

Существенные различия между приведенными коэффициентами наблюдается в амплитуде колебаний. Именно этот параметр указывает на то, что эксплуатация автосамосвалов проходит не столь однозначно, как определяет коэффициент технической готовности, т. е. сходы машин с линии и несоответствие параметрам загрузки автомобилей являются неотъемлемой и достаточно весомой частью процесса выемки горной массы. Из этого следует, что коэффициент, учитывающий эти явления, в нашем случае K_n , соответственно принимает меньшие значения.

Таким образом, учет в оперативных плановых расчетах надежности, производительности и стабильности работы карьерных автосамосвалов позволит спрогнозировать с достаточной точностью объемы и длительность всех возможных технических воздействий, а применение коэффициента нестационарности позволит обоснованно определять необходимость, сроки проведения, объемы, сложность и качество ремонтных работ применительно к конкретному автомобилю и на этой основе формировать автотранспортные потоки для увеличения производительности карьера.

Литература

1. *Васильев М.В.* Эксплуатация карьерного автотранспорта / М.В. Васильев, В.П. Смирнов, А.А. Кулешов. — М.: Недра, 1979. — 320 с.
2. *Бересневич П.В.* Аэрология карьеров: справочник / П.В. Бересневич, В.А. Михайлов, С.С. Филатов. — М.: Недра, 1990. — 280 с.
3. Методика расчета выбросов вредных веществ карьеров с учетом нестационарности их технологических процессов / ВНИИБТГ. — Кривой Рог, 1988. — 57 с.
4. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы / П.Л. Мариев и др. — СПб.: Наука, 2004. — 429 с.

УДК 622.684:629.353

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ УЛУЧШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

А.В. Веснин, Ю.А. Монастырский, О.Д. Почужевский

Автомобильный карьерный транспорт, основу которого составляют карьерные автосамосвалы, получил большое распространение на открытых разработках горно-металлургической

отрасли во всем мире. Около 80 % общего объема горной массы транспортируется именно карьерными автосамосвалами, они активно используются при строительстве обогатительных фабрик, вспомогательных цехов, транспортных коммуникаций, а также зданий и сооружений. Отмечается стойкая тенденция к ухудшению условий эксплуатации — увеличиваются продольные уклоны автодорог и расстояние транспортирования, а также стоимость топлива. Это приводит к ухудшению эксплуатационных свойств карьерных автосамосвалов — топливной экономичности и скорости движения, что в свою очередь приводит к увеличению затрат на транспортировку до 50...60 % общей стоимости работ в карьере, а удельный вес топлива в затратах на перевозку составляет около 30 %.

Состав украинского парка карьерных автосамосвалов достигает 2800 машин, 95 % из которых оснащены гидромеханической трансмиссией (ГМТ) и эксплуатируются на 97 % промышленных предприятий. Аналогична тенденция и в мировой практике. В связи с этим исследования, направленные на улучшение эксплуатационных свойств, актуально применить именно к карьерным автосамосвалам, оснащенным ГМТ. Карьерные автосамосвалы с электромеханической трансмиссией (ЭМТ) в Украине не столь распространены и малочисленны.

Анализ научных работ в области топливно-экономических и тягово-скоростных свойств карьерных автосамосвалов [6, 7] выявил следующие основные направления решения данных проблем: совершенствование конструкции отдельных узлов и агрегатов, а также карьерных автосамосвалов в целом; оптимизация условий эксплуатации; совершенствование системы технического обслуживания и ремонта; улучшение мониторинга составляющих процесса эксплуатации.

Исследования по первому направлению с точки зрения практики автомобиле- и машиностроения традиционны и заключаются в совершенствовании отдельных узлов и агрегатов. При этом большего эффекта с энергетических позиций следует ожидать от повышения КПД тех систем, в которых потери энергии наибольшие. Для автотранспортных средств вообще и карьерных автосамосвалов в частности таковыми являются двигатель и трансмиссия [5]. Очевидно, что совершенствование конструкции тут проблематично, так как предельные значения их определяющих параметров ограничены условиями организации рабочих процессов, механической, термичес-

кой прочностью деталей и др., а пределы изменения конструктивных параметров определяются, наряду с этим, также и технологическими возможностями.

Второе направление — улучшение как горнотехнических, так и дорожно-транспортных условий эксплуатации. Реализация данных мероприятий зачастую ограничена, а в некоторых случаях и невозможна в связи со спецификой месторождений полезных ископаемых и горно-металлургических предприятий.

Третье направление — разработка новых или усовершенствование существующих методов и средств организации ремонтных работ и обслуживания ограничивается существующей производственно-технической базой, ремонтным и диагностическим оборудованием, а также квалификацией рабочих ремонтных предприятий.

Реализация мероприятий по четвертому направлению возможна только с использованием результатов по первым трем направлениям.

Таким образом, большинство существующих способов улучшения топливно-экономических и тягово-скоростных свойств карьерных автосамосвалов имеет ограниченный характер. В связи с этим возможно рассмотреть в качестве перспективного направления улучшения эксплуатационных свойств карьерных автосамосвалов согласование характеристик и рационального выбора параметров системы двигатель—трансмиссия с условиями работы конкретного эксплуатирующего предприятия, так как именно в узлах и агрегатах этой системы потери энергии наибольшие. Несмотря на существующую актуальность, данное направление для карьерных автосамосвалов, практически не рассмотрено. Подчеркнем, что для автотранспортных средств, которые эксплуатируются на дорогах общего пользования, ряд ученых ведет активные исследования в данном направлении [7]. Это оптимизация передаточных чисел трансмиссии, числа ступеней; законов переключения передач; характеристик двигателя по параметрам (критериям) оптимизации.

По опубликованным данным, подбор оптимального ряда передаточных чисел коробки передач и ведущего моста — за счет обеспечения оптимальных режимов работы двигателя — позволит добиться экономии топлива до 8 — 15 % практически без ухудшения тягово-скоростных свойств [6, 7]. Расчеты учитывают достаточно широкий диапазон возможных условий эксплуа-

тации, при этом оптимизация происходит по следующим двум основным критериям (параметрам) оптимизации, так как единого критерия эффективности автотранспортного средства не установлено [2, 4]: частным (локальным) — время разгона до определенной скорости, время разгона на определенной дистанции, абсолютный расход топлива при разгоне и т. д.; комплексным (обобщенным) — производительность, себестоимость перевозок, приведенные затраты, рентабельность и т. д. Все они определяются через ездовые циклы (европейский, городской, американский и т. д.) из нормативных документов по ГОСТу 20306 — 90 и ГОСТу 22576 — 90 (определение топливной экономичности и скоростных свойств автотранспортных средств). Однако данные нормативы не распространяются на внедорожные автотранспортные средства, которыми по классификации транспортных средств, принятой в правилах ЕЭК ООН и ГОСТе Р 51709 — 2001, являются карьерные автосамосвалы. В связи с этим их невозможно применить к карьерным автосамосвалам. При этом подбор двигателя и передаточных чисел трансмиссии происходит сугубо по установленному параметру оптимизации, а также данные исследования не учитывают специфических условий эксплуатации карьерных автосамосвалов, которые зависят от вида их использования, т. е. в качестве основного или вспомогательного технологического автотранспорта или по заказу.

Таким образом, для первого способа все основные факторы условий эксплуатации — горнотехнические и дорожно-транспортные — являются постоянными, и если изменяются, то только в связи с расширением бортов карьера или увеличением глубины разработки месторождения.

Второй способ может иметь характер как первого, так и третьего, но с той разницей по сравнению с третьим, что изменение условия будет лишь в рамках одного предприятия, для которого все же возможно определить функцию распределения оптимальных параметров системы двигатель — трансмиссия карьерного автосамосвала.

При третьем способе все факторы условий эксплуатации изменяются в зависимости от места работы карьерных автосамосвалов на сегодня.

В связи с этим исследования по оптимизации параметров системы двигатель — трансмиссия карьерных автосамосвалов с ГМТ должны носить сугубо дифференциальный характер, это касается и параметров оптимизации.

По одному из возможных путей пошли конструкторы фирмы Caterpillar и Komatsu: они в комплектации с одной моделью двигателя используют семиступенчатую планетарную коробку передач с электронным управлением. Это упрощает процесс оптимального переключения передач в зависимости от нагрузки со стороны условий движения на двигатель карьерного автосамосвала, а также критерии оптимизации, но все же усложняет конструкцию и приводит к увеличению времени на переключение передач — ухудшение тягово-скоростных и топливно-экономических свойств автосамосвала. При этом такие автомобили проектируются исходя из всевозможных условий эксплуатации, т. е. как для нагорных, так и неглубоких (до 21 — 50 м), глубоких (101 — 200 м) и очень глубоких (201 — 1000 м) карьеров [1].

Это противоречит основному утверждению, что максимальный эффект, возможно достичь лишь при формировании системы двигатель — трансмиссия под определенные (конкретные) условия эксплуатации. В связи с этим возможно сформировать алгоритм исследований, который позволит выявить и обосновать параметры системы двигатель — трансмиссия карьерного автосамосвала в соответствии с условиями эксплуатации и параметрами (критериями) оптимизации:

1. Необходимо сформировать расчетную математическую модель движения карьерного автосамосвала.

2. Выявить способ применения данного карьерного автосамосвала, а также провести анализ основных факторов условий его эксплуатации.

3. Сформулировать параметры (критерии) оптимизации или же разработать и обосновать комплексный параметр эффективности автотранспортного средства, который будет учитывать уровень согласованности работы узлов и агрегатов системы двигатель—трансмиссия.

4. Установить возможные способы оптимизации системы двигатель—трансмиссия, изменение характеристик двигателя путем установки другой марки или модели, изменение передаточных чисел гидромеханической коробки, главной передачи, а также колесного редуктора.

5. Выявить функциональные зависимости принятых параметров оптимизации от условий эксплуатации, а также параметров и характеристик узлов и агрегатов системы двигатель — трансмиссия карьерного автосамосвала.

6. На основе установленной функциональной зависимости с учетом критерия оптимизации выявить оптимальные параметры системы двигатель—трансмиссия (аналитические).

7. Учитывая возможные способы оптимизации, а также конструктивные особенности узлов и агрегатов, сформировать комплектацию карьерного автосамосвала по наиболее близким значениям критерия оптимизации.

Суммарный расчетный экономический эффект от экономии топлива и, соответственно, снижения количества выбросов, при использовании рассмотренного в статье направления оптимизации параметров системы двигатель—трансмиссия может достигать 15 % по сравнению с неоптимизированной системой. Так, например, для среднесписочного украинского парка из 10 карьерных автосамосвалов грузоподъемностью 30 — 40 т при среднем расходе топлива в 160 л/100 км, среднесменном пробеге в 75 км за год при максимальном эффекте возможно сэкономить 45900 л топлива. Одновременно [3] это позволит снизить выбросы: оксида углерода на 1412,3 кг, диоксида азота 1225,1, диоксида серы 167,8, неметановых легких органических соединений 318,4, метана 9,8, оксида азота 4,7, сажи 150,2, углекислого газа 122429,1.

Литература

1. Бизов В.Ф. Відкриті гірничі роботи / В.Ф. Бизов, Ю.А. Дриженко. — Кривий Ріг: Мінерал, 2004. — 341 с.
2. Карабцев В.С. О КПД и коэффициенте эффективности автотранспортных средств / В.С. Карабцев, Д.Х. Валеев // Автомобильная промышленность. — 2002. — № 10. — С. 16 — 19.
3. Методика розрахунку викидів забруднюючих речовин та парникових газів у повітря від транспортних засобів. Наказ Держкомстат України № 425 [Чинний від 13.11.2008]. — Київ: Державний комітет статистики України, 2008. — 4 с. — (Закони України).
4. Молчан С.М. Об оценке эффективности автотранспортных средств / С.М. Молчан, Д.И. Заруднев // Мир транспорта. — 2009 (02). — С. 22 — 26.
5. Соловьев А.И. Коэффициент полезного действия механизмов и машин / А.И. Соловьев. — М.: Машиностроение, 1966. — 179 с.
6. Тарасов П.И. Пути экономии дизельного топлива на карьерном автотранспорте / П.И. Тарасов // Горный журнал. — 2006. — № 2. — С. 72 — 75.
7. Умняшкин В.А. Основные направления повышения топливной экономичности и тягово-скоростных свойств автомобилей за счет оптимизации параметров и характеристик энергосиловых установок / В.А. Умняшкин, Н.М. Филькин // Транспорт Урала. — 2004. — № 1. — С. 17 — 21.

УДК 622.684:629.353

**ВЫБОР ПЕРЕДАТОЧНОГО ЧИСЛА РЕДУКТОРА
МОТОР-КОЛЕСА КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ
С ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОЙ ТРАНСМИССИЕЙ,
ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО МАКСИМАЛЬНУЮ
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ**

А.В. Веснин, В.А. Систук, Ю.А. Монастырский

Развитие открытого способа разработки полезных ископаемых сопровождается ростом концентрации производства, увеличением глубины и пространственных размеров карьеров, расстояния и сложности транспортировки горной массы. С ухудшением горнотехнических условий эксплуатации, прежде всего углублением карьеров, одновременно наблюдается увеличение парка автосамосвалов с электромеханической трансмиссией (ЭМТ); к ним предъявляются более высокие требования в области тягово-скоростных характеристик, электрических нагрузок, нагрева электрооборудования, топливной экономичности. Задача более эффективного использования потенциала карьерного транспорта большой грузоподъемности становится еще более острой. Одним из решений выступает выбор оптимального для определенных условий эксплуатации передаточного числа редуктора мотор-колеса (РМК), поскольку энергетическая эффективность ТЭП и производительность автосамосвала зависят от угла подъема технологической трассы и скорости вращения ведущих колес в тяговом режиме, которая определяется передаточным числом РМК.

Опыт показывает, что производительность автосамосвалов, прежде всего, зависит от скорости их движения и грузоподъемности. Больше всего влияют на скорость движения ширина проезжей части дороги, величина продольных уклонов, качество покрытия, интенсивность движения. Скорость движения является основным регулируемым параметром работы автосамосвала, который определяет не только производительность, но и топливную экономичность, износ узлов и агрегатов. Как известно, рациональной скоростью выступает скорость, при которой достигается максимально возможная производительность в данных условиях, т. е. максимальная скорость при условии соблюдения правил безопасности и ограничения нагрева электрических машин. Поэтому за критерий оптимизации режима эксплуата-

ции автосамосвалов в карьере принимают максимальную среднегодовую производительность [1]

$$Q_{\text{срг}} = f(L, H, i_c, f_{\text{ск}}, N_{\text{уддв}}, v_{\text{срт}}, P(t)) \rightarrow \max, \quad (1)$$

где L — средневзвешенное расстояние транспортирования, км; H — средневзвешенная высота подъема груза, м; i_c — средний уклон трассы, %; $f_{\text{ск}}$ — средневзвешенное сопротивление качению, $N_{\text{уддв}}$ — удельная мощность дизеля, кВт/т; $v_{\text{срт}}$ — среднетехническая скорость автосамосвала, км/ч; $P(t)$ — вероятность безотказной работы автосамосвала, которая определяется нагрузочными режимами узлов и систем.

Одним из путей повышения эффективности использования карьерного автотранспорта можно считать увеличение скорости движения. Основные меры, которые направлены на повышение скорости движения автосамосвалов, делятся на четыре большие группы: технологические, горнотехнические, дорожные и конструктивные [1].

Скорость автосамосвала с ЭМТ определяется частотой вращения вала тягового двигателя (ТЭД) в зависимости от передаточного числа РМК [2]:

$$v = \frac{n \cdot 2 \cdot 0,06 \cdot \pi \cdot R_k}{\mu_p}, \quad (2)$$

где n — частота вращения вала ТЭД; μ_p — передаточное число РМК; R_k — кинематический радиус колеса.

Эффективное передаточное число РМК, обеспечивающее повышенные скоростные свойства, в зависимости от эксплуатационных условий будет колебаться от минимального до максимального, ограниченного габаритными параметрами машины.

Целью данной работы является выбор эффективного передаточного числа РМК согласно условиям эксплуатации автосамосвалов в карьере. Для достижения поставленной цели сформулированы задачи:

— Определить дорожно-транспортные условия эксплуатации автосамосвалов на примере Анновского карьера ОАО «Северный ГОК».

— Установить влияние передаточного числа РМК на тягово-скоростные свойства автосамосвалов с ЭМТ исходя из того, что производительность карьерного автотранспорта зависит, прежде всего, от среднетехнической скорости движения, которая определяется передаточным числом РМК.

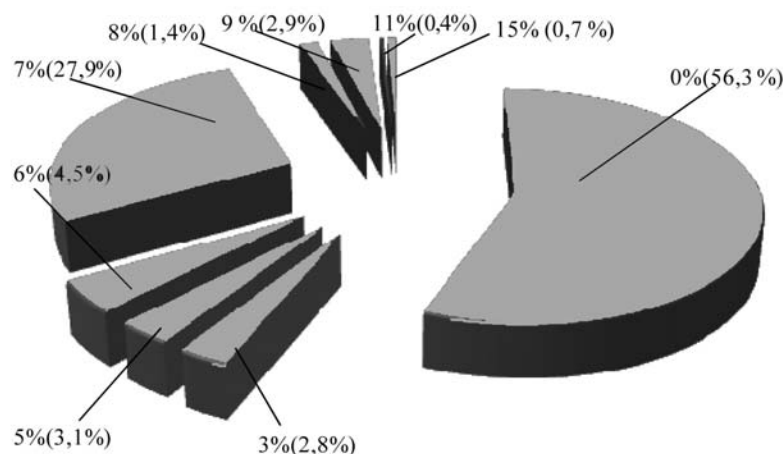


Рис. 1. Распределение уклонов трасс Анновского карьера

— На основе полученных результатов выбрать и обосновать передаточное число РМК, которое будет эффективным для заданных условий эксплуатации.

Исходя из причинно-следственной связи между горнотехническими, дорожными условиями и типом ТЭП были определены следующие параметры для Анновского карьера ОАО «Северный ГОК»: расстояние транспортирования горной массы, км; длина уклонов на трассе, км; средний и максимальный уклон пути, %.

Уклон карьерной дороги (%) определялся исходя из высотных отметок плана горных работ в карьере по формуле

$$i = H_2 - H_1 / L, \quad (3)$$

где i — уклон карьерной дороги, %; H_2 — высота в конце трассы, м; H_1 — высота в начале трассы, м; L — длина участка трассы, м.

Характер распределения уклонов трасс от 0 до 15 % представлен на рис. 1. Дорожно-транспортные условия эксплуатации автосамосвалов в карьере:

Длина карьера, м	5000
Ширина карьера, м	1200
Глубина карьера, м	260
Среднее расстояние транспортирования горной массы, км.....	3,7
Средневзвешенный уклон, %	6,82
Максимальный уклон, %	15,0

Были выбраны семь наиболее типичных трасс движения, которые характеризуют всю дорожную сеть карьера.

В Анновском карьере основным технологическим автотранспортом являются автосамосвалы БелАЗ-75145 и БелАЗ-75131, которые выпускаются с РМК с передаточным числом 30,36. Возможна установка РМК с передаточным числом, равным 38 [2].

Большую часть рабочего времени автосамосвалы движутся с номинальной загрузкой от забоя до перегрузочного пункта на подъем [1]. Путь транспортирования разбивался на элементарные участки разной длины с условно одинаковыми дорожными условиями, прежде всего уклоном и сопротивлением качению, формула которого в зависимости от скорости приведена в техническом описании ТЭП [2]. Определение скорости при движении автосамосвала БелАЗ-75131 на подъем на каждом элементе трасс при разных передаточных числах РМК проводилось графоаналитическим методом на основе предварительных тягово-скоростных расчетов [3] с учетом поправочных коэффициентов, которые установлены в результате экспериментальных исследований: при расстоянии транспортирования до 3 км скорость по предельной динамической характеристике на каждом элементе трассы уменьшается в 1,3 раза, более 3 км — в 1,2 раза. При этом было принято допущение, что неустановившиеся режимы движения отсутствуют ($dv/dt = 0$) на участках трассы, а также мощность дизеля на всех элементах трассы при движении в тяговом режиме используется полностью [1]. Данный метод с введением поправочных коэффициентов дает более точные результаты при сравнении разных модификаций однотипных самосвалов, что фактически является целью исследования.

Сравнение предельных динамических характеристик, полученных в результате тягового расчета ЭМТ автосамосвала БелАЗ-75131 при полной загрузке, в зависимости от передаточного числа РМК представлено на рис. 2.

Согласно динамической характеристике, автосамосвал с РМК с передаточным числом 38 обладает большим динамическим фактором, поэтому использование данного РМК рационально в условиях сверхглубоких карьеров, когда увеличенные уклоны существенно влияют на высоту подъема горной массы, ограниченную нагревом электрических машин. Максимальный уклон, преодолеваемый автосамосвалом с РМК с передаточным

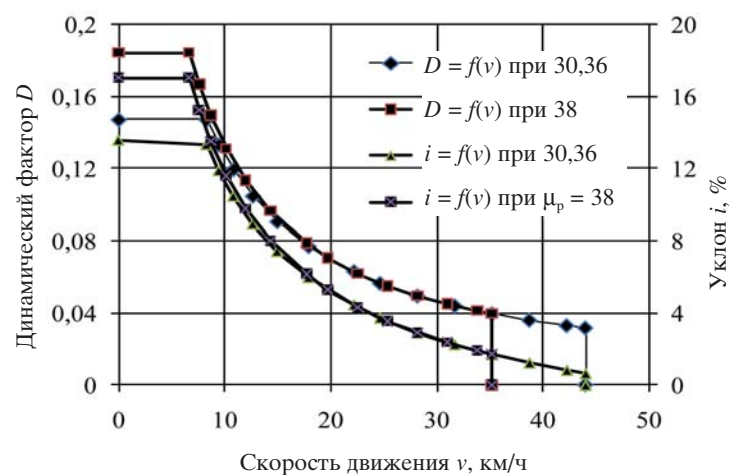


Рис. 2. Предельная динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-75131 при $\mu_p = 30,36$ и $\mu_p = 38$

числом, равным 38, достигает 17 %, а с РМК с передаточным числом 30,36 — 15 %.

Среднетехническая скорость движения в грузовом направлении с учетом уклона и глубины карьера рассчитывается по формуле [1]

$$v_c = \frac{L_b + (H/i_c)}{\left[L_b/v_{тг} + (1/v_{тн})(H/i_c) \right] K}, \quad (4)$$

где L_b — суммарная длина горизонтальных участков трассы, км; H — глубина карьера, м; i_c — средний уклон наклонных участков трассы; $v_{тг}$, $v_{тн}$ — технические скорости движения, соответственно, на горизонтальных участках и участках с уклоном, км/ч; K — поправочный коэффициент уменьшения реальной скорости по сравнению с расчетной.

Технические скорости движения на горизонтальных и наклонных участках определяются по предельной динамической характеристике автосамосвала. С помощью данной методики определены среднетехнические скорости движения автосамосвалов для семи выбранных технологических трасс Анновского карьера в соответствии с передаточным числом РМК. Пример гра-

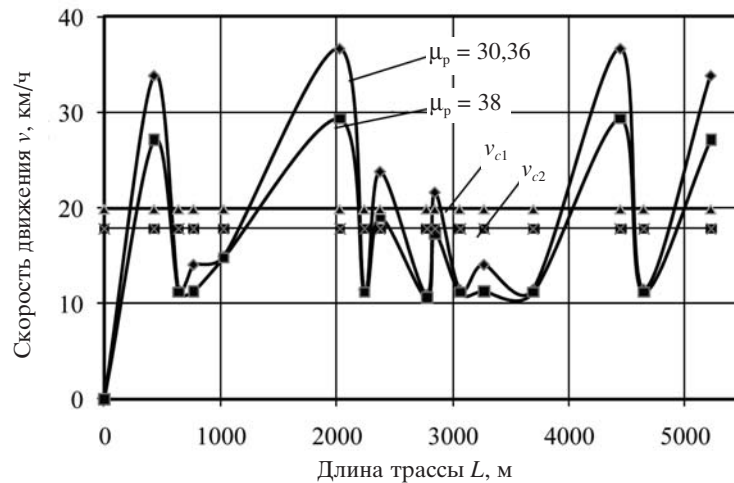


Рис. 3. Зависимость изменения скорости автосамосвала БелАЗ-75131 при движении с горизонта –120 м восточной части карьера до перегрузочной площадки на 0 горизонте

фического представления среднетехнической скорости БелАЗ-75131 для одной из трасс показан на рис. 3.

На горизонтальных участках скорости движения автосамосвала БелАЗ-75131 с РМК с передаточным числом, равным 30,36, согласно графоаналитическому методу расчета, достигают 33 — 36 км/ч при условии, если длина участка трассы позволяет развить эти скорости, как на рис. 3. В карьерах Криворожского региона действуют ограничения на максимальную скорость автосамосвалов — 40 км/ч и все расчетные скорости на горизонтальных участках не выходят за пределы этого ограничения. Таким образом, увеличение скорости движения за счет использования РМК с передаточным числом 30,36 возможно на горизонтальных участках трасс, доля которых составляет 56,3 % от общей протяженности дорог Анновского карьера, что может повлечь за собой повышение производительности автосамосвалов, оборудованных РМК с данным передаточным числом. Возможно повышение среднетехнических скоростей движения от 8,0 до 9,7 %.

При расчетах годовой производительности автосамосвала были приняты усредненные величины эксплуатационных пара-

**Производительность автосамосвала БелАЗ-75131
в зависимости от передаточного числа РМК**

Трасса	Расстояние транспортирования, км	Скорость движения, км/ч		Часовая производительность, т/ч	
		$\mu_p = 30,36$	$\mu_p = 38$	$\mu_p = 30,36$	$\mu_p = 38$
1	2,316	19,90	18,30	395	371
2	2,98	21,65	19,68	347	322
3	5,300	19,73	17,80	202	184
4	5,370	20,88	18,63	207	187
5	3,370	17,79	16,25	269	249
6	2,700	19,46	17,39	345	316
7	3,932	17,65	15,95	234	215
Среднее значение	3,700	19,60	17,70	269	247

метров и формулы, которые используются в практике планирования и анализа работы карьерного транспорта. За счет использования РМК с передаточным числом 30,36 для Анновского карьера возможно увеличение производительности автосамосвалов на всех технологических трассах, а в целом по карьере — на 8,2 % (см. таблицу).

Увеличение расстояния транспортирования приводит к снижению часовой производительности как объема перевезенной горной массы вследствие снижения скорости на поворотах и частых переломах профиля трассы и увеличения продолжительности рейса (рис. 4).

С углублением карьера расстояние транспортирования также увеличивается, что приводит к снижению производительности карьерного автотранспорта. Самые короткие трассы расположены в средней части Анновского карьера, и на них расчетная часовая производительность больше, чем в других частях карьера (рис. 5).

Выводы:

1. Аналитически установлено, что для условий Анновского карьера технические скорости движения автосамосвала БелАЗ-75131 в тяговом режиме, ограниченные ТЭП, с использованием полной свободной мощности дизеля на горизонтальных участках

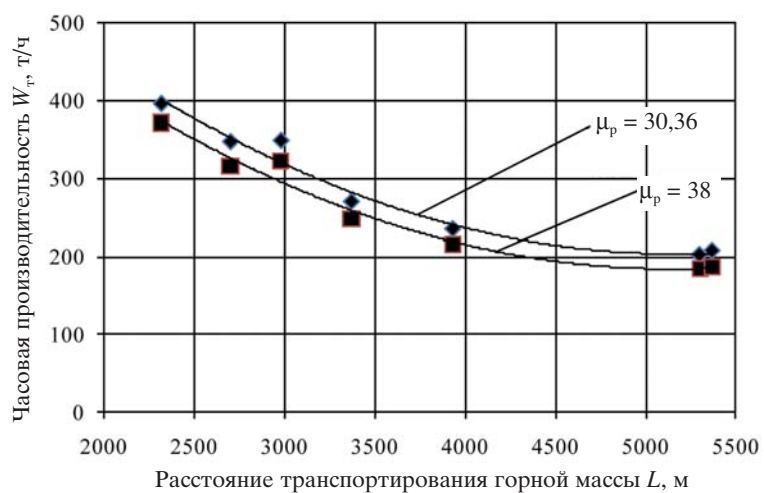


Рис. 4. Зависимость часовой производительности автосамосвала БелАЗ-75131 от расстояния транспортирования горной массы

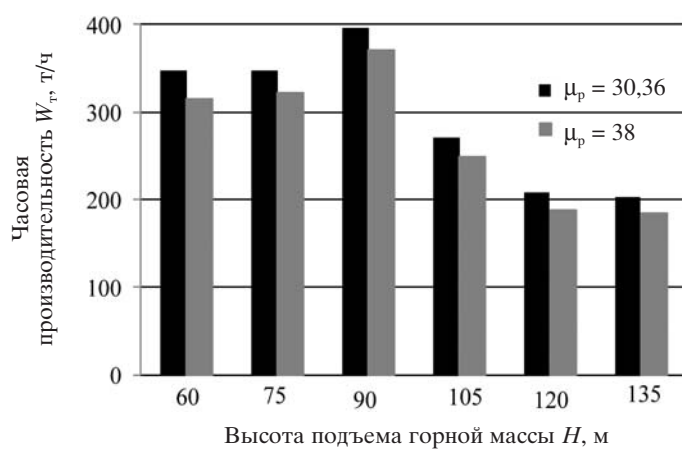


Рис. 5. Зависимость производительности автосамосвала БелАЗ-75131 от высоты подъема горной массы

трасс будут выше при использовании РМК с передаточным числом 30,36. По сравнению с автосамосвалом с передаточным числом РМК, равным 38, возможно увеличение производительности автосамосвала как объема транспортной работы и как объема перевезенной горной массы на 8,2 %.

2. Исходя из дорожно-транспортных условий Анновского карьера целесообразно приобретение и эксплуатация автосамосвалов БелАЗ-75131, оборудованных РМК с передаточным числом 30,36. При выходе из строя и плановой замене РМК [4] рекомендуется также установка РМК с передаточным числом 30,36.

3. Для карьеров, где эксплуатируются автосамосвалы БелАЗ-75131, с уклонами, которые стремятся к 15 %, РМК с передаточным числом 38 будет способствовать оптимальным условиям работы электрических машин.

Литература

1. Казарез А.Н., Кулешов А.А. Эксплуатация карьерных самосвалов с электромеханической трансмиссией. — М.: Недра, 1988. — С. 78 — 102.
2. Электропривод тяговый карьерных самосвалов грузоподъемностью 120 — 130 тонн. Техническое описание. — «ПО Белорусский автомобильный завод». — С. 7 — 10.
3. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы / Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. — СПб.: Наука, 2004. — С. 146 — 152.
4. Выбор организации замены основных агрегатов автосамосвалов БелАЗ грузоподъемностью 120 т / Монастырский Ю.А. — Разработка рудных месторождений, 2008, вып. № 92. — С. 148 — 152.

УДК 622.75/.77

ПОВЕДЕНИЕ ЧАСТИЦ В ПОТОКЕ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИХ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КРУПНОСТИ И ПЛОТНОСТИ

Д.М. Гаврильев, В.Е. Филиппов

В практике обогащения миграционную способность частиц в водном потоке принято оценивать через их гидравлическую крупность (ГК) [1], то есть через скорость погружения их в стоячей воде. В некоторых источниках утверждается, что ГК является параметром, который отражает в совокупности размер, форму и плотность частиц и, следовательно, их миграционную способность. В соответствии с этим создается впечатление, что золотина с ГК, к примеру, 40 см/с обладает такой же миграцион-

ной способностью, как и галька с такой же ГК. Вместе с тем любому обогатителю известно, что это далеко не так.

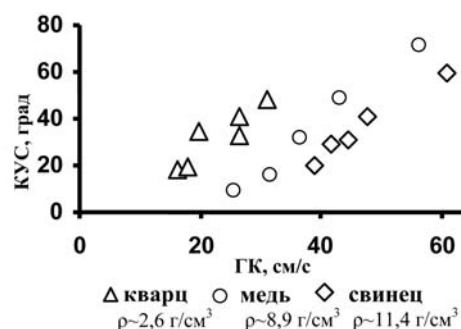
Кроме этого, не существует, каких-либо рекомендаций по оценке способности перемещения частиц в потоке со скоростями ниже их ГК. Попытки выявить, какую-либо закономерность начала страгивания в горизонтальном потоке воды частиц золота или свинца в зависимости от их параметров успеха не имели. К примеру, одни и те же золотины, помещенные в стеклянную трубку, начинали перемещаться при скоростях потока от 20 до 50 см/с, другие начинали смещаться при скоростях от 35 до 70 см/с. В целом какой-либо закономерности выявлено не было. В поведении частиц металла объединяющим было лишь одно: все они при постепенном наращивании скорости поворачивались своей длинной осью вдоль потока, затем, по достижении определенной скорости, резко разворачивались поперек потока и, не останавливаясь, выводились за пределы трубки.

Перемещение частиц вдоль искривленной поверхности в зависимости от скорости потока. Был изготовлен стенд [2] для изучения способности перемещения частиц при скорости потока ниже их ГК. В ходе проведенных исследований установлено, что пластинчатые и удлиненные частицы начинают движение ориентированными своей длинной осью вдоль трубки, а по мере ускорения потока постепенно «вползают» на все больший угол наклона дуги. По достижении определенного угла они резко разворачиваются своим наибольшим сечением поперек направления потока и выводятся за пределы трубы. При этом скорость потока прямо коррелируется с их ГК.

Соотношения скорости потока и угла смещения частиц можно использовать для оценки их миграционной способности в потоке со скоростями ниже их ГК. В ходе исследований в поведении частиц различной плотности и размера выявлены различия, которые рассмотрены ниже.

Ожидалось, что при плавном наращивании скорости потока воды, частицы, в соответствии со своей ГК, будут постепенно перемещаться до сектора дуги около 80° — 85° и лишь после этого выноситься за пределы трубки [3]; это должно было бы происходить при любой ГК частиц. Установлено, что это не так. Замеры показали что, как и ожидалось, с увеличением скорости потока увеличивается и угол смещения частиц. Вместе с тем обнаружено, что сектор сегмента 65° — 70° могут достигнуть лишь частички высокой плотности. Происходит это тем раньше, чем

Рис. 1. Зависимость критического угла смещения частиц от их гидравлической крупности и плотности



меньше ГК частицы (рис. 1). При этом на «срыв» частиц на вертикальный способ движения влияет не только ГК, но и их плотность. Зерна с меньшей плотностью подхватываются потоком заметно раньше, чем частицы с такой же ГК, но и с более высокой плотностью.

Далее установили, что критический угол смещения частиц в водном потоке находится в зависимости не только от их гидравлической крупности, но и от их плотности. На графике рис. 1 видно, что один и тот же критический угол смещения 20° достигают частицы кварца с ГК 18, меди 32 и свинца 42 см/с. С угла смещения $30-35^\circ$ уносятся потоком кварц, медь и свинец с ГК 28, 38 и 42 см/с, соответственно. Частица меди с ГК 32 см/с смещается на 32° , а кварц с такой же ГК достигает угла 40° . Отсюда видно, что частицы с одной и той же величиной ГК в зависимости от плотности достигают различных углов смещения.

Мы обозначили угол, при котором происходит перемещение частиц в потоке в подвешенном состоянии, как критический угол смещения (КУС). Если критический угол смещения использовать как показатель миграционной способности частиц, то тогда ГК не является полным совокупным показателем миграционной способности частиц. Плотность частиц должна использоваться как отдельный показатель, дополнительно к их ГК. Критический угол смещения можно использовать для расчета миграционной способности частиц по наклонной поверхности. Открывается возможность вывести формулу, с помощью которой можно будет рассчитывать угол смещения частиц при заданной скорости потока. Также можно будет, наоборот, рассчитывать необходимую скорость потока для транспортировки частиц определенного размера и с заданными углами смещения. Достижение этой цели позволило бы значительно повысить обогатимость уплощенного золота.

Поведение частиц в потоке в зависимости от их размеров.

Скорость потока вывода из трубки и скорости погружения в жидкости частиц различной размерности совпадают при толщине или диаметре изометричных частиц около 1 мм. При меньших размерах они выносятся при большей усредненной скорости. Эта разница, к примеру, для частиц толщиной 0,5 мм достигает 80 %, то есть частица с ГК 12 см/с выводится из трубки при скорости потока 18 см/с (рис. 2). Есть все основания ожидать, что при еще меньшей толщине эта зависимость будет проявляться в еще большей степени. Объяснить это можно тем, что самые нижние слои жидкости из-за трения с дном имеют скорости ниже усредненной по установке скорости, которая замеряется по расходу воды. С другой стороны, частицы толщиной более 1 мм выносятся с меньшей усредненной скоростью. Разница скорости при замере изометричных частиц размером больше 3 мм составляет порядка 40 % в сторону уменьшения скорости выноса относительно ГК. Это явление отмечается как для стеклянных шариков, так и для свинцовых и железных частиц.

Из изложенного следует сделать вывод, что над малоскоростным придонным слоем существуют струи, скорость которых значительно выше не только скорости придонного слоя, но и усредненной. Возникновение его обязано центробежным силам,

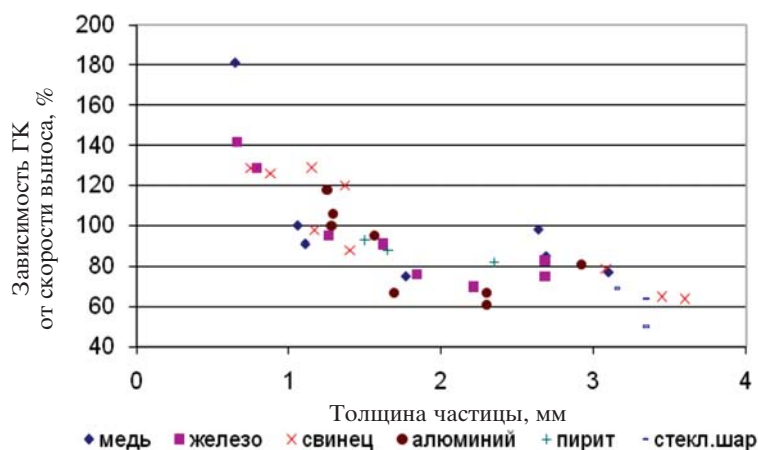


Рис. 2. Отношение гидравлической крупности частиц к скорости их перемещения в потоке на искривленной поверхности

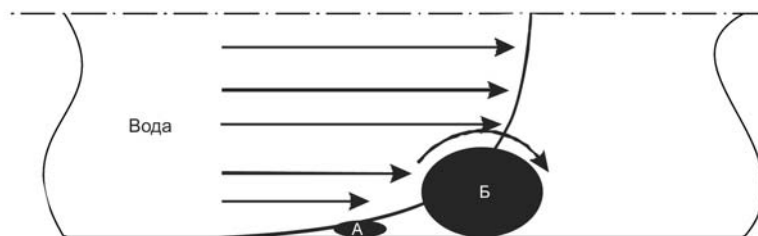


Рис. 3. Эпюра распределения скоростей потока

которые проявляются тем сильнее, чем выше усредненная скорость в трубе установки. По этой причине крупные частички Б на рис. 3, благодаря своим размерам, попадают в зону резко выраженной высокоскоростной струи. Возникает крутящий момент, поэтому более крупные частицы перемещаются не только волочением, но и перекачиванием и выносятся, опережая усредненную скорость. Тонкие частички А на рис. 3 попадают в зону торможения потока трением и за счет этого отстают от усредненной скорости. На рис. 3 видно, что замедление струи за счет трения о днище трубки, выполненной из тонко отшлифованного оргстекла, фиксируется для частиц крупностью менее 1,25 мм. Причем это замедление для частичек 0,5 мм доходит до 80 % от их ГК, а для частичек размером 3,5 мм отмечается ускорение потока до 40 % от их скорости погружения в потоке.

Таким образом, гидравлическая крупность частиц не является обобщающим параметром их миграционной способности в потоке; способность перемещения частиц вверх по уклону зависит не только от ГК, но и от плотности; на основе экспериментальных исследований предлагается ввести новый критерий оценки миграционной способности частиц в потоке — критический угол смещения.

Статья подготовлена при поддержке РФФИ № 09-05-98571-р_восток_a.

Литература

1. Филиппов В.Е., Лебедев И.Ф., Еремеева Н.Г. Зависимость гидравлической крупности тяжелых частиц со скоростью их витания // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2004. — № 7. — С. 323 — 325.
2. Гаврильев Д.М. Новый способ определения миграционной способности минеральных частиц в водном потоке / Д.М. Гаврильев // Материалы Всероссийской научно-технической конференции с международным участием 20 — 24 июня 2006 г. — Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2006. — С. 71 — 73.

3. Гаврильев Д.М., Еремеева Н.Г. Гидравлическая крупность частиц и скорость их перемещения по наклонной поверхности / Д.М. Гаврильев, Н.Г. Еремеева // Труды Международной научно-практической конференции (г. Якутск 14 — 17 июня 2005 г.): т. 3. — Якутск: Изд-во Института мерзлотоведения им. П.И. Мельникова СО РАН, 2005. — С. 27 — 30.

УДК 622.234.42:622.7'017

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ В КАЧЕСТВЕ
ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО ИСТОЧНИКА МИНЕРАЛЬНОГО
СЫРЬЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ
МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ЮЖНОГО УРАЛА**

Е.А. Емельяненко, Е.А. Горбатова, К.А. Аверьянов

Медноколчеданные месторождения Южного Урала — важнейшая составляющая не только сырьевой базы Урала, но и России. Наибольшие запасы превышающие 100 млн т руды установлены на Гайском, Сибайском, Учалинском месторождениях, которые в настоящее время осваиваются одноименными рудниками.

Минерально-сырьевой базой Учалинского горно-обогатительного комбината являются разрабатываемые открытым и подземным способами Учалинское (Учалинский район Республики Башкортостан), Молодежное, Узельгинское и Талганское (Верхнеуральский район Челябинской области) месторождения медных и медно-цинковых колчеданных руд. Все перечисленные колчеданные месторождения Учалинского и Верхнеуральского рудных районов генетически относятся к месторождениям уральского типа и, характеризуются медно-цинково-колчеданным составом.

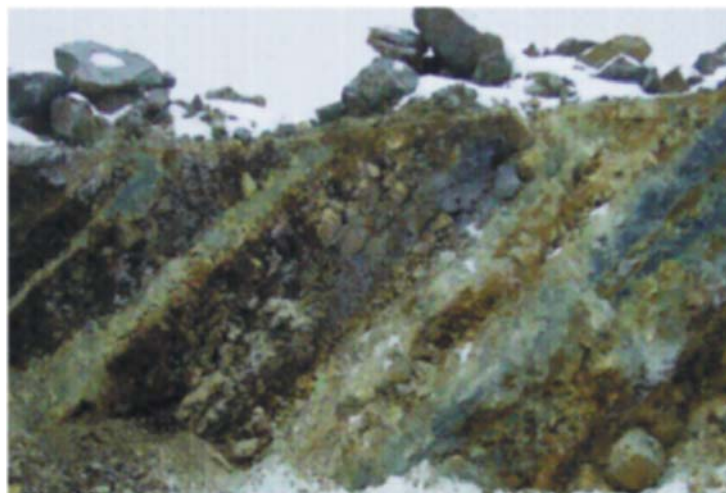
Неглубокое залегание от поверхности Учалинского месторождения, выдержанная мощность крутопадающей линзы рудного тела, большие запасы меди и цинка предопределили открытый способ его разработки (добыча ведется с 1958 г.) с производственной мощностью 3 млн т в год. В результате полувековой деятельности Учалинского ГОКа на промплощадке предприятия в отвалах, хвостохранилище обогатительной фабрики накоплены значительные объемы труднообогатимых, забалансовых руд и вмещающих горных пород (см. таблицу).

**Объемы накопления и запасы основных ценных компонентов
в отвалах некондиционных руд
Учалинского ГОКа**

Объект складирования	Содержание				
	Cu, %	Zn, %	S, %	Au, г/т	Ag, г/т
Отсев рентгенометрической сепарации (117 тыс. т)	0,4 — 0,5	1,5 — 2,2	15 — 22	0,3 — 1	8 — 12,5
Некондиционные окисленные руды (200 тыс. т)	0,55 — 0,63	1,5 — 2,0	25,8	0,93	15 — 16
Вкрапленная руда текущей добычи (8 тыс. т)	0,6	3 — 3,5	27,5	1,0	16,0
Разубоженная и некондиционная руда текущей добычи (60 тыс. т)	0,55 — 0,6	1,5 — 2,0	25 — 26	0,93 — 1	15 — 16
Окисленные руды Молодежного месторождения (300 тыс. т)	0,48	0,58	22	0,2 — 0,5	0,7 — 1
Итого, т	3723	8870	—	0,43	5,45

По содержанию химических элементов отвалы относятся ко второму классу опасности, следовательно, приоритетны для переработки. Существующий отечественный и зарубежный опыт [1] переработки отвалов горных предприятий позволяет считать физико-химическую геотехнологию переработки таких горных пород достаточно отработанной для широкого промышленного внедрения. Относительно небольшое техническое перевооружение ОАО «Учалинский ГОК» для внедрения и осуществления кучного (КВ) и подземного (ПВ) выщелачивания позволит использовать в качестве самостоятельных источников минерального сырья цветных и благородных металлов имеющиеся на балансе предприятия значительные объемы техногенных образований.

Отвалы Учалинского горно-обогатительного комбината представлены вскрышными и вмещающими породами, отходами радиометрической сепарации общим объемом около 150 млн м³ горной породы, содержащей 3723 т меди, 8870 т цинка, 0,43 т



Зональное строение отвалов вскрышных и вмещающих пород породы различной крупности

золота, 5,45 т серебра. Среднее содержание меди — 0,5 %, цинка — 2,04 %, золота — 0,6 г/т, серебра — 8,5 г/т.

Отвалообразование вскрышных и вмещающих пород, на так называемом диабазовом отвале вскрышных пород, производилось путем послойного складирования вскрышных пород диабазового состава, вмещающих метасоматитов и рудокластов. В результате был сформирован техногенный массив слоистого строения с чередованием слоев горной массы различного генезиса и вещественного состава (см. рисунок). Высота отвалов составляет 10 м. Слои мощностью от нескольких сантиметров до одного-двух метров залегают под углом 40 — 45°. Исследования вертикального разреза массива диабазового отвала показали наличие вертикальной и латеральной зональности.

Вертикальная зональность выражается в изменении гранулометрического состава горных пород по высоте яруса (от подошвы к кровле). Дიაбазы и кварцевые метасоматиты, обладая высокой механической и химической устойчивостью к гипергенезу, представлены, как правило, крупно-глыбовым материалом (средний диаметр куска более 1000 мм) и являются каркасом отвала. Содержание песчано-глинистой фракции в диабазовом материале составляет 16 % от общего объема. Метасоматиты,

представленные серицитовым и хлоритовым материалом легко разрушаются под действием экзогенных процессов до мелкой песчано-глинистой фракции (выход до 40 % от общего объема). Полученная фракция обладает высокой удельной поверхностью, на которой проявляются различные поверхностные силы (межмолекулярное притяжение, поверхностное натяжение и др.), образует сульфатный цемент, который заполняет полости и поры между обломками.

Латеральная зональность связана со сменой наклонно залегающих пород различного литологического состава. В строении отвала выделяются слои, сложенные вскрышными вулканическими породами основного состава с небольшой примесью кварц-серицитовых метасоматитов, и слои вмещающих пород представленными метасоматитами кварц-серицитового и кварц-серицит-хлоритового составов. Границы между слоями меняются от четких, практически ровных, до размытых, неровных.

При изучении вертикальной и латеральной зональностей установлены геотехнологические типы пород [3], характеризующиеся определенными литологическими и физико-механическими особенностями, благоприятными для процессов КВ.

Первый тип геотехнологических пород представлен обломками, в которых преобладают породы основного состава с небольшим количеством кислых метасоматитов кварц-серицитового состава, разбитых системами трещин. Породы хорошо проницаемы. Коэффициент фильтрации 0,06 м/сут. Обломки, сложенные эффузивами основного состава из сероцветных пород с зеленоватым или сиреневатым оттенком, — это в основном диабазы, диабазовые порфириты, базальты, в разной степени уралитизированные и сосюритизированные, сопровождаются рудной минерализацией. Вследствие присутствия сульфидных рудокластов поверхности обломков горных пород лимонитизированы. Из экзогенных минералов наиболее развиты ярозит, гипс, кальцит.

Для пород основного состава отмечаются следующие структуры: скрытокристаллическая, порфировая, в которой вкрапленники представлены измененными основными плагиоклазами. Текстура — флюидальная, пористая, миндалекаменная. Миндалины выполнены вторичным минералом — кальцитом.

Для метасоматитов кварц-серицитового состава гранобластового строения характерна массивная текстура, для пород лепидобластовой структуры — сланцеватая. Метасоматиты пронизаны

серией трещин, размещенных вдоль слоистых силикатов, ориентированных плоскими поверхностями параллельно друг другу.

Второй тип геотехнологических пород представлен кварцевыми и кварц-серицитовыми метасоматитами с рудной минерализацией. Породы обладают хорошей проницаемостью. Средний коэффициент фильтрации 1,2 м/сут.

В слое метасоматитов отмечаются небольшие линзы гипс-серицит-копиапитовой смеси. На всех обломках пород метасоматитового слоя присутствуют корочки и примазки из смеси минералов. По данным рентгенофазового анализа смесь минералов представлена аутигенными минералами — гипсом, медьсодержащим копиапитом, ярозитом и серой, а также мелкозернистым кварцем, пиритом, серицитом, хлоритом.

Рудокласты, отмечаемые во всех геотехнологических типах пород, из которых сформирован отвал, представлены обломками как сплошной, так и вкрапленной руды. В сплошных рудах содержание нерудных минералов незначительное (до 15 %), во вкрапленных их количество составляет более 85 % от всей массы. Главными рудообразующими минералами являются пирит, халькопирит, сфалерит. Рудовмещающие породы сложены преимущественно инертными к водным растворам кислот минералами, среди которых преобладает кварц — до 20 %, а также присутствуют серицит, хлорит и барит. Структуры руд зернистые, порфиоровидные, колломорфные. Текстуры вкрапленные, прожилково-вкрапленные, массивные, полосчатые и др. Проницаемость рудных пород удовлетворительная. Коэффициент фильтрации составляет 0,7 м/сут.

Для решения вопроса комплексной переработки, накопленных в отвалах ОАО «Учалинский ГОК» отходов горно-обогательного производства были проведены лабораторные испытания по перколяционному выщелачиванию этих отходов. Были изучены параметры и режимы перколяционного выщелачивания, извлечения ценных компонентов из диабазовых отвалов Учалинского медноколчеданного месторождения.

Для улучшения фильтрационных характеристик исходная проба была рассеяна на два класса крупности: –10+5 и –5+0 мм. Класс –5+0 мм, представленный по минеральному составу в основном метасоматитами был окомкован до крупности –10+5 и уложен вместе с крупной фракцией руды.

Процесс выщелачивания отвальной руды, содержащей сульфидные рудокласты состоял из трех последовательных этапов:

закисления массива, выстаивания (аэрации) и активного выщелачивания. В качестве растворяющего агента использовалась серная кислота (при закислении 10 %-й концентрации, в рабочем режиме 5 %). В качестве интенсификаторов изучалась возможность применения галита и торфяной вытяжки фульвокислотного состава.

Продолжительность выщелачивания пробы весом в 5 кг составила 90 дней. Интенсивность орошения составляла 1 л/ч.

Исследования по перколяционному сернокислотному выщелачиванию данной руды с использованием природных органических добавок показали, что активное сернокислотное выщелачивание происходит в течение первых 60 суток. Извлечение меди в раствор за этот период составило 54 — 62 %, цинка — 71 — 73 %, золота — 32 — 33 %, серебра — 31 — 34,5 %. Наиболее полного выщелачивания ценных компонентов возможно достичь при увеличении сроков выщелачивания в три раза.

Таким образом, согласно классификации [2], горная порода, представленная в отвалах вскрышных и вмещающих пород, относится к категории «благоприятных» для КВ и может быть использована в качестве дополнительного источника сырья для получения цветных и благородных металлов.

Технология кучного выщелачивания, рекомендуемая для вовлечения в переработку отвалов вскрышных и вмещающих пород, разработана и опробована на некондиционных смешанных медноколчеданных рудах и включает основные стадии: подготовку полигона; после предварительного разрушения негабаритов отгрузку породы экскаваторами; доставку пород автосамосвалами на рудоподготовительный комплекс; взвешивание доставленной породы; дробление и грохочение породы; формирование штабелей из классифицированной породы; орошение штабелей выщелачивающими сернокислыми растворами; сбор и аккумуляцию продуктивных растворов; переработку продуктивных растворов методом цементации в условиях опытно-промышленной апробации, методами экстракция-электролиз, осаждения и сорбции при промышленной реализации технологии. Подготовка полигона включает формирование гидроизоляционного основания и системы контрольного и рабочего дренажа, а также канав и прудков для сбора и аккумуляции продуктивных растворов.

Анализ результатов расчета технико-экономических показателей свидетельствует о достаточной рентабельности технологии

(80,8 % по отношению к эксплуатационным затратам), срок окупаемости капитальных вложений — 2 года. Возможность получения дополнительного эффекта от извлечения благородных и редких металлов, а также получаемый экологический эффект значительно повышают привлекательность предлагаемой технологии.

Литература

1. Влияние гранулометрического состава и реагентного режима на процесс кучного выщелачивания окисленных медных руд месторождения Бакр-Узьяк / В.А. Чантурия и др. // Горный журнал. — 2002. — № 3. — С. 48 — 51.
2. Грязнов О.Н. Оценка состояния геологической среды горнодобывающих районов методом геоэкологического картирования / О.Н. Грязнов // Техноген-97. Выставка и НТК по переработке техногенных образований: офиц. каталог: тез. докл. // Свердловский обл. комитет по охране природы. — Екатеринбург, 1977. — С. 17.
3. Халезов Б.Д. Задачи геотехнологии производства цветных металлов / Б.Д. Халезов // Вестник горно-металлургической секции АЕН. — 1993. — С. 90 — 104.

УДК 622.7.016.3:543.22

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД ЖЕЗКАЗГАНА НА СЕРЕБРО

*С.А. Ефименко, Н.Е. Сыздыков, О.Б. Абдыкенов,
В.С. Портнов, А.Д. Маусымбаева*

Характер распределения содержаний Ag в рудах месторождения Жезказган изучался с помощью энергодисперсионного рентгенофлуоресцентного анализатора элементного состава руд (EDXRF) РЛП-21 [1, 2] производства ТОО «Физик» (г. Алма-Ата, Казахстан), обеспечивающего определение массовых долей 34 элементов. Экспозиция измерений 415 с. Предел обнаружения по серебру 1,2 ppm (определен на государственном стандартном образце ГСО-3029, $C_{Ag} = 2,1$ ppm, критерий 3σ). Объектами исследований были вагонные пробы ОТК рудничной промышленной площадки, а также забойные, шпуровые, шламовые и керновые пробы.

Для рентгенорадиометрического анализа (РРА) полиметаллических руд сложного вещественного состава месторождения Жезказган на Ag с использованием полупроводникового детектора излучений разработана методика, являющаяся современ-

ным конгломератом двух методик НСАМ: № 192-ЯФ и № 194-ЯФ [3, 4]. Прямому применению упомянутых методик препятствовали следующие особенности руд месторождения Жезказган:

— массовая концентрация Ag в каждой второй пробе, поступающей на анализ, была ниже предела обнаружения Ag (10 ppm), оговоренного инструкцией № 192-ЯФ;

— сумма массовых концентраций Cu, Zn, Pb и Fe в каждой пятой пробе превышала (порой более чем в 5 раз) предельно допустимую по инструкции № 192-ЯФ сумму этих элементов (5 %);

— соотношение массовых концентраций Cd и Ag в цинксодержащих рудах, на долю которых приходилось не менее четверти объема анализируемых проб, находилось на уровне 20:1 (в отдельных пробах 400:1), что выше допуска по инструкции № 194-ЯФ (10:1).

Несмотря на столь неблагоприятные условия удалось обеспечить РРА проб руд на Ag в диапазоне массовых концентраций от 0 до 1000 ppm по третьей категории точности (ОСТ — 41 — 08 — 212 — 04) [5].

В новой методике учет взаимного влияния элементов основывается на решении методом итераций с числом приближений, равным трем, системы линейных уравнений вида

$$N_i = N_{\Sigma i} - N_{\phi i} - N_{pi} - N_{xi}, \quad (1)$$

где N_i — «чистая» плотность потока рентгеновской флуоресценции элементов с порядковым номером i ; $N_{\Sigma i}$, $N_{\phi i}$, N_{pi} , N_{xi} — соответственно, суммарная плотность потока, ее фоновая составляющая, плотности потоков рассеянного излучения бариевой мишени и рентгеновских флуоресценций мешающих элементов, измеренных в интервале, соответствующем положению во вторичном спектре аналитических линий элемента i .

При этом

$$N_{pi} = a_i N_{нк} + b_i N_{кг}, \quad (2)$$

$$N_{zi} = \sum_{j=1} K_{ij} N_j, \quad (3)$$

$$K_{ij} = \frac{N_{\Sigma i} - N_{\phi i} - a_i N_{нк} - b_i N_{кг}}{N_{\Sigma j} - N_{\phi j} - a_j N_{нк} - b_j N_{кг}}, \quad (4)$$

где $N_{\text{нк}}$ и $N_{\text{кг}}$ — некогерентная и когерентная составляющие плотности потока рассеянного излучения бариевой мишени; a_i и b_i — постоянные коэффициенты (определялись в процессе измерения порошковых проб из химически чистых окислов алюминия, кремния, бария и сульфата бария; первые два обеспечивали повышенный выход некогерентной составляющей, а остальные два — когерентной составляющей плотности потока рассеянного излучения мишени); N_j — плотность потока рентгеновской флуоресценции мешающего элемента j ; K_{ij} — коэффициент вклада N_j в энергетический интервал, в котором измеряется N_i .

Алгоритм расчета массовых долей элементов C_i , выведенный из известной формулы Клейна — Нишины — Тамма для дифференциального сечения рассеяния гамма-квантов [6], приближения М.А. Блохина [7] и зависимости $\sigma_j^p = \Phi(\mu_s)$, содержит механизм учета эффекта матрицы.

Было учтено, что для элементов с порядковыми номерами $j < i$ (все элементы, на которые вводятся поправки, были пронумерованы от 1 до n в порядке убывания энергий их аналитических линий), энергии K - или L -краев которых попадают в энергетический интервал $E_i — E_{\text{нк}}$, поправки следует вводить на их массовые концентрации, найденные в первом приближении, а для элементов с порядковыми номерами $j \geq i$, энергии K - или L -краев которых больше E_i , — по измеренным интенсивностям N_j их аналитических линий.

$$C_i = \frac{N_i \left[1 + \sum_{j<i} V_{ij} C_j + V_p \sum_{j<i} W_{ij} C_j \right]}{N_p P_i - Q_i - \left[\sum_{j \geq i} V'_{ij} N_j + N_p \sum_{j \geq i} W'_{ij} N_j \right]}, \quad (5)$$

где V_{ij} , V'_{ij} , W_{ij} , W'_{ij} , P_i , Q_i — постоянные коэффициенты, причем:

$$V_{ij} = \frac{1}{bA_i} \left[A_i (\sigma_i^i - b) - a\mu_{ui} A_{ij} \right], \quad \text{если } E_j > E_{\text{нк}}, \quad (6)$$

$$V_{ij} = \frac{a\mu_{ui}}{bA_i} (A_i - A_{ij}), \quad \text{если } E_j \leq E_i \text{ и } j \leq i, \quad (7)$$

$$V'_{ij} = V_{ij} \frac{K_i}{K_j}, \text{ если } j \leq i, \quad (8)$$

$$W_{ij} = \frac{\mu_{ij} A_{ij} A_p}{b A_i K_p \sin \varphi}, \text{ если } E_j \leq E_{\text{нк}} \text{ и } j \leq i, \quad (9)$$

$$W'_{ij} = W_{ij} \frac{K_i}{K_j}, \text{ если } j \leq i, \quad (10)$$

$$P_i = \frac{K_i A_p}{b R_p A_i}, \quad (11)$$

$$Q_i = \frac{a K_i \sin \varphi}{b A_i}. \quad (12)$$

В формулах (6) — (12) приняты следующие обозначения:

$$A_i = \frac{\sin \varphi}{\sin \varphi} + \frac{\mu_{ij}}{\mu_{ui}}; \quad (13)$$

$$A_p = \frac{\sin \varphi}{\sin \varphi} + \frac{\mu_{pi}}{\mu_{ui}}; \quad (14)$$

$$K_i = \frac{\Omega}{4\pi} S_0 r_m^i w_m^i p_m^i n_1 \tau_u^i; \quad (15)$$

$$K_{\text{нк}} = \Omega S_0 n_1, \quad (16)$$

где μ_{ui} , μ_{pi} , μ_{ij} — массовые коэффициенты ослабления первичного (u) и некогерентно рассеянного (p) излучения радионуклида (мишени) и аналитической линии элемента с порядковым номером i ; σ_j^p — массовое интегральное сечение рассеяния некогерентного излучения радионуклида (мишени) на элементе с порядковым номером j ; φ и ψ — углы скольжения потоков первичного и вторичного излучений; Ω — телесный угол, под которым из пробы виден детектор; r_m^i — доля m -уровня в общем поглощении излучения атомами элемента с порядковым номером i ; w_m^i — выход флуоресценции m -уровня элемента с порядковым номером i ; p_{mn}^i — вероятность испускания n -линии m -серии элемента с

порядковым номером i ; n_i — плотность потока первичного излучения на поверхности пробы; τ_{μ}^i — массовый коэффициент поглощения первичного излучения в химически чистом элементе с порядковым номером i ; a и b — постоянные коэффициенты, определяемые из графика зависимости $\sigma_j^p = \Phi(\mu_{\mu})$ или из справочника.

По результатам исследований сформирован и постоянно обновляется обширный банк данных результатов РРА вагонных проб ОТК по шахтам Анненского, Восточного, Западного, Южного и Степного подземных рудников, а также рудника Жомарт, что позволило применить методы математической статистики для изучения закономерностей распределения Ag в следующих рудопотоках: рудников 4 шт., шахт 8 шт., по капитальным рудоспускам 94 шт.

Основные результаты исследований

1. Построены динамические ряды среднесуточных содержаний Ag по капитальным рудоспускам, шахтам и рудникам. Для придания анализу большей наглядности на них нанесены средние содержания Ag в руде $C_{Ag(ср)}$, а также величины $C_{Ag(ср)} \pm 20\%$ и $C_{Ag(ср)} \pm 2\sigma$ (рис. 1). Рассчитаны показатели качества для динамических рядов.

Установлено, что только для шахты № 15 Восточно-Жезказганского рудника динамический ряд содержаний Ag полностью укладывается в границы $C_{Ag(ср)} \pm 2\sigma$. Это указывает на удовлетво-

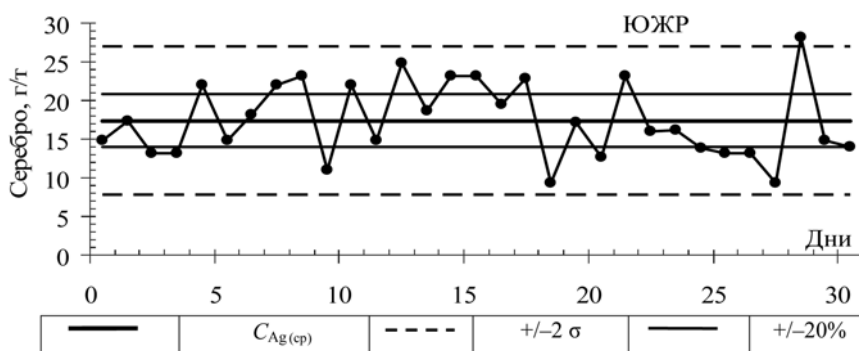


Рис. 1. Динамические ряды среднесуточных содержаний Ag по Южно-Жезказганскому руднику в целом за декабрь 2004 г.

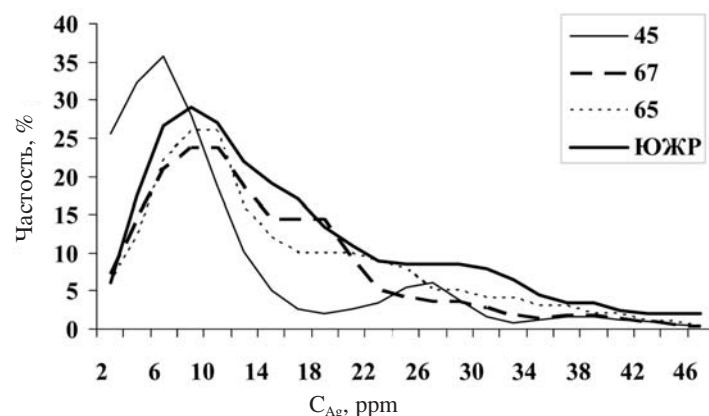


Рис. 2. Частота содержаний Ag в товарной руде шахт № 45, 65, 67 и ЮЖР в целом за июль 2005 г.

рительный уровень колебаний Ag в суточных порциях руды. Среднесуточные содержания Ag в динамических рядах остальных рудников выходят за границы $C_{Ag(ср)} \pm 2\sigma$ от одного до пяти раз, что указывает, во-первых, на чрезмерный уровень колеблемости содержаний Ag; во-вторых, на необходимость применения мероприятий по стабилизации качества суточных рудопотоков шахт и рудников по компоненту Ag.

2. Построены кривые распределения частоты содержаний Ag в рудопотоках (рудоспуск, шахта, рудник) всех подземных рудников. Часть этих материалов включена в данную работу: на рис. 2 показана частота содержаний Ag по шахтам № 45, 65, 67 и Южно-Жезказганскому руднику в целом. Анализ кривых распределения частоты распределения содержаний Ag однозначно указывает на то, что все кривые имеют асимметричную форму, которая по одним и тем же рудопотокам изменчива во времени. Следовательно, рудопотоки всех уровней подземных рудников ПО «Жезказганцветмет» представляют собой чрезвычайно сложный объект для высокоэффективного применения автоматизированных систем управления качеством руд (СУКР) по компоненту Ag.

3. Оценена достоверность величины планового показателя «удельное содержание Ag» [$K_{уд(план)} = 6,43 \text{ ppm Ag/1 \% Cu}$]. По шахте № 67 (табл. 1) установлено, что $K_{уд(факт)} = 7,58$ (по декадам: 7,32; 7,38; 7,94) несколько выше плана. По данным ОТК, $K_{уд(факт)} = 6,69$,

Таблица 1

**Удельное содержание Ag в товарной руде шахты № 67,
отгруженной в мае 2003 г., по данным РРА вагонных проб ОТК на аппаратуре
РЛП-21 (план: Ag 9,0 ppm; Cu 1,40 %; $K_{уд} = 6,43$)**

Декада	$K_{уд} \text{ (факт)}$ по РЛП-21	В том числе по рудоспускам					$K_{уд} \text{ (факт)}$ по ОТК
		P-1	P-2	P-3	P-4	P-7	
1-я	7,32	5,45	7,73	7,89	7,00	11,32	7,77
2-я	7,38	6,28	9,21	7,40	6,82	0	5,73
3-я	7,94	14,53	6,46	10,35	7,89	0	6,66
Месяц	7,58	9,48	7,56	8,23	7,16	11,37	6,69

но по декадам картина иная: 7,77; 5,73; 6,66, — что указало на низкую представительность существовавшей технологии подготовки объединенных вагонных проб.

4. Изучена корреляция Ag с Cu, Pb, Zn. Были построены поля корреляции Ag с Cu, Pb, Zn, и $\Sigma(\text{Cu}+\text{Pb}+\text{Zn})$ по всем рудоспускам всех шахт (см. рис. 2), а также рассчитаны коэффициенты парной корреляции $R_{\text{Ag}(\text{Cu})}$, $R_{\text{Ag}(\text{Pb})}$, $R_{\text{Ag}(\text{Zn})}$, $R_{\text{Ag}(\text{Cu}+\text{Pb}+\text{Zn})}$ (табл. 2 и 3). Из полученных данных следует:

Таблица 2

**Сводная таблица расчета коэффициентов взаимной корреляции,
уравнений регрессии и сереброносности руд месторождения Жезказган**

Дата опробо- вания	Шахта, рудник	Кол-во порций руды	Среднее содержание		Коэф. корреля- ции $R_{(\text{Ag}/\text{Cu})}$	Коэф. уравнения $C(\text{Ag}) = aC(\text{Cu}) + b$		$K_{(\text{Ag}/\text{уд})} = \frac{C_{(\text{Ag}, \text{ppm})}}{C_{(\text{Cu}), \%}}$
			Cu, %	Ag, ppm		a	b	
07.2004 г.	67	6520	1,65	16,90	0,905	8,27	3,23	10,23
07.2004 г.	45	7064	1,14	12,18	0,898	9,12	1,80	10,70
07.2004 г.	65	14072	1,51	24,47	0,784	10,42	8,76	16,23
07.2004 г.	ЮЖР	27658	1,45	19,54	0,801	9,78	5,39	13,5
12.2004 г.	31	3873	0,96	15,71	0,410	9,58	6,51	16,35
12.2004 г.	55	9402	1,06	21,00	0,849	22,37	-2,68	19,83
12.2004 г.	ЗЖР	13275	1,03	19,46	0,804	21,04	-2,22	18,89
12.2004 г.	15	9539	0,95	15,93	0,392	18,41	-1,59	16,74
12.2004 г.	57	15457	1,39	20,96	0,662	11,66	4,70	15,03
12.2004 г.	ВЖР	24996	1,23	19,04	0,665	12,37	3,88	15,53
09.2007 г.	АЖР	18137	1,41	8,41	0,784	4,82	1,45	5,94
Все рудники		84129	1,31	16,96	0,668	9,88	4,04	12,98

Таблица 3

**Сводная таблица расчета воспроизводимости коэффициентов
взаимной корреляции, коэффициентов уравнений прямолинейной регрессии
и сереброносности руд шахты Анненская**

Дата опробо- вания	Рудоспуск	Кол-во порций руды	Среднее содержание		Коэф. корреля- ции $R_{Ag(i)}$	Коэф. уравнения $C_{Ag} = aC_{Cu} + b$		$K_{(Ag)уд} =$ $= C_{(Ag)}/C_{(Cu)}$
			Cu, %	Ag, ppm		a	b	
Корреляция серебра с медью $R_{Ag(Cu)}$								
05.07 г.	17(2)	4449	1,34	10,06	0,831	6,47	1,39	7,50
07.07 г.	17(2)	5505	1,57	11,15	0,845	11,05	0,51	7,09
09.07 г.	17(2)	4944	1,77	11,84	0,918	6,69	0,01	6,69
Корреляция серебра со свинцом $R_{Ag(Pb)}$								
05.07 г.	17(2)	4449	0,70	10,06	0,375	3,32	7,65	14,29
07.07 г.	17(2)	5505	0,89	11,15	0,484	3,99	7,58	12,47
09.07 г.	17(2)	4944	0,81	11,84	0,396	5,59	7,33	14,69
Корреляция серебра с цинком $R_{Ag(Zn)}$								
05.07 г.	17(2)	4449	1,10	10,06	0,030	0,21	9,81	8,41
07.07 г.	17(2)	5005	1,34	11,15	0,013	-0,09	11,31	6,24
09.07 г.	17(2)	4944	1,79	11,84	0,250	2,80	8,75	10,73

1) реальные коэффициенты парной корреляции $R_{Ag(Cu)}$ в рудопотоках (см. табл. 3), прошедших через рудоспуски шахт (0,905 по шахте № 67; 0,898 по шахте № 45; 0,849 по шахте № 55; 0,784 по шахте № 65 и Анненская; 2) 0,692 по шахте № 15 и 0,662 по шахте № 57) и рудников (0,665 по ВЖР; 0,784 по руднику Анненский; 0,668 по всем рудникам), значительно выше тех, которые приведены в работах [8, 9]: 0,71 — для медных руд халькозинового состава; 0,55 — для медных руд борнитового состава и 0,53 — для медных руд халькопиритового состава; 2) средние по шахте Анненская значения $R_{Ag(Pb)} = 0,418$ и $R_{Ag(Zn)} = 0,097$ подтвердили отсутствие тесной связи между содержаниями Ag, с одной стороны, и содержаниями Pb и, в особенности, Zn — с другой (табл. 3); 3) по удельному содержанию Ag рудники составили следующий ряд: Анненский — 5,94; Южный — 13,50; Восточный — 15,53; Западный — 18,89; все рудники подземной добычи — 12,98 ppm.

5. Комплексный анализ корреляционных связей показал, что при планировании добычи Ag в комплексных рудах по удельному содержанию серебра возможно использовать алгоритм

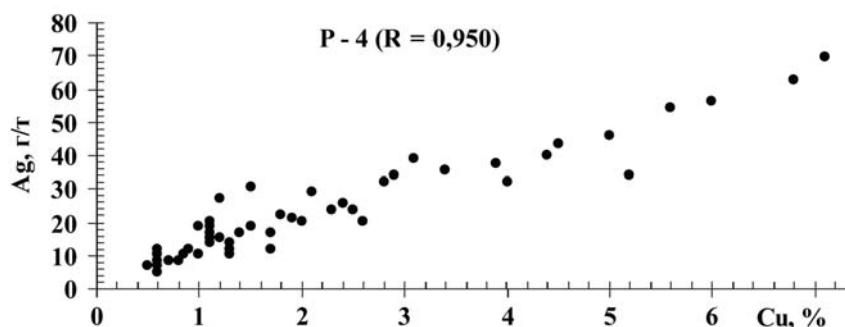


Рис. 3. Поле парной корреляции Ag и Cu в руде, отгруженной в рудоспуск Р-4 шахты № 67 ЮЖР в июле 2004 г.

$Ag (ppm) / 1 \% (Cu + \sqrt[8]{Pb + Zn})$ вместо применяемого до этого алгоритма $Ag(ppm) / 1 \% (Cu + Pb + Zn)$. В этом случае коэффициент парной корреляции увеличивается с 0,762 до 0,909.

6. Предложен новый подход к процедуре вывода из добычи забоев, фронт которых вышел за контуры балансовых медных руд ($Cu < 0,30 \%$). Этот подход впоследствии очень хорошо вписался в математическую модель расчета максимума дохода от реализации товарной руды по функции цели. Суть нового подхода состоит в следующем: забой, вышедший по результатам рентгенорадиометрического опробования за контур балансовых руд, следует в обязательном порядке экстренно перепробовать пунктирно-бороздовым способом, дождаться результатов РРА на Ag и только в случае, когда средневзвешенное содержание Ag по забойу окажется ниже плановой величины по шахте, давать предписание на вывод забоя из добычи.

7. Предложена методика выявления фальсификаций результатов вагонного опробования ОКК. Методика использует массивы динамических рядов содержаний основных и сопутствующих рудных компонентов в руде, отгруженной из капитальных рудоспусков. Все данные вагонного опробования ОТК проходят компьютерную обработку по следующей схеме: а) массив данных вагонного опробования по шахте разбивается на подмассивы (по рудоспускам); б) подмассивы (по рудоспускам) добавляются к имеющимся массивам данных по тем же рудоспускам и проверяются на однородность (по содержаниям Cu и Ag); в) данные вагонного опробования, не прошедшие проверку на однородность

одновременно по содержаниям Cu и Ag, бракуются: ряд данных вагонного опробования (заведомо фальсифицированных) может пройти проверку на однородность по содержанию Cu, но вероятность того, что они пройдут проверку на однородность еще и по Ag, ничтожно мала.

8. Установлены причины занижения реальных валовых содержаний Ag в товарной руде шахты Анненская по сравнению с плановыми содержаниями, которые рассчитывались по удельному содержанию Ag, взятому из генерального пересчета запасов. Были обработаны массивы данных РРА на Ag всех вагонных проб ОТК по шахте Анненская за май (999 проб), июнь (869 проб) и сентябрь (897 проб) 2007 г. Было показано, что: а) валовые содержания Ag в комплексных рудах уже превышают данные подсчета запасов (залежи: 21 — 7,84; 22 — 7,62; 23 — 5,33; 24 — 7,16, 31 (низ) — 3,69; 31 (верх) — 5,42; 32 — 5,99 ppm); б) «отставание» содержаний Ag в медных рудах объясняется вполне объективными причинами: добычные работы ведутся на флангах залежей — по мере перемещения фронта очистных работ с флангов к центрам рудных залежей валовое содержание Ag в рудах будет постепенно расти во всех сортах руд; для текущего планирования добычи Ag рекомендовались следующие значения показателя «удельное содержание Ag»: комплексные руды 6,00; медные руды 8 — 8,50; все сорта 6,00 ppm.

Таким образом, внедрение РРА всех видов проб на Ag позволило:

— существенно расширить информационные базы данных о характере распределения основных и сопутствующих рудных компонентов в товарной руде, впервые включив в эти базы информацию по сопутствующим компонентам Ag и Cd;

— обеспечить исходные, достоверные и оперативно пополняемые базы данных для работы автоматизированной системы управления качеством руд (СУКР) по компонентам Ag и Cd;

— организовать изучение особенностей пространственного распределения Ag и Cd по залежам и рудоносным горизонтам месторождения Жезказган.

Литература

1. Ефименко С.А. Рентгенорадиометрический лабораторный прибор РЛП-21 / С.А. Ефименко, А.Н. Лезин // Приборы и техника эксперимента. — 2009. — № 1. — С. 180 — 181.
2. Ефименко С.А. Опыт применения ядерно-геофизических технологий опробования руд в ТОО «Корпорация Казахмыс» / С.А. Ефименко // Ядерно-геофизические, полевые, скважинные и аналитические методы при решении

задач поиска, разведки и разработки месторождений твердых полезных ископаемых (27 — 29 мая 2009 г., г. Октябрьский, РБ): докл. Междунар. науч.-практ. конф. — М.: ГНЦ РФ ВНИИГеосистем, 2009. — С. 215 — 230.

3. Флуоресцентное рентгенорадиометрическое определение серебра в горных породах и рудах. Методика № 192-ЯФ // М.: ВИМС, 1982. — 11 с.

4. Рентгенорадиометрическое определение марганца, железа, меди, цинка, мышьяка, рубидия, стронция, иттрия, циркония, ниобия, молибдена, вольфрама, свинца и висмута в горных породах и рудах: методика № 194-ЯФ / ВИМС. — М., 1982. — 21 с.

5. Управление качеством аналитических работ: Порядок и содержание работы по аттестации методик количественного анализа минерального сырья // ОСТ — 41 — 08 — 205 — 04. Методики количественного химического анализа. — М.: Изд-во МПР РФ, 2004. — С. 95.

6. Бахтияров А.В. Рентгеноспектральный флуоресцентный анализ в геологии и геохимии / А.В. Бахтияров. — М., 1985. — 144 с.

7. Блохин М.А. Рентгеноспектральный справочник / М.А. Блохин, И.Г. Швейцер. — М., 1982. — 376 с.

8. Саптаева М.К. Руды Жезказгана и условия их формирования / М.К. Саптаева. — Алма-Ата, 1985. — 205 с.

9. Саптаева М.К. Минералогия руд и зональность залежей Жезказганского месторождения (по материалам рудного района «Анненский») / М.К. Саптаева, Т.И. Таненов. — Алматы, 1995. — 124 с.

УДК 622.648

АДЕКВАТНОСТЬ ПРИВЕДЕННОГО РАССТОЯНИЯ ПРИ НОРМИРОВАНИИ РАБОТЫ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

А.Г. Журавлев

На многих горнодобывающих предприятиях с открытым способом разработки месторождений при планировании работы автомобильного транспорта применяется методика, использующая приведенное расстояние транспортирования. Суть его заключается в том, что фактический профиль трассы, характеризуемый расстоянием транспортирования и высотой подъема, условно заменяется горизонтальной автодорогой, протяженность которой длиннее, чем фактическая, на величину, пропорциональную снижению скорости при работе на наклонной автодороге. Такое расстояние транспортирования называют приведенным. В этом случае можно использовать нормы не дифференцированные по расстоянию и высоте подъема, а распределенные только по приведенному расстоянию транспортирования. Это

могут быть нормы выработки, нормы расхода топлива или другие.

Приведение осуществляется с помощью эмпирических коэффициентов, характеризующих высоту подъема и спуска, долю автодорог с улучшенным покрытием. На практике предприятия используют для этих целей методику, приведенную в Единых нормах выработки [1].

$$l_{\text{пр}} = (l_{\text{ф}} + k_{\text{п}}h_{\text{п}} + k_{\text{с}}h_{\text{с}})(1 - 0,2y_{\text{yc}}), \quad (1)$$

где $k_{\text{п}}$ — коэффициент приведения высоты подъема к горизонтальному пути;

$l_{\text{ф}}$ — фактическое расстояние транспортирования, км;

$h_{\text{п}}$ — высота подъема груза, км;

$h_{\text{с}}$ — высота спуска груза, км;

$k_{\text{с}}$ — коэффициент приведения высоты спуска к горизонтальному пути;

y_{yc} — удельный вес участков пути с усовершенствованным покрытием, обеспечивающим реализацию скоростных возможностей автомобиля.

$$y_{\text{yc}} = l_{\text{yc}}/l_{\text{ф}}, \quad (2)$$

где l_{yc} — длина участка пути с усовершенствованным покрытием, обеспечивающим реализацию скоростных возможностей автомобиля, км.

Такой подход позволяет существенно упростить процессы нормирования, однако вносит и определенные погрешности за счет ряда допущений:

— падение скорости при движении автосамосвала по уклону считается одинаковым для любых уклонов;

— скорость движения автосамосвала по горизонтальной автодороге принимается средней, а на конкретных предприятиях может ограничиваться действующими дорожными знаками или быть выше за счет хороших дорожных условий.

Чтобы оценить точность результатов расчета с использованием приведенного расстояния проведем следующие расчеты. Предполагая, что скорость автосамосвала на уклоне зависит только от его мощности, уклона и сопротивления качению, можно вывести следующую формулу расчета приведенного расстояния. Примем в качестве базовой величины для определения соотношения производительности автосамосвала на горизонтальной и

наклонной автодорогах продолжительность рейса автосамосвала. Правомерность такого подхода подтверждается тем, что производительность зависит от времени рейса:

$$\Pi = qk_r/t_p, \text{ т/ч}, \quad (3)$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, т;
 k_r — коэффициент использования грузоподъемности, т;
 t_p — продолжительность рейса одного автосамосвала, ч.

$$t_p = \frac{l_\phi}{v_{\text{укл}}} = \frac{l_{\text{пр}}}{v_{\text{гор}}} = \frac{l_\phi + \Delta l}{v_{\text{гор}}}, \text{ ч},$$

где l_ϕ — фактическое (линейное) расстояние транспортирования, км;

$l_{\text{пр}}$ — приведенное расстояние транспортирования, км;

Δl — слагаемое, определяющее приведение фактического расстояния к горизонтальному, км;

$v_{\text{укл}}$ — фактическая средняя скорость автосамосвала при движении по дорогам с уклонами, км/ч;

$v_{\text{гор}}$ — средняя скорость автосамосвала при движении по горизонтальной дороге, км/ч.

Решая это уравнение относительно Δl , получим

$$\Delta l = l_\phi \left(\frac{v_{\text{гор}}}{v_{\text{укл}}} - 1 \right), \text{ км}. \quad (4)$$

Тогда приведенное расстояние

$$l_{\text{пр}} = l_\phi + \Delta l = l_\phi \frac{v_{\text{гор}}}{v_{\text{укл}}}, \text{ км}. \quad (5)$$

Предположим, что скорость автосамосвала на уклоне однозначно определяется его тягово-динамическими характеристиками и не ограничено пределами скорости:

$$v = \frac{N_{\text{двс}} \eta_{\text{тр}}}{(m_a + qk_r)(\omega + i)}, \text{ км/ч}, \quad (6)$$

где $N_{\text{двс}}$ — мощность двигателя внутреннего сгорания автосамосвала, кВт;

m_a — снаряженная масса автосамосвала, т;

ω — коэффициент сопротивления качению колес автосамосвала;

i — средневзвешенный уклон автодорог, доли;

$\eta_{\text{тр}}$ — коэффициент полезного действия трансмиссии автосамосвала.

Тогда предыдущее выражение преобразуется в

$$l_{\text{пр}} = l_{\text{ф}} + \frac{H_{\text{п}} \eta_{\text{тргор}}}{\omega \eta_{\text{трукл}}}, \text{ км}, \quad (7)$$

где $\eta_{\text{тргор}}$ — КПД трансмиссии самосвала на горизонтальной автодороге;

$\eta_{\text{трукл}}$ — КПД трансмиссии самосвала на наклонной автодороге.

В таблице приведены результаты сравнения производительности автосамосвала БелАЗ-7513, рассчитанной на основании

Отклонение показателя производительности, рассчитанного по приведенному расстоянию от показателя производительности, полученного с помощью тягово-динамического расчета (тяг.-динам. — прив. расст.), %

	Расстояние транспортирования, км												
	0,5	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	
Высота подъема, м	0	3	2	2	2	3	3	2	2	1	1	1	0
	30	<i>0</i>	1	1	2	2	2	0	0	0	0	-1	-1
	60	-7	-2	-1	1	1	1	-1	-1	-2	-2	-2	-2
	90		-6	-3	0	0	0	-3	-3	-3	-3	-3	-3
	120		-12	-5	-2	-1	-1	-5	-5	-5	-4	-4	-4
	150			-10	-4	-3	-2	-6	-6	-6	-6	-5	-5
	180			-16	-7	-5	<i>-4</i>	-8	-8	-7	-7	-6	-5
	210				-11	-7	-6	<i>-10</i>	-10	-9	-8	-7	-6
	240				-16	-10	-8	-13	<i>-11</i>	-10	-9	-8	-7
	270				-24	-14	-10	-15	-13	<i>-12</i>	-11	-9	-8
	300					-17	-12	-17	-14	-13	<i>-11</i>	-9	-8
	330					-20	-12	-17	-14	-12	-10	<i>-8</i>	-7
	360						-13	-18	-14	-11	-9	-7	<i>-6</i>
	390						-14	-19	-14	-11	-8	-7	-6
	420							-21	-15	-11	-8	-7	-7
	450							-23	-16	-11	-9	-8	-10
	480								-17	-12	-10	-11	-15
	510								-20	-14	-13	-16	-22

Полужирным курсивом выделены ячейки, соответствующие средневзвешенному уклону 6 % (при руководящем уклоне 8 %).

тягово-динамического расчета, принимаемой в данном случае за эталон, и по методике с использованием приведенного расстояния. Из таблицы видно, что при высоте подъема до 120 — 150 м разность между результатами расчетов не превышает 5 %. При этом методика приведенного расстояния дает завышенные значения при крутых уклонах и заниженные значения при малых уклонах и протяженных расстояниях транспортирования.

Также видно, что для наиболее характерных условий карьеров, когда средневзвешенный уклон автодорог близок к 6 % (при руководящем уклоне 8 % согласно [2]), допустимая погрешность имеет место при высоте подъема до 150 м. За счет введения нескольких коэффициентов приведения высоты подъема, дифференцированных по расстоянию транспортирования, погрешность методики удастся снизить, но не исключить.

Из рис. 1 видно, что приведенное расстояние хорошо отражает условия транспортирования только в определенной области, характеризуемой руководящими уклонами автодорог до 8 % и высотой подъема порядка 100 м. При этом решающее значение на погрешности оказывает именно высота подъема и средневзвешенный уклон трассы. Так, на рис. 1, б при высоте подъема 105 м данные расчетов по двум методикам близки практически при любом расстоянии транспортирования. Такие условия характерны для карьеров относительно небольшой глубины 100 — 300 м, использующих автотранспорт в качестве сборочного звена, и с последующей перегрузкой на магистральный транспорт (конвейерный или железнодорожный). Однако для глубоких карьеров (более 300 м) и карьеров, эксплуатирующих только автотранспорт, характерны более крутые уклоны и большая высота подъема. Соответственно в этих условиях приведенное расстояние не будет адекватно отражать реальные условия транспортирования и погрешность расчетов при нормировании будет существенной.

По требованиям Единых правил безопасности [2] карьерные автодороги не могут иметь один съезд, они должны быть разделены горизонтальными вставками не более чем через каждые 600 м наклонного съезда. Зачастую протяженность съездов бывает еще меньше из-за конструкции бортов карьеров. Такой ломаный профиль оказывает существенное влияние на средневзвешенный уклон, характеризующий автомобильную трассу в целом.

Исходя из определения средневзвешенного уклона, как отношения высоты подъема к общему расстоянию транспорти-

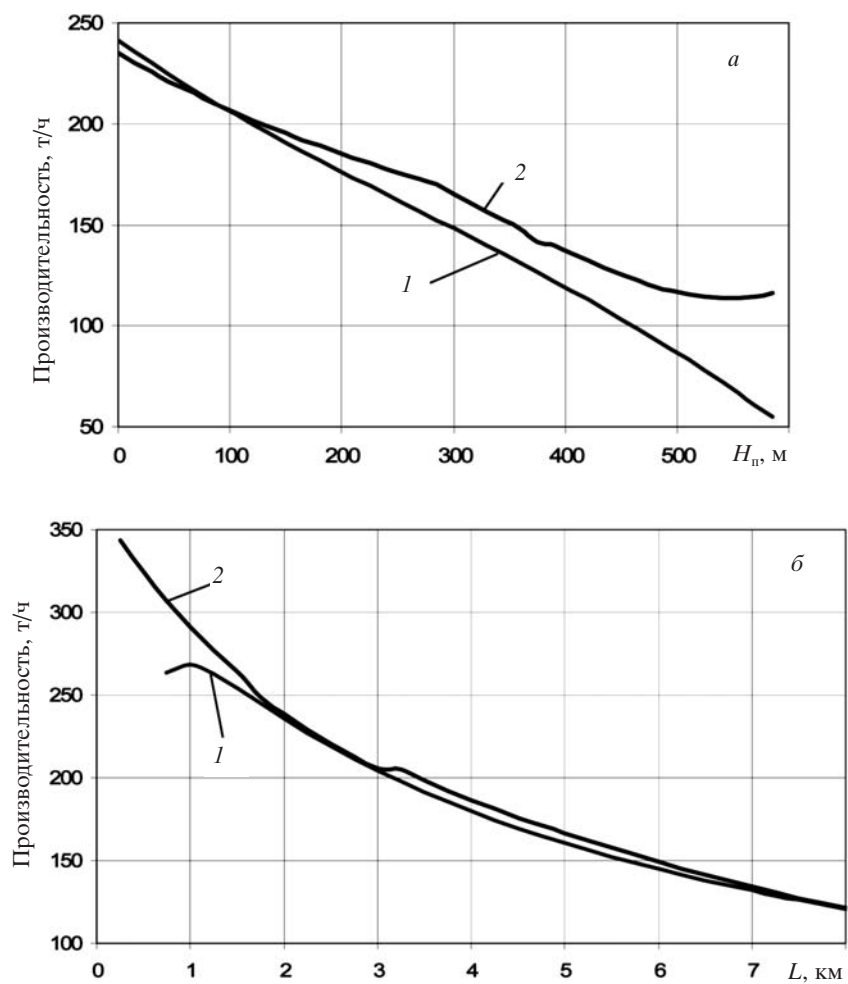


Рис. 1. Сравнение производительности автосамосвала, рассчитанной по разным методикам:
 а — при постоянном расстоянии транспортирования; б — при постоянной высоте подъема 105 м;
 1 — данные тягово-динамического расчета; 2 — данные расчета по приведенному расстоянию

рования, можно вывести взаимосвязь между руководящим и средневзвешенным уклоном через коэффициент развития трассы. Сам коэффициент развития трассы, основываясь на определении, есть отношение действительного расстояния транспортирования к теоретическому, построенному в виде одного съезда без горизонтальных вставок с уклоном, равным руководящему уклону:

$$k_{\text{тр}} = \frac{L_{\text{действ}}}{L_{\text{теор}}} = \frac{\Sigma l_i + \Sigma l_{\text{гор}}}{\Sigma l_i} = 1 + \frac{\Sigma l_{\text{гор}}}{\Sigma l_i}, \quad (8)$$

где Σl_i — суммарная длина наклонных участков дороги, км;
 $\Sigma l_{\text{гор}}$ — суммарная длина горизонтальных участков трассы, км.
 Тогда средневзвешенный уклон равен

$$i_{\text{ср.в}} = \frac{H}{10L_{\text{действ}}} = \frac{H}{10L_{\text{теор}}k_{\text{тр}}} = \frac{H}{10 \frac{H}{10i_{\text{рук}}} k_{\text{тр}}} = \frac{i_{\text{рук}}}{k_{\text{тр}}}, \% \quad (9)$$

Зависимость (9) проиллюстрирована на рис. 2. При средних коэффициентах развития трассы на практике равных 1,2 — 1,4 снижение уклона трассы за счет горизонтальных вставок состав-

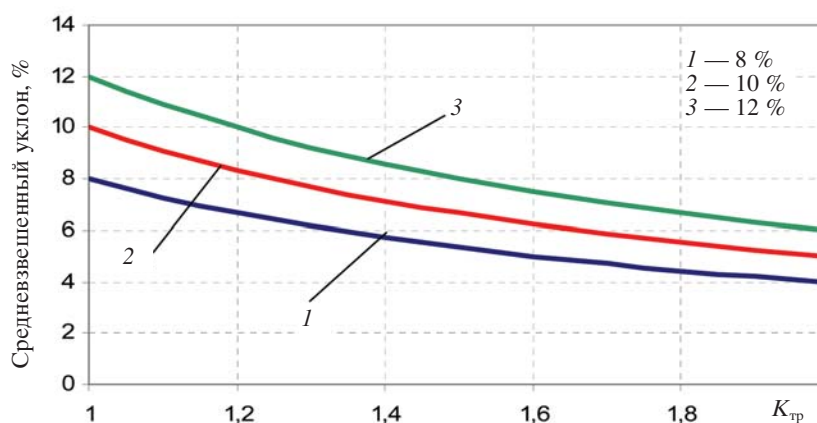


Рис. 2. Влияние коэффициента развития трассы на средневзвешенный уклон:
 1 — 3 — руководящий уклон

ляет 15 — 30 %. Чем круче руководящий уклон тем больше это влияние. Поэтому на трассах с повышенными уклонами, которые отстраиваются в основном для снижения протяженности автодорог, количество и длина горизонтальных участков должны быть минимальными.

Таким образом, существующая методика приведения наклонных автодорог к горизонтальному расстоянию оправдан и дает необходимую точность для автодорог с высотой подъема до 150 м и руководящими уклонами до 8 %. Для более сложных условий с высотой подъема автотранспортом 200 м и более и руководящими уклонами более 8 % необходимо либо использовать дифференцированные нормы планирования работы автотранспорта либо корректировать существующую методику приведения расстояния в сторону увеличения количества коэффициентов приведения в зависимости о высоты подъема и учета влияния руководящего уклона.

Учитывая, что глубина действующих крупных карьеров неуклонно увеличивается и в настоящее время на крупнейших железорудных карьерах России составляет около 300 м [3], необходимо пересматривать коэффициенты приведения наклонного расстояния к горизонтальному, указанные в [1], или, что более правильно, использовать дифференцированные нормы планирования работы технологического карьерного автотранспорта. Если раньше это было связано с большой трудоемкостью расчетов, то сегодня благодаря развитию компьютерных технологий и внедрению на многих предприятиях автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУ ТП), в том числе транспортированием горной массы в карьере, нормирование можно осуществлять в полуавтоматическом режиме. Однако для внедрения таких систем необходимо решать главным образом две научно-практические задачи:

1. Разработка методик и алгоритмов планирования и учета работы технологического автотранспорта. Это связано с поиском набора факторов, учет которых необходим и достаточен для осуществления нормирования и учета с необходимой на предприятии точностью. Часть таких факторов может быть измерена в системе АСУ ТП (например, данные с датчиком, установленных на автосамосвалах, или показания общекарьерных систем учета), а часть учтена только в виде коэффициентов из-за сложности непосредственного измерения на практике.

2. Разработка самих норм (например, расхода топлива и ГСМ, производительности и др.). Это наиболее трудоемкая часть, поскольку требует проведения большого количества экспериментальных исследований, замеров непосредственно на карьерных автосамосвалах с целью установления как самих эталонных норм, так и поправочных коэффициентов учитывающих изменение условий эксплуатации. В большинстве случаев научно обоснованные нормы могут быть разработаны только с применением специальной аппаратуры и особым образом поставленных экспериментальных замеров с соблюдением ряда условий. Существующие системы диспетчеризации позволяют учитывать существующие показатели, но не дают основы для установления эталонной нормы, а кроме того, с целью снижения стоимости самой системы, используются датчики с существенной погрешностью. Например, измеренный расход топлива за смену вряд ли может служить нормой, поскольку самосвал мог быть технически не отрегулирован или загружался с существенным отклонением от паспорта.

Литература

1. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Часть IV. Эскавация и транспортирование. — М.: НИИтруда, 1989. — 80 с.
2. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02) / Госгортехнадзор России. — М., 2003. — 145 с.
3. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990 — 2006 гг. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2007. — 361 с.

УДК 553.068.41: 54 + 553.45] (571.76)

**ОЦЕНКА И ПРОГНОЗ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ
ОЛОВОСУЛЬФИДНЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ
КОМСОМОЛЬСКОГО РАЙОНА МЕТОДОМ
ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

В.П. Зверева, А.М. Костина

Горнорудная промышленность в Комсомольском районе развивается около 60 лет, это привело к появлению многочисленных канав, расчисток, карьеров, штолен и хвостохранилищ, способствовало созданию горнопромышленной техногенной системы, в которой благодаря увеличению доступа агентов выветривания к сульфидам активизировались гипергенные и техногенные процессы. Появление техногенной системы и происходящие в ней процессы значительно нарушают существующее природное равновесие и приводят к накоплению токсичных элементов в поверхностных и грунтовых водах, атмосфере, почве, растительности и живых организмах, включая человека. Иными словами, происходит изменение геохимического и биохимического фонов района.

Дорогостоящий мониторинг в горнорудных районах позволяет оценить экологическое состояние экосферы только в определенный промежуток времени и прогнозировать процессы ее загрязнения на ближайшие годы. К сожалению, он не дает полной картины окисления сульфидов и не позволяет количественно оценить вынос широкого спектра элементов из хвостохранилищ в гидросферу. Использование же программного комплекса «WinSel» физико-химического моделирования (разработчики И.К. Карпов, К.В. Чудненко, В.А. Бычинский) позволяет методом минимизации термодинамических потенциалов рассчитать объемы многих токсичных элементов, выносимых из горнопромышленной техногенной системы в определенной точке системы и в любой промежуток времени. Кроме того, результаты физико-химического моделирования гипергенных процессов, полученные с помощью данной программы, позволяют оценить ее состояние и сделать прогноз не только на ближайшие годы и десятилетия, но даже на столетия.

Все стадии, через которые проходит хвостохранилище, и изменения, происходящие с хвостами, можно представить в виде ряда физико-химических моделей. Начальный процесс измене-

ния отходов горнорудного производства — хвостов начинается на стадии переработки руд, извлечения концентрата и сброса пульпы на хвостохранилище с помощью трубопровода. На этой стадии происходит взаимодействие руды и хвостов с реагентами, которые используются при флотационном методе извлечения концентрата (I модель). В качестве реагентов на горно-обогаительной фабрике в Комсомольском районе используются (г/т): серная кислота — 825, бутиловый ксантогенат — 50, флотационное масло — 15 (сосновое, которое состоит в процентах из: пинена — 40, лимонена — 40, борнилацетата — 11 и спирта — 9), жидкое стекло — 750, ди-2-ЭГФК (ди-2-этил-гексилфосфорная кислота) — 500 и изооктиловый спирт — 550.

После попадания на хвостохранилище жидкие хвосты подвергаются воздействию гипергенных агентов (вода, кислород воздуха и др.), так как происходит активное разбавление пульпы осадками — дождевыми и талыми водами. Пока горнорудное предприятие работает и сбрасывает отходы на хвостохранилище, оно действующее и сверху закрыто шламовым озером. В этот период времени хвосты находятся в жидком состоянии (I вариант II модели). Шламовые воды частично дренируют их и уже в виде дренажных вод попадают в поверхностные и грунтовые. При создании критической ситуации, например в результате прорыва дамбы, шламовые озера и хвосты частично или полностью попадают в поверхностные водотоки. Аварии во всех горнорудных районах происходят достаточно часто.

После прекращения поступления отходов на хвостохранилище и до момента высыхания шламового озера проходят десятки лет (II вариант II модели). Далее хвосты десятилетиями находятся в сухом виде (III модель) и активно пылят. Если хвостохранилища не рекультивировать, то, благодаря гипергенным процессам, которые продолжаются на протяжении столетий, они будут постоянно воздействовать на экосферу. С того момента, когда отходы перестают поступать на хвостохранилище, и до исчезновения шламового озера работают совместно вторая (II вариант) и третья модели. Каждое из трех хвостохранилищ в зависимости от развития горнорудной промышленности в районе и его возраста проходит все три стадии, а длительность стадий различна.

Чтобы приблизить теоретическую модель к реальным расчетам, автор постарался учесть все основные зависимые компоненты водного раствора, появление которых можно ожидать в природных и техногенных водах, взаимодействующих с

сульфидами в окислительных и восстановительных условиях при различных значениях pH. Следует отметить, что при создании физико-химических моделей также учитываются климатические факторы: годовое количество осадков — 570 мм, что составляет 570 кг воды на 1 м²; температура воздуха, которая посезонно изменяется от –40 °С до +40 °С и давление 1 атм (Витвицкий, 1961). Состав дождевой воды (Карпов, 1981): N₃[–], N₂[–], NH₄⁺, NH₄N₃⁰, HNO₂⁰, NH₄NO₃⁰, NH₄OH⁰, NH₄NO₂⁰, NH₃⁰, H₂CO₃⁰, HCO₃[–], CO₃^{–2}, C₂O₄^{–2}, CH₄⁰, O₂⁰, H₂⁰, N₂⁰, Ar⁰, He⁰, Kr⁰, Ne⁰, OH[–], H⁺, H₂O, NO₃[–], HNO₃ (pH = 5,66).

Первый этап физико-химического моделирования проводился для условий: T = +25 °С, общее давление 1 атм и соответствующий валовый химический состав хвостов (табл. 1). Отношение вода : порода принималось 10:1 (на 1 кг воды 100 г хвостов). Модели были открыты к атмосфере. Химический состав атмосферы рассчитан по Хорну (Хорн, 1972). Состав 10 кг атмосферы в молях: Ar — 3,209, С — 0,1036, N — 539,478, О — 144,8472. В расчетах учитывались 26 независимых компонентов (Al, Ar, As, В,

Таблица 1

Валовый химический состав хвостов, %

Компонент	Состав хвостов по хвостохранилищам		
	СОФ	ЦОФ	третьему (действующему)
SiO ₂	67,00	62,60	63,9
TiO ₂	0,16	0,41	0,27
Na ₂ O	0,81	0,76	0,93
K ₂ O	1,12	1,75	1,31
CaO	1,29	0,35	1,42
MgO	1,50	0,65	0,98
Fe ₂ O ₃ + FeO	15,90	15,90	15,70
Al ₂ O ₃	10,20	10,20	9,70
MnO	0,16	0,13	0,14
P ₂ O ₅	0,52	0,23	0,38
Cu	0,13	0,38	0,99
Zn	0,25	0,11	0,13
Pb	0,32	0,03	0,11
As	0,20	0,69	0,85
S	1,87	1,94	3,09
Sn	0,19	0,21	0,10

C, Ca, Cl, Cu, F, Fe, He, I, K, Mg, Mn, N, Na, P, Pb, S, Si, Sr, Zn, H, O, e), 551 зависимый компонент, из которых 388 растворенных частиц, 42 газа и 118 минералов и твердых растворов наиболее вероятных гипогенных и гипергенных минералов. Коэффициенты активности рассчитывались по уравнению Дебая — Хюккеля в модификации Хельгесона (Helgeson, Kirkham, Flowers, 1981). Исходная термодинамическая информация (энергия Гиббса, энтальпия, энтропия, коэффициенты для уравнения теплоемкости) взята из публикаций (Карпов и др., 1976; Хорн, 1972; Johnson, Oelkers, Helgeson 1992; Kulik и др., 1997; SUPCRT1992-1998). Если в сводках были указаны только логарифмы констант устойчивости, то автором были рассчитаны энергии Гиббса каждого из комплексных соединений микроэлементов по соответствующим формулам (1) — (5).

Все константы равновесия связаны со стандартной свободной энергией реакции (потенциалом Гиббса) ΔG_T^0 при температуре T известным уравнением

$$\Delta G_T^0 = -RT \ln K_T, \quad (1)$$

где R — газовая постоянная. При нормальных условиях и переходе к десятичным логарифмам уравнение (2) преобразуется в следующее (в ккал/моль):

$$\Delta G_{298}^0 = -0,001987 \text{ ккал/град} \cdot 298,15 \cdot 2,303K. \quad (2)$$

$$\Delta G_{298}^0 = -\lg K \cdot 1,364. \quad (3)$$

ΔG_T^0 можно определить по уравнению

$$\Delta G_T^0 = \sum \Delta G_{T \text{ продуктов реакции}}^0 - \sum \Delta G_{T \text{ реагентов}}^0 \quad (4)$$

$$\text{или } \Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T\Delta S_T^0, \quad (5)$$

где ΔG_T^0 — стандартная свободная энергия образования частиц при температуре T (в кельвинах). ΔH_T^0 и ΔS_T^0 означают, соответственно, стандартные энтальпию и энтропию реакции.

Скорость окисления сульфидов зависит от многих факторов: влажности хвостов, их рыхлости, температуры, давления, окислительно-восстановительного потенциала и др. Процесс окисления хвостов происходит в основном на поверхности хвостохранилищ, так как с глубиной содержание кислорода резко снижается. По экспериментальным данным, до 35 % сульфид-

дов, находящихся при постоянном контакте с воздухом и при достаточном количестве влаги, окислится за 6 месяцев (Вишняк, 2005).

При создании моделей были получены следующие результаты:

I модель. На начальной стадии взаимодействия хвостов с флотационными реагентами, водой и кислородом воздуха сфалерит, галенит и халькозин остаются в системе, а халькопирит, пирит, пирротин и арсенопирит в результате полного их окисления переходят в раствор. С пульпой в воды шламового озера выносятся широкий спектр элементов, главными из которых являются Fe, Mg, Ca, S, Mn, Zn, Si, As и Pb.

II модель. Пока хвостохранилище действующее, взаимодействие сульфидов хвостов с кислородом, водой шламового озера и атмосферными осадками приводит практически к их полному окислению. При этом в системе кристаллизуются такие техногенные минералы, как англезит и ангидрит, хотя большая часть элементов: C, S, Ca, Mg, As, Na, Cu, Zn, Mn и P — переходит в раствор в виде различных ионов. После прекращения поступления пульпы в шламовое озеро в системе появляются техногенные минералы гипс и гематит, а раствор обогащен S, As, Ca, Mg, Cu, Zn, Pb, Mn, C и N.

III модель. Взаимодействие сухих хвостов с агентами выветривания приводит к полному окислению сульфидов и значительно увеличивает концентрацию всех элементов в растворе и их вынос.

Разнообразие зависимых компонентов и внутренняя согласованность термодинамической информации по ним обеспечивает надежность полученных результатов.

Верификация результатов модели I проводилась химическим составом воды, выходящей с фабрики; модели II (вариант I и II) — химическим составом шламовых и дренажных вод; модели III — химическим составом рудничных вод. Большая часть данных, полученных при моделировании, достаточно близка к имеющимся данным по составу вод (Зверева и др., 2010).

Верификацию образования соответствующих ионов гипергенных и техногенных минералов в результате моделирования физико-химических процессов можно провести с помощью экспериментальных данных по окислению сульфидов, самого минерального состава зоны гипергенеза и современных техногенных образований.

Как показало физико-химическое моделирование, состав ионов, содержащихся в растворе, близок к полученному в результате экспериментального окисления сульфидов (Зверева, 2008):

модель I — ZnOH^+ , Zn^{+2} , $\text{Fe}(\text{OH})_3^0$, Fe^{+2} , Fe^{+3} , Pb^{+2} , $[\text{Pb}_4(\text{OH})_4]^{+4}$, Cu^{+2} , AsO_4^{-3} , HAsO_4^{-2} , HSO_4^- ; **модель II, вариант I** — ZnOH^+ , Zn^{+2} , Fe^{+2} , Fe^{+3} , Pb^{+2} , $[\text{Pb}_4(\text{OH})_4]^{+4}$, Cu^{+2} , H_2AsO_4^- , HAsO_4^{-2} , HSO_4^- , AsO_4^{-3} , SO_4^{-2} , а **вариант II** — Zn^{+2} , ZnOH^+ , Pb^{+2} , Cu^{+2} , AsO_4^{-3} , HSO_4^- , SO_4^{-2} ; **модель III** — Zn^{+2} , ZnOH^+ , Fe^{+2} , Fe^{+3} , Pb^{+2} , $[\text{Pb}_4(\text{OH})_4]^{+4}$, Cu^{+2} , HAsO_4^{-2} , HSO_4^- , SO_4^{-2} , AsO_4^{-3} .

Среди ионов, которые присутствовали в рассмотренных моделях, отмечаются не указанные при экспериментальном окислении сульфидов. Для модели I доминирующими формами цинка являются ZnHS^+ , ZnSO_4^0 ; железа — $\text{Fe}(\text{OH})_2^0$, $\text{Fe}(\text{OH})_3^0$, HFe_2O^- и FeSO_4^0 ; свинца — PbSO_4^0 , PbOH^+ ; меди — Cu^+ , CuSO_4^0 . Для модели II основными ионами: цинка является ZnHCO_3^+ ; железа — Fe^{+2} , Fe^{+3} , свинец — PbO^0 , PbOH^+ ; меди — CuHCO_3^+ . Что касается модели III, то основной ион цинка — ZnHCO_3^+ ; свинца — PbCl_4^- и PbHCO_3^+ ; меди — CuHCO_3^+ . Отличие для отдельных хвостохранилищ заключается только в появлении дополнительных ионов: HCuO_2^- , HZnO_2^- , PbNO_3^+ , AsO_4^{-3} для хвостохранилища СОФ и третьего (действующего), а $\text{Pb}(\text{CO}_3)_2^{-2}$, KHSO_4^0 для СОФ.

Следовательно, моделирование позволяет показать более полно весь спектр ионов, появляющихся при окислении сульфидов, чем проведенный в свое время эксперимент.

Только появление и наличие высоко концентрированных растворов может привести к образованию и кристаллизации из них гипергенных и современных техногенных минералов (Зверева, 2008). Но недостаток термодинамической информации по многим из них: ктенаситу, брошантиту, познякиту, роуволфиту и др. — не позволяет ввести эти элементы в физико-химическую модель, чтобы показать возможность их кристаллизации в системе. Поэтому они при моделировании в системе появиться не смогли, хотя их кристаллизация отмечается повсеместно: в карьере, на стенах и кровле горных выработок, а также на поверхности и в толще хвостов. При высоких концентрациях меди в растворе из него кристаллизуется халькантит, который отмечается в ряде моделей. Он является сезонным минералом и в засушливый период кристаллизуется, а в период дождей растворяется, что приводит к увеличению содержания меди в растворе. Высокая концентрация ионов железа позволяет кристаллизоваться гидрогетиту, роцениту, сидеротилу, мелантериту и другим суль-

фатам железа, некоторые из которых присутствуют в системе, например гидрогётит и сидерит. В горнопромышленной техногенной системе района отмечается наличие минералов цинка — каламина, смитсонита, аурихальцита и др. и свинца — англезита, линарита, биверита и церуссита. В рассмотренных выше моделях отмечается кристаллизация из раствора англезита и церуссита. Большое количество мышьяка в системе способствует образованию минералов из класса арсенатов: оливинита, бедантита, скородита и многих других. Концентрация мышьяка в растворах полученных моделей достаточно высока.

В Комсомольском районе в настоящее время два хвостохранилища (ЦОФ и СОФ) осушены, а третье (эпизодически действующее) осушено частично. Все три рассмотренные физико-химические модели позволяют показать количество токсичных элементов, выносимых в гидросферу. Согласно проведенному моделированию, в растворе осушенных хвостохранилищ содержится суммарное количество элементов: для ЦОФ — 12,35 г/л, СОФ — 15,26 и осушенной части 3-го — 17,99. Больше всего элементов поступает в гидросферу из осушенной части 3-го хвостохранилища. Основными элементами (здесь и далее они расположены в порядке уменьшения их концентрации), выносимыми из всех трех хвостохранилищ, являются Fe, S, Cu, Mg, As, Na, Pb, Zn и Mn. Окисление сульфидов пирита, пирротина, халькопирита, арсенопирита, галенита и сфалерита приводят к накоплению в гидросфере Fe, Cu, As, Pb и Zn. Как показало моделирование, эти элементы выносятся из хвостохранилищ в следующих количествах: Fe — от 7,9 до 11 г/л, Cu 0,13 — 0,99, As 0,2 — 0,85, Zn 0,11 — 0,25 и Pb 0,03 — 0,32.

Результаты моделирования (модель II, вариант I) взаимодействия хвостов с водой и реагентами после переработки рудного концентрата следующие (г/л): Fe — 7,9, S — 0,39, Ca — 0,63, Mg — 0,59, Mn — 0,085 и Zn — 0,082, а их суммарная концентрация составляет 9,77. В случае, когда хвостохранилище действующее и постоянно пополняется пульпой, а хвосты обводнены (модель II, вариант II), максимальное содержание элементов в растворе (г/л): S — 0,706, Ca — 0,490, Cu — 0,314, Mg — 0,289, As — 0,205 и Na — 0,186, а их суммарная концентрация равна 2,38. Следующий вариант — когда хвостохранилище прекращает функционировать, но хвосты сверху закрыты шламовым озером и находятся в жидком виде. В последнем варианте в раствор при окислении сульфидов поступает (г/л): S — 0,610, As — 0,524, Cu — 0,430, Mg — 0,289,

Zn — 0,115 и Pb — 0,1, а их суммарная концентрация составит 2,37. Суммарное количество выносимых элементов в модели II (вариант I и II) практически одинаковое, но их содержание в растворе разное. В варианте I элементы в порядке уменьшения их концентрации в растворе располагаются в следующий ряд: C>S>Ca>Mg>As>Na>Cu>P>Zn>Mn>Si>Al>Pb>Fe, а варианту II соответствует S>As>Ca>Mg>Cu>Zn>Pb>Mn>C>N>Si>Cl>K>Al. Отличие по составу элементов в растворе между первым и вторым вариантами следующее: в варианте I присутствуют Na (0,186 г/л), P (0,032) и Fe (следы), а в варианте II — N (0,014), Cl (0,0015) и K (следы). Больше всего Fe, Cu, As и S выносятся в гидросферу из 3-го действующего хвостохранилища, а Zn и Pb из хвостохранилища СОФ.

Считается, что наибольший ущерб экосфере наносит сухое хвостохранилище, так как оно приводит не только к загрязнению атмосферы, а в результате ветрового разноса хвостов увеличивает площадь его воздействия на лито-, био- и гидросферу. Полученные в работе данные показывают, что суммарное количество выносимых элементов действующего в настоящее время хвостохранилища (3-го) равно 22,74 г/л, а это больше, чем образуется в гипергенных растворах каждого из осушенных: ЦОФ 12,35 и СОФ 15,26.

Проведенное моделирование позволяет рассчитать ежегодный вынос элементов в гидросферу из хвостохранилищ района, происходящий в результате гипергенных процессов (табл. 2).

Количество элементов, выносимых при окислении сульфидов во всех трех моделях, в десятки и сотни тысяч раз превышает фоновые значения по Fe, Cu, Pb и Zn, а по As — его кларк. Если учесть, что в табл. 2 приведено количество элементов, выносимых в гидросферу в год, а каждое хвостохранилище за время своего существования проходит через все стадии, рассмотренные в моделях (действующее, закрытое, осушенное), то общий объем токсичных элементов будет значительно больше.

Физико-химическое моделирование также позволяет сделать прогноз на будущее. Для расчета времени, в течение которого будет происходить вынос элементов и загрязнение гидросферы, в модели проведено титрование атмосферной воды. Для полного окисления каждого из сульфидов требовалось ее определенное количество, которое относилось к среднегодовой величине осадков (570 мм), что и позволило рассчитать количество лет, требуемых на полное окисление данного сульфида. Расчет пока-

Таблица 2

Ежегодное поступление элементов в гидросферу из каждого хвостохранилища при окислении сульфидов, с учетом их содержания в хвостах (кг)

Элемент	ЦОФ	СОФ	Третье хвостохранилище
Fe	9,03364620	36,55700	42,102240
Cu	0,43422654	0,452445	3,7945552
Zn	0,12572718	0,870835	0,4982672
Pb	0,03428405	1,114085	0,4210224
As	0,78853478	0,696390	3,2580480
S	2,21790960	6,512150	11,842928

зал, что полное окисление сульфидов хвостов на хвостохранилище СОФ при наиболее благоприятных условиях произойдет за 210 лет. Медь из хвостохранилища в гидросферу будет поступать в течение 160 лет, цинк 205, свинец 210, а железо 200 лет. Полное окисление сульфидов хвостов на хвостохранилище ЦОФ при наиболее благоприятных условиях произойдет за 170 лет. Загрязнение медью будет продолжаться в течение 30 лет, цинком 160, а свинцом и железом около 170.

Основываясь на данных изучения минерального состава гипогенных, гипергенных, техногенных минералов и процессов физико-химического моделирования окисления сульфидов, был определен круг токсичных элементов, который включает Cu, Pb, Cd, Zn, Fe, Sb, As, Bi, In, Co, Ni, Ga, Sc, Sr, и др. Согласно ГОСТу 17.4.1.02-83, эти элементы относятся к 1-му и 2-му классам опасности. Всего можно выделить более 20 таких элементов, причем, содержания одних превышают целые проценты, других — достигают десятых долей процента, а третьих — тысячных. Образованные в результате гипергенеза поровые растворы и рудничные воды, представляющие собой фактически концентрированные растворы, состоящие из серной кислоты, насыщенной металлами, попадают в грунтовые и поверхностные воды, что приводит к значительному изменению гидрохимического фона района.

Имеющиеся литературные данные (авторы — Елпатьевский, Грехнев, Чудаева, Чесалина, Лызова, Потапов и многие другие) показывают, что из горнопромышленных систем выносятся широкий спектр элементов в поверхностные и грунтовые воды. Комсомольский оловорудный район по состоянию водного и

воздушного бассейнов характеризуется напряженной экологической ситуацией (Мирзеханова, Дебелая, Булгаков).

Следует отметить, что полученные нами данные верифицируются с литературными. Результаты моделирования свидетельствуют как о высоких концентрациях элементов в растворе при окислении сульфидов, техногенном минералообразовании, широким спектром токсичных элементов, выносимых в гидросферу, так и о воздействии хвостохранилищ на экосферу на протяжении многих десятилетий и даже столетий.

Литература

1. *Helgeson H.C.* Theoretical prediction of the thermodynamic behaviour of aqueous electrolytes at high pressures and temperatures: Calculation of activity coefficients, osmotic coefficients, and apparent molal and standard and relative partial molal properties to 600 °C and 5 Kb. / H.C. Helgeson, D.H. Kirkham, G.C. Flowers // *Amer. Jour. Sci.* — 1981. — Vol. 281. P. — 1249 — 1516.
2. *Johnson J.V.* SUPCRT 92: A software package for calculating the standard molal thermodynamic properties of minerals, gases, aqueous species, and reactions from 1 to 5000 bar and 0 — 1000 °C. / J.V. Johnson, E.H. Oelkers, H.C. Helgeson // *Comput. Geoscience*. — 1992. — Vol. 18. — P. 899 — 947.
3. User's manual for Selector-A / D.I. Kulik et al. — Brooklyn-Kiev, 1997.
4. *Shock E.L.* Correlation algorithms for ionic species and equation of state prediction to 5 Kb and 1000 °C / E.L. Shock, H.C. Helgeson // *Geoch. Cosmoch. Acta*. — 1988. — Vol. 52. — P. 2009 — 2036.
5. SUPCRT 1992 — 1998. Database: <http://zonvark.wustl.edu/geopig>.
6. *Вишняк А.И.* Изменение химического состава подземных вод в ограниченных карбонатных структурах при окислении пирита покровных отложений: На примере Полдневского месторождения Егоршинско-Каменской синклинали Восточно-Уральского прогиба: дис. ... канд. геол.-мин. наук / А.И. Вишняк. — М., 2005. — 107 с.
7. ГОСТ 17.4.1.02-83. Охрана природы. Почвы. — М.: Изд-во стандартов, 1985. — 383 с.
8. *Елпатьевский П.В.* Миграция тяжелых металлов в растворах аномальной техногеосистемы / П.В. Елпатьевский, В.С. Аржанова, А.В. Власов // *Изв. АН СССР. Сер. геогр.* — 1983. — № 2. — С. 42 — 50.
9. *Зверева В.П.* Экологические последствия гипергенных процессов на оловорудных месторождениях Дальнего Востока / В.П. Зверева. — Владивосток: Дальнаука, 2008. — 166 с.
10. *Карпов И.К.* Моделирование природного минералообразования на ЭВМ / И.К. Карпов, А.И. Киселев, Ф.А. Летников. — М.: Недра, 1976. — 255 с.
11. *Мирзеханова З.Г.* Тенденция изменения геоэкологической обстановки в Хабаровском крае / З.Г. Мирзеханова, И.Д. Дебелая, В.А. Булгаков // *География и природные ресурсы*. — 2003. — № 1. — С. 93 — 99.
12. *Потапов Д.С.* Техногенез и минералогия техногенеза: терминология и примеры объектов исследования / Д.С. Потапов, С.С. Потапов // *Минералогия техногенеза 2004*. — Миасс: ИМин УрО РАН, 2004. — С. 209 — 219.
13. Горнопромышленные техногенные системы как дополнительные источники минерального сырья для горнодобывающей промышленности и ре-

альные объекты потенциальной угрозы экологических катастроф, связанных с горнорудной промышленностью: отчет / А.И. Ханчук и др.; ФЦП. — шифр 2010-1.1-151-045-001. — 2010. — 142 с.

14. Хорн Р. Морская химия / Р. Хорн. — М.: Мир, 1972. — 398 с.

15. Чудаева В.А. Миграция химических элементов в водах Дальнего Востока / В.А. Чудаева. — Владивосток: Дальнаука, 2002. — 391 с.

УДК 553.046

**К ПРОБЛЕМЕ ИЗВЛЕКАЕМОСТИ
ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ
ИЗ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПНЫХ ОБЪЕКТОВ
(НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЦЕНТРАЛЬНОЕ)**

*Г.С. Золотарева, С.В. Бондаренко, А.Е. Звонарев,
Е.Н. Буравлева, Н.В. Алферова*

Ti и Zr относятся к стратегическим металлам, потребность в которых возрастает ежегодно. Значимая часть их запасов сосредоточена в россыпных объектах. Инвестиционная привлекательность месторождения зависит от правильной технико-экономической оценки. При этом важнейшим показателем является так называемый извлекаемый запас. При подсчете запасов на месторождении Центральное к извлекаемому запасу отнесены фракции крупнее 0,073 мм. В то же время значительная часть полезного компонента сосредоточена в более мелких фракциях. Повышать ресурсный потенциал известных россыпных объектов возможно при разработке технологических схем, обеспечивающих максимальный вывод полезных компонентов, включая ранее не улавливаемые фракции. Задачи извлекаемости были рассмотрены на примере достаточно хорошо изученного крупнейшего объекта России — месторождения Центральное, геологии которого посвящено достаточно много литературы, однако ряд вопросов остается еще в стороне.

Оценка ресурсного потенциала россыпного месторождения и разработка технологии извлечения полезных компонентов не возможна без детального анализа гранулометрического и минерального состава россыпи. В этой связи была предпринята попытка установления некоторых общих закономерностей основных показателей россыпи для продуктивного разреза сеномана. Проведен отбор проб из продуктивного горизонта в пяти точках

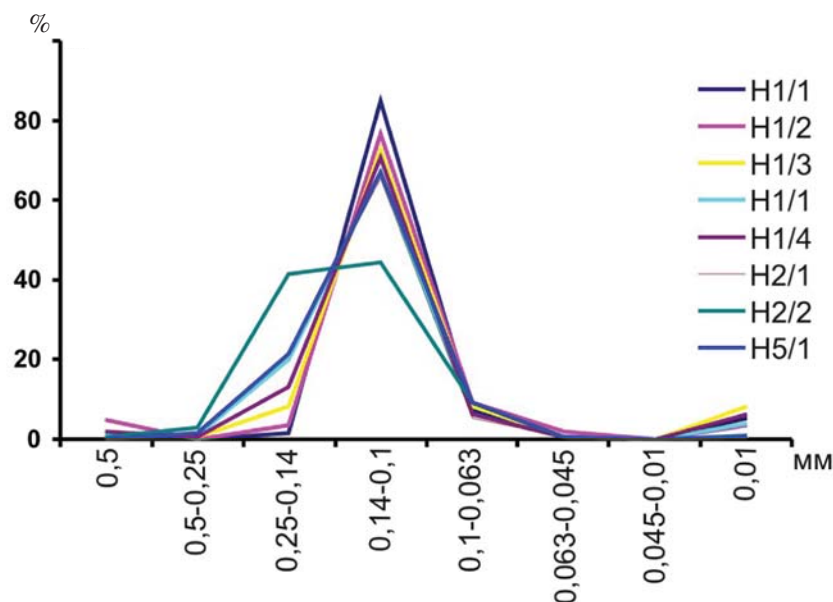


Рис. 1. Распределение размерности песков сеноманского яруса

в западной части Восточного блока. Пробы были разделены на восемь размерных классов (более 0,5; 0,5 — 0,25; 0,25 — 0,14; 0,14 — 0,1; 0,1 — 0,063; 0,063 — 0,045; 0,045 — 0,01; менее 0,01 мм) с последующим выделением из них тяжелой фракции и изучением ее минерального состава.

Продуктивные пески сеноманского яруса характеризуются мелкозернистостью с преобладанием фракции 0,14 — 0,1 мм (рис. 1). Отмечаются некоторые вариации значений как по площади, так и разрезу от 44,5 % (проба H2/3) до 84,9 % (проба H1/1). В целом пески обладают средней сортировкой с коэффициентом 1,1 — 1,2. Второй по значимости является фракция 0,14 — 0,25 мм, содержания которой варьируют по площади от 1,52 до 41,7 %. Устойчивые значения содержаний фракции 0,063 — 0,1 мм составляют в среднем около 7,5 %.

Наиболее концентрирующими тяжелые минералы являются размерные фракции 0,14 — 0,1 мм (7,3 — 39,9 %), 0,063 — 0,045 мм (5,8 — 34,7 %), самые значительные содержания характерны для 0,063 — 0,1 мм (47,4 — 81,6 %) (рис. 2). Такое увеличение содер-

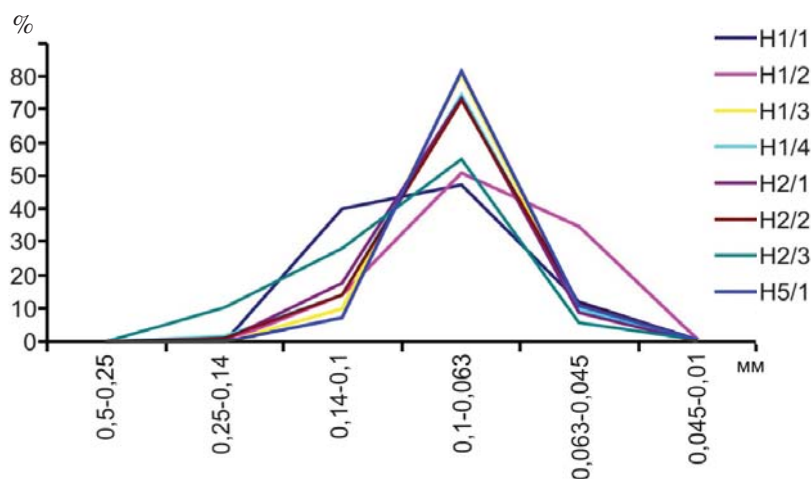


Рис. 2. Распределение содержания тяжелой фракции по размерным фракциям в песках сеноманского яруса

жаний указанных размерных фракций тяжелых минералов обусловлено гидродинамической сортировкой минералов, хорошо проявляющейся на совмещенных графиках распределения тяжелой фракции и гранулярной размерности пород (рис. 3). В наиболее сортированных песках с повышенным содержанием фракции 0,14 — 0,1 мм резко увеличены значения концентрации тяжелой фракции в пограничной более мелкой с размерностью 0,1 — 0,063 мм. В менее сортированных песках эти пики не столь явные, что обусловлено некоторым повышением содержаний тяжелых минералов и в соседних фракциях (пробы H1/1, H1/2, H2/3).

В минеральном выражении для сеноманских песков продуктивной толщи в среднем по 8 пробам установлена лейкоксен (4 %) — рутил (4,4 %) — гранат (4,7 %) — циркон (8,4 %) — дистен (35,1 %) — ильменитовая (39,6 %) ассоциация (рис. 4). Лейкоксен встречается в виде неправильных окатанных и полуокатанных зерен, часто лепешкообразных форм. Зерна имеют гладкую поверхность, цвет кремово-желтый. Рутил встречается в виде зерен неправильной и призматической формы, цвет красноватый, зерна прозрачные. Циркон встречается в виде хорошо образованных кристаллов и их обломков различной степени окатанности. Большинство зерен бесцветные, встречаются жел-

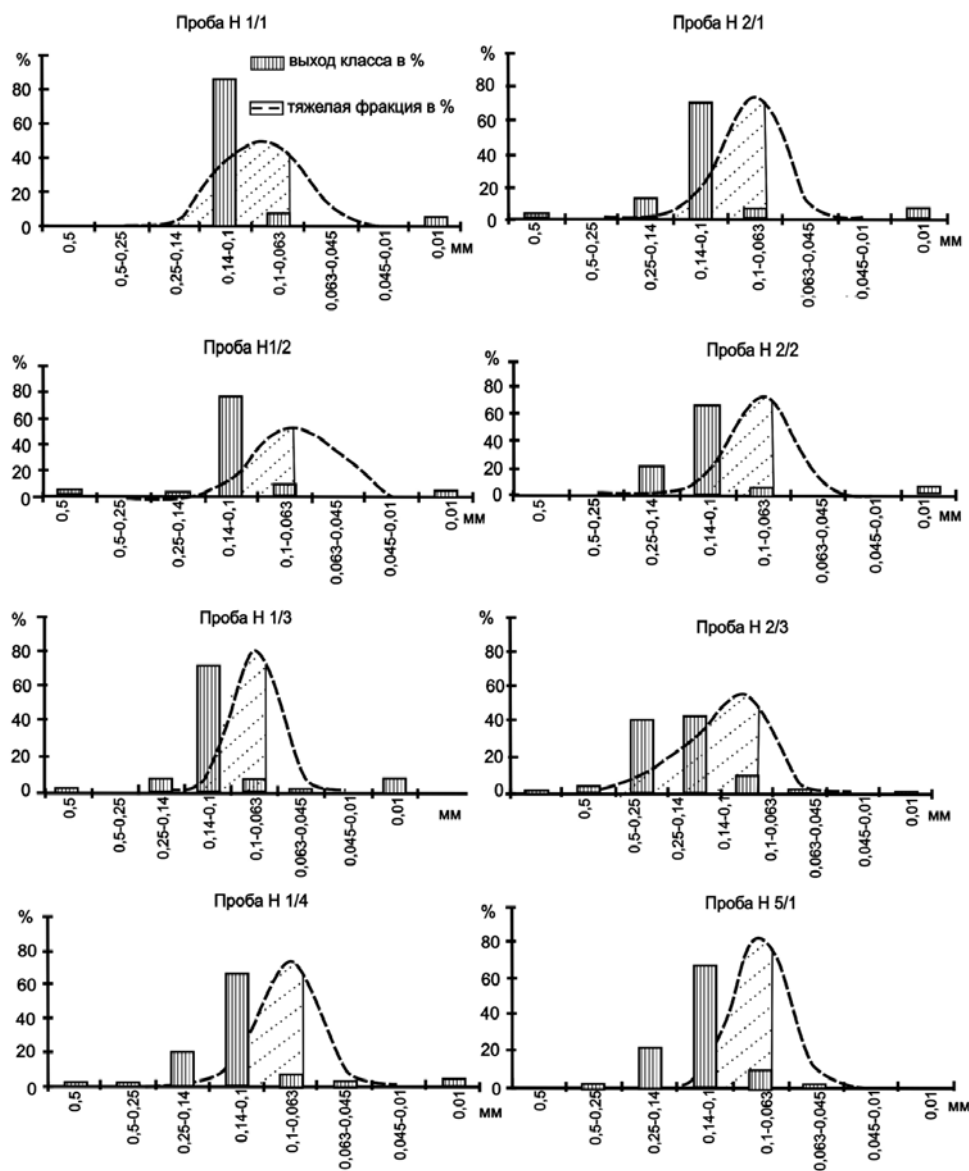


Рис. 3. Гистограммы распределения гранулометрической размерности и графики распределения тяжелой фракции по пробам из песков сеноманского яруса (заштрихованная часть графика относится к извлекаемым запасам)

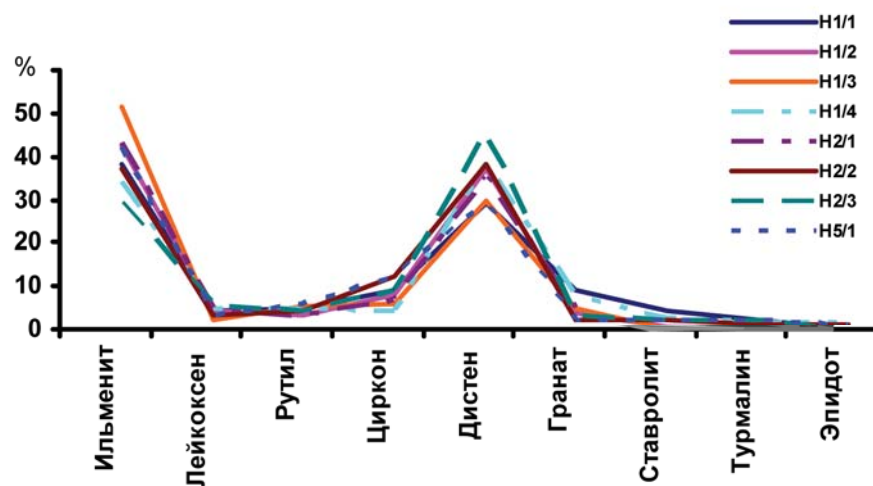


Рис. 4. Распределение минерального состава тяжелой фракции пород сеноманского яруса

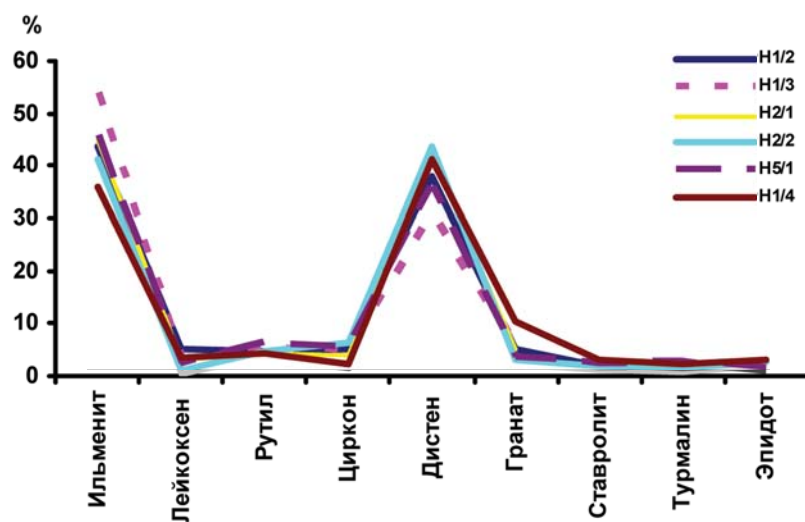


Рис. 5. Распределение минерального состава тяжелой фракции размерного класса 0,1 — 0,063 мм из пород сеноманского яруса

**Содержание тяжелой фракции от объема размерных классов пород
продуктивной толщи**

№ пробы	Выход тяжелой фракции (%) по размерным классам породы (мм)					
	0,5 — 0,25	0,25 — 0,14	0,14 — 0,1	0,1 — 0,063	0,063 — 0,045	0,045 — 0,01
H1/1	2,4	0,1	1,3	17,4	61,6	22,2
H1/2	0,5	0,1	0,8	24,9	78,3	80,0
H1/3	0,0	0,2	0,8	56,1	88,2	70,0
H1/4	0,1	0,4	1,1	60,0	85,9	25,0
H2/1	0,1	0,2	1,2	56,1	84,1	80,0
H2/2	0,0	0,2	0,9	57,8	93,7	41,2
H2/3	0,0	1,4	3,4	32,7	75,4	25,0
H5/1	0,1	0,0	1,8	6,4	82,1	9,6

тые, розовые, ярко-розовые. Значительная часть циркона содержит включения тонких игол рutila, пузырьки воздуха или жидкости. Дистен встречается в виде столбчатых обломков кристаллов светло-голубого цвета. Блеск стеклянный. Ильменит отмечается в виде округлых зерен с гладкой блестящей, реже ямчатой поверхностью и налетами лейкоксена. Блеск металлический. Зерна граната неправильной формы, преобладают полуокатанные и неокатанные. Цвет розовый, бесцветный, зеленоватый. В зернах наблюдаются газовой-жидкие включения.

Для фракции 0,1 — 0,063 мм данные соотношения сохраняются при незначительных отличиях пропорций между цирконом, гранатом и рутилом, что объясняется концентрацией их в разных размерных фракциях. В более мелких фракциях указанные соотношения меняются, при этом ощутимо возрастает содержание циркона и рутила. Так, во фракции 0,063 — 0,05 мм доля циркона составляет от 13,5 % (проба H1/2) до 62,9 % (проба H2/2), а рутила достигает 17 % (проба H1/4) (рис. 5; таблица). Содержания и соотношения минералов тяжелой фракции класса 0,1 — 0,063 мм и для породы в целом идентичны.

Привлекательность фракции 0,063 — 0,045 мм обусловлена повышенными содержаниями в ней циркона, что хорошо прослеживается практически во всех пробах из продуктивной толщи с максимумом до 63 % (проба H2/2) (рис. 6). В редких случаях увеличение содержаний во фракции 0,14 — 0,1 до 23 % (проба H5/1), вероятно, связано со сменой источников сноса материала. Другой рудный минерал — ильменит концентрируется преимущественно во

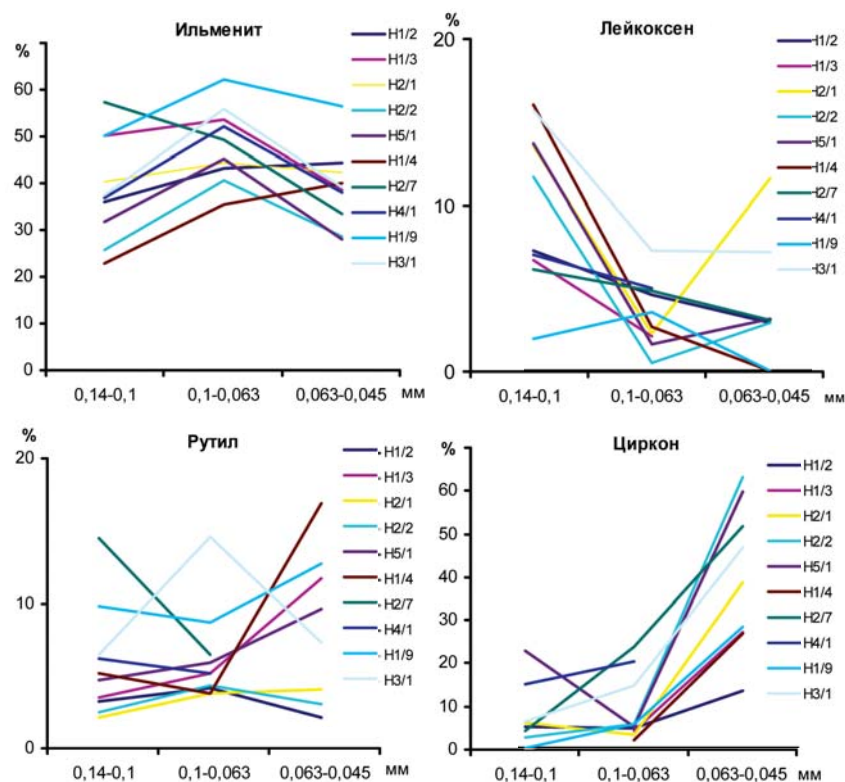


Рис. 6. Распределение содержания рудных минералов по размерным фракциям в продуктивном горизонте

фракции 0,1 — 0,063 мм с максимумом 62 % (проба Н 1/9) (см. рис. 6). Для лейкоксена характерно увеличение значений в сторону фракции 0,14 — 0,1 мм, а также для некоторых проб в классе 0,063 — 0,045 мм, что связано, возможно, с частичным наследованием состава от подстилающих пород. По той же причине в распределении содержаний рутила обнаруживается некоторая неоднородность, в целом же для него свойственно увеличение значений в сторону алевритовой размерности при незначительном повышении во фракции 0,14 — 0,1 мм (см. рис. 6).

Таким образом, гранулометрия продуктивных песков показала, что пик содержаний (>90 %) тяжелой фракции приходится на класс 0,1 — 0,063 мм. На соседние гранулометрические клас-

сы 0,14 — 0,1 и 0,63 — 0,45 мм приходится по 15 — 20 % тяжелой фракции. При подсчете запасов ранее учитывались только фракции крупнее 0,073 мм, и в этой связи напрашивается вывод о том, что запасы, принятые на баланс, ощутимо занижены. Нормальный график распределения тяжелой фракции в упомянутых гранулометрических классах позволяет сделать вывод о том, что за счет уменьшения класса размерности до 0,045 мм к подсчитанным запасам следует применить коэффициент 1,3 (увеличение на 17 % в класса 0,1 — 0,063 мм и на 12 — 15 % за счет класса 0,063 — 0,045 мм). Очевидно, что указанный коэффициент следует считать предварительным, так как он требует статистического обоснования и проверки экспериментальным путем за счет рассеивания класса 0,1 — 0,003 мм на интервалы 0,1 — 0,073 и 0,073 — 0,063 мм со статистической оценкой доли коэффициента каждого из них.

Важнейшей стороной продуктивных песков сеномана является дифференцированное распределение важнейшего полезного компонента — циркона. Сопоставление относительной доли циркона в разных гранулометрических классах показало, что его доля в мелких продуктивных классах резко возрастает с 5 — 15 % (в классе 0,1 — 0,063 мм) до 25 — 60 % (в классе 0,063 — 0,045 мм) (см. рис. 3).

Так как циркон представляет собой наиболее ценную часть Ti — Zr концентрата и при пересчете на условный ильменит к нему применяется коэффициент 8, то при учете в подсчетах запасов фракции 0,063 — 0,045 мм предполагается получение ощутимого прироста запасов.

Изучение гранулометрического состава и распределения полезных компонентов по различным классам показало, что перспектива увеличения экономической оценки россыпных объектов лежит в плоскости разработки новых технологий извлечения полезных компонентов из тонких гранулометрических классов.

Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009 — 2013 годы» по проектам № П-1331, № 16.740.11.0188.

Литература

1. Золотарева Г.С. Типоморфизм и типохимизм минералов титан-циркониевых россыпей Воронежской антеклизы как критерий реконструкции условий их формирования: автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук / Г.С. Золотарева. — Воронеж, 2009. — 23 с.

2. Патык-Кара Н.Г. К истории формирования титано-циркониевых песков месторождения Центральное в европейской части России / Н.Г. Патык-Кара, Н.В. Гореликова, Е.Г. Бардеева // Литология и полезные ископаемые. — 2004. — № 6. — С. 451 — 465.

3. Беляев В.И. Продуктивные титан-циркониевые формации фанеразоя Воронежской антеклизы (факторы, прогноз) / В.И. Беляев, Д.А. Иванов // Вестник Воронежского государственного университета. Сер. Геология. — 2000. — № 9. — С. 39 — 45.

УДК 622. 271.332

ОСОБЕННОСТИ ВСКРЫТИЯ ГОРИЗОНТОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МРАМОРА ЧЕЛЯБИНСКОЙ ОБЛАСТИ

Н.Г. Караулов, И.А. Стрелка, Ю.В. Долговых

Вскрытие рабочих горизонтов при освоении месторождений облицовочного камня открытым способом чаще производится капитальными траншеями и вскрывающими камерами [1], которые могут создаваться следующими комплексами оборудования [2]: баровыми камнерезными машинами (БКМ), траншейной установкой MOD-200 на основе алмазно-канатной машины (АКМ) в комплексе с буровой установкой, алмазно-канатной машиной в комплексе с буровой установкой, баровыми камнерезными машинами в комплексе с алмазно-канатной машиной и буровой установкой. Перечисленные комплексы оборудования для подготовки блоков к выемке можно применять с различным выемочно-погрузочным оборудованием, например деррик-краном, передвижным краном и погрузчиком (рис. 1 — 3) [3]. При этом в процессе вскрытия рабочего горизонта в комплексе с большегрузным погрузчиком необходимо предусматривать строительство наклонного съезда, протяженность которого с учетом нормативного уклона будет определять высота добычного уступа. На схеме 1 автокран размещен на верхней площадке добычного уступа, такое расположение позволяет сократить срок строительства карьера за счет уменьшения рабочей площадки. После соответствующего разноса рабочей площадки предполагается отсыпка съезда и размещение крана на рабочей площадке. На схеме 2 погрузчик размещен на рабочей площадке. Для заезда на нее требуется создание наклонного съезда, что увеличивает срок

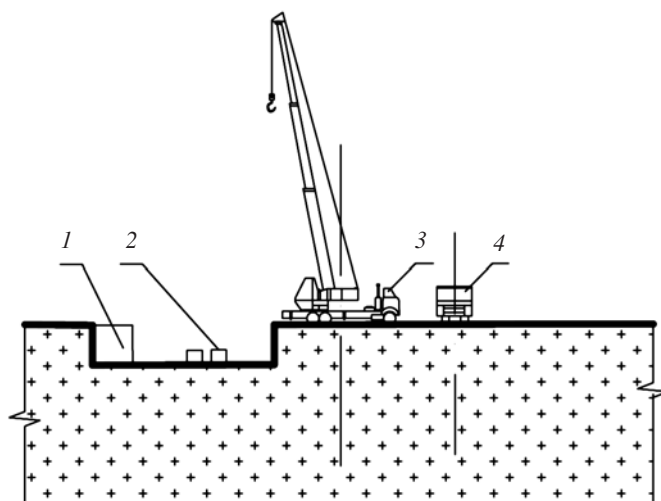


Рис. 1. Схема выемки блоков с применением автокрана:
1 — монолит, подготавливаемый к отделению; 2 — блок, готовый к погрузке; 3 — автокран;
4 — автосамосвал

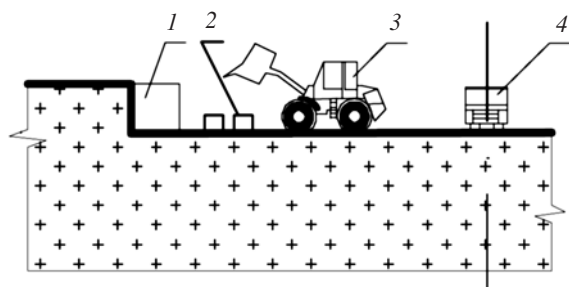


Рис. 2. Схема выемки блоков с применением погрузчика:
1 — монолит, подготавливаемый к отделению; 2 — блок, готовый к погрузке;
3 — погрузчик; 4 — автосамосвал

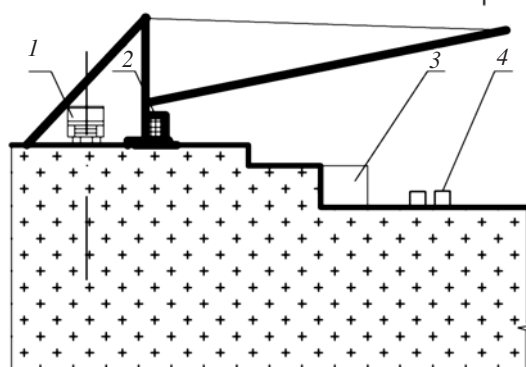
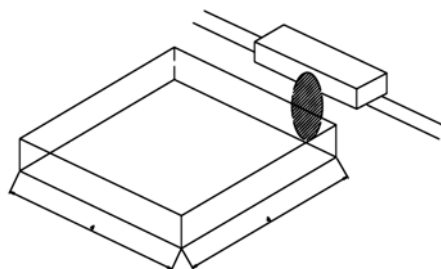


Рис. 3. Схема выемки блоков с применением деррик-крана:
1 — автосамосвал; 2 — деррик-кран; 3 — монолит, подготавливаемый к отделению; 4 — блок, готовый к погрузке

Таблица 1

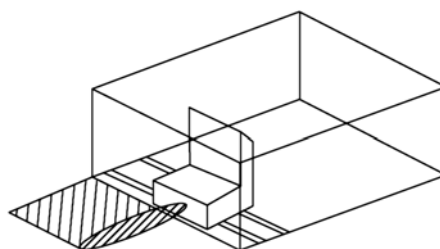
Этапы формирования вскрывающей камеры

На первом шаге формируется первоначальная выемка шириной и длиной 4 м, глубиной 2 м



Выполнение вертикального реза БКМ

На втором шаге выполняется разнос выработки до размеров в плане 20 × 20 м



Выполнение горизонтального реза БКМ

Далее операции повторяются до формирования выработки комплексом БКМ шириной и длиной 20 м, а высотой 8 м. На данном этапе горизонт является вскрытым, дальнейшая разработка будет выполняться по высокоуступной технологии с применением АКМ

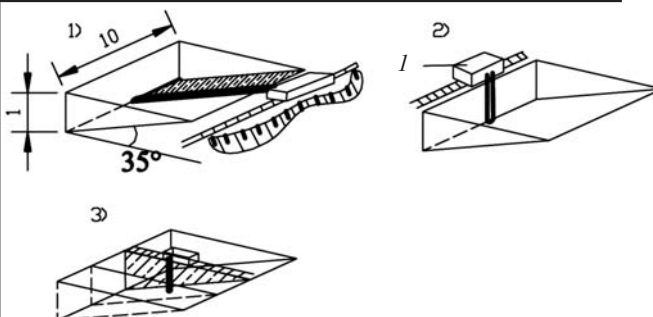
строительства карьера. На схеме 3 деррик-кран размещен на кровле скальной вскрыши; такое расположение позволяет значительно сократить срок строительства карьера за счет снижения объемов скальной вскрыши.

В данной работе рассматриваются способы вскрытия горизонтов, применяемые на Редутовском (табл. 1), Уфалейском (табл. 2), Коелгинском (табл. 3) месторождениях мрамора. Редутовское месторождение облицовочных мраморов расположено в Чесменском районе Челябинской области, в 160 км к северо-востоку от г. Магнитогорска. Уфалейское месторождение мрамора расположено на территории, подчиненной г. Верхнему Уфалею Челябинской обла-

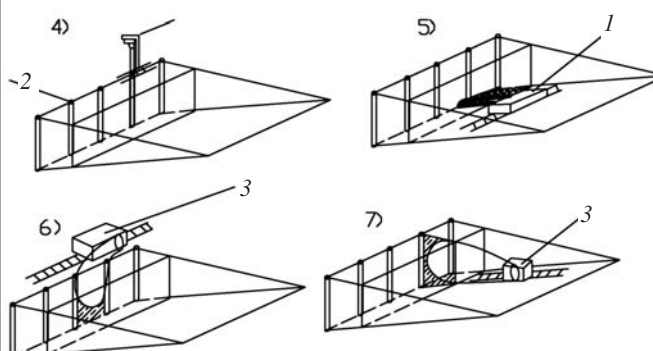
Таблица 2

Этапы формирования вскрывающей камеры на Уфалейском месторождении

На первом шаге формируется наклонная выработка (БКМ) шириной 10 м, глубиной 1 м, под углом 30 — 35 градусов к поверхности вскрываемого горизонта



На втором шаге наклонная выработка углубляется до 8 м комплексом БКМ и АКМ, при этом баровой машиной проходят наклонные пропилы, а АКМ — вертикальные, по очереди отделяя блоки от монолита. Отпиленные от массива блоки опрокидывают, разделяют на товарные блоки и транспортируют



1 — баровая камнерезная машина, 2 — скважина, 3 — алмазно-канатная машина, 4 — буровая установка

После формирования наклонной выработки до глубины 8 м выполняется разнос горизонта на 20 м по длине и ширине. На данном этапе горизонт является вскрытым

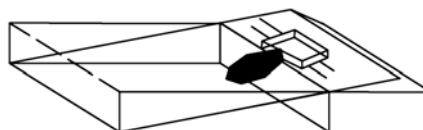
сти, в 5 км к юго-востоку от г. Верхнего Уфалея. Коелгинское месторождение мраморов расположено в Еткульском районе Челябинской области, у юго-восточной окраины пос. Коелга, на левом берегу р. Коелга при слиянии ее с р. Увелькой.

В качестве выемочно-погрузочного оборудования на данных месторождениях используются передвижные краны (см. рис. 1).

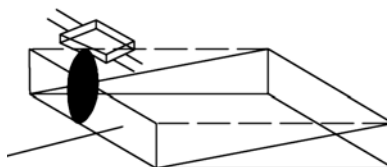
Таблица 3

Этапы формирования капитальной траншеи на Коелгинском месторождении

На первом шаге формируется первоначальная наклонная выемка (БКМ) шириной и длиной 10 м, глубиной 2 м

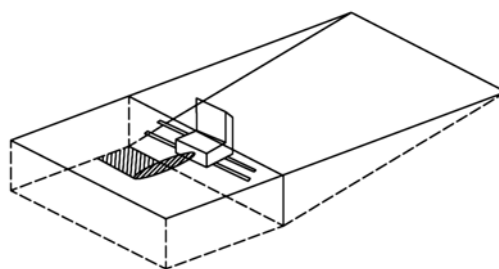


Выполнение наклонного реза БКМ



Выполнение вертикального реза БКМ

На втором шаге выполняется разнос выработки до длины, соответствующей длине создаваемой капитальной траншеи (БКМ)



Далее операции повторяются до формирования наклонной выработки комплексом БКМ шириной 10 м и длиной 100 м, а высотой 8 м. На данном этапе горизонт является вскрытым, дальнейшая разработка будет выполняться по высокоуступной технологии с применением АКМ

На рис. 4, 5 представлены показатели вскрытия горизонта различными способами: вскрывающая камера I, осуществляется с применением (БКМ) (схема используется на Редутовском месторождении мрамора); вскрывающая камера II осуществляется с применением (БКМ) и (АКМ) (схема используется на Уфалейском месторождении мрамора); капитальная траншея осуществляется с применением (БКМ) (схема используется на Коелгинском месторождении мрамора).

При анализе способов вскрытия, представленных на рис. 4, 5, был принят режим работы в одну смену по 11 ч, 365 рабочих

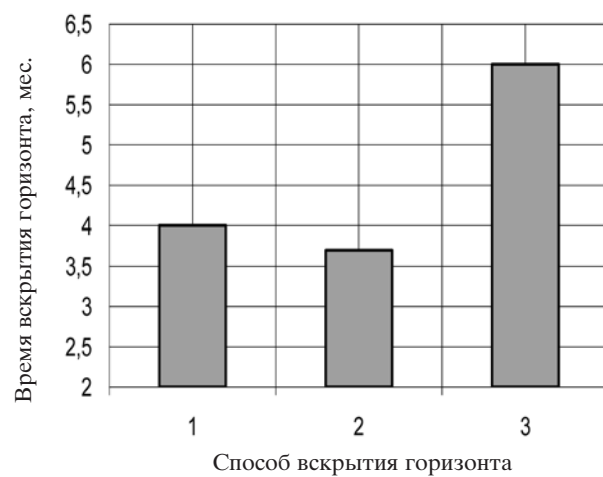


Рис. 4. Гистограмма изменения времени вскрытия горизонта в зависимости от способа вскрытия:
 1 — вскрывающая камера I; 2 — вскрывающая камера II; 3 — капитальная траншея

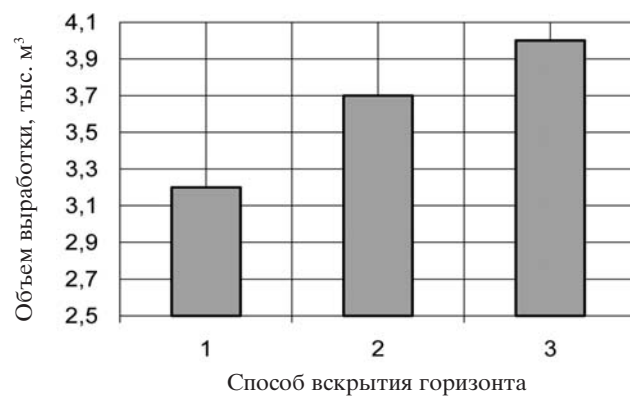


Рис. 5. Гистограмма изменения объема вскрывающей выработки в зависимости от способа вскрытия:
 1 — вскрывающая камера I; 2 — вскрывающая камера II; 3 — капитальная траншея

дней в году. Количество оборудования для подготовки блоков к выемке: в первом и третьем способах 3 БКМ, во втором 1 БКМ, 1 АКМ и 1 буровая установка.

Первый способ осуществляется на Редутовском месторождении, данная схема наиболее проста в организации работы оборудования, но предполагает значительные потери камня.

Второй способ, используемый на Уфалейском месторождении мрамора позволяет сократить период вскрытия нового горизонта до 3,7 месяца. Основное преимущество данного способа состоит в том, что значительная часть выработки отрабатывается по высокоуступной технологии, которая позволяет повысить выход блоков и снизить эксплуатационные затраты.

Третий способ, реализуемый на Коелгинском месторождении, предполагает наибольший объем и период формирования выработки, в связи с чем данная схема целесообразна при использовании в качестве выемочно-погрузочного оборудования погрузчика. При использовании передвижного крана данная схема нерациональна, так как кроме увеличения срока вскрытия горизонта значительно увеличивается срок строительства карьера в основном в связи с увеличением объема скальной вскрыши.

Литература

1. Обоснование оптимального способа вскрытия Абзаковского месторождения мраморизованного известняка / Караулов Г.А., Караулов Н.Г., Сысов В.М., Караулов А.Г. // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. — Магнитогорск: МГТУ, 2007. — С. 31 — 43.
2. Бычков Г.В., Кокунин Р.В. Оптимальные способы вскрытия рабочих горизонтов на перспективных и эксплуатирующихся месторождениях природного камня // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. — Магнитогорск: МГТУ, 2007. — С. 83 — 92.
2. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. — М.: Изд-во РАСХН, 2005. — 245 с.

УДК 550.42:579.8

**МИКРОБИОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
ПОДЗЕМНЫХ ВОД В СВЯЗИ С БУРЕНИЕМ
ГЛУБОКИХ СКВАЖИН**

Г.В. Кондакова, Н.В. Верховцева, О.В. Иванова

Воды литосферы являются естественной средой обитания микроорганизмов; вместе с ними происходит миграция микробных клеток и образуемых ими экзометаболических веществ аллохтонного происхождения, попадающих в недра при антропогенном воздействии, например в процессе бурения скважин. Активное вмешательство человека в литосферу нарушает естественную активность подземных микробоценозов, вызывает их качественные и количественные перестройки, что ведет к образованию нежелательных продуктов жизнедеятельности и связанных с ними процессов. Так, аборигенные микроорганизмы литосферы при изменении условий среды могут провоцировать коррозию оборудования, растворение и осаждение пород, образование плавучих и др. [1]. Изучение микробного разнообразия подземных вод и функционирования микробных сообществ является особенно актуальным при решении прикладных проблем, в частности таких, как безопасное захоронение высокотоксичных и радиоактивных отходов на базе законченных бурением глубоких и сверхглубоких скважин [2]. Подобные исследования не только дают информацию о происходящих в глубоких слоях литосферы процессах, но и позволяют прогнозировать последствия антропогенной деятельности и предпринимать определенные действия предупредительного характера.

Попытки оценить реальную микробную активность в геосреде предпринимались как зарубежными, так и отечественными исследователями [3, 4]. В настоящей работе представлены результаты микробиологического изучения подземных флюидов. Изучение состава и структуры микробного сообщества вод, а также идентификацию культур проводили по липидным профилям и специфическим маркерам методом газовой хроматографии — масс-спектрометрии (ГХ — МС) с использованием хромато-масс-спектрометра AT5973 D фирмы Agilent Technologies (США), а также методами классической бактериологии путем посева на специально подобранные питательные среды для учета различных групп микроорганизмов в условиях, приближен-

ных к природным. Анализ липидных маркеров проводил доктор биологических наук Г.А. Осипов (г. Москва). Анализ летучих жирных кислот (ЛЖК), в частности ацетата, проводили на газовом хроматографе 5880 фирмы Helwet Packard (США).

Объектом исследования служили подземные воды, вскрытые Воротилловской глубокой научной скважиной — ВГС (Восточно-европейская платформа, 75 км севернее г. Н. Новгород). Отбор проб воды проводило Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-производственный центр по сверхглубокому бурению и комплексному изучению недр Земли» (ФГУП НПЦ «Недра»). ВГС была пройдена до глубины 5374 м в кристаллических породах архейского фундамента. Устойчивый незакрепленный ствол скважины позволял решать не только различные геологические задачи, но и проводить изучение подземной биосферы. Воды бромного хлоридно-кальциевого состава с общей минерализацией до 160 — 190 г/л, азотного класса с гелием и водородом [5]. В процессе бурения ВГС произошло заполнение проницаемых пластов фильтратом бурового раствора, что оказало определенное влияние на химический состав вод. Однако приток флюидов из вмещающих пород способствовал постепенному вытеснению техногенных компонентов и воссозданию их первоначального состава. Об этом свидетельствовало изменение физико-химических характеристик: с 1995 по 2000 г. общая минерализация вод возросла в целом примерно в 1,5 раза, при этом увеличилось содержание первично-природных элементов (хлор, бром, кальций, гелий) и снизилось количество техногенных добавок бурового раствора (сульфаты, гидрокарбонаты, углеводороды). В зависимости от интенсивности притока флюидов в ствол скважины были выделены зоны максимальной флюидопроницаемости в интервалах 1800 — 2000 и 3000 — 3200 м (табл. 1).

Помимо органических и неорганических компонентов, буровой раствор содержал связанный со взвешенными частицами органического вещества комплекс наземных микроорганизмов, которые вместе с фильтратом бурового раствора проникли в природные воды. Это существенно отразилось на составе микробных сообществ подземных вод. Исследования методом ГХ — МС по изучению микробного разнообразия вод, вскрытых ВГС, позволили установить, что видовой состав микробных ценозов хорошо отражает состояние и гидродинамику геологической среды. Микробные сообщества подземных вод из зон макси-

Таблица 1

Основные физико-химические параметры подземных вод ВГС

Глубина, м	t, °C	pH	Минерализация, г/л	Основной ионный состав, мг/л*						Σ УВГ, об. %	РОВ, мг/л
				Ca ²⁺	Mg ²⁺	Na ⁺ + K ⁺	HCO ₃ ⁻	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻		
1500	32	7,6	118	38783	182	3895	159	74182	1198	0,05	12,5
		8,4	177	58717	121	5557	122	112116	820	0,04	—
1900	32	7,8	129	42571	61	4205	171	80990	1218	0,07	11,4
		8,0	188	61322	122	6864	109	118789	782	0,03	—
2500	50	7,6	128	41973	61	4543	195	80352	1337	0,05	12,2
		8,4	174	57114	121	5942	146	109785	928	0,03	—
3200	60	7,8	115	36889	120	5009	219	72196	1389	0,04	9,7
		6,7	187	59318	121	8673	97	117968	898	0,03	—
3800	75	7,3	103	32138	121	5377	220	64324	1435	0,01	13,5
		6,6	159	50100	121	7883	97	100238	1065	0,03	—
4500	84	7,1	80	21958	0	7196	549	48651	1325	0,02	10,7
											—

* Числитель — уровень 1995 г., знаменатель — уровень 2000 г.

 — глубины максимального водопритока.

мального водопритока отличались большим микробным разнообразием по сравнению с остальными глубинами, и, кроме того, здесь было значительно меньше микроорганизмов, присутствовавших в буровом растворе [6]. С помощью классических методов бактериологии была подтверждена справедливость результатов расшифровки структуры микробных сообществ. В подземных водах с этих глубин были обнаружены разнообразные функциональные группы микроорганизмов, принимающие участие в биогеохимических циклах углерода и азота [6, 7]. В целом в водах со всех изученных глубин было отмечено преобладание гетеротрофных процессов, идущих за счет имеющегося в экосистеме органического вещества. В связи с этим подземная экосистема ВГС была отнесена к «детритному» типу [8, 9].

Преобладание и активизация гетеротрофных процессов, несомненно, являются следствием антропогенного воздействия и связаны с привнесением в подземную среду аллохтонного органического вещества бурового раствора. По оценкам специалистов, в составе газов подземных вод ВГС, наряду с естественно-природной группой (азот, гелий, углекислый газ, водород) при-

существовала и техногенная — углеводороды (УВ). Углеводородная группа, вероятнее всего, сформировалась в результате контаминации вод добавками нефти и торфогуматными компонентами бурового раствора, поскольку после окончания бурения очистка ствола скважины от бурового раствора не проводилась. Молекулярная структура РОВ, по данным ИК-спектроскопии, отражает наличие алифатических структур, кислородсодержащих гидроксильных, кетонных, хиноидных групп, а также ароматических ядер, причем парафиновые УВ преобладают. Во фракционном составе наиболее подвижные компоненты — парафино-нафтеновые и ароматические УВ превалируют над малоподвижными формами — смолами и асфальтенами. Среди нормальных алканов по всему разрезу преобладают нечетные (C_{25} , C_{17} , C_{29}). При этом отмечено, что собственные возможности органического вещества разреза ВГС в части генерации УВ незначительны [5].

Практически единственными природными деструкторами УВ являются углеводородокисляющие микроорганизмы. Они являются начальным звеном в процессах микробной трансформации УВ, осуществляя аэробный этап биodeградации. Активация углеводородокисляющих микроорганизмов может происходить при поступлении в подземные воды углеводородов, например при бурении, а также в результате обогащения вод кислородом, поступающим с буровым раствором. Окисляя УВ, данная группа микроорганизмов обеспечивает доступным органическим веществом все последующие звенья углеводородокисляющего микробного сообщества. В частности, при окислении УВ в окружающую среду выделяется ацетат, который используется в дальнейшем различными группами гетеротрофных бактерий (метанобразующими, сульфатредуцирующими) в анаэробных условиях. На заключительных этапах может образовываться значительное количество газов (водород, углекислый газ, метан, сероводород). Так, в предыдущих исследованиях показано, что наиболее активно в водах ВГС осуществлялся цикл метана, при этом накопление его в глубоких горизонтах достигало значительных величин [10, 11]. Следует отметить, однако, что окисление УВ является лишь одним из путей обогащения подземных вод ацетатом.

Поиск углеводородокисляющих микроорганизмов в водах, вскрытых ВГС, представлял интерес не только в плане обнаружения данной группы, но и для изучения их активности. Рас-

шифровка структуры микробных сообществ методом ГХ — МС показала, что в водах, вскрытых ВГС, присутствуют углеводородоокисляющие микроорганизмы, причем способность к окислению углеводородов известна, по крайней мере, для 9 родов, входящих в состав сообществ вод. Микробиологическими методами осуществляли поиск углеводородоокисляющих микроорганизмов, способных использовать как жидкие, так и газообразные углеводороды. Исследовали пробы вод с глубин максимального водопритока (1900 и 3200 м), поскольку микробный ценоз здесь, как было показано методом ГХ — МС, наиболее близок к аборигенному. Проведенные исследования позволили обнаружить в подземных водах жизнеспособные углеводородоокисляющие микроорганизмы — бактерии и микроскопические грибы. Установлено, что микроорганизмы, использующие газообразные гомологи метана, присутствовали только на глубине 1900 м в незначительном количестве, что, по-видимому, связано с невысоким содержанием газообразных УВ в изучаемых водах (см. табл. 1). Численность нефтеокисляющих микроорганизмов оказалась достаточно высокой (табл. 2). Однако для наиболее полного представления о процессах окисления УВ, протекающих с участием этой группы микроорганизмов, необходимо оценить их функциональную активность, поскольку в экстремальных условиях подземной

Таблица 2

Численность нефтеокисляющих микроорганизмов и их активность

Глубина, м	t, °C	Вариант посева*	pH среды	Численность, кл/мл	Накопление ацетата, мкмоль/мл
1900	32	1	4,6 — 5,2	100	1,23
			6,9 — 7,3	0	0
		2	4,6 — 5,2	10	0
			6,9 — 7,3	1	2,76
3200	60	1	4,6 — 5,2	1000	0,09
			6,9 — 7,3	10	0
		2	4,6 — 5,2	100	10,55
			6,9 — 7,3	1	4,68

* Вариант посева: 1 — среды, приготовленные на основе неразбавленной подземной воды (общая минерализация 188 г/л, соответствует уровню 2000 г); 2 — среды, приготовленные на основе подземной воды, разбавленной в 1,5 раза (минерализация 115 — 129 г/л, соответствует уровню 1995 г).

среды многие микроорганизмы могут находиться в покоем состоянии, сохраняя при этом жизнеспособность. В частности, такими условиями могут быть глубина, температура, минерализация и значение водородного показателя рН вод. Активность нефтеокисляющих микроорганизмов оценивали по накоплению в культуральной жидкости ацетата, который образуется при микробной трансформации углеводов (табл. 2).

Как видно из результатов исследования, глубина, высокая температура и минерализация не являются губительными для нефтеокисляющих микроорганизмов. Жизнеспособные клетки были обнаружены во всех пробах, причем их численность в пробах воды с глубины 3200 м ($t = 60\text{ }^{\circ}\text{C}$, вариант 1) была самой высокой и составила 1000 кл/мл. Накопление ацетата в культуральной жидкости служило доказательством не только сохранения, но и активности нефтеокисляющих микроорганизмов. В отдельных случаях его количество достигало значительных величин (глубина 3200 м, $t = 60\text{ }^{\circ}\text{C}$, вариант 2). Однако количество ацетата, а следовательно, и активность данной группы, существенно зависели от условий среды, о чем свидетельствовало несовпадение между высокими численностями нефтеокисляющих микроорганизмов и количеством образовавшегося ацетата. Так, мезофильные нефтеокисляющие микроорганизмы (глубина 1900 м, $t = 32\text{ }^{\circ}\text{C}$) проявляли активность при следующих сочетаниях факторов: 1) высокая минерализация (вариант 1) и подкисление; 2) разбавление (вариант 2) и нейтральное значение рН. При разбавлении и подкислении, помимо бактерий, был отмечен рост микроскопических грибов, а накопления ацетата при этом не происходило. Развитие микроскопических грибов в подземной среде является крайне нежелательным, поскольку известно, что они могут быть причиной биокоррозии металлов, в том числе оборудования, применяемого при бурении, особенно в местах с ограниченным воздухообменом, при наличии органических веществ и смещении рН в кислую сторону [12]. На активность термофильных нефтеокисляющих микроорганизмов (глубина 3200 м, $t = 60\text{ }^{\circ}\text{C}$), в первую очередь, оказывала влияние минерализация среды, в варианте 1 накопление ацетата было незначительным, либо совсем не происходило. При разбавлении накопление ацетата зависело от рН: при подкислении оно более чем в 2 раза превышало накопление

ацетата в нейтральной среде и было максимальным, при этом активность углеводородокисляющих микроорганизмов была сопоставима с активностью их в пластовых водах некоторых нефтяных месторождений [13].

Результаты микробиологических исследований хорошо согласуются с данными ГХ — МС по расшифровке структуры микробных сообществ подземных вод. По данным ГХ — МС, значительную часть микробных сообществ подземных вод составляют спорообразующие виды. Это указывает на то, что существенная доля гетеротрофных микроорганизмов находится в подземной среде в состоянии переживания неблагоприятных условий. Они составляют так называемый микробный пул — «запас» микроорганизмов, способный активизироваться при изменении экологической обстановки. По результатам проведенных микробиологических исследований такая ситуация отмечена, в частности, для термофильных нефтеокисляющих микроорганизмов, которые при сохранении высокой численности (1000 кл/мл) не проявляли активности в условиях высокой минерализации среды, а при разбавлении их активность была максимальной.

Деятельность углеводородокисляющих микроорганизмов в подземной среде можно рассматривать в двух аспектах. Первый: потребляя углеводороды, являющиеся загрязнителями подземных вод, они способствуют очищению вод, играя роль своеобразного микробного фильтра. Второй: при бактериальном окислении углеводородов в окружающую среду выделяются метаболиты, которые используются анаэробными членами микробного сообщества, в результате чего в глубоких горизонтах может происходить активное биогенное газообразование. При решении прикладных проблем, в частности таких, как безопасное захоронение отходов на базе законченных бурением глубоких и сверхглубоких скважин, особое значение приобретает второй аспект. По результатам проведенных исследований можно заключить, что одним из путей снижения биогенного образования газов в глубоких горизонтах может быть ограничение активности углеводородокисляющих микроорганизмов. Для этого можно предложить увеличение минерализации буровых растворов, поддержание рН на нейтральном-слабощелочном уровне для предотвращения развития микроскопических грибов и максимальное снижение в составе буровых растворов углеводородсодержащих органических веществ.

Литература

1. *Верховцева Н.В.* Микроорганизмы термальной и высокоминерализованной пластовой воды / Н.В. Верховцева, И.А. Рыжикова // Разведка и охрана недр. — 1995. — № 1. — С. 34 — 35.
2. Состояние и перспективы развития глубокого и сверхглубокого параметрического бурения / Б.Н. Хахаев и др. // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. — 2001. — № 11. С. 3 — 7.
3. *Ringelberg D.B., Sutton S., White D.C.* Biomass, bioactivity and biodiversity : microbial ecology of the deep subsurface : analysis of ester-linked phospholipid fatty acids // FEMS Microbiol. Rev. — 1997. — Vol. 20. — 371 — 377 p.
4. *Ilarionov S.A., Oborin A.A., Pevzner L.A.* Microbiological and Geochemical Description of the Russian Superdeep Boreholes Core Samples // Int. Symp. on Subsurface Microbiology, Vail, Colorado, USA, August 22 — 27, 1999. — P. 52
5. Глубокое бурение в Пучеж-Катунской импактной структуре / под ред. В.Л. Масайтис, Л.А. Певзнер. — СПб., Изд-во ВСЕГЕИ, 1999. — 392 с.
6. *Кондакова Г.В.* Бактериальные процессы циклов углерода и азота в глубинных водах литосферы / Г.В. Кондакова, Н.В. Верховцева, Г.А. Осипов // Вестник МГУ. Сер. 16 Биология. — 2002. — № 4. — С. 26 — 33.
7. Investigation of microbial community in the deep subterranean waters by GC-MS method / G.V Kondakova et al. // IV Int. Symposium on the Interface between Analytical Chemistry and Microbiology, Le Castel Sainte-Anne, France, June 4 — 7, 2000. — P. 54.
8. *Кондакова Г.В.* Изучение микробного разнообразия подземных вод при мониторинге глубоких горизонтов земной коры / Г.В. Кондакова, Н.В. Верховцева, Г.А. Осипов // Вестник МГУ. Сер. 16 Биология. — 2007. № 2. — С. 23 — 29.
9. *Stevens T.* Lithoautotrophy in the subsurface // FEMS Microbiol. Rev. — 1997. — Vol. 20. — P. 327 — 337.
10. *Верховцева Н.В., Кондакова Г.В., Рыжикова И.А., Рабинович Ю.И.* Метанобразование в подземных водах Воротиловской глубокой научной скважины // Разведка и охрана недр. — 1999. — № 11. — С. 23 — 26.
11. *Kondakova G.V., Verkhovtseva N.V., Rutkovskaya O.M., Osipov G.A.* Investigation of microbial community in the deep subterranean waters by GC-MS method // IV Int. Symposium on the Interface between Analytical Chemistry and Microbiology, Le Castel Sainte-Anne, France, June 4 — 7, 2000. — P. 54.
12. Микробная коррозия и ее возбудители / Е.И. Андреюк и др. — Киев : Наук. думка, 1980. — 288 с.
13. *Розанова Е.П.* Микробиологические процессы в высокотемпературном нефтяном месторождении / Е.П. Розанова, И.А. Борзенков, А.Л. Тарасов, Л.А. Сунцова и др. // Микробиология. — 2001. — Т. 70. — № 1. — С. 118 — 127.

УДК 622.272.06

ИЗЫСКАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ ШАХТЫ им. ГУБКИНА

П.В. Коржавых, Э.И. Богуславский

Рентабельность и эффективность работы железорудного предприятия напрямую зависит от технологии горных работ, где весьма влияющими факторами являются количество и качество добытой железной руды.

При отработке месторождений в сложных горно-геологических условиях все большее распространение приобретает укрепление массива длинными тросовыми штангами. Данный способ крепления позволяет повысить устойчивость выработанного пространства, безопасность ведения горных работ, снизить потери и разубоживание руды. В мировой практике тросовые штанги широко используются при отработке рудных месторождений, особенно в передовых горнодобывающих странах: США, Канаде, Австралии, Швеции, Финляндии. Опыт применения тросовых штанг как эффективной укрепляющей конструкции для упрочнения горного массива в отечественной и зарубежной практике показывает, что длина их колеблется от 2 до 18 — 25 м. В отдельных случаях площадь обнажения на 1 штангу доходит до 25 — 50 м² (рудник Пюхасалми, Финляндия (рис. 1)). Большой диапазон отклонений параметров штангового крепления объясняется не только значительным разнообразием горно-геологических условий, но и отсутствием методики расчета этих параметров.

В отечественной практике вопросом упрочнения целиков тросовыми штангами при отработке рудных месторождений этажно-камерными системами занимались ученые А.П. Шведов и В.Х. Беркович, но эта технология не получила широкого использования ввиду возможности и желания производителей извлекать богатую и легкодоступную руду, несмотря на большие потери руды в целиках. Но явное истощение и дефицит запасов полезных ископаемых, в частности железных руд, требует модернизации технологии добычи с целью повышения коэффициента их извлечения.

На шахте им. Губкина [1 — 3], где потери железной руды при существующей технологии составляют порядка 60 % (рис. 2), предлагается использовать тросовые штанги, обеспечивающие

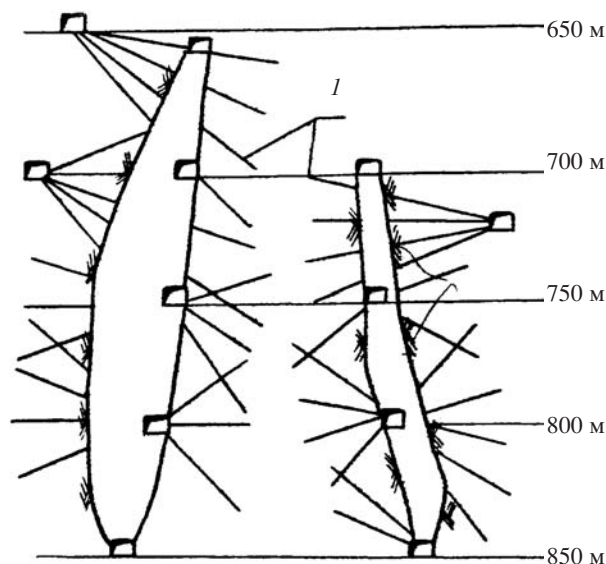


Рис. 1. Укрепление вмещающих пород тросовыми штангами на руднике Пюхасалми:

I — схема установки тросовых штанг

повышение несущей способности целика [4]. Это позволит уменьшить ширину целика, а соответственно, снизить потери железной руды. При этом тросовые штанги будут компенсировать избыточные напряжения в уменьшенных целиках. Предлагается разработанная технология крепления тросовыми штангами из подэтажных выработок (рис. 3). Основная идея технологии упрочнения междукammerного железорудного целика заключается в веерном расположении скважин под тросовые штанги. Это позволит с одного подэтажного горизонта упрочнить целик по всей его высоте. Задача применения этажно-камерной системы разработки на нижних и глубоких горизонтах рассмотрена с точки зрения экономической эффективности данной идеи на примере этажно-камерной системы, применяемой на железном руднике им. Губкина ОАО «Комбинат КМАруда».

При уменьшении ширины целика нагрузка на него растет и, соответственно, сетка установки штанг становится более плотной. Исходя из этого взяты разные варианты сетки штанг для каждого изменения ширины целика (на примере целика шири-

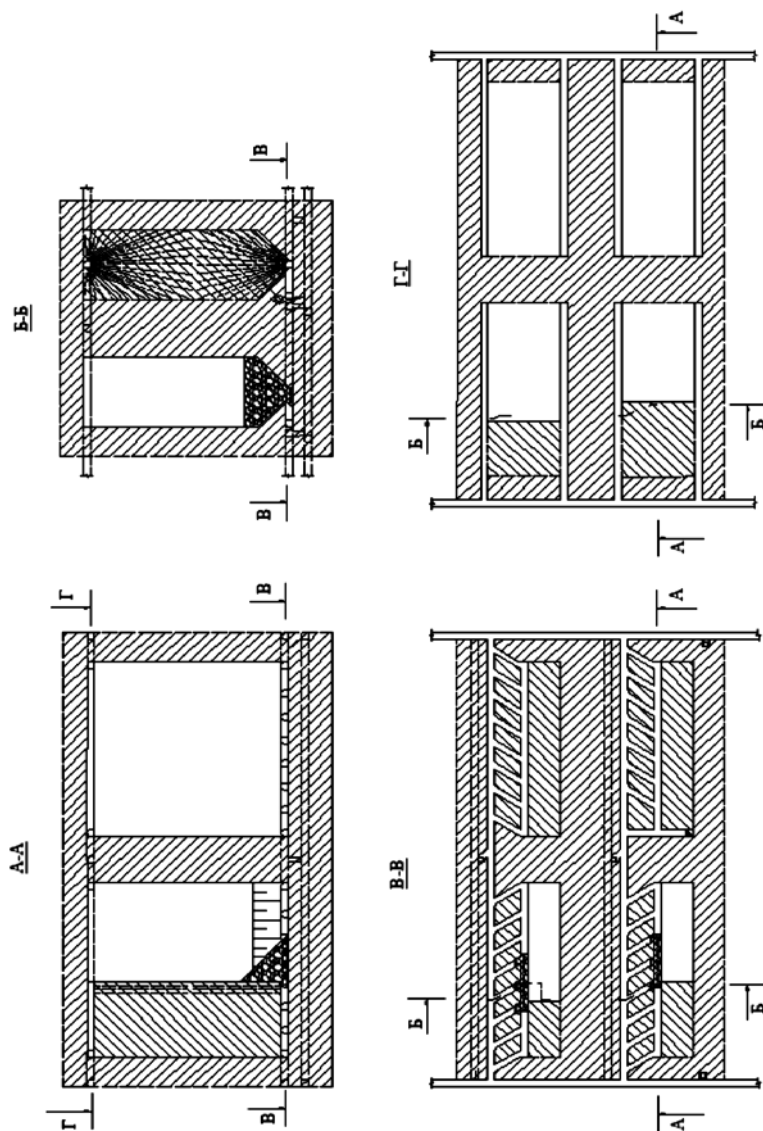


Рис. 2. Этажно-камерная система разработки, применяемая на шахте им. Губкина

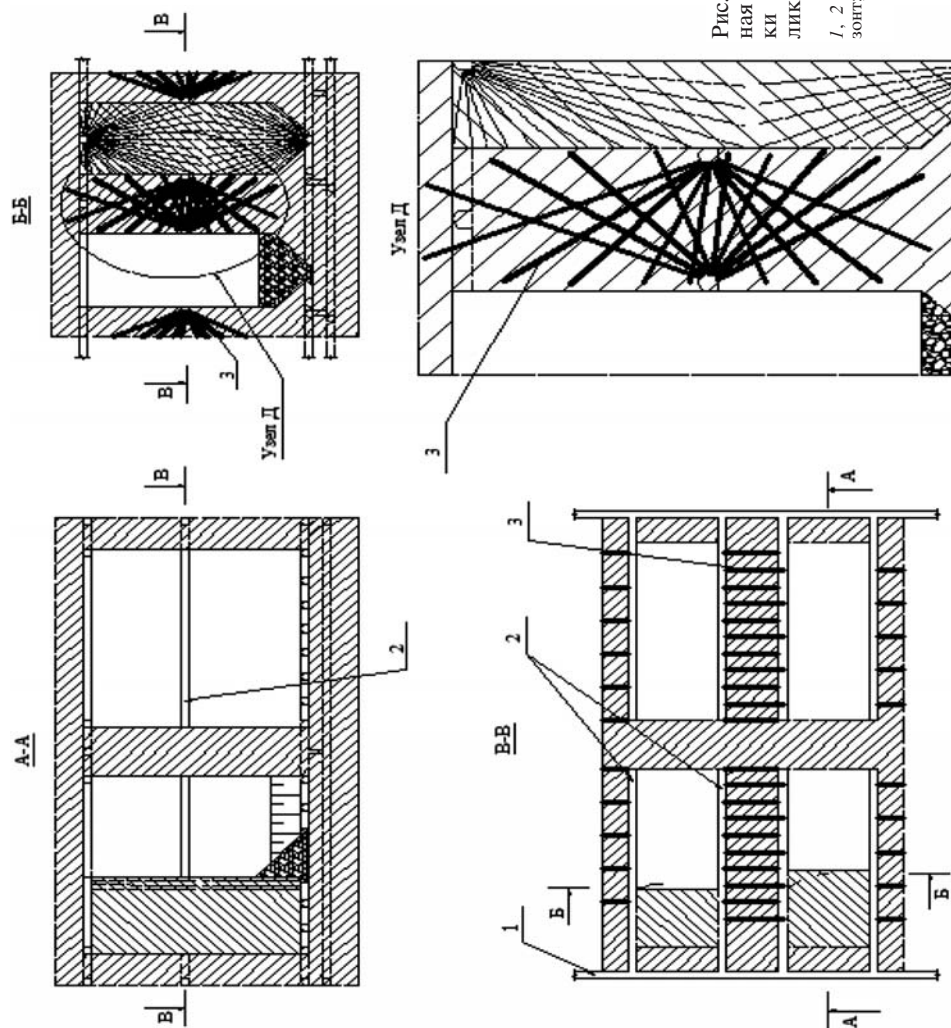


Рис. 3. Этажно-камерная система разработки с креплением цепиков тросовыми штангами:
1, 2 — подэтажный горизонт;
3 — веера тросовых штанг

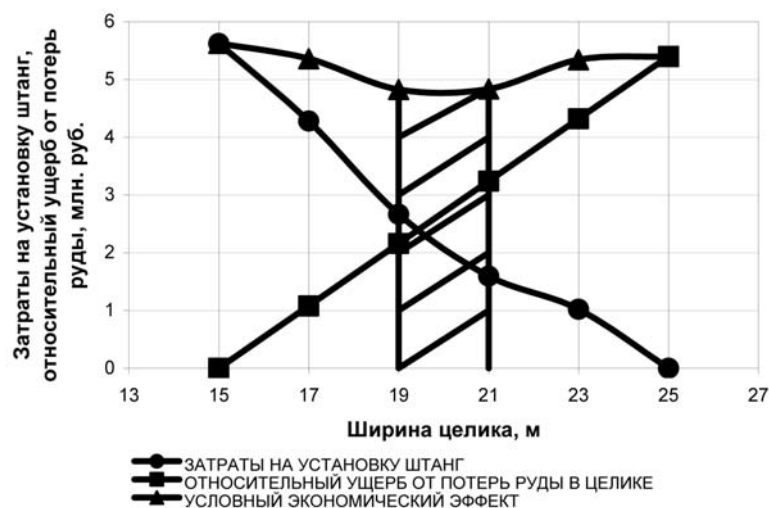


Рис. 4. Экономически оптимальная ширина междукammerного целика

ной 19 м рассмотрена следующая сетка расположения штанг: расстояние между веерами 2,5 м; число штанг в веере 9). Была разработана экономико-математическая модель и программа расчета экономической эффективности использования тросового штангового крепления; результаты моделирования представлены на (рис. 4). Анализируя этот график, определяем область оптимальной ширины целика 19 — 21 м. Сопоставительный расчет прибыли для существующего и предлагаемого вариантов систем разработки (см. таблицу) показал возможность повышения извлечения запасов железной руды на 17 % и, соответственно, прибыли на 15 % [5].

При использовании геомеханического обоснования сетки расположения штанг по созданной модели для каждого отдельно взятого случая можно определить оптимальное значение ширины целика и рассчитать прибыль, отнесенную к 1 т погашаемых запасов.

Внедряя эту технологию, можно существенно снизить потери железной руды в междукammerных целиках и повысить извлечение дефицитных железорудных запасов. Прибыль от применения технологии крепления целика тросовыми штанга-

**Сравнение вариантов систем разработки по потерям железной руды
и их экономическим последствиям**

Показатель	Условные обозначения и формулы	Технико-экономические показатели по вариантам	
		I	II
Балансовые запасы блока, т	B	5 881 568	5 881 568
Коэффициент потерь	n	0,631	0,568
Коэффициент разубоживания	p	0	0
Количество добываемого ПИ, т	$D = \frac{B(1-n)}{(1-p)}$	2 170 299	2 543 778
Коэффициент извлечения ПИ из блока	$K_n = D/B$	0,369	0,432
Валовая ценность 1 т балансовых запасов ПИ, руб.	C_6	450	450
Извлекаемая ценность, отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$C_n = C_6 K_n$	166,05	194,63
Суммарная себестоимость 1 т полезного ископаемого, руб.	C_t	224,9	230*
Суммарная себестоимость, отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$C_6 = C_t K_n$	82,99	99,43
Прибыль, отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$P_p = C_n - C_6$	83,06	95,19

Примечание. Вариант I — исходные значения ширины камер и междуканальных целиков в блоке 30 и 25 м, соответственно. Вариант II — значения ширины камер и междуканальных целиков в блоке 35 и 20 м, соответственно, при применении технологии упрочнения целиков тросовыми штангами.

* Суммарная себестоимость 1 т полезного ископаемого с учетом затрат на проведение дополнительного подэтажного горизонта.

ми только в одном эксплуатационном блоке может составить 71,4 млн руб.

Литература

1. Корректировка технического проекта. Вскрытие новых участков месторождения для поддержания мощности шахты им. Губкина до 2012 г.: Проект П1899-1300ПЗ / Центрогипроруда. — Белгород, 2006.

2. Технологический регламент с геомеханическим обоснованием параметров камер, целиков и зон влияния очистных работ при отработке опытного участка Стретенской залежи этажно-камерной системой с закладкой выработанного пространства на шахте им. Губкина (заключ.): отчет о НИР / Центрогипроруда. — Белгород, 2007.

3. Геомеханическое обоснование отработки Коробковского месторождения с увеличенной длиной камер в этажах гор. +20 м ÷ гор. –125 м (заключ.): отчет о НИР / Центрогипроруда. — Белгород, 2009.

4. *Богуславский Э.И.* Снижение потерь руды в междукammerных целиках при проектировании нижних горизонтов рудника им. Губкина ОАО «Комбинат КМАруда» / Э.И. Богуславский, П.В. Коржавых // Записки горного института. — СПб., 2009.

5. Сборник руководящих материалов по охране недр / Росгортехнадзор. — М.: Недра, 1973. — 257 с.

УДК 622.765:622.333

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ ПУТЕМ РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ

Д.А. Кубак

В последнее время сырьевая база углеобогажительных фабрик значительно ухудшилась в связи с разработкой высокозольных угольных месторождений, из-за чего увеличивается объем промышленных отходов, направляемых в хвостохранилище. Кроме того, в процессе обогащения углей в качестве реагентов используются различные отходы нефтеперерабатывающих заводов с низкой эффективностью действия. Это приводит к сбросу с отходами флотации значительного количества опасных органических соединений, негативно влияющих на окружающую среду [1]. Поэтому проведены исследования в направлении поиска новых более эффективных реагентов.

Использовался уголь с зольностью 22,18 %. В качестве реагентов были исследованы: тракторный керосин, окисленный керосин, комплексный реагент ГФО (декобальтизированный кубовый остаток гидроформирования пропилена) и новый технический продукт нефтехимической промышлен-

ности оксиолефин. Последний, как и ГФО, является комплексным. Вспенивателем служил кубовый остаток ректификации бутилового спирта (КОБС). В данной работе тракторный керосин в сочетании с КОБС был базовым при сравнении с другими реагентами. При использовании в качестве собирателя тракторного керосина (расход 1,86 кг/т) концентрат получился с низкой зольностью (6,89 %), а выход концентрата составил 70,8 %.

Тракторный керосин — продукт нефтепереработки. Его физико-химические свойства:

Плотность d^{20} , кг/м.....	809 — 823
Температура кипения, °С.....	215 — 310
Температура вспышки, °С.....	42,8
Вязкость μ^{20} , мм ² /с.....	1 — 2
Групповой химический состав, % мас.:	
Парафиновые углеводороды.....	26,1
Нафтеновые углеводороды.....	56,5
Ароматические углеводороды.....	17,0

КОБС представляет собой смесь спиртов различной молекулярной массы.

Другим реагентом-собирателем был окисленный керосин — продукт окисления керосина кислородом воздуха. Он также использовался в смеси со вспенивателем КОБС. В результате флотации угля окисленным керосином (расход 1,42 кг/т) наблюдалось значительное повышение выхода концентрата — до 78,4 %. Но при этом, хотя и незначительно, возросла до 8,15 % зольность концентрата относительно тракторного керосина. В итоге при меньшем расходе окисленного керосина (на 0,44 кг/т) извлечение органической массы из угля в концентрат на 7,84 % выше, чем при использовании тракторного керосина.

Предположительно, на эффективность флотации положительно действуют карбоновые кислоты ($R-COOH$), образующиеся в результате окисления кислородом углеводородов, входящих в состав керосина.

Был исследован также комплексный реагент ГФО, являющийся одновременно и вспенивателем, и собирателем. Получается после отделения изомасляных альдегидов из продуктов гидроформирования пропилена по методу оксосинтеза.

Состав (более C8 — C12):

Н-масляный альдегид	1 — 4 %
Н-бутиловый спирт	1 — 3 %
Изо-масляный альдегид.....	0,5 — 2 %
Толуол	1,5 — 2 %
Высокомолекулярные соединения (в том числе продукты этерификации масляных и нафтяных кислот со спиртами).	
Продукты взаимодействия альдеидов с альдегидами, эфиры гликолей, ацетали и полиэфиры альдегидов	
Температура вспышки	90 — 95 %
Плотность	65 °C
Температура начала кипения.....	0,91 — 0,94
Температура конца кипения	130 — 148 °C
Кислотное число	370 — 380 °C
Число омыления	5 — 10
Карбонильное число	100 — 160 КОН/г
	100 — 160

В результате флотации угля комплексным реагентом ГФО (расход 1,37 кг/т) был получен концентрат с зольностью 8,2 % (табл. 1). Выход концентрата при этом составил 78 %. Таким образом, реагент ГФО, как и окисленный керосин, более эффективен по сравнению с тракторным керосином. При этом расход ГФО ниже расхода тракторного керосина на 0,49 кг/т. Как показывают графики на рис. 1 и 2, ГФО особенно эффек-

Таблица 1

**Результаты флотации угля марки КЖ с зольностью 22,18 %
с использованием реагентов, часто применяемых
на обогатительных фабриках РФ**

Реагент- собирающий	Расход реагента- собирающего, кг/т	Расход реагента- вспенивателя (КОБС), кг/т	Выход концентрата, %	Зольность концентрата, %	Зольность отходов, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %
Тракторный керосин 1,86	0,06	70,8	6,89	59,24	84,71	
Окисленный керосин 1,42	0,06	78,4	8,15	73,08	92,53	
ГФО 1,37	—	78,0	8,20	71,73	92,01	

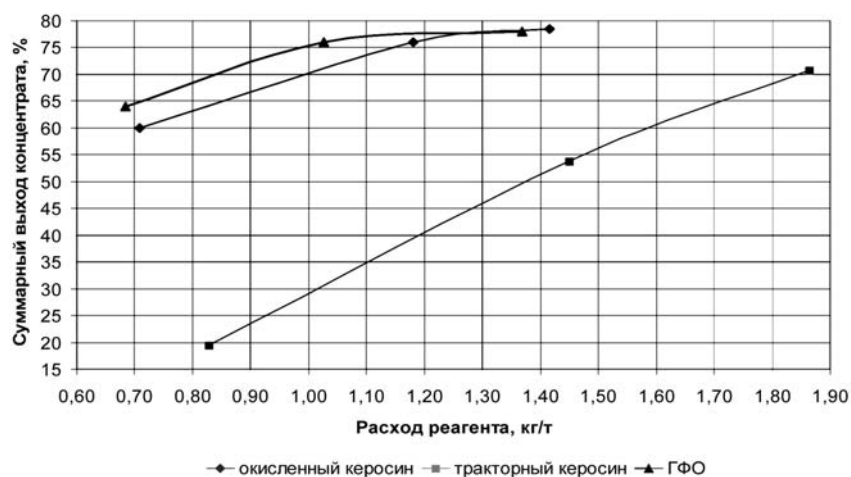


Рис. 1. Зависимость суммарного выхода концентрата угля от расхода реагентов

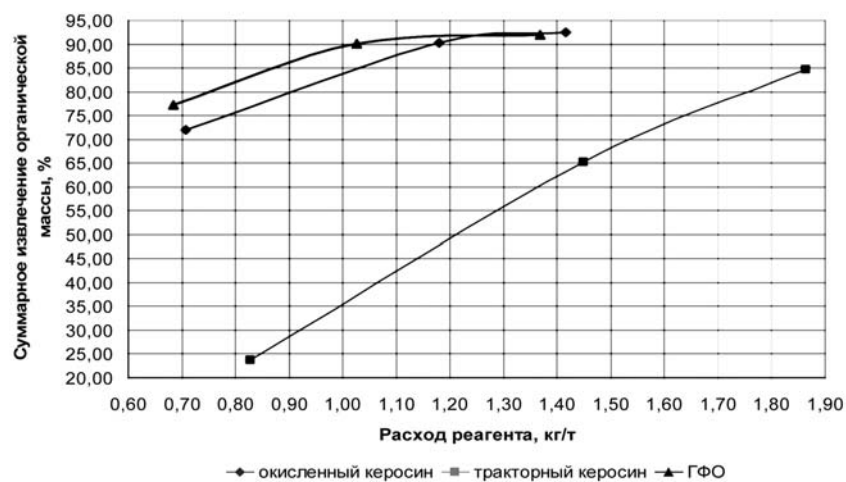


Рис. 2. Зависимость суммарного извлечения органической массы от расхода реагентов

тивен при низких расходах. Такая активность объясняется наличием кислородсодержащих органических соединений.

Таким образом, можно сделать вывод, что наличие в составе реагентов соединений, содержащих кислород, повышает технико-экономические показатели флотации. На основании этого предложен новый реагент оксиолефин, содержащий в групповом химическом составе смесь поверхностно-активных веществ и углеводов:

2-этил-1-гексанол.....	15,3 — 16,6 % мас.
Спирты нормального строения $C_{10} — C_{16}$	8,6 — 9,0
Спирты изостроения $C_{11} — C_{20}$	10,0 — 12,5
Сложные эфиры жирных кислот.....	30,2 — 32,5
Олефины изостроения $C_{10}H_{20} — C_{20}H_{40}$	22,8 — 30,0
Неидентифицированные соединения.....	0,3 — 0,5

Исследования показали что применение оксиолефина позволяет при относительно небольших расходах (0,8 кг/т) получать менее зольный концентрат (на 2,4 %), при этом выход концентрата на 3,4 % выше по сравнению с ГФО. При этом зольность отходов флотации значительно выше (табл. 2).

Таким образом, селективность процесса флотации с использованием нового комплексного реагента достаточно высокая. Как видно из полученных результатов, достигается снижение потерь органической массы угля с отходами флотации за счет одновременного повышения выхода концентрата и снижения его зольности. Кроме того, низкий расход оксиолефина позволяет снизить выбросы в окружающую среду паров опасных веществ, входящих в его состав, при сушке флотоконцентрата и хранении отходов.

Таблица 2

**Результаты флотации угля марки КЖ с зольностью 22,18 %
с использованием различных реагентов**

Реагент	Продукт	γ , %	Ad, %	ξ г.м.
Оксиолефин	Концентрат	74,6	8,58	87,64
	Отходы	25,4	62,12	
ГФО	Концентрат	71,2	10,94	81,48
	Отходы	28,8	49,97	

Литература

1. Сирченко А.С. Снижение загрязнения окружающей среды при флотации каменных углей путем разработки новых реагентных режимов / В.Н. Петухов, А.С. Сирченко // Проблемы повышения экологической безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов: сб. науч. тр. всерос. конф. / под ред. В.Д. Черчинцева; МГТУ. — Магнитогорск, 2004. — С. 135 — 138.
2. Петухов В.Н. Разработка новых реагентных режимов флотации углей / В.Н. Петухов, А.А. Юнаш // Кокс и химия. — 1998. — № 3. — С. 5 — 8.

УДК 622.767.55

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЯ ПНЕВМОСЕПАРАТОРА ПОС-2000 ПРИ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ

И.Ф. Лебедев, А.И. Матвеев

Целью данной работы является оценка работоспособности в условиях отрицательных температур окружающей среды пневматического сепаратора ПОС-2000, разработанного в ИГДС СО РАН, изготовленного в ОАО «Усольмаш» и являющегося основным звеном линии сухого обогащения золотосодержащей руды. Он предназначен для предварительного обогащения и сокращения тонкоизмельченного рудного материала.

Основным интересующим исследователей параметром является влажность руды, так как в условиях отрицательных температур в процессе пневмосепарации участвуют привнесенные в процессе хранения и обработки руды снег и лед. Эксперименты проводились в натурных условиях в период межсезонья с 10 по 25 апреля 2010 г. Пробы руды предоставлены ООО «Рудник «Дуэт»» (п. Югаренок Усть-Майского улуса) в 2009 г. из разрабатываемого месторождения (блоки 32/1 и 32/2). Среднее содержание золота в руде составляет 7,62 г/т. Гранулометрия золота в пробах представлена в табл. 1.

Анализом (табл. 2) установлено, что золото в пробе находится в свободной, легко гравитационно извлекаемой форме.

Техническая характеристика пневмосепаратора (рис. 1):

Производительность.....	6 т/ч
Мощность	5 кВт
Сокращение материала	До 16 раз
Масса	2100 кг

Таблица 1

Гранулометрия золота

Классы крупности	Распределение, %	Кумулятивная по +, %
–3,0+1,0	3,0	3,0
–1,0+0,8	7,6	10,6
–0,8+0,4	40,0	50,6
–0,4+0,2	40,7	91,3
–0,2+0,1	4,0	95,3
0,1+0,071	3,6	98,9
–0,071	1,1	100,0
	100,0	

Таблица 2

Рациональный состав золота

Характер выделения золота	Распределение золота, %
Свободное (амальгамируемое)	90,2
В сростках (цианируемое)	5,9
В пленках	1,9
В сульфидах	1,6
В кварце и породообразующих минералах	0,4
В исходных хвостах	100,0

Технологическая схема обработки проб:
 дробление исходных проб на дробилке ударного действия;
 подготовка и шихтовка руды (добавление воды для создания определенной влажности; замораживание, дезинтеграция);
 взвешивание влажной пробы, определение общей влажности;
 обогащение продуктов на пневматическом сепараторе ПОС-2000;
 отбор и сокращение проб из продуктов разделения;
 классификация концентрата ПОС на грохоте с решетом 1 мм (концентрация класса крупности –1 мм на концентрационном столе СКО-0,5, класс +1 мм на отсадочной машине МОД-0,2);
 обогащение хвостов пневмосепаратора на концентрационном столе СКО-0,5;
 определение содержания золота в продуктах разделения пробирным анализом, расчет баланса металлов.

Дезинтеграция рудных проб производилась в дробилке активного удара (ДАУ) (рис. 2), сконструированной в ИГДС и



Рис. 1. Пневмосепаратор (ПОС-2000)

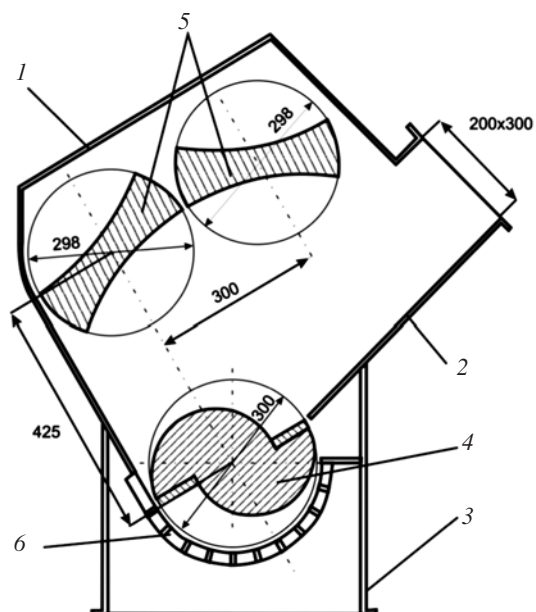


Рис. 2. Дробилка активного удара ДАУ-250:
1 — корпус, 2 — питающий лоток, 3 — разгрузочный патрубок,
4 — ротор первичного дробления, 5 — роторы вторичного дроб-
ления, 6 — калибровочная решетка

предназначенной для обработки геологических проб твердых полезных ископаемых в качестве основного оборудования дробильно-сортировочного агрегата (УКОРП-03). Техническая характеристика дробилки ДАУ-250:

Наибольший размер загружаемого материала.....	100 мм
Степень дробления	20 — 33
Размер щели разгрузочной решетки	3 мм
Мощность двигателя	7,5 кВт
Обороты двигателя в минуту	960 и 1490
Производительность по исходному материалу	1,0 т/ч
Масса ДАУ с двигателем	0,8 т

Дробилка использовалась в закрытом (с калибровочной решеткой) режиме.

На предварительной стадии исследований определялся рациональный температурный диапазон эффективной работы пневмосепаратора, результаты исследований анализировались по степени концентрации (отношение содержания золота в концентрате к содержанию золота в исходном) (рис. 3). По графику видно, что область неэффективной работы пневмосепаратора ограничена $-9...+5^{\circ}\text{C}$. В области отрицательных температур наиболее устойчивая работа пневмосепаратора наблюдается при -15°C .

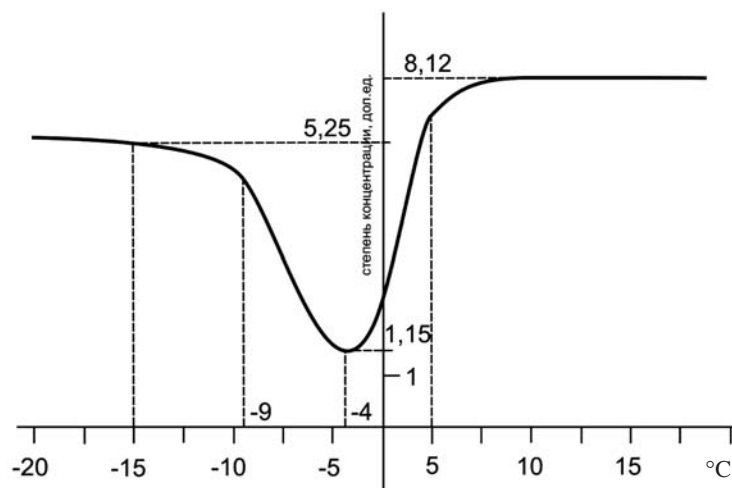


Рис. 3. Зависимость степени концентрации от температуры окружающей среды

В дальнейшем для исследования влияния влажности руды на эффективность обогащения исследования были проведены при температуре окружающей среды -15°C .

Общая технологическая схема переработки рудных проб при испытании с разной влажностью представлена на рис. 4. Для последующей концентрации и анализа продуктов разделения пневмосепаратора использовалась отсадочная машина МОД-02 для обогащения классов $+1$ мм и концентрационный стол СКО-0,5 для предварительного обогащения классов -1 мм с выделением в зависимости от условий эксперимента нескольких продуктов разделения.

Определение уровня извлечения золота в зависимости от количества свободного льда и снега в исходном материале проводилось при четырех различных уровнях влажности и при одинаковых технических рабочих параметрах: число оборотов рабочей чаши составляет 60 в минуту, подаваемое давление воздушного потока составляет 130 — 135 Па.

Для обогащения на пневмосепараторе использовалась тонкоизмельченная золотосодержащая руда при степени раскрытия свободного золота до 91,2 %, при максимальной крупности частиц до 3 мм. Подготовка руды осуществлялась путем добавления воды для создания определенной влажности, замораживания, дезинтеграции и изучения влияния ее на обогатимость. В первой пробе смесь льда и руды составляла 1:1, во второй 1:0,5, в третьей 1:0,25. Четвертая проба обрабатывалась в естественном состоянии, без содержания льда и снега.

Концентрат и хвосты в дальнейшем концентрируются на отсадочной машине и концентрационном столе. Определение уровня извлечения золота в концентрат ПОС-2000 производится расчетом баланса металлов после определения содержания золота во всех продуктах разделения пробирным анализом, выполненным пробирно-химической лабораторией в ОАО «Сарылах-Сурьма». Промывка хвостов пневмосепаратора ПОС-2000 на концентрационном столе видимых знаков золота не показала. Содержание золота в хвостах ПОС-2000 1,89 г/т. Химический анализ золота в концентрате показал высокое содержание (40,01 г/т), что еще раз доказывает возможность улавливания мелкого золота пневматической сепарацией.

По расчетному значению извлечения золота в зависимости от исходной влажности пробы построена гистограмма, представ-



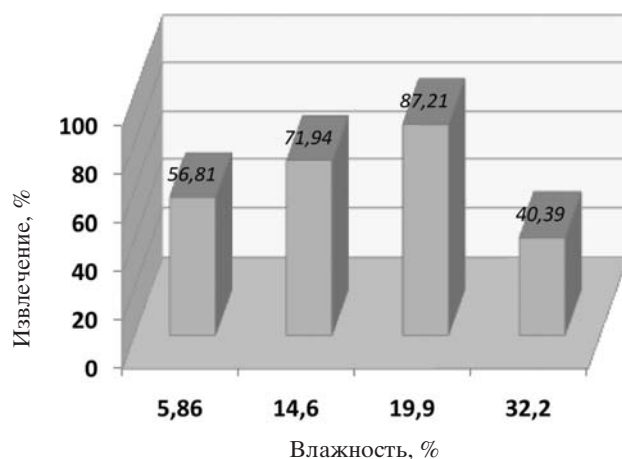


Рис. 5. Извлечение золота в зависимости от замершей свободной влаги в руде в пневмосепараторе ПОС-2000 при отрицательных температурах

ленная на рис. 5. По графику видно, что с увеличением льдистости исходного материала уровень извлечения золота в концентрат увеличивается, но при превышении влажности 20 % происходит резкое снижение уровня извлечения золота. Наибольший уровень извлечения золота достигается при влажности 19,9 %. При дальнейшем увеличении доли свободной влаги до 32,2 % извлечение золота резко снижается до 40,39 %; предполагаемой причиной является то, что при большем увеличении влаги (в виде льда и снега) перемешивание золота ухудшается из-за того, что часть золота вместе с легкой воздушно-снежной смесью выносятся в хвосты.

Таким образом, установлены рациональные температурные диапазоны эффективной работы пневмосепаратора. При этом эффективная пневмосепарация тонкоизмельченного золотосодержащего рудного материала наблюдается при диапазоне исходной влажности до 20 %.

Статья подготовлена при поддержке РФФИ № 09-05-98571.

Литература

1. Патент № 2167005 Российская Федерация, 7В 07В 7/08. Пневмосепаратор / Матвеев А.И., Филиппов В.Е., Федоров Ф.М., Григорьев А.Н., Яковлев В.Б., Еремеева Н.Г., Слепцова Е.С., Гладышев А.М., Винокуров В.П. / ИГД Севера СО РАН; заявл. 11.06.99; опубл. 20.05.2001, Бюл. № 14. — Ч. 2. — С. 346.

УДК 622.765.063:622.33

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭЛЕМЕНТНОГО СОСТАВА
И СТРОЕНИЯ КРЕМНИЙОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ
НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ ДЕЙСТВИЯ
ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ**

М.С. Лимарев

Состояние топливно-энергетического комплекса России во многом зависит от применения современных технологий добычи и переработки угля, увеличения объемов добычи и эффективности использования добываемого сырья, в частности мелких фракций, улучшения его потребительских свойств. На сегодняшний день наблюдается увеличение роста добычи углей при повышенном уровне механизации, что приводит к высокому содержанию тонких классов повышенной зольности в рядовых углях и отрицательно сказывается на качестве угольной продукции. Поэтому можно сделать вывод, что требуется разработка новых технологических режимов обогащения углей с целью снижения потерь органической массы углей с отходами.

Одним из наиболее эффективных методов обогащения угольных шламов является флотация. Себестоимость этого процесса во многом определяется высокой стоимостью и расходом используемых реагентов. В связи с этим поиск высокоэффективных реагентов и оптимальных реагентных режимов является одним из основных направлений интенсификации процесса флотации углей. В качестве реагентов применяются собиратели и вспениватели, а также комплексные реагенты. В большинстве случаев в качестве реагентов-собирателей используются технические продукты, имеющие сложный и непостоянный групповой химический состав. Поэтому их флотационная активность во многом определяется соотношением химических соединений в техническом продукте.

Для повышения эффективности флотации углей в направлении повышения извлечения горючей массы в концентрат при одновременном снижении расхода реагентов-собирателей изыскиваются новые реагенты на основе исследования механизма их действия.

Известно, что флотационная активность химических соединений при флотации углей определяется структурными особенностями и элементным составом их молекул. Изучение флотации углей с использованием в качестве самостоятельных реаген-

$(\text{CH}_3)_3\text{Si}-\text{O}-\text{Si}(\text{CH}_3)_3$ Гексаметилдисилоксан	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \\ \\ \text{H}_7\text{C}_3-\text{O}-\text{Si}-\text{O}-\text{C}_3\text{H}_7 \\ \\ \text{CH}_3 \end{array}$ Диметилдипропоксисилан	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \\ \\ \text{H}_7\text{C}_{13}-\text{O}-\text{Si}-\text{O}-\text{C}_{13}\text{H}_7 \\ \\ \text{CH}_3 \end{array}$ Диметилдиизопропоксисилан
$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \\ \\ \text{H}_9\text{C}_{14}-\text{O}-\text{Si}-\text{O}-\text{C}_{14}\text{H}_9 \\ \\ \text{CH}_3 \end{array}$ Диметилдиизобутоксисилан	$\begin{array}{c} \text{CH}_3 \\ \\ \text{H}_9\text{C}_4-\text{O}-\text{Si}-\text{O}-\text{C}_4\text{H}_9 \\ \\ \text{O} \\ \\ \text{C}_4\text{H}_9 \end{array}$ Метилтрибутоксисилан	

Рис. 1. Структурные формулы исследованных кремнийорганических соединений

тов, содержащих кремнийорганические соединения, указывает на высокую эффективность и селективность их действия. В работах Петухова В.Н., Осиной Н.Ю., Кукушкина В.В., Юнаша А.А. установлены высокая флотационная активность и селективность действия кремнийорганических соединений по сравнению с широко применяемыми собирателями и вспенивателями. Применение новых реагентов позволяет повысить выход флотоконцентрата при снижении его зольности и расхода реагентов [1, 2, 3]. Поэтому для установления влияния структурных особенностей молекул химических соединений на флотационную активность и селективность их действия при флотации углей нами были исследованы кремнийорганические соединения, отличающиеся молекулярным строением и элементным составом (рис. 1).

Исследования флотации угольной мелочи зольностью 18 % показали, что флотационная активность чистых кремнийорганических соединений при флотации углей определяется структурными особенностями молекул, их элементным составом и длиной углеводородного радикала. Так, в случае использования в качестве комплексного реагента кремнийорганических соединений установлено, что наиболее низкую флотационную активность проявляет гексаметилдисилоксан. Выход концентрата при его использовании ниже на 2,4 — 4,5 % по сравнению с другими исследованными химическими соединениями, при этом расход гексаметилдисилоксана выше в 1,7 — 4,5 раза (рис. 2).

Повышение количества углеводородных радикалов и их молекулярной массы в молекуле кремнийорганических соединений приводит к значительному повышению показателей флотации. Так, в случае применения диметилдипропоксисилана вместо гексаметилдисилоксана выход концентрата выше на 4,2 %, а расход

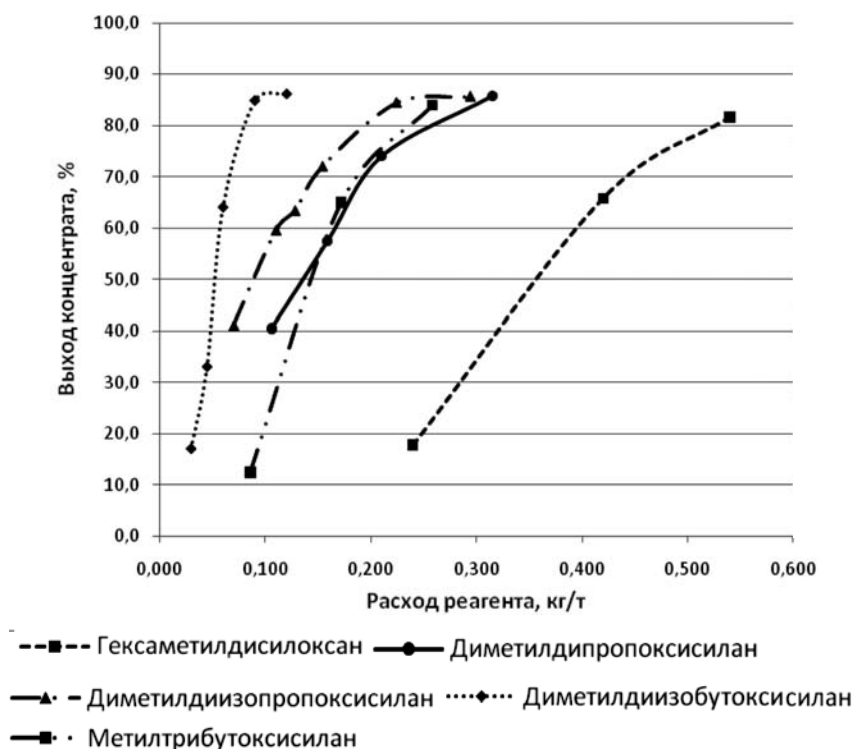


Рис. 2. Зависимости выхода концентрата от расхода реагента

реагента при этом ниже в 1,7 раза. Кроме того, установлено, что повышение флотационной активности при одинаковой молекулярной массе и длине углеводородной цепи наблюдается при применении кремнийорганических соединений с изостроением углеводородных радикалов. Применение диметилдиизопропоксисилана в качестве комплексного реагента вместо диметилдипропоксисилана позволяет повысить выход концентрата примерно на 8 % при одинаковом расходе (0,21 кг/т). Наиболее высокой флотационной активностью из исследованных кремнийорганических соединений обладает диметилдиизобутоксисилан. Установлено, что одинаковый выход концентрата ($\gamma = 84,8 \%$) можно получить при расходе диметилдиизобутоксисилана, в 2,5 раза меньшем по сравнению с диметилдиизопропоксисиланом. Более высокая флотационная активность диметилизобутоксиси-

лана по сравнению с диметилдиизпропоксисиланом объясняется большей длиной его углеводородного радикала.

Одним из важных показателей процесса флотации является селективность действия реагентов, которую можно оценить коэффициентом селективности, определяемым по формуле [4]

$$\eta_{\text{сел}} = \frac{(100 - A_k^d) - (100 - A_{\text{отх}}^d)}{100 - A_{\text{исх}}^d}, \text{ где } A_k^d \text{ — зольность концентрата, \%};$$

$A_{\text{отх}}^d$ — зольность отходов, %; $A_{\text{исх}}^d$ — зольность исходного шлама, %.

Наиболее высокие показатели селективности действия достигаются при применении диметилдиизобутоксисилана. Как видно на рис. 3, в отношении зависимости коэффициента селективности от расхода реагента наблюдаются те же закономерности, что и для зависимости выхода концентрата от расхода реа-

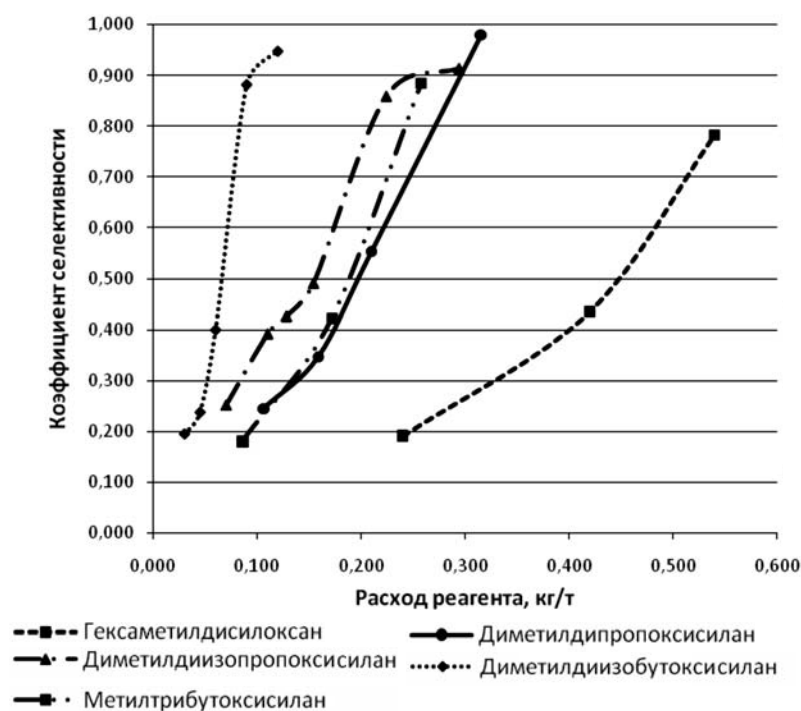


Рис. 3. Зависимость коэффициента селективности от расхода реагента

гента. Иначе говоря, увеличение углеводородной цепи, а также применение кремнийорганических соединений с изостроением углеводородных радикалов приводит не только к увеличению флотационной активности, но и к улучшению селективности процесса флотации.

Таким образом, исследования флотуемости углей с использованием в качестве комплексных реагентов кремнийорганических соединений показали их высокую флотационную активность и селективность действия при флотации углей.

Установлено, что из всех исследованных кремнийорганических соединений наибольшей флотационной активностью, а также селективностью действия обладает диметилдиизобутооксисилан. Его использование в качестве комплексного реагента позволяет значительно улучшить флотационную активность и селективность действия по сравнению с реагентным режимом, используемым на углеобогачительных фабриках РФ. Так, например, применение реагентного режима, включающего подачу в процесс флотации в качестве собирателя тракторного керосина, а в качестве вспенивателя КОБС привело к снижению выхода флотоконцентрата на 5,5 % при одновременном повышении расхода реагентов примерно в 5 раз. Кроме того, снижается зольность отходов с 85 до 45 %, вследствие чего селективность процесса снижается.

Более низкий расход реагентов в случае применения кремнийорганических соединений вместо тракторного керосина с КОБС приведет к снижению концентрации реагентов в отходах флотации, сбрасываемых в хвостохранилища. Как следствие снижается загрязнение атмосферы и водных ресурсов токсичными компонентами флотореагентов, что приведет к улучшению экологической обстановки в промышленном регионе. Повышенный выход концентрата при использовании кремнийорганических соединений также способствует снижению количества отходов, снижению объема хвостохранилищ, более полному использованию природных энергоносителей, а следовательно, повышению технико-экономических показателей процесса флотации.

Литература

1. Кукушкин В.В. Совершенствование технологии флотации труднообогащаемых углей путем разработки новых реагентных режимов: автореф. дис. ... канд. техн. наук / В.В. Кукушкин. — Магнитогорск, 2003. — 17 с.
2. Петухов В.Н. Флотационная активность химических соединений различного состава и строения при флотации угля / В.Н. Петухов // Кокс и химия. — 1982. — № 7. — С. 18 — 21.

3. Совершенствование технологии флотации углей за счет использования кремнийорганических соединений / В.Н. Петухов и др. // Вестник Кузбас. гос. техн. ун-та. — № 5. — Кемерово, 2003. — С. 78 — 81.

4. Павлович В.И. Определение показателей обогащения углей / В.И. Павлович, Т.Г. Фоменко, Е.М. Погарцева. — М.: Недра, 1965. — 63 с.

УДК 622.272.014

ОПЫТ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РАЗЛИЧНЫХ КЛАССОВ В ГРАНИЦАХ ОДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.М. Мажитов, Э.Ю. Мещераков

При освоении рудных месторождений подземной физико-технической геотехнологией весьма часты примеры использования в границах одного месторождения систем разработки различных классов, принципиально отличающихся способом управления поддержания очистного пространства. Проведенный анализ отечественного опыта подземной разработки показал, что применение систем разработки нескольких классов предусматривается проектом или изменениями проектных решений в ходе эксплуатации месторождения.

Причинами использования в границах одного месторождения систем различных классов являются: выделение в границах залежей руд нескольких сортов, неравномерность распределения в рудах полезных компонентов; наличие охраняемых объектов; различная степень устойчивости руд и налегающих пород на участках месторождения; широкий диапазон элементов залегания рудных тел.

Так, при разработке месторождений северной группы Криворожского бассейна, представленного комплексными рудами, богатые и бедные железистые кварциты разрабатываются совместно высокоэффективной системой этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой и последующим их обогащением, а ценные руды отдельно от железистых кварцитов с применением систем разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями [1]. На Тишинском месторождении полиметаллических руд бедные участки отрабатываются системами этажного и подэтажного принудительного обрушения, а рудные

тела с высоким содержанием полезного компонента и участки под охраняемыми объектами — системами с закладкой [2]. Различная склонность кровли залежи к обрушению обусловила применение на Североуральском бокситовом руднике систем с открытым выработанным пространством и с обрушением покрывающих пород. 50 % боксита добывается с применением систем слоевого обрушения, 50 — с использованием камерно-столбовой системы разработки. Участки мощностью более 8 м отрабатываются системой слоевого обрушения [3].

Ярким примером дифференцированного подхода к выбору систем разработки на стадии проектирования является освоение Кировогорского железорудного месторождения [4], представленного 7 рудными телами и 16 разрозненными линзами. Рудные тела имеют размеры от крупных до мелких и представляют собой сложные линзообразные залежи с изменчивыми параметрами по падению и простиранию. Мощность рудных тел изменяется от 10 до 110 м, угол падения — от 0 до 90°. По сложности геологического строения месторождение отнесено к 3-й группе по классификации ГКЗ. Учитывая весьма сложные и разнообразные условия залегания рудных тел, а также гипсометрию залежей, были предложены 6 вариантов систем разработки: система разработки с открытым очистным пространством с отбойкой руды из подэтажных штреков; система разработки с открытым очистным пространством с выпуском руды на траншейное днище; этажно-камерная система разработки с выпуском руды на траншейное днище; система разработки с открытым очистным пространством с выпуском руды на траншейное днище с частичной взрыводоставкой; камерная система разработки с выпуском руды на траншейное днище; система разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды. Проектные решения принимались в несколько этапов. На первом этапе была разработана электронная геологическая модель месторождения и оценена изменчивость рудных залежей по простиранию и глубине. В границах рудных тел были выделены участки с различным сочетанием мощности и угла падения. Для каждого из участков к сравнению предлагались несколько вариантов систем разработки, производился подсчет потерь и разубоживания, технико-экономических показателей. По результатам расчетов определялся наиболее рациональный вариант системы разработки.

Применение разнообразных вариантов систем разработки, в том числе и систем различных классов, при освоении запасов Дег-

тярского месторождения было обусловлено как широким диапазоном элементов залегания рудного тела, так и значительным периодом ведения горных работ. В течение 70 лет эксплуатации месторождения неоднократно пересматривались кондиции на полезные ископаемые, а устаревшие конструкции систем разработки заменялись новыми. Дегтярское месторождение представлено одним рудным телом сильно вытянутой жиллообразной формы. Максимальная мощность приурочена к центральной части залежи, на флангах она постепенно выклинивается. Имеют место чередование раздувов и пережимов, многочисленные складчатые структуры и нарушения, развитые главным образом в маломощной части рудного тела. При отработке месторождения использовались практически все известные системы. Разработка производилась слоевым и подэтажным обрушением, горизонтальными и наклонными слоями с креплением и без крепления с закладкой, с магазинированием руды, с массовым обрушением, минными зарядами, камерами с подэтажной отбойкой. На заключительной стадии освоения месторождения распространение получили системы слоевого и подэтажного обрушения [5].

Увеличение глубины горных работ на Джекказганском месторождении привело к необходимости пересмотра проектных решений в части замены теряющей свою эффективность на больших глубинах камерно-столбовой системы системами других классов — с искусственным поддержанием выработанного пространства и обрушением руд и пород [6].

На северном участке Соколовского месторождения первоначально проектом предусматривалось применение систем разработки с обрушением руд и вмещающих пород при условии осушения вышележащих обводненных горизонтов песчано-глинистых отложений и глауконито-кварцевых песков. Из-за отставания темпов осушения принятая проектом система разработки заменена этажно-камерной системой с закладкой [7].

В современных условиях, характеризуемых высоким уровнем издержек на осуществление инвестиций и значительными сроками окупаемости подземной разработки, зачастую вносятся изменения в проектную документацию с целью сокращения ресурсоемкости производства и снижения срока окупаемости вложений. Например, при строительстве рудника для освоения запасов медноколчеданного месторождения «Чебацье» с целью интенсификации горных работ и сокращения срока окупаемости капиталовложений было принято решение на локальном участ-

ке рудного тела применить систему разработки с обрушением руд и вмещающих пород вместо принятой в проекте — камерной системы с твердеющей закладкой [8]. Рудное поле располагается в границах земель сельскохозяйственного назначения, в 200 м от контура горизонтальной проекции залежи находится одноименное озеро. Геомеханические исследования подтвердили возможность безопасной отработки рудного участка протяженностью 120 м системами с обрушением руд и вмещающих пород.

Анализ опыта проектирования и применения систем подземной разработки различных классов на отечественных горнодобывающих предприятиях указывает на необходимость более тщательной проработки вопросов проектирования одновременного или последовательного применения вышеуказанных систем в границах одного месторождения. Рациональное сочетание систем разработки различных классов, обоснованное на стадии проектирования, позволит: сократить сроки строительства рудника и окупаемости вложений, капитальные и эксплуатационные затраты; расширить фронт горных работ; повысить их интенсивность и общую эффективность.

Литература

1. *Ляшенко В.И.* Совершенствование технологии подземной разработки комплексных руд / В.И. Ляшенко, В.П. Степанов // Горный журнал. — 1985. — № 11. — С. 40 — 42.
2. *Воронин А.И.* Развитие систем разработки при подземной добыче / А.И. Воронин, Н.С. Сивцев, В.В. Шкарпетин // Горный журнал. — 1986. — № 6. — С. 15 — 18.
3. Обоснование перехода от систем разработки с обрушением к системам с твердеющей закладкой / Б.П. Дробот и др. // Горный журнал. — 1971. — № 1. — С. 37 — 39.
4. *Демидов Ю.В.* Геотехнология подземной отработки Кировогорского железорудного месторождения / Ю.В. Демидов, А.А. Леонтьев, В.Л. Рыбак // Инновационный потенциал Кольской науки.
5. Развитие технологии горных работ на Дегтярском руднике / А.М. Пилеич и др. // Горный журнал. — 1984. — № 12. — С. 10 — 13.
6. Перспективы применения систем разработки с закладкой и обрушением в условиях Джезказгана / Т.М. Урумов и др. // Горный журнал. — 1972. — № 11. — С. 27 — 30.
7. *Влох Н.П.* Проблема выбора системы разработки Соколовского месторождения подземным способом / Н.П. Влох, Ю.П. Шуплецов, А.В. Крутиков // Горный журнал. — 1986. — № 3. — С. 24 — 25.
8. *Мещеряков Э.Ю.* Геомеханическое обоснование области применения систем разработки с обрушением руд и пород при освоении месторождения «Чебачье» / Э.Ю. Мещеряков, А.Н. Угрюмов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. — 2009. — № 3. — С. 8 — 11.

УДК 629.353

**ЧЕЛОВЕЧЕСКИЙ ФАКТОР В АВТОТРАНСПОРТНОЙ
СИСТЕМЕ КАРЬЕРА КАК ВОЗМОЖНОСТЬ
ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ СЕБЕСТОИМОСТЬЮ ПРОДУКЦИИ**

Ю.А. Монастырский, О.Ю. Монастырская

Увеличение масштабов открытых горных работ, развитие техники и технологии горного производства требуют более современных организации труда и управления карьерным транспортом. С увеличением глубины и производственной мощности резко возрастают объемы транспортных работ, а также усложняется процесс управления экономической эффективностью его работы. Для управления грузопотоками, контроля и учета работы карьерного автотранспорта в проекте должна быть разработана и на стадии строительства или в процессе эксплуатации карьера реализована система диспетчеризации транспорта, которая базируется на последних достижениях в области разработки и эксплуатации автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУТП). Планирование работы карьерных автосамосвалов является основной составляющей АСУТП и требует специального подхода к определению параметров работы водителей.

Материалы исследований [1, 2] показывают, что водитель является недостаточно изученной составляющей системы автомобиль — водитель — дорога, а поэтому требует отдельного изучения и исследования для более точного прогнозирования показателей работы водителя как отдельного элемента АСУТП, так и совокупности в целом.

Задачей работы является снижение себестоимости автоперевозок в карьере путем внедрения оптимизационной экономико-математической модели рационального перераспределения водителей в систему диспетчеризации карьера. Поставленная задача может быть решена на основе анализа данных бортовых компьютерных систем автосамосвалов и перераспределения водителей по трассам движения.

Себестоимость произведенной продукции — один из наиболее важных комплексных показателей деятельности предприятия, отображая уровень затрат на производство, себестоимость, комплексно характеризует степень использования всех ресурсов предприятия, а значит, и уровень техники, технологии и ор-

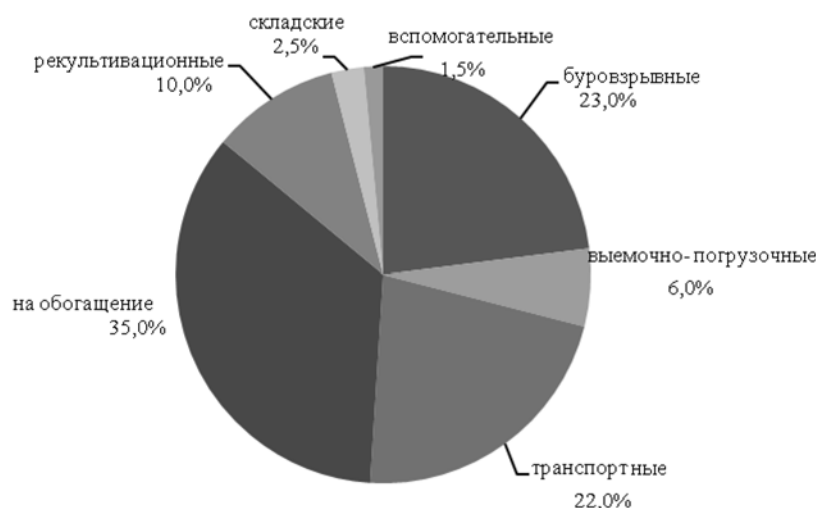


Рис. 1. Структура себестоимости производства железорудного концентрата

ганизации производства. При расчете себестоимости продукции важное значение имеет определение состава затрат, которые в нее включаются.

В себестоимость продукции горно-металлургической отрасли входят затраты согласно основным технологическим процессам добычи и обогащения, в том числе затраты на буровзрывные, выемочно-погрузочные, транспортные работы, затраты на обогащение, рекультивационные, складские и вспомогательные работы (рис. 1). Таким образом, затраты на транспортирование составляют значительную часть в общей структуре себестоимости железорудного концентрата. Следовательно, управление ими (а именно их уменьшение) будет значительно влиять на общую себестоимость в масштабе всего предприятия горно-металлургической отрасли [3].

Себестоимость транспортирования состоит из таких составляющих: топливо, смазочные и эксплуатационные материалы, техническое обслуживание, ремонт, замена и ремонт шин, заработная плата водителей и ремонтного персонала, другие затраты (рис. 2) [4]. Основную часть себестоимости транспортирования железной руды автосамосвалами составляют затраты на топливо. Снижение этой части требует детального рассмотрения и исследования.

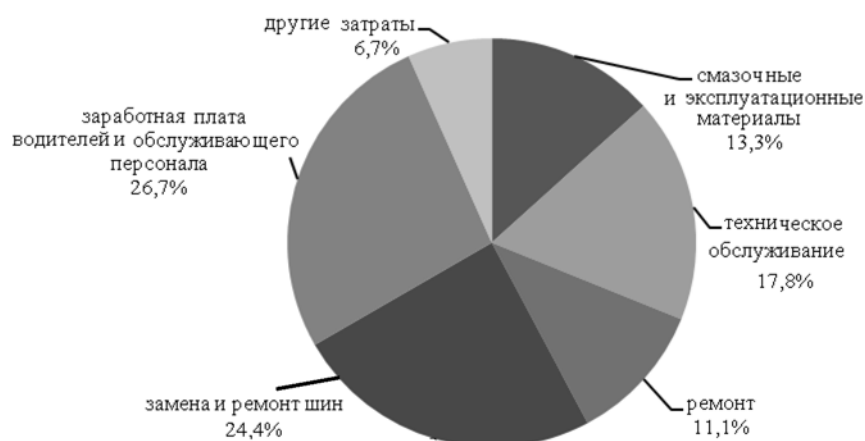


Рис. 2. Структура себестоимости транспортирования железной руды автосамосвалами БелАЗ-75145 в карьерах ОАО «Арселор Миттал Кривой Рог»

Исходными данными для работы были ведомости бортовых компьютерных систем контроля загрузки и затрат топлива карьерных самосвалов БелАЗ-75131 одного из цехов технологического автотранспорта. Показатели горнотехнических условий эксплуатации автотранспорта такие: расстояние транспортирования до 6 км, средневзвешенный уклон трассы — до 6,5 %, высота подъема горной массы — до 90 м.

Общая методика исследований состоит из следующих этапов: формирование базы данных на основе данных сменных рапортов, определение параметров работы карьерных самосвалов, сортировка данных по отдельным критериям, работа с отсортированными данными с построением графиков, диаграмм и статистических таблиц, анализ результатов, разработка оптимизационной экономико-математической модели.

Всего было проанализировано 21 489 ездки 20 самосвалов БелАЗ-75131, которыми управляли 65 водителей на протяжении 30 дней работы в 3 смены, при этом было перевезено около 2,5 млн т на среднее расстояние 2,9 км.

Для исследования влияния водителя как одного из основных факторов, от которого зависит эффективность работы карьерного автотранспорта, рассмотрим транспортирование горной массы на одной из трасс, а именно удельный расход топлива каждого водителя, который представлен на рис. 3.

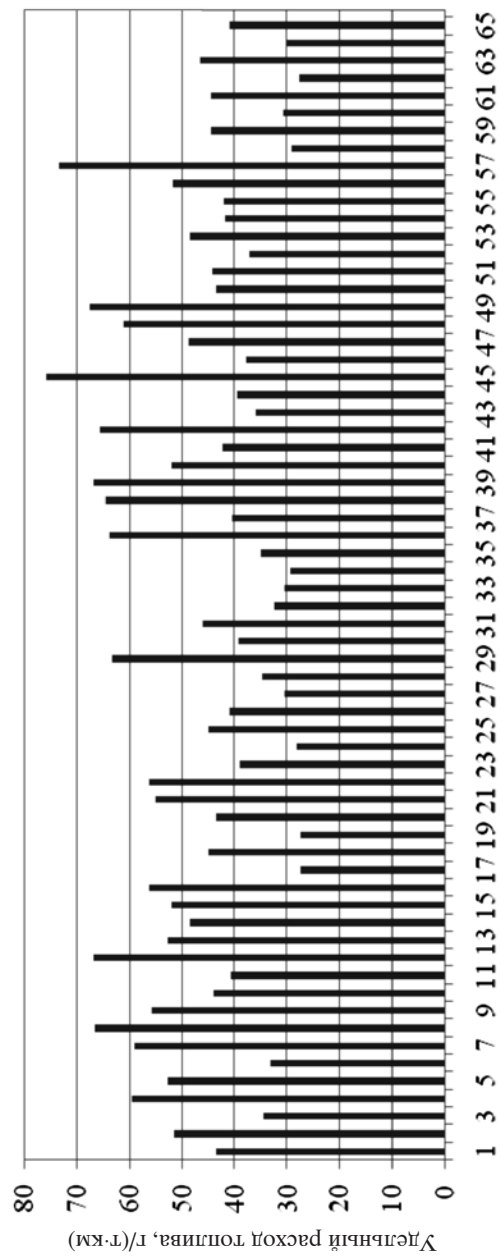


Рис. 3. Удельный расход топлива на трассе карьера

В анализируемый период перевозки удельные затраты топлива варьировали от 27,6 до 75,9 г/(т·км) при среднем значении 46,4 г/(т·км), продуктивность изменялась от 1816,52 до 2365,68 т·км/ч при среднем значении 2134,84 т·км/ч, то есть изменение расхода топлива приводит к изменению себестоимости произведенной продукции, в данном случае железной руды. Это дает основание рассматривать водителя как фактор, надежность, подготовленность и работоспособность которого влияет на общий результат работы предприятия, а именно на его экономическую эффективность, составляющей частью которой является себестоимость произведенной продукции. Подтверждается положение о том, что на одной и той же трассе разные водители показывают разные результаты. В связи с этим возникает вопрос рационального перераспределения водителей для работы на трассах, что обеспечит стабильное транспортирование горной массы с карьера на обоганительную фабрику в системе горно-обогатительного комбината. Решением данной задачи может быть заблаговременное закрепление водителей за трассами движения на смену/неделю/месяц, основанием которого является оптимизационная экономико-математическая модель.

При решении задач оперативного и перспективного планирования работы транспорта на ЭВМ вопрос определения критерия оптимальности (целевой функции), который определяет эффективность принятого плана, является первостепенным и требует специального рассмотрения. Необходимо отметить, что в данный момент не существует общепринятого единого критерия, поскольку необходимо учитывать конкретные условия, в которых он принимается, и обеспечивать объективное решение рассматриваемой транспортной задачи с точки зрения эффективности.

В современных условиях необходимости минимизации себестоимости продукции за счет затрат топлива и с учетом ограниченного количества ресурсов в качестве критерия оптимальности предлагается выбрать минимум затрат топлива на транспортирование груза. Минимизация затрат топлива возможна в результате оперативного управления грузопотоками, которое основывается на базе предыдущих данных расхода топлива, полученных с помощью бортовых компьютерных систем, установленных на автосамосвалах, т. е. целевая функция будет учитывать количество ездов каждого водителя и

удельные затраты топлива этого водителя на закрепленных за ним в плане трассах.

$$F(x_{ij}) = \sum_{i=1}^k \sum_{j=1}^n x_{ij} q_{ij} \rightarrow \min,$$

где x_{ij} — количество ездов i -го водителя на j -й трассе; q_{ij} — удельные затраты топлива i -м водителем на j -й трассе.

При создании модели учтены следующие ограничения:

- Масса груза, которую необходимо перевезти на каждой трассе, — план перевозок

$$\sum_{i=1}^k x_{ij} m_{ij} = M.$$

Здесь m — средняя масса груза, $m = m_{\text{гн}} \gamma_{\text{ст}}$; $\gamma_{\text{ст}}$ — коэффициент использования грузоподъемности машины; $m_{\text{гн}}$ — номинальная грузоподъемность машины; M — план перевозок, масса груза, которую необходимо перевезти с пункта погрузки.

Ограничение учитывает специфику погрузочных экскаваторов и разнообразность физических особенностей транспортируемой массы.

- Номинальная грузоподъемность машины с учетом коэффициента использования грузоподъемности на данной трассе

$$m_{\text{гн}(ij)} \leq m_{\text{гн}}.$$

Ограничение исключает возможную перегрузку автосамосвалов и учитывает наличие автосамосвалов разной грузоподъемности в парке.

- Продолжительность смены/месяца

$$\sum_{i=1}^k x_{ij} t_{ij} = T,$$

где t — время движения с грузом/без груза; T — продолжительность смены.

Учет длительности ездки на разных трассах создает возможность рационального оценивания длительности смены и предотвращения ее возможного увеличения/уменьшения.

- Все водители, независимо от показателей работы, должны быть задействованы в транспортировке на протяжении определенного для них рабочего времени.

$$x_{ij} \geq 0.$$

Формализованное описание демонстрирует, что водители на протяжении рабочего времени не ездят по всем трассам, они закреплены только за теми, транспортировка по которым приводит целевую функцию к минимуму.

Использование оптимизационной экономико-математической модели рационального перераспределения водителей по трассам движения даст возможность повысить эффективность работы карьерного автотранспорта предприятия, т. е. существенно сэкономить средства.

Выводы:

1. Водитель является недостаточно изученной составляющей системы автомобиль — водитель — дорога и должен рассматриваться как фактор, надежность, подготовленность и работоспособность которого влияет на общий результат работы предприятия, а именно на его экономическую эффективность.
2. Основную часть себестоимости транспортирования железной руды автосамосвалами составляют затраты на топливо, следовательно, их снижение требует детального рассмотрения и исследования.
3. Минимизация расхода топлива возможна в результате оперативного управления грузопотоками, которое основывается на базе предыдущих данных затрат топлива, полученных с помощью бортовых компьютерных систем, установленных на автосамосвалах.
4. Предложенная оптимизационная экономико-математическая модель дает возможность перераспределить водителей по трассам движения с учетом следующих факторов: масса груза, который необходимо перевезти на каждой трассе (план перевозок), коэффициент использования грузоподъемности машины, удельный расход топлива каждого водителя на исследуемых трассах движения и продолжительность смены.

Литература

1. Эксплуатация карьерных самосвалов с гидромеханической трансмиссией / Егоров А.Н., Каранкевич Н.В., Павленко Г. и др. — Х.: Золотые страницы, 2006. — 296 с.

2. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы / Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. — СПб.: Наука, 2004. — 429 с.
3. Каганский М.И. Экономия ресурсов на транспорте / Каганский М.И. — М.: Транспорт, 1989. — 55 с.
4. Карьерные самосвалы Белаз-75131, Белаз-75132: Руководство по эксплуатации 7513-3902015 РЭ. — Жодино: БелАЗ, 2005. — 375 с.

УДК 622.271.326: 622.271.4

РАЗРАБОТКА ВСКРЫШНЫХ ПОРОД С ТВЕРДЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ НА БУРОУГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КАТЭК

А.В. Резник

Устойчивое социально-экономическое положение страны во многом определяется развитием горнодобывающих отраслей в Сибири, где сосредоточено более 80 % минерально-сырьевых и энергетических ресурсов России.

Прогнозные ресурсы ископаемого топлива в стране (при уровне потребления 2007 г.) оценивается: нефти и газа соответственно на 48 и 60 лет, угля на 220 лет. Около 40 % мирового производства электроэнергии генерируется из угля. Польша и Китай 80 — 90 % вырабатываемой электроэнергии получают из угля. Индия, Казахстан, Германия, США вырабатывают из угля более 50 % электроэнергии. Уголь — доступный, безопасный и экономичный мировой энергоресурс, который с помощью новых технологий целесообразно использовать безотходно и конкурентоспособно, особенно в связи с постоянным ростом цен на нефть и газ. Уголь — наиболее безопасное ископаемое топливо для транспортировки, хранения и утилизации.

Добыча угля в России предусматривается на уровне 300 — 330 млн. т в 2010 г. и 400 — 430 млн. т в 2020 г. [1]. Реализация этой программы будет осуществляться за счет преимущественного развития открытого способа добычи угля (до 75 — 80 % планируемых объемов в 2020 г. против 65 % в 2007 г.), как наиболее эффективного и безопасного в сравнении с подземной угледобычей. При этом ведущее значение сохранится за Кузнецким и Канско-Ачинским угольными бассейнами, которые являются основными поставщиками каменных и бурых углей не только для энергетики, но и для металлургии, химии и коммунально-бытовых нужд.

Уменьшение негативного влияния топливно-энергетического комплекса на окружающую среду при росте потребностей в тепловой и электрической энергии, требуют разработки и использования новых эффективных технологий добычи угля. Как показывают расчеты, наряду с увеличением объемов добычи за счет модернизации и технического перевооружения действующих предприятий, в период до 2020 г. потребуются дополнительный ввод новых производственных мощностей в размере 130 — 200 млн. т угля в год, из них 55 — 75 млн. т в Кузнецком и 40 — 70 млн. т в Канско-Ачинском бассейнах [2].

При достаточно высокой обеспеченности этих регионов разведанными запасами угля для открытой угледобычи, ряд перспективных месторождений имеет специфические особенности, требующие дополнительных исследований. Это касается, в частности, месторождений Канско-Ачинского бурогоугольного бассейна, на базе которого формируется одноименный топливно-энергетический комплекс (КАТЭК).

Месторождения бассейна имеют весьма благоприятные условия для крупномасштабной добычи угля открытым способом. Запасы угля на наиболее крупных месторождениях достигают 3 — 3,5 млрд. т, а площадь их распространения колеблется в пределах от 90 до 8000 км². Большинство месторождений имеет в продуктивной толще хорошо выдержанный угольный пласт, как правило, простого строения, мощность которого колеблется от 5 — 15 до 60 — 90 м.

Породы вскрыши на месторождениях представлены преимущественно рыхлыми и слабосцементированными песчано-глинистыми отложениями и четвертичными породами. Мощность вскрышных пород изменяется от 10 — 20 м на выходах угольных пластов под наносы до 80 — 90 м на месторождениях с горизонтальным залеганием угольных пластов и до 200 — 500 м на месторождениях с пологими и наклонными пластами. Характерной литологической особенностью месторождений западной части КАТЭК (Березовское, Урюпское, Итатское, Барандатское) является наличие во вскрышной толще крепких прослоек и линз песчаников и алевролитов на кремнистом и железистом цементах, имеющих мощность 0,1 — 2,5 м и показатель трудности разрушения 11 — 12 МПа. Крепкие включения во вскрышной толще составляют 1 — 3 %, размещаются крайне неравномерно и требуют предварительного рыхления в процессе их выемки.

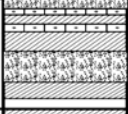
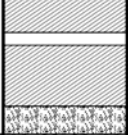
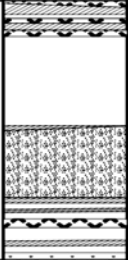
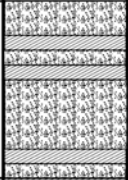
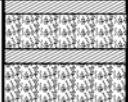
система	отдел	свита	индекс	литалогический разрез	мощность М	характеристика пород
четв			Q		15-36	суглинки, глины, супеси, пески, галечники
меловая	нижний мел.	илевская	Cric		0-70	пестроокрашенная толща алевролитов, песчаников и аргиллитов
юрская	верхний	тяжинская	Ytg		до 120	алевролиты, песчаники, аргиллиты
	средний	итатская	Y ₂ It		до 200	угленосная (верхняя) подсвита серые средне-и-тонкозернистые песчаники, алевролиты, аргиллиты и их углистые разности с прослоями бурых углей, пласт Итатский
			Y ₂ It		80-115	безугольная (нижняя) подсвита песчаники, алевролиты
	нижний	макаровская	Y ₁ mk		50-100	песчаники, алевролиты с прослоями бурого угля

Рис. 1. Стратиграфическая колонка Урюпского месторождения

Последовательность залегания горных пород Урюпского месторождения, имеющего сходные с другими месторождениями горно-геологические условия, приведена на рис. 1.

Толща вмещающих пород на месторождении представлена отложениями юрского и мелового возраста, перекрытыми четвертичными породами. Верхняя угленосная подсвита содержит в своем составе до 11 угольных пластов. Самым выдержанным по

площади месторождения и самым мощным является пласт Итатский, залегающий на глубине от 15 до 200 м. Его мощность в пределах месторождения достигает 70 м. Угол падения пласта в центральной части поля разреза колеблется в пределах от 1 до 3°, у западной границы поля — от 4 до 16°. Промышленные запасы угля в пределах поля разреза «Урюпский-1» составляют 2,2 млрд. т.

Крепкие включения являются конкреционными образованиями, которые по своему литологическому составу не отличаются от основной массы вскрышных пород и представлены, в основном, песчаниками и алевролитами. Отличие их от вмещающих пород состоит в повышенном содержании карбонатов, которые присутствуют в образованиях в виде цемента. Крепкие включения локализируются в основном в отдельных конкреционных горизонтах, залегающих согласно с общей структурой месторождения, повторяя рельеф кровли угольного пласта. На Урюпском месторождении установлено 13 конкреционных горизонтов. Среднее расстояние между горизонтами составляет 7 — 11 м, иногда достигая 15 и даже 22 м (между 1 и 2 горизонтами). В плане крепкие включения располагаются не по всей площади месторождения, а в отдельных зонах. Размеры крепких включений в плане по отдельным горизонтам изменяются от 1 до 13 м, а расстояние между ними — от 5 до 20 м. Распределение крепких включений по мощности и прочности приведено на рис. 2. Мощность крепких

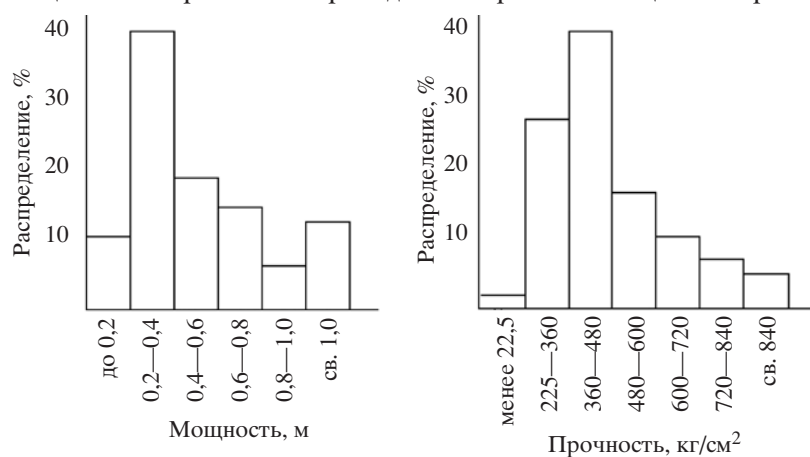


Рис. 2. Распределение крепких включений по мощности и прочности

Таблица 1

Распределение объемов крепких включений по способу выемки

Способ выемки	Без БВР		С БВР	Всего
	без снижения производительности	со снижением производительности		
Объем крепких включений млн. м ³	1,4	1,6	5,9	8,9
В % к общему объему вскрыши	0,13	0,14	0,5	0,77

включений на Урюпском месторождении изменяется от 0,1 до 1,5 м. Причем около 85 % крепких включений имеют мощность менее 0,4 м и около 10 % менее — 0,2 м.

Согласно исследованиям института «УкрНИИпроект» отработка крепких включений может производиться как непосредственно роторными экскаваторами, без предварительного их рыхления (с номинальной производительностью экскаватора или со снижением ее до 40 %), так и с предварительной подготовкой их к выемке с применением БВР [3]. Распределение объемов крепких включений по возможным способам их выемки приведено в табл. 1.

Установлено, что в процессе экскавации породного забоя со скальными включениями на отдельных зубьях и ковшах роторного экскаватора наблюдаются большие пиковые нагрузки, хотя средневзвешенные усилия на ковше не превышают допустимых (исходя из установленной мощности приводов вращения ротора и поворота). Анализ опыта эксплуатации экскаватора ЭРШРД-5250 на разрезе «Березовский-1» при работе как с острыми, так и с затупленными зубьями, показал, что одиночные включения малой мощности (0,1 — 0,2 м), даже с $\sigma_{сж} = 1000 \div 1200 \text{ кг/см}^2$, не снижают производительность экскаватора. Если же крепость и мощность включений не позволяют реализовать техническую производительность экскаватора (более 60 % от номинальной), то требуется их предварительное разрушение. Применительно к экскаватору ЭРШРД-5250 размер куска должен быть не более 600 мм. Возможные технологические схемы с применением роторных экскаваторов на разработке мягких пород со взорванными скальными включениями приведены на рис. 3.

способы отработки уступов с крепкими включениями			
валовый		раздельный	
качество подготовки крепких включений к выемке			
без подготовки	кондиционное	некондиционное	
оборудование для выемки крепких включений			
основное		вспомогательное	
основное		вспомогательное	
вскрывающее оборудование		вспомогательное	
размещение вскрывающего оборудования			
на почве уступа		на кровле мелких включений	на кровле уступа
1	2	3	4
		пневмолесный погрузчик	5
		драглайн	6

Рис. 3. Принципиальные технологические схемы отработки роторными экскаваторами породных уступов с крепкими включениями

Ряд конструктивных недостатков роторных экскаваторов (расположение исполнительного органа на длинной стреле, чувствительность к раскачкам роторной стрелы, наличие громоздких уравнивающих устройств исполнительного органа, сложность конструкции независимого поворота роторной и разгрузочной стрел) вызывает необходимость изыскания принципиально новых конструкций экскавационных машин непрерывного действия, учитывающих специфические условия разработки месторождений Канско-Ачинского бассейна. Характерным для этих месторождений, помимо крепких включений, является склонность мягких пород к налипанию и промерзанию на значительную глубину (до 2 — 3 м).

Научными исследованиями и проектными проработками предусматривалось применение на разрезах КАТЭК поточной технологии вскрышных работ с использованием роторных и цепных экскаваторов, межступенных перегружателей и отвалообразователей производительностью 5250 м³/ч и более. Как показал опыт эксплуатации подобного вскрышного комплекса на разрезе «Березовский-1», при отработке вскрышной толщи без крепких включений были достигнуты высокие технико-экономические показатели. Однако при появлении (на 8-м году эксплуатации) крепких включений работа комплекса была прекращена из-за невозможности их выемки роторным экскаватором. До настоящего времени отсутствуют эффективные способы и средства обнаружения крепких включений, что также сдерживает крупномасштабное внедрение на вскрышных работах разрезов КАТЭК техники непрерывного действия.

Кроме того, существенное значение при использовании на вскрыше мощного горно-транспортного оборудования имеет высокая обводненность большинства месторождений, что значительно снижает несущую способность разрабатываемых пород и усложняет работу горных машин.

В этих условиях в качестве альтернативного варианта разработки массивов горных пород с крепкими включениями может быть рекомендовано применение средств гидромеханизации. При этом гидромеханизированная выемка четвертичных отложений (суглинки, глины, песчано-гравийные смеси) может производиться по традиционным схемам с гидромониторной разработкой горных пород и транспортированием их по трубопроводам в гидроотвал, а более крепких пород (аргиллиты, алевролиты, песчаники на глинистом цементе) — по комбинированным

схемам с предварительным рыхлением их механическими или взрывчатыми средствами.

Из опыта применения гидромеханизации в различных отраслях промышленности известно, что этот способ разработки массивов горных пород обладает рядом преимуществ, среди которых — поточность выполнения технологических процессов, простота конструкций, небольшие массы и габариты используемых машин и аппаратов, высокая производительность труда, относительно небольшие капитальные и эксплуатационные затраты на производство горных работ, экологическая чистота и безопасность производственных процессов [4].

В России накоплен богатый опыт использования гидромеханизации при открытой добыче полезных ископаемых. Важное место в развитии гидромеханизации открытых работ в угольной промышленности занимает Кузбасс, где она с 1951 г. начала применяться на Бачатском угольном разрезе. Здесь впервые были испытаны и освоены новые методы разработки в тяжелых геологических и суровых климатических условиях Сибири, в частности, технология гидравлической выемки полускальных пород, методы подготовки пород к размыву (безнапорным водонасыщением, взрывным способом, дроблением пород). Применена технология ведения вскрышных работ в продленном сезоне, разработана технология гидравлической выемки песка и гравия с большим содержанием валунов. Как правило, размыв породы на открытых горных работах производится гидромонитором с давлением струи воды 1 — 2 МПа и расходом воды до 4000 м³/ч (при больших объемах смываемой породы). Основные рекомендуемые параметры гидромониторной разработки горных пород, разработанные в процессе эксплуатации средств гидромеханизации, приведены в табл. 2.

Как показывает практика, в условиях, пригодных для применения гидромеханизации, производительность труда при гидромониторной разработке в 2 — 2,5 раза выше, а себестоимость в 1,5 — 2 раза ниже, чем при экскаваторной выемке пород и транспортировке их автомобильным транспортом. Наибольшее распространение гидромониторная разработка горных пород получила на отечественных угольных разрезах (табл. 3).

С учетом накопленного опыта гидромеханизированной разработки массивов горных пород следует ожидать, что применение этого способа на месторождениях Канско-Ачинского бассейна и, в частности, на Урюпском месторождении, позволит

Таблица 2

Основные параметры гидромониторной разработки породного массива

Разрушаемая порода	Оптимальное контактное удельное давление, МПа	Высота уступа, м					
		10		15		20	
		Напор у насадки, МПа	Удельный расход воды, м³/м³	Напор у насадки, МПа	Удельный расход воды, м³/м³	Напор у насадки, МПа	Удельный расход воды, м³/м³
Супесь легкая	0,05 — 0,08	0,55	5	0,6	4	0,7	3
Суглинок средний	0,2 — 0,25	0,7	6	0,9	5	1,1	4
Суглинок тяжелый	0,39 — 0,4	0,8	7	1,1	6	1,5	5
Глина песчаная	0,56 — 0,6	0,9	8	1,5	7	1,8	6

Таблица 3

Показатели гидромониторной разработки горных пород

Показатель	Угольные разрезы	Рудные карьеры (КМА)	Прииски по добыче золота
Годовой объем гидромониторной разработки пород, млн. м³ 18		30 12 — 15	15 —
Напор у насадки гидромонитора, КПа 157		69 — 39	117 98 — 93
Расход воды через гидромонитор, м³/ч 3000 — 3500		1500 — 800	2000 — 2000

осуществить селективную выемку основного объема вскрышных пород и крепких включений, нейтрализовав, таким образом, недостатки технологии с использованием роторных экскаваторов. В условиях повышенной водонасыщенности разрабатываемого массива гидромеханизированная выемка вскрышных пород позволит, кроме того, существенно снизить затраты на осушение карьерного поля. Гидравлический способ выемки горных

пород рассматривается также как одно из приоритетных направлений добычи угля с последующим использованием его в водугольных суспензиях для повышения эффективности и экологичности производства электрической и тепловой энергии [5].

Литература

1. Энергетическая стратегия России на период до 2020 г. — М., 2003.
2. Ческидов В.И. К вопросу использования потенциала открытой добычи угля в восточных регионах России / В.И. Ческидов // ФТРПИ. — 2007. — № 4.
3. Разработать технологию применения комплексов машин непрерывного действия на разрезе «Урюпский-1»: отчет о НИР / УКРНИИ-проект. — Киев, 1978.
4. Нурок Г.А. Технология гидровскрышных работ на карьерах / Г.А. Нурок, И.М. Ялтанец. — М.: Недра, 1975.
5. Грицко Г.И. Фундаментальные проблемы перспективного развития угольной промышленности и направления инновационной деятельности / Г.И. Грицко // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: труды конф. с участием иностранных ученых. — Новосибирск: ИГД СО РАН. — 2006.

УДК 622.271.333

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ С УЧЕТОМ ОПТИМАЛЬНОГО ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРОВ

А.С. Семенов, С.И. Фомин, А.И. Пономарёв

Формирование рабочей зоны карьера в пространстве и времени осуществляется при изменении ширины рабочих площадок, подвигании рабочего борта в процессе развития горных работ. Для поддержания надежности работы карьера необходимо иметь резервную полосу рабочей площадки, на которой сосредоточены готовые к выемке запасы. Регулирование их объема на уступах при соблюдении закономерностей формирования карьерного пространства позволяет создавать форму рабочего борта, соответствующую максимуму надежности работы горнотехнической системы карьер. Резервирование горного оборудования и создание резерва в опережении уступов позволяет достичь значительной величины надежности работы карьера. Для таких звеньев карьера, как смежные уступы, а также вскрышные и добычные работы, резервирование оборудования невозможно из-

за большого их количества. Резервирование оборудования эффективно при повышении надежности производственных процессов. Наиболее реальная возможность повышения надежности горнотехнической системы карьер — это создание резерва готовых к выемке полезных ископаемых и опережения вскрышных работ. Горнотехническая система карьер состоит из подсистем вскрышных и добычных работ, имеющих самостоятельные цели и задачи, направленные на выполнение единой функции — добычи полезного ископаемого. Резерв готовых к выемке запасов на каждом горизонте позволяет вести горные работы независимо от вышележащего горизонта в течение некоторого промежутка времени.

Коэффициент готовности технологической цепи соответствует надежности работы для верхнего рабочего горизонта, а для других горизонтов надежность их работы будет зависеть не только от коэффициента готовности уступов, но и от запаса между ними. Коэффициент готовности характеризует вероятность работоспособности горнотехнической системы карьер в произвольно выбранный момент времени, определяет готовность этой системы к работе и позволяет оценивать эксплуатационные качества системы.

При этом можно оценить риск неработоспособности горнотехнической системы карьер в произвольно выбранный момент времени $R_i = 1 - P_i$, где P_i — надежность работы системы в произвольно выбранный момент времени.

Создание резерва на рабочем горизонте карьера повышает надежность и снижает риск до тех пор, пока величина его не превысит времени простоев вышележащего горизонта.

$$\mu_i \leq 1 - k_i, \text{ лет.} \quad (1)$$

Здесь μ_i — обеспеченность запасами рабочего горизонта за выбранный промежуток времени, лет.

С другой стороны, обеспеченность запасами может быть выражена

$$\mu_i = \frac{\Delta B_i L_i h_i}{m_i Q_{\partial i}}, \text{ лет.} \quad (2)$$

Здесь $Q_{\partial i}$ — производительность экскаватора на i -м горизонте, м³/год; m_i — количество экскаваторов на i -м горизонте, необходимое для выполнения годового объема работ; B_i — ширина ре-

зервной полосы рабочей площадки i -го уступа, м; L_i — длина фронта работ i -го горизонта, м; h_i — высота уступа на i -м горизонте, м.

Риск отказа работы вскрышных уступов (подсистемы вскрышных уступов) в течение года

$$R_{\text{пв}} = 1 - k_{\text{пв}} = \left[\prod_1^{n-1} k_{i\text{в}} + \frac{\Delta B_{1\text{в}} L_{1\text{в}} h_{1\text{в}}}{m_{1\text{в}} Q_{\text{э}1\text{в}}} \prod_2^{n-1} k_{i\text{в}} + \frac{\Delta B_{2\text{в}} L_{2\text{в}} h_{2\text{в}}}{m_{2\text{в}} Q_{\text{э}2\text{в}}} \prod_3^{n-1} k_{i\text{в}} + \right. \\ \left. + \dots + \frac{\Delta B_{(n-2)\text{в}} L_{(n-2)\text{в}} h_{(n-2)\text{в}}}{m_{(n-2)\text{в}} Q_{\text{э}(n-2)\text{в}}} k_{(n-2)\text{в}} + \frac{\Delta B_{(n-1)\text{в}} L_{(n-1)\text{в}} h_{(n-1)\text{в}}}{m_{(n-1)\text{в}} Q_{\text{э}(n-1)\text{в}}} \right], \quad (3)$$

где $m_{i\text{в}}$ — количество экскаваторов на i -м вскрышном горизонте; $k_{i\text{в}}$ — коэффициент готовности i -го вскрышного уступа; $L_{i\text{в}}$ — длина фронта работ на i -м вскрышном горизонте, м; $h_{i\text{в}}$ — высота i -го вскрышного уступа, м; $B_{i\text{в}}$ — ширина резервной полосы рабочей площадки i -го вскрышного уступа, м; $Q_{\text{э}i\text{в}}$ — производительность экскаватора на i -м вскрышном уступе, м³/год.

Риск отказа работы добычных уступов (подсистемы добычных работ) в течение года с учетом надежности работы подсистемы вскрышных работ

$$R_{\text{пр}} = 1 - k_{\text{пр}} = \left[P_{\text{пв}} \prod_1^{n-1} k_{i\text{р}} + \frac{\Delta B_{\text{ор}} L_{\text{ор}} h_{\text{ор}}}{m_{\text{ор}} Q_{\text{эор}}} \prod_1^{n-1} k_{i\text{р}} + \frac{\Delta B_{1\text{р}} L_{1\text{р}} h_{1\text{р}}}{m_{1\text{р}} Q_{\text{э}1\text{р}}} \prod_2^{n-1} k_{i\text{р}} + \right. \\ \left. + \dots + \frac{\Delta B_{(n-2)\text{р}} L_{(n-2)\text{р}} h_{(n-2)\text{р}}}{m_{(n-2)\text{р}} Q_{\text{э}(n-2)\text{р}}} k_{(n-2)\text{р}} + \frac{\Delta B_{(n-1)\text{р}} L_{(n-1)\text{р}} h_{(n-1)\text{р}}}{m_{(n-1)\text{р}} Q_{\text{э}(n-1)\text{р}}} \right], \quad (4)$$

где $\mu_0 = \frac{\Delta B_{\text{ор}} L_{\text{ор}} h_{\text{ор}}}{m_{\text{ор}} Q_{\text{эор}}}$ — обеспеченность запасами верхнего добыч-

ного уступа (характеризует запас между нижним вскрышным и верхним добычным уступами); $m_{i\text{р}}$ — количество экскаваторов на i -м добычном горизонте, необходимое для выполнения годового объема работ; $L_{i\text{р}}$ — длина фронта работ на i -м добычном горизонте, м; $\Delta B_{i\text{р}}$ — ширина резервной полосы рабочей пло-

щадки i -го добычного уступа, м; h_{ip} — высота уступа i -го добычного уступа, м; $Q_{эip}$ — производительность экскаватора на i -м

добычном уступе, м³/год; $\mu_{ip} = \frac{\Delta B_{ip} L_{ip} h_{ip}}{m_{ip} Q_{эip}}$ — обеспеченность

запасами i -го добычного уступа.

Анализ полученных зависимостей (3) и (4) позволяет сделать вывод: надежность работы уступа определяется коэффициентом готовности — вышележащего уступа, а также величиной запаса (объем готовых к выемке запасов и опережение вскрыши) между этими уступами. Если рассматривать карьер как систему, состоящую из звеньев-уступов и определять надежность его работы и риск, то нельзя при этом использовать схему последовательного соединения звеньев, так как обеспечение заданной производительности карьера является результатом работы всех уступов, а не только нижнего. Параллельное соединение звеньев также не является реальной моделью горнотехнической системы карьер, так как при остановке одного или нескольких уступов работа оставшихся, как правило, не может обеспечить необходимой производительности. Поэтому карьер является системой со смешанным соединением звеньев, риск недостижения проектной производительности которой определяется как средневзвешенная величина.

$$R_c = 1 - \frac{Q_1 k_1 (P_{nv} + \mu_o) + Q_2 k_2 (P_1 + \mu_1) + \dots + Q_n k_n [P_{(n-1)} + \mu_{(n-1)}]}{Q_1 + Q_2 + Q_3 + \dots + Q_n}, \quad (5)$$

где P_i — надежность работы i -го добычного горизонта; Q_i — годовые объемы добычи полезного ископаемого на i -м горизонте, м³.

Распределение по добычным уступам объема готовых к выемке запасов (ΔP_i) обеспечивает минимальный риск работы системы карьер при максимуме (ΔP_i) на верхних добычных уступах (рис. 1). Принятие минимальной ширины рабочих площадок на двух и более смежных горизонтах нежелательно, так как при этом одновременное ведение горных работ на смежных уступах невозможно, поэтому резерв желательно иметь на всех рабочих уступах. Рассмотрение вариантов распределения величины запаса на карьере для различной геологической структуры месторождений, определяющей длину фронта добычных работ на ус-

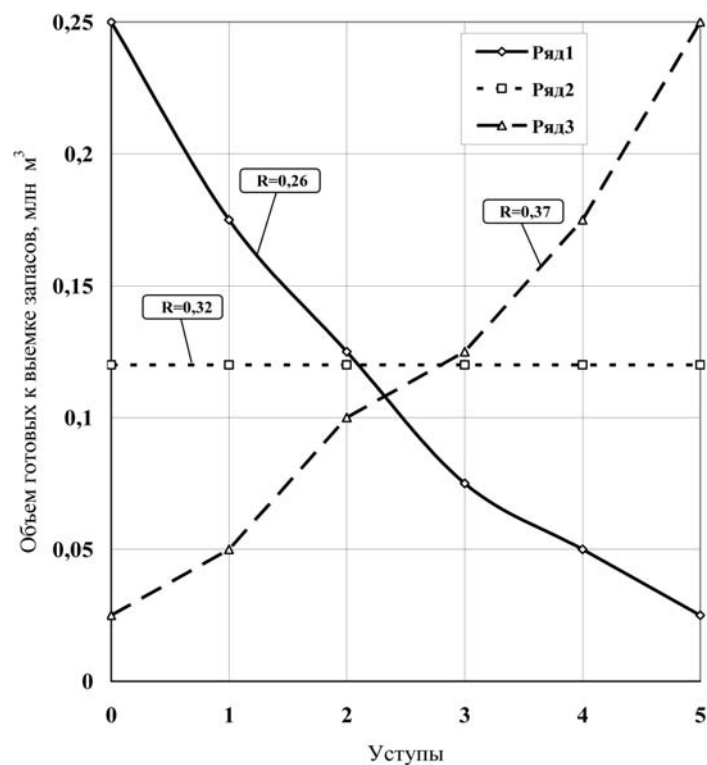


Рис. 1. Распределение по добычным уступам (*сверху вниз*) объема готовых к выемке запасов при различном уровне риска работы системы карьер

тупах, показало, что наименьшее значение величины риска недостижения проектной производительности карьера (0,26) соответствует варианту превышения объемов ГВЗ вышележащих добычных уступов над нижележащими.

Проведен расчет резервной полосы рабочих площадок для четырех вариантов распределения длины фронта добычных работ на уступах (при общей по карьеру для всех вариантов длине фронта работ 1250 м). Анализируя полученные результаты, можно отметить увеличение резервной полосы площадок при увеличении объема готовых к выемке запасов на горизонте для различных вариантов распределения длины фронта работ на уступах. Изменение с глубиной готовых к выемке запасов (ΔP_i),

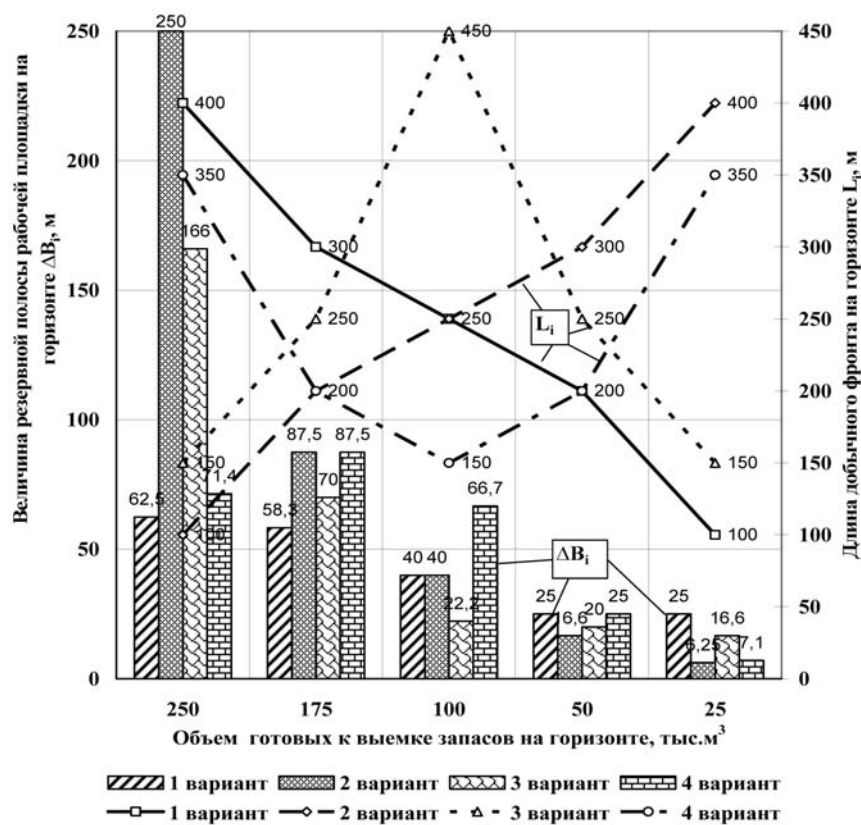


Рис. 2. График изменения с глубиной величин готовых к выемке запасов (ΔP_i), резервной полосы рабочих площадок (ΔB_i) для четырех вариантов распределения длины фронта работ (L_i) на уступе

длины фронта работ (L_i) на уступе, резервной полосы рабочих площадок (ΔB_i) для четырех вариантов представлено на рис. 2.

При разработке комплексных месторождений, когда на всех рабочих уступах добывается несколько видов полезных ископаемых, коэффициент готовности технологической цепи характеризует надежность работы верхнего уступа. Для нижележащих уступов величина надежности будет определяться не только коэффициентами готовности, но и объемами готовых к выемке запасов полезных ископаемых на уступах.

Риск работы горнотехнической системы карьер при разработке комплексных месторождений в течение года

$$R_n = 1 - k_n \left[\prod_1^{n-1} k_i + \sum_{f=1}^r \frac{\Delta G_{1f}}{m_1 Q_3} \prod_2^{n-1} k_i + \sum_{f=1}^r \frac{\Delta G_{2f}}{m_2 Q_3} \prod_3^{n-1} k_i + \dots + \sum_{f=1}^r \frac{\Delta G_{(n-2)f}}{m_{(n-2)} Q_3} k_{(n-1)} + \sum_{f=1}^r \frac{\Delta G_{(n-1)f}}{m_{(n-1)} Q_3} \right], \quad (6)$$

$$f \in k \quad k = \{1, 2, 3, \dots, r\},$$

где k_i — коэффициент готовности i -го уступа карьера; f — количество видов полезных ископаемых, добываемых в карьере; n — количество рабочих уступов в карьере ($i = 1, 2, 3, \dots, n$); ΔG_{if} — объем готовых к выемке запасов f -го вида полезного ископаемого на i -м уступе карьера; m_i — количество экскаваторов на i -м уступе карьера; Q_3 — производительность экскаватора.

Снижение риска недостижения проектной производительности системы карьер может быть достигнуто в том случае, когда объем готовых к выемке запасов вышележащего добычного уступа больше, чем нижележащего; для вскрышных уступов опережение вскрыши (аналог объемов готовых к выемке запасов для вскрышных уступов) вышележащего уступа должно быть меньше, чем нижележащего.

Таким образом, рабочий борт карьера в разрезе должен принять вогнутую форму во вскрышной части и выпуклую — в добычной. При этом риск недостижения проектной производительности системы карьер может быть снижен на 15 — 20 % для карьеров, разрабатывающих крутопадающие рудные месторождения.

Работа проводилась при финансовой поддержке Федерального агентства по науке и инновациям.

УДК 622.271.1+622.236.73

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ
ВЫСОКОГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ЭЛЕКТРОРАЗРЯДНОМ
И УЛЬТРАЗВУКОВОМ ВОЗДЕЙСТВИИ**

Р.С. Серый

В последнее время наиболее значительная часть россыпных месторождений золота на Дальнем Востоке сосредоточена в недрах глубокозалегающих и древних погребенных россыпей, одной из особенностей которых является высокое содержание глины в добываемых труднопромывистых песках. При этом в эксплуатацию вовлекаются также техногенные месторождения с высоким содержанием глины. В результате плохой промывистости песков данных месторождений потери золота могут достигать 50 % [1].

Анализ известных работ по дезинтеграции глинистых пород [2—5, 8] указывает на потенциальную перспективность методов физического воздействия на крупнокусковые фракции глинистых песков. К ним, в частности, относятся акустический (в том числе и ультразвуковой) и электрогидродинамический (ЭГД).

Низкочастотные акустические технологии используются в некоторых процессах обогащения полезных ископаемых [2], однако в основном они касаются финишной обработки сырья. Автором работы [3] предпринята попытка применить ударно-возбуждаемые низкочастотные акустические колебания для геотехнологической подготовки россыпных месторождений. Разрушающими факторами в этой технологии являются гидроимпульсные удары и гидродинамические (барботаж) воздействия, что, по мнению автора, приводит к удовлетворительной дезинтеграции песков. Однако техническая реализация метода, основанная на механических устройствах для излучения низкочастотных волн, достаточно сложная, а надежность системы низкая.

В последнее время исследователей все более привлекает способ гидроимпульсного разрушения глинистых пород, создаваемых электроразрядом в жидкости. Способ воздействия на различные материалы гидровзрывом известен достаточно давно [4—6]. Однако только сравнительно недавно стали предприниматься попытки применять его для разрушения глинистых пород. Автором работы [7] подтверждена принципиальная воз-

возможность разупрочнения глинистых пород с помощью высокоэнергетических гидроударных воздействий, создаваемых электродуговым разрядом в жидкостях. В работе [8] предложена технологическая схема подготовки песков с предварительным разупрочнением глинистых конгломератов непосредственно в бункере гидровашгерда. Однако автором не исследовалась результативность метода при различных параметрах импульсных воздействий и никак не обоснованы выбранные параметры энергетической установки.

Известно, что ударные волны, создаваемые за счет электрических разрядов в жидкости, обладают большой разрушающей способностью [9], и уже это обстоятельство является серьезным основанием для более пристального изучения этого метода. Имеется ряд работ, посвященных исследованию возможностей ультразвука для разрушения глинистых материалов. Ультразвуковые технологии широко используются в различных областях промышленности, однако обработка с его помощью больших объемов материала может быть эффективна только при достаточно большой интенсивности ультразвука и, соответственно, больших энергозатат. Применительно к распространенному на практике процессу гидромеханизированной подготовки песков задача дезинтеграции может в значительной степени считаться решенной, если найти способ эффективного разрушения глинистых конгломератов на фрагменты размером порядка 0,5 — 1,5 см, чтобы их окончательный размыв происходил в гидротоке пульпы.

В ИГД ДВО РАН выполнены постановочные эксперименты по изучению влияния ультразвуковых и ЭГД воздействий на глинистые окатыши хвостов гравитационных приборов. Окатыши образуются при первичном гидромониторном размыве кусков глинистой породы, подаваемой на гидровашгерд. Всасываясь из зумпфа песковым насосом и проходя по пульпопроводу до промывочного прибора куски породы частично разрушаются, но в основном окатываются и в таком виде попадают на промывочный прибор. Исследование вещественного состава высокоглинистых песков россыпных месторождений показывает, что золото теряется не только в неразмытых песках. При их движении по шлюзам глубокого наполнения происходит механический захват (налипание) частиц металла на поверхность окатышей. Далее они беспрепятственно проходят через шлюзы прибора и выносятся в отвал. Ранее проведенные нами исследования показали,

что содержание золотосодержащей песчаной фракции на поверхности окатышей увеличивается в среднем на 15 %. По данным опробования эфельных хвостов на горных предприятиях, содержание золота в глинистых окатышах из-за механического захвата золота нередко возрастает от 0,4 до 2 — 6 г/м³. В результате увеличиваются общие потери золота. Нами проводились исследования высокоглинистых песков россыпных месторождений ручья Колчан и ручья Майский Хабаровского края с содержанием глины от 30 до 70 %.

Задачу предварительного инициирования дефектов структуры глинистых окатышей выполняют высокоинтенсивные ультразвуковые колебания, когда под воздействием кавитации возникает множество поверхностных микродефектов (микротрещин, капилляров), а проникающие ультразвуковые волны ослабляют структурные связи в более глубоких слоях. При последующих гидроударных воздействиях происходит интенсивное прорастание и слияние образовавшихся трещин, приводящее к потере структурности окатышей. Ударные волны с различными характеристиками (амплитуда, энергия импульса) можно получить, если менять параметры энергетической установки: емкость накопительного конденсатора, напряжение заряда, индуктивность разрядной цепи, — т. е. данный процесс поддается регулированию в достаточно широких пределах.

Для изучения влияния на глину ультразвука и гидродинамических ударных волн создана новая и доработана имеющаяся лабораторная установка, включающая в себя промышленный ультразвуковой генератор УЗГ2-4 и ванну УЗВ-15, модернизированную под задачи эксперимента. Электрическая схема электро-разрядной установки и ее блоков показаны на рис. 1.

Для изучения влияния ультразвука на глинистые образцы использовалась ультразвуковая ванна УЗВ-15. Окатыши размещались на горизонтальной сетке, отстоящей от поверхности излучателя на 15 мм. Учитывая неравномерный характер распределения интенсивности излучения по поверхности магнитострикционного излучателя ванны, в нее загружалось по одному образцу, размещаемому по центру излучателя. Целью эксперимента была оценка степени дезинтеграции образца (убывание массы в процентах от первоначального значения) при различных значениях интенсивности ультразвука и времени воздействия. Установлено, что дезинтеграция начинается при интенсивности звука 2 — 2,5 Вт/см², что соответствует началу кавитации. Дезинтегра-

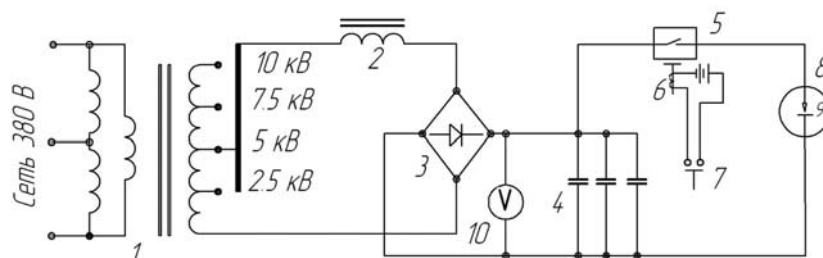


Рис. 1. Схема лабораторной установки для возбуждения ЭГД-ударных волн: 1 — силовой трансформатор 380/10000 В; 2 — дроссель (ограничитель броскового зарядного тока); 3 — диодный мост; 4 — импульсные накопительные конденсаторы; 5 — вакуумный контактор; 6 — тяговый электромагнит контактора; 7 — кнопка включения электрогидроизрядника; 8 — технологическая емкость; 9 — электрогидроизрядник; 10 — высоковольтный вольтметр

ция протекает по механизму послынного диспергирования. При высокоинтенсивном облучении ($8 — 10 \text{ Вт/см}^2$ и более) диспергация наиболее выражена в первые десятки секунд, затем процесс замедляется и для полной дезинтеграции окатышей требуется $10 — 15$ минут. Установлено, что после кратковременного (до 1 минуты) начального воздействия наблюдается резкое изменение фактуры поверхности окатыша.

Эксперименты с ЭГД-воздействием на исходные глинистые конгломераты проводились сериями в такой последовательности: на решетке в технологической (электроразрядной) блок-камере размещалось от одного до трех образцов. Количество электроразрядов варьировалось от $2 — 3$ до $20 — 30$. Качество дезинтеграции оценивалось по количеству получаемых фрагментов при различном числе электровзрывов и убыванию остаточной массы образцов. Разрушение образца на отдельные фрагменты только за счет прямого действия ударных волн происходит в единичных случаях. Обычно окатыши разваливаются на куски, претерпев значительные деформации формы вследствие многократных соударений с внутренней поверхностью камеры. Для достижения практически значимого результата требуется не менее $10 — 15$ электровзрывов. В нашем распоряжении имелись только импульсные конденсаторы суммарной емкостью 140 мкФ напряжением 5 кВ , что не позволяло варьировать параметры гидроимпульсов и оценить эффективность их воздействия при других режимах установки [7].

По-иному происходит гидроударное разрушение образцов, предварительно подвергнутых ультразвуковым воздействиям. Такие окатыши разрушались на фрагменты уже после $4 — 6$

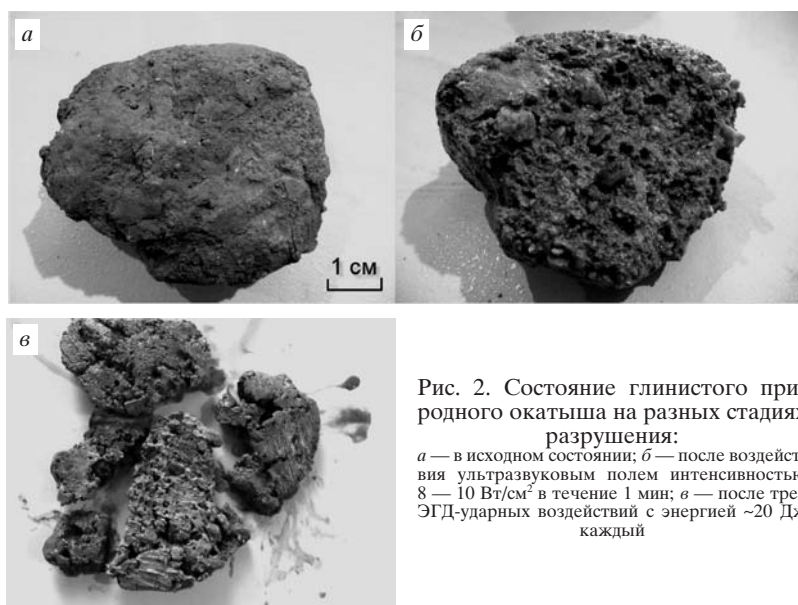


Рис. 2. Состояние глинистого природного окатыша на разных стадиях разрушения:
a — в исходном состоянии; *б* — после воздействия ультразвуковым полем интенсивностью 8 — 10 Вт/см² в течение 1 мин; *в* — после трех ЭГД-ударных воздействий с энергией ~20 Дж каждый

электровзрывов (рис. 2). Полученный эффект объясняется тем, что при ультразвуковой обработке материал прошел стадию предразрушения, а последующие гидроударные воздействия обеспечили окончательное разрушение. Таким образом, если в качестве основного дезинтегрирующего фактора принять электрогидродинамическое воздействие как наиболее экономичное, то кратковременная активация высокоинтенсивным ультразвуком облегчает процесс разрушения глинистого конгломерата и позволяет получить достаточно мелкие фрагменты, способные самостоятельно разрушаться при последующем гидротранспортировании.

Предложенное совместное применение ультразвукового и ЭГД-воздействия открывает новые потенциальные возможности для совершенствования процессов дезинтеграции высокоглинистых песков.

Резюмируя исследование, надо отметить:

1. Дезинтеграция глинистых окатышей в ультразвуковых полях начинается при интенсивности ультразвука 2 — 3 Вт/см²; она вызвана эффектом кавитации в жидкости и проявляется в виде послойного диспергирования. При высокой интенсивности ульт-

развука ($8 — 10 \text{ Вт/см}^2$) скорость процесса наибольшая в первые десятки секунд и замедляется после нескольких минут обработки. Для полного диспергирования окатыша требуется $10 — 15$ минут.

2. Дезинтеграция глинистых пород под воздействием ЭГД-ударных волн (при выбранных параметрах воздействия: энергия ударной волны $30 — 50$ Дж и длительность импульса $50 — 80$ мкс) проявляется в виде разрушения на отдельные фрагменты, для чего требуется не менее $10 — 15$ электровзрывов на один образец.

3. Предварительная активация окатышей ультразвуком позволяет улучшить качество процесса ЭГД-дезинтеграции за счет увеличения общего количества фрагментов и снижения времени воздействия на высокоглинистые пески.

Работа выполнена по проекту РФФИ № 09-05-98583.

Литература

1. Проблемы рационального освоения золотороссыпных месторождений Дальнего Востока (геология, добыча, переработка) / Ю.А. Мамаев и др. — Владивосток: Дальнаука, 2002. — 200 с.
2. Акустическая технология обогащения полезных ископаемых. — М.: Недра, 1987.
3. Михайлов А.Г. Геотехнологическая подготовка россыпных месторождений ударно-акустическим способом: дис. ... д-ра. техн. наук / А.Г. Михайлов; Институт химии и химической технологии СО РАН. — М., 2002. — 305 с.
4. Соткин Л.А. Электрогидравлический эффект и его применение в промышленности / Л.А. Соткин. — Л.: Машиностроение, 1986. — 251 с.
5. Гаманович В.И. Электрический разряд в жидкости и его применение / В.И. Гаманович, В.А. Райзман, В.А. Стрельцов. — Киев: Наукова думка, 1977. — 210 с.
6. Оборудование и технологические процессы с использованием электрогидравлического эффекта / под ред. А.Г. Гулый. — М.: Машиностроение, 1977. — 320 с.
7. Коростовенко В.В. Применение электровзрыва для дезинтеграции глинистых окатышей / В.В. Коростовенко // Перспективные материалы, технологии, конструкции: сб. науч. тр. / ГАЦМИЗ. — Красноярск, 2002. — 70 с.
8. Галайко А.В. Обоснование эффективной технологии освоения высокоглинистых золотоносных месторождений Центральной Сибири: дис. ... канд. техн. наук; Гос. ун-т цветных металлов и золота. — Красноярск, 2006. — 160 с.
9. Научальных К.А. Электрические разряды в воде / К.А. Научальных, Н.А. Рой. — М.: Наука, 1971. — 155 с.

УДК 622.273.121.2

ИЗЫСКАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ НАКЛОННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЦЕННОГО КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ

И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский

В настоящее время во всем мире резко возрастает потребление качественного кварцевого сырья. Это продиктовано, с одной стороны, развитием в XXI веке микроэлектроники, производства оптоволоконных кабелей на основе высокочистого кварцевого стекла, солнечной энергетики на базе поликристаллического кремния, с другой стороны, возрастают потребности традиционных областей использования гранулированного кварца (плавка и варка спецстекло и др.).

Кыштымское месторождение является единственным в России крупным эксплуатируемым месторождением гранулированного кварца. Количественное содержание минеральных примесей в кварце допускается не более 4 %, что накладывает определенные требования на выбор технологии добычи (например, невозможность применения твердеющей закладки).

В настоящее время разработку наклонного месторождения жильного гранулированного кварца жилы № 175 в этаже 346/366 ведут камерно-целиковой системой разработки с оставлением регулярных целиков по падению, взрыводоставкой руды и последующей зачисткой лежащего бока скреперной леденкой [1]. Параметры камер и целиков: ширина камер — 10 м; высота равна мощности залежи (10 — 15 м); ширина междуэтажного целика — 5 м, и междукамерных целиков — 3 м. Наклонная длина доставки силой взрыва составляет 24 м. На выпуске и транспортировании руды используют погрузочно-доставочную машину типа ПД-5. По данной технологии отработано около половины запасов жилы № 175 в этаже 366/346 м. Технология камерно-целиковой выемки с взрыводоставкой имеет следующие недостатки:

— высокие эксплуатационные потери (в ленточных целиках и на почве камеры), до 35 %;

— при угле наклона залежи менее 30° взрыводоставка является малоэффективной, так как значительная часть руды остается на почве камеры. Уменьшение длины камеры увеличивает объем ПНР;

— скреперный способ зачистки почвы является технически сложным и недостаточно эффективным по всей ширине камеры;

— преждевременное разрушение ленточных целиков, в результате действия взрывных работ при отбойке камерных запасов, ведет к снижению безопасности работ и увеличению разубоживания жильной массы.

Таким образом, при отработке следующего нижележащего этажа 316/346 м возникает необходимость изыскания наиболее эффективного варианта системы разработки, который будет соответствовать современным требованиям, предъявляемым к технологии подземной добычи. Основой для этого может служить системный подход, рассматривающий объект как совокупность действующих во внешней среде (горно-геологические, горнотехнические, технологические, экологические и экономические условия) взаимосвязанных и взаимообусловленных элементов (производственные процессы добычи), объединенных общей целью функционирования (получение наибольшего эффекта) [2]. Конструирование и применение нетрадиционных (комбинированных) систем разработки, в том числе привнесения элементов систем с обрушением руды и вмещающих пород, позволит сэкономить все виды ресурсов — материальные, трудовые, финансовые — за счет оптимизации качественно-количественных показателей извлечения и снижения эксплуатационных затрат, что позволит повысить эффективность добычи в целом по подземному руднику на 10 — 15 %.

При выборе технически возможных вариантов систем разработки учитывались геомеханические расчеты, выполненные и обоснованные отделом сдвижения горных пород ИГД УрО РАН, горно-геологические и горнотехнические факторы и условия:

— мощность пластообразной залежи изменяется от 10 до 16 м (в среднем равна 13 м);

— угол падения наклонной залежи составляет 30°;

— крепкие и устойчивые руды и вмещающие породы;

— длина залежи по простиранию — 110 — 150 м (в среднем 125 м);

— высокая ценность полезного ископаемого;

— допускается обрушение дневной поверхности;

— присутствие незначительного количества цемента в жильной массе резко снижает качество ее обогащения;

- переизмельчение кварцевого сырья при отбойке снижает его качество;
- наличие ранее пройденных горных выработок;
- верхний этаж 346/366 м будет отработан по камерно-целиковой системе до начала добычных работ в нижнем этаже 316/346 м;
- высота этажа — 30 м (наклонная длина залежи в пределах этажа составляет 60 м);
- устойчивые параметры камер и целиков: ширина камер — 10 — 20 м; ширина постоянных и временных целиков — 5 и 10 м, соответственно;
- проектная производственная мощность рудника — 18 000 т в год (в 2,6 раза выше существующей).

Средняя мощность рудного тела в сочетании с наклонным падением ограничивает возможность применения высокоэффективных систем разработки. Для рассматриваемых горно-геологических и горнотехнических факторов и условий конструктивно проработаны три технически возможных варианта систем разработки:

Вариант 1 камерно-целиковой системы разработки с доставкой руды силой взрыва (рис. 1). В плане рудная залежь по простиранию разбивается на камеры шириной 20 м и регулярно расположенные междукamerные ленточные целики (МКЦ) шириной 5 м с размещением их по падению. Кроме этого, необходимо формировать междуэтажные целики (МЭЦ), разделяющие камеры верхнего и нижнего этажей, около доставочных штреков горизонтов 346 и 316 м. Высота и длина камер равна, соответственно, мощности и наклонной длине (в среднем около 40 м) залежи. Порядок отработки камер в этаже 346/316 м в направлении от флангов к центру залежи.

Очистная выемка начинается с оформления отрезной щели после проходки отрезного восстающего 316/331 м. Отбойка камерных запасов производится слоями (ширина слоя равна л.н.с. 1,5 — 2,5 м), с помощью восходящих и нисходящих вее-ров скважин, пробуренных из буровых выработок гор. 331 м. Основная часть отбитой руды доставляется в основание камеры силой взрыва, а часть руды, оставшейся в очистном пространстве на почве камеры доставляется к выпускной выработке с помощью скреперной лебедки. Отбитая руда выпускается на гор. 316 м и транспортируется ПДМ по наклонному съезду на поверхность.

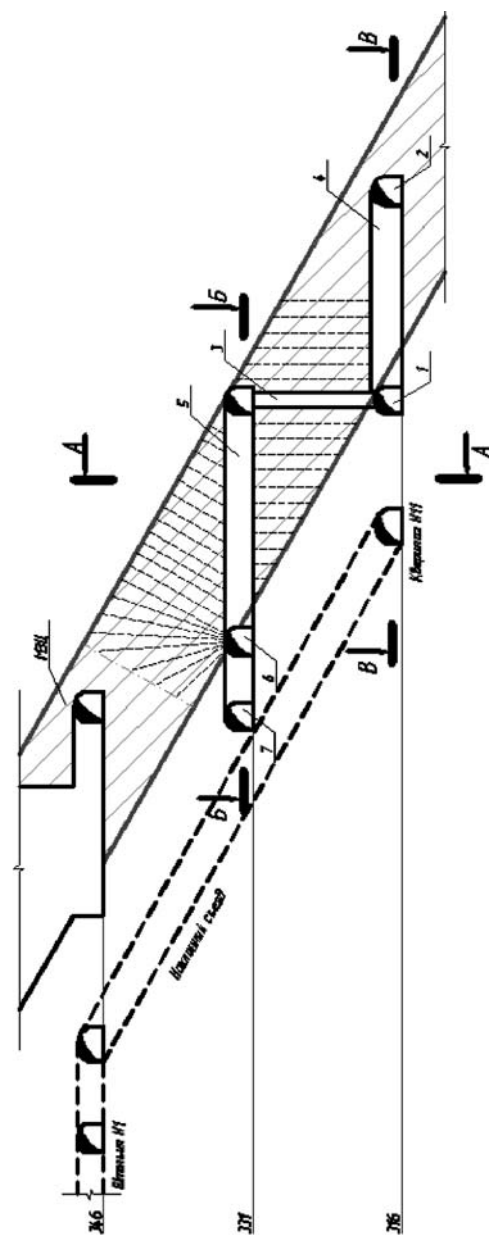


Рис. 1. Камерно-целиковая система разработки с доставкой руды силой взрыва:
 1 — отрезная заходка; 2 — доставочный штрек; 3 — отрезной штрек; 4 — отрезной штрек; 5 — буровой орт; 6 — буровая заходка;
 7 — вентиляционный штрек

Существенными недостатками варианта являются:

- необходимость дополнительного процесса зачистки почвы камеры с помощью скреперной лебедки;
- большие потери руды в ленточных и междуэтажных целиках и отбитой руды на почве камеры.

Вариант 2 системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (рис. 2). Отработка этажа ведется подэтажами в направлении сверху вниз и начинается с верхнего подэтажа, который включает запасы МЭЦ гор. 346 м. Запасы подэтажа вынимаются одной панелью, расположенной по простиранию залежи. Ширина панели равна 12 м, длина — длине рудного тела по простиранию, высота — вертикальной мощности залежи 20 м (в среднем). Очистная выемка ведется одновременно двумя забоями и развивается в направлении от центра к флангам залежи. В одном очистном забое производится выпуск (торцовый) и погрузка отбитой руды, в другом — бурение взрывных скважин. Отбойка руды в панели осуществляется вертикальными слоями с помощью восходящих вееров скважин, пробуренных из буро-доставочных выработок соответствующих подэтажей.

Данному варианту присущи следующие недостатки:

- большие потери и разубоживание руды;
- относительно большой объем подготовительно-нарезных выработок;
- как правило, низкая устойчивость сопряжения буро-доставочной выработки с очистным забоем — «лобовины» выпускной выработки, обусловленная нарушенностью БВР;
- послойная отбойка запасов вызывает необходимость проведения большого количества массовых взрывов и требует четкой увязки процессов отбойки и выпуска и доставки;
- требуется принудительный способ проветривания с использованием вентиляторов местного проветривания при проветривании очистных забоев;
- для эффективного использования варианта необходимо обеспечить гарантированное заполнение выработанного пространства.

Вариант 3 камерной выемки с последующим обрушением целиков (рис. 3). Основные признаки варианта 3 заключаются в следующем:

- для отработки основной части запасов этажа используют камерную систему разработки с открытым очистным пространством, а остальной части (МКЦ и МЭЦ) — систему с массовым обрушением руды и вмещающих пород;

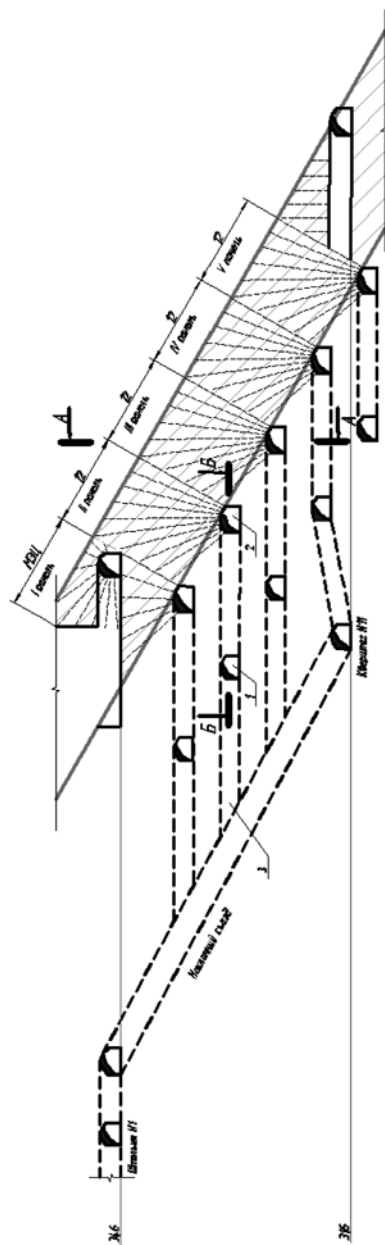


Рис. 2. Система разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды:
1 — доставочный штрек; 2 — буро-доставочный штрек; 3 — заезд на подэтаж

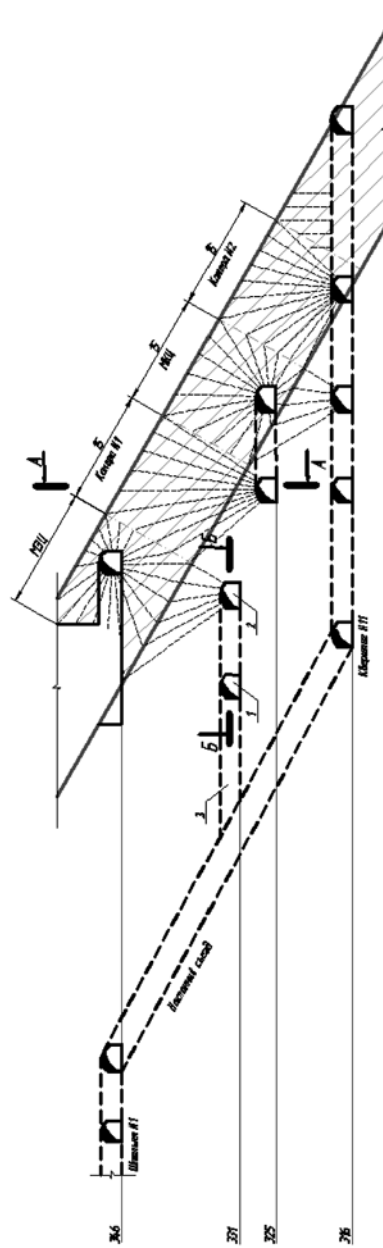


Рис. 3. Камерная выемка с последующим обрушением целиков:
1 — доставочный штрек; 2 — траншейный штрек; 3 — заезд на подэтаж

— применяется донный выпуск руды с траншейной подготовкой.

Запасы этажа отрабатываются подэтажами. В пределах этажа рудная залежь по падению разбивается на 2 камеры шириной 15 — 20 м, МКЦ и МЭЦ шириной 10 — 15 м. Первоначально отрабатывается камера № 1 гор. 325 м, затем отрабатывается верхний МЭЦ гор. 346 м. Далее производится выемка камеры № 2, расположенной на гор. 316 м. И в последнюю очередь вынимаются запасы МКЦ.

Выемка камерных запасов ведется в направлении от центра к флангам рудного тела. Отбойка руды производится секциями, с помощью вертикальных веерообразных скважин. Выемка целиков осуществляется методом массового обрушения в один прием. Выпуск отбитой руды производится через траншейное днище в погрузочные заезды, пройденные через 10 м. При формировании траншеи для подготовки запасов МЭЦ породы лежащего бока отбиваются отдельно и вывозятся в отвал и не учитываются в разубоживании. Отбитая руда МКЦ и МЭЦ выпускается как через соответствующие траншеи так и через траншеи соседних камер.

Проведено сравнение рассмотренных вариантов систем разработки по технико-экономическим показателям (ТЭП) (табл. 1).

ТЭП вариантов систем разработки запасов этажа 316/346 м

% п/п	Показатель	Ед. изм.	Вариант		
			1	2	3
1	Промышленные запасы этажа	т	183257	183257	183257
2	Показатели извлечения по этажу				
	— потери	т	50395	42149	17226
		%	27,5	23	9,4*
	— разубоживание	т	4200	5419	24887
		%	3,1	32	13,0
3	Эксплуатационные запасы этажа	т	137062	186532	190918
4	Общий объем ПНР	м ³	16823	20706	16162
5	Удельный объем ПНР	м ³ /1000 т	122,7	111,0	84,7
6	Срок отработки этажа при производительности 18 тыс. т/год	лет	7,6	10,4	10,6

* Полужирным шрифтом выделены наилучшие показатели.

Сравнительный анализ вариантов показывает следующее.

Вариант 1 имеет лучший показатель по разубоживанию 3,1 % и худший по потерям 27,5 %. Значительные потери резко снижают эксплуатационные запасы по этажу, что ведет к повышению удельного объема ПНР до 122,7 м³/1000 т, который выше в 1,1 и 1,45 раза по сравнению с вариантом 2 и вариантом 3, соответственно. Следовательно, вариант 1 является самым неэффективным из-за высоких потерь. Кроме этого, практически на 3 года уменьшается срок отработки запасов этажа.

Вариант 2 имеет худший показатель по разубоживанию 32 %, что на 29 и 19 % (абс.) выше, чем при вариантах 1 и 3, соответственно. Наибольший объем ПНР 20706 м³, что на 30 % больше, чем по 3 варианту, увеличивает эксплуатационные затраты по системе разработки практически на 10 %. Потери 24 % также весьма высоки, что в совокупности с разубоживанием 32 % является причиной снижения извлекаемой ценности жильного кварца.

Вариант 3 имеет лучшие показатели по потерям руды 9,4 %, суммарному объему ПНР 16162 м³ и удельному объему ПНР 84,7 м³/1000 т по сравнению с вариантами 1 и 2, соответственно:

- потери ниже в 2,3 и 2,6 раза;
- объем ПНР меньше на 4 и 22 %;
- удельный объем ПНР меньше в 1,5 и 1,3 раза.

Как отмечалось выше, по разубоживанию вариант 3 уступает варианту 1 (выше на 9,9 %), но по потерям существенно превосходит (ниже на 18,1 %). Ранее установлено, что при повышении содержания полезного компонента в балансовых запасах степень влияния потерь на эффективность технологии возрастает, а разубоживания — снижается [3]. Следовательно при выемке высокоценного кварца эффективнее снижение потерь, чем разубоживания. В дальнейшем выполнение технико-экономических расчетов, базирующихся на показателях извлекаемой ценности, извлечения при обогащении и эксплуатационных затрат на добычу и обогащение жильного кварца позволит определить оптимальное соотношение потерь и разубоживания (коэффициент μ) при отработке запасов этажа 316/346 м. На данный момент вариант 3 является наиболее экономически целесообразным по соотношению потерь и разубоживания.

Таким образом, сравнение показало преимущество варианта 3-камерной выемки с последующим обрушением целиков. Его применение позволяет увеличить эксплуатационные запасы,

срок отработки и с наименьшими затратами на ПНР и временем их проведения обеспечить наибольшую полноту извлечения ценной руды при отработке этажа 316/346 м.

Литература

1. Технологический регламент для корректировки горной части технического проекта «Кыштымский ГОК. Рудник по добыче гранулированного кварца. Техническое перевооружение рудника в этаже 316/346 м»: отчет о НИР (промежут.) / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург, 2010. — 83 с.
2. Волков Ю.В. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений Урала / Ю.В. Волков, И.В. Соколов, В.Д. Камаев. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2002. — 124 с.
3. Методика определения эффективных соотношений потерь и разубоживания при этажно-камерной системе разработки с предохранительными целиками / Ю.В. Волков и др. // Изв. вузов. Горный журнал. — 2009. — № 2. — С. 4 — 7.

УДК 622.222.2

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин

На основе анализа вскрытия крутопадающих месторождений средней мощности, разрабатываемых комбинированным способом по последовательной схеме, наиболее распространенными и перспективными в современных условиях являются три варианта вскрытия:

- вертикальными стволами с поверхности;
- вскрытие наклонным стволом с поверхности и автоуклоном из карьера;
- вскрытие автоуклонами, пройденными из карьера и с поверхности.

Для выбора оптимальной схемы вскрытия при комбинированной разработке месторождения разработана экономико-математическая модель для всех возможных вариантов. Данная модель позволяет определить рациональный способ и схему вскрытия подземных запасов и выбрать оптимальный из трех принципиально отличающихся. Для определения необходимо проработать варианты, учесть затраты на проходку выработок,

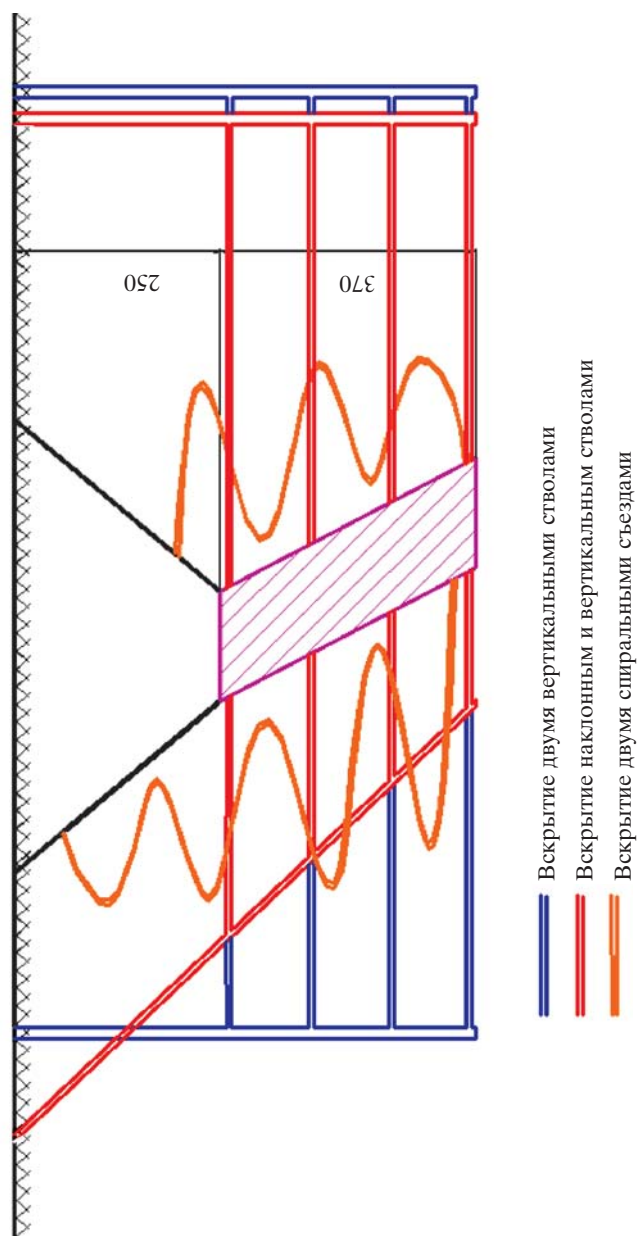


Рис. 1. Варианты вскрытия месторождений при комбинированной разработке

провести анализ и сравнение по критерию суммарных объемов проходки и суммарных затрат на горно-капитальные работы.

Чтобы определить суммарные по варианту вскрытия объемы проходки и затраты необходимо обработать горно-геологические и горнотехнические исходные данные, а именно: длина рудного тела по простиранию, нормальная мощность, глубина залегания, граничная глубина разработки, угол падения рудного тела.

Суммарный объем выработок вскрытия ΣV (м³) по каждому варианту вскрытия рассчитывается по следующим формулам:

— вертикальными стволами с поверхности

$$\Sigma V = S_{\text{ГС}} l_{\text{ГС}} + S_{\text{ВС}} l_{\text{ВС}} + S_{\text{КВ}} \Sigma l_{\text{КВ}} + S_{\text{ВЕНТ}} l_{\text{ВЕНТ}} \rightarrow \min; \quad (1)$$

— наклонным стволом с поверхности и вспомогательным стволом

$$\Sigma V = S_{\text{НС}} l_{\text{НС}} + S_{\text{КВ}} \Sigma l_{\text{КВ}} + S_{\text{ВЕНТ}} l_{\text{ВЕНТ}} \rightarrow \min; \quad (2)$$

— автоуклонами, пройденными из карьера и с поверхности

$$\Sigma V = \Sigma S_{\text{А}} l_{\text{А}} + S_{\text{ВЕНТ}} l_{\text{ВЕНТ}} \rightarrow \min, \quad (3)$$

где $l_{\text{ГС}}$, $l_{\text{ВС}}$, $l_{\text{ВЕНТ}}$, $l_{\text{НС}}$, $l_{\text{А}}$, $l_{\text{КВ}}$ — длина главного ствола, вспомогательного ствола, вентиляционного ствола, наклонного ствола, автоуклонов, квершлагов, м.

Манипулирование горно-геологической информацией осуществляется методом перебора вариантов, заключающегося в выполнении нескольких этапов:

— группирование исходных данных по виду (геологическая, горно-техническая, технологическая, экономическая информация) в соответствующих блоках-таблицах исходных данных, являющихся изменяемыми параметрами;

— формирование блоков-таблиц нормативных исходных данных, являющихся неизменяемыми параметрами;

— создание расчетных блоков-таблиц, отображающих результаты расчетов;

— установление экспертным путем диапазона изменяемого параметра и шага его изменения и, таким образом, формирование вариантов расчета;

— расчеты на ПЭВМ сформированной совокупности вариантов;

— оценка каждого варианта и их сравнение производится экспертом по установленному критерию (минимуму суммарного объема вскрывающих выработок и суммарным затратам на их проведение).

На основе разработанной экономико-математической модели выбора рационального и эффективного варианта вскрытия месторождения, позволяющей более точно определить объемы вскрываемых выработок и затраты на их проведение, составлена компьютерная программа на языке Microsoft Excel.

Оптимизация параметров горнотехнической системы вскрытия на основе экономико-математического моделирования на примере последовательной разработки медноколчеданного месторождения

В качестве примера рассмотрена оптимизация одного из важнейших параметров вскрытия — высоты этажа при вскрытии подземных запасов уральского медно-цинкового месторождения, разрабатываемого по последовательной схеме, проведенная по критериям суммарного объема проходческих работ и суммарных затрат на ГКР. Аналогом является Молодежное медноколчеданное месторождение. Расчеты проведены для вышерассмотренных трех вариантов вскрытия.

Основные исходные данные приведены в табл. 1, 2 и 3.

Таблица 1

Параметры рудника	
Параметр	Значение
Длина по простиранию, м	300
Средняя мощность, м	40
Глубина залегания (начало расчета), м	250
Граничная глубина разработки, м	570
Начало заложения спирального съезда, м	250
Длина штольни, м	300
Угол падения рудного тела, град	60
Угол падения рудного тела, радиан	1,0471976
Угол сдвижения вмещающих пород, град	30
Угол сдвижения вмещающих пород, радиан	0,5235988
Потери руды, %	5
Разубоживание, %	10
Начальная высота этажа, м	20
Конечная высота этажа, м	200
Интервал, м	20
Количество горизонтов, шт.	10

Таблица 2

Расчет диапазона оптимизируемого параметра

Параметр	Значение	Число этажей
Начальная высота этажа, м	20	16
Рабочая высота этажа, м	40	8
Рабочая высота этажа, м	60	5
Рабочая высота этажа, м	80	4
Рабочая высота этажа, м	100	3
Рабочая высота этажа, м	120	3
Рабочая высота этажа, м	140	2
Рабочая высота этажа, м	160	2
Рабочая высота этажа, м	180	2
Рабочая высота этажа, м	200	2

Таблица 3

Удельные капитальные затраты на строительство выработок разных типов

Затраты	Ед. изм.	Значение
На строительство вертикальных стволов		руб/м ³ 20 000
На строительство наклонных стволов	руб/м ³	5 000
На строительство спиральных съездов	руб/м ³	2 500
На строительство штолен	руб/м ³	3 000
На проведение околоствольных выработок		руб/м ³ 3 000
На проведение квершлага	руб/м ³	2 500

Результаты расчетов суммарного объема проходческих работ и суммарных затрат на ГКР для трех вариантов вскрытия в зависимости от высоты этажа приведены на соответствующих графиках (рис. 2 и 3).

Проведенное имитационное экономико-математическое моделирование вариантов вскрытия подземных запасов уральского медно-цинкового месторождения, разрабатываемого по последовательной схеме, позволило установить:

1. Вариант вскрытия месторождения наклонным и вертикальным стволами, пройденными с поверхности, наиболее рационален по суммарному объему ГКР при высоте этажа более 40 м (рис. 2). При высоте этажа менее 40 м рационален вариант вскрытия двумя автоуклонами, пройденными из карьера.

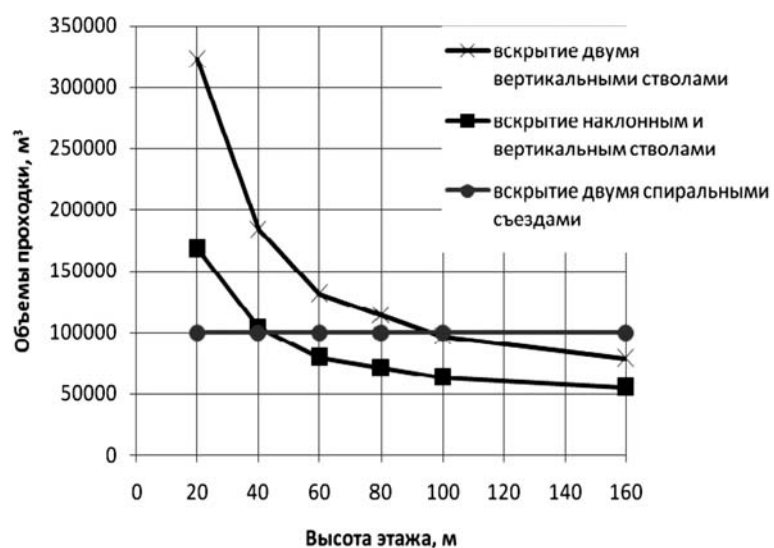


Рис. 2. Зависимость объема ГКР от высоты этажа при различных вариантах вскрытия

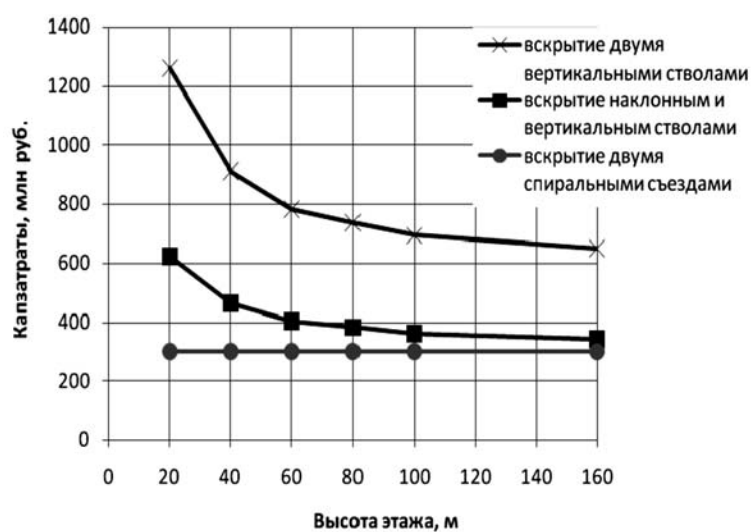


Рис. 3. Зависимость величины капитальных затрат на ГКР от высоты этажа при различных вариантах вскрытия

2. Вариант вскрытия двумя автоуклонами, пройденными из карьера, наиболее эффективен по капитальным затратам во всем диапазоне изменения высоты этажа (рис. 3).

3. Вариант вскрытия двумя вертикальными стволами наименее эффективен во всем диапазоне изменения высоты этажа как по суммарному объему ГКР, так и по капитальным затратам.

4. Эффективность варианта вскрытия двумя автоуклонами, пройденными из карьера, не зависит от высоты этажа, поскольку в данном варианте практически отсутствуют квершлагги, заезды на этажи в силу небольшой длины 20 м практически не влияют на показатели вскрытия по варианту.

5. Эффективность варианта вскрытия двумя автоуклонами, пройденными из карьера, во всем диапазоне изменения высоты этажа перед вариантом вскрытия месторождения наклонным и вертикальным стволами, пройденными с поверхности, достигается за счет меньших удельных капитальных затрат на проведение слабонаклонных выработок и ликвидации квершлаггов. Полученные результаты хорошо сопоставимы с данными реального проектирования и отработки Молодежного медноколчеданного месторождения*.

Таким образом, использование разработанной экономикоматематической модели и программы расчета на ПЭВМ позволяет установить области рационального и эффективного использования вариантов вскрытия подземных запасов месторождения при комбинированной разработке в зависимости от конструктивных, технологических и функциональных параметров и действующих факторов. В дальнейшем предполагается разработать программу для учета для учета разновременности капитальных затрат (дисконтирование).

* Волков Ю.В. Проектные решения по доработке Молодежного месторождения подземным способом / Ю.В. Волков, И.В. Соколов, В.Д. Камаев // Горный журнал. — 2004. — № 6. — С. 37 — 40.

УДК 622.625.28

МЕТОДИКА КОМПЛЕКСНОЙ ОЦЕНКИ И АВТОМАТИЗИРОВАННОГО КОНСТРУИРОВАНИЯ ТРАНСМИССИЙ ШАХТНЫХ ДИЗЕЛЕВОВ

И.А. Таран

Основной задачей угольной промышленности как одной из базовых отраслей экономики государства является рост угледобычи, в значительной степени зависящий от эффективности транспортного комплекса шахт. В настоящее время локомотивный транспорт сохраняет доминирующее положение при доставке грузов по горизонтальным выработкам. Однако опыт эксплуатации шахтных электровозов свидетельствует об их низких показателях по многим параметрам, что негативно сказывается на эффективности функционирования шахтного локомотивного транспорта в масштабах отрасли и обуславливает необходимость создания и использования высокоэффективных шахтных локомотивов — дизелевозов, применяемых во многих странах мира.

Современные бесступенчатые гидрообъемно-механические трансмиссии (ГОМТ), используемые на тягово-транспортных машинах и предлагаемые для шахтных дизелевозов, представляют собой сложные технические системы с переменной структурой, характеризующиеся как в статике, так и в динамике огромным числом конструктивных и рабочих параметров. Взаимодействие элементов трансмиссии, их кинематика, статика и динамика, оптимизация структуры трансмиссии, параметров и рабочих процессов с учетом их связи с конкретными горно-техническими условиями эксплуатации подробно рассмотрены в работах [1 — 5], в которых представлено научное обоснование и расчетно-теоретические методики по применению в шахтном тяговом транспорте бесступенчатых двухпоточных ГОМТ и электромеханических трансмиссий. Ознакомление с разработанной методикой автоматизированного конструирования бесступенчатых трансмиссий шахтных дизелевозов на примере ГОМТ и является целью статьи.

В области расчета и конструирования бесступенчатых трансмиссий решение указанной задачи может опираться на созданную в последние годы новую системную технологию анализа, представляющую собой новую ступень САПР, — построение произвольных структурных схем трансмиссий из меню их элементарных базовых элементов с параллельным автоматизиро-

ванным построением их математических моделей — так называемую генерацию математических моделей трансмиссий и их параметрический синтез в составе конкретного транспортного средства по критериям наилучшей тяговой динамики или наивысшего интегрального КПД. По сути указанное научное направление выходит на уровень интеллектуального эвристического структурного синтеза и выбора оптимальных конструктивных параметров трансмиссий в режиме исследователь — ЭВМ.

Традиционно для каждой новой схемы трансмиссии в составе конкретного транспортного средства необходимо составлять свою адекватную математическую модель под ее конкретную структуру, качественные и количественные характеристики ее базовых элементов с последующим анализом кинематических, силовых и энергетических параметров трансмиссии с учетом технологических процессов, выполняемых машиной. Любые конструктивные изменения в заданной кинематической схеме трансмиссии, которые особенно характерны в периоды разработки или модернизации трансмиссии, требуют перестройки структуры математической модели и решения практически новой задачи по анализу трансмиссии. Введение автоматизированного построения произвольных структурных схем ступенчатых механических и бесступенчатых гидрообъемно-механических трансмиссий с параллельной автоматизированной генерацией их математических моделей существенно ускоряет этот процесс, дает возможность синтезировать огромное число различных структурных и кинематических схем трансмиссий, выявить среди них наилучшие варианты. Задача структурного синтеза направлена на полную автоматизацию по разработке структуры произвольных трансмиссий и устранение физического этапа разработки математической модели. Генерация математической модели произвольной трансмиссии осуществляется параллельно с синтезом ее структурной схемы. Задача ставится так, чтобы переход к анализу и синтезу конструктивных параметров новой или модернизируемой трансмиссии не требовал построения новой математической модели, а был эквивалентен построению новой схемы на экране компьютера с помощью манипулятора «мышь» с последующим автоматизированным выбором рациональных конструктивных параметров трансмиссии. Важным при этом является тот факт, что изменения, связанные с модернизацией, реализуются в компьютерной технологии синтеза реконструкцией предыдущей схемы трансмиссии в режиме диалога с компьютером в течение нескольких минут. За это же время генерируется соответствующая новой конструкции системы математическая модель, кото-

рая позволяет оценить эффект модернизации. Именно эта идеология положена в основу выбора типа бесступенчатых трансмиссий для шахтных дизелевозов. Суть предлагаемой методики, реализованной разработанным программным обеспечением, заключается в объединении крупных взаимосвязанных расчетно-теоретических и конструкторских уровней (применение стандартных пакетов САПР оговорено на этих уровнях).

Уровень 1. Решение схемной проблемы на основании инженерного опыта создания, доводки или эксплуатации бесступенчатых двухпоточных трансмиссий или на основании материалов патентов и научных трудов состоит в привлечении эвристического структурного синтеза для выбора схемы ГОМТ. Выбранная согласно этому уровню схема ГОМТ представлена на рис. 1, а главное меню базовых элементов трансмиссий — на рис. 2. Однако на основании исследования соотношения мощностей, протекающих в параллельных ветвях двухпоточной трансмиссии, проведенном в работе [5], предложена и реализована методика выбора оптимальных конструктивных параметров по критерию максимума общего КПД двухпоточных ГОМТ рассмотренного типа. Конструктивные параметры двухпоточной ГОМТ (рис. 3) для использования в шахтных дизелевозах массой 10 т с радиусом ведущего колеса 0,3 м и мощностью двигателя 73 кВт (100 л.с.): $\Delta p_{\max} = 42$ МПа, $V_{\max} = 2,8; 5,7$ м/с (для тягового и транспортного диапазона, соответственно), $q = 14,17$ см³/рад — производительность ГСТ-90.

Уровень 2. Первоначальный анализ кинематических, силовых и энергетических характеристик ГОМТ в составе технической системы привод — машина — технологическая нагрузка — система управления на основе развитой в работах [1, 2] методологии матричного анализа трансмиссий. В результате определяется первое приближение вектора конструктивных параметров Г, удовлетворяющего заданной статической регулировочной характеристике и обеспечивающего функциональность трансмиссии. Причем функциональность трансмиссии здесь понимается в общетеоретическом и конкретном эксплуатационном смыслах. Результаты анализа трансмиссии с параметрами, обеспечивающими максимальный КПД бесступенчатой двухпоточной ГОМТ с двухмашинным регулированием, представлены на рис. 4. Отклонение любого из указанных конструктивных параметров от приведенных на структурной схеме трансмиссии на рис. 3 приводит к снижению КПД и чревато невыполнением следующих условий: должны сохраняться максимальные скорости движения на рабочем тяговом и транспортном диапазоне; угловые скорости вала регулируемого гидро-

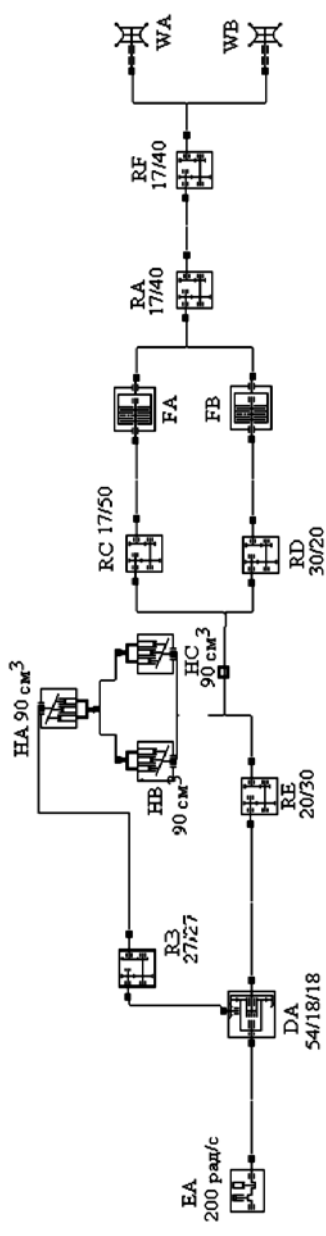


Рис. 1. Структурная схема бесступенчатой двухпоточной трансмиссии, в основе которой лежит схемное решение Fendt-Vario с раздельным исполнением ГОП



Рис. 2. Главное меню базовых элементов трансмиссии

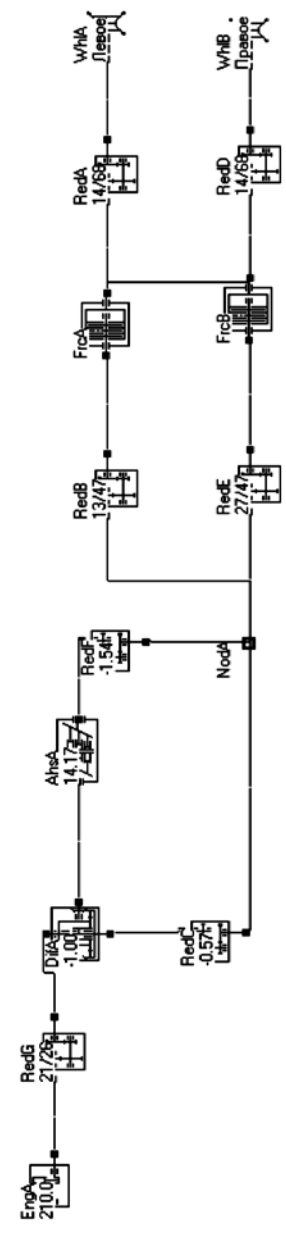


Рис. 3. Структурная схема двухпоточной ГОМТ

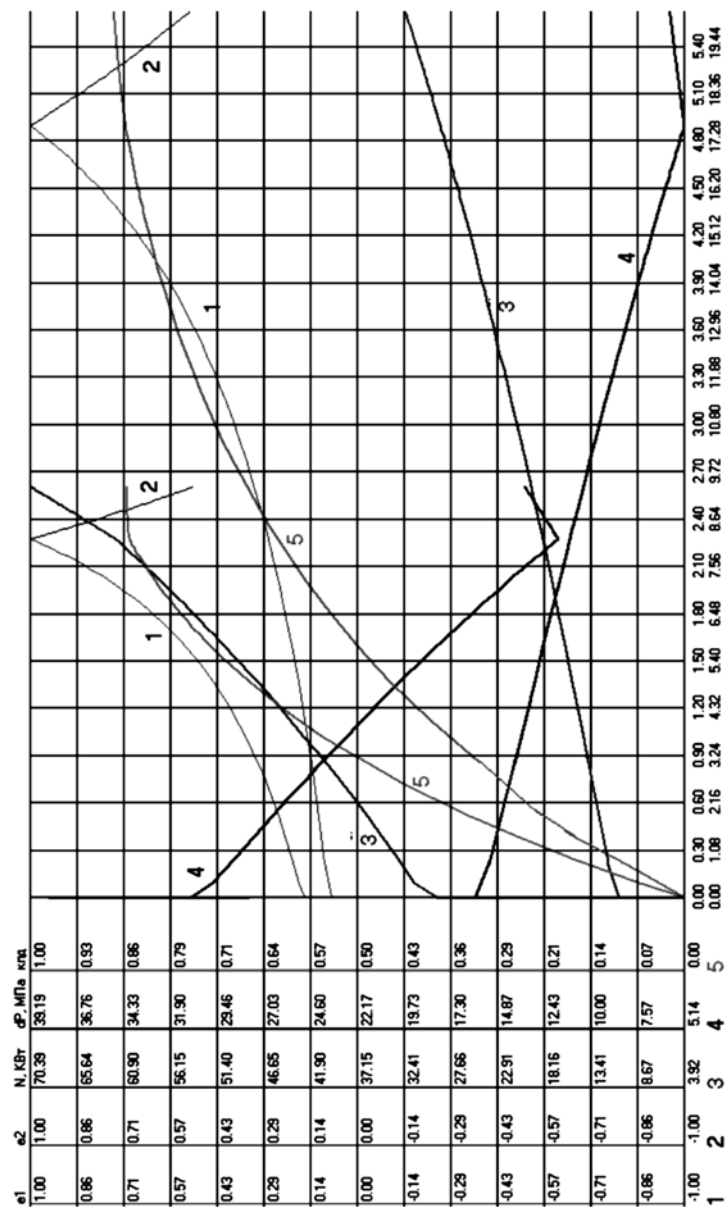


Рис. 4. Результаты анализа двухпоточной ГОМТ с параметрами, обеспечивающими максимальный КПД

насоса не должны превышать максимально возможных по паспорту этих гидроагрегатов; весь комплекс выбранных передаточных отношений должен обеспечивать загрузку двигателя внутреннего сгорания, близкую к его максимальной эксплуатационной мощности; конструктивные параметры в схеме двухпоточных бесступенчатых трансмиссий необходимо выбирать так, чтобы максимальный КПД трансмиссии соответствовал режимам наибольшей производительности, то есть наибольшим технологическим скоростям на тяговом и транспортном диапазонах.

При трогании дизелевоза в тяговом режиме с тяговым усилием 23 кН в начале движения рабочее давление нагрузки в гидропередаче (ГОП) не превосходит клапанного $\Delta p_{\max} = 42$ МПа и монотонно падает до начала регулирования гидромотора. При уменьшении угла наклона шайбы гидромотора при постоянном $e_1 = 1$ давление, естественно, увеличивается, а КПД ГОМТ устанавливается на значениях, близком к 0,86 в диапазоне скоростей 8,0 — 9,3 км/ч. Максимальная нагрузка на двигателе составляет 71 кВт, (96,5 % его загрузки). На максимальной скорости транспортного диапазона КПД ГОМТ достигает значения 0,88.

В соответствии с **уровнем 3** (подуровень 3.1) проведен анализ трансмиссии в форме NV-диаграмм в особом режиме движения дизель-поезда с дизелевозом массой 10 т и десятью вагонетками массой по 6 т при трогании и движении на подъеме с заданными углами, скоростью движения и известным коэффициентом сцепления колес ($\phi = 0,2$) с рельсами. Результаты этого анализа иллюстрируются NV-диаграммой (в статье не приводится), представляющей собой прямые линии, соответствующие уклонам от 0 до 5 ‰, являющиеся зависимостями мощностей на ведущих колесах, необходимых для преодоления составом массой 70 т этих уклонов от скорости движения шахтного дизелевоза с коэффициентом сопротивления движению $f = 0,005$. Прямая линия, обозначенная ϕ , соответствует максимальной тяговой мощности по сцеплению как функции скорости дизелевоза. Для исследуемой ГОМТ определено, что даже на втором транспортном диапазоне может осуществляться трогание и движение рассматриваемого дизель-поезда на всех перечисленных выше уклонах. Подуровень 3.2 предусматривает проведение анализа нагрузок на всех звеньях трансмиссии по максимальному моменту двигателя (375 Н·м при 190 рад/с). Результаты анализа нагрузок для ГОМТ приведены на рис. 5, где представлены коды звеньев элементов структурной схемы

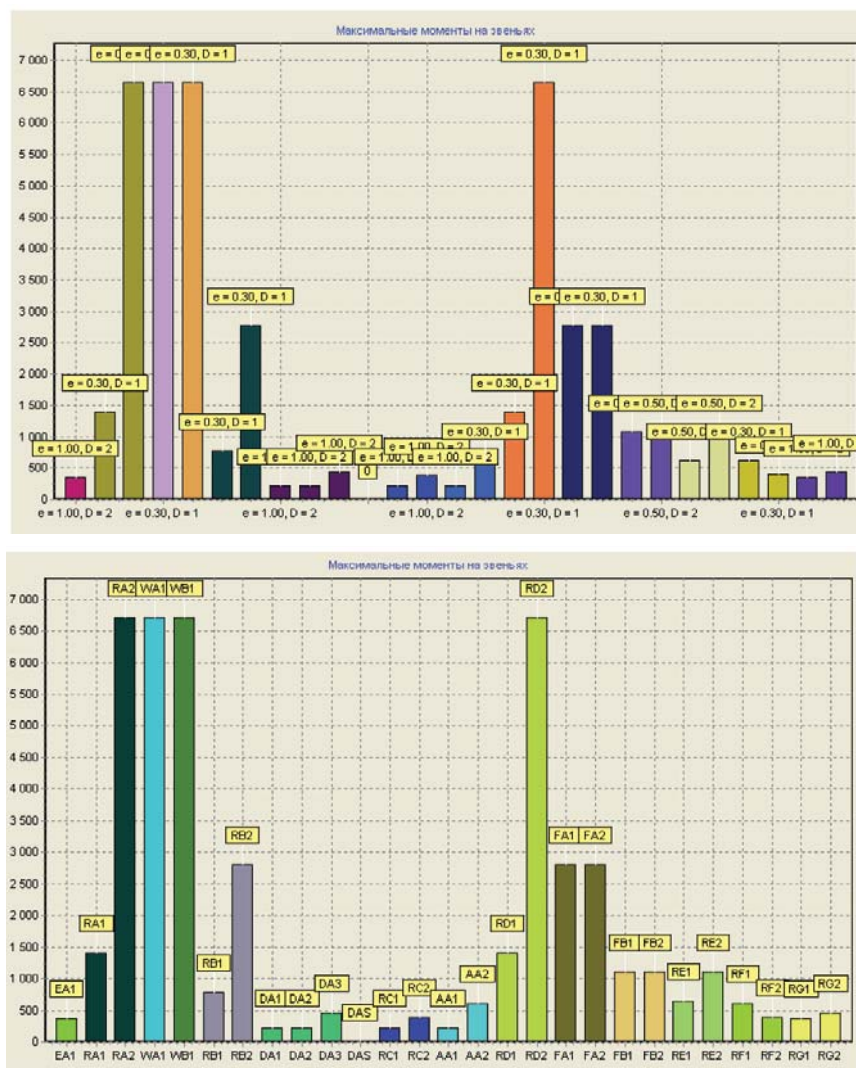


Рис. 5. Результаты анализа максимально возможных моментов (Н·м) на звеньях ГОМТ: идентификация режимов и элементов трансмиссии с максимальными моментами на звеньях

ГОМТ (см. рис. 3), буквы e и D — параметр регулирования и номер скоростного диапазона исследуемой трансмиссии. Диаграммы соответствуют внештатной ситуации, возникающей при заклинивании ведущего колеса, при которой нагрузка на звеньях трансмиссии определяется максимальным моментом на двигателе. Анализ диаграмм позволяет произвести поэлементную оценку нагруженности звеньев трансмиссии, что необходимо для оценки массово-габаритных показателей.

На **уровне 4** производится определение рационального вектора конструктивных параметров в режиме диалога с ПЭВМ на основании максимизации двух критериев по динамическому фактору и КПД трансмиссии и минимизации критериев по тепловыделениям и расходу топлива. Результаты этих исследований приведены на рис. 6, где представлены зависимости полного КПД (кривые 1), динамического фактора (кривые 2), мощности тепловыделений в трансмиссии (кривые 3), почасового расхода топлива (кривые 4) от скорости при работе ГОМТ в составе дизель-воза массой 10 т на первом тяговом и втором транспортном диапазонах для ГОП с $q = 89 \text{ см}^3$.

При расчетах принято (первый столбец данных на рис. 6): математическое ожидание эксплуатационной скорости дизель-поезда — $M[V] = 18 \text{ км/ч}$ (5 м/с); скоростной интервал построения интегральных стохастических критериев качества $V_1 = 16 \text{ км/ч}$ (4,44 м/с); $V_2 = 20 \text{ км/ч}$ (5,56 м/с); среднеквадратическое отклонение $\sigma[V] = 2 \text{ км/ч}$ (0,56 м/с). На рис. 6 представлены значения интегральных критериев W_D , W_η , $W_{\Delta N}$, W_Q (второй столбец данных). На том же рисунке в третьем столбце данных приведены значения стохастических интегральных критериев и представлена их трехмерная визуализация. На примере схемы ГОМТ проведено исследование влияния рабочего объема ГОП на технические показатели трансмиссии в составе дизель-воза. Также были рассчитаны критерии качества соответственно при использовании в ГОМТ гидрообъемных передач с рабочим объемом $q = 118,7 \text{ см}^3$ и $q = 165,8 \text{ см}^3$, что подтвердило отмеченное в работе [4] — с ростом рабочего объема гидромашин в ГОМТ увеличивалась доля мощности, проходящая через механическую ветвь, что способствовало повышению КПД. Система критериальных оценок это очень точно количественно отслеживает. Однако гидрообъемные передачи с большим рабочим объемом рассчитаны на максимальные мощности 146,6 и 183,2 кВт, соответственно, что существенно превосходит мощность используемого двигателя;

данные ГОП обладают худшими массово-габаритными и стоимостными показателями.

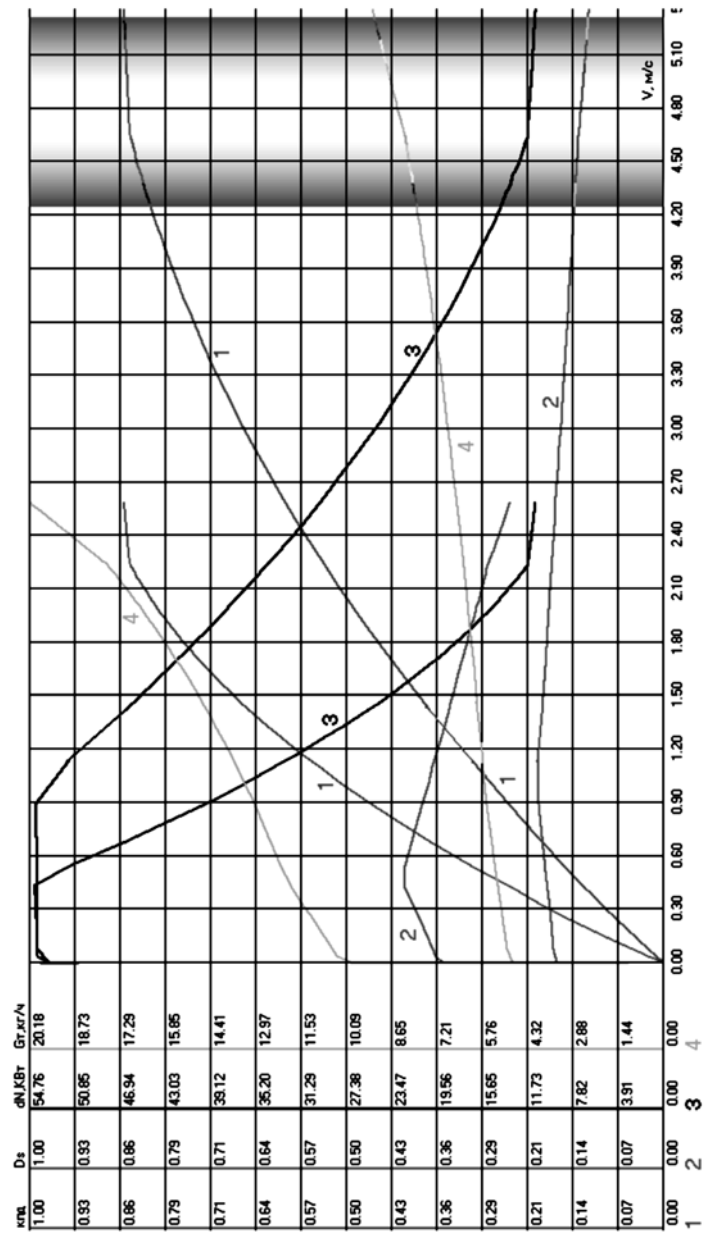
Уровень 5. На основе оптимального (рационального) синтезированного множества конструктивных параметров — вектора $\Gamma(i_1, i_2, \dots, i_m, k_1, k_2, \dots, k_n, q, m, N_d)$ для ГОМТ, — выбранного рабочего объема гидромашин, входящих в состав ГОП определяются модули и числа зубьев в зубчатых зацеплениях механической части ГОМТ с учетом удовлетворения всех четырех условий существования планетарных рядов. В результате на основании конструктивных особенностей и ограничений, с учетом технологичности и унификации конструкции, уточняется множество конструктивных и эксплуатационных параметров, входящих в теоретически оптимальные (рациональные) вектора, указанные выше. То есть происходит первая коррекция конструктивных параметров без учета геометрических размеров и массово-инерционных параметров конкретных деталей и узлов без учета прочности.

Уровень 6. На основе пиковых нагрузок, полученных по результатам исследования на уровне 3 (пункт 3.2), а также уточненных векторов конструктивных параметров $\Gamma(i_1, i_2, \dots, i_m, k_1, k_2, \dots, k_n, q, m, N_d)$ для ГОМТ проводится квазистатический прочностной расчет с помощью современных профессионально-ориентированных модулей программных продуктов (Компас, Solid Works, ANSYS и др.). В результате реализации уровня 6 получают геометрические и массовые характеристики основных входящих в ГОМТ элементов (зубчатых зацеплений, валов, подшипников и пр.), т. е. возможна вторая коррекция конструктивных параметров с учетом прочности конкретных деталей и узлов.

Уровень 7. Автоматизированное проектирование 3D-моделей трансмиссий (рис. 7) с помощью профессиональных программных продуктов (Solid Works, Компас, AutoCAD) с возможностью получения всех необходимых плоских сечений ГОМТ, 2D- и 3D-моделей всех составляющих трансмиссию отдельных деталей и сборочного чертежа ГОМТ в целом, с учетом технологии изготовления и сборки, что может привести к третьей коррекции геометрических размеров и массово-инерционных параметров отдельных деталей и узлов.

Выводы. 1. Представлена методика, позволяющая комплексно оценивать различные конструктивные варианты и схемные решения трансмиссий и научно обоснованно рекомендовать трансмиссию для конкретного тягово-транспортного средства,

a



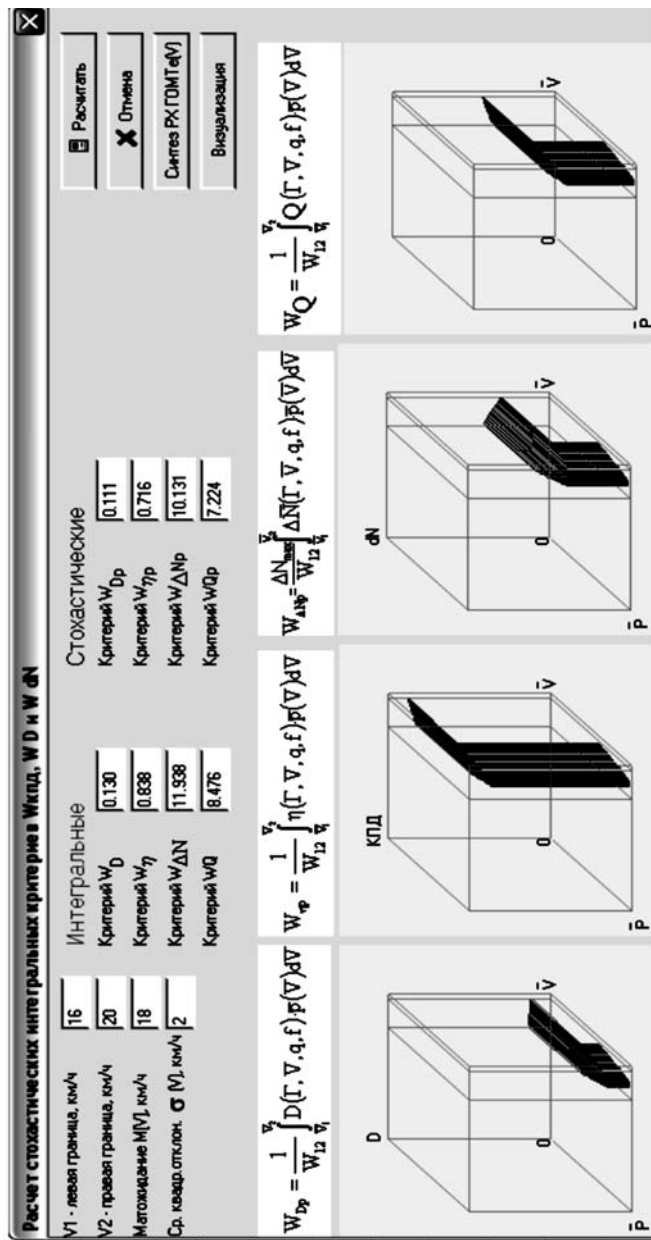


Рис. 6. Интегральные стохастические критерии бесступенчатой ГОМТ

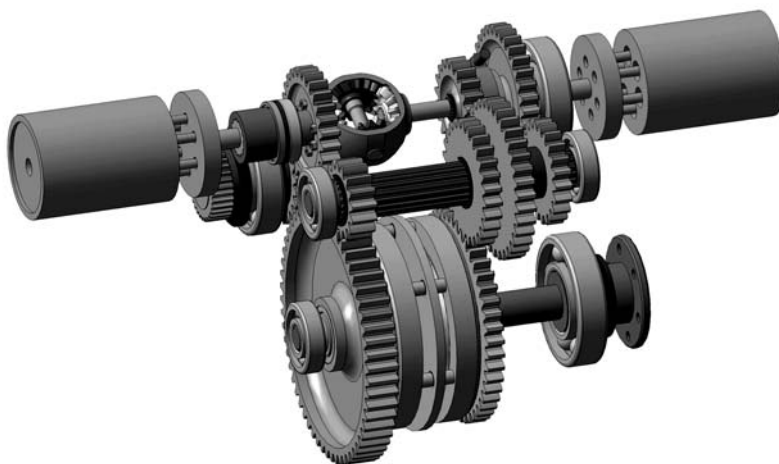


Рис. 7. Аксонометрический вид 3D-модели ГОМТ дизельного локомотива

наилучшим образом соответствующую условиям эксплуатации и обеспечивающую оптимальные характеристики машины в целом. 2. Проведено автоматизированное конструирование бесступенчатой трансмиссии шахтного дизельного локомотива на примере ГОМТ с приводом на водило как обеспечивающей набор характеристик в комплексе: КПД, производительность, эргономичность, расход топлива, компактность и простота. 3. Возможно повышение характеристик выбранной ГОМТ за счет установки более мощных гидрообъемных передач, но это не является рациональным с точки зрения стоимости и массо-габаритных характеристик. 4. Представлен аксонометрический вид 3D-модели ГОМТ, свидетельствующий о возможности технической реализации предложенной структурной схемы.

Литература

1. Таран И.А. Технология автоматизированного матричного анализа трансмиссий шахтных дизельных локомотивов / И.А. Таран // Горное оборудование и электромеханика. — 2010. — № 6. — С. 36 — 42.
2. Таран И.А. Научное обоснование рациональной структуры и конструктивных параметров бесступенчатых трансмиссий шахтных дизельных локомотивов / И.А. Таран // Науковий вісник НГУ. — 2009. — № 12. — С. 43 — 46.
3. Таран И.А. Анализ динамики дизельных локомотивов со ступенчатыми механическими, электромеханическими и гидрообъемно-механическими трансмиссиями / И.А. Таран // Науковий вісник НГУ. — 2010. — № 1. — С. 57 — 61.

4. Таран І.О. Результати автоматизованого аналізу гідрооб'ємно-механічної трансмісії шахтного дизелевоза / І.О. Таран // Управління проектами, системний аналіз і логістика: Науковий журнал. — 2010. — Вип. 7. — С. 170 — 175.

5. Таран І.А. Квазистатический анализ полнопоточной электромеханической трансмиссии шахтного дизелевоза / И.А. Таран // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. — Дніпропетровськ, 2010. — Вип. 85. — С. 69 — 76.

УДК 622.684:656.073.23

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВНЕДРЕНИЯ ВНУТРИБОРТОВОГО ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА НА ПРИМЕРЕ КАРЬЕРА КОМСОМОЛЬСКИЙ

П.И. Тарасов, В.Р. Баланчук, О.А. Подтяпурина

Крутопадающие залежи полезного ископаемого обычно распространяются на большую глубину, и разработка их только открытым способом не всегда возможна и экономически целесообразна. При традиционных способах их разработки открытым способом выемку вскрышных пород и полезного ископаемого обычно ведут до проектной глубины с транспортированием всего объема пустых пород на внешние отвалы. По мере понижения горных работ и увеличения расстояния транспортирования существенно возрастают эксплуатационные затраты на транспортирование, износ силовых установок транспортных средств и время подъема груженого автосамосвала. Одним из направлений, позволяющих снизить затраты и повысить производительность карьеров, разрабатывающих крутопадающие залежи полезного ископаемого, является введение в эксплуатацию внутри-карьерного перегрузочного пункта.

В условиях отработки глубоких карьеров (600 м и более) с понижением фронта горных работ ширина автосамосвала предопределяет разнос бортов, а следовательно, и объем вскрыши. Повышение ширины автосамосвала на 1,5 м ведет к увеличению объема вскрыши до 30 % в условиях крутопадающих месторождений [1]. Помимо ширины автосамосвала на объем вскрыши влияет уклон автодороги, который, в свою очередь, определяется технически возможным уклоном, преодолеваемым транспортным средством. Снижения ширины самосвала и повышения

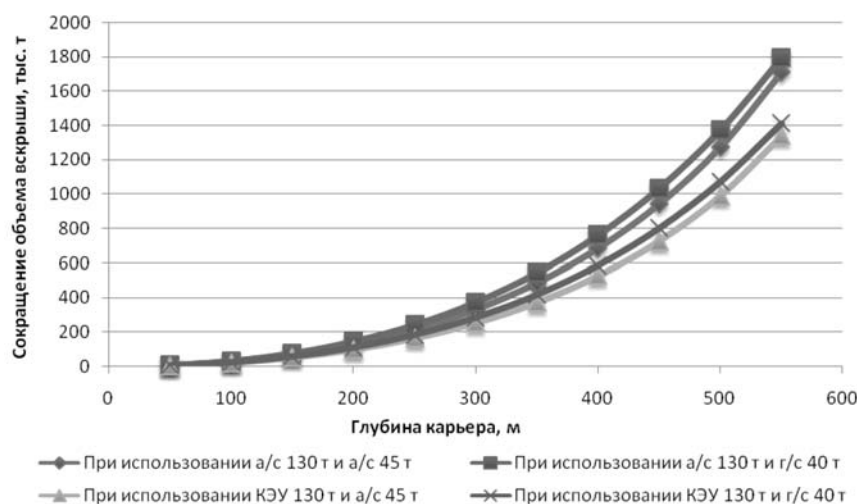


Рис. 1. Изменение дополнительного объема вскрышных работ под перегрузочный пункт в зависимости от изменения глубины карьера

уклона автодороги возможно добиться за счет внедрения для доработки глубинной зоны карьера гусеничных самосвалов или шарнирно-сочлененных автосамосвалов [2].

Анализ применения сборочных самосвалов в глубинной зоне карьеров показал, что их применение без внедрения перегрузочного пункта экономически нецелесообразно. Исходя из этого, Институтом горного дела УрО РАН была предложена идея и конструкция внутрибортного перегрузочного пункта для доработки запасов месторождения в глубинной зоне карьера с применением нескольких видов специализированного транспорта (рис. 1). Подобные перегрузочные узлы рекомендуется применять ввиду отсутствия свободного пространства в рабочей зоне карьера. Наиболее подходящие условия для их применения имеются на кимберлитовых карьерах АК «АЛРОСА». Для карьера Комсомольский, был произведен расчет экономической эффективности инвестиций путем однократного вложения средств и получения прибыли в дальнейшем. При этом прирост капитала должен компенсировать затраты в достаточно короткий срок.

- Стоимость проекта 421 844,274 тыс. руб.
- Заемные средства — кредит под номинальные 19 % годовых — 40 % от стоимости проекта.

- Годовые темпы инфляции 12 %.
- Период строительства — 1 год, является льготным периодом по погашению и обслуживанию кредита.
- Проценты на задолженность по процентам не начисляются.

Наибольшего эффекта от внедрения специализированных транспортных средств, таких как гусеничный самосвал грузоподъемностью 40 т и троллейвоз грузоподъемностью 130 т, можно добиться путем ввода в эксплуатацию внутрибортного перегрузочного пункта. В табл. 1, приведена калькуляция инвестиций по приобретению и пуску специализированного карьерного транспорта.

Чтобы рассчитать план денежных поступлений и выплат, необходимо составить план доходов и расходов, составить график погашения и обслуживания кредита, а также составить балансовый план на конец строительства сооружения в течение 1 года. Рассчитав план денежных поступлений и выплат, можно сделать вывод, что во всех видах планирования сальдо имеет неотрицательное значение: в первый год равно 0, во все последующие годы положительные значения (кроме 2-го года). Это говорит о финансовой состоятельности и платежеспособности инвестиционного проекта (табл. 2).

Чистая прибыль увеличивается с каждым годом на одну и ту же величину 1244,672 тыс. руб., исходя из этого можно сделать вывод, что производство рентабельно [3].

Таблица 1

Расчет инвестиций в основные средства

Показатель	Количество, шт.	Цена за ед., тыс. руб.	Цена, тыс. руб.
Гусеничный самосвал	3	12 000	36 000
Троллейвоз	4	25 000	100 000
			136 000
Стоимость запчастей	—	—	13 600
Монтаж и пуско-наладочные работы	—	—	9 520
Транспортные расходы	—	—	6 800
Троллейная линия 8 км	1	27 200	217 600
Всего инвестиции в основные средства по проекту с НДС	—	—	383 520

Таблица 2

План доходов и расходов (тыс. руб.) по годам строительства

Показатель	Строительство	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
Выручка от реализации	0	434238,490	434238,490	434238,490	434238,490	434238,490
Себестоимость	0	341920,071	341920,071	341920,071	341920,071	341920,071
Налог на имущество	0	7659,520	6103,680	4547,840	2992,00	1436,16
Налог на прибыль	0	16931,780	17242,948	17554,116	17865,28	18176,45
Чистая прибыль	0	67727,119	68971,791	70216,463	71461,135	72705,807

Таблица 3

График погашения и обслуживания кредита (тыс. руб.)

Показатель	Строительство	1-й год	2-й год	3-й год
Сумма кредита	168737,710	0,000	0,000	0
Ставка кредитования	19 %	19 %	19 %	19 %
Ден. средства для расчета по кредиту	0,000	92298,080	93127,861	93957,642
Начисленные % по кредиту	32060,165	32060,165	26706,392	14086,313
Выплата % по кредиту	0,000	64120,330	26706,392	14086,313
Возврат кредита	0,000	28177,750	66421,469	74138,491
Остаток основного долга по кредиту	168737,710	140559,960	74138,491	0,000

Индекс доходности инвестиций характеризует величину дохода в виде прибыли и амортизации за весь жизненный цикл проекта и показывает, что на 1 руб. инвестиций приходятся 1,427 руб. [4].

Срок окупаемости проекта равен такому периоду времени, за который накопленная величина дисконтированной чистой прибыли и амортизации становится равной величине дисконтированных инвестиций. По результатам расчета, представленного в



Рис. 2. Срок окупаемости проекта

виде графика на рис. 2, видно, что срок окупаемости проекта наступит через 4,9 года (1 год строительства + 3,9 года эксплуатации).

Расчет экономической эффективности внедрения внутрибортного перегрузочного пункта для условий карьера Комсомольский является эффективным и его можно принять к реализации. На сумму запланированных капитальных вложений (421 844,27 тыс. руб.) берется кредит в банке под 19 % годовых. Чистый дисконтированный доход составил 165 911,10 тыс. руб. Положительное значение показывает, что вызываемый инвестициями денежный поток в течение всей экономической жизни проекта превысит первоначальные капитальные вложения, обеспечит необходимый уровень доходности [5]. Данный проект имеет положительную чистую текущую стоимость, так как дисконтированная стоимость его входящих потоков превосходит дисконтированную стоимость исходящих. Сальдо инвестиционного проекта по каждому году имеет положительное значение (за исключением 3-го года), следовательно, предприятие на каждом этапе развития проекта остается платежеспособным. За счет чистой прибыли предприятие сможет погасить задолженность перед банком в четвертый год работы.

Таким образом, в целом можно сделать вывод, что проект эффективен, внедрение внутрибортного перегрузочного пунк-

та обеспечит в конечном итоге наибольшую сумму прибыли в расчете на вложенный капитал.

Литература

1. *Зырянов И.В.* Транспортный комплекс акционерной компании «АПРО-СА» / И.В. Зырянов // Горный журнал. — 2005. — № 7. — С. 114 — 118.
2. Конструктивные схемы гусеничных самосвалов для работы в карьерах с повышенными уклонами в выработках / П.И. Тарасов и др. // Горная промышленность. — 2008. — № 2(78). — С. 64 — 66.
3. Программное обеспечение для коммерческой оценки инвестиционных проектов. — М.: ИКФ «Альт», 1993.
4. *Балдина К.В.* Инвестиции, системный анализ и управление / К.В. Балдина. — М., 2007.
5. *Беренс В.* Руководство по оценке эффективности инвестиции / В. Беренс, П. Хавранек. — М.: ЮНИДО. ИНФРА, 1995.

УДК 622.235.5

МНОГОЦЕЛЕВАЯ САМОХОДНАЯ БУРОВЗРЫВНАЯ УСТАНОВКА

С.П. Тарасов, Д.В. Ковган

Из-за экономического кризиса решение многих задач по разрушению негабаритов ушло на второй план, а в некоторых случаях приостановилось, что в дальнейшем может затруднить организацию горных работ на карьерах. Помочь может создание многоцелевой самоходной буровзрывной установки (МСБВУ) (рис. 1). МСБВУ функционирует следующим образом. После закрепления на местности (вблизи скопления негабаритов), манипулятор с установленным на нем буровым станком DC300 (DC120H) подготавливает негабарит к разрушению. Затем производится закладка в шпур ВВ, после чего краном переносит защитное устройство со своей платформы на негабарит, закрепляет его и производит взрыв. После разрушения всех негабаритов переезжает на следующий объект.

В зависимости от условий эксплуатации МСБВУ может устанавливаться на шасси различных транспортных средств (как на колесном, так и гусеничном ходу). На начальном этапе при подготовке к строительству и непосредственно в период строительства карьеров при эксплуатации на слабонесущих грунтах МСБВУ может быть установлена на гусеничный снегоболото-

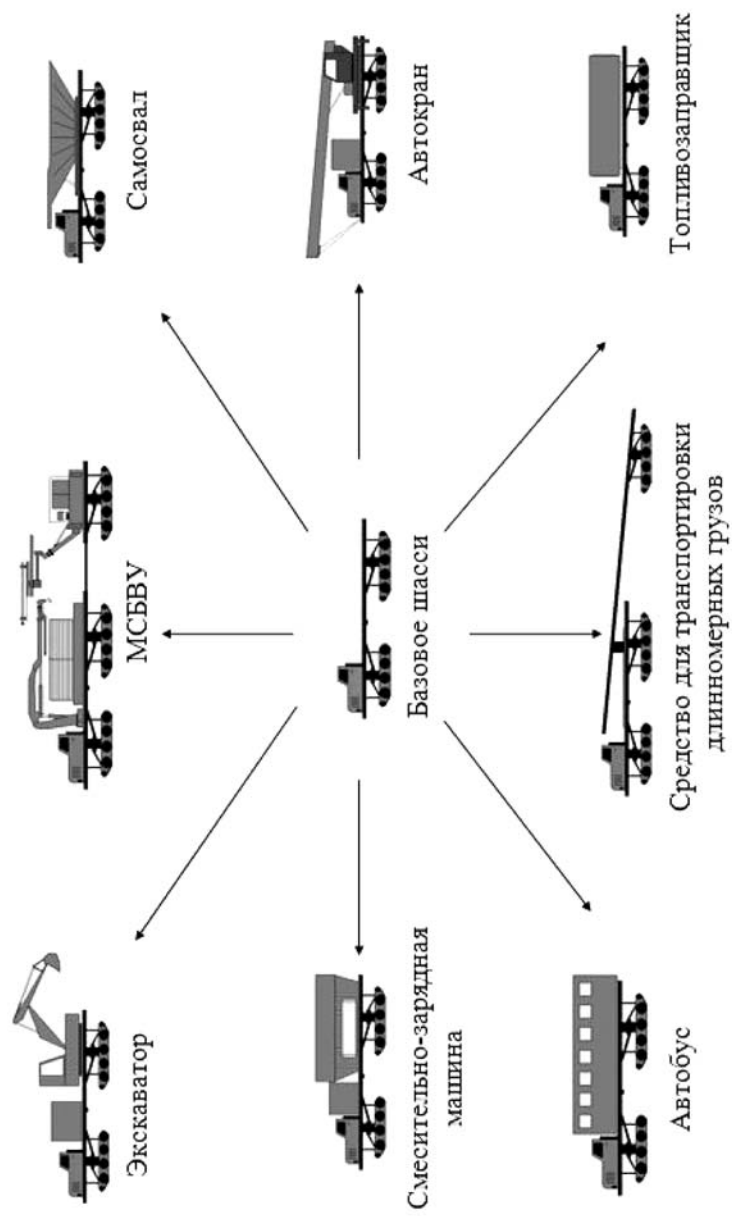


Рис. 1. Схема создания карьерного транспорта на базовом шасси (снегоболотоход ООО «ЕЗСМ Континент»)

ход ООО «ЕЗСМ Континент» на базе Урал 5920 повышенной проходимости с уникальной весовой отдачей для техники такого класса грузоподъемностью 10 000 кг при собственной массе 14 910 кг — 40,8 % [1]. Для проходческих работ при строительстве дорог на нагорных карьерах в условиях пересеченной местности и в глубинной зоне карьеров МСБВУ может устанавливаться на гусеничное шасси ОАО «Уралвагонзавод» с повышенной грузоподъемностью до 40 000 кг [2 — 3]. Для работы непосредственно в действующих карьерах, использующих автомобильный транспорт, МСБВУ может устанавливаться на базовом шасси полноприводного грузового автомобиля.

Основные преимущества многоцелевой самоходной буровзрывной установки: повышение производительности труда; снижение себестоимости буровзрывных работ при добыче руды; снижение времени и трудовых затрат на подготовительные буровзрывные работы; снижение энергозатрат порядка 15 % улучшения санитарно-гигиенических условий труда рабочих.

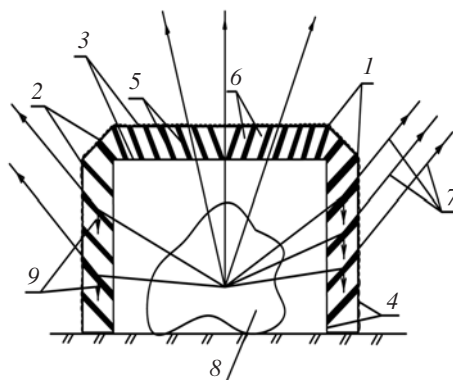
МСБВУ на гусеничном ходу входит в состав целого комплекса машин, выполняющих различные технические операции (см. рис. 1). Предлагаемая установка состоит из транспортного средства, на раме которого установлен кран-манипулятор с навесным сменным оборудованием, манипулятора с буровым станком, компрессора и защитного устройства для безопасного разрушения негабаритов.

Одно из средств разрушения негабаритных кусков и фундаментов, на которое получено решение о выдаче патента на полезную модель от 05.04.2010 г., разработано в УГГУ совместно с ИГД УрО РАН. Это разрушение негабаритов с помощью МСБВУ, позволяющей значительно снизить затраты ручного труда и увеличить производительность.

Защитное устройство (укрытие) (рис. 2) функционирует следующим образом. После взрыва ударная воздушная волна, распространяясь веерообразно во все стороны от взрываемого негабарита горной массы, проходит через межлопаточные каналы потолочины, обладающие минимальным аэродинамическим сопротивлением, не создавая значительных подъемных сил, действующих на корпус. При прохождении через решетки лопаток боковых стен корпуса ударная взрывная волна оказывает силовое воздействие на аэродинамические листовые лопатки, расположенные под углом к ней, создавая силу, прижимающую корпус к почве выработки (рис. 3). За счет этого увеличивается ус-

Рис. 2. Схема поперечного сечения защитного устройства:

1 — прямоугольный корпус; 2 — защитная сетка; 3 — потолочина; 4 — боковые стенки; 5 — листовые лопатки; 6 — межлопаточные каналы; 7 — направление воздушно-ударной взрывной волны; 8 — негабарит; 9 — прижимная сила, действующая на спецукрытие после взрыва; 10 — результирующая нагрузка на листовые аэродинамические лопатки



тойчивость устройства и повышается надежность функционирования при производстве взрывных работ.

Конструкция защитного устройства выдерживает достаточно сильный взрыв, которого хватит для раскола негабарита, исключает разлет горной массы, а также предотвращает подпрыгивание и опрокидывание этого устройства. Безопасное применение устройства обеспечивается специальной формой укрытия. Потолочина и четыре боковые стенки устройства выполнены в виде решеток аэродинамически обтекаемых листовых лопаток. При этом лопатки потолочины установлены под углом не более $\pm 5^\circ$ по отношению к направлению ударной взрывной волны, а направление лопаток боковых стенок составляет с ней угол $20 - 40^\circ$. Такая конструкция устройства обеспечивает снижение подъемной силы, действующей на него от взрывной волны, за счет минимального аэродинамического сопротивления потолочины. При прохождении взрывной

волны через боковые стенки, за счет расположения аэродинамических листовых лопаток под углом к ударной взрывной волне, создается сила, направленная вниз и прижимающая устройство к поверхности выработки,

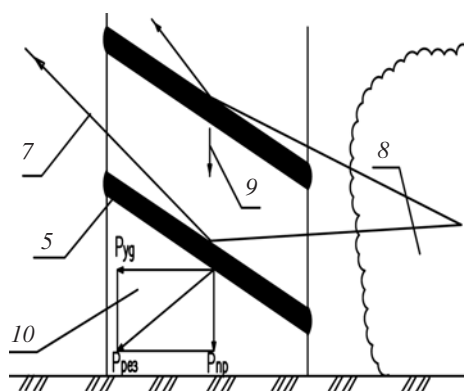


Рис. 3. Схема результирующей нагрузки на листовые лопатки боковых стенок устройства
Позиции см. под рис. 2

обеспечивая его устойчивость. Прочность решетки аэродинамических листовых лопаток при воздействии на них кусков горной породы, разлетающихся при взрыве, намного выше прочности многослойной сетки за счет формы и конструкции листовых лопаток, что повышает срок службы устройства и надежность его функционирования.

Основные достоинства разрушения негабаритных кусков при ведении взрывных работ с помощью МСБВУ заключается в следующем: не требуется полная остановка карьера, а также вывод людей и техники; возможно взрывание негабарита практически в любом месте карьера без помощи дополнительной техники; подготовка негабаритов к массовому взрыву производится с минимальными затратами времени, и трудовых средств; снижается трудоемкость работ и риск некоторых профессиональных заболеваний, связанных с работой в карьере.

Выполнен анализ навесного специального оборудования для комплекса МСБВУ, которое обеспечит более функциональную, универсальную и экономически выгодную работу в карьере и за его пределами.

В таблице приведен сравнительный анализ по основным техническим характеристикам наиболее распространенных буровых установок [4 — 5].

Буровые установки БГМ-1М и УРБ-2М (ОАО «СТРОЙДОРМАШ»), а также ББУ-000 и ББУ-001 (ОАО «ГЕОМАШ») имеют ограниченный угол бурения и бурят скважины сравнительно небольшой глубины. Titon-100 (ВРІ) может вести буровые работы в любом направлении при диаметре скважины до 39 мм и глубине от 70 до 115 м. Недостатками данной установки являются габаритные размеры и собственная масса, что, в свою очередь, увеличивает давление на грунт и может повлиять на показатели проходимости МСБВУ. Разновидности буровых станков НКР Криворожского завода горного оборудования буровые станки DC300, DC120H («ТАМРОК КОММАНДО») имеют небольшую массу, но уступают в производительности буровой установке БП-160СМ (ОАО «НИПИГОРМАШ»).

Исходя из соотношения диаметра бурения и глубины скважины, а также направления бурения и массы бурового станка из таблицы установлено, что по техническим характеристикам, с учетом конструктивных особенностей МСБВУ, для бурения шпуров в негабаритах целесообразно использовать DC300 или DC120H («ТАМРОК КОММАНДО»), а для строительства дорог

Сравнительный анализ буровых установок

Производитель	Модель	Вид оборудования	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения, м	Угол наклона скважины, град	Масса, кг
ОАО Завод «СТРОЙДОРМАШ»	БГМ-1М	Шнековое/ с обсадкой/ с промывкой и продувкой/ с гидромолотом, с пустотелыми шнеками, с пневмоударником	300; 185 273; 178 150 80 300; 185 110; 130	30; 20 20; 30 75 25 15; 25 100	65 — 95 (вертикально вниз)	2000
	УРБ-2М	Шнеками «всухую», шнеками с промывкой пневмоударником, Долотом с промывкой	110 — 130	30 50 150 — 300 100	45 — 90 (вертикально вниз)	2500
ОАО «ГЕОМАШ»	ББУ-000	Шнеками с промывкой с пневмоударниками, с продувкой	135 46 до 250 112	25 до 100 50 50	0 — 45 и 90 (вертикально вниз)	4000
	ББУ-001	Шнеками с промывкой с пневмоударниками, с продувкой	135 46 до 250 112	25 до 100 50 50	0 — 30 и 90 (вертикально вниз)	920
ВРІ	Titon 100	Пневмоударником	70 — 115	39	Любой	8500
КРИВОРОЖСКИЙ ЗАВОД ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ	НКР-100М	Пневмоударником	105	50	Любой	690
	НКР-100МВ	Пневмоударником	105	80	Любой	790
	НКР-100МП	Пневмоударником	105	50	Любой	710
	НКР-100ВП	Пневмоударником	105	80	Любой	800
ОАО «НИПИГОРМАШ»	БП-160С М	Пневмоударником	170—180 110, 130, 160	40 100	Любой	7000
«ТАМРОК КОММАНДО»	DC300	Пневмоударником	41 — 64	15	Любой	5000
	DC120H	Пневмоударником	22 — 45	9	Любой	2800

на нагорных карьерах в условиях пересеченной местности — БП-160С М, завода-производителя ОАО «НИПИГОРМАШ».

Буровой станок БП-160С М предназначен для бурения отрезных восстающих щелей, веерного бурения и параллельного бурения скважин при подземной разработке полезных ископаемых в породах с коэффициентом крепости $f = 6 \div 20$ по шкале Протодьяконова погружными пневмоударниками, работающими на энергии сжатого воздуха. Обеспечивает бурение: отрезных щелей под углом $+90^\circ$ (в тупик) и -90° (с выходом в нижнюю выработку), кругового веера $0 \text{ — } 360^\circ$ (в вертикальной и наклонной плоскости $(-20^\circ) \div (0^\circ) \div (+20^\circ)$), параллельных скважин [6]. БП-160С М позволяет объединить в одном транспортном средстве несколько модификаций буровых установок с различными углом и зоной бурения, а также значительно сократить временные затраты на переезде и закреплении на местности.

Воздух, для работы погружного пневмоударника подается от компрессора СКУ-10/10, это позволяет увеличить производительность в два раза.

Использование МСБВУ на базовом гусеничном шасси позволяет:

- сократить объем ручного труда при бурении шпуров и, следовательно, травматизма и профессиональных заболеваний, обусловленных работой с виброинструментом;

- увеличить производительность труда при бурении шпуров;

- сократить время простоев горно-транспортного оборудования, связанного с удалением и перемещением негабаритных кусков;

- устранить необходимость тщательной раскладки негабаритов, как это необходимо при ручном бурении шпуров;

- обеспечить возможность вести бурение рабочим инструментом максимальной длины.

Создание многоцелевой самоходной буровзрывной установки, а также усовершенствование бурового станка БП-160С М и установка его на манипулятор позволит проводить буровзрывные работы по разрушению негабаритов в любом направлении на расстоянии, рассчитанном в соответствии с требованиями ЕПБ при ВР. Это позволит сократить численность водительского и обслуживающего персонала, потребует меньше площадей производственных помещений, повысит безопасность эксплуатации автотранспорта в целом. Полноповоротная платформа

ОАО «Уралвагонзавод» исключает разворот машины на месте (поворачивается только кабина с кузовом), тем самым сокращается износ гусениц и эксплуатационные затраты.

Литература

1. Каталог продукции [Электронный каталог] / ООО «Екатеринбургский завод специализированных машин «Континент». — Екатеринбург, 2010. — Режим доступа: <http://ezsm66.ru/> (2.11.2010).
2. Пояснительная записка к техническому предложению «Карьерный гусеничный самосвал грузоподъемностью 40 тонн». — Нижний Тагил: ФГУП «УКБТМ», 2005.
3. Пояснительная записка к техническому предложению «Карьерный гусеничный самосвал грузоподъемностью 30 тонн». — Омск: ФГУП «УКБТМ», 2005.
4. Горная техника 2007: каталог-справочник.
5. НИИИНФОРМТЯЖМАШ, Каталог 18-2-78, Буровое оборудование и инструмент, Москва, Троицкая ул. — Лист № 19.
6. Каталог продукции [Электронный каталог] / ОАО НИПИГОРМАШ. — Екатеринбург, 2009. — Режим доступа: <http://nipigormash.ru/catalog/> (3.11.2010).

УДК 622.684:629.113.62

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТРОЛЛЕЙ-АВТОПОЕЗДОВ

В.А. Черепанов

Условия ведения и возрастающие объемы подземных горных работ определяют новые требования к созданию транспортных машин повышенной грузоподъемности и высокой единичной мощности для работы в выработках с относительно небольшим сечением. Конструкция машин для подземных работ позволяет использовать их на открытых горных разработках, но специфика подземных работ не позволяет применять их с полной отдачей в карьерах. Для автосамосвалов, применяющихся на открытых горных работах, характерны большие габаритные размеры и более высокая грузоподъемность — до 320 — 360 т, в то время как для подземных самосвалов — до 50 — 80 т. Применение транспортных машин большой грузоподъемности может обеспечить более эффективное ведение очистных работ и создать предпосылки для достижения высоких технико-экономических показателей при разработке месторождений большой

мощности. При разработке подземным способом высока стоимость проходки транспортных выработок (700 — 1000 руб/м³ и выше), ограничена скорость передвижения техники, применяются небольшие транспортные уклоны, характерно большое количество погрузо-разгрузочных и перегрузочных работ, значительная доля затрат приходится на проветривание рабочего пространства и т. д. Поэтому, в целях повышения эффективности работы транспортных систем при комбинированной разработке месторождений, возникла необходимость создания специализированного транспортного средства, которое бы учитывало специфику ведения открытых и подземных горных работ.

В настоящее время в Институте горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН) совместно с рядом институтов и предприятий ведутся работы по исследованию, разработке и созданию специализированного транспорта — троллей-автопоезда (ТАП) — для комбинированной открыто-подземной разработки месторождений, прототипом которого может служить шахтный автопоезд АШ-75, разработанный совместно ИГД УрО РАН и НИПИГормаш в 1980-х годах. ТАП представляет собой автопоезд (с несколькими вагонами в составе) на колесном ходу с троллейным питанием, вытянутый в длину для достижения высокой грузоподъемности при небольших размерах в поперечном сечении, имеющий две кабины в начале и в конце состава, для реализации принципа челночного движения. Предназначен ТАП в первую очередь для перемещения горной массы из забоя (или перегрузочного пункта) в шахте до поверхности без дополнительных перегрузок, используя карьерное пространство. Не исключается возможность использования дизель-троллейвозного варианта, как и собственно автопоезда (с дизельными двигателями).

Для определения технических характеристик автопоездов и разработки предварительного технического задания нами были выполнены тягово-динамические расчеты, разработаны компоновочные схемы оборудования с учетом специфики шахтного автопоезда, в том числе компоновка моторной секции, для вариантов автопоездов грузоподъемностью 75 и 150 т и для варианта троллей-автопоезда грузоподъемностью 75 т (см. таблицу). Граничными технологическими критериями для расчетов послужили скорость порожнего и груженого автопоезда во взаимосвязи с преодолеваемым уклоном. Техническим граничным критерием выступает мощность энергосиловой установки, размеры которой ограничиваются сжатыми пространствами моторной секции

**Технические характеристики автопоездов в зависимости
от грузоподъемности и энергосиловой установки**

Техническая характеристика*	АШ-75 (1980)	АП-75	АП-150	ТАП-75
Грузоподъемность, т	75	75	150	75
Максимальная скорость порожного автопоезда, км/ч	20	40	50	50
Наименьший внешний радиус поворота, м	15	15	20	15
Преодолеваемый угол подъема, град	10	10	12	10
Скорость при данном угле подъема, км/ч	—	10	12	12
Минимальное сечение выработки, м ²	10 — 12	10 — 12	20	12 — 14
Грузоподъемность вагона, т	15	15	30	15
Количество грузовых вагонов, шт.	5	5	5	5
Мощность дизельного двигателя, кВт	190	597	1471	Нет
Количество двигателей, шт.	2	2	2	—
Мощность генератора, кВт	215	585	1400	Нет
Мощность ЭД мотор-колес, кВт	45	115	235	115
Кол-во ЭД мотор-колес, шт.		12		
Габаритные размеры, мм				
ширина	2500	2500	3250	2500
длина	37 000	37 000	46 850	37 000
высота при разгрузке	3000	3000	—	3000
высота	2000	2000	2900	2000 — 2900
Масса, т	70	70	140	70
Разгрузка вагонов		боковая		

* В строке АП — автопоезд (с дизельными двигателями в начале и конце состава); ТАП — троллей-автопоезд (только с электродвигателями в мотор-колесах).

автопоезда. Исходя из этих критериев преодолеваемый уклон для машины грузоподъемностью 75 т задавался 10° при поддержании скорости груженой машины на данном уклоне 10 — 12 км/ч, а при грузоподъемности 150 т 12° при скорости 12 км/ч.

Таким образом, сформулированы основные требования к автопоезду для подземных и открыто-подземных горных работ: наибольший преодолеваемый уклон 10° ; скорость груженой машины при максимальном уклоне 10 — 12 км/ч; скорость порожней машины 50 км/ч; движение колес автопоезда след в след для уменьшения радиуса поворота и заноса машины; радиус поворота до 15 м; возможность движения машины на расстояния 500 — 1000 м без контактной сети; тяговое оборудование должно вписываться в ограниченное пространство моторных отсеков; надежное токосъемное устройство, минимально реагирующее на качество дорожного покрытия; возможность варьировать количество вагонов в составе автопоезда.

Произведем оценку некоторых показателей, влияющих на процесс транспортирования горной массы: скорости, производительности, а также парка машин. Сравним автопоезда с подземными автосамосвалами как с наиболее близкими по характеристикам и подвижному составу в одинаковых условиях. Для сравнения возьмем автосамосвал МоАЗ-7529, грузоподъемностью 22 т и троллей-автопоезд грузоподъемностью 75 т. Для указанных машин примем подземные выработки с одинаковым поперечным сечением (троллей-автопоезд имеет более высокую грузоподъемность, чем подземный автосамосвал, но его компоновка позволяет ему вписываться в выработки 14 — 16 м², необходимые для принятого автосамосвала, без каких-либо трудностей). Для упрощения расчетов условно считаем, что движение происходит по прямой без поворотов, равномерно без ускорений и замедлений, а также что схема движения либо кольцевая, либо ширина выработок позволяет осуществлять свободное двустороннее движение и время разминок равно нулю для обоих типов машин.

По требованиям безопасности расчетную скорость в подземных выработках принимают с ограничением 20 км/ч, при этом на прямолинейных участках длиной более 500 м по согласованию с органами Ростехнадзора допускается увеличение скорости до 40 км/ч. Скорость троллей-автопоезда в зависимости от преодолеваемого уклона будет выше, чем у подземного автосамосвала, за счет большей удельной мощности в совокупности с возможностями электропривода (по сравнению с дизельным).

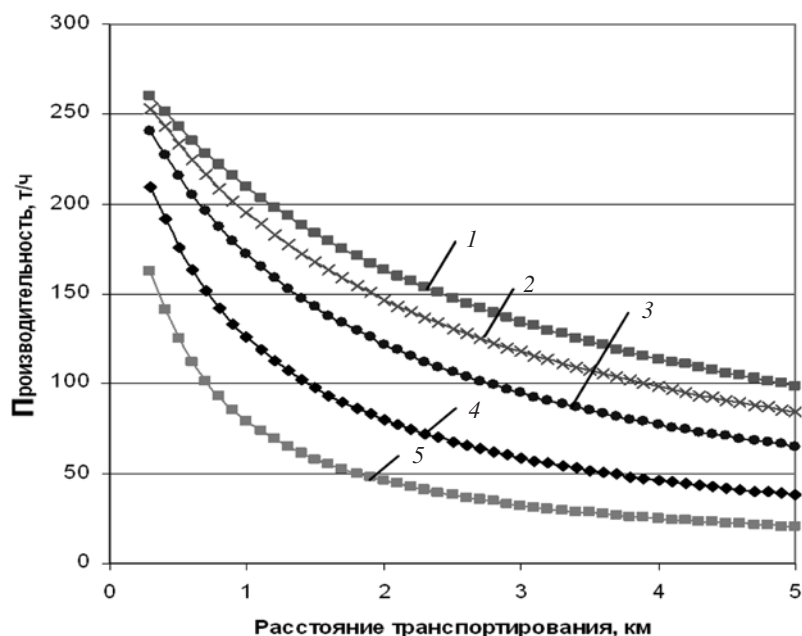


Рис. 1. Зависимость производительности транспорта от расстояния транспортирования (при различном уклоне автодорог):
1, 2, 3 — ТАП на уклоне 0°, 8°, 15°, соответственно; 4, 5 — МоАЗ на уклоне 0°, 8°, соответственно

В общем виде, если увеличивать транспортный уклон, то скорость машины будет уменьшаться, а часовая производительность (рис. 1) будет изменяться по следующей формуле (т/ч):

$$\Pi_{\text{ч}} = \frac{q}{\frac{q (\sin \alpha \pm f \cos \alpha) [L_{\text{гр}} (m_{\text{а}} + q) + L_{\text{пор}} m_{\text{а}}]}{3,6 N \eta_{\text{тр}}} + \frac{k_3 V_{\text{к}} \gamma}{\Pi_{\text{пор}}} + t_{\text{разгр}}}, \quad (1)$$

где q — масса перевезенного груза, т; g — ускорение свободного падения; f — сопротивление качению; $V_{\text{гр}}$ и $L_{\text{гр}}$ — скорость машин (км/ч) и расстояние транспортирования (км) в грузовом направлении; $V_{\text{пор}}$ и $L_{\text{пор}}$ — скорость машин (км/ч) и расстояние транспортирования (км) в порожняковом направлении, соответственно; $m_{\text{а}}$ — масса порожнего транспортного средства, т; $k_3 = 0,95$ — коэффициент загрузки кузова по объему; $V_{\text{к}}$ — паспорт-

ная вместимость кузова, м³; γ — насыпная плотность руды, т/м³ (в расчетах примем равной 1,75 т/м³); $P_{\text{погр}}$ — производительность погрузки, т/ч (примем производительность загрузки вибропитателем ВДПУ-4ТМ = 500 т/ч); $t_{\text{разгр}}$ — время на маневры и разгрузку, ч.

Производительность троллей-автопоезда даже на уклоне 15° выше, чем производительность МоАЗа на горизонтальном участке.

Расчетное число рабочих машин (округляется до большего целого числа):

$$n = k_{\text{ин}} \frac{P_{\text{год}} k_{\text{н}} \left(\frac{g(\sin \alpha \pm f \cos \alpha) [L_{\text{тр}}(m_a + q) + L_{\text{пор}} m_a]}{3,6 N \eta_{\text{тр}}} + \frac{k_3 V_{\text{к}} \gamma}{P_{\text{погр}}} + t_{\text{разгр}} \right)}{Q n_{\text{дн}} n_{\text{см}} t_{\text{см}} k_{\text{и}}}, \quad (2)$$

где $k_{\text{ин}}$ — коэффициент, учитывающий машины в резерве и в ремонте; $t_{\text{см}}$ — сменная продолжительность работы машины, ч/смену; $k_{\text{и}}$ — коэффициент внутрисменного использования работы машины (учитывает работу машины, не связанную с основной); $k_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности при транспортировании полезного ископаемого (например из-за наличия аккумулярующей емкости руды).

Таким образом, по условиям эксплуатации парк машин зависит от годовой производительности предприятия (рис. 2), длины транспортирования (рис. 3) в порожняковом и грузовом направлениях и скорости машин, а эффективность от внедрения автопоездов может быть достигнута в нескольких аспектах, в зависимости от горнотехнических, технологических и технико-экономических условий его эксплуатации. При замене стандартных транспортных средств, применяющихся на предприятии для перевозки подземной горной массы на ТАП, экономический эффект достигается за счет повышения производительности и снижения эксплуатационных затрат при сохранении относительно малых сечений подземных горных выработок. При транспортировании горной массы ТАП непосредственно от забоя или перегрузочного пункта в шахте до поверхности экономический эффект достигается за счет сокращения горнокапитальных работ при отказе от грузовых вертикальных стволов и небольших сечениях наклонных автоуклонов и транспортных съездов.

Эффективность применения автопоездов достигается за счет повышения производительности и снижения эксплуатационных

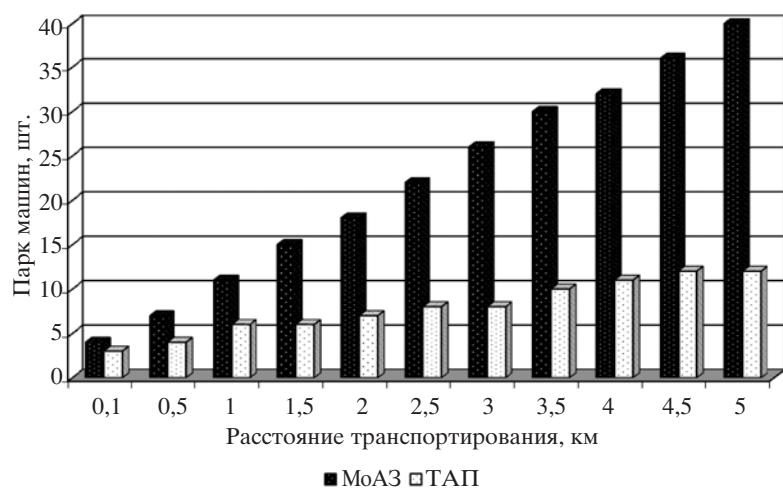


Рис. 2. Зависимость парка машин от годовой производительности рудника при расстоянии транспортирования 1,5 км (движение по горизонтали)

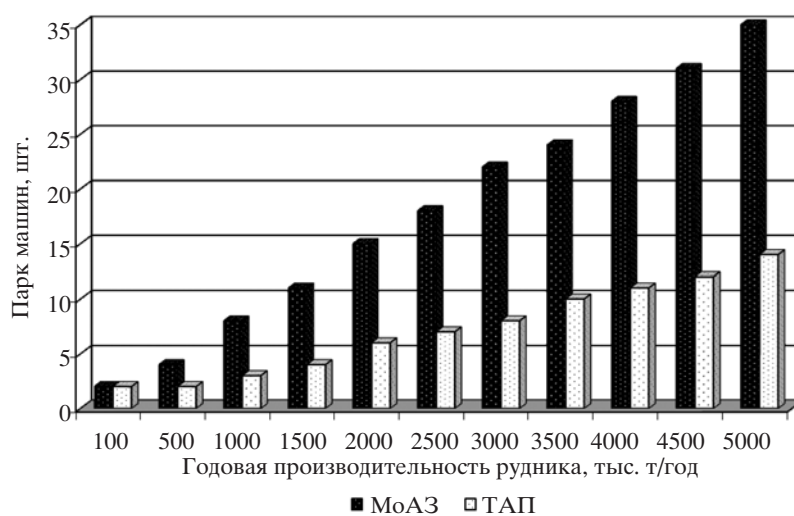


Рис. 3. Зависимость парка машин от расстояния транспортирования при годовой производительности рудника 2000 тыс. т/год (движение по горизонтали)

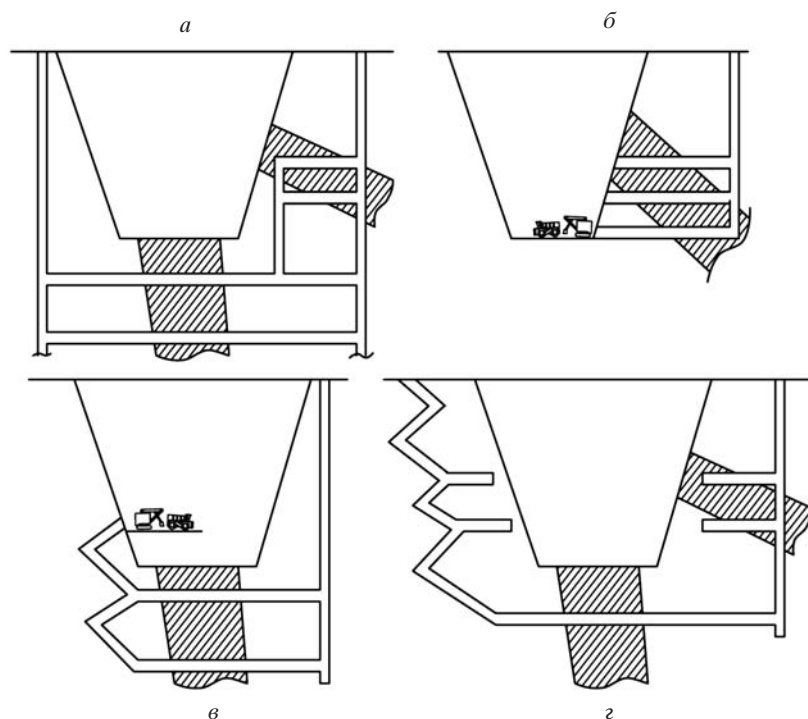


Рис. 4. Типовые системы вскрытия приконтурных запасов:
a — скиповым (клетевым) стволом с поверхности; *б* — штольнями из карьера; *в* — наклонным
 стволом из карьера; *г* — наклонным автомобильным стволом

затрат по сравнению с существующей техникой (см. рис. 1, 2, 3). Еще больший эффект от внедрения ТАП проявляется в результате сокращения объема горно-капитальных работ за счет снижения поперечного сечения горных транспортных выработок либо при отказе от строительства вертикальных грузовых стволов (рис. 4, 5). По сравнению с применяемыми сегодня транспортными средствами ТАП обеспечивает снижение затрат на транспортирование за счет исключения нескольких перегрузок в технологической схеме, увеличения грузоподъемности и снижения необходимого поперечного сечения подземных выработок, а также за счет использования в качестве энергоресурса электрической энергии. Это позволяет повысить его производительность, снизить эксплуатационные, а в некоторых случаях и капи-

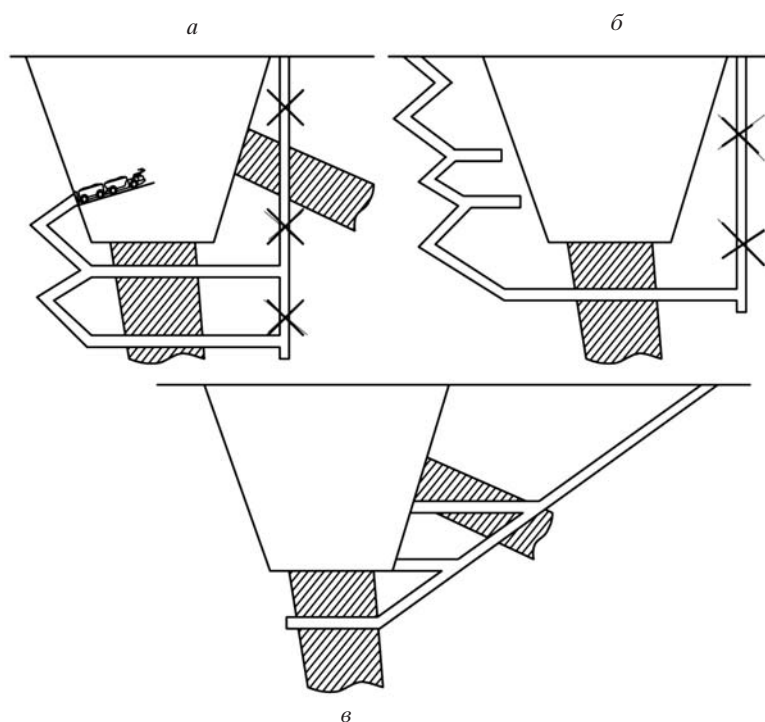


Рис. 5. Варианты вскрытия запасов при помощи ТАП:

a — наклонным стволом, используя карьерное пространство; *б, в* — наклонным стволом до поверхности

тальные, затраты, исключить выброс выхлопных газов. В определенных условиях позволяет отказаться от строительства дополнительных вентиляционных стволов и в целом улучшить условия труда в подземном пространстве. Предпочтительные условия применения: значительная производительность рудника (более 500 — 1000 тыс. т в год); условия высокой загазованности шахтного пространства; районы с доступной электроэнергией; значительные расстояния транспортирования: более 800 — 1300 м по шахте и более 1300 м по автоуклонам на поверхность либо из шахты через карьерное пространство на поверхность или до перегрузочного пункта в карьере; в условиях ограниченного проходного сечения шахтных выработок (минимальное сечение 10 — 12 м²).

**ПРОГРАММА ОПТИМАЛЬНОГО СКОРОСТНОГО РЕЖИМА
ПОДЪЕМА ПОДВЕСКИ НКТ-ЭЦН**

И.А. Шайнуров, И.Г. Соловьёв

Высокая степень финансовых рисков ремонтно-восстановительных работ, связанных с заменой отказавших электронасосов приходится на операцию подъема и демонтажа подвески НКТ-ЭЦН (насосно-компрессорная труба — электроцентробежный насос погружных установок в скважинах при добыче нефти). Главный фактор ущерба — кратное увеличение стоимости ремонта, а возможно и «потеря» скважины в случае обрыва подвески в любом интервале сочленения многозвенной конструкции. Критические усилия разрыва вдоль ствола конструкции неодинаковы, особенно для погружных систем имеющих к концу срока эксплуатации высокую интенсивность вибраций. Наиболее низкий показатель усилий разрыва приходится на место сочленений НКТ с насосом. Статистика отказов ЭЦН по фактам «полетов» достаточно представительна.

Динамика натяжений при подъеме конструкции сильно зависит от параметров кривизны ствола скважины, соотношения диаметров обсадной колонны, муфт НКТ, извлекаемой погружной системы (ПЭД).

Критичны натяжные усилия, приходящиеся на периоды прохождения сравнительно длинной и большей по диаметру конструкции ЭЦН интервалов ствола с наибольшими углами кривизны.

Контроль усилий осуществляется гидравлическим индикатором веса на устье скважины. Величина усилий регулируется скоростью подъема и малыми соосными смещениями направления вертикальной тяги при возрастаниях сил трения подвески об обсадную колонну.

Незнание пороговых усилий разрывов в местах сочленений звеньев повышает потенциал риска от фактора неопределенности. В то же время априорная информация о конструкции скважинной системы, оценки предельно допустимых усилий подъема по данным о вибрации в период эксплуатации позволяют прогнозировать фактические нагрузки подъема и типовые растяжения.

Решение сформулированной задачи управления подъемом основывается на построении динамической модели упругих растяжений конструкции подвески.

Методики расчета, приведенные в данной статье, могут относиться к большинству типов и моделей подъемных установок,

Рис. 1. Геометрическая схема многозвенной конструкции скважины

предназначенных для освоения, текущего и капитального ремонта скважин. Подъемные установки позволяют проводить следующие операции: переезд от скважины к скважине; монтаж—демонтаж на скважине; спуско-подъемные операции с насосно-компрессорными, бурильными и обсадными трубами и насосными штангами; промывка песчаных пробок, глушение скважин, циркуляция промывочного раствора при бурении, фрезерование и другие работы; разбуривание цементных стаканов, бурение, фрезерование и др.; проведение ловильных и других работ при ликвидации аварий на скважине. Условная глубина скважин при ремонте и освоении 4000 м; условная глубина бурения скважин 2000 м.

Геометрическая схема наклонно-направленной скважинной системы, приведенная на рис. 1, характеризуется следующими параметрами и состояниями:

$l_i = l, i = \overline{1, n-1}$ — длина насосно-компрессорных труб (НКТ)

в горизонтальном положении, образующих $n - 1$ -звенную структуру подвески,

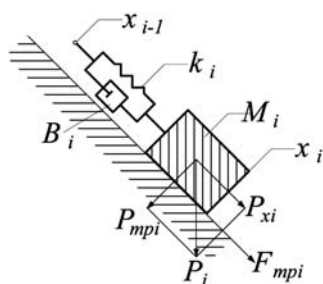
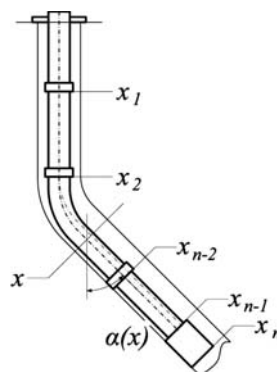
l_n — длина ЭЦН;

$P_i = P = Mg$ — вес НКТ (M, g — масса НКТ и ускорение свободного падения);

$P_n = M_n g$ — вес погружной установки;

$\alpha(x)$ — угол отклонения ствола скважины от вертикали на глубине x ;

x — координата глубины погружения от устья вдоль ствола скважины;



x_i — координата положения низа i -го сегмента конструкции, так, что:

$e_i = x_i - x_{i-1} - l_i$ — величина растяжения i -го сегмента, определяемая его коэффициентом упругости k_i , растягивающей составляющей сил собственного веса P_{xi} и составляющих весов нижеприкрепленной подвески $P_{\Sigma i+1}$.

Рис. 2. Схема i -го звена подвески

Конечномерная аппроксимация пространственно (линейно распределенной) конструкции i -го звена представлена на рис. 2 и поясняет схему действующих сил, определяющих динамику растяжения сегмента при перемещении конструкции вдоль поверхности обсадной колонны.

Статика растяжения i -го звена НКТ определяется продольной составляющей силы от собственного веса P_i , т. е. $P_{xi} = P_i \cos \alpha(x_i)$, и собственно действующих сил растяжения, обусловленных весом и углами позиционирования нижестоящих звеньев $P_{\Sigma i+1}$. В рамках линейной теории упругости имеем $k_i(x_i - x_{i-1} - l_i) = P_i \cos \alpha(x_i) + P_{\Sigma i+1}$.

Система уравнений равновесного состояния конструкции из сегментов записывается следующим образом:

$$\begin{aligned} k_n(x_n - x_{n-1} - l_n) &= P_n \cos \alpha(x_n), \\ k_{n-1}(x_{n-1} - x_{n-2} - l_{n-1}) &= P_{n-1} \cos \alpha(x_{n-1}) + k_n(x_n - x_{n-1} - l_n), \\ &\dots \\ k_i(x_i - x_{i-1} - l_i) &= P_i \cos \alpha(x_i) + k_{i+1}(x_{i+1} - x_i - l_{i+1}), \\ &\dots \\ k_1(x_1 - x_0 - l_1) &= P_1 \cos \alpha(x_1) + k_2(x_2 - x_1 - l_2), \end{aligned} \quad (1)$$

где x_0 — координата верха правого звена ($x_0 = 0$). В условиях движения $\dot{x}_0(t) = -v(t)$.

Координаты состояния конечно-мерной модели подвески становятся динамическими, приобретая составляющие скорости $\dot{x}_i(t)$ и ускорений $\ddot{x}_i(t)$. Основываясь на классической механике Лагранжа динамику колебательных переходных процессов — n -звенной конструкции введем, согласно рис. 2, системой уравнений

$$\begin{cases} M_n \ddot{x}_n + (B + b_n(x_n)) \dot{x}_n + k_n(x_n - x_{n-1} - l_n) = P_n \cos \alpha(x_n), \\ M_{n-1} \ddot{x}_{n-1} + (B + b_{n-1}(x_{n-1})) \dot{x}_{n-1} + k_{n-1}(x_{n-1} - x_{n-2} - l_{n-1}) - \\ - k_n(x_n - x_{n-1} - l_n) = P_{n-1} \cos \alpha(x_{n-1}), \\ \dots \\ M_1 \ddot{x}_1 + (B + b_1(x_1)) \dot{x}_1 + k_1(x_1 - x_0 - l_1) - k_2(x_2 - x_1 - l_2) = \\ = P_1 \cos \alpha(x_1). \end{cases}$$

Учитывая конструктивную однородность НКТ ($l_i = l$, $M_i = M$, $k_i = k$, $P_i = P$, $i = \overline{1, n-1}$), систему преобразуем к упрощенному виду:

$$\begin{cases} M_n \ddot{x}_n + (B + b_n(x_n)) \dot{x}_n + k_n(x_n - x_{n-1} - l_n) = P_n \cos \alpha(x_n), \\ M \ddot{x}_{n-1} + (B + b_{n-1}(x_{n-1})) \dot{x}_{n-1} + k(x_{n-1} - x_{n-2} - l_{n-1}) - \\ - k_n(x_n - x_{n-1} - l_n) = P \cos \alpha(x_{n-1}), \\ \dots \\ M \ddot{x}_i + (B + b_i(x_i)) \dot{x}_i + k(2x_i - x_{i-1} - x_{i+1}) = P \cos \alpha(x_i), \\ \dots \\ M \ddot{x}_1 + (B + b_1(x_1)) \dot{x}_1 + k(2x_1 - x_2 - x_0) = P \cos \alpha(x_1). \end{cases} \quad (2)$$

Демпфирование колебаний, обусловленных вязким трением подвески о заливочную жидкость глушения скважины учитывается параметром B . Однако более значимые влияния на наличие колебаний и растяжку конструкции имеют силы трения, обусловленные контактами подвески с обсадной колонной. Сила соприкосновения, учитываемая функцией $b_i(x_i)$ в (2), имеет три составляющие:

$$b_i(x_i) = b_{1i}(x_i) + b_{2i}(x_i) + b_{3i}(x_i),$$

$b_{1i}(x_i)$ — прижимающая константа силы тяжести (рис. 2) i -го звена,

$$b_{1i}(x_i) = b_1 P \sin \alpha(x_i), \quad (3)$$

обусловленная угловым положением ствола скважины;

$b_{2i}(x_i)$ — сжатие от упругого изгиба сегмента в местах значительной кривизны колонны;

$b_{3i}(x_i)$ — факторы пикового торможения, связанные с поперечными выпуклостями конструкции (буксы) и увеличенным ресурсом УЭЦН.

Рассмотрим одну из возможных схем формирования параметрических функций трения $b_{2i}(x_i)$. Согласно рис. 3 поперечные прогибы в местах повышенной кривизны колонны, заданных интервалами глубины $x \in [h_j - \Delta h_j, h_j]$, будем учитывать условной

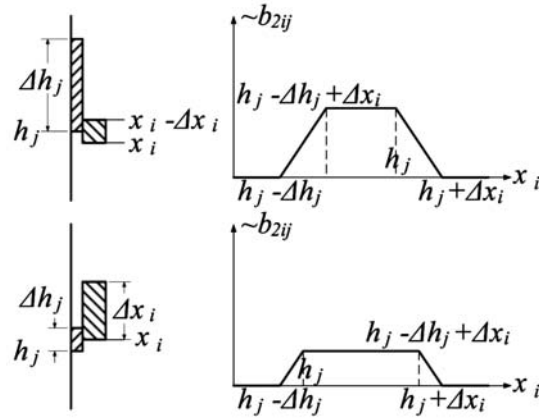


Рис. 3. Схема и графики пропорциональные функции трения

выпуклостью спрямленного обреза колонны, а зоны соприкосновения локальными выпуклостями сегментов НКТ отсчитанных от координаты x_i , т. е. интервалом $[x_i - \Delta x_i, x_i]$.

В названных предположениях, коэффициент трения, пропорциональный уровню перекрытия выделенных интервальных зон соответствует графикам, представленным на рис. 3, которые описываются формулой

$$b_{2ij} = (x_i - h_j + \Delta h_j)_+ - (x_i - h_j + \Delta h_j - \Delta x_i)_+ - (x_i - h_j)_+ + (x_i - h_j - \Delta x_i)_+. \quad (4)$$

Учет суммарных взаимодействий полного множества вычисляемых интервалов приведет к следующему результату:

$$b_{2i} = b_i \sum_j b^j \left[(x_i - h_j + \Delta h_j)_+ - (x_i - h_j + \Delta h_j - \Delta x_i)_+ - (x_i - h_j)_+ + (x_i - h_j - \Delta x_i)_+ \right], \quad (5)$$

где b_i — параметр, определенный степенью выпуклости i -го сегмента НКТ или b_n — увеличенным радиальным размером погружного двигателя; b^j — параметр пропорциональности степени кривизны колоны в интервале $[h_j - \Delta h_j, h_j]$.

В рамках соотношений (2) — (5) рассмотрим задачу оценки предельных растяжений звеньев подвески в условии стационарной системы подъема конструкции.

Пологая $\dot{x}_i(t) = v - \text{const}$, $\ddot{x}_i(t) = 0$, $i = \overline{1, n}$, приходим, на основании (2), к системе уравнений оценок предельных растяжений:

$$\left\{ \begin{array}{l} v(B + b_n(\bar{x}_n)) + k_n(\bar{x}_n - \bar{x}_{n-1} - l_n) = P_n \cos \alpha(\bar{x}_n), \\ v(B + b_{n-1}(\bar{x}_{n-1})) + k(\bar{x}_{n-1} - \bar{x}_{n-2} - l_{n-1}) - k_n(\bar{x}_n - \bar{x}_{n-1} - l_n) = \\ = P \cos \alpha(\bar{x}_{n-1}), \\ \dots \\ v(B + b_i(\bar{x}_i)) + k(2\bar{x}_i - \bar{x}_{i-1} - \bar{x}_{i+1}) = P \cos \alpha(\bar{x}_i), \\ \dots \\ v(B + b_1(\bar{x}_1)) + k(2\bar{x}_1 - \bar{x}_2 - \bar{x}_0) = P \cos \alpha(\bar{x}_1) \end{array} \right. \quad (6)$$

с параметрическими функциями сил трения

$$\begin{aligned} b_i(x_i) &= b_{1P} P \sin \alpha(x_i) + b_{2i}(x_i), \quad i = \overline{1, n-1}, \\ b_n(x_n) &= b_{nP} P \sin \alpha(x_n) + b_{2n}(x_n), \end{aligned} \quad (7)$$

где $b_{2i}(x_i)$, соответствуют выражению (5).

Запишем функцию b_{2ij} (4) в виде $b_{2ij} = \lambda_{ij} x_i + \beta_{ij}$, где

$$\langle \lambda_{ij}, \beta_{ij} \rangle = \left\{ \begin{array}{l} \langle 0, 0 \rangle, \text{ если } x_i \in [h_j - \Delta h_j, h_j + \Delta x_i], \\ \langle 1, h_j - \Delta h_j \rangle, \text{ если} \\ \left\{ \left(x_i \in [h_j - \Delta h_j, h_j - \Delta h_j + \Delta x_i] \right) \wedge (\Delta h_j > \Delta x_i) \right\} \vee \\ \vee \left\{ \left(x_i \in [h_j - \Delta h_j, h_j] \right) \wedge (\Delta h_j \leq \Delta x_i) \right\}, \\ \langle 0, \Delta x_i \rangle, \text{ если } \left(x_i \in [h_j - \Delta h_j + \Delta x_i, h_j] \right) \wedge (\Delta h_j > \Delta x_i), \\ \langle 0, \Delta h_j \rangle, \text{ если } \left(x_i \in [h_j, h_j - \Delta h_j + \Delta x_i] \right) \wedge (\Delta h_j \leq \Delta x_i), \\ \langle -1, h_j + \Delta x_i \rangle, \text{ если } \left\{ \left(x_i \in [h_j, h_j + \Delta x_i] \right) \wedge (\Delta h_j > \Delta x_i) \right\} \vee \\ \vee \left\{ \left(x_i \in [h_j - \Delta h_j + \Delta x_i, h_j + \Delta x_i] \right) \wedge (\Delta h_j \leq \Delta x_i) \right\}. \end{array} \right. \quad (8)$$

Подставляя (8) в (5) и (7), получаем

$$\begin{aligned} b_i(x_i) &= b_{1P}P \sin \alpha(x_i) + b_i(\lambda_i x_i + \beta_i), \\ b_n(x_n) &= b_{nP}P \sin \alpha(x_n) + b_n(\lambda_n x_n + \beta_n), \end{aligned} \quad (9)$$

$$\text{где } \lambda_i = \sum_j b_j \lambda_{ij}, \quad \beta_i = \sum_j b_j \beta_{ij}.$$

Вследствии (9) система (6) приобретает вид более удобный для итеративного расчета

$$\left\{ \begin{aligned} & (k_n + v b_n \lambda_n) x_n - k_n x_{n-1} + P_n (v b_{nP} \sin \alpha(x_n) - \cos \alpha(x_n)) = \\ & = k_n l_n - v (B + b_n \beta_n) - k_n x_n + (k_n + k + v b_{n-1} \lambda_{n-1}) x_{n-1} - \\ & - k x_{n-2} + P (v b_{1P} \sin \alpha(x_{n-1}) - \cos \alpha(x_{n-1})) = \\ & = k l - k_n l_n - v (B + b_{n-1} \beta_{n-1}), \\ & \dots \\ & - k x_{i+1} + (2k + v b_i \lambda_i) x_i - k x_i + P (v b_{1P} \sin \alpha(x_i) - \cos \alpha(x_i)) = \\ & = -v (B + b_i \beta_i), \\ & \dots \\ & - k x_2 + (2k + v b_1 \lambda_1) x_1 + P (v b_{1P} \sin \alpha(x_1) - \cos \alpha(x_1)) = \\ & = k x_0 - v (B + b_1 \beta_1). \end{aligned} \right. \quad (10)$$

Технология анализа предельных растяжений звеньев подвески на основе решения системы (10) сводится к построению n -слойных графиков поверхностей двумерных функций $e_i(v, x_0)$, на множестве значений v ,

$$\langle v, x_0 \rangle \in v = \{[0, v_+] \times [-x_\Sigma, 0]\},$$

где v_+ — максимально разрешенная по техническим условиям скорость подъема, x_Σ — максимальная суммарная длина растянутой подвески, равная координате низа ЭЦН, т. е. $x_\Sigma(v) = x_n(v) \geq \geq (n-1)l + l_n$.

Методика подбора оптимальной программы скоростного режима подъема при наличии графиков $e_i(v, x_0)$ и предельных уста-

вок растяжений e_{i+} ($e_i(v, x_0) \leq e_{i+}$, $i = \overline{1, n}$) состоит в построении функции предельно разрешенных скоростей подъема каждого сегмента на ... решения уравнений для предельных режимов, т. е.

$$v_i(x_0) = \arg\{e_i(v_i, x_0) = e_{i+}\}, i = \overline{1, n}.$$

В результате, оптимальный режима подъема определяется условием $v_*(x_0) = \min\{v_i(x_0), \dots, v_n(x_0), v_+\}$, что соответствует нижней границе семейства графиков $v_i(x_0)$ на интервале $x_0 \in [-x_n(v_n), 0]$.

Литература

1. *Мышкис А.Д.* Элементы теории математических моделей / А.Д. Мышкис. — 3-е изд., испр. — М.: КомКнига, 2007. — 192 с.
2. *Справочник нефтяника* / В.Н. Нюняйкин и др. — Уфа: Башкортостан, 2001. — 264 с.
3. *Филлипс Ч.* Системы управления с обратной связью / Ч. Филипс, Р. Харбор. — М.: Лаборатория базовых знаний, 2001 — 616 с.
4. *Циглер Ф.* Механика твердых тел и жидкостей: пер. с англ. / Ф. Циглер. — Ижевск: НИЦ «Регулярная и хаотическая динамика».

ГЕОЭКОЛОГИЯ И ГЕОЭКОНОМИКА

УДК 622.765:504.06

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ЭМИССИИ
ЭКОТОКСИКАНТОВ И ШЛАМОВ
КАЛИЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА В ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ**

А.Ю. Бабошко

История интенсивного внедрения флотации в практику обогащения калийных солей берет свое начало в середине XX века. За несколько десятилетий накоплен колоссальный опыт; гибкость технологии позволяет добиваться высокой экономической эффективности производства на самых разных сырьевых базах. Параллельно должно идти и экологическое сопровождение технологии. К настоящему времени во всем мире проведены многочисленные исследования и накоплен большой объем сведений о присутствии в отходах калийных предприятий токсичных микроэлементов и органических веществ. Все исследования однозначно указывают на то, что микропримесному загрязнению наиболее подвержены глинисто-солевые шламы. Появление этой информации привело к наложению ограничений на внедрение и без того немногочисленных способов их утилизации. Так, например, власти Великобритании ввели государственный запрет на сброс шламов в океан. Встал вопрос о безопасности применения шламов в производстве строительных материалов, медленнорастворимых гранулированных удобрений и пр. Но все же главные опасения связаны с сохранением качества природных сред в районах расположения шламохранилищ, что особенно актуально для территории Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС).

В наших предшествующих работах было показано, что опасность для окружающей среды представляет лишь геохимически подвижная доля поллютантов. Было установлено, что для разных веществ и элементов она составляет от 5 до 95 % валового содержания. Приводились факты изменения подвижности экотоксикантов при смене геохимической обстановки в техногенно-минеральных образованиях (ТМО) [1], которые часто не получали развернутого толкования механизмов их возникновения. Трансформация состава указанных ТМО и рассеяние поллютантов в геосистемы при хранении отходов свидетельствует об отсутствии термодинамического равновесия внутри этой системы, достижение которого означало бы прекращение эмиссии загряз-

няющих веществ в окружающую среду. Представляя собой мелкодисперсную гетерогенную систему, глинисто-солевой шлам обладает множеством различных свойств, изучение которых остается за рамками традиционных геохимических методов исследования, но сохраняет свою актуальность при экологической оценке. При исследовании указанного равновесия важны физико-химические свойства минералов твердой фазы, жидкой фазы, а также закономерности их взаимодействия между собой и реагентами, которые применяются на всех без исключения обогатительных фабриках. Литература по физико-химическим свойствам данных систем ограничивается материалами, посвященными совершенствованию обогащения руд. Используя накопленный материал о составе шламов и геохимическом поведении поллютантов в шламовых суспензиях, возможно экстраполировать эти закономерности и на процесс обращения с отходами.

Твердую фазу глинисто-солевой дисперсии составляет нерастворимый остаток сильвинитовой руды (н.о.), иногда с примесью переизмельченного галита и сильвина. Н.о. идентичен составу галопелитов ВКМКС и, по данным [2], представлен карбонатами (10 — 0 %), сульфатами (5 — 30 %), алюмосиликатами (42 — 51 %). Минеральный состав сульфатов — ангидрит, гипс; алюмосиликаты представлены преимущественно полевыми шпатами при подчиненных количествах гидрослюд и хлорита; среди карбонатов преобладает доломит. Кроме доломита установлены кальцит, магнезит. Н.о. состоит из агрегатов кристаллов указанных минералов размером 1 — 10 мкм.

Количество редких элементов в галопелитах контролируется терригенным глинистым материалом [3]. Это же вытекает из исследований многих геохимиков, обобщенных в сводке [4] и свидетельствующих о том, что глины и глинистые минералы являются основными носителями редких элементов в зоне гипергенеза. Значительное число исследователей показало возможность нахождения редких элементов в глинах в различных формах. Одни из них преимущественно входят в кристаллические решетки, изоморфно замещая калий, магний, алюминий, кремний (например литий и галлий). Другие элементы частично входят в структуру минерала и находятся в сорбированном состоянии в «межпакетном цементе», проявляя себя в разной степени как ионообменные компоненты (например Rb, Cs, Ta, Zr, V). Для некоторых элементов (Fe, Cu) вероятна ассоциация с глинами в виде гидроокислов вследствие совместного осаждения коллоид-

дальных частиц. Данные о количественном содержании микро-элементов в галопелитах и шламах приведены в [1]. В зависимости от формы нахождения элементов в матрице нерастворимого остатка, их переход в жидкую фазу осуществляется принципиально разными путями, но в любом случае для этого необходим контакт частиц н.о. с молекулами растворяющей дисперсионной среды.

Обесшламливание водорастворимых солей в отличие от нерастворимых минералов осуществляется в насыщенных солевых растворах. Характер взаимодействия поверхности шламовых минералов и их растворимость в значительной степени зависят от свойств полярных молекул воды. Благодаря сильному взаимодействию диполей воды с ионами решетки вода оказывает большое растворяющее действие на минералы, образуя в растворе ориентированную атмосферу вокруг них. С увеличением концентрации электролита в растворе искажается водная структура вследствие связывания и переориентации ее молекул. По мере увеличения концентрации соли увеличивается общее число связанных молекул воды и уменьшается кинетическая энергия их трансляционного движения. Чем больше энергия гидратации ионов электролитов, тем сильнее связь молекул воды в гидратных комплексах. В присутствии в растворах ионов с большей энергией гидратации, чем у ионов кристаллической решетки глинистых минералов, возникает переориентация водных молекул, т. е. их отрыв от прежде образовавшихся комплексов и притяжение к ионам с большей энергией гидратации. Таким образом, в высокоминерализованных растворах электролитов селективно ослабевает способность воды к разрушению ионных решеток некоторых минералов, а также к отрыву сорбированных элементов, удерживаемых на поверхности глин в качестве ионообменных компонентов. Изменение состава раствора вызывает постоянное плохо контролируемое нарушение равновесных условий выщелачивания экотоксикантов, о чем свидетельствует описанная в предыдущих работах неравномерность их растворения при многоступенчатой промывке водой.

Независимо от того, какой выбран способ обесшламливания руды — отстаивание или флотация, — частицы нерастворимого остатка предварительно подвергаются обязательной обработке полиакриламидным флокулянтom (ПАА). Шламoвая флотация до недавнего времени проводилась с обработкой суспензии собирателем — смесью оксигетилированных жирных кислот (ОЖК).

Сейчас на смену ему пришли высокоокисиэтилированные фенолы и амины, однако принцип их действия остался неизменным. Часто остаточное присутствие шламов депрессируется органическими реагентами-модификаторами — полимерами и полиэлектролитами, молекулы которых содержат большое число гидрофильных функциональных групп (гидроксильных, карбоксильных, аминных, иминных и др.). На фабриках ВКМКС нашли применение сульфитспиртовая барда и уже упомянутый ПАА.

Такой коктейль реагентов, характеризующихся обилием различных функциональных групп, обеспечивает их активное взаимодействие с развитой поверхностью глинисто-карбонатных примесей, с жидкой фазой и друг с другом за счет образования водородных связей и электростатического взаимодействия [5]. В результате образуются крупные флоккулы, удельная поверхность глинистых шламов существенно сокращается, а преобладающая часть активных центров на поверхности глинистых частиц оказывается скрыта внутри флоккул и недоступна для молекул дисперсионной среды. Покрывающие их адсорбционные защитные пленки из реагентов дополнительно затрудняют диффузию молекул растворителя к поверхности флоккул глинисто-карбонатных частиц. Следует особо подчеркнуть, что взаимодействие реагентов с твердой фазой невалентно и не образует новых химических соединений. Энергия водородных и электростатических связей в таких комплексах слабее ионной и ковалентной, но имеет другую природу, а значит, их растворение подчиняется более физическим, нежели химическим законам.

В таких условиях отрыв молекулы ПАВ от твердой частицы возможно инициировать не увеличением агрессивности растворителя, а посредством физического воздействия — ультразвукового, механического, теплового. И действительно, многими авторами отмечается низкая прочность образовавшихся флоккул, которые разрушаются при перемешивании, сгущении шламов и транспортировке по трубопроводам. Однако разрушения комплекса частицы с ПАВ и выброса последнего в раствор все-таки не происходит. Дело в том, что многие реагенты-модификаторы и, в частности, полиакриламидный флокулянт относятся к высокомолекулярным органическим защитным реагентам-полиэлектролитам, которые отличаются высокой гибкостью их углеводородных цепочек. Поэтому одновременно с разрушением флоккул и мгновенно после прекращения механического воздействия свободные сегменты макромолекул ПАА адсорбиру-

ются на тех же твердых частицах, обволакивая их и приводя к полному необратимому закреплению преобладающей части их функциональных групп на поверхности глинистых частиц. В сгущенной шламовой суспензии вновь появляются комплексы частица н.о. — реагенты, но уже надежно защищенные адсорбционным слоем полиэлектролита. Более того, как показано в [6], при хранении они легко образуют коагуляционные структуры — пространственные сетки с повышенными механическими характеристиками, которые объясняют медленное уплотнение суспензий на шламохранилищах, замедляя формирование плотных малофильтруемых экранов на основе глинистых шламов.

Принимаем во внимание сложный состав промышленных ПАВов, которые состоят из большого числа фракций различного химического состава, а также специфичность их связи с частицами н.о., которая не изменяет химической структуры реагентов, допускаем, что не исключено их взаимодействие, окисление, преобразование прямо в адсорбционном слое. Образующиеся при этом новые соединения легче переходят в дисперсионную среду, формируя сложный органический рисунок, который ранее описан в [7] и других исследованиях лаборатории ГГР Горного института УрО РАН.

Литература

1. Бачурин Б.А. Эколого-геохимическая характеристика отходов калийного производства / Б.А. Бачурин, А.Ю. Бабоско // Горный журнал. — 2008. — № 10.
2. Изучение минерального состава нерастворимого остатка в руде и технологических продуктах фабрик ПО «Уралкалий». Отчет о НИР (заключительный) / Рук. Г.П. Барсан, М.Г. Валяшко, Н.Н. Тетерина. — М.; Пермь, 1976.
3. Бойко Г.Ф. Редкие элементы в галогенных формациях / Г.Ф. Бойко. — М.: Наука, 1973.
4. Turekian K.K. Distribution of the Elements in Some Major Unites of the Earth Crust / K.K. Turekian, K.H. Wedepohl // U.S. Geol. Soc. Bull. — 1961. — V. 72. — No 2.
5. Физикохимия селективной флотации калийных солей / Х.М. Александрович и др. — Минск: Наука и техника, 1983.
6. Ребиндер П.А. Структурообразование и самопроизвольное диспергирование в суспензиях / П.А. Ребиндер // Труды III Всесоюз. конф. по коллоидной химии. — Минск, 1956.
7. Бачурин Б.А. Органические вещества в составе техногенно-минеральных образований калийного производства / Б.А. Бачурин, А.Ю. Бабоско, Т.А. Одинцова // Проблемы минералогии, петрографии и металлогении: сб. науч. статей (научных чтений памяти П.Н. Чирвинского) / Пермский ун-т. — Вып. 9. — Пермь, 2006. — С. 331 — 336.

УДК 621.644.8:556.388:504.06

**МОНИТОРИНГ ПОДЗЕМНЫХ ВОД
НА ТЕРРИТОРИИ ОАО «УФИМСКИЙ
НЕФТЕПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИЙ ЗАВОД»**

Д.Р. Бикметов

Важнейшая проблема современности — обеспечение рационального природопользования, для чего необходим экологический мониторинг, т. е. система наблюдений за изменением природной среды под воздействием естественных и техногенных факторов, направленная на управление природными ресурсами.

Углеводородное загрязнение подземных вод имеет широкое распространение во всем мире. В России проблема загрязнения почв и водоносных горизонтов в результате утечек из поверхностных и подземных хранилищ, развития различных нефтеперерабатывающих производств, потерь нефти при добыче и транспортировке приобрела катастрофический характер.

Подземная гидросфера представляет собой наиболее динамичную составляющую геологической среды, которая в условиях интенсивного хозяйственного освоения территории Республики Башкортостан является индикатором экологического состояния. Подземные воды обладают особой «чувствительностью» к любым техногенным воздействиям, а изменения в режиме и качественном состоянии подземных вод приводят к изменениям различных компонентов природной среды. В настоящее время укоренилось понятие «геологическая среда как часть природной среды». Она включает горные породы ниже почвенного слоя, циркулирующие в них флюиды и связанные с горными породами и флюидами физические поля и геологические процессы.

Территория Уфимского нефтеперерабатывающего завода (УНПЗ) расположена в северной промышленной зоне г. Уфы в пределах водораздельного пространства между реками Белая — Шугуровка, а также правого склона долины р. Белой. Рельеф водораздельной поверхности с абсолютной отметкой до 185 м ровный, имеет слабый уклон в юго-западном, южном и юго-восточном направлениях. В геологическом строении территории завода принимают участие нижнепермские отложения кунгурского яруса, верхнепермские отложения уфимского яруса, на которых с размывом залегают неогеновые отложения общесыртовой свиты, четвертичные аллювиальные отложения и делювиаль-

ные отложения; на застроенных и спланированных участках распространены техногенные отложения.

Подземные воды в той или иной части содержатся в разрезе всех стратиграфических подразделений, распространенных на территории: водоносный четвертичный аллювиальный горизонт; водоносный верхнеплиоценово-четвертичный горизонт; водоупорный локально водоносный акчагыльский горизонт; водоносный уфимский комплекс; водоносный кунгурский горизонт.

Водоносный четвертичный аллювиальный горизонт выделен в разрезе аллювиального комплекса отложений, развитых в пределах террас долины р. Белой. Подземные воды содержатся в песках, супесях и, частично, в суглинках и имеют единую гидравлическую поверхность, расположенную на уровне р. Белой, с которой воды гидравлически взаимосвязаны. Данное обстоятельство обуславливает резкие колебания уровня вод в весенний период, когда уровень р. Белой резко поднимется в половодье, участками затапливая надпойменные террасы; мощность водоносных пород достигает 8,8 м; коэффициент фильтрации песков 6,38 м/сут [1].

Водоносный верхнеплиоценово-четвертичный водоносный горизонт выделен в разрезе общесыртовой свиты и делювиальных четвертичных отложений. Он распространен повсеместно на водораздельной поверхности и, частично, на склоне долины р. Белой, где мощность отложений обычно превышает 5 м, водоупором являются подстилающие глины акчагыльского или уфимского ярусов. Коэффициент фильтрации 0,256 м/сут.

Водоупорный локально водоносный акчагыльский горизонт. Водоупорные глины акчагыльского яруса залегают под покровом глинисто-суглинистых верхнеплиоценово-четвертичных отложений. Водоупорность глин акчагыльского яруса определяется их пластичностью и плотностью.

Водоносный уфимский комплекс развит повсеместно на участке и в районе УНПЗ. Пестрота литологического состава пород предопределяет возможность наличия многочисленных локально распространенных водоносных слоев, прежде всего известняков и в меньшей мере песчаников, залегающих среди водоупорных слоев глин и мергелей.

Водоносный кунгурский горизонт. Подземные воды в трещиноватой зоне гипсов распространены повсеместно; имеют минерализацию около 2,5 г/л, жесткость 28 — 32 мг-экв/л, состав сульфатный кальциевый [1].

С началом нефтепереработки на территории завода началось постепенное загрязнение нефтепродуктами, фенолами, аммиаком,

хлоридами и сульфатами поверхности земли, временных поверхностных водотоков, отводящих дождевые и талые воды с промышленных площадок завода по понижениям и оврагам в западном направлении к р. Белой и в восточном — к р. Шугуровке. Загрязнители просачиваются через почвогрунты, достигают уровня подземных вод, накапливаются выше уровня вод в виде пленки или плавающих на поверхности вод слоев различной толщины.

Источниками загрязнений являются утечки воды и нефтепродуктов из многочисленных наземных и подземных коммуникаций, резервуаров с нефтью и нефтепродуктами, накопители сточных вод, а также заброшенные нефтепродуктопроводы, из которых неполностью извлечены перекачивавшиеся по ним продукты.

Особое место в накоплении загрязнений отводится насыпным хорошо проницаемым и впитывающим нефтепродукты грунтам.

Суглинки водопроницаемы в основном на 3 — 5 м ниже их поверхности, а ниже практически непроницаемы. В связи с этим проникновение загрязнений в подземные воды уфимского яруса невозможно (только при бурении скважин).

Система локального мониторинга ориентирована на информационную поддержку решения комплекса задач в рамках производственного экологического контроля предприятия. К ним относятся:

- предотвращение загрязнения недр и связанных с ним неблагоприятных последствий для производства;
- повышение уровня экологической безопасности производственной деятельности в результате учета неблагоприятных последствий изменения недр;
- рациональное планирование и регулирование недропользования в рамках освоения и использования подземного пространства территории в процессе развития предприятия.

С учетом особенностей сформулированных задач система локального мониторинга недр и подземных вод создается по ГОСТ Р 22.101 — 95 («Мониторинг и прогнозирование. Основные положения»). Она включает в себя подсистемы наблюдений за состоянием недр, накопления и обработки данных наблюдений, прогнозирования изменения недр; во взаимосвязи они обеспечивают получение необходимой информации путем:

- контроля динамики загрязнения недр на основе регулярных измерений, проводимых на пунктах созданной специализированной сети наблюдений;

- компьютерной обработки данных об изменениях геологической среды, получаемых в результате измерений и проведения инженерно-геологических изысканий;
- моделирования процессов, протекающих в геологической среде, с целью профилактики неблагоприятных последствий их проявления.

Подсистема наблюдений за состоянием недр состоит из сети одиночных и парных наблюдательных скважин, расположенных на территории предприятия с учетом особенностей потока грунтовых вод и расположения потенциальных источников загрязнения геологической среды. Наблюдательные скважины предназначены для измерения положения уровней грунтовых вод и их температуры; контроля за появлением слоя свободных нефтепродуктов на поверхности грунтовых вод; отбора проб для оценки меры и особенностей загрязнения недр растворенными и свободными нефтепродуктами; измерения концентрации углеводородных паров и газов в зоне аэрации (в интервале между поверхностью земли и грунтовыми водами). Измерения осуществляются переносными приборами, обеспечивающими удовлетворительную точность измерений. Накопление и обработка данных, получаемых как по результатам наблюдений, так и по результатам инженерно-геологических изысканий, осуществляется на основе компьютерной технологии. В системе, помимо данных современных наблюдений, аккумулированы результаты инженерно-геологических изысканий, неоднократно проводившихся на территории завода.

Объективная оценка состояния загрязняемых подземных вод требует непрерывного наблюдения в определенных точках, на основании данных по которым возможен анализ существующей картины загрязнения и прогноз ее изменения [2]. Для системных наблюдений за состоянием грунтовых вод используются сохранившиеся скважины, все они требуют чистки для удаления скопившихся илистых частиц и ремонта надустьевых частей фильтровых колонн, имеющих изгибы. Дополнительно к имеющимся необходимо пробурить наблюдательную скважину на правом берегу р. Белой у нижнего по течению реки окончания нижнего дренажного сооружения для контроля состояния подземных вод ниже по их потоку от дренажных сооружений. Наблюдательные скважины предусматриваются также рядом с бывшими скважинами для контроля состояния грунтовых вод в зоне их максимального загрязнения. Скважины предусматриваются в 10 м выше и ниже по потоку грунтовых вод относительно действующего Шугуровского дренажного сооруже-

ния для выяснения эффективности влияния этого сооружения на очистку грунтовых вод от нефтепродуктов.

Оценка состояния поверхностных вод ручьев, которые образуются за счет разгрузки подземных вод на склоне долины р. Белой и атмосферных осадков, предусматривается путем отбора проб в устье ручьев на участке расположения дренажных сооружений на правом берегу реки.

Согласно санитарным правилам (СП 2.1.5.1059-01), введенным в действие с 1 октября 2001 г., намечен ежемесячный отбор проб воды из скважин и поверхностных водоемов для определения нефтепродуктов, фенолов, СПАВ, свинца, хлоридов, сульфатов, ХПК, формальдегида, аммония, нитратов, этилбензола, ксилола. Перед отбором проб из скважин в них замеряется уровень. При наличии над слоем воды нефтепродуктов определяется глубина уровня нефтепродуктов и воды с помощью электроуровнемера. Затем отбираются пробы воды с помощью пробоотборника без прокачки скважины, производится прокачка скважин с извлечением трех столбов содержащейся жидкости с записью о наличии в ней нефтепродуктов и характере их присутствия. После восстановления уровня воды производится повторный отбор проб с той же глубины, что и до откачки для сравнения результатов анализов проб.

Совокупность данных по анализам проб воды из скважин позволит объективно определить тенденцию изменения состояния вод по ингредиентам, требуемым СП 2.1.5.1059-01.

Создание и ввод в эксплуатацию системы локального мониторинга геологической среды в рамках производственного экологического контроля ОАО «Уфимский НПЗ» позволит обеспечить выполнение требований Федерального закона «Об охране окружающей среды» от 10.01.2002 г. и предоставление сведений о состоянии недр в органы, осуществляющие государственный экологический контроль. Реализация проекта позволит также понизить уровень экологической опасности (в частности взрыво- и пожароопасности), связанной с загрязнением недр территории завода нефтепродуктами, усилить контроль потерь продукции, своевременно принимать технологические меры по предотвращению поступления нефтепродуктов в недра.

Литература

1. *Абдрахманов Р.Ф.* Гидрогеоэкология Башкортостана / Р.Ф. Абдрахманов. — Уфа: Информреклама, 2005. — 344 с.
2. *Бочевер Ф.М.* Гидрогеологическое обоснование защиты подземных вод и водозаборов от загрязнений / Ф.М. Бочевер, А.Е. Орадовская. — М.: Недра, 1972. — 128 с.

УДК 621.644.8:504.06

**ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО ВАРИАНТА УТИЛИЗАЦИИ
ПОПУТНОГО НЕФТЯНОГО ГАЗА
(НА ПРИМЕРЕ ОАО «БЕЛКАМНЕФТЬ»)**

А.В. Бякова, О.С. Юдина, С.Ю. Борхович

Ратификация Киотского протокола Россией в 2004 г. и его вступление в силу в 2005 г. стали официальным поворотом к мировому курсу на снижение выбросов парниковых газов и повышение энергоэффективности экономики. Так, ориентируясь на статью 2 Киотского протокола, Правительство РФ выпустило Постановление № 7 от 08.01.2009 г. «О мерах по стимулированию сокращения загрязнения атмосферного воздуха продуктами сжигания попутного нефтяного газа на факельных установках», согласно которому показатель сжигания попутного нефтяного газа (ПНГ) на факельных установках на 2012-й и последующие годы не должен превышать 5 % объема добытого попутного нефтяного газа.

Применяющиеся методы утилизации попутного газа можно разделить на две группы: энергетическое использование (для выработки энергии) и нефтехимическое использование (переработка). Выбор конкретного варианта зависит от характеристик объекта нефтедобычи: компонентного состава попутного газа, его количества, систем сбора и транспорта, — которые служат основой для расчета экономической эффективности.

Добывающие компании в Удмуртской республике сталкиваются с двумя основными проблемами при утилизации попутного газа: низким качеством попутного газа с удельной долей азота 60 %, а по некоторым месторождениям — до 90 %; сложностью учета и утилизации на малых месторождениях. Целью данной работы является рассмотрение различных вариантов утилизации ПНГ на Вятской площади Арланского месторождения и выбор оптимального варианта его использования, а также расчет экономической эффективности и срока окупаемости выбранного варианта (при рассматриваемом сроке реализации выбранного проекта 15 лет).

Производственная база «Вятка» — это единый комплекс, на котором осуществляется подготовка нефти с восемью близлежащих месторождений: Арланского, Орешниковского, Западно-Ежовского, Окуневского, Западно-Ельниковского, Русиновско-

го, Пограничного, Новоселкинского. Попутный газ отделяется от нефти при прохождении ею трех ступеней очистки: на первой ступени сепарации, после прохождения газосепаратора, от нефти отделяется около 70 % содержащегося в ней газа; на второй ступени, в КСУ, — 14 % и, наконец, на третьей ступени, в РВС, еще 12 %. Компонентный состав газа различен на каждой стадии: после первой ступени в смеси газов доминирует азот, на третьей ступени выходят практически только пропан и бутан. Полезно используется только газ с первой ступени сепарации: из газосепаратора он направляется на газоочистку, откуда следует на котельную, использующуюся для централизованного теплоснабжения производственной базы, и по газопроводу через Каму — на УКПН «Ашит», на пункт подогрева нефти. Всего ежегодно используется 17 — 20 млн. м³ газа при общем его объеме 30 — 33 млн. м³. Остальная часть сжигается на трех факелах или рассеивается в атмосферу.

Рассматриваемый проект состоит из трех частей. Первая часть проекта осуществляется на первой стадии сепарации и включает в себя строительство установки ГИТ-450 и электростанции. На этой стадии используется газ со значительной долей азота, поэтому для поддержания горения его смешивают с дизельным топливом или нефтью. Вторая часть предполагает присоединение КСУ к установке, построенной в первой части проекта. Компонентный состав газа позволяет ориентировать эту часть в основном на выпуск ШФЛУ. Третья часть включает в себя строительство ГИТ-450 в непосредственной близости от УКПН «Ашит» и также ориентируется на ШФЛУ.

Все капитальные вложения будут осуществляться ООО «Газинтек» — производителем данного оборудования. Договор закрепляет за ОАО «Белкамнефть» обязанность продавать попутный газ ООО «Газинтек» и покупать электроэнергию и ШФЛУ. ООО «Газинтек» обязуется обслуживать и ремонтировать установку и электростанцию, держать ее на своем балансе, вести учет амортизационных отчислений, платить в бюджет налог на имущество. По истечении срока реализации проекта возможен выход инвестора из проекта с продажей оборудования ОАО «Белкамнефть».

Строительство газовой электростанции позволит обеспечивать производственную базу «Вятка» электроэнергией по ценам до 3 % ниже рыночных; ШФЛУ, вырабатываемый на установке ГИТ-450, может быть использован в качестве топлива для авто-

Таблица 1

Структура капитальных вложений по проектам

Статья расхода	Базовый вариант (№ 1)		ООО «Газинтек» (№ 2)		Котельная + + АБЗ (№ 3)		Строительство газопровода (№ 4)	
	тыс. руб.	%	тыс. руб.	%	тыс. руб.	%	тыс. руб.	%
Предпроектные и проектные работы	0	0,00	8,757	1,84	10,00	5,24	9,50	5,26
Строительство	0	0,00	82,4	17,33	50,09	26,27	43,60	24,14
Стоимость установки	11	54,68	372,4	78,31	124,04	65,04	120,07	66,48
Монтаж	0	0,00	7,6	1,60	3,97	2,08	4,18	2,31
Прочее	0	0,00	1,9	0,40	0	0,00	0,00	0,00
Эксплуатационные затраты	9,4	45,32	2,5	0,53	2,60	1,36	3,27	1,81
Итого	20,4	100,00	475,557	100,00	190,70	89,00	180,62	100,00

транспорта ОАО «Белкамнефть». Общество также получит возможность реализовывать попутный газ и тем самым достичь 92 % его использования (8 % составляют потери). В перспективе возможны дополнительные поступления денежных средств из вновь создаваемых углеродных фондов за снижение углекислого газа в атмосфере в результате осуществления энергоэффективного проекта (в соответствии с Киотским протоколом). Размер поступлений будет рассчитываться как количество сокращенных выбросов CO₂ (в тоннах), умноженное на размер выплат за 1 т (около 10 дол.).

В качестве альтернативных вариантов утилизации попутного газа рассматривались: базовый вариант, не предусматривающий капитальных вложений; реконструкция котельной и строительство ТЭЦ за счет собственных средств; строительство газопровода до Ишимбайского НПЗ (проектная длина газопровода 22 км). Оценка капитальных вложений (табл. 1) и эксплуатационных затрат проектов проводилась на основании смет затрат на строительные и монтажные работы, предоставляемые подрядчиками, прейскурантов на оборудование и материалы. Наибольшие капитальные вложения соответствуют совместному проекту с ООО «Газинтек», однако следует напомнить, что финансирование этого проекта будет осуществляться партнером, в отличие от проектов № 3 и 4, требующих значительных капитальных вложений со стороны ОАО «Белкамнефть».

Для оценки денежных потоков по каждому проекту использовался показатель чистого дисконтированного дохода, рассчитывающийся по формуле [1]

$$NPV = \sum_{t=1}^T \frac{\Pi_t + A_t - K_t}{(1 + E_n)^{t-t_p}},$$

где NPV — дисконтированный поток денежной наличности; Π_t — прибыль от реализации продукции в t -м году; A_t — амортизационные отчисления в t -м году; K_t — капитальные вложения в t -м году; E_n — норма дисконтирования; T — расчетный период оценки; t — текущий год.

Проект по сооружению газопровода и проект без капитальных вложений не показали положительного значения NPV даже при нулевой ставке дисконтирования, так как выручка не покрывает эксплуатационные затраты. Следовательно, выбор будет осуществляться между проектами № 2 и 3.

Так как совместный проект с ООО «Газинтек» состоит из трех частей, каждая из которых может быть реализована самостоятельно, по каждой из них для более точного определения эффективности, кроме показателя NPV , рассчитывались показатели IRR и PI по формулам [1], приводим ниже. Эти же показатели были рассчитаны и для проекта по сооружению ТЭЦ (табл. 2).

$$PI = \frac{\sum_{t=1}^T (\Pi_t + A_t) / (1 + E_n)^{t-t_p}}{\sum_{t=1}^T K_t / (1 + E_n)^{t-t_p}}, \quad \sum_{t=1}^T \frac{\Pi_t + A_t - K_t}{(1 + IRR)^{t-t_p}} = 0,$$

где PI — индекс доходности; IRR — внутренняя норма возврата капитальных вложений; Π_t — прибыль от реализации продукции в t -м году; A_t — амортизационные отчисления в t -м году; K_t — капитальные вложения в t -м году; E_n — норма дисконтирования; T — расчетный период оценки.

В качестве варианта, рекомендуемого к реализации, возможно принять любую из семи комбинаций частей совместного проекта с ООО «Газинтек» — по числу всех возможных комбинаций его частей, а также восьмой вариант, предусматривающий строительство ТЭЦ. Задача выбора оптимального проекта среди восьми вариантов решается с использованием принципа эффективности по Парето [2]. В качестве заинтересованных сто-

Таблица 2

Расчеты по проектам

Показатель	Базовый вариант	ООО «Газинтек»			ТЭЦ	Строительство газопровода
		1	2	3		
$NPV_{\text{накопл}}$, тыс. руб.	–82524	–8005,4	12832,9	4651,1	9615,3	–138920,5
$NPV_{\text{накопл}}$ при $E = 0$, тыс. руб.	–142983	403344,3	84576,5	59290,5	208575,8	–156046,1
Капитальные вложения, тыс. руб.	0	330800,8	45793,2	41250,8	215882	115674
Эксплуатационные затраты (в год), тыс. руб.	14298,3	50945	10900	10517	21998	18351,8
Срок окупаемости, год		16,5	9	12	13,5	
PI		0,976	1,322	1,130	1,045	0,025
IRR , %		14,377	23,344	18,337	16,523	
Доля утилизации ПГ, %	0	68,0	12,5	11,5	50	92

рон выбраны государство, ООО «Газинтек» и ОАО «Белкамнефть». Из всех возможных критериев выбраны один качественный — доля утилизации попутного газа и один количественный — накопленное значение дисконтированного денежного потока. Рассматриваемые варианты отмечены на рис. 1 как точки пересечения соответствующей координаты $NPV_{\text{накопл}}$ и доли утилизации ПГ.

Для ООО «Газинтек» наиболее эффективными будут проекты, приносящие максимум прибыли. Таким образом, ограничивается область с проектами, обладающими положительным значением NPV , кроме проекта ТЭЦ, осуществляемого без участия данной организации.

ОАО «Белкамнефть» также отдает приоритет прибыли: в область попадают проекты со значительной долей утилизации попутного газа, продаваемого ООО «Газинтек», и проект ТЭЦ, приносящий отдачу на собственный капитал. Для государства как участника Киотского протокола будут эффективны проекты, обеспечивающие максимальную степень утилизации попутного газа.

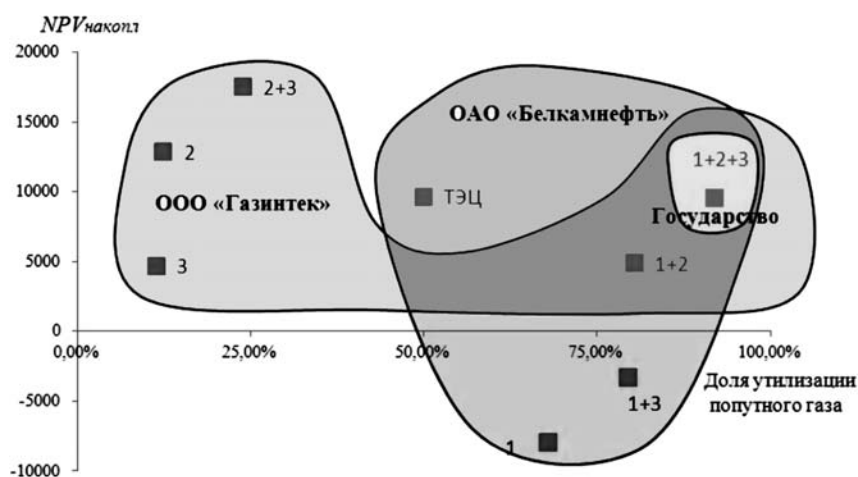


Рис. 1. Выбор оптимального варианта по принципу эффективности по Парето

Эффективным по Парето будет решение, попавшее во все три обозначенные области; на рис. 1 это решение, включающее в себя все три части совместного проекта с ООО «Газинтек», т. е. строительство на производственной базе «Вятка» ОАО «Белкамнефть» двух установок ГИТ-450 и электростанции.

Для выбранного проекта был проведен анализ чувствительности методом «Spider Graph» [4] с целью сравнительного анализа влияния различных факторов инвестиционного проекта на ключевой показатель эффективности проекта — чистый дисконтированный доход. В качестве влияющих факторов были выбраны следующие: объем капитальных вложений; средняя стоимость 1 кВт·ч электроэнергии; объем добычи попутного газа; цена реализации дизельного топлива. Каждый фактор изменялся в диапазоне 90 — 110 %, оценивалось его влияние на итоговый результат.

Построенный график чувствительности для всех неопределенных факторов (рис. 2) показал, что наибольшее влияние на доходность проекта оказывают изменение уровня капитальных вложений и добычи попутного газа. Поэтому для успешной реализации проекта инвестору необходимо обеспечивать стабильность этих показателей: не допускать изменения капитальных вложений на каждом временном отрезке, по необходимости проводить мероприятия по повышению нефтеотдачи, сокращать потери попутного газа в процессе сепарации.

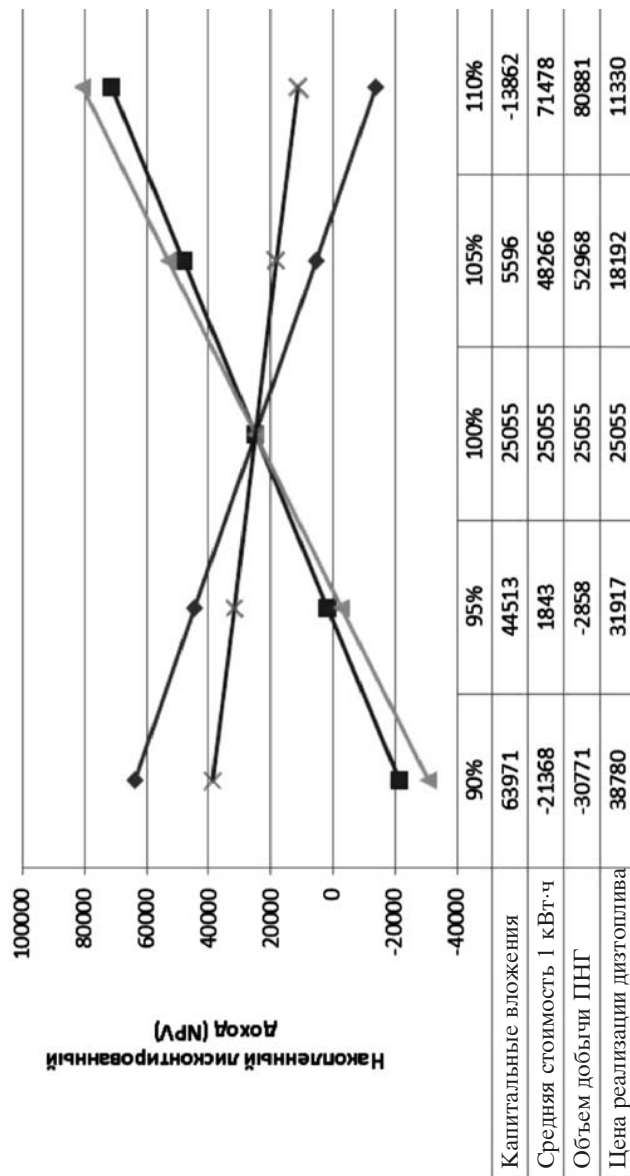


Рис. 2. График чувствительности проекта к изменениям неопределенных факторов

Выбор данного проекта среди всех представленных свидетельствует о большом потенциале решения проблемы попутного газа с помощью сторонних организаций. Сотрудничество компаний в сфере утилизации попутного газа позволит разделить риски и добиться более высокого общего результата, в том числе за счет разделения труда. Проект, наиболее эффективный для общества в целом, будет эффективным по Парето, компромиссом между интересами добывающей, сервисной компаний и государства при условии, что государство как третье заинтересованное лицо ясно обозначает свою позицию в качестве участника Киотского протокола.

Литература

1. *Староверова Г.С.* Экономическая оценка инвестиций: учебное пособие / Г.С. Староверова, А.Ю. Медведев, И.В. Сорокина. — М.: КНОРУС, 2006. — 312 с.
2. *Роузен Х.* Микроэкономика / Х. Розен, М. Кац. — М.: Новое знание, 2004. — 828 с.
3. *Головкин Н.Н.* Анализ экономической эффективности строительства мини-тэц с учетом возможностей Киотского протокола / Н.Н. Головкин // Экономический анализ: теория и практики. — 2010. — № 22 (187).
4. *Савчук В.П.* Оценка эффективности инвестиционных проектов / В.П. Савчук. — М., 2002. — 354 с.

УДК 622.271.45: 622.807

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ПЫЛЕВОЙ НАГРУЗКИ ГОРНОРАБОЧИХ КАРЬЕРОВ

С.Г. Гендлер, С.В. Ковшов, В.С. Кузнецов

При разработке месторождений открытым способом происходит формирование внешних отвалов, располагающихся за контуром карьеров. На карьерах строительных материалов внешний отвал обычно имеет следующие параметры: высота 10 — 20 м, ширина 50 — 100 м, длина 400 — 500 м, площадь пылящей поверхности 2 — 5 га.

Анализ имеющихся в научной литературе данных и результатов собственных исследований на Алексеевском карьере строительных материалов в Мордовии подтверждает, что внешние отвалы являются крупными источниками пылевыведения, обу-

славливающими во многом фоновую концентрацию пыли на рабочих местах. Концентрация пыли от местных источников прибавляется к фоновой концентрации, что и формирует суммарную пылевую нагрузку на горнорабочих.

Основной целью нашей работы являлась оценка доли фоновой концентрации пыли, создаваемой аэротехногенным воздействием внешних отвалов, в суммарной пылевой нагрузке на рабочих местах. Для реализации поставленной цели были использованы как данные моделирования рассеивания пыли, так и результаты натурных измерений. Расчетный анализ был осуществлен для условий Алексеевского карьера строительных материалов, расположенного в зоне умеренно континентального климата, где господствуют ветры западного и юго-западного направлений (75 %), средняя скорость которых находится в диапазоне 1 — 3 м/с. Как показали натурные исследования, внешний отвал Алексеевского карьера является источником неорганической пыли с содержанием $\text{SiO}_2 < 20 \%$.

Аэротехногенное влияние отвала на рабочее пространство карьера изучалось с помощью программного пакета «Эколог». Внешний отвал моделировался площадным источником пыли, расположенным на высоте, равной максимальной глубине карьера. В качестве исходных данных принимались геометрические параметры отвала (длина, ширина, высота, занимаемая площадь), вид пылящего вещества и его гранулометрический состав, а также метеорологические параметры района расположения карьера (скорость и направление ветра, время года и др.).

В результате вычислений была построена карта рассеивания неорганической пыли (рис. 1), а также получена зависимость концентрации пыли в рабочем пространстве карьера от расстояния до отвала и скорости и направления ветра (рис. 2). При скорости западного (юго-западного) ветра 1 — 3 м/с максимальная запыленность приходится на рабочие места, находящиеся на II уступе левого рабочего борта карьера и на его подошве, где превышение концентрации пыли составляет 3 — 4 нормы ПДК (для рабочих мест карьеров норма ПДК по неорганической пыли с содержанием $\text{SiO}_2 < 20 \%$ составляет 4 г/м).

Если за $C_{п.к}$ принять среднесменную концентрацию пыли в воздухе рабочей зоны, то при фиксированном расположении

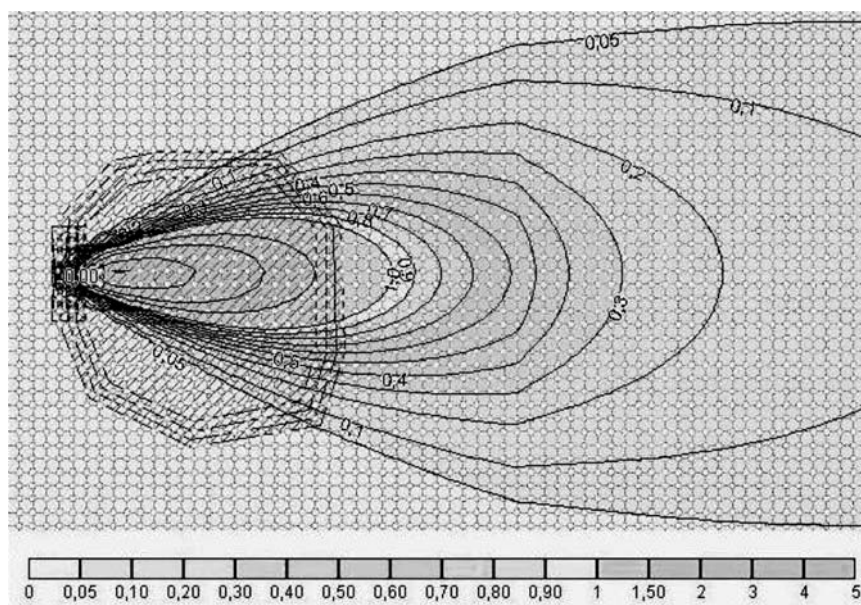


Рис. 1. Карта рассеивания неорганической пыли на Алексеевском карьере

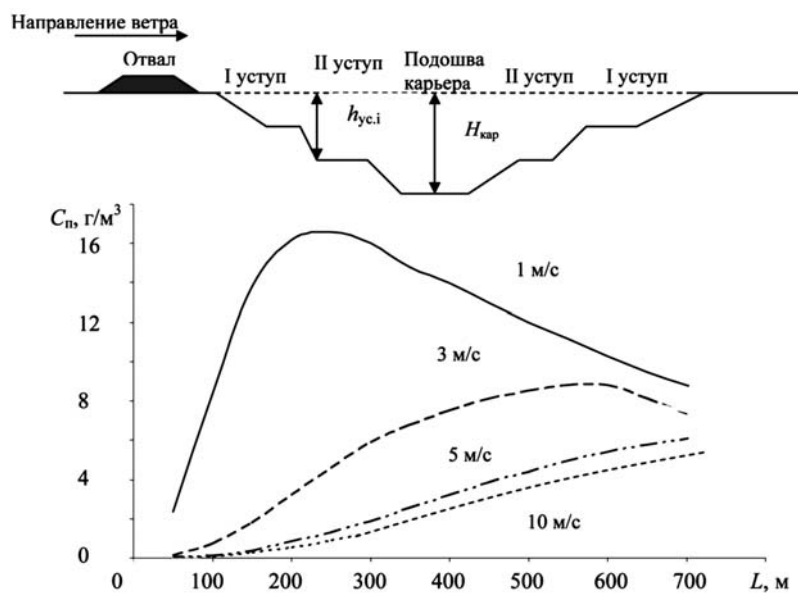


Рис. 2. Зависимость концентрации пыли в рабочем пространстве карьера от расстояния до отвала и скорости ветра

отвалов, их геометрических параметрах и заданных свойствах пород средняя за календарный год концентрация пыли будет

$$C_{\text{ср.г.п}} = \sum_i \sum_j C_{\text{п.к}} \alpha_i \beta_j. \quad (1)$$

Фоновая концентрация пыли принимается в качестве начальной при наличии других источников пыли, связанных с производственными процессами.

В условиях Алексеевского карьера на II уступе его левого рабочего борта и на подошве расположен ряд точечных, линейных и площадных источников пылеобразования, также формирующих суммарную пылевую нагрузку. К их числу относятся буровзрывные и выемочно-погрузочные работы, дороги, внутренние отвалы.

Для определения доли фоновой концентрации пыли в суммарном ее показателе на соответствующих зонах рабочего пространства с помощью устройства для измерения концентрации пыли в воздухе «Экотрон» были определены основные параметры местных источников пылеобразования (см. таблицу) [1].

Выбросы неорганической пыли по технологическим процессам

Геометрические параметры источника выброса		Аэродинамические параметры источника выброса		Количество неорганической пыли, выбрасываемой в атмосферу, т/год	Средняя концентрация пыли в радиусе 50 м от источника, г/м³
Высота выброса, м	Диаметр струи, м	Скорость, м/с	Объемный расход, м³/с		
Взрывные работы на карьере					
180,0	10,00	10,00	6310,00	62,10	31,0
Выемочно-погрузочные работы на карьере					
5,0	2,00	1,00	2,00	5,62	37,5
Буровые работы на карьере					
5,0	2,00	1,00	2,00	4,56	33,0
Дороги карьера					
5,0	2,00	1,00	2,00	3,78	29,5
Стационарные источники на карьере (внутренние отвалы и др.)					
2,5	1,00	1,00	1,00	8,10	28,5

Для определения доли фоновой концентрации пыли α , ее величина была отнесена к суммарной концентрации пыли.

$$\varphi = C_{\text{ср.г.п.}}/C_{\text{общ}}, \%$$
 (2)

Доля фоновой концентрации пыли (%) по зонам рабочего пространства:

Зона взрывных работ	45,2
Зона выемочно-погрузочных работ	37,3
Зона буровых работ	42,4
Дороги	47,4
Зона внутренних отвалов	49,1

Таким образом, фоновая концентрация пыли, создаваемая аэротехногенным воздействием внешнего отвала, играет значительную роль (до 50 %) в формировании общей пылевой нагрузки в рабочем пространстве.

Для рабочих специальностей, представленных в указанном районе (машинисты бульдозера, буровой установки и экскаватора, взрывник, водитель погрузчика, водитель автомобиля), класс условий труда в зависимости от содержания в воздухе рабочей зоны неорганической пыли равен 3.2 — 3.3 (так как превышение уровня ПДК в 3 — 6 раз), что характеризует его как вредный. При предотвращении выделения пыли с внешнего отвала общая пылевая нагрузка уменьшится на 30 — 40 %, что приведет к изменению класса условий труда до 3.1, т. е. до допустимого уровня [2].

Для снижения пылевыведения от внешних отвалов наиболее часто используют орошение их поверхности водой, закрепление (полив) поверхности специальными органоминеральными растворами, покрытие (замыв) суглинками, посев растительности (трав, кустарников). Наибольший эффект дают смешанные химико-биологические способы закрепления пылящих поверхностей, основанные на первоначальном закреплении пылящих поверхностей отвалов биопродуктивными экологически чистыми органоминеральными соединениями с последующим посевом различных типов растительности. Примером такого химико-биологического способа является нанесение смеси биогумуса и натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы с последующим посевом многолетних покрытосеменных растений (трав и цветов).

Литература

1. Рациональная организация добычи полезных ископаемых в карьерах со сложными условиями труда горнорабочих / А.П. Бульбашев и др. — СПб: МА-НЭБ, 2009. — 464 с.
2. Безопасность жизнедеятельности. Гигиеническая оценка условий труда: учеб. пос. / С.Г. Гендлер и др. — СПб: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2009. — 173 с.

УДК 911.3:636.2 (571.55)

ОЦЕНКА УЩЕРБА ТРАДИЦИОННОМУ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЮ КОРЕННЫХ МАЛОЧИСЛЕННЫХ НАРОДОВ СЕВЕРА ПРИ ОСВОЕНИИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ В УСЛОВИЯХ ГОРНОЙ ТАЙГИ (НА ПРИМЕРЕ ЗАБАЙКАЛЬСКОГО КРАЯ)

В.И. Гильфанова, Л.М. Фалейчик

Хозяйственное освоение новых северных регионов страны связано с проблемой сохранения традиционного природопользования коренных малочисленных народов, которое лежит в основе их жизнедеятельности. Основными видами традиционного природопользования в условиях горной тайги являются оленеводство, охота, рыболовство, собирательство дикоросов.

Реализуемый в границах с Забайкальским краем Республики Саха (Якутия) инвестиционный проект «Комплексное развитие Южной Якутии» предусматривает дальнейшее развитие существующих предприятий горнодобывающей промышленности, транспортных сетей и создание новых отраслей добывающего и перерабатывающего производства. В этих рамках проектируется железнодорожная линия ст. Икабьекан — Тарыннахский горно-обоганительный комбинат общей протяженностью 189 км. Она пройдет по северо-восточной части Забайкальского края и юго-западной Республики Саха. Основное назначение этой дороги — вывоз железорудного концентрата, щебня и других грузов на станции данного региона, европейской части РФ, в порты Дальнего Востока. Эта железнодорожная линия пройдет по территории Каларского административного района, который является территорией традиционного расселения эвенков [1]. Значительное влияние дорога окажет на земли, непосредствен-

но входящие в сферу жизненных интересов жителей с. Чапо-Олого, в котором проживает 30 % эвенков Каларского района. Поголовье оленей, находящихся в их собственности, составляет более 80 % общего поголовья домашних оленей в районе, что свидетельствует об интенсивном вовлечении чапо-ологцев в традиционное природопользование.

На 1 июня 2010 г. численность трудоспособного населения с. Чапо-Олого составила 87 человек (53,4 % от числа проживающих) (табл. 1). Из них было занято 52 человека, в том числе в бюджетной сфере 33, в частном секторе 16, работали в других населенных пунктах с выездом 3 человека. Официально безработными числились 8 человек, незанятых жителей села — 27. Среди незанятых 8 оленеводов-охотников и 11 охотников; по экспертным оценкам, их месячный заработок 3500 руб.

В сфере управления, культуры, образования и других нетрадиционных сферах занятости эвенкийского населения работает 38 человек. Занимаются оленеводством 19 человек, или 21,8 % всего трудоспособного населения села. Из числа оленеводов

Таблица 1

Структура занятости и среднемесячный размер доходов населения с. Чапо-Олого на июнь 2010 г.

Место работы	Количество работающих	Доля в числе занятых, %	Средняя месячная зарплата в 2010 г., руб.
Администрация сельского поселения Чапо-Ологское	8	9,2	8000
МУК «Чапо-Ологский библиотечный культурно-досуговый центр»	6	6,9	6000
МОУП «Чапо-Ологская начальная общеобразовательная школа-сад»*	19	21,8	5000
Община «Геван»	9	10,5	Н.д.
Община «Бэюн»	5	5,7	Н.д.
Другие	5	5,7	
Из них:			
магазин	1		7000
ФАП	1		6000
Нерюнгри-Металлик	1		10 000
ПЧ-27 ВСЖД	1		25 000
МУП «Тепловодоканал», Икабья	1		8000

* В том числе работающие пенсионеры.

50 % кочует преимущественно с ближайшими родственниками со своими небольшими стадами (от 10 до 100 голов), другая половина работает на стаде общины «Геван», насчитывающей более 1000 голов. Охотничий промысел является основным занятием для 11 человек, а для 10 человек, занятых нетрадиционными видами деятельности, является дополнительным источником жизнеобеспечения.

Исключительно в оленеводстве и охотничьем промысле занято 30 человек, сочетающих работу в нетрадиционной сфере с охотничьим промыслом — 10 человек, занимающихся другими традиционными промыслами (выделкой шкур, пошивом пушно-меховых изделий и проч.) — 5 человек. Таким образом, более 50 % трудоспособного населения с. Чапо-Олого так или иначе вовлечено в традиционное природопользование. В связи с этим актуальным является сохранение природно-ресурсного потенциала оленеводства и охотничье-промыслового хозяйства.

Основа развития оленеводства — пастбища, всё во многом зависит от их площади и качества. Строительство промышленных или транспортных объектов в регионе приведет к сокращению территории традиционного природопользования (ТТП), в том числе и оленьих пастбищ. Это, в свою очередь, вызовет снижение потенциальных возможностей развития оленеводства в Каларском районе Забайкальского края.

Для оценки размера ущерба, который может быть причинен Каларскому району в процессе строительства и функционирования железной дороги ст. Икабьекан — Тарыннахский ГОК, использовалась методология, заложенная в [2, 3]. Убытки пользователей земель в основном состоят из упущенной выгоды, величина которой определяется на основе годового валового дохода, получаемого пользователем с 1 га угодий. Расчетный годовой валовой доход определяется как разность стоимости валовой продукции отраслей традиционной хозяйственной деятельности и материально-технических затрат на их ведение. Годовой валовой доход и убыток оленеводческих хозяйств рассчитываются на основе площадей угодий, попадающих в разные зоны, отличающиеся степенью стрессового воздействия промышленного объекта. Данная задача решалась с использованием ГИС. Было выделено и построено в среде ГИС четыре зоны прогнозируемого воздействия железной дороги.

Зона полного изъятия — территория оленьих пастбищ, полностью утрачивающих свойства среды обитания и кормовых

угодий. Представляет собой полосу в 50 м. Коэффициент потери качества (емкости) оленьих пастбищ 1,0.

Зона сильного воздействия — полосы шириной 1,5 км, примыкающие с обеих сторон к зоне полного изъятия. Это территория, на которой фактор беспокойства имеет свое максимальное значение. Коэффициент снижения качества 0,75.

Зона умеренного воздействия — полосы шириной 1,5 км, примыкающие к зоне сильного воздействия. Это территория, на которой стрессовое воздействие дороги вследствие постоянного или временного присутствия людей, движущейся техники, создающих шум, выражено слабее. Олени пастбища обладают ограниченными свойствами обеспечивать жизненные функции домашнего северного оленя. Коэффициент потери качества 0,5.

Зона слабого воздействия — полосы шириной 7 км, примыкающие к зоне умеренного воздействия. Это территория, на которой фактор беспокойства выражен значительно слабее. Оленеводы могут использовать эти пастбища с некоторыми ограничениями. Коэффициент потерь качества 0,25.

Размеры зон и коэффициенты установлены на основе экспертных оценок. В зоне полного изъятия временной лаг для расчета — 50 лет, в остальных — 25 лет.

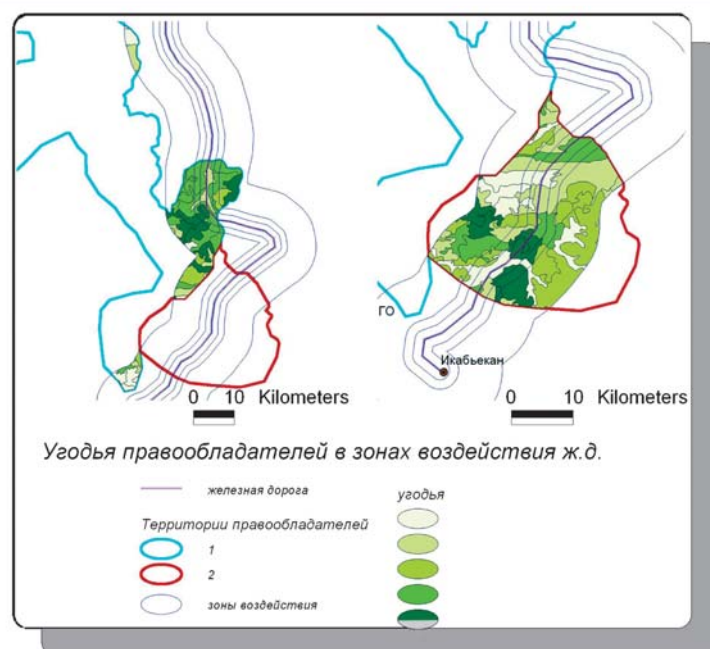
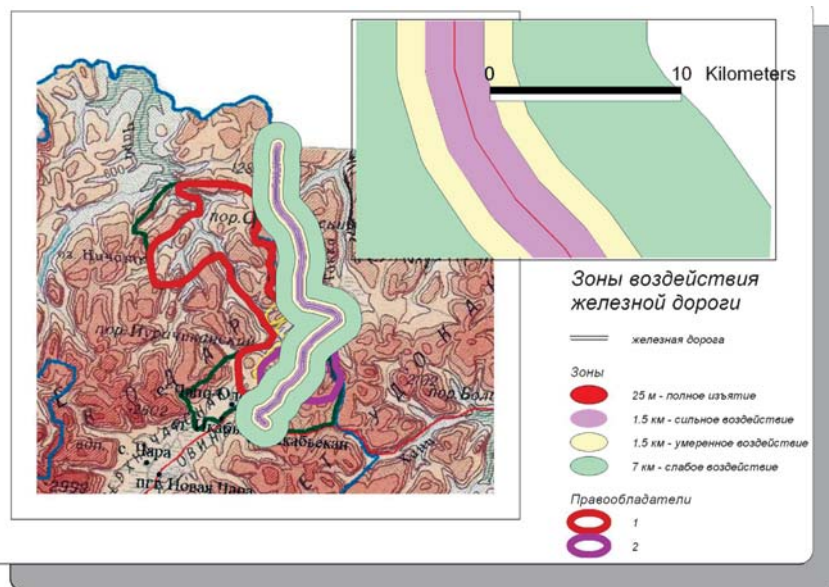
На рассматриваемой территории находятся угодья двух правообладателей. В среде ГИС для каждого правообладателя были определены площади угодий, попадающих в перечисленные зоны воздействия (см. рисунок). Основные исходные данные для расчета:

1. Исходя из того, что в условиях исследуемой территории на выпас 1 оленя в течение года требуется 200 га пастбищ [4], на территориях 1-го и 2-го правообладателей, попадающих в зоны воздействия железной дороги, возможно без ущерба для пастбищ содержать стада в 190 и 200 оленей, соответственно.

2. При оптимальной структуре стада минимально возможное изъятие оленей в качестве продукции оленеводства, не влияющее на стабильность поголовья производственного стада, его оптимальную половозрастную структуру и воспроизводство составляет 22 % (42 и 44 оленя у 1-го и 2-го правообладателя, соответственно).

3. Сохранность поголовья взрослых оленей 90 — 100 %.

4. Стоимость одного оленя (как живым весом, так и в виде суммарной продукции забитого оленя) — 20 000 руб.



Зоны воздействия железной дороги и угодья правообладателей

Таблица 2

**Результаты расчета ущерба оленеводству Каларского района
Забайкальского края от реализации проекта строительства железной дороги
ст. Икабьекан — Тарыннахский ГОК**

Степень воздействия	Площадь зон воздействия, га	Годовой валовой доход, тыс. руб.	Упущенная выгода, тыс. руб.
<i>1-й правообладатель</i>			
Полное уничтожение	77,619	1,717	85,867
Сильное воздействие	4704,672	104,093	1951,737
Умеренное	4901,151	108,440	1355,497
Слабое	28101,230	621,750	3885,939
Итого	37784,672	836,000	7279,041
<i>2-й правообладатель</i>			
Полное уничтожение	158,602	2,502	125,079
Сильное воздействие	9506,485	149,943	2811,434
Умеренное	9474,168	149,433	1867,918
Слабое	36653,268	578,122	3613,261
Итого	55792,523	880,000	8417,693
Всего по Каларскому району	93577,195	1716,000	15696,733

5. Расчет ежегодного валового дохода, получаемого при оленеводстве, осуществляется умножением числа возможного изъятия на стоимость одного оленя (836 и 880 тыс. руб. в год у 1-го и 2-го правообладателя, соответственно).

Общий ущерб складывается из ущербов обоих правообладателей (табл. 2)

Таким образом, по предварительным оценкам, от реализации проекта строительства железной дороги ст. Икабьекан — Тарыннахский ГОК ущерб только для одного традиционного вида природопользования в Каларском районе — оленеводства превысит 15 млн. руб.

Аналогичным образом рассчитывается ущерб по другим традиционным видам деятельности — охотничьему промыслу, рыболовству, сбору дикоросов.

Обоснование необходимости возмещения ущерба для оленеводства Каларского района в процессе строительства и работы железной дороги, проходящей по территории традиционного природопользования, представляется важным в связи с возможностью получения районом финансовых средств для минимизации

ции негативных последствий от реализации проекта. Нарушение режима территории традиционного природопользования сокращает площадь пригодных для охотничьего промысла и оленеводства земель. Поэтому на территории района необходимо предусмотреть создание других ООПТ для сохранения природно-ресурсного потенциала традиционных видов деятельности коренных малочисленных народов Севера. Кроме того, адресная финансовая помощь оленеводам, по угодьям которых пройдет дорога, должна препятствовать ухудшению жизненных условий этих людей.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ, проект № 10-06-00060а, и РГНФ, проекты № 08-02-12101в, 10-02-00026а.

Литература

1. Традиционное природопользование эвенков: обоснование территорий в Читинской области / В.Ф. Задорожный и др. — Новосибирск: Наука СО РАН: 1995. — 118 с.
2. Методика исчисления размера убытков, причиненных объединениям коренных малочисленных народов Севера, Сибири и Дальнего Востока Российской Федерации в результате хозяйственной и иной деятельности организаций всех форм собственности и физических лиц в местах традиционного проживания и традиционной хозяйственной деятельности коренных малочисленных народов Российской Федерации [Электронный ресурс] — Режим доступа / [http: // www.minregion.ru](http://www.minregion.ru)
3. Механизм оценки, предотвращения и возмещения ущерба в природопользовании: часть 2. / под ред. В.С. Камбалина. — Иркутск, 2001. — 122 с.
4. Карелов А.М. Традиционный северный комплекс отраслей БАМа / А.М. Карелов. — Иркутск: Восточно-Сибирское книжное изд-во, 1979. — 168 с.

УДК 330.15

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ОЗДОРОВЛЕНИЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ В УСЛОВИЯХ ДОРАБОТКИ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Н.В. Иванова

Особенностью большинства горных предприятий является их градообразующий характер, что в полной мере относится и к горнодобывающим предприятиям Урала. В этих условиях при ухудшении финансового состояния градообразующего предприятия наполнение доходной части местного бюджета естественно становится недостаточным. Постепенно территория может пе-

рейти в разряд депрессивных. Стратегия выживания в этом случае, согласно [10], может развиваться по одному из четырех вариантов:

- всемерное развитие малых и средних предприятий, создание предпринимательской «культуры самозанятости», поиск путей создания новых рабочих мест;

- обновление экономической системы на базе привлечения в регион филиалов крупных компаний, по возможности транснациональных, при условии организации пропаганды привлекательного имиджа территории;

- переход на экономику обслуживания: туризм, рекреационная сфера и т. п.;

- отказ от производственной сферы и превращение территории в зону «жилья и потребления», где основной источник существования — это государственные пособия и субсидии.

Основным способом преодоления социально-экономических диспропорций в горнопромышленных районах, как считает ряд исследователей, занимающихся данной проблемой, является диверсификация производства на предприятиях, которые являются градообразующими, и осуществление комплексных структурных преобразований в экономике (реструктуризация локальных горнопромышленных территорий в период доработки месторождений). Целью диверсификации в этом случае является «выживание»: сохранение и развитие предприятия, его коллектива, что становится возможным благодаря созданию новых видов продукции, новых видов деятельности, повышению конкурентоспособности продукции при условии использования элементов инфраструктуры действующего производственного комплекса.

В число важнейших из них входят:

- организация производства и выпуск новых видов продукции, пользующихся спросом, на основе разработки новых месторождений полезных ископаемых в зоне действия основного производства;

- выпуск новых видов конкурентоспособной продукции за счет вовлечения в эксплуатацию техногенных минеральных образований и использования новых технологий переработки последних;

- вовлечение в переработку нетрадиционных видов минерального сырья на основе заменяющих технологий, что позволяет расширить ассортимент применяемой продукции с более высокой добавленной стоимостью [2, 3, 5, 6, 9].

В целом направленность диверсификации зависит от конкретных условий и может осуществляться за счет создания предприятий по строительству и ремонту жилья, по ремонту бытовой техники и компьютеров, цехов по производству товаров народного потребления и т. д. Углубление диверсификации предопределяет осуществление структурных преобразований, реструктуризацию горнопромышленных районов.

Как показывает опыт, преодоление депрессивного состояния территорий становится возможным лишь на основе целевых государственных программ. Без помощи государства органы местного самоуправления решить ее не в состоянии. Уровень программ может быть различным — от федеральных до областных, хотя примеры экономического возрождения горнопромышленных территорий за рубежом свидетельствуют об эффективности реализации программ местного развития и стратегических планов, разрабатываемых местной властью.

Исходной позицией реструктуризации, предполагающей государственную поддержку, служит баланс интересов государства, субъектов Федерации и органов местного самоуправления. Положительное решение проблемы требует четкого разграничения полномочий между органами власти Федерации и субъекта Федерации, а также субъекта Федерации и органов местного самоуправления, учитывая несовпадение интересов рассматриваемых участников реструктуризации (табл. 1).

Основным ориентиром осуществления реструктуризации должен быть человек, качество его жизни. Отсюда реструктуризация предполагает приоритетность социальных критериев при ее осуществлении на базе развития материального производства,

Таблица 1

Основные цели участников реструктуризации

Участник	Основная цель
Органы власти Федерации	Снижение безработицы, рост ВВП в рамках государства, наполнение доходной части госбюджета
Органы власти субъекта Федерации Органы местного самоуправления Собственники предприятий	Решение острых социальных и экологических задач Обеспечение жизнедеятельности территории Максимизация дохода

принятие решений, предусматривающих эффективное индустриальное развитие с учетом приоритетности социальных и экологических стандартов.

Реструктуризация требует отвлечения больших денежных средств, что прямо связано с формированием специальных целевых фондов в период стабильной и рентабельной работы горных предприятий, предназначенных для создания рабочих мест взамен выбывающих в условиях сокращения производства из-за исчерпания запасов. Опыт создания подобных фондов достаточно велик (в США, Швеции и др.). Речь может идти и о «нефтяных фондах», создаваемых для решения проблем будущего экономического развития. Это Фонд индустриального развития (Саудовская Аравия), Фонд будущих поколений (Кувейт), Фонд перспективного развития (США), Фонд наследия (Канада) и т. д. Цель всех этих фондов — создание устойчивого экономического развития после истощения минерально-сырьевых ресурсов [1, 4, 8]. Данные фонды, с одной стороны, удерживают доходы, получаемые в результате использования минеральных ресурсов, с другой — стимулируют развитие новых отраслей и сфер занятости, диверсификацию экономики региона, служат источником дополнительного дохода для регионов.

Интересен опыт формирования постоянного фонда на Аляске, благодаря которому доход от использования минеральных ресурсов трансформируется в возобновляемый финансовый доход, инвестируемый в поддержание благосостояния как существующих, так и будущих поколений жителей штата. В фонд поступает чистый рентный доход, размер которого позволяет сохранять при этом нормальную доходность нефтяных компаний. Управление фондом осуществляет специальная корпорация, состав директоров которой постоянно обновляется. В составе фонда выделяется две части: основная и доходная. Использование доходной части обосновывается решением губернатора и законодательного собрания штата, а его окончательное принятие предполагает обсуждение общественностью штата. Основная часть фонда инвестируется в высокодоходные отрасли. Согласно дивидендной программе, денежные средства постоянного фонда направляются на выплату дивидендов жителям Аляски. Единственным условием выплаты служит срок проживания резидента в штате не менее одного года. Как показывает опыт, ежегодно основная часть постоянного фонда пополняется в среднем на 1 млрд. дол. при средней добыче нефти в 1 млн. бар-

релей в сутки. Согласно законодательству, нефтяная рента может забираться штатом и в виде баррелей нефти, т. е. в натуральной форме. Организационно-экономическая структура подобных фондов включает в себя обычно траст-фонд и корпорации для реализации инвестиционных проектов.

Мировой опыт формирования региональных целевых фондов свидетельствует об их эффективности и действенности в решении проблем оздоровления территорий в период доработки запасов месторождений. Однако из-за специфики производства перепрофилирование горных предприятий практически неосуществимо, а прекращение или резкое сокращение производства на них обычно ставит перед бюджетами разных уровней весьма сложные проблемы. Характер проблем связан с потерей налоговых платежей (в том числе и подоходного налога), необходимостью в течение длительного времени выплачивать пособия по безработице, изыскивать значительные средства для переселения жителей, поддержания бюджетной инфраструктуры на местах, создания новых рабочих мест и т. д. Несомненную опасность таит в себе и рост социальной напряженности на депрессивных территориях.

По мнению автора, с учетом вышесказанного государству выгоднее поддерживать деятельность этих предприятий на приемлемом для их самообеспечения уровне за счет льгот в налогообложении, предоставления дотаций, налоговых кредитов, рассрочек и отсрочек платежей, предоставления возвратных ссуд, гарантий инвесторам и т. д. С этих позиций, помимо пересмотра эксплуатационных кондиций, обеспечивающих продление жизненного цикла горнодобывающих предприятий, немаловажную роль в стабилизации экономического положения последних на стадии доработки запасов играет скидка на истощение недр. Возможность применения скидки на истощение недр была зафиксирована Законом РФ «О недрах» (1992 г.). Она предполагала снижение ставки регулярного платежа за право на добычу полезного ископаемого. Максимальная величина скидки определялась размером регулярных платежей за пользование недрами при разработке месторождений полезных ископаемых. Одним из оснований для введения скидки являлось осуществление добычи полезных ископаемых из остаточных запасов пониженного качества, за исключением случаев ухудшения качества запасов полезных ископаемых в результате выборочной отработки запасов месторождения. Причина ухудшения условий добычи долж-

на была быть естественной, а не формирующейся из-за нерационального использования минеральных ресурсов.

Термин «истощение недр» в данном случае определяет собой процесс ухудшения природных свойств месторождения полезных ископаемых, проявляющийся в снижении качественных характеристик сырья, уменьшении мощности рудных тел, усложнении параметров отработки рудных тел и т. д. Как показывает практика, истощение недр характерно для этапа доработки запасов месторождения. Опыт введения скидки на истощение недр достаточно широк и подтверждает эффективность ее использования. Скидка на истощение недр, служащая средством поощрения разработки сырьевых ресурсов, по существу рассматривается как своего рода компенсация за амортизацию специфического актива — рудного тела, представляющего собой невозобновимый природный ресурс.

В отечественной практике предполагалось, что скидка за истощение недр на стадии доработки месторождений полезных ископаемых вводится только в том случае, когда доработка запасов сопровождается ухудшением природных характеристик, влекущим за собой ухудшение технико-экономических показателей. Отсюда введение скидки требует тщательного обоснования степени ухудшения природных характеристик месторождения и конечных финансово-экономических показателей производственной деятельности горного предприятия. Невозможность унификации всех возможных случаев влияния ухудшающихся природных характеристик месторождения на конечные результаты деятельности хозяйствующего субъекта требует применения метода экспертных оценок квалифицированными специалистами в области горного дела, геологии и экономики горного производства, специально привлекаемыми в каждом конкретном случае государственными органами по управлению фондом недр. В силу отсутствия нормативных материалов, регулирующих процесс введения скидки на истощение недр, ее фактическое использование так и не состоялось.

Исключение данного вида льготного налогообложения из последующих редакций Закона РФ «О недрах» нецелесообразно и требует своего восстановления. Следует отметить, что в современных условиях рекомендации о снижении величины ставки налога на добычу полезных ископаемых путем введения понижающих коэффициентов при исчерпании запасов на 70 — 80 %, либо установления нулевой ставки налога, также имеют место [11].

Автор [7] обосновывает размер понижающего коэффициента при исчислении налога на добычу полезных ископаемых по нефти в условиях истощения месторождения более чем на 80 %.

В дополнение к скидке за истощение недр на этапе доработки рекомендуется изменение порядка начисления налога на имущество горнодобывающего предприятия. Согласно Закону РФ «О налоге на имущество предприятий», в налогооблагаемую базу включаются основные средства предприятия, нематериальные активы, запасы и затраты, находящиеся на балансе предприятия. Основные средства предприятия, нематериальные активы, а также малоценные и быстроизнашивающиеся предметы учитываются по остаточной стоимости. В составе основных фондов подлежат учету горнокапитальные выработки, а также затраты на гидротехнические сооружения (водопонижающие и дренажные скважины, обводные каналы и пр.), обусловленные особенностями геологических и гидрогеологических условий залегания полезных ископаемых в недрах и обеспечивающие возможность разработки месторождения.

Как показывает анализ, в налогооблагаемой базе налога на имущество горнодобывающих предприятий значительный удельный вес занимают горные выработки. При этом дифференциация горнодобывающих предприятий по налогу на имущество в зависимости от способа и горно-геологических условий разработки месторождения отсутствует. Предприятия, ведущие разработку месторождений открытым способом, имеют значительно меньший удельный вес горноподготовительных выработок и затрат на вскрышу в налогооблагаемой базе налога на имущество, чем при подземном способе добычи. Учитывая, что технико-экономические показатели (ТЭП) разработки месторождений открытым способом значительно лучше ТЭП разработки подземным способом, а цены на одноименную продукцию практически одни и те же, взимание повышенного налога на имущество еще в большей степени усугубляет экономическое положение подземных рудников. На горнодобывающих предприятиях с подземным способом добычи объем горно-подготовительных работ тем выше, чем больший удельный вес приходится на менее производительные системы разработки, выбор которых обусловлен горно-геологическими условиями месторождения. В результате, в более тяжелом положении находятся предприятия с относительно худшими горно-геологическими условиями разработки.

Горные выработки (горнокапитальные, горноподготовительные и нарезные), а также затраты на вскрышные работы являются абсолютно неликвидными и в то же время дорогостоящими активами горнодобывающего предприятия (занимают в налогооблагаемой базе налога на имущество до 70 % в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий месторождений), что ведет к значительному снижению реальной ликвидности активов этих предприятий. В действительности горноподготовительные и нарезные выработки, а также вскрыша (при открытом способе разработки месторождения) в принципе не могут считаться имуществом (товаром), так как они не обладают потребительной стоимостью (никто и никогда у рудника не купит, например, 100 м нарезного штрека).

По определению к горнокапитальным выработкам относятся выработки, обеспечивающие доступ к земной поверхности и к полезному ископаемому (рудным телам). В связи с этим было бы правильным к основным фондам относить только выработки, вскрывающие первый горизонт и обеспечивающие выход предприятия на проектную мощность первого этапа (первый пусковой комплекс), а производимые при этом затраты на горноподготовительные и нарезные работы для подготовки выемочных блоков (вскрышу на открытых работах) — к оборотным средствам. При этом финансирование их проходки (производство вскрышных работ) должно осуществляться за счет инвестиционных ресурсов на создание (строительство) горного предприятия.

Учитывая сложности с изменением федерального налогового законодательства и Положения о бухгалтерском учете в РФ предлагается оставить неизменными порядок учета ГKR, ГПР, НР и затрат на вскрышные работы (при открытом способе добычи), а также формирование налогооблагаемой базы налога на имущество, но снизить ставку налога. Основные принципы, положенные в основу расчета ставки:

- пересчету подлежит полная ставка налога на имущество 2,2 %;

- из налогооблагаемой базы вычитается стоимость горнокапитальных, горноподготовительных и нарезных выработок, а также вскрыши;

- льготная ставка налога на имущество устанавливается как разность базовой ставки и величины базовой ставки, приходящейся на горные выработки в налогооблагаемой базе налога на имущество.

Таблица 2

Рекомендуемые ставки налога на имущество

Доля горных выработок в налогооблагаемой базе налога на имущество, %	Доля остального имущества в налогооблагаемой базе налога на имущество, %	Льготная ставка налога на имущество к налогооблагае- мой базе, %
70	30	0,6
65	35	0,7
60	40	0,8
55	45	0,9
50	50	1,0
45	55	1,1
40	60	1,2
35	65	1,3
30	70	1,4
25	75	1,5
20	80	1,6
15	85	1,7
10	90	1,8
5	95	1,9
2	98	1,96

Рекомендуемые ставки налога на имущество отражены в табл. 2. Естественно, что наиболее целесообразным было бы введение рекомендуемых ставок налога на имущество для всех горнодобывающих предприятий с начала их эксплуатационной деятельности. В противном случае их введение рекомендуется как обязательное для этапа доработки запасов месторождения, что позволяет улучшить финансовое состояние недропользователя.

Литература

1. Антюшина Н. Норвежская модель управления ресурсами // Экономист. 2005. № 11. С. 63 — 74.
2. Голованова Т.В. Повышение экономической устойчивости горнорудных компаний (на примере ОАО «Апатит»): автореф. ... канд. экон. наук. СПб., 2002. 22 с.
3. Иванов А.М. Проблемы устойчивого развития горно-металлургических компаний // Экономика и управление производством. № 14. СПб.: СЗГТУ, 2004. С. 145 — 148.
4. Крюков В. «Нефтяные фонды» и проблемы регионального экономического развития // МЭ и МО. 1994. № 5. С. 117 — 125.
5. Маслянкин В.А. Диверсификация производства депрессивных горнопромышленных районов: автореф. ... канд. экон. наук. Екатеринбург, 1998. 19 с.

6. *Макеева Е.М.* Разработка механизма диверсификации производства на горнорудных предприятиях (на примере комбината «Североникель» ОАО «КГМК»): автореф. ... канд. экон. наук. СПб., 2002. 22 с.

7. *Николайчук Л.А.* Разработка организационно-экономического механизма воспроизводства минерально-сырьевой базы нефтяной отрасли России: автореф. ... канд. экон. наук. СПб., 2008. 20 с.

8. *Стеймер Р.* Налогообложение нефтедобычи и использование нефтяной ренты (поучительный опыт американского штата Аляска) // Российский экономический журнал. 2004. № 1. С. 36 — 51.

9. *Федосеев В.А., Иванов А.М.* Диверсификация металлургического производства горно-металлургической компании // Экономика и управление производством. № 14. СПб.: СЗГТУ, 2004. С. 144 — 145.

10. *Hudson R.* Recent economic restructuring tendencies and their implications for development strategies in the peripheries of Europe. Birmingham, 1994. 9 p.

11. *Юхимов Я.И., Юхимова Я.Я.* Совершенствование законодательства о налогообложении добычи твердых полезных ископаемых // Горный журнал. 2008. № 2. С. 7 — 10.

УДК 622.276.004.21

МОДЕЛЬ ДИНАМИКИ ВЫРАБОТКИ ЛОКАЛЬНОЙ ВОДОПЛАВАЮЩЕЙ ЗОНЫ КОЛЛЕКТОРА

А.А. Казаков

Успехи технологий многостовового наклонно направленного бурения и обустройства скважин системами глубинной автоматики видоизменяют взгляды и подходы к целям и алгоритмам регулирования притоками по данным оперативного контроля глубинных переменных состояния забоя и прискважинных зон [1 — 4]. Разработка методик конструирования систем оперативного регулирования требует создания адекватных гидродинамических моделей, отвечающих темповости исполнительных механизмов, а также более строгому, формальному, определению целей регулировки.

Особую группу вопросов образуют задачи управления притоками для скважин с явными проявлениями конусов подошвенной воды. Рассмотренная ниже динамическая модель конусообразования развивает некоторые ранее опубликованные результаты [5, 6]. Основное внимание настоящих исследований уделено модели комплексного анализа замещения локально-продуктивной водоплавающей зоны коллектора посредством единичной вер-

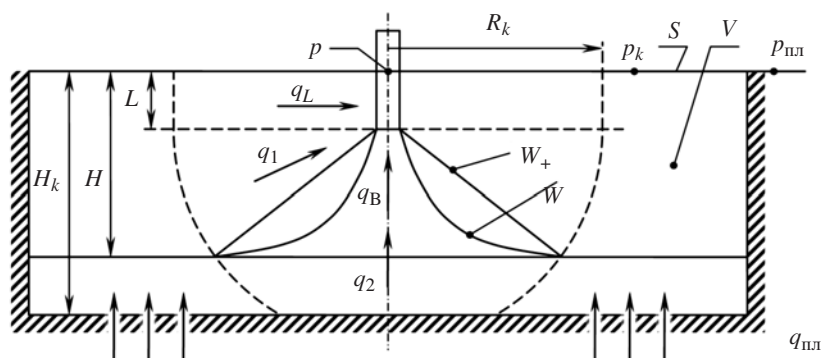


Рис. 1. Геометрическая схема водоплавающей зоны коллектора

тикальной скважины [7], как изображено на схеме рис. 1. Рассматриваемый участок характеризуется следующими параметрами: S — площадь участка; H_k — осредненная мощность участка ($V = SH_k$ — объем продуктивной зоны участка); $p_{пл}$ — среднепластовое давление на контуре участка, приведенное к горизонту кровли коллектора; L — глубина погружения забоя под кровлю; R_k — радиус контура питания внутри участка. На рисунке выделены следующие переменные состояния*: H — уровень поднимающегося зеркала воды (мощность нефтеносной зоны); $W_M = m \frac{1}{3} \pi (H - L)_+ (R_k^2 - (H - L)_+^2)$ — предельный объем наполнения конуса** (m — пористость); W — реальный объем конуса воды; p_k — давление за контуром питания, приведенное к уровню кровли; q_L — плоско-радиальный приток в забой на интервале погружения L ; $q_1 + q_2$ — приток радиально-сферической зоны; q_B — отбор воды из вершины конуса; p — давление в забое на уровне кровли.

Основываясь на классических моделях линейной стационарной фильтрации однофазной несжимаемой жидкости для плоско-радиальной и радиально-сферической схем притоков [8], введем параметр η , устанавливающий пропорциональную связь между коэффициентами продуктивности схем притоков.

* Зависимость значений переменных состояния от времени подразумевается «по умолчанию».

** $x(t)_+$ — положительная часть графика $x(t)$.

Для учета анизотропных свойств фильтрации по горизонтали α_{Γ} и вертикали $\alpha_{\text{В}}$ в направлении

$$v = 1 - \left(1 - \frac{H-L}{R_k} \right)_+ \quad (1)$$

введем характеристику радиальной гидропроводности

$$\alpha_v = \alpha_{\Gamma}(1-v) + \alpha_{\text{В}}v, \quad v \in [0,1]. \quad (2)$$

Тогда соответствующая гидропроводность усеченной сферы, как на рис. 1, оценивается интегралом

$$w_{\Phi} = \int_0^{v_k} (\alpha_{\Gamma}(1-v) + \alpha_{\text{В}}v) dv = \alpha_{\Gamma}v_k + \frac{1}{2}(\alpha_{\text{В}} - \alpha_{\Gamma})v_k^2,$$

где $v_k = (H_k - L)/R_k$. Выражение для коэффициента продуктивности горизонтального участка соответствует равенству

$$w_{\Gamma} = \eta \alpha_{\Gamma} v_L, \quad v_L = L/R_k. \quad (3)$$

Согласно рис. 1, зона сферического притока в условиях конусообразования разделена на сегменты притока воды $w_{\Phi 2}$ и нефти $w_{\Phi} - w_{\Phi 2}$. Гидропроводность водного сегмента для конуса предель-

ного размера W_m рассчитывается по интегралу $w_{\Phi 2}^+ = \int_v^{v_k} \alpha_v dv$, откуда имеем

$$w_{\Phi 2}^+ = \alpha_{\Gamma}(v_k - v_+) + \frac{1}{2}(\alpha_{\text{В}} - \alpha_{\Gamma})(v_k^2 - v_+^2). \quad (4)$$

Однако реальный размер «клювообразного» конуса W меньше предельного. Уровень сближения с предельным размером W_m при прочих равных условиях определяется уровнем относительной высоты v_+ и потенциалом депрессии $\Delta p = p_k - p$, уменьшенным на величину потерь на трение участка ствола длиной L , погруженного под кровлю, что отражается записью

$$\Delta p_L = p_k - p - r_L L q,$$

где r_L — удельное гидросопротивление линеаризованной модели

участка ствола скважины; q — объемный расход жидкости в стволе. С учетом поправочного множителя искомая гидропроводность водного сегмента описывается выражением

$$w_{\Phi 2} = \frac{\Delta p - r_L L q}{k_0 v_+ + \Delta p - r_L L q} w_{\Phi 2}^+, \quad (5)$$

где k_0 — настроечный коэффициент, определяемый ниже. Отсюда приток воды в конус с учетом гидростатики восходящего водного объема W описывается соотношением

$$q_2 = \frac{\Delta p - r_L L q}{k_0 v_+ + \Delta p - r_L L q} q_{k+} + q_{k-}, \quad (6)$$

где по аналогии с [6] имеем

$$q_k = (1 + \eta_B \beta_2) w_{\Phi 2}^+ \left(\Delta p - r_L L q - \Delta p_0 v_+ \left(1 - \left(1 - \frac{\beta_2}{\beta_{\Pi}} \right)_+ \right) \right). \quad (7)$$

Здесь $\Delta p_0 = R_k(\gamma_B - \gamma_H)$; $\beta_2 = W/W_M$ — переменная относительного заполнения; β_{Π} — доля заполнения до касания вершиной конуса забоя скважины; $(1 + \eta_B \beta_2)$ — множитель, учитывающий изменение (чаще увеличение) фазной проницаемости обводненных зон. Состояние $q_k < 0$ соответствует условию отключения скважины ($\Delta p \rightarrow 0$) и постепенной (медленной) разгрузке конуса $\beta_2 \rightarrow 0$ под действием гравитационных сил до выравнивания с уровнем подошвенной воды.

Динамика наполнения и опорожнения конуса в условиях вариаций уровня H , т. е. переменной v (1), вводится балансовым уравнением для переменной β_2 вида***

$$W_M D \beta_2 = q_2 - q_{B2}, \quad (8)$$

где q_2 (согласно (6), (7)) — приток воды в конус, а q_{B2} — отток из вершины, после касания забоя скважины

$$q_{B2} = 1_w \beta_2 q_{k+}. \quad (9)$$

*** $D := d/dt$ — оператор дифференцирования по времени.

Индикатор касания определяется условием

$$1_w = \begin{cases} 1, & \text{если } \beta_2 > \beta_{\Pi}, \\ 0, & \text{иначе.} \end{cases}$$

Приведенные соотношения позволяют сформулировать следующий результат. В рамках обозначений рис. 1, введенных определений и соотношений (1) — (9) динамика замещения локальной зоны коллектора с подошвенным вытеснением нефти водой описывается системой уравнений

$$\begin{cases} W_m D\beta_2 = \left(\frac{\Delta p - r_L Lq}{k_0 v_+ + \Delta p - r_L Lq} - 1_w \beta_2 \right) q_{k+} + q_{k-}, \\ \tau_H Dv = -q_H, \end{cases} \quad (10)$$

где $\tau_H = mR_K S$ — емкостная составляющая замещения; $q_H = q_{H1} + q_{H2}$ — суммарный отбор нефти с долевыми составляющими плоско-радиального $q_{H1} = w_{\Gamma 1}(\Delta p - 0.5r_L Lq)$, $w_{\Gamma 1} = \eta\alpha_{\Gamma}(v_L + v_-)$ и сферического $q_{H2} = (w_{\Phi} - w_{\Phi 2})(\Delta p - r_L Lq)$ притоков; $q = q_H + q_B$ — суммарный отбор жидкости, в котором доля воды $q_B = q_{B1} + q_{B2}$ имеет составляющие сферического притока q_{B2} (9) и плоско-радиального притоков $q_{B1} = -(1 + \eta_B)\eta\alpha_{\Gamma}v_-(\Delta p - 0.5r_L Lq)$, параметр k_0 из условия непрерывности переменной β_2 в точке касания кону-

са $\beta_2 = \beta_{\Pi}$ определяется равенством $k_0 = \frac{1 - \beta_{\Pi}}{\beta_{\Pi}} \Delta p_0$.

Примечание.

• С достижением условия $v \leq 0$ полной обводненности полусферы имеем

$$\beta_2 = 1, W_m = 0, w_{\Phi 2} = w_{\Phi 2}^+ = w_{\Phi},$$

вследствие чего

$$\begin{aligned} q_H &= w_{\Gamma 1}(\Delta p - 0.5r_L Lq), \\ q_B &= (1 + \eta_B)(w_{\Phi}(\Delta p - r_L Lq) - \eta\alpha_{\Gamma}v_-(\Delta p - 0.5r_L Lq)), \end{aligned}$$

анализ динамики замещения упрощается, так как первое уравнение системы (10) заменяется условием $\beta_2 = 1$.

• В соотношениях плоско-радиальных притоков q_{H1} и q_{B1} средние потери на трение потенциала депрессии, приведенные к

Исходные данные вычислительного эксперимента

$p_{\text{пл}}$, МПа	H_k , м	S , м ²	m	$\gamma_{\text{н}}$, Н/м ³	$\gamma_{\text{в}}$, Н/м ³	
20	30	$1,0875 \cdot 10^4$	0,2	$0,8 \cdot 10^{-2}$	$1,2 \cdot 10^{-2}$	
$\frac{\alpha_{\Gamma}}{\text{сут} \cdot \text{МПа}}$	$\frac{\alpha_{\text{в}}}{\text{сут} \cdot \text{МПа}}$	$\frac{r_{L^*}}{(\text{сут} \cdot \text{МПа}) \text{м}^4}$	η	$\eta_{\text{в}}$	$\beta_{\text{в}}$	R_k м
4	0.5	$6,67 \cdot 10^{-4}$	5	2	0,3	40

уровню кровли, в сравнении с потерями для сферического притока на уровне L уменьшаются в два раза, чем и объясняется множитель 0,5.

Эффективность процесса выработки участка оценим соотношением

$$J_1 = \int_0^T c_H q_H(t) - c_3 (q_H(t) + q_B(t)) dt, \quad (11)$$

в котором c_H — цена продажи нефти, c_3 — эксплуатационные затраты на поддержание пластового давления и извлечения газожидкостной смеси из пласта с расходом $q(t) = q_H(t) + q_B(t)$. Оптимизированный режим эксплуатации в этом случае соответствует условию

$$J_1 \rightarrow \max, \quad L \in [0, H_k], \quad \Delta p \in [0, \Delta p^+].$$

Способы отражения желаемых (оптимальных) режимов эксплуатации далеко не однозначны. Данные вычислительного эксперимента по разработке участка с параметрами из таблицы при постоянной депрессии $\Delta p = 10$ МПа и начальном уровне воды $H(0) = 22,5$ м отражены графиками на рис. 2 ($t_{\text{п}}$ — период безводной эксплуатации скважины). Если к ключевым показателям эффективности отнести факторы: J_1 — прибыли КИН; Q_B — объема добытой попутной воды и T — период эксплуатации, то, согласно данным эксперимента, оптимальная величина вскрытия L по названным факторам $\langle J_1, \text{КИН}, Q_B, T \rangle$ неодинакова:

$$\begin{aligned} \langle L_1, T_1 \rangle &= \arg \max J_1 = \langle 4,5, 1680 \rangle, \\ \langle L_2, T_2 \rangle &= \arg \max \text{КИН} = \langle 1,5, 3224 \rangle, \\ \langle L_3, T_3 \rangle &= \arg \max Q_B = \langle 6,9, 1281 \rangle. \end{aligned}$$

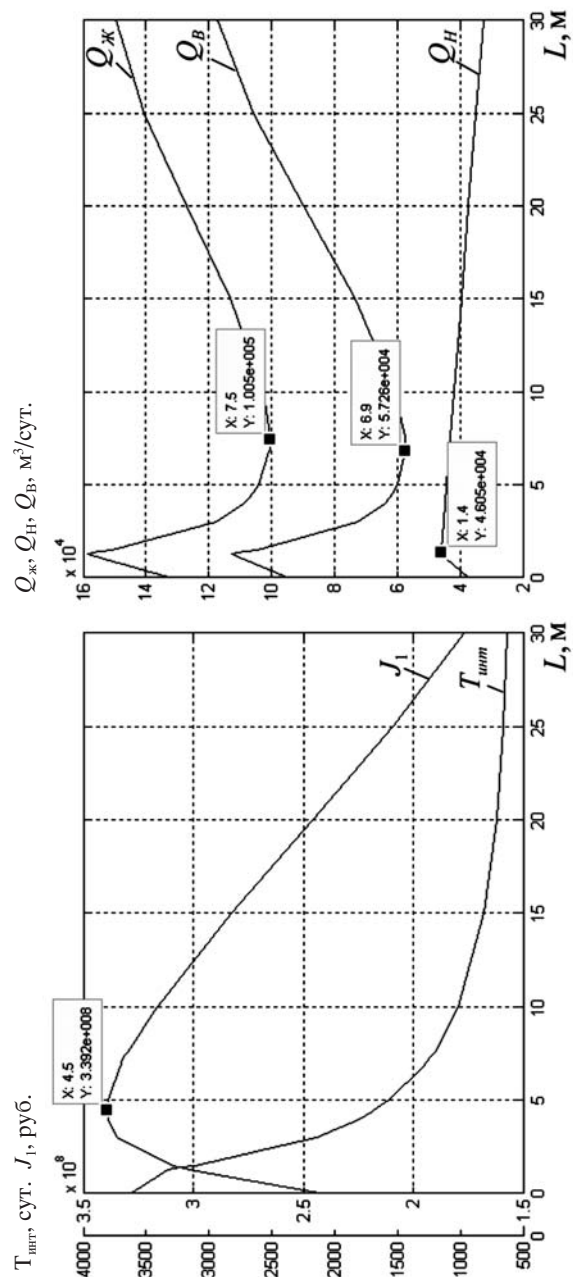


Рис. 2. Графическое представление результатов вычислительного эксперимента

Важно заметить, что результаты оптимального вскрытия и связанные с ними показатели эффективности сильно зависят от параметров анизотропии, соотношений фазных проницаемостей и объема извлекаемых запасов приуроченных к скважине.

Литература

1. Конопжински М. Оптимизация поведения коллектора с помощью скважинных технических средств с развитыми логико-информационными возможностями / М. Конопжински, Аджайи А. // Нефтегазовые технологии. — 2004. — № 5. — С. 8 — 13.
2. Решения и развитие интеллектуальной технологии мониторинга и управления механизированным фондом скважин / В.В. Жильцов и др. // Нефтяное хозяйство. — 2006. — № 10. — С. 12 — 14.
3. Соловьев И.Г. Концептуальные основы и системные принципы управления гибкими автоматизированными технологиями нефтедобычи / И.Г. Соловьев // Изв. вузов. Нефть и газ. — 2004. — № 5. — С. 62 — 69.
4. Intelligent-Well Technology: Are we Ready for Closed-Loop Control? / W.S. Going et al. // SPE Journal. — 2007. — Paper 99834.
5. Казаков А.А. Модель динамики конусообразования подошвенной воды нефтяной скважины / А.А. Казаков, И.Г. Соловьев // Вестник кибернетики. — 2009. — Вып. 8. — С. 4 — 11.
6. Соловьев И.Г. Конечномерная аппроксимация гидродинамики радиального притока к скважине с подошвенной водой / И.Г. Соловьев, А.А. Казаков // Автоматизация, телемеханизация и связь в нефтяной промышленности. — 2009. — № 8. — С. 20 — 24.
7. Мищенко И.Т. Скважинная добыча нефти / И.Т. Мищенко. — М.: Изд-во «Нефть и газ» РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, 2003. — 816 с.
8. Маскет М. Течение однородных жидкостей в пористой среде / М. Маскет. — М. — Ижевск: Ин-т компьютерных исследований, 2004. — 628 с.

УДК 556.3:622

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ПЛАНИРОВАНИЯ И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ОПЫТНО-ФИЛЬТРАЦИОННЫХ РАБОТ ПРИ РАЗВЕДКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

С.Н. Котлов, К.Е. Володченко, А.В. Яшина

С середины 80-х годов прошлого столетия численное моделирование геофильтрационных процессов широко используется для решения большого круга гидрогеологических задач. В со-

временных экономических условиях при интерпретации и планировании опытно-фильтрационных работ он приобретает особое значение.

Цель имитационного моделирования — обосновать конструкцию скважин, наметить схему расположения датчиков гидростатического давления, обосновать конструкции скважин опытного куста, определить методику проведения опытно-фильтрационных работ, обеспечивающую при минимальных экономических затратах получение максимума информации о фильтрационных параметрах опробуемой толщи.

Для имитационного моделирования могут быть использованы как трехмерные, так и осесимметричные геофильтрационные модели. Наиболее популярным средством создания трехмерных моделей является пакет программ PROCESSING MODFLOW (Геологическая служба США, руководитель проекта М. Мак Дональд, 1996). Программа реализует численную конечно-разностную модель фильтрации подземных вод для расчета пространственно-временного распределения напоров в трехмерной среде и базируется на уравнении неразрывности фильтрационного потока; предназначена для моделирования геофильтрационных процессов в условиях установившегося и неустойчивого режимов фильтрации. В программе реализуются как напорные, так и безнапорные условия фильтрации, а также их сочетание. Модель базируется на центральной конечно-разностной сетке и предусматривает изменение граничных условий во времени путем задания ряда последовательных «стресс-периодов» при возмущении водоносного пласта. В основу осесимметричных моделей также заложено решение конечно-разностных уравнений в неявной форме. Последнее осуществляется на неравномерной плоскорадиальной сетке (в координатах r, z), как правило, конечно-разностным неявным методом переменных направлений.

Авторы данной статьи имеют опыт работы с одной из таких программ — программой RELIS (автор Коносавский П.К., Россия), интегрированной численным кодом в программный комплекс ANSDIMAT (автор Синдаловский Л.Н., ИГЭ РАН, Россия). Она позволяет моделировать геофильтрационные процессы в слоистых толщах, учитывать профильную неоднородность пород, анизотропию проницаемости по каждому слою, имитировать напорный, безнапорный и напорно-безнапорный режимы фильтрации, учитывать емкость и скин-эффект откачивающей скважины.

Для создания численной модели как в трехмерной, так и в осесимметричной постановке необходимо выполнить гидрогеологическую и вычислительную схематизацию, а именно:

- разбить моделируемую толщу на слои (в разрезе) и блоки (в плане);

- для каждого из слоев задать фильтрационные характеристики (горизонтальный и вертикальный коэффициенты фильтрации, упругоемкость, гравитационную водоотдачу для безнапорного водоносного горизонта);

- в центральных блоках модели, имитирующих откачную скважину, задать интервал опробования и расход (дебит откачки);

- обозначить продолжительность эксперимента и выбрать количество «стресс-периодов» и временных шагов в периоде;

- задать счетные параметры.

Созданные численные модели могут быть использованы как при планировании экспериментов, так и для интерпретации проведенных опытно-фильтрационных работ.

В случае планирования (имитации) откачек выбирается диапазон возможного изменения параметров исследуемых водоносных горизонтов по данным предварительной разведки или по литературным данным. Далее на модели намечается размещение наблюдательных скважин опытного куста, фиксируются уровни в скважинах. По результатам численного эксперимента строится индикаторный график понижения уровней подземных вод, на основе анализа которого выбирается: конструкция опытного куста; дебит откачки; продолжительность откачки; наиболее рациональное размещение датчиков и пьезометров. Далее составляются журналы откачек для каждого из рассмотренных вариантов параметров, которые впоследствии используются при проведении полевых исследований, позволяя заранее составить представление о возможных трудностях и особенностях проводимых опытно-фильтрационных работ.

Возможности применения численного моделирования при планировании опытных откачек рассмотрены на примере одного из месторождений алмазов Архангельской области. Месторождение алмазов им. В. Гриба планируется к отработке открытым способом до глубины 450 м. Гидрогеологическое строение района характеризуется наличием следующих водоносных комплексов, вскрываемых карьером: водоносного комплекса четвертичных отложений (песчано-глинистые отложения); олмуго-

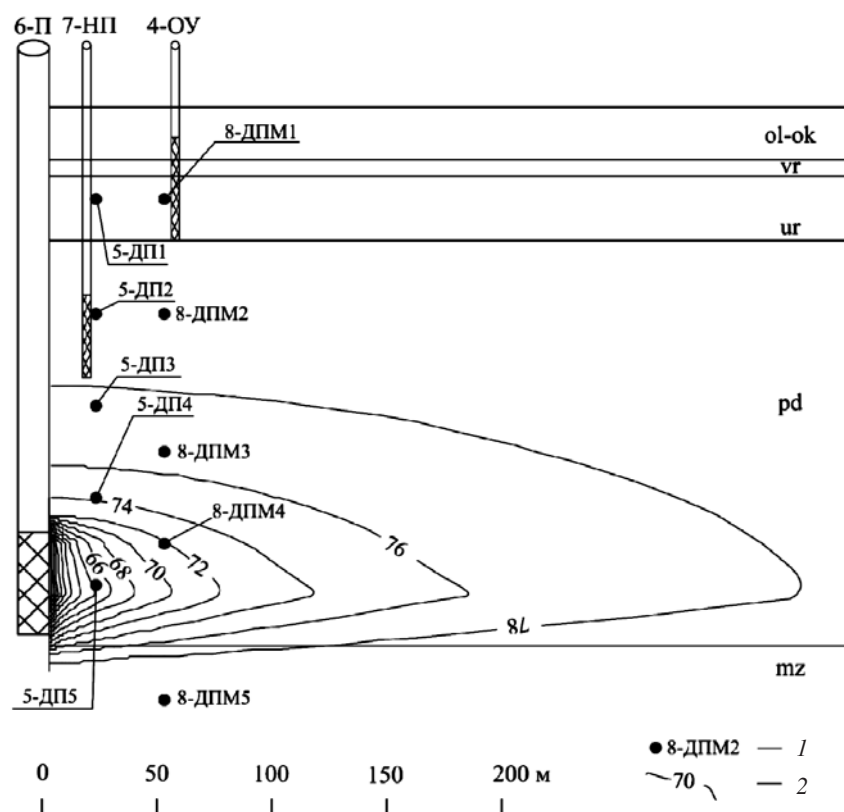


Рис. 1. Схема распределения напоров в падунском водоносном комплексе на момент окончания откачки из скважины 6-П:

1 — датчик гидростатического давления и его номер; 2 — линии равных напоров в абсолютных отметках

окуневского (карбонатные отложения); урзуго-воереченского (песчаники с редкими прослоями аргиллитов); падунского (переслаивание песчаников и алевролитов) и слабоводоносного мезенского комплекса (переслаивание алевролитов, аргиллитов и песчаников).

Численный эксперимент связан с необходимостью обоснования методики проведенной опытной откачки из несовершенной скважины с использованием датчиков гидростатического давления для оценки коэффициента фильтрации отложений падунского комплекса вкрест напластования (рис. 1). На геофильтра-

ционной модели имитируется откачка из несовершенной скважины, оборудованной на нижнюю часть толщи падунских отложений. Значимость определения вертикального коэффициента фильтрации связана с тем, что терригенные отложения, представленные частым переслаиванием песчаников, алевролитов и аргиллитов, как правило, характеризуются явно выраженной анизотропностью проницаемости по напластованию и вкрест напластования. При вскрытии слоистых толщ карьерами высота высачивания подземных вод на фильтрующих откосах над подошвой выработки может достигать нескольких десятков метров, что существенно влияет на напряженное состояние прибортовых массивов и может стать причиной потери их устойчивости*.

В результате была обоснована методика проведения эксперимента с применением датчиков гидростатического давления, которая была реализована при его выполнении.

Применение имитационного моделирования способствует повышению эффективности планируемых опытно-фильтрационных работ за счет рационального расположения наблюдательных скважин и точечных пьезометров (датчиков гидростатического давления), а также обоснованного регламента проведения откачки.

Возможности применения численного моделирования при интерпретации опытных опробований показаны на примере откачки, проведенной на поле шахты «Котинская» в Кузбассе, представляющем собой переслаивание мелкозернистых и крупнозернистых алевролитов с песчаниками. Условия формирования водопритоков в горные выработки определяются наличием приповерхностного водоносного комплекса, приуроченного к зоне повышенной трещиноватости угленосной толщи и к покровным четвертичным отложениям. При ревизии опытных откачек на шахте «Котинская» (проведенных ранее ФГУП «Запсибгеолсъемка») основной целью численных экспериментов было обоснование правомерности выбора тех или иных типовых расчетных схем при интерпретации опытных откачек аналитическими методами. Для уточнения достоверности результатов, полученных при интерпретации откачек аналитическими методами, была создана модель осесимметричной филь-

* Гидрогеологические проблемы при освоении алмазных месторождений в Архангельской области / Ю.А. Норватов и др. // Народное хозяйство республики Коми: т. 19. — Воркута — Сыктывкар — Ухта, 2010. — С. 259 — 261.

рации для имитации откачки, проведенной в полевых условиях. Суть моделирования сводится к решению обратной задачи на основе вариантного подбора фильтрационных характеристик до достижения на модели известного понижения уровня воды в скважине, полученного в ходе откачки с известным дебитом.

Так, при моделировании в каждом из блоков модели задаются значения начального напора, а также предполагаемые значения вертикального (k_z) и горизонтального (k_x) коэффициентов фильтрации, значения упругости (η) и гравитационной водоотдачи ($\mu_{тр}$). С этими данными в ходе моделирования определялось понижение в скважине и, если оно отличалось от действительного, операция повторялась с другими фильтрационными параметрами. Таким образом на модели итеративно подбираются основные характеристики водоносного горизонта.

Для интерпретации опытных опробований с использованием моделирования выбрана опытная откачка из скважины 17015а. Модель осесимметричной фильтрации (рис. 2), на которой имитировалось опробование водоносного горизонта, была разбита на 11 слоев. В соответствии с геологическим описанием было выделено 3 слоя: первый слой мощностью 50 м — алевролиты (относительный водоупор); второй мощностью 65 м — водоносный горизонт; третий мощностью 15 м —

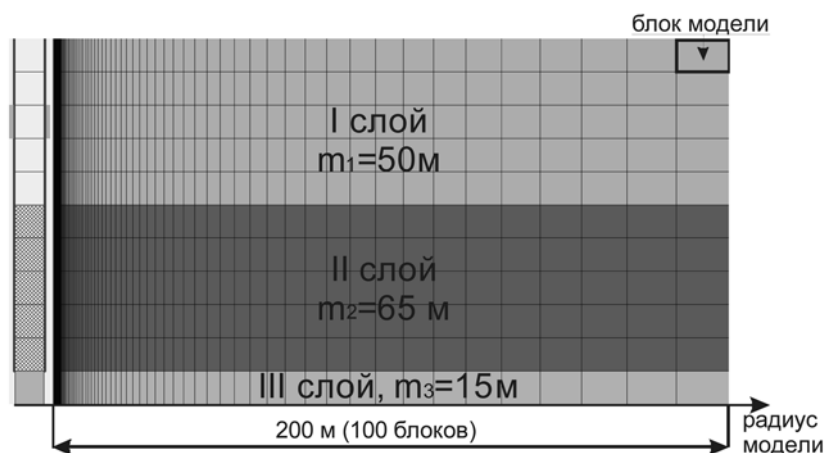


Рис. 2. Схематическое изображение осесимметричной модели в разрезе

**Результаты вариантного подбора фильтрационных параметров
приповерхностного водоносного горизонта
на модели осесимметричной фильтрации RELIS**

Номер экспери- мента	Коэффициент фильтрации I слоя, м/сутки		Коэффициент фильтрации II слоя, м/сутки		Упруго- емкость, η , 1/м	Водо- отдача, μ_r	Пониже- ние (м) через 5 минут на модели	Макси- мальное пониже- ние (м) на модели
	горизон- тальный K_x	верти- кальный K_z	горизон- тальный K_x	верти- кальный K_z			фактичес- кое при откачке	фактичес- кое при откачке
1	1,0	1,0	2,5	2,5	0,0001	0,07	$\frac{1,31}{1,15}$	$\frac{1,88}{1,55}$
2	0,1	0,1	2,5	2,5	0,0001	0,07	$\frac{1,32}{1,15}$	$\frac{2,11}{1,55}$
3	0,1	0,1	3,5	3,5	0,0001	0,07	$\frac{0,97}{1,15}$	$\frac{1,58}{1,55}$
4	0,1	0,1	3,2	3,2	0,0001	0,07	$\frac{1,00}{1,15}$	$\frac{1,71}{1,55}$
5	0,1	0,1	2,4	2,4	0,0002	0,07	$\frac{1,15}{1,15}$	$\frac{1,73}{1,55}$

водоупор, соответствует слабопроницаемым угленосным отложениям. Каждый слой в плане разбит на 100 блоков, размеры блоков увеличиваются по мере удаления от центральной скважины в логарифмической зависимости. Минимальный размер блока равен радиусу скважины (0,057 м), а максимальный 16 м. Радиус моделируемой области составляет 200 м. В интервале залегания водоносного горизонта скважина оборудована фильтром, в центральном блоке модели во втором слое задан расход, равный 259 м³/сутки. Задача решалась в нестационарной постановке, продолжительность моделируемого отрезка времени 1,75 суток (42 часа). Результаты численного моделирования представлены в таблице.

Подобранные на модели значения ($k_x = k_z = 2,4$ м/сутки, $T = 188$ м²/сутки водоносного горизонта) совпадают с параметрами, полученными при интерпретации этой откачки аналитически (по решению Болтона); это позволяет сделать вывод, что расчетная схема, выбранная для аналитической интерпретации откачки по скважине 17015а, является достоверной и ее можно использовать и для других откачек.

В настоящее время численное моделирование интенсивно внедряется при проведении работ на стадиях проектирования и разработки месторождений твердых полезных ископаемых. О признании численного моделирования при ведении гидрогеологических исследований свидетельствует разработка усовершенствованных и в то же время упрощенных в использовании аналогов программы RELIS — MODFE и RADFLOW.

УДК 553.042 : (338.24 : 001.89)

**ЦЕНТРЫ ЭКОНОМИЧЕСКОГО РОСТА —
ПРИОРИТЕТНЫЕ ПЛАЦДАРМЫ РАЗВИТИЯ
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РОССИИ¹**

В.Н. Лазарев, Е.А. Пилюгин

Анализ ресурсной и социально-экономической ситуации, осуществлявшийся в процессе составления геолого-экономических карт федеральных округов и субъектов Российской Федерации, показал со всей очевидностью, что перспективы дальнейшего развития минерально-сырьевой базы твердых полезных ископаемых России, и в первую очередь — стратегических и дефицитных их видов, связаны с восточными территориями нашей страны. Однако, несмотря на эти конкурентные преимущества (каковыми, несомненно, являются полезные ископаемые в недрах сибирских и дальневосточных регионов), существенная часть восточных субъектов Российской Федерации испытывает серьезные трудности социально-экономического характера. Из дотационных регионов, в бюджетах которых доля федеральной поддержки, по данным Минрегионразвития РФ, превышает 35 %, к таким проблемным территориям относятся 5 субъектов Сибирского ФО и 6 — Дальневосточного.

К настоящему времени в регионах разработаны стратегические нормативные документы, нацеленные в конечном счете на поднятие уровня их социально-экономического развития. Для реализации этих программ предлагаются различные варианты

¹ Статья подготовлена на основе материалов отдела геолого-экономической оценки и картирования Московского филиала ФГУП Всероссийский научно-исследовательский геологический институт им. А.П. Карпинского.

мотивации региональных и местных властей к перелому указанной тенденции. Несомненно, самым надежным является проверенный на практике многих стран путь интенсивного промышленного или постиндустриального развития таких территорий. Однако для восточных районов нашей страны в силу суровых климатических условий, слабой экономической освоенности, порой полного отсутствия транспортной, энергетической и социальной инфраструктуры, критической демографической ситуации и т. д. такой путь в ближайшей перспективе вряд ли может быть подходящим.

Уровень промышленного производства в машиностроении, металлообработке и т. п., на долю которых в России приходится 2/3 промышленного производства, в регионах-аутсайдерах очень низок и поэтому не позволяет рассчитывать на коренное изменение ситуации в скором времени [1]. Вместе с тем, в восточных регионах сосредоточены значительные разведанные запасы и прогнозные ресурсы стратегических видов твердых полезных ископаемых: практически весь российский уран, большая часть коксующегося и энергетического угля, благородных металлов, меди, никеля и кобальта, марганца, свинца, практически все запасы и ресурсы олова, большая часть молибдена и вольфрама, а также других не менее востребованных полезных ископаемых. Поэтому в условиях современной кризисной ситуации, когда возможности государства ограничены, по мнению квалифицированных экспертов, в качестве каковых выступают губернаторы восточных регионов, оптимальный путь развития региона — энергосырьевой сценарий, который позволяет осуществить устойчивое хозяйственное освоение территории. При этом акцент развития делается на реализацию крупных инвестиционных проектов в сфере энергетики, а также добычи и первичной переработки природных ресурсов при умеренных темпах развития перерабатывающих отраслей, инновационного сектора и инвестиционных возможностей [2].

Принципы формирования центров экономического роста

В российских условиях одним из направлений социально-экономического развития ее восточных регионов может стать создание условий *модернизации промышленности, поддержки и развития конкурентоспособных в глобальном рынке территориальных производственных кластеров*, повышающих добав-

ленную стоимость и бюджетную эффективность продукции природоресурсных отраслей. В свое время шаги в этом направлении предпринимались руководством Уральского ФО. В качестве эффективной меры организации экономического и социального пространства территорий предлагалось создание горнопромышленных районов [3]. Основой для таких предложений явились экспертные оценки, в том числе и Совета Федерации, согласно которым существует прямая зависимость эффективности экономики региона в производстве ВРП от доли промышленности в структуре хозяйственного комплекса, а в составе промышленности — доли природоресурсных отраслей, главным образом, топливной и металлургической. В стоимостном выражении в России на долю природоресурсных (сырьевых) отраслей приходится около половины промышленной продукции. Горнорудная промышленность играет ведущую роль в производстве ВРП в Республике Саха (Якутия), Красноярском крае, Магаданской, Иркутской, Кемеровской, Белгородской, Челябинской областях и Чукотском автономном округе.

С позиции дотационных регионов, в которых проживает большинство населения страны, любой востребованный, даже малый, участок недр, содержащий промышленные запасы полезного ископаемого, является объектом для экономического роста хотя бы на уровне муниципального образования. Чем больше будет введено в промышленное освоение таких и более крупных объектов, тем дальше продвинется регион в решении проблемы бюджетной обеспеченности собственными доходами [4]. Из этого следует, что решение задачи увеличения ВВП и поддержания высоких темпов его роста в последующие годы, а также значительное сокращение числа дотационных регионов наиболее реальны на основе укрепления природоресурсных отраслей в регионах с существенным минерально-сырьевым потенциалом. Дальнейшее развитие и серьезную конкретизацию приведенные выше предложения получили в инициативе Министерства природных ресурсов РФ и Федерального агентства по недропользованию по формированию так называемых центров экономического роста — ЦЭР. Они, по замыслу авторов, являются центрами перспективного развития минерально-сырьевого комплекса, имеющими существенную минерально-сырьевую основу для развития инфраструктурной и социально-экономической составляющей территорий. Именно для их развития целесообразна в ближайшей перспективе концентрация основных

средств федерального бюджета и частных инвестиций для детализации и расширения их перспектив. Такой подход корреспондируется с выводами системных аналитиков, полученными четверть века тому назад: цели должны ставиться за пределами системы. Например, не производство какого-то количества топлива или иного минерального сырья, а обеспечение энергией промышленности к 2020 г.; повышение уровня социально-экономического развития и т. п. [5].

В качестве центров экономического роста могут рассматриваться геолого-экономические районы, расположенные в регионах, обладающих фундаментальной минерально-сырьевой базой, эффективное освоение которой, направленное на обеспечение конкурентоспособности национальной экономики и социально-экономическое развитие регионов, требует опережающего развития инфраструктуры:

- | | |
|---|--------------------------------------|
| 1. Южно-Якутский (3147,15) ² | 13. Еравнинский (182,88) |
| 2. Кодаро-Удоканский (2747,65) | 14. Южно-Камчатский (124,70) |
| 3. Тывинский (2315,22) | 15. Становой (105,05) |
| 4. Яно-Колымский (977,76) | 16. Центрально-Забайкальский (67,90) |
| 5. Восточно-Забайкальский (827,87) | 17. Купольный (45,51) |
| 6. Бодайбинский (819,35) | 18. Баимский (36,47) |
| 7. Хинганский (375,96) | 19. Западно-Верхоянский (32,48) |
| 8. Алтайский (318,93) | 20. Северо-Камчатский (31,63) |
| 9. Восточно-Саянский (294,20) | 21. Пыркакайско-Майский (28,88) |
| 10. Амуро-Буреинский (291,29) | 22. Витимский (19,20) |
| 11. Западно-Сибирский (244,06) | |
| 12. Северо-Байкальский (207,46) | |

Весьма характерно, что большинство ЦЭР расположено на территории дотационных регионов с уровнем федеральной поддержки от 30 до 80 %:

Камчатский край — Южно-Камчатский, Северо-Камчатский;

² Денежная оценка (извлекаемая ценность) минерально-сырьевого потенциала богатства недр, млрд. руб.

Чукотский АО — Купольный, Пырकाайско-Майский, Баимский;

Еврейская АО — Хинганский;

Республика Саха (Якутия) — Южно-Якутский, Западно-Верхоянский;

Магаданская область — Яно-Колымский;

Амурская область — Становой, Амуро-Буреинский;

Забайкальский край — Центрально-Забайкальский, Кодаро-Удоканский, Восточно-Забайкальский;

Республика Бурятия — Северо-Байкальский, Еравнинский, Витимский;

Республика Тыва — Тывинский;

Алтайский край — Алтайский.

В свою очередь, из их числа на основе учета географо-экономических, геолого-экономических, социально-экономических, экологических и прочих факторов были выделены приоритетные ЦЭР: Южно-Якутский, Кодаро-Удоканский, Тывинский, Яно-Колымский, Восточно-Забайкальский, Хинганский, Витимский, Алтайский, Баимский. Именно для их развития целесообразна, по нашему мнению, в ближайшей перспективе концентрация основных средств федерального бюджета и частных инвестиций.

Основными предпосылками интенсивного развития центров экономического роста являются минерально-сырьевые ресурсы (разведанные запасы и прогнозные ресурсы) эффективных в освоении месторождений полезных ископаемых. Разработка их позволит решить широкий круг задач: от удовлетворения развивающейся экономики страны необходимой минерально-сырьевой продукцией до задач социального и политического содержания. В их числе приоритетными, решаемыми посредством формирования и развития ЦЭР, являются: повышение уровней отраслевой экономики и регионального развития, обеспечение геополитических интересов и национальной безопасности.

Роль ЦЭР в подъеме уровня социально-экономического развития

Проведенный Институтом экономики УрО РАН анализ влияния освоения минерально-сырьевых ресурсов на основные параметры социально-экономического развития 18 субъектов Российской Федерации позволил спрогнозировать изменение этих

показателей в обозримой перспективе при условии создания предприятий минерально-сырьевого сектора на новых месторождениях или в результате существенного расширения уже осваиваемых. На приведенных ниже гистограммах видно, что наиболее отчетливо позитивная роль ЦЭР проявляется именно в депрессивных регионах.

Формирование и развитие ЦЭР на базе предприятий минерально-сырьевого комплекса (МСК) привлечет существенно больший объем инвестиций (рис. 1), чем при сохранении традиционной структуры экономики (особенно в Забайкальском крае и Магаданской области, республиках Тыва, Бурятия и в Чукотском автономном округе). Освоение минерально-сырьевых ресурсов ЦЭР, создание и функционирование на их территории предприятий МСК обусловит многократный рост объемов промышленного производства в Забайкальском крае и Магаданской области, Республиках Бурятия и Тыва, Еврейской автономной области и Чукотском автономном округе (рис. 2). Это, в свою очередь, приведет к существенному росту валового регионального продукта и увеличит поступления в бюджеты различных уровней (рис. 3, 4).

Исследования коллектива Московского филиала ФГУП Всероссийский научно-исследовательский геологический институт им. А.П. Карпинского, приведшие к обоснованию выделения ЦЭР и оценке их роли в социально-экономическом развитии как в части обеспечения экономики минеральным сырьем, так и в части оздоровления социально-экономической ситуации в депрессивных регионах, начались еще в начале 2008 г. до возникновения кризисных явлений в экономике страны. Время подтвердило их актуальность.

Как заявил на Дальневосточном международном экономическом форуме 2009 года академик РАН Ишаев В.И.: «На Дальнем Востоке, несмотря на непрекращающийся кризис в стране, по ряду основных макропоказателей отмечается положительная динамика. Индекс промышленного производства за 7 месяцев 2009 года вырос и составил 106 процентов, в то время как по стране в целом отмечалась противоположная тенденция. По-прежнему рост обеспечивается добывающим сектором экономики. Вместе с тем, массированное финансирование только отраслей специализации (в данном случае — МСК) не является достаточным основанием для динамичного, устойчивого роста и развития экономики региона в целом. Необходимо преодолеть

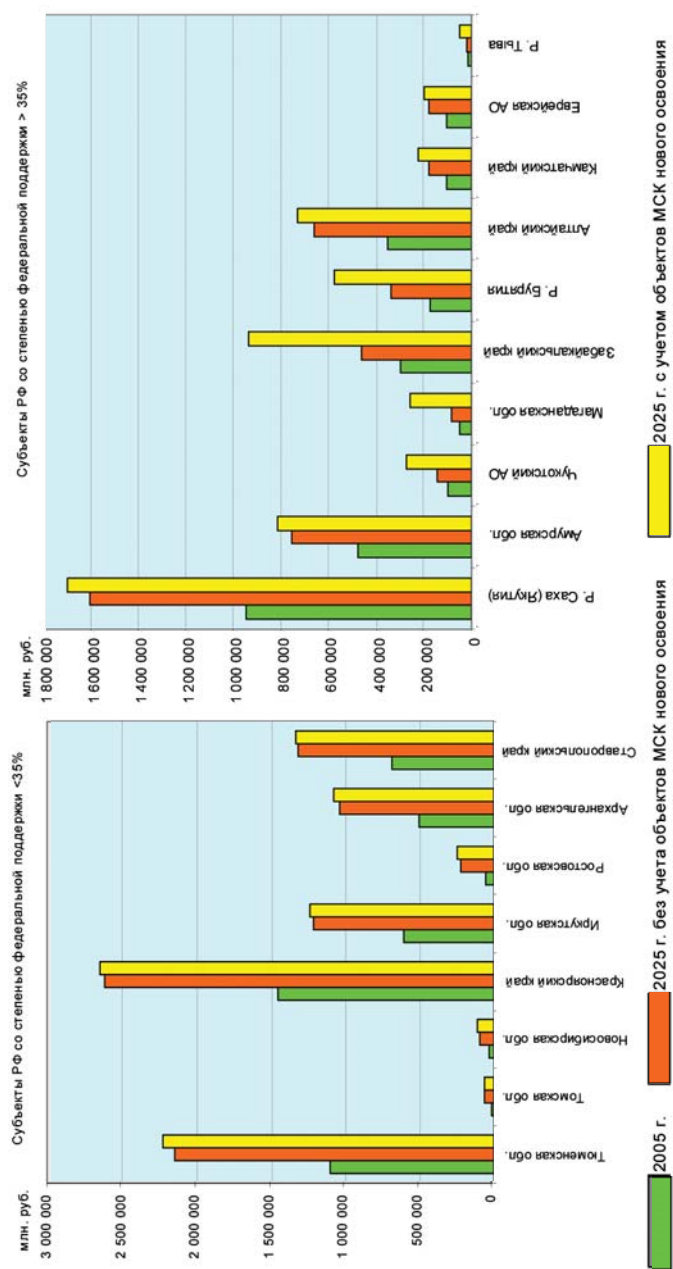


Рис. 1. Объемы инвестирования в разрезе основных минерально-сырьевых регионов России

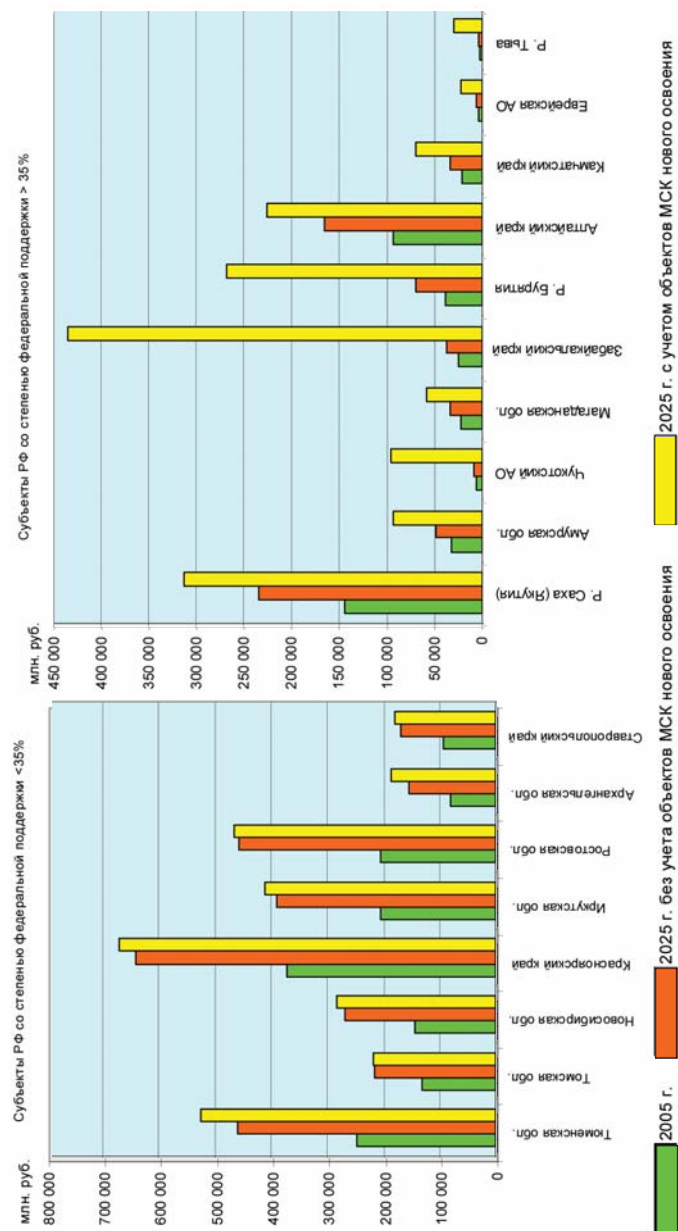


Рис. 2. Объемы промышленного производства основных минерально-сырьевых регионов РФ

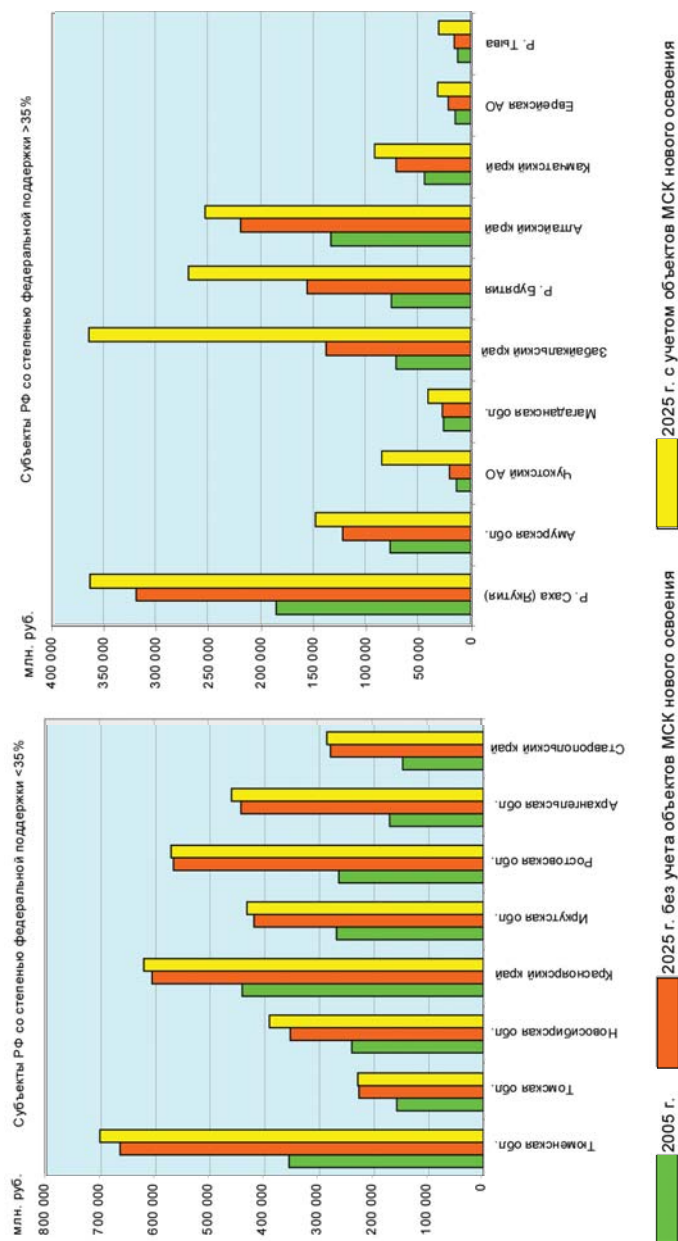


Рис. 3. Валовой региональный продукт основных минерально-сырьевых регионов России

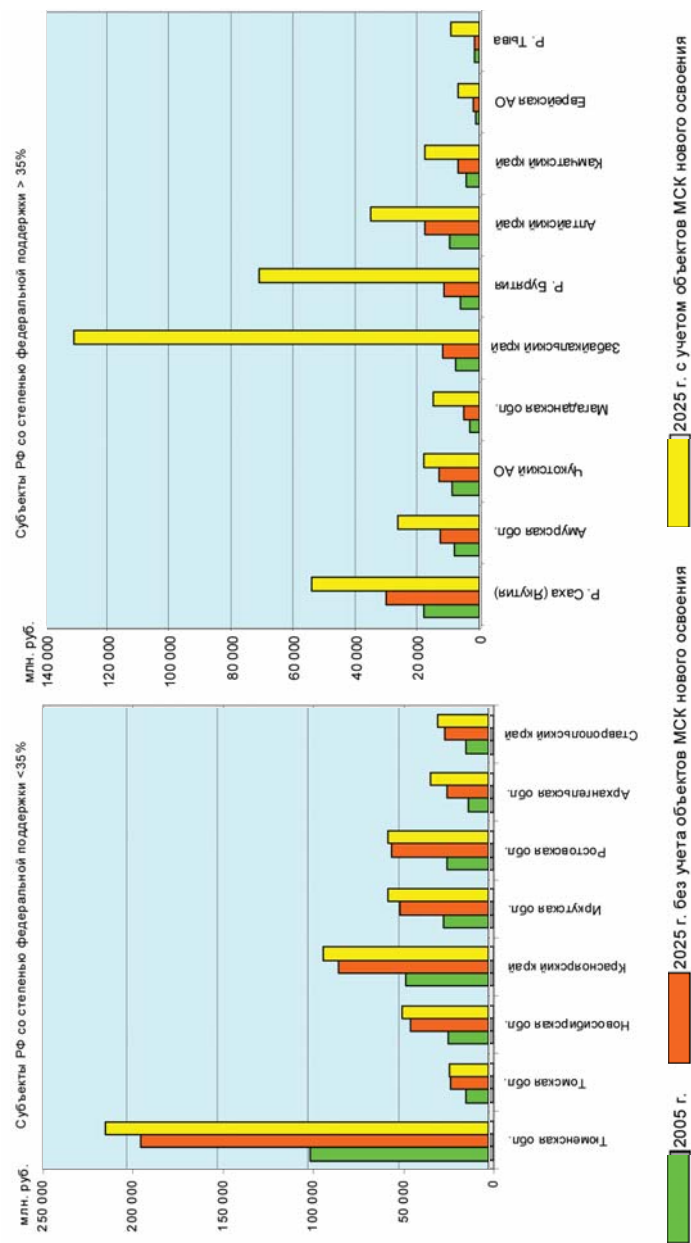


Рис. 4. Поступления в консолидированный бюджет РФ в разрезе основных минерально-сырьевых регионов России

«зацикленность» развития на базе только абсолютных преимуществ, то есть, говоря простым языком, надо постепенно, но неуклонно от добычи и первичной эксплуатации ресурсов переходить к их переработке, вплоть до выпуска конечной продукции для населения. Необходимо направить деятельность реальных и потенциальных инвесторов на обеспечение комплексного развития региона» [6].

В заключение необходимо отметить, что сырьевые региональные и межрегиональные центры следует рассматривать как реальный фундамент для формирования крупных промышленных комплексов, либо территориально совмещенных с ними, либо формирующихся на прилегающих территориях. Естественно, функционирование таких комплексов будет эффективно на базе новейших технических, технологических и природоохранных решений. Создание комплексов приведет к формированию смежных и вспомогательных производств других отраслей промышленности и сферы услуг в пределах макрорегионов, где сосредоточены сырьевые центры.

Литература

1. Регионы России. Социально-экономические показатели. 2007: P32: стат. сб. / Росстат. — М., 2007. — 991 с.
2. Выступления Губернатора Амурской области Кожемяко О.Н. и Председателя Правительства Республики Саха (Якутия) Борисова Е.А. на IV Дальневосточном международном экономическом форуме 08.09.2009 г. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: www.dvforum.ru/Doklad_PZ.aspx
3. Латышев П.М. Уральский аспект: Концепция социально-экономического развития России дает регионам уникальный шанс / П.М. Латышев // Российская газета. — 2008.
4. Орлов В.П. Природные ресурсы в экономике регионов России / В.П. Орлов. — М.: ООО «Геоинформмарк», 2005.
5. Данилов-Данильян В.И. О долгосрочных аспектах экономики природопользования / В.И. Данилов-Данильян, А.А. Рывкин // Комплексные проблемы обеспечения экономики минеральным сырьем: сб. тр. / ВНИИСИ. — М., 1984.
6. Выступление Полномочного представителя Президента РФ в Дальневосточном федеральном округе В.И. Ишаева на IV Дальневосточном международном экономическом форуме 08.09.2009 г. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: www.dvforum.ru/doklad.PZ.aspx

УДК 556.3(470.57)

МИКРОЭЛЕМЕНТЫ В ПОДЗЕМНЫХ ВОДАХ НЕФТЕДОБЫВАЮЩИХ И ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

И.Ю. Лешан, Р.М. Ахметов

Южный Урал в промышленно-экономическом отношении — один из наиболее развитых регионов Урало-Поволжья, в пределах которого, благодаря богатым природным ресурсам, возник ряд крупных нефте-, газо- и горнодобывающих комплексов. Здесь расположены крупные нефтяные месторождения (Арланское, Ромашкинское, Туймазинское, Шкаповское и др.), эксплуатирующиеся в течение 50 — 70 лет. В Зауралье уже несколько десятилетий разрабатываются золоторудные, колчеданные и другие рудные месторождения (Бурибайское, Гайское, Сибайское, Учалинское), что составляет серьезную нагрузку на природную среду. Основной ее причиной является загрязнение геосистем различными токсикантами, в том числе тяжелыми металлами.

В пределах Туймазинского и Шкаповского месторождений, расположенных на Белебеевской возвышенности за контуром нефтяных месторождений, горизонты заключают инфильтрогенные гидрокарбонатные кальциевые, магниевые-кальциевые и натриевые воды, относящиеся к типам II и I с минерализацией 0,3 — 0,7 г/дм³. К загипсованным породам приурочены сульфатные кальциевые воды типа II с минерализацией до 2 — 2,5 г/дм³. Они характеризуются величинами Eh от +100 до +350 мВ, pH 7,0 — 8,5, содержанием микроэлементов (мг/дм³): Br 0,05 — 0,3; I 0,001 — 0,005; B 0,01 — 0,5; Sr менее 0,5; Li менее 0,01 [1].

В результате проникновения по техническим причинам (порыв трубопровода, транспортирующего пластовые рассолы, жидкие промышленные стоки) нефтепромысловых рассолов в верхние водоносные горизонты утратились естественные связи ионно-солевого состава подземных вод с литолого-минералогическими особенностями водовмещающей среды; появились новые, ранее не свойственные отложениям, геохимические типы вод. Минерализация во многих случаях повысилась и достигла 5 — 10 и даже 40 г/дм³. Одновременно воды стали хлоридными натриевыми и хлоридными кальциево-натриевыми типа IIIa (хлормagneиевого) и IIIб (хлоркальциевого). В солевом составе

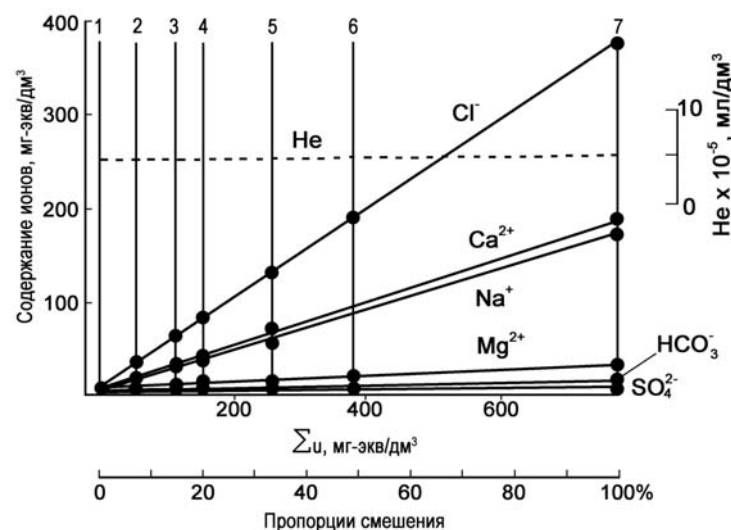


Рис. 1. График смешения гидрокарбонатных магниевых и хлоридных натриево-кальциевых вод в верхнепермских отложениях Шкаповского нефтяного месторождения [1]

вод появились NaCl , CaCl_2 и MgCl_2 . На 1 — 3 порядка возросли концентрации микроэлементов (мг/дм^3): Br 0,5 — 66,5; I 0,7 — 2,2; B 0,5 — 2,85; Sr 1,0 — 8,5; Li 0,03 — 0,75. Отмечается присутствие в подземных водах нефтепродуктов (от 0,1 — 0,25 до 3,7 — 4,5 мг/дм^3 , иногда и более). Формирование этих вод обусловлено процессами смешения пластовых рассолов карбона — девона с маломинерализованными водами неогеново-четвертичных и верхнепермских отложений. Это подтверждается анализом графиков смешения (рис. 1), на которых виден характер этого процесса, соответствующий линейной зависимости.

Больше всего в нефтях ванадия и никеля. Им сопутствуют Mo, Mn, Cr, Fe, Zn, Cu, As, Pb и др. Известно, что основная масса металлов сосредоточена в высококипящей части нефти и остаточном нефтяном сырье, прежде всего в асфальтосмолистых веществах. Они могут присутствовать в составе неорганических соединений, переходящих из пластовых вод, или в форме металлоорганических соединений и комплексов, например в виде ванадийпорфиринов. В золе нефтей содержание ванадия и никеля достигает 60 % от суммарного количества металлов. В нефтях

Урало-Поволжья концентрация V в среднем составляет 39 — 115 мг/кг, Ni — до 14 мг/кг.

В нефти содержатся 10^{-8} — 10^{-4} г/т радиоактивных элементов. Значительные концентрации тяжелых металлов и радионуклидов содержатся также в пластовых рассолах. В 1980-х годах на Ромашкинском и Шкаповском месторождениях стали известны факты интенсивного отложения радиоактивных осадков на технологическом оборудовании товарных парков и на установках подготовки нефти. Техногенные радиоактивные загрязнения, связанные с нефтедобычей, проявляются и в других регионах России. На площадях в десятки и сотни гектаров мощность дозы гамма-излучения составляет от 100 до 1000 мкР/ч, достигая 3 мР/ч в местах очистки технологического оборудования. Общее радиоэкологическое воздействие нефтепромыслов на окружающую среду в тысячи раз превышает воздействие АЭС. Основная масса радиоактивных элементов накапливается в различных шламонакопителях, нефтешламовых амбарах. Основная причина появления радия в пластовых флюидах нефтяных месторождений — выщелачивание и ионный изотопный обмен; на Ромашкинском месторождении происходит вынос радиоактивного радия, причем максимум наблюдается в первые 2 — 3 года эксплуатации. При увеличении обводненности добываемой нефти до 60 % и более поступление радионуклидов резко снижается (на 2 порядка). Объем загрязненных радионуклидами отходов (осадков) достигает 5000 м³/год, содержание радиобарита в них достигает 90 %.

Как уже отмечалось, шламонакопители, в особенности земляные амбары, являются серьезным источником загрязнения природной среды, так как они эксплуатируются в течение нескольких десятилетий. Вопросам утилизации нефтяных шламов (отходов) и ликвидации амбаров уделяется недостаточное внимание; при этом система мониторинга загрязнения природных объектов предусматривает контроль только концентрации нефти и хлоридов. В то же время дозиметрические измерения на базе капитального ремонта ППН НГДУ «Аксаковнефть» (пос. Сухоречка) показали фон 292 мкР/ч (при норме 30 мкР/ч), а в нефтяном амбаре — 655 (4-й диэмульсатор) и свыше нескольких тысяч мкР/ч (3-й диэмульсатор) [2].

В шламонакопителях НГДУ «Туймазанефть» происходит концентрирование и накопление тяжелых металлов, добываемых в составе продукции скважин. В неорганической части неф-

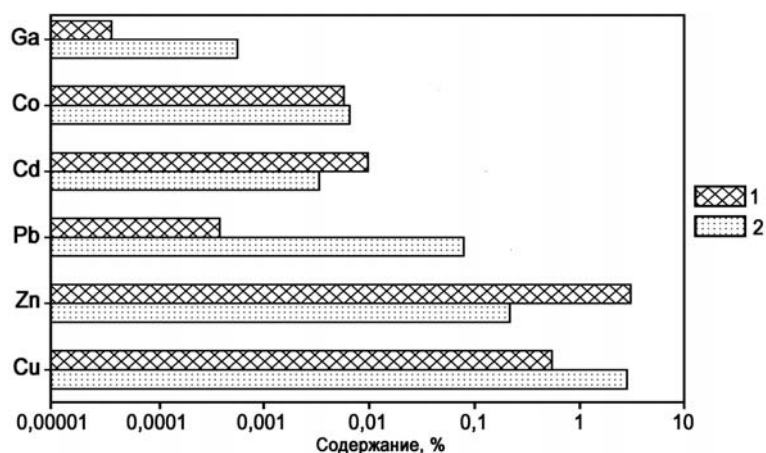
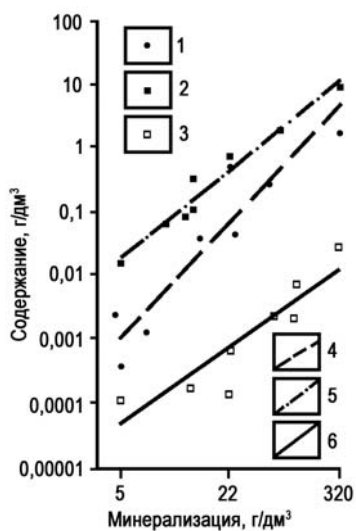


Рис. 2. Сопоставление содержания металлов в подотвальных водах (1) и рудах (2) Сибайского месторождения

тешлама из амбара УКПН-5 обнаружено (% вес.): Be, Ge, Sn, Gl, Cd, Co — 10^{-2} ; As, Sc, Pb, Nb, V, Ni, Cr, Zr, Th, U — 10^{-3} ; Mn, Mo, Cu, Zn, Sr — 10^{-2} ; Ti — 0,2; Fe, Ba — 1,0. На рис. 2 и 3 представлены зависимости содержания металлов в подотвальных водах от содержания в руде и от минерализации вод.



Среди элементов, присутствующих в сточных водах горных предприятий, экологически наиболее опасны не сами типоморфные элементы месторождений — медь, цинк, свинец, а микроэлементы-спутники, такие как кадмий, ртуть, мышьяк, сурьма, имеющие минимальные ПДК в питьевой воде. Эти элементы опасны еще и в связи с тем, что большая

Рис. 3. Зависимость содержания металлов в подотвальных водах Сибайского месторождения от минерализации: 1 — медь, 2 — цинк, 3 — кадмий, 4 — тренд распределения меди, 5 — тренд цинка, 6 — тренд кадмия

их часть подвержена процессам метилирования с образованием различных форм $\text{Cd}(\text{CH}_3)^+$, $\text{Hg}(\text{CH}_3)^+$, $\text{As}(\text{CH}_3)_3$, токсичность которых выше на порядок и более, чем у простых катионных форм. В связи с распространением этих элементов в подземных водах известны массовые случаи отравления населения мышьяком и ртутью [3].

В зоне влияния Сибайского месторождения на подземные воды в результате смешения с рудными водами состав воды становится гидрокарбонатно-сульфатным и возрастает содержание микрокомпонентов (мг/дм^3): Fe до 45; Cu 0,002 — 0,6; Zn 0,03 — 2,0 и др. В зонах, примыкающих к рудным телам, формируются сульфатные воды с минерализацией 0,66 — 1,5 г/дм^3 , pH 6,7 — 7,6 и содержат широкий спектр микрокомпонентов (мг/дм^3): Fe 1,5 — 160; Cu 0,007 — 1,75; Zn 0,04 — 62,5; Mo до 0,003 и др. Карьерные воды Сибайского месторождения образуются в объеме 9120 $\text{м}^3/\text{сутки}$ и характеризуются следующими параметрами: pH 5,9, сухой остаток до 3216, Cu 0,067, Zn 8,68, Cd 0,007, Fe 3,6, Mn 5,94, Cr 0,07, Sr 2,6 мг/дм^3 и т. д. Шахтные воды здесь имеют следующие показатели: pH 7,21, Fe 0,12 мг/дм^3 , Cu 13,36, Pb 1,12, Cr 0,6, Hg 0,02. На месторождении Бакр-Тау карьерные воды (1440 $\text{м}^3/\text{сутки}$) содержат (мг/дм^3): Cu 4,25; Zn 5,3; SO_4^{2-} 982; сухой остаток 1732 [4].

Для района Бурибайского месторождения характерно распространение преимущественно хлоридных натриевых вод с общей минерализацией 0,6 — 3 г/дм^3 , pH 6,4 — 8,1. Состав вод Бурибайского месторождения сульфатный с минерализацией до 4,7 г/дм^3 ; pH 3 — 5,2; содержание Fe^{3+} до 225; Fe^{2+} до 375; Cu до 140; Zn до 66, Mo до 1,1 мг/дм^3 и др. Формула общего ионного состава рудных вод следующая:

$$\text{N}_2\text{M4},7 \frac{\text{SO}_4 86 \text{Cl} 14}{\text{Ca} 45 \text{Mg} 37 \text{Na} 18} \text{pH} 3,9.$$

Шахтные воды Октябрьского месторождения (356,6 тыс. $\text{м}^3/\text{год}$) отрабатываемого БГОК, имеют pH 3,5, сухой остаток 3860 мг/дм^3 и другие ингредиенты в следующих количествах (мг/дм^3): Cu 16; Zn 18; As 53,3; Cd 0,2; Pb 0,04; Se 0,0003; Hg 0,0013; Sr 1,4; Fe 37,5; Br 0,2; B 0,2; 28 [5].

В районе Учалинского месторождения распространены пресные гидрокарбонатные кальциевые, реже натриевые, воды с минерализацией 0,65 г/дм^3 , pH 6,4 — 7,2. Вблизи рудных тел под

влиянием окисляющихся сульфидов формируются сульфатные воды с минерализацией 1,0 — 3,0 г/дм³ и pH 4 — 6,5. В этих водах содержится в повышенных количествах (мг/дм³): Fe²⁺ 0,2 — 200; Fe³⁺ 0,2 — 19,5; Cu 0,01 — 7,6; Zn 0,4 — 110; Pb 0,012 — 0,074; Mo до 0,002; Mn до 0,5 и др. Кислые рудничные воды (pH 3 — 6), как правило, принадлежат к типу IV ($\text{HCO}_3^- = 0$), а при более высоких значениях pH — к типу II. Концентрация железа и других металлов в них достигает столь больших величин, что они замещают ионы кальция и магния в формуле ионного состава. В общем водосборнике Учалинского месторождения, по данным УГОК, воды имеют следующие показатели: pH 4,5; сухой остаток 7228 мг/дм³, Cu 32,5; Zn 212; Fe 62,2; Mn 36,96; Cd 0,6 и т. д. Объем карьерных и шахтных вод УГОК составляет 2200 — 2800 тыс. м³/год.

Высоко содержание различных токсикантов и в фильтрате хвостохранилищ. Анализ проб воды из наблюдательных скважин хвостохранилища БМСК показал, что в ней содержится (мг/дм³): Cu до 0,2; Zn до 0,2; Pb до 0,09; Fe до 320; F⁻ до 1,94 и т. д.

Минерализация подотвальных вод месторождения Куль-Юрт-Тау достигает 13,5 — 107 г/дм³ при pH от 1,65 до 2,75. Воды содержат (в скобках — превышение ПДК для вод рыбохозяйственного значения): Fe до 10000 мг/дм³ (10000); Cu до 26,81 (26813); Zn 12,51 (1251); Co 12,04 (1204); Ni 1,31 (131,1); Hg до 0,00021 (21) и др.

Исследования химического состава фильтрата отвалов ОАО «Башкирский медно-серный комбинат» (БМСК), ОАО «Учалинский ГОК» (УГОК), ЗАО «Бурибаевский ГОК» (БГОК) приведены в таблице. Установлено значимое содержание радиоактивных элементов в подотвальных водах БМСК, УГОК, БГОК. В стоках горнорудного производства содержится (в г/т сухого остатка): до 5 Th, до 4,7 U. В соответствии с минерализацией фильтрата отходов содержание урана составляет до 1 мг/дм³ (при норме для питьевых вод до 0,05 мг/дм³). По классификации концентраций урана в природных водах по О.А. Алекину (1970) значение 0,0005 % (4,66 г/т) относится к очень высоким (>0,0003 %). Данные по содержанию радиоактивных элементов в отходах и стоках предприятий недропользования свидетельствуют о том, что в систему экологического мониторинга в нефтедобывающих и горнопромышленных районах необходимо включить контроль радиационной обстановки [2].

**Содержание микрокомпонентов в подотвальных водах месторождений
Южного Урала в сравнении с региональным кларком, % [1, 6]**

Элемент	Бурибай	Сибай		Бакр-Тау	Учалы		Регион. кларк*
Li	0,001	0,0009	0,001	0,002	0,003	0,004	0,0005
Be	0,00003	0	0,00004	0,0002	0,00007	0,0002	0,00002
Sc	0,002	0,0005	0,002	0,003	0,001	0,002	0,000014
Co	0,02	0,0007	0,006	0,03	0,009	0,01	0,00008
Ni	0,02	0,002	0,003	0,02	0,007	0,009	0,00014
Ga	0,00007	0	0,00004	0,00005	0,0001	0,0001	0,000016
Rb	0,00008	0,00007	0,00024	0,00008	0,0005	0,00006	0,0001
Sr	0,005	0,08	0,002	0,02	0,02	0,005	0,001
Y	0,003	0,00024	0,002	0,006	0,003	0,01	0,000012
Mo	0,00005	0,00002	0	0,00003	0,009	0	0,00006
Cd	0,005	0,003	0,01	0,02	0,0024	0,008	0,000014
La	0,00054	0,00004	0,0003	0,001	0,0006	0,0014	0,00001
Ce	0,002	0,00009	0,0007	0,003	0,0014	0,004	—
Tl	0,000002	0,000002	0,000003	0,000002	0,000007	0,000001	0,000012
Bi	0,000003	0,000004	0	0,000001	0,000001	0,000004	0,00001
Pb	0,00009	0,0001	0,0004	0,0009	0,0008	0,0007	0,00012
Th	0,00002	0,000003	0,00004	0,0005	0,00008	0,00014	—
U	0,0002	0,0001	0,0003	0,00003	0,0002	0,0005	—

* По данным А.М. Черняева и др. [7].

Таким образом, проблема техногенной активности микро-элементов вызывает интерес как с научно-теоретической, так и с практической стороны. Данные элементы в совокупности с приоритетными загрязнителями нефтедобывающей и горнорудной отраслей могут оказывать на биосферу нежелательное воздействие и в то же время они являются ценными компонентами техногенных образований. Необходимо дальнейшее их изучение в техносфере региона.

Литература

1. Абдрахманов Р.Ф. Гидрогеоэкология Башкортостана / Р.Ф. Абдрахманов. — Уфа: Информреклама, 2005. — 344 с.
2. Ахметов Р.М. Тяжелые металлы и радиоактивные элементы в горно-промышленных отходах Южного Урала и Предуралья / Р.М. Ахметов, Р.Ф. Абдрахманов // Геологический сборник: ДизайнПолиграфСервис. — 2009. — № 8. — С. 253 — 257.

3. *Крайнов С.Р.* Геохимия подземных вод. Теоретические, прикладные и экологические аспекты / С.Р. Крайнов, Б.Н. Рыженко, В.М. Швец. — М.: Наука, 2004. — 677 с.

4. *Мустафин С.К.* Техногенная трансформация геологической среды районов деятельности предприятий горнодобывающей промышленности Республики Башкортостан / С.К. Мустафин, Р.Ф. Абдрахманов, Р.М. Ахметов // Техногенная трансформация геологической среды: материалы Междунар. науч.-практ. конф. — Екатеринбург, 2002. — С. 153 — 156.

5. *Зайнуллин Х.Н.* Бурибаевское рудоуправление как модельный объект влияния на подземные и поверхностные воды горнорудных предприятий Южного Урала / Х.Н. Зайнуллин // Чистая вода России: материалы междунар. симпозиума. — Екатеринбург, 1997. — С. 35 — 36.

6. *Абдрахманов Р.Ф.* Рудничные и подотвальные воды Южного Урала / Р.Ф. Абдрахманов, Д.Н. Салихов, Р.М. Ахметов // Новые идеи в науках о земле: материалы XII междунар. конф.: т. 4. — М.: Университет, 2006. — С. 3.

7. *Черняев А.М.* Гидрохимия малых, редких и рассеянных элементов (Южный Урал, Зауралье и Казахстан) / А.М. Черняев, Л.Е. Черняева, В.Н. Бабченко. — Л.: Гидрометеиздат, 1970. — 164 с.

УДК 553.04:338.45(571.6)

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ЭФФЕКТОВ КРУПНЫХ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ ПРОЕКТОВ В РЕГИОНЕ (НА ПРИМЕРЕ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА)

М.М. Потанин

1. В Дальневосточном регионе в настоящее время планируется к реализации целый пакет крупномасштабных инвестиционных проектов крупных национальных и международных компаний, при этом большая их часть в ресурсном секторе экономики. Для этих проектов характерны высокая капиталоемкость, длительные сроки реализации, следовательно, перспективная структура и динамика развития экономики региона на 15 — 20 лет уже сегодня во многом «просматривается» и определяется именно этим набором инвестиционных проектов. Пакет уже сформировался, основу его составляют проекты освоения наиболее крупных месторождений первичного энергетического сырья национального уровня, так называемые энергосырьевые проекты, проекты добычи железных руд. Среди них обустройство и эксплуатация месторождений сахалинского шельфа и Республики

Саха (Якутия), проект развития Эльгинского месторождения каменных углей, «Восточная программа» ОАО «Газпром», формирование металлургического центра в Амурской области. Практически все эти проекты имеют реальных инвесторов, по отдельным месторождениям уже начаты работы по их освоению. Тем не менее, не до конца выясненными остаются вопросы оценки вклада крупных минерально-сырьевых проектов в региональный экономический рост, выявления масштабов и структуры создаваемых ими экономических эффектов.

В этой связи остро встает вопрос типологизации экономических эффектов ресурсного проекта, а также количественной оценки вклада крупных минерально-сырьевых проектов в социально-экономическое развитие территории их реализации, т. е. формирования региональной экономической ренты и создание возможностей ее локализации на территории.

2. Анализируя природу ресурсного проекта, можно выделить целый ряд региональных экономических эффектов, которые широко представлены в научной литературе и формируются по направлениям, представленным на рис. 1.

В результате реализации крупного ресурсного проекта на территории региона возникает **прямой проектный эффект** (это может быть коммерческая отдача проекта, выпуск продукта, занятость по проекту, его налоговые потоки), а также **косвенные**

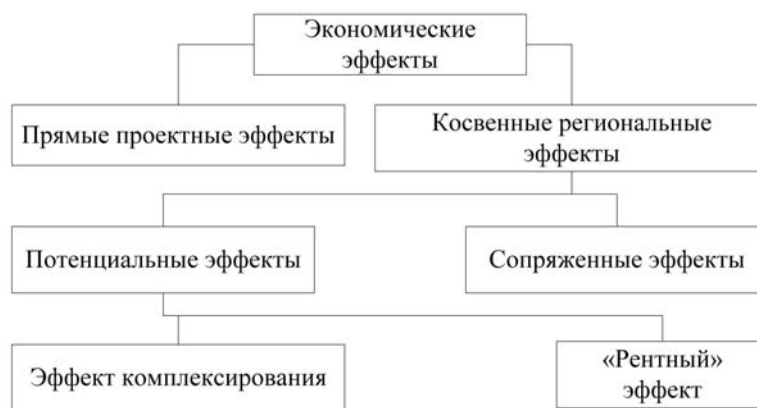


Рис. 1. Региональные экономические эффекты крупного ресурсного проекта

региональные эффекты — возможные экономические последствия, локализуемые на конкретной территории в связи с осуществлением данного инвестиционного проекта.

Косвенные региональные эффекты могут быть реализованы, во-первых, в виде *сопряженных эффектов*, обусловленных материалоемкостью проекта или предъявлением спроса на сопутствующие и сервисные производства в регионе. Данный тип эффектов свойствен практически всем проектам, однако в структуре материального потребления могут присутствовать товары или услуги, поставляемые из-за пределов рассматриваемого региона. В этом случае эффективная с точки зрения региона материалоемкость будет ниже фактической проектной. И чем в меньшей степени диверсифицирован отдельный регион, чем меньше товаров производственного назначения способен предложить его хозяйственный комплекс, тем меньшее значение будут иметь сопряженные эффекты в его отношении. Примером является реализация строительства газопровода Сахалин — Хабаровск — Приморский край. Общая потребность проекта в трубах, основной статьи материальных затрат на этапе капитальных вложений, составляет около 200 — 300 тыс. т. Поставщиком труб для проекта выступает Челябинский трубопрокатный завод. Таким образом, в результате реализации проекта в описанной структуре поставок труб сопряженные эффекты для региона представляются очевидно меньшими в сравнении с ситуацией, если бы основным поставщиком труб выступал расположенный на территории Дальнего Востока Амурский металлургический завод.

Кроме того, внешние эффекты имеют проявление в виде *потенциальных эффектов*, которые в силу тех или иных причин не реализуются на территории коммерческими решениями инвесторов и компаний. Потенциальные эффекты крупного проекта могут быть:

— «рентного» типа, обусловленные высокорентабельным сырьевым производством. Действительно, ряду производств, например сырьевым, свойственна высокая рентабельность продукта, в этом случае государство может изымать определенную величину так называемых сверхдоходов в виде налогов, отчислений (роялти), обязательств на пополнение отдельных региональных фондов и т. д. В случае, если в результате извлечения ренты от высокорентабельного производства формируется фонд регионального назначения, можно говорить о внешнем региональ-

ном эффекте проекта. Данный тип регионального эффекта относится к потенциальным эффектам, ввиду того, что, с одной стороны, такой фонд не является неотъемлемой частью реализации крупных ресурсных проектов, а с другой — средства, формируемые таким образом, могут и не получить региональной направленности;

— комплексующего типа, основанного на возможностях создания на базе крупного проекта смежных производств, дополняющих, расширяющих основное проектное производство. Нефть при комплексной переработке дает начало целым классам химических соединений, стоимость и прибыль от которых в разы от передела к переделу превышает цену барреля первичного сырья. Это полиэтилен, полистирол, полибутадиен, синтетические смолы, волокна, пластмассы, изделия из них, шины, каучуки, товары народного потребления. Железорудное сырье формирует основу для выплавки стали, изготовления проката и конечных изделий. Данный тип региональных эффектов, по мнению автора, представляет собой наиболее существенный тип эффектов в отношении регионов неосвоенного типа с недиверсифицированным хозяйственным комплексом, ориентированным на решение транзитных задач, поскольку при реализации данного типа эффектов могут быть более полно реализованы сопряженные эффекты проектов. В рамках регионального хозяйственного комплекса может быть расширена отраслевая структура, а также с учетом эскалации цен в случае первичной и последующей переработки сырья может быть получена более высокая как стоимостная (выпуск продукта), так и региональная отдача в виде роста занятости, доходов, налоговых поступлений в регионе.

В целом схема формирования региональных экономических эффектов на примере крупного энергосырьевого проекта представлена на рис. 2.

3. Большое значение при анализе крупномасштабных ресурсных проектов имеет оценка возникающих в результате реализации крупномасштабного проекта экономических эффектов, их сопоставление и поиск путей стимулирования реализации региональных эффектов.

В мировой науке существует два принципиальных подхода к оценке региональных экономических эффектов крупных инвестиционных проектов. Первый подход базируется на учете межотраслевых связей и макроэкономических соотношений в



Рис. 2. Схема формирования региональных эффектов на примере крупного энергосырьевого проекта

экономике региона реализации проекта [1,4 — 7]. Практически данный подход реализуется на базе моделей затраты — выпуск, межотраслевых оптимизационных моделей, макроэкономических моделей региона и т. д. Вторым подходом является анализ затрат и выгод проекта [2, 3]. Данный подход предполагает включение в анализ более широкого числа факторов, которым дается стоимостное выражение. Данный метод используется в случае, когда среда реализуемого проекта имеет ряд жестких ограничений, без учета которых невозможно получение достоверной оценки валовых эффектов проекта.

В своей работе автор предлагает и использует методику оценки экономических эффектов осуществления крупного минерально-сырьевого проекта в регионе. Особенностью методики является использование системы опорных статистических индикаторов вовлеченных отраслей экономики для оценки прямых экономических эффектов проектов, а также оценка косвенных эффектов с использованием межотраслевого баланса, описывающего межотраслевое взаимодействие. Схематично предлагаемый методический подход по оценке экономических эффектов минерально-сырьевых проектов на территории региона включает 7 этапов (рис. 3).



Рис. 3. Принципиальная методическая схема оценки экономических эффектов крупного сырьевого проекта в регионе

Методический подход в инструментальном плане реализован в виде двух расчетных схем:

— блок расчета прямых выпусков и эффектов проектов. Для определения прямых (линейных) экономических эффектов реализации проектов используем опорные статистические индикаторы, ими могут выступать цены на товары специализации проектов для выбранного в расчетах базового года, отраслевая производительность труда в натуральном выражении выпуска (или трудоемкость производства), фондоотдача, отраслевая норма прибыли, система налоговых платежей для данной отрасли, средний уровень оплаты труда для региона реализации проекта для базового года и т. д.¹ Эти показатели да-

¹ Сходной логики придерживается, например, методика укрупненной оценки конечных показателей, предложенная профессором Суспицыным С.А. [8, 9].

ют представление о прямых эффектах проекта с учетом сложившихся отраслевых и территориальных пропорций в конкретном регионе;

— блок расчета косвенных региональных эффектов (сопряженных, комплексирующих) на основе МОБ²-подхода (рис. 4). В отличие от классических постановок задач межотраслевого моделирования в рамках данного блока не определяется сбалансированный выпуск отраслей, обеспечивающих задаваемые варианты конечного спроса, объемов конечного спроса исходя из заданных выпусков. Фактически МОБ агрегированно описывает «образ» экономики региона определенного года в развернутом представлении отраслей и в специфическом виде структуры конечного спроса и блока добавленной стоимости.

Алгоритм оценки косвенных региональных эффектов инструментарий предполагает следующий:

1) оценка *сопряженных* эффектов. На базе сформированного МОБ за отчетный год может быть сделан прогноз на год вступления проектов в стадию промышленной эксплуатации, т. е. выхода на проектную мощность, исходя из соответствующих отраслевых прогнозов роста. Структура экономики в части структуры конечного спроса, добавленной стоимости в данном случае сохраняется. Далее рассматриваемые проекты группируются по отраслевым блокам (например нефтедобыча, газодобыча, угледобыча), а затем встраиваются отдельными столбцами в структуре МОБ в прогнозный баланс. Информационным наполнением для блоков проекта частично могут выступать оцененные прямые эффекты этих проектов, а также технико-экономическая и статистическая информация в случае ее доступности. В результате может быть определена реакция экономики региона на включение в его систему соответствующих проектов, т. е. насколько изменяется или может измениться выпуск по смежным отраслям хозяйственного комплекса, учитывая межотраслевые связи, материальные потребности проекта, какие мультипликативные возможности имеют проекты. А также, учитывая базовую производительность труда (отношение валового выпуска к занятости по отрасли), определяем, какую дополнительную заня-

² МОБ-межотраслевой баланс.

МОБ-энерго ДФО	Электро- и теплоэнергетика	Нефтедобыча	Нефтепереработка	Газодобыча	Уголедобыча	Химия	Нефтехимия	Остальная экономика	Промежуточное потребление	Конечный спрос без торгового сальдо	Сальдо торговых обменов	Валовой выпуск
	<i>a11</i>	<i>a12</i>	<i>a13</i>	<i>a14</i>	<i>a15</i>	<i>a16</i>	<i>a17</i>	<i>a18</i>	ПП1	КС1	<i>ТВ1</i>	ВВ1
	<i>a21</i>	<i>a22</i>	<i>a23</i>	<i>a24</i>	<i>a25</i>	<i>a26</i>	<i>a27</i>	<i>a28</i>	ПП2	КС2	<i>ТВ2</i>	ВВ2
	<i>a31</i>	<i>a32</i>	<i>a33</i>	<i>a34</i>	<i>a35</i>	<i>a36</i>	<i>a37</i>	<i>a38</i>	ПП3	КС3	<i>ТВ3</i>	ВВ3
	<i>a41</i>	<i>a42</i>	<i>a43</i>	<i>a44</i>	<i>a45</i>	<i>a46</i>	<i>a47</i>	<i>a48</i>	ПП4	КС4	<i>ТВ4</i>	ВВ4
	<i>a51</i>	<i>a52</i>	<i>a53</i>	<i>a54</i>	<i>a55</i>	<i>a56</i>	<i>a57</i>	<i>a58</i>	ПП5	КС5	<i>ТВ5</i>	ВВ5
	<i>a61</i>	<i>a62</i>	<i>a63</i>	<i>a64</i>	<i>a65</i>	<i>a66</i>	<i>a67</i>	<i>a68</i>	ПП6	КС6	<i>ТВ6</i>	ВВ6
	<i>a71</i>	<i>a72</i>	<i>a73</i>	<i>a74</i>	<i>a75</i>	<i>a76</i>	<i>a77</i>	<i>a78</i>	ПП7	КС7	<i>ТВ7</i>	ВВ7
	<i>a81</i>	<i>a82</i>	<i>a83</i>	<i>a84</i>	<i>a85</i>	<i>a86</i>	<i>a87</i>	<i>a88</i>	ПП8	КС8	<i>ТВ8</i>	ВВ8
	Материальные затраты	Σa_{i1}	Σa_{i2}	Σa_{i3}	Σa_{i4}	Σa_{i5}	Σa_{i6}	Σa_{i7}	Σa_{i8}			
ВДС	ДС1	ДС2	ДС3	ДС4	ДС5	ДС6	ДС7	ДС8				
Валовой выпуск	ВВ1	ВВ2	ВВ3	ВВ4	ВВ5	ВВ6	ВВ7	ВВ8				

Рис. 4. Принципиальная схема МОБ-подхода на примере энергосырьевых проектов

тость потенциально формирует данный материальный спрос³;

2) оценка *комплексирующих* эффектов. Оценка потенциала комплексирования сырьевого проекта представляет собой величину потенциально возможных видов экономической деятельности, которые формируются не материальным потреблением проекта, как в случае сопряженных эффектов, а технологическими возможностями развития производств, дополняющих основную проектную сырьевую деятельность. Оценка потенциала комплексирования складывается из двух составных частей. Во-первых, это непосредственно выпуск новых перерабатывающих производств, а во-вторых, оценка уже их сопряженных эффектов для регионального хозяйственного комплекса.

В результате включения пакета проектов переработки углеводородов в межотраслевую модель региона сырьевая продукция добычи углеводородов «переключается» с конечного спроса (т. е. с непосредственно экспорта сырья) в сектор регионального промежуточного потребления — сырье направляется на потребности предприятий и проектов переработки (нефтепродукты, нефтехимия, химия). Этим, во-первых, будет определяться рост в новых перерабатывающих углеводородное сырье отраслях, которые, во-вторых, учитывая их материалоемкость, станут продуцировать дополнительный спрос на продукцию смежных отраслей.

4. В случае, если реализуется потенциал региональной экономической ренты от первичного сырья, т. е. реализуются основные косвенные экономические эффекты сырьевого проекта на территории региона, крупный проект представляется как фактор регионального развития. Именно в степени влияния на окружающую экономическую и социальную среду региона и возникает, по мнению автора, разделение крупномасштабного ресурсного проекта на крупный *надрегиональный* проект, который ориентирован, например, на минимизацию сроков возврата инвестиций, издержек, оптимизацию структуры проекта, и *региональный* проект, т. е. проект, ориентированный в том числе на

³ Понятно, что данная оценка сопряженного прироста занятости является в определенном смысле условной, т. к. не всегда прирост выпуска требует дополнительного роста занятых на производстве, но при этом данная оценка позволяет определить порядок значений дополнительного роста занятых, исходя из предположения, что данный прирост выпуска будет произведен на аналогичном другом, созданном специально для нужд базового проекта, предприятии.

комплексное региональное развитие, учитывающее весь возможный потенциал среды проекта.

Литература

1. *Armstrong H.* Regional Economics and Policy / H. Armstrong, J. Taylor. — Oxford: Blackwell, 2000.
2. *Boardman A.E.* Cost-benefit analysis: concepts and practice / A.E. Boardman, D.H. Greenberg. — Upper Saddle River, New Jersey: Prentice Hall, 1996.
3. *Brent R.J.* Applied Cost-benefit analysis / R.J. Brent. — Cheltenham: Edward Elgar, 1996.
4. *Davis C.* Regional impact assessment and project evaluation / C. Davis. — Vancouver : University of BC Press, 1990.
5. *Shwartz H.* A guide to regional multiplier estimation. — Ottawa: Supply and services, 1982.

УДК 622.276.004.21

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОЦЕНОК ПАРАМЕТРОВ НЕФТЯНОГО КОЛЛЕКТОРА НА ОСНОВЕ ОБРАЗОВ СИММЕТРИИ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ СВОЙСТВ

Р.В. Распопов, И.Г. Соловьев

Реализация современных избирательных схем разработки и обустройства месторождений [1] со сложной анизотропной структурой строения коллекторов зависит, с одной стороны, от уровня информационной обеспеченности процессов эксплуатации скважин [2], а с другой — от надежной работы алгоритмов сопровождения ПДГТМ (постоянно-действующих геолого-технологических моделей) [3]. Широкое распространение систем наземной и глубинной телеметрии [4, 5] создает предпосылки для качественного развития технологий контроля и идентификации фильтрационно-емкостных параметров коллекторов в режиме реального времени. Особое значение начинает приобретать задача сопровождения гидродинамики локальных участков. Методы оценки параметров коллекторов на основе технологий группового гидропрослушивания скважин [6] ограничены в применении условиями стационарности краевых состояний и специальными режимами возмущений.

В данной работе рассматривается алгоритм оценки фильтрационных параметров участка залежи, который не накладывает жестких ограничений на стационарность и режимы возмущений

скважин, что позволяет реализовывать стратегию сопровождения гидродинамической модели участка в режиме реального времени. Задачи восстановления параметров распределенных сред относятся к классу плохообусловленных [7] и требуют разработки мер обеспечения устойчивости оценок [8].

Ортогональное редуцирование модели

Первый прием — это схема описания гидродинамики коллектора конечными элементами с осредненными параметрами и переменными состояния. Предельный уровень осреднения (огрубления) определяется геометрической схемой дренирования продуктивных горизонтов скважинами. На рис. 1 приведена геометрическая схема пространственного представления участка коллектора с рядной схемой заводнения. Модель гидродинамики центральной зоны записывается в виде

$$q_0(t) = w_{01}(p_1(t) - p_0(t)) + \dots + w_{06}(p_6(t) - p_0(t)) - \tau_0 \dot{p}_0(t) + \delta p_0, \quad (1)$$

где $p_i(t)$ — среднезональные давления выделенных сегментов, приведенные к единой горизонтали, $q_0(t)$ — объемный расход жидкости в скважине ($q_0(t) > 0$ — добыча, $q_0(t) < 0$ — нагнетание), w_{0i} — гидропроводность перехода между центральной и i -й зоной окаймления, $\tau_0 = \beta_n m V_0$ — гидроупругий объем вмещающих пустот центральной зоны (β_n — коэффициент гидроупругости, m — пористость, V_0 — пространственный объем продуктивной части центральной зоны), δp_0 — возможная ошибка приведения данных контроля.

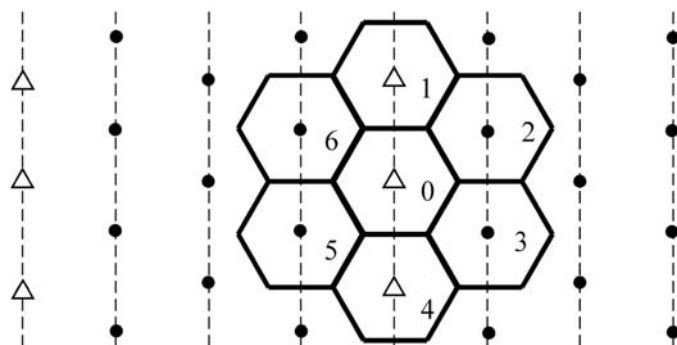


Рис. 1. Трехрядная сетка скважин с выделенным локальным участком

Под задачей идентификации гидродинамических параметров центральной зоны понимается правило оценивания вектора неизвестных параметров модели

$$\mathbf{c}^T = [w_{01} \ w_{02} \ w_{03} \ w_{04} \ w_{05} \ w_{06} \ \tau_0 \ \delta p_0] \in R^8.$$

Второй прием обеспечения устойчивости оценок — метод ортогонального редуцирования [9]. Представим модель (1) в виде

$$\mathbf{q}_0 = c_1 \mathbf{v}_1 + c_2 \mathbf{v}_2 + \dots + c_8 \mathbf{v}_8 + \xi, \quad (2)$$

где $\mathbf{q}_0^T = [\dots \ q_0(k) \ \dots]$, $\mathbf{v}_i^T = [\dots \ p_i(k) - p_0(k) \ \dots]$, $i = \overline{1, 6}$, $\mathbf{v}_7^T = [\dots \ \nabla p_0(k) \ \dots]$, $\mathbf{v}_8^T = [1, \dots, 1]$, $\xi^T = [\dots \ \xi(k) \ \dots]$ — N -мерные векторы, $c_i = w_{0i}$, $i = 1, 6$, $c_7 = \tau_0$, $c_8 = \delta p_0$. Переход от (2) к ортогональному базису на основе процедуры Грамма—Шмидта [10]

$$\mathbf{z}_i = \mathbf{v}_i - \lambda_{i,1} \mathbf{z}_1 - \lambda_{i,2} \mathbf{z}_2 - \dots - \lambda_{i,i-1} \mathbf{z}_{i-1}, \quad i \in \{1, \dots, 8\},$$

где $\lambda_{ij} = \mathbf{v}_i^T \mathbf{z}_j / \|\mathbf{z}_j\|^2$, $j < i$, преобразует (2) к виду

$$\mathbf{q}_0 = a_1 \mathbf{z}_1 + a_2 \mathbf{z}_2 + \dots + a_8 \mathbf{z}_8 + \xi, \quad (3)$$

где вектор параметров $\mathbf{a}^T = [a_1 \ \dots \ a_8]$ связан с параметрами $\mathbf{c}$ модели исходного вида (1), (2) равенством

$$\Lambda \mathbf{c} = \mathbf{a}. \quad (4)$$

Пусть для модели (3) алгоритм оценивания параметров a_i имеет вид

$$\tilde{a}_i = (q_0^T \mathbf{z}_i) / \|\mathbf{z}_i\|^2, \quad (5)$$

при априорно ограниченном уровне помехи $\|\xi\| \leq v_\xi$, тогда ошибка параметрического оценивания удовлетворяет отношению $|\tilde{a}_i - a_i| \leq v_\xi / \|\mathbf{z}_i\|$.

Одна из возможных схем редуцирования (3) основана на выделении надежно оцениваемой части суммы с номерами из множества I_B и отбрасывания тех слагаемых, где ошибка оценивания превышает априорно заданную уставку Δa , т. е.

$$\begin{aligned} I_C &= \{i : v_\xi / \|\mathbf{z}_i\| > \Delta a\}, \\ I_B &= \{1, 2, \dots, 8\} \setminus I_C. \end{aligned} \quad (6)$$

* $\nabla p_0(k) = (p_0(k+1) - p_0(k)) / \Delta t$ — разностный аналог производной.

Ограничиваясь множеством I_B , введем вектор идентифицируемых параметров

$$\mathbf{a}_B^T = [\dots a_i \dots], i \in I_B. \quad (7)$$

Отсюда сокращенная по числу уравнений система, связывающая искомые оценки $\tilde{\mathbf{c}}$ с вектором $\tilde{\mathbf{a}}_B$ (5), (7), согласно (4) имеет вид

$$\Lambda_B \tilde{\mathbf{c}} = \tilde{\mathbf{a}}_B, \quad (8)$$

где Λ_B составлена из матрицы Λ после удаления строк с номерами из множества I_C (6).

Вопрос о последующем доопределении вектора $\tilde{\mathbf{c}}$ исходного представления модели объекта (2) по устойчивым оценкам $\tilde{\mathbf{a}}_B$ части параметров укороченной модели ортогонального базиса $\mathbf{q}_0 = \sum_{I_B} a_i \mathbf{z}_i + \xi_B$ на основе системы (8) именуется задачей интерпретации.

Интерпретация результатов оценивания

Многообразие схем интерпретаций связано с различными способами учета априорных предположений о структуре и свойствах искомого решения $\tilde{\mathbf{c}}$ в условиях действия ограничений (8). Методы интерпретаций также относятся к приемам улучшения свойств устойчивости оценок, однако ошибочные предположения порождают смещения.

Универсальная наиболее грубая схема доопределения основана на априорной информации о наиболее вероятном значении $\mathbf{c}_\alpha$ искомого вектора $\mathbf{c}$ (2). Тогда оценки $\tilde{\mathbf{c}}$ рассчитываются как проекции на область допустимых решений (8), т. е.

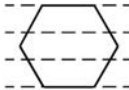
$$\tilde{\mathbf{c}} = \arg \min \|\tilde{\mathbf{c}} - \mathbf{c}_\alpha\|^2, \Lambda_B \tilde{\mathbf{c}} = \tilde{\mathbf{a}}_B. \quad (9)$$

Если задача идентификации связана с выявлением или подтверждением равномерно-непрерывных анизотропных фильтрационно-емкостных свойств участка коллектора, то к условиям (8) следует добавлять возможные отношения симметрий

$$E_j \tilde{\mathbf{c}} = 0, j \in J. \quad (10)$$

Для введенной ранее геометрической схемы участка (см. рис. 1) очевидное множество симметрий сведено в таблицу, где пунктиром обозначены изолинии равновеликих фильтрационных свойств среды.

**Возможные симметрии равномерно-непрерывных свойств
идентифицируемого участка**

j	Изолинии равных свойств	Из условий симметрии	E_j
1		w_{01} $w_{02} = w_{06}$ $w_{03} = w_{05}$ w_{04}	$\begin{bmatrix} 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$
2		$w_{01} = w_{02}$ $w_{03} = w_{06}$ $w_{04} = w_{05}$	$\begin{bmatrix} 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & -1 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$
3		w_{02} $w_{01} = w_{03}$ $w_{04} = w_{06}$ w_{05}	$\begin{bmatrix} 1 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & 0 & -1 & 0 & 0 \end{bmatrix}$
4		$w_{02} = w_{03}$ $w_{01} = w_{04}$ $w_{05} = w_{06}$	$\begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & -1 & 0 & 0 \end{bmatrix}$
5		w_{03} $w_{02} = w_{04}$ $w_{01} = w_{05}$ w_{06}	$\begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$
6		$w_{01} = w_{06}$ $w_{02} = w_{05}$ $w_{03} = w_{04}$	$\begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$

Основываясь на (8), (9), (10), правило интерпретации определим условием

$$\tilde{\mathbf{c}}(j) = \arg \min_{\tilde{\mathbf{c}}} \left(v_{\alpha} \|\tilde{\mathbf{c}} - \mathbf{c}_{\alpha}\|^2 + v \|E_j \tilde{\mathbf{c}}\|^2 + (1 - v) \|\Lambda_B \tilde{\mathbf{c}} - \tilde{\mathbf{a}}_B\|^2 \right), \quad (11)$$

где $v_{\alpha}, v \in [0, 1]$ — регулируемые уставки предпочтения априорных факторов оценивания.

В условиях (11) доопределение вектора $\tilde{\mathbf{c}}$ реализуется посредством перебора решений с контролем точности по выходу

$$\tilde{\mathbf{c}} = \arg \min_{j \in J} J_y = \arg \min_{j \in J} \sum_{k=1}^N \mu(k) \left(q_0(k) - \tilde{\mathbf{c}}(j)^T \mathbf{v}(k) \right)^2, \quad (12)$$

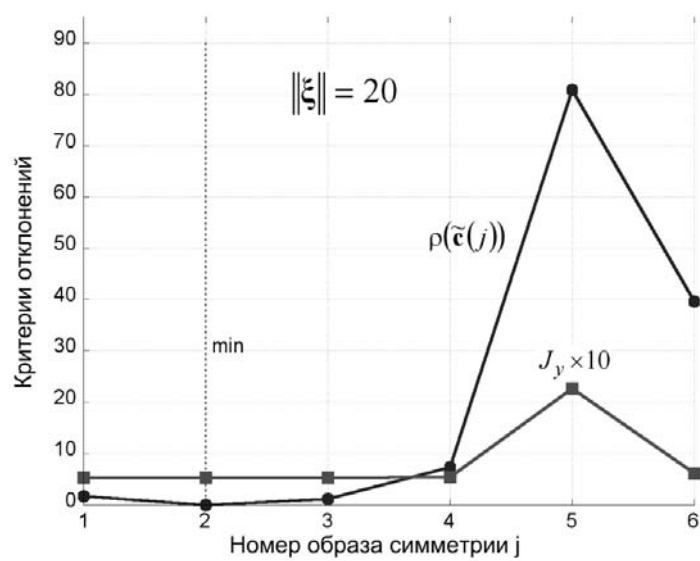
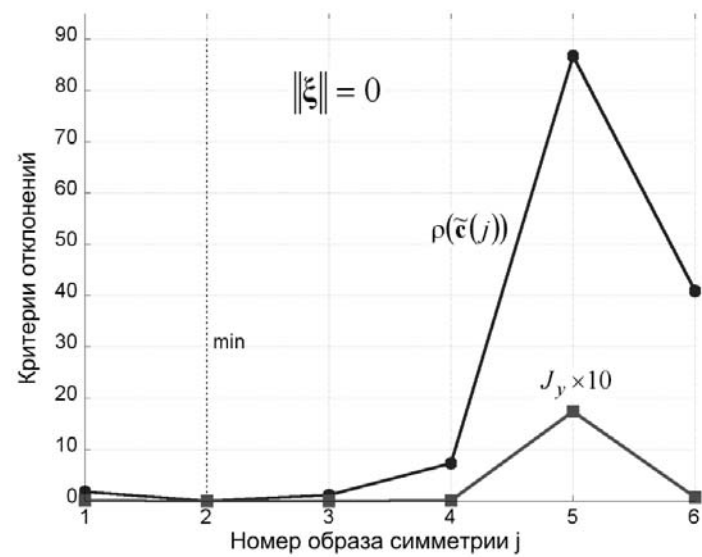


Рис. 2. Графики ошибок по выходу и по параметрам для $\|\xi\| = 0$ и $\|\xi\| = 20$

где $J = \{1, 2, \dots, 6\}$ — индексное множество образов симметрии фильтрационных параметров участка, J_y — значение критерия ошибки по выходу, а векторы $\tilde{\mathbf{c}}(j)$ являются решениями систем уравнений

$$(\nu_\alpha I + \nu E_j^T E_j + (1 - \nu) \Lambda_B^T \Lambda_B) \tilde{\mathbf{c}}(j) = \nu_\alpha \mathbf{c}_\alpha + (1 - \nu) \Lambda_B \tilde{\mathbf{a}}_B.$$

В процессе численного эксперимента на модели с зашумленной и незашумленной выборкой для разных номеров симметрий j были получены оценки $\tilde{\mathbf{c}}$. Критерий среднеквадратичных отклонений параметров рассчитывается по формуле $\rho(\tilde{\mathbf{c}}(j)) =$

$$= \sqrt{\frac{1}{6} \sum_{i=1}^6 \left(\frac{\tilde{\mathbf{c}}(j) - \mathbf{c}_i}{\bar{\mathbf{c}}_i} \right)^2} \cdot 100 \%, \text{ где } \bar{\mathbf{c}}_i = \frac{1}{6} \sum_{i=1}^6 \mathbf{c}_i.$$

На графиках зависимостей ошибок по выходу и по параметрам от номера варианта симметрии (рис. 2) отчетливо фиксируется минимум при $j = 2$.

Результаты экспериментов, представленные в виде графиков на рис 2, свидетельствуют, что

критерий выбора по условию (12) фиксирует правильный образ симметрии $j = 2$ при заданной уставке корректности счета в диапазоне действия помехи $|\xi(k)| \leq 20$;

оптимальный выбор по точности выхода (12) при данном уровне шума соответствует минимальной ошибке оценивания по параметрам $\rho(\tilde{\mathbf{c}}(j))$, однако чувствительность критерия по выходу вблизи экстремума очень мала.

Литература

1. Лысенко В.Д. Рациональная разработка нефтяных месторождений / В.Д. Лысенко, В.И. Грайфер. М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2005. — 607 с.
2. Решения и развитие интеллектуальных технологий мониторинга и управления механизированным фондом скважин / В.В. Жильцов и др. // Нефтяное хозяйство 2006. № 10.
3. Соловьев И.Г. Оценивание локальных гидродинамических характеристик нефтяных коллекторов / И.Г. Соловьев // Автоматизация, телемеханика и связь в нефтяной промышленности. — 2005 — № 12. — С. 16 — 20.
4. Соловьев И.Г. Факторы устойчивости МНК-оценок параметров притока вертикальной скважины / И.Г. Соловьев, Д.А. Говорков // Автоматизация, телемеханика и связь в нефтяной промышленности. — 2009. — № 9. — С. 31 — 35.
5. Руководство по эксплуатации УЭЦН 468154.002 РЭ. Блок погружной БП для отслеживания текущих параметров в забое скважины / ОАО «Ижевский радиозавод». — Ижевск, 2001.

6. Соловьев И.Г. Гидродинамическая модель и идентификация локальных участков нефтяных коллекторов в режиме нормальной эксплуатации / И.Г. Соловьев // Изв. вузов. Нефть и газ. — 2005. — № 1. — С. 42 — 47.

7. Форсайт Дж. Численное решение систем линейных алгебраических уравнений / Дж. Форсайт, К. Молер. — М.: Мир, 1969. — 168 с.

8. Соловьев И.Г. Факторы устойчивости МНК-оценок параметров притока вертикальной скважины / И.Г. Соловьев, Д.А. Говорков // Автоматизация, телемеханика и связь в нефтяной промышленности. — 2009. — № 9. — С. 31 — 35.

9. Соловьев И.Г. Устойчивое оценивание параметров коллекторов на основе v-ортогонализации / И.Г. Соловьев, Р.В. Распопов // Вестник кибернетики. — 2010. — № 9. — С. 20 — 27.

10. Голуб Дж. Матричные вычисления / Дж. Голуб, Ч. Ван Лоун. — М.: Мир, 1999. — 548 с.

УДК 622.755

СОЗДАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ ГИДРОПОТОКА НА ГИДРОЭЛЕВАТОРНЫХ ПРИБОРАХ

П.П. Сас

Существующая теория гравитационного обогащения на промывочных приборах скрубберного типа (Лященко П.В., Левенсон Л.Б., Мацуев Л.П., Егупов П.Е. и др.) позволяет аналитическими и графоаналитическими методами определять параметры процессов гравитационного обогащения на шлюзах при условии предварительной классификации горной массы и выделения в процесс обогащения частиц крупностью менее 20 мм. Применяемые на разработке россыпей промывочные приборы, как правило, имеют двухстадийную технологию обогащения продуктивной горной массы на основе шлюзов глубокого (ШГН) и мелкого (ШМН) наполнения. Практика показывает, что в зависимости от степени глинистости промываемых песков россыпей фактические потери металла колеблются от 10 до 60 %. Нужно отметить, что конструктивно устройства грохочения песков на промывочных приборах выполняются без учета многих влияющих факторов — гранулометрии вмещающих пород и ситового состава золота, параметров двухфазного гидротока (скорости потока, отношения $T : Ж$), траектории потока и др. Закономер-

ности их влияния на эффективность грохочения песков и, главное, на извлечение металла, не исследованы и не установлены. Поэтому роль ШМН весьма незначительна. На этих шлюзах улавливается, как правило, малое количество трудноизвлекаемого золота.

В настоящее время существенно снижен удельный вес россыпных месторождений, разрабатываемых с помощью драг, а применение земснарядов ограничивается единичными случаями. Известны примеры применения промывочных приборов, оснащенных дополнительными устройствами для предварительной подготовки продуктивной горной массы к обогащению — гидрогрохотами, скрубберами и т. п. Однако на заключительном этапе — этапе обогащения полезных компонентов предпочтение отдается шлюзовым комплексам. Практика свидетельствует, что добиться реального повышения извлечения ценных компонентов, особенно мелких, тонких и дисперсных фракций, не удастся. Хотя применение шлюзов имеет вековую историю, глубокого теоретического обоснования технологических процессов обогащения золота гравитационным способом, с позиций классической гидродинамики, нет. Необходим комплекс теоретических и экспериментальных работ, на основе которых требуется установить величину гидродинамических сопротивлений потоку, оказываемых конструктивными элементами шлюзов, выявить основные закономерности влияния гранулометрии вмещающих пород и ситового состава золота на параметры гидротока, обеспечивающие эффективное извлечение металла.

Наибольшее распространение имеют промывочные приборы гидроэлеваторного типа, для которых крупность фракций горной массы, подаваемой на шлюзы, зачастую превышает 100 мм. Они высокопроизводительны, просты в эксплуатации, однако имеют существенный недостаток — высокие технологические потери золота как крупных фракций, так и мелких, тонких, особенно при переработке глинистых песков россыпей. Теория гравитационного обогащения золотосодержащих песков россыпей на промывочных приборах [1] позволяет определить все основные параметры движения частиц пород и металла в пульпе, однако в реальных условиях работы их фактические значения будут сильно отличаться от расчетных. Это объясняется влиянием значительного колебания значений поверхностной, средней и придонной скоростей двухфазного потока, вертикальной пульсационной скорости в условиях стесненного движения

разнофракционного состава горных пород и металла. Особенно это будет проявляться с увеличением доли крупных фракций (более 20 мм). Представляется, что реальные значения параметров движения частиц породы и металла в этих условиях можно оценить только на основе комплексных экспериментальных и теоретических работ. Результаты экспериментов и их обработка методом математического моделирования технологических процессов позволят разработать теорию движения гидродинамических потоков на аппаратах промывочного прибора в условиях сложноструктурного и разнофракционного состава горных пород и ценного компонента.

Наблюдается тенденция снижения добычи золота из геогенных россыпей, поэтому необходим модульный промывочный прибор для разработки, в первую очередь, техногенных россыпей, который, наряду с высокими эксплуатационными характеристиками, обеспечит более высокое извлечение ценного компонента и позволит активизировать добычу россыпного золота в традиционных золотодобывающих регионах, что будет способствовать улучшению их экономического, социального и экологического положения.

Математическая модель расчета

Исходные данные для расчета: форма поперечного сечения шлюза глубокого наполнения прямоугольная, ширина $b_1 = 1$ м и длина $L_{ш1} = 6$ м. На дне шлюза установлен трафарет лестничного типа с наклонными в сторону потока гранями высотой $\Delta_1 = 88$ мм; расстояние между гранями $L_1 = 150$ мм. Уклон шлюза $i_1 = \sin \alpha_1$, где α_1 — угол наклона ШГН, град; количество шлюзов в одновременной работе N_1 . Тип граней трафарета N (если грани острые, то $N = 1$). Расход воды на ШГН $Q_{\text{в}} = 1200$ м³/ч. Расход твердого $Q_{\text{т}} = 50$ м³/ч, $i_1 = \sin 7 = 0,12186$.

Расчетная часть алгоритма

1. Отношение Т : Ж на ШГН.

$$T_{\text{ж1}} = 1 : \frac{Q_{\text{в}}}{Q_{\text{т}}} = 1 : \frac{1200}{50} = 1 : 24 = 0,042 \text{ м}^3/\text{м}^3$$

$$\text{или в относительных единицах } T_{\text{ж10}} = \frac{Q_{\text{т}}}{Q_{\text{в}}}.$$

2. Плоскость отсчета уровня потока поднята над дном на высоту δ .

$$\delta = \frac{\Delta_1^2}{\Delta_1 + L_1} = \frac{88^2}{88 + 150} = 32,53 \text{ мм.}$$

3. Секундный расход гидросмеси

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{в}} + Q_{\text{т}}}{3600} = \frac{1200 + 50}{3600} = 0,347 \approx 0,35 \text{ м}^3/\text{с}.$$

4. Коэффициент Шези (по эмпирической формуле профессора Ф.И. Пикалова)

$$C = [(a - c\alpha + \beta d)S_i]^{-1} =$$

$$= [(0,04748 - 0,00117 \cdot 5 + 6,5 \cdot 0,000075) \cdot 1,05626]^{-1} = 22,5 \text{ м}^{0,5}/\text{с},$$

где a , c и d — постоянные для данного типа шероховатости (трафарета); S_i — поправка на уклон; зависит от величины уклона ШГН $i_1 = \sin \alpha_1$.

Если $N = 1$, то $a = 0,04748$; $c = 0,00117$; $d = 0,000075$.

Если $N = 1$ или $N = 2$ и $i_1 = 0,1$, то $S_1 = 1,1$.

Если $N = 1$ или $N = 2$ и $i_1 = 0,15$, то $S_1 = 1,0$.

Если $N = 1$ или $N = 2$ и $i_1 = 0,2$, то $S_1 = 0,9$.

5. Модуль расхода гидросмеси при нормальной глубине потока h_{01}

$$K_{01} = \frac{Q_{\text{см}}}{\sqrt{i_1}} = \frac{0,35}{\sqrt{0,12187}} = 1,0025 \text{ м}^3 \text{ с}.$$

6. Расчет нормальной глубины потока h_{01} на ШГН. Задаемся значениями h_{01} в пределах от h_1 до h_i (например от 0,01 до 0,2 м). Задаемся шагом вычисления Δh , например, 0,01 м. Вычисляем значения показателей при изменении глубины потока в пределах от h_1 до h_i : Площадь живого сечения потока $\omega_i = b_1 h_i$, смоченный периметр $\chi_i = b_1 + 2h_i$, гидравлический радиус $R_i = \omega_i : \chi_i$, модуль расхода $K_i = \omega_i C \sqrt{R_i}$.

Данные расчета сводим в таблицу (табл. 1), а на ее основании строим графическую зависимость глубины гидросмеси h_i от мо-

Таблица 1

Данные расчета параметров потока

h_i , м	ω , м ²	χ , м	R , м	K , м ³ /с
0,01	0,01	1,02	0,0098	0,0222
0,02	0,02	1,04	0,0192	0,0623
0,03	0,03	1,06	0,0283	0,113
0,04	0,04	1,08	0,0370	0,173
0,05	0,05	1,1	0,045	0,238
0,06	0,06	1,12	0,0535	0,312
0,07	0,07	1,14	0,0614	0,390
0,08	0,08	1,16	0,0689	0,472
0,09	0,09	1,18	0,0762	0,558
0,1	0,1	1,2	0,083	0,648
0,11	0,11	1,22	0,090	0,742
0,12	0,12	1,24	0,096	0,836
0,13	0,13	1,26	0,103	0,938
0,14	0,14	1,28	0,109	1,031
0,15	0,15	1,3	0,115	1,144
0,16	0,16	1,32	0,121	1,252
0,17	0,17	1,34	0,126	1,357
0,18	0,18	1,36	0,132	1,471
0,19	0,19	1,38	0,137	1,582
0,20	0,20	1,40	0,142	1,695

дуля расхода потока гидросмеси K_r . По графику (или аналитическим путем) определяем величину нормальной глубины потока h_{01} от расчетной величины модуля расхода гидросмеси K_{01} (см. рисунок).

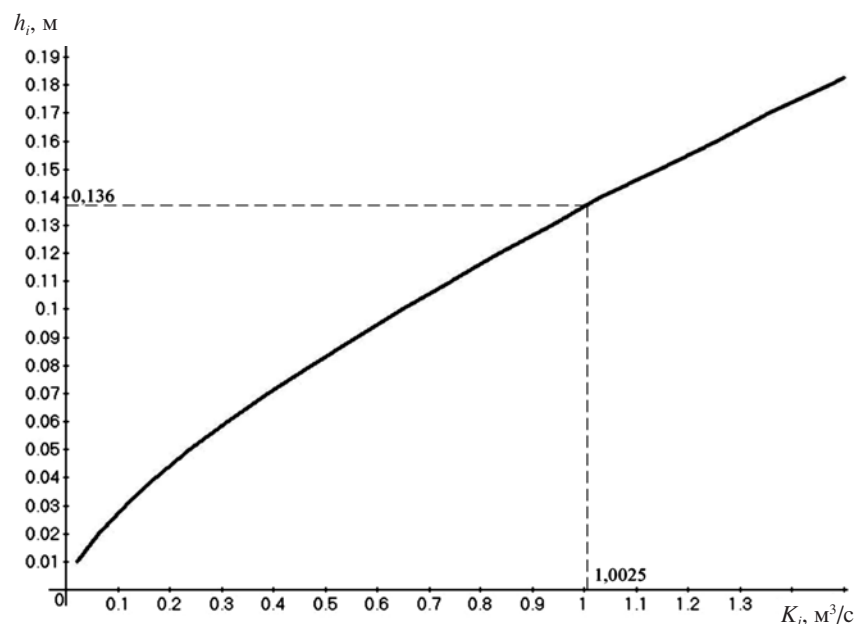
Если $K_{01} = 1,0025$ м³/с, то получаем $h_{01} = 0,1362$ м.

7. Расчетная нормальная глубина для усиленной шероховатости (по рекомендации профессора Ф.И. Пикалова)

$$h_{01н} = h_{01} + \Delta_1 = 0,1362 + 0,088 = 0,224 \text{ м.}$$

8. Расчет критической глубины $h_{кр}$ на ШГН. Удельный расход гидросмеси на единицу ширины ШГН

$$q = \frac{Q_{см}}{b_1} = \frac{0,35}{1} = 0,35 \text{ м}^2/\text{с}.$$



Графоаналитический способ определения нормальной глубины потока h_{01}

$$h_{кр} = \sqrt[3]{\frac{q^2}{g}} = \sqrt[3]{\frac{0,35^2}{9,81}} = 0,232 \text{ м.}$$

Если $h_{кр} > h_{01н}$, то при равномерном движении поток будет в бурном состоянии, а число Фруда $F_r > 1$ ($0,232 > 0,224$).

9. Средняя скорость равномерного потока

$$v_{cp} = \frac{Q_{cm}}{\omega} = \frac{Q_{cm}}{b_1 h_{01}} = \frac{0,35}{1 \cdot 0,1362} = 2,57 \text{ м/с.}$$

10. Расчет скорости витания частиц вмещающих пород и золота на ШГН.

Для частиц шарообразной формы скорость витания

$$v_B = \sqrt{\frac{4g}{3}} \cdot \sqrt{\frac{d}{c_d} \left(\frac{\rho_{TB}}{\rho_B} - 1 \right)},$$

где $g = 9,81 \text{ м/с}^2$; d — диаметр частицы, м; $\rho_{\text{тв}}$ — плотность твердой частицы вмещающих пород или золота, г/см^3 ; $\rho_{\text{в}}$ — плотность воды, г/см^3 . Для вмещающих пород $\rho_{\text{тв}} = 2,65 \text{ г/см}^3$, для золота $\rho_{\text{тв}} = 18 \text{ г/см}^3$, для воды $\rho_{\text{в}} = 1 \text{ г/см}^3$, c_d — коэффициент сопротивления давления частицы в восходящем потоке;

для частиц $d > 20 \text{ мм}$ $c_d = 0,22$, для $d < 20 \text{ мм}$ $c_d = 0,47$.

В табл. 2 приведены данные расчета скорости витания для частиц вмещающих пород, а в табл. 3 — для частиц золота.

Чтобы установить, будет ли выпадение частиц на дно шлюза, необходимо сравнить скорость витания частиц породы или золота со стандартом вертикальной пульсации скорости потока $v_{\text{свп}}$. По данным Рейххарта [2, стр. 524],

$$v_{\text{свп}} = 0,05v_{\text{ср}}, \text{ м/с,}$$

где $v_{\text{ср}}$ — средняя скорость равномерного потока, м/с.

$$v_{\text{свп}} = 0,05v_{\text{ср}} = 0,05 \cdot 2,57 = 0,128 \text{ м/с.}$$

Если для конкретной частицы стандарт вертикальной пульсации скорости потока меньше скоростей витания для вмещающих пород и золота ($v_{\text{свп}} < v_{\text{вп}}$ и $v_{\text{свп}} < v_{\text{вз}}$), то частицы будут выпадать на дно шлюза; если $v_{\text{свп}} > v_{\text{вп}}$ и $v_{\text{свп}} > v_{\text{вз}}$, то частицы переносятся потоком во взвешенном состоянии.

Таблица 2

Скорость витания частиц вмещающих пород

$d, \text{ мм}$	-100 +50	-50 +20	-20 +10	-10 +5	-5 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0,1
$v_{\text{вп}}, \text{ м/с}$	3,132	2,21	1,40	0,68	0,48	0,21	0,15	0,095
	2,21	1,40	0,68	0,48	0,21	0,15	0,095	0,07

Таблица 3

Скорость витания частиц золота

$d, \text{ мм}$	-5 +3	-3 +2	-2 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0,1	-0,1
$v_{\text{вз}}, \text{ м/с}$	1,54	1,20	0,97	0,68	0,48	0,31	0,22
	1,20	0,97	0,68	0,48	0,31	0,22	

Каждая частица, которая тяжелее воды, будет падать в потоке со скоростью: частица породы $v_{\text{чп}} = v_{\text{вп}} - v_{\text{свп}}$, м/с; частица золота $v_{\text{чз}} = v_{\text{вз}} - v_{\text{свп}}$, м/с.

Значения $v_{\text{вп}}$ и $v_{\text{вз}}$ принимаются для частиц породы и золота конкретного размера из табл. 2 и 3, соответственно.

Максимальное время падения частицы породы или золота определенного размера и плотности до дна шлюза: для породы

$$t_{\text{пп}} = \frac{h_{01\text{н}}}{v_{\text{чп}}}, \text{ для золота } t_{\text{пз}} = \frac{h_{01\text{н}}}{v_{\text{чз}}}.$$

Расстояние $L_{\text{ч}}$, которое пройдет частица (породы или золота, соответственно) от начала шлюза (точнее — от места выпуска гидросмеси на шлюз), приблизительно равно: $L_{\text{чп}} = v_{\text{ср}} t_{\text{пп}}$, м и $L_{\text{чз}} = v_{\text{ср}} t_{\text{пз}}$, м (табл. 4 и 5).

Учитывая длину ШГН 6 м, можно предполагать, что на шлюзе не выпадут все частицы пустой породы размером меньше 5 мм и частицы золота меньше 0,1 мм.

Таблица 4

Длина пути частиц вмещающих пород

d , мм	-100 +50	-50 +20	-20 +10	-10 +5	-5 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0,1
$v_{\text{чп}}$, м/с	3,0 : 2,08	2,08 : 1,27	1,27 : 0,55	0,55 : 0,35	0,35 : 0,08	0,08 : 0,02	0,0215 -0,033	-0,033 -0,058
$t_{\text{пп}}$, с	0,074 : 0,1	0,1 : 0,176	0,176 : 0,4	0,4 : 0,64	0,64 : 2,8	2,8 : 11,21	НВ*	
$L_{\text{чп}}$, м	0,19 : 0,25	0,25 : 0,45	0,45 : 1,0	1,0 : 1,64	1,64 : 7,20	7,20	НВ*	

* НВ — если частица не выпадает на дно шлюза.

Таблица 5

Длина пути частиц золота

d , мм	-5 +3	-3 +2	-2 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0,1	-0,1
$v_{\text{чз}}$, м/с	1,41 : 1,07	1,07 : 0,84	0,84 : 0,55	0,55 : 0,35	0,35 : 0,18	0,18 : 0,09	0,09
$t_{\text{пз}}$, с	0,16 : 0,21	0,21 : 0,27	0,27 : 0,41	0,41 : 0,64	0,64 : 1,24	1,24 : 2,5	2,5
$L_{\text{чз}}$, м	0,41 : 0,53	0,53 : 0,7	0,7 : 1,05	1,05 : 1,65	1,65 : 3,2	3,2 : НВ	НВ

По аналогии с данным алгоритмом рассчитываются шлюзы мелкого наполнения.

Для выполнения экспериментов разработан и изготовлен лабораторный промывочный прибор, включающий песковый насос, загрузочный бункер, шлюзы глубокого и мелкого наполнения, резервуар технологической воды.

Литература

1. *Мацуев Л.П.* Расчет и эксплуатация промывочных приборов / Л.П. Мацуев. — Магадан: ОТИ Совнархоза Магаданского экономического административного района, 1958. — 158 с.
2. *Богомолов А.И.* Гидравлика: учеб. пособие / А.И. Богомолов, К.А. Михайлов. — М.: Стройиздат, 1965. — 622 с.

УДК 502.653.003.1

ТЕРРИТОРИИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА В ПОСТОТРАБОТОЧНЫЙ ПЕРИОД

Ю.О. Славиковская

Урал — старейший горнозаводской регион России, характеризующийся многовековой эксплуатацией недр и развитым горнопромышленным комплексом. Следствием интенсивного, а порой неразумного использования ресурсов недр является сложившаяся острая экологическая ситуация, порой приводящая к катастрофам. Так, эксплуатация золото- и меднорудных месторождений в Челябинской и Свердловской областях, начавшаяся более двух веков назад, ведется с применением токсичной ртути, регион г. Карабаш охарактеризован как район глобальной геоэкологической катастрофы по шкале МЧС [1]. В то же время сегодня и на ближайшую перспективу Урал остается мощным сырьевым регионом, что связано с дальнейшей интенсификацией освоения недр и ростом антропогенного воздействия на них.

Основным объектом деятельности горнодобывающего предприятия являются месторождения полезных ископаемых, цель разработки которых — изъятие из недр полезных для общества минеральных ресурсов. Любая геотехнология связана с изменением в той или иной степени количественного и качественного состояния недр и образования в них техногенных пустот. В про-

**Объемы карьерных выемок, отвалов и хвостохранилищ
на крупных ГОКах России (2008 г.)**

Предприятие	Годовая производи- тельность, млн т/год	Объемы, тыс. т			Нарушен- ность земель, га
		карьерные выемки	отвалы пустых пород	хвосто- хранилища	
ОАО «Стойленский ГОК»	26,44	891565	588566	138467	2424,3
ОАО «Качканарский ГОК «Ванадий»	41,5	718021	236500	655000	3363,1
ОАО «Ковдорский ГОК»	19,0	521250	375440	138800	2212,8
ОАО «Михайловский ГОК»	46,5	37344,9*	22703,77*	32460*	6388,3

* Данные приведены за год [2].

цессе отработки месторождения нарушается напряженно-деформированное состояние породного массива, что связано с рядом негативных последствий, нарушается и гидрогеологическая среда недр. Как показала практика закрытия целого ряда горнодобывающих предприятий, ликвидация рудников и шахт не только не улучшает, а порой усугубляет экологическую ситуацию на их территориях.

При существующих технологиях добычи и переработки минерального сырья техногенное воздействие горнопромышленного комплекса связано с рядом негативных последствий. Особенностью горного производства является крупномасштабность образования отходов, объемы которых только на стадии разработки месторождения в 4 — 5 раз превышают объемы добычи, а объемы конечной продукции обогатительного передела — в 3 — 10 раз и более (см. таблицу).

Применение методов физико-химической геотехнологии, новых технологий обогащения обеспечивающих более полное использование отходов горного производства позволит в какой-то степени снизить их объемы, однако отходы горнопромышленного комплекса, занимая огромные земельные площади, по-прежнему и на ближайшую перспективу будут основным источником загрязнения окружающей среды.

Исследованиями, проведенными в ИГД УрО РАН установлено, что размер экономического ущерба наносимого ок-

ружающей природной среде в результате размещения отходов вскрышных пород для предприятий черной металлургии в среднем составляет 163 руб/т или 44 руб на 1 т добычи по сырой руде. При этом в структуре экономического ущерба наибольший ущерб приносит размещение отходов, на него приходится 60 % от общей суммы ущерба, 30 % — ущерб земельным ресурсам и 10 % атмосферному воздуху. Однако следует отметить, что данные показатели определены одномоментно и не учитывают накопленный экономический ущерб нанесенный окружающей природной среде за предшествующий период.

Вследствие образования в процессе выемки полезного ископаемого техногенных пустот происходят различные геодинамические события. Любое малое воздействие на массив горных пород вызывает в них поток энергетических преобразований через физико-химические, механические и другие реакции. В результате динамических явлений происходят обвалы, оползни, провалы.

Одним из опасных техногенных процессов, наносящих значительный экономический ущерб из-за неконтролируемых изменений уровня подземных вод в постотрабочный период является подтопление территорий, которое обусловлено превышением приходных статей водного баланса над расходными, вызванным прекращением водоотлива на ликвидированных рудниках и шахтах. В зависимости от конкретных горно-геологических условий объемы самоизливающихся шахтных вод составляют от 15 до 80 % величины водопритоков в шахтах в период их эксплуатации. Примером возникающей чрезвычайной ситуации связанной с подтоплением территории шахтными водами может служить на Урале поселок Крылатовский. В 2003 г. Крылатовский рудник был закрыт, в связи с этим ликвидирован водоотлив и идет активное подтопление территории поселка Крылатовский. В подтоплении находится 136 домохозяйств. Ущерб одного домохозяйства составляет 270 — 300 тыс. руб. Общая сумма ущерба, сложившаяся в поселке превышает 36 млн руб. Капитальные затраты на ликвидацию последствий могут составлять 20 — 35 млн руб, а ежегодные эксплуатационные затраты — от 800 до 1600 тыс. руб [3].

Прекращение водоотлива приводящее к подъему шахтных вод выше уровня пресноводных горизонтов, также вызывает засоление почв. На территориях ликвидированных медных рудни-

ков шахтные воды нуждаются в нейтрализации. Затраты на нейтрализацию шахтных вод, например, закрытых рудников Левишинской группы составляют 25 млн руб. в год [3].

В горной промышленности принято, рассматривая экологические проблемы, ориентироваться на показатель землеемкости в различных его модификациях, который принято определять коэффициентом технологической землеемкости K_z

$$K_z = S_{от}/A_r, \quad (1)$$

где $S_{от}$ — площадь горного отвода, га;

A_r — годовая добыча руды, т.

Однако, для урбанизированных территорий с развитой горнодобывающей инфраструктурой их состояние в постотработочный период во многом определяется недроемкостью применяемых технологий. В связи с этим, при оценке техногенного воздействия горнопромышленного комплекса на природную среду для сравнительной экологической оценки горных технологий на наш взгляд имеет смысл внести показатель их недроемкости $K_{недр}$, который целесообразно определять на двух уровнях;

1-й уровень — горнодобывающее предприятие. В этом случае показатель недроемкости используется для оценки и выбора геотехнологии на уровне предприятия и отражает отношение геометрических параметров нарушенности недр (отношение объема техногенных пустот, образующихся при отработке месторождений, к объему добычи полезного ископаемого).

$$K_{недр.1} = V_{техн}/Q_d, \quad (2)$$

где $K_{недр.1}$ — показатель недроемкости геотехнологии для условий горнодобывающего предприятия; $V_{техн}$ — объем техногенных пустот, м³; Q_d — объем добычи полезного ископаемого, т.

2-й уровень — региональный, и в этом случае показатель недроемкости применяет при выборе стратегии освоения месторождения с учетом требований экологической безопасности, и определяется как отношение объема техногенных пустот образующихся при отработке месторождения к величине балансовых запасов месторождения.

$$K_{недр.2} = V_{техн}/Z_b, \quad (3)$$

где $K_{\text{недр. 2}}$ — показатель недроемкости; $V_{\text{техн}}$ — объем техногенных пустот, м^3 ; Z_6 — балансовые запасы месторождения, т.

В связи с применением данного показателя возрастет значимость природосберегающих технологий:

при подземной геотехнологии — применение систем с закладкой выработанного пространства;

при открытой геотехнологии — применение систем с внутренним отвалообразованием.

Большим резервом снижения техногенного воздействия горных технологий на окружающую среду является использование ресурсного потенциала техногенных пустот недр для размещения отходов горнопромышленного комплекса. Поэтому технологии ведения горных работ, связанные с ограничением выдачи минеральных масс на земную поверхность и уменьшением отходов горноперерабатывающего производства становятся приоритетными с точки зрения минимизации последствий в процессе добычи и переработки минерального сырья.

Литература

1. Анисимов В.Н. Безотходная переработка природно-техногенных месторождений мобильными техногенными комплексами / В.Н. Анисимов // Горная промышленность. — 2009. — № 4. — С. 42 — 49.
2. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990 — 2008 гг. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2009. — 370 с.
3. Экономико-гидрологическая оценка чрезвычайных ситуаций в горнопромышленных районах / А.И. Семячков и др. — Екатеринбург: Институт экономики УрО РАН, 2009. — 126 с.

УДК 622.807:658.345

НЕДОСТАТКИ СОВРЕМЕННЫХ СИСТЕМ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ И РАЦИОНАЛЬНЫЙ МЕТОД КРУГЛОГОДИЧНОГО ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ

Ю.Д. Смирнов, А.В. Иванов

При различных производственных процессах на предприятиях минерально-сырьевого комплекса наиболее часто применяются спринклерные системы пылеподавления. Но практика показала, что такие системы обладают рядом существенных недостатков:

— эффективность пылеподавления по опасной фракции пыли (частицы 0,3 — 15 $\mu\text{м}$) относительно невысока, а именно 50

— 70 % по массе; основной причиной является недостаточно мелкое распыление воды;

— расход воды составляет не менее 300 л/ч, что существенно при высокой стоимости пресной технической воды; причина — необходимость большой площади сечения струи для достижения равномерного распыления;

— спринклеры требуют замены изнашиваемых рабочих элементов — рассекателей не менее одного раза в 2 — 5 месяцев;

— на большинстве предприятий минерально-сырьевого комплекса используются спринклеры зарубежного производства (ADS (США), NECRO (США), Sandvik (США), DustBoss (США), Wet Earth (Австралия)), а производители не имеют технической и ремонтной базы на территории России;

— стоимость спринклеров зарубежного производства на территории России составляет не менее 6000 руб. (без стоимости оборудования);

— спринклер не может быть применен на наклонном ленточном конвейере, так как из крупно распыленной воды, протекающей через транспортируемую породу на поверхность конвейерной ленты, образуется наледь, что приводит к эффекту «ледяной горки»;

— спринклер неэффективно работает при отрицательной температуре воздуха, так как крупно распыленная вода замерзает на выходе из спринклера и приводит к разрушению элемента.

Визуальными наблюдениями и пылевыми съемками на горных предприятиях, ведущих добычу открытым способом, установлено, что в периоды года с отрицательной температурой атмосферного воздуха очистка загрязненного воздуха от вредных аэрозольных частиц происходит в основном за счет фильтрующего действия атмосферных осадков. Физическая сущность этого процесса заключается в механическом улавливании снежинками взвешенных частиц в результате проявления сил адгезии между ними [1]. Эффективность пылеподавления снегом обусловлена тем, что снежинки действуют как фильтрующий и экранящий элемент зоны пылеподавления. Практически создается возможность изолировать очаг пылевыделения снежным заслоном со всех сторон и тем самым снизить запыленность воздуха на рабочих местах [2].

При выборе технологии пылеподавления, основанной на применении воды как в жидком, так и в твердом агрегатном со-

стоянии, необходимо учитывать фактор смерзаемости увлажненной горной массы [3]. Наблюдениями за смерзаемостью транспортируемого угля установлено, что наиболее рациональным является конвейерный транспорт, так как при этом постоянная вибрация и значительное (до 30 %) испарение влаги, чему способствует большая обнаженная поверхность транспортируемого угля, практически исключают его смерзание. В связи с этим может быть предложена технология пылеподавления на карьерах Севера, основанная на использовании установок, разработанных для подавления пыли на всех производственных процессах искусственным снегом — зимой и водо-воздушной смесью — летом [4]. Сущность технологии заключается в осуществлении комплекса мероприятий обеспыливания, охватывающих последовательно все производственные процессы на карьере. При этом эффективность пылеподавления будет зависеть от многих факторов — смачивающей способности и удельного расхода жидкости (снега), связывания пылевых частиц между собой (коагуляция) и т. п.

При бурении скважин использование снега для очистки загрязненного потока воздуха с последующим равномерным размещением его на поверхности взрываемого блока позволит уменьшить пылевыделение при взрывных и других горных работах. Эффективность при взрывных работах достигается за счет фильтрующего действия снега. Происходит «прочесывание» снегом взорванной горной массы в период ее подъема и опускания за счет большой разницы плотности снега и горной массы. Известно, что температура пылегазового облака, образующегося при массовых взрывах, в первые мгновения намного превышает температуру окружающей среды, поэтому оно испытывает действие подъемной силы и движется вверх. При охлаждении примерно до температуры окружающей среды грубодисперсные частицы пыли начинают осаждаться. Тепловая энергия взрыва способствует повышению влажности снега и некоторому растеплению квазизидкой поверхности на отдельных частицах отбитой горной массы. Эти явления должны способствовать уменьшению пылевыделения. Не исключается и появление электрического заряда поверхности частиц отбитой горной массы, что также повышает эффективность пылесвязывания на всех последующих технологических процессах.

Повышение эффективности пылеподавления при выемочно-погрузочных работах в зимний период может быть достигнуто

путем опережающего покрытия отбитой горной массы снегом и рациональным выбором направления отработки угольного массива и расположения забоев и других горных работ в зависимости от преобладающего направления розы ветров. Это целесообразно производить сразу же после взрыва, что в какой-то мере предохранит горную массу от сильного замерзания и высушивания [5]. Кроме того, при выемке угля экскаватором необходимо подавать влажный снег непосредственно в забой и на обнажающуюся поверхность отбитой горной массы так, чтобы кристаллизация капель жидкости происходила в зоне пылевого облака. Выемка угля ковшом экскаватора должна осуществляться с поверхности уступа в несколько приемов. Это уменьшит высоту сползания взорванной горной массы и, соответственно, понизит уровень пылевыведения.

Для получения искусственного снега необходимы условия, максимально приближенные к естественным: отрицательная температура окружающей среды, насыщенность воздуха водяным паром. Искусственное получение изморози или кристаллического налета не представляет технической трудности, сложнее получить снежные хлопья. Например, прохождение охлажденной смеси по металлической трубе вызывает образование на ее стенках сублимационных кристаллов типа налета. Охлаждение верха металлической трубы, в которой поднимается воздух, нагретый над кипящей водой, позволяет выращивать кристаллы изморози на нитях, натянутых поперек трубы в ее верхней части. Получение же снежинок весьма затруднительно.

Для превращения ледяного зародыша в снежинку необходимы равномерный приток водяного пара со всех сторон, нахождение зародыша во взвешенном состоянии и перемещение его среди переохлажденных капель; противоток воздуха должен быть в достаточной мере перенасыщенным и переохлажденным, то есть относительно более теплым и влажным. Степень насыщения воздуха определяется диффузией пара и, особенно, скоростью движения газа. Следовательно, для улучшения условий роста снежинки продолжительность и скорость перемещения ее должны неограниченно возрастать. В этих условиях увеличивается и скорость изотермической перегонки пара, значит, возрастает потенциальная возможность получения наиболее объемной формы кристалла.

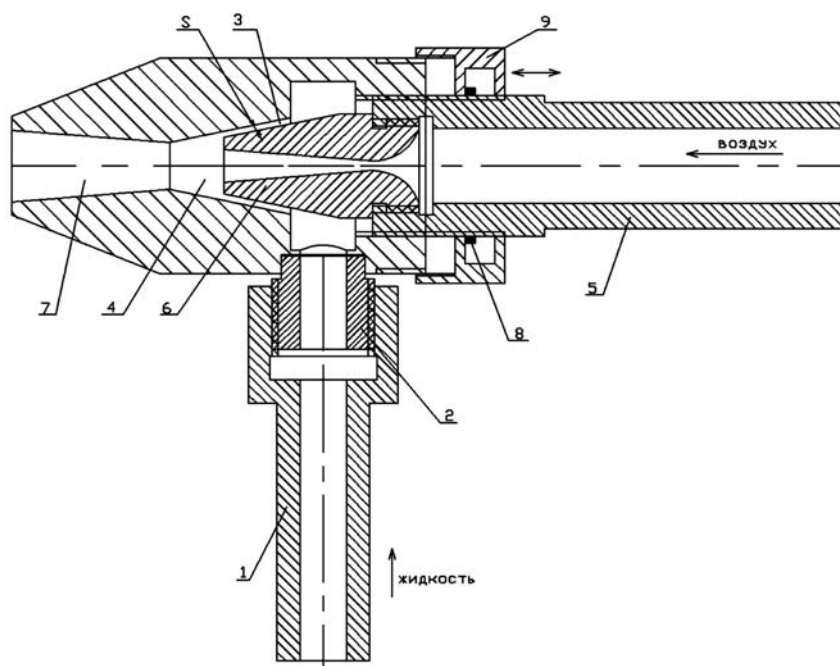


Рис. 1. Пневмогидравлическая форсунка-снегогенератор

В лаборатории кафедры «Геоэкология» СПГГИ (ТУ) в качестве распылителя для пылеподавления разработана авторская пневмогидравлическая форсунка-снегогенератор (рис. 1), работающая следующим образом. Жидкость под давлением по каналу 1 через радиальную выточку 2 и кольцевую щель 3 шириной S поступает в смесительную камеру 4, куда одновременно подается по каналу 5 охлажденный адиабатически в сопле Лавалья 6 сжатый воздух. В смесительной камере жидкость подвергается распылению и первичному охлаждению, а затем образовавшаяся водовоздушная смесь, проходя через диффузор 7, охлаждается вторично. Сжатая смесь в виде отдельных капель жидкости, проходя через кольцевую щель, ускоряется в ней до сверхзвуковых скоростей и оказывается в конце расширения в состоянии перенасыщения, обусловленного выделением скрытой теплоты парообразования при конденсации.

На штуцере подачи воздуха имеется ограничительный бурт 8, а на корпусе форсунки выполнена наружная резьба, предназначенная для закручивания регулировочной гайки с внутренним уступом и кольцевым резиновым уплотнением 9, позволяющая изменять ширину кольцевой щели для подачи воды в интервале $S = 0,5 \div 3$ мм вращением штуцера для подачи жидкости, и обеспечить эффективное пылеподавление снегом при крайнем левом положении сопла Лаваля относительно выходного отверстия форсунки при температуре ниже $+3$ °С и пылеподавление диспергированной жидкостью при крайнем правом положении сопла Лаваля относительно штуцера для подачи жидкости при температуре выше $+3$ °С. Итак, с помощью форсунки-снегогенератора образуется водный аэрозоль при температуре окружающей среды выше $+3$ °С и при наибольшем расходе жидкости, а снег образуется при температуре окружающей среды ниже $+3$ °С и при наименьшем расходе жидкости.

Собрана экспериментальная установка: к форсунке подключен воздушный компрессор с давлением воздуха до 8 атм и водопроводная сеть с давлением воды до 4 атм. Было проведено два эксперимента.

Целью первого эксперимента (рис. 2, таблица) являлось определение оптимальных параметров форсунки для наиболее



Рис. 2. Водный аэрозоль, полученный в ходе первого эксперимента

Результаты первого эксперимента

Размер кольцевой щели, мм	Площадь кольцевой щели, мм ²	Расход воды, $\frac{\text{м}^3}{\text{с}} \cdot 10^{-6}$	Длина факела, м	Характеристики распыления
Сопло с площадью отверстия $S = 0,95 \text{ мм}^2$				
0,75	11,61	—	2	Мелкодисперсное
1,5	23,36	3	4,5	Крупнодисперсное
2,25	35,25	10	4,5	Крупнодисперсное
Сопло с площадью отверстия $S = 2,01 \text{ мм}^2$				
0,75	11,61	10	2,5 — 3	Мелкодисперсное
1,5	23,36	13	2 — 2,5	Мелкодисперсное
2,25	35,25	13	3 — 3,5	Мелкодисперсное
Сопло с площадью отверстия $S = 3,80 \text{ мм}^2$				
0,75	11,61	7	4	Мелкодисперсное, туман
1,5	23,36	17	3,5 — 4	Мелкодисперсное, туман
2,25	35,25	17	4	Крупнодисперсное

экономичного и эффективного распыления воды. Эксперимент проводился при температуре окружающей среды 19°C . В ходе эксперимента изменялись: ширина кольцевой щели для подачи воды, степень открытия водяного крана (давление воды на выходе кольцевой щели), площадь отверстия сопла Лаваля. Измерялись расход воды, длина водяного факела на выходе, зрительная характеристика распыления. Было установлено, что мелкодисперстное распыление достигается при использовании сопла Лаваля с площадью отверстия $2,01 \text{ мм}^2$, шириной кольцевой щели $0,75 \text{ мм}$ при длине водяного факела $2,5 — 3 \text{ м}$. Расход воды при данных характеристиках составил 36 л/ч .

Целью второго эксперимента являлось получение снега (рис. 3) и определение его пригодности для пылеподавления. Эксперимент проводился при температуре окружающей среды -3°C . В экспериментальной установке были обеспечены оптимальные параметры для мелкодисперстного распыления. Был получен искусственный снег со следующими характеристиками: плотность $30 — 60 \text{ кг/м}^3$, характеристика по шкале Войтковского К.Ф. — свежий, порошкообразный. Полученный снег характеризовался высокой слипаемостью, низкодисперсной структурой.



Рис. 3. Снег, полученный в ходе второго эксперимента

Статья выполнена при поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009 — 2013 годы, Правительства г. Санкт-Петербурга, Центра коллективного пользования ЦКП СПбГИ (ТУ) и американского фонда гражданских некоммерческих исследований CRDF. По итогам исследований подана заявка на изобретение.

Литература

1. *Шувалов Ю.В.* Предотвращение пылегазовых выбросов и снижение запыленности атмосферы в карьерах / Ю.В. Шувалов, Асад Мохаммад, А.П. Бульбашев // Экология и развитие Северо-Запада России: науч. докл. четвертой междунар. конф. — СПб.: МАНЭБ, 1999.
2. *Шувалов Ю.В.* Теоретические основы конденсационного увлажнения и подавления пыли / Ю.В. Шувалов, В.А. Белозеров // Физические процессы горного производства / СПбГГИ(ТУ). — СПб., 1992.
3. *Карпов Г.Н.* Состояние воздушной среды и некоторые пути снижения ее загрязненности / Г.Н. Карпов, Е.Г. Карпова // Экология и развитие Северо-Запада России: тез. науч. докл. 3-й междунар. конф. — СПб.: МАНЭБ, 1998.
4. *Шувалов Ю.В.* Конденсационное увлажнение и предупреждение взрывов пыли / Ю.В. Шувалов и др. // Горный журнал. — 1994. — № 1.
5. *Битколов Н.З.* Пылеподавление на разрезах при отрицательных температурах воздуха / Н.З. Битколов, И.И. Иванов, К.С. Лиханов // Уголь. — 1982. — № 4.

УДК 658.012.2(075.8):504.06:622

**ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА
ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ
ОАО «КАРЕЛЬСКИЙ ОКАТЫШ»**

А.Ю. Цветкова, Ю.Н. Васильев

Рациональное, экономически обоснованное использование месторождений полезных ископаемых является одной из важнейших проблем горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Успешное решение этой проблемы позволит повысить эффективность производства, уменьшить затраты на создание минерально-сырьевой базы страны, снизить нагрузку на природную среду. Несмотря на то, что в последние два десятилетия вопросам комплексного использования месторождений полезных ископаемых уделялось много внимания, остается задача эколого-экономической оценки эффективности комплексного использования минерального сырья на разных уровнях хозяйствования. Мало исследований в этой области посвящено железорудной промышленности.

Оценку эколого-экономической эффективности комплексного использования железорудных месторождений рекомендуем производить на основе расчета и анализа следующих показателей: интегрального дисконтированного экономического эффекта от комплексного использования железорудных месторождений (хозрасчетный и народнохозяйственный); индекса доходности инвестиций; внутренней нормы доходности инвестиций; коэффициентов комплексности использования минерального сырья и безотходности производства; уровня достижения научно обоснованных нормативов использования природных ресурсов и охраны окружающей среды. Обобщающим критерием, характеризующим эколого-экономическую эффективность комплексного использования железорудных месторождений, является интегральный экономический эффект. Он подразделяется на народнохозяйственный и хозрасчетный.

Народнохозяйственный экономический эффект от комплексного использования минерального сырья, вскрышных и вмещающих пород, а также отходов обогащения железных руд за период времени $T(\mathcal{E}_{\text{н/х}}^{(T)})$ достигается за счет получения дополнительной продукции (ΔB_t), предотвращения (ликвидации) эко-

номического ущерба природным ресурсам и окружающей среде ($\Delta Y_{\text{пр(л) } t}$), прироста ценности природных ресурсов ($\Delta Z_{\text{прир. } t}$), прироста доходов других предприятий и населения данного региона (ΔD_t), обеспечения занятости населения, экономии затрат на прирост сырьевых ресурсов, эквивалентных полученным в результате комплексной переработки сырья ($\Delta \mathcal{E}_{\text{гпр } t}$), экономии затрат на проектирование и строительство нового горного предприятия, на вскрытие, подготовку новых запасов, на добычу полезного ископаемого ($\Delta \mathcal{E}_{\text{гп } t}$), сокращения затрат на подготовку кадров для горной промышленности и создание для них инфраструктуры ($\Delta \mathcal{E}_{\text{кадр. } t}$), а также за счет эффекта, возникающего у потребителей продукции, полученной в результате комплексного использования минерального сырья (КИМС) ($\Delta \mathcal{E}_{\text{погр. } t}$), за вычетом затрат на предотвращение или ликвидацию экономического ущерба природным ресурсам ($\Delta Z_{\text{пр(л) } t}$), на прирост ценности природных ресурсов ($\Delta Z_{\text{в } t}$), на производство дополнительной валовой продукции ($\Delta Z_{\text{д } t}$), на получение дополнительных доходов ($\Delta Z_{\text{д } t}$) и т. п., приведенных к моменту начала реализации мероприятия по КИМС с учетом фактора времени (β_t).

$$\mathcal{E}_{\text{к н/х}}^{(T)} = \sum_{i=1}^T (\Delta Y_{\text{пр(л) } t} + \Delta Z_{\text{прир. } t} + \Delta B_t + \Delta D_t + \Delta \mathcal{E}_{\text{гпр } t} + \Delta \mathcal{E}_{\text{гп } t} + \\ + \Delta \mathcal{E}_{\text{кадр. } t} + \Delta \mathcal{E}_{\text{погр. } t} - \Delta Z_{\text{пр(л) } t} - \Delta Z_{\text{прир. } t} - \Delta Z_{\text{в } t} - \Delta Z_{\text{д } t}) \beta_t. \quad (1)$$

Хозрасчетный экономический эффект от КИМС, вскрышных и вмещающих пород, а также отходов обогащения железных руд за период времени $T(\mathcal{E}_{\text{к н/х}}^{(T)})$ складывается из прироста прибыли от реализации дополнительной продукции ($\Delta \Pi_t$), прироста амортизационных отчислений (ΔA_t), уменьшения платежей за загрязнение окружающей среды (сбросы, выбросы) ($\Delta P_{\text{экол. } t}$), снижения выплат налога на землю за счет сокращения горного отвала под отвалы и хвостохранилища ($\Delta P_{\text{зем. } t}$), из прироста прибыли за счет замены первичного сырья отходами производства ($\Delta \mathcal{E}_{\text{зам. } t}$), экономии затрат на транспортирование отходов производства до мест складирования (отвалов, хвостохранилищ) ($\Delta \mathcal{E}_{\text{трансп. от х. } t}$), затрат на складирование отходов и содержание мест складирования ($\Delta \mathcal{E}_{\text{скл. от х. } t}$), расходов на содержание ранее созданных природоохранных объектов ($\Delta \mathcal{E}_{\text{сод. } t}$), расходов на дополнительную очистку технологических газов, очистку и кана-

лизацию сточных вод ($\Delta\mathcal{E}_{o,t}$), расходов на рекультивацию земель вследствие предотвращения их изъятия в результате КИМС ($\Delta\mathcal{E}_{рек,t}$), а также из остаточной стоимости объектов, созданных в процессе комплексного использования месторождения ($\Delta\mathcal{L}_t$), за вычетом дополнительных инвестиций (ΔK_t), налогов ($\Delta P_{нал,t}$) и платы за кредит ($\Delta P_{кред,t}$), приведенных к моменту начала реализации мероприятия по КИМС с учетом фактора времени.

$$\mathcal{E}_{к х/р}^{(T)} = \sum_{t=1}^T (\Delta\mathcal{L}_t + \Delta A_t - \Delta K_t + \Delta P_{экол,t} + \Delta P_{зем,t} + \Delta\mathcal{E}_{зам,t} + \Delta\mathcal{E}_{трансп. от х. т} + \\ + \Delta\mathcal{E}_{скл. от х. т} + \Delta\mathcal{E}_{сод,t} + \Delta\mathcal{E}_{o,t} + \Delta\mathcal{E}_{рек,t} + \Delta\mathcal{L}_t - \Delta P_{пред,t} - \Delta P_{нал,t}) \beta_t. \quad (2)$$

С целью стимулирования инвестиций в КИМС предлагается также рассчитывать индекс доходности инвестиций в КИМС (если $ID \geq 1$, проект эффективен); внутреннюю норму доходности инвестиций (если она равна или больше требуемой инвестором нормы дохода на капитал, инвестиции в КИМС оправданы).

Для учета экологического эффекта от КИМС следует определять ряд натуральных показателей (по видам используемых ресурсов) до и после проведения мероприятий по КИМС: коэффициенты извлечения полезных компонентов на всех стадиях добычи и переработки ($K_{изв}$), коэффициент полноты и комплексности извлечения компонентов ($K_{п.к}$), коэффициент безотходности производства ($K_{безотх}$), минералоемкость (ξ_i), землеемкость (ξ_z) и водоемкость ($\xi_{в}$) выпускаемой продукции, площадь сохраненных от изъятия (восстановленных) земель ($\Delta S_{н(в)з}$), а также уровень достижения научно обоснованных нормативов использования природных ресурсов ($\gamma_{п.р}$) и качества окружающей среды и т. д.

Достижение экономического эффекта от рационального и комплексного использования минерального сырья возможно в условиях действующего горно-обогатительного производства при сравнительно небольших капитальных вложениях и текущих расходах. Покажем это на примере АО «Карельский окатыш» — одного из крупнейших железорудных предприятий на северо-западе России. Его производственные мощности составляют: по руде 24 млн т, по окатышам 8,84. В настоящее время добывается около 16 млн т руды и производится 5,5 млн т окатышей. В этих условиях содержание основных фондов, другие

условно-постоянные расходы ложатся на предприятие тяжким грузом. Остро встает проблема повышения эффективности производства.

Повышать экономическую эффективность производства возможно за счет рационального и комплексного использования железорудного месторождения. Вскрышные породы представлены ценным кварц-полевошпатовым сырьем — геллефлинтами, которые составляют 35 % объема вскрышных пород. Исследования ряда институтов показали возможность широкого применения геллефлинтов, а также других отходов производства ОАО «Карельский окатыш» для выпуска различных строительных материалов. Нами дана оценка эколого-экономической эффективности (на уровне инвестора и на уровне народного хозяйства) следующих мероприятий по комплексному использованию железорудного месторождения ОАО «Карельский окатыш»: производство щебня и песка дробленого из геллефлинтов; производство кварц-полевошпатового концентрата на основе геллефлинтов; производство кварц-полевошпатового концентрата и молотого необогащенного продукта на основе геллефлинтов; производство силикатного кирпича на основе отходов сероочистки отходящих газов обжиговых машин и хвостов обогащения железных руд; производство минераловатных изделий на основе амфиболовых сланцев и известняка; производство сувениров на основе молотых необогащенных геллефлинтов; производство декоративно-облицовочной стеклоплитки на основе молотых необогащенных геллефлинтов, а также получение эмалей для покрытия внутренней поверхности посуды на основе геллефлинтов и геллефлинтового концентрата.

В настоящее время на внешнем и внутреннем рынках реализуются только железорудные окатыши. В незначительных количествах для собственных нужд выпускаются также щебень, стеновые блоки, бетон и строительный кирпич. Между тем потребность региона в нерудных строительных материалах значительна. По данным института Гипроруда [1], дефицит щебня и гравия определен в 27,3 млн м³. С учетом собственной потребности акционерного общества в щебне (для железных и автомобильных дорог), потребности города Костомукши (для жилищного строительства) и близлежащих районов Карелии целесообразно строительство дробильно-сортировочной фабрики мощностью в 3,2 млн м³ щебня в год [1]. Фабрика будет также путем дробления и обогащения отсеков (хвостов обогащения) произво-

дить песок для строительных работ (в количестве 200 тыс. м³). Капитальные вложения составят 353 млн руб. Годовая себестоимость товарного выпуска фабрики составит 46 млн руб. Ежегодный хозрасчетный экономический эффект от производства щебня и песка дробленого составит 49 млн руб., а народнохозяйственный 251 млн руб. Площадь земли, сохраненной от изъятия и восстановленной в результате использования вскрышных пород, составит 3,7 га в год.

С целью утилизации отходов сероочистки и хвостов обогащения железных руд можно предложить строительство цеха по выпуску на их основе кирпича (мощностью 30 тыс. шт. условного кирпича в год) [2]. Отходы сероочистки, образующиеся в процессе улавливания диоксида серы из известково-обжиговой печи в цехе производства окатышей, содержат гидроксид кальция, обуславливающий прочностные показатели кирпича. Хвосты обогащения представляют собой кварц-полевошпатовый песок искусственного происхождения, они улучшат формируемость смеси. Потребность данного региона в местных строительных материалах — строительном кирпиче — составляет 30 млн шт. усл. кирпича в год. Сметная стоимость строительства цеха по производству кирпича составит 20 млн руб. Полная себестоимость годового выпуска очень низка (4,5 млн руб.). Ежегодный хозрасчетный экономический эффект от производства кирпича на основе отходов сероочистки и хвостов обогащения железных руд Костомукшского месторождения составит 13 млн руб., а народнохозяйственный — 193 млн руб. Площадь земли, сохраненной от изъятия и восстановленной в результате использования вскрышных пород, составит 0,03 га в год.

Повышение экономической эффективности производства за счет комплексного использования железорудного месторождения ОАО «Карельский окатыш» возможно даже без дополнительных инвестиций в производство кирпича. При замене части традиционного сырья на отходы производства при выпуске силикатного кирпича на существующей технологической линии ежегодный хозрасчетный экономический эффект составит 7 млн руб., а народнохозяйственный — 90 млн руб.

Одним из направлений использования молотых необогащенных геллефлинтов в народном хозяйстве является получение глушеных стекол с декоративной полосчатой окраской. Институтом геологии Карельского филиала АН СССР предла-

галось использовать для производства стеклоплитки шихту, составленную из геллефлинтов Костомукшского месторождения и сфенового концентрата ОАО «Апатит» в пропорции 50:50 [3]. Новый состав шихты по сравнению с традиционным снижает температуру плавления, расход сырья (за счет уменьшения потерь при обжиге), повышает кислотостойкость, расширяет цветовую гамму и исключает кристаллизацию при выработке стеклоплитки. Полученное глушеное стекло пригодно также для производства сувенирных и ювелирных изделий. Кроме того, по своим физико-химическим свойствам данный состав может быть использован в качестве защитно-смазочных покрытий для горячей обработки металлов давлением. Ежегодный народнохозяйственный экономический эффект от применения шихты на основе геллефлинтов Костомукшского месторождения взамен традиционной для выпуска стеклоплитки при годовом объеме продукции, равном 330 тыс. м², составит 8 млн руб.

Геллефлинты Костомукшского месторождения могут быть рекомендованы для самого широкого использования в составах эмалей различного назначения [4]. Так, АОЗТ «Механобр-техноген» разработало составы фритт-эмалей на основе геллефлинтов для покрытия внутренней поверхности посуды [5].

Кроме значительной экономической эффективности, организация попутных производств на базе вскрышных и вмещающих пород и отходов предприятия даст социальные и экологические эффекты: позволит поддерживать уровень занятости населения, создать новые рабочие места, сократить площадь земель, занятых под отвалы и хвостохранилища, уменьшить расходы на содержание отвалов и хвостохранилища, снизить запыленность воздушного бассейна. В результате реализации мероприятий площадь земель, сохраненных от изъятия, составит 4 га в год (68 га за весь период). Коэффициент безотходности по некоторым мероприятиям повысится с 0,95 до 1,00. Минералоемкость снизится с 0,0850 до 0,0803 руб/руб.

Таким образом, эколого-экономическая эффективность комплексного использования месторождения железных руд ОАО «Карельский окатыш» очень высока: при дополнительных капиталовложениях 563,5 млн руб. ежегодный хозрасчетный экономический эффект составит 71,07 млн руб., а народнохозяйственный — 342,7 млн руб. Внутренняя норма доходности инвестиций по мероприятиям составит от 14,7 до 199,9 %.

Литература

1. Технический проект строительства фабрики по производству щебня на Костомукшском ГОКе / Гипроруда. — Л., 1989.
2. Разработка технологии производства строительного кирпича на основе отходов сероочистки / ВНИИСтром. — М., 1991.
3. Проведение полупромышленных испытаний натровых геллефлинт Костомукшского месторождения как сырья для получения декоративно-облицовочной стеклоплитки / Институт геологии. — Петрозаводск, 1989.
4. Вскрышные породы Костомукшского железорудного месторождения и пути их использования в народном хозяйстве. — Петрозаводск: Карелия, 1983. — 142 с.
5. Производство из кварц-полевошпатовых концентратов готовых изделий различного сортамента. — СПб.: АОЗТ «Механобр-техноген», 1991.

УДК 621.644.8:504.4(571.1)

ГИДРОЭКОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ЯМБУРГСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.Д. Усачев

Северные территории Российской Федерации относятся к регионам с повышенной уязвимостью экосистем ввиду географических, климатических и гидрогеологических особенностей сложившейся промышленной базы нефтегазового комплекса и современного состояния биосферы. Уникальность экосферы северных территорий определяют режимы использования природных ресурсов. При освоении и эксплуатации нефтегазовых месторождений необходимо учитывать, что их деятельность может оказать отрицательное воздействие на территории с экологическими ограничениями. Одними из наиболее подверженных воздействию являются водные объекты, мониторинг которых обязателен в процессе эксплуатации месторождений.

Ямбургское газоконденсатное месторождение расположено в Заполярной части Западно-Сибирской низменности на Тазовском полуострове в зоне сплошного распространения многолетнемерзлых пород с глубиной залегания до 450 м. Гидрографическая сеть района хорошо развита — реки, озера и болота занимают около 40 % территории месторождения. Имеются водохранимые зоны и прибрежные защитные полосы. На территории Ямбургского месторождения для целей водоснабжения вы-

деляются воды трех структурных этажей: верхнего, среднего и нижнего.

К водам верхнего этажа относятся надмерзлотные воды сезонно-талого слоя и надмерзлотно-межмерзлотные воды несквозных таликов. Надмерзлотные воды распространены повсеместно, так как территория относится к области сплошного распространения многолетнемерзлых пород. Формируются они в летний период на глубине 0 — 1,0 м. Водовмещающими грунтами являются суглинисто-песчаные и торфяные отложения различного возраста и генезиса. Питание водоносного горизонта происходит за счет инфильтрации атмосферных осадков и таяния льда в пределах сезонно-талого слоя. Мощность водоносного горизонта не превышает 15 м. Водообильность крайне незначительна. Разгрузка происходит по депрессии рельефа в озера. По химическому составу воды сезонно-талого слоя относятся к гидрокарбонатным кальциевым, ультрапресным (минерализация 0,1 — 0,7 мг/л). В воде содержится большое количество органики. Жесткость вод не превышает 0,3 — 0,5 мг-экв/л. Реакция вод нейтральная или слабокислая. Надмерзлотно-межмерзлотные воды представлены водами субаквальных таликов под озерами, днищами хасыреев и руслами рек. Воды данного типа залегают неглубоко от поверхности, а зачастую и непосредственно с поверхности. Источником их питания являются атмосферные осадки, поверхностные воды и переток вод сезонно-талого слоя.

К водам среднего этажа относятся межмерзлотные воды и воды сквозных таликов. По составу воды гидрокарбонатные кальциевые, пресные (минерализация 0,7 — 0,8 г/л). Воды ультрапресные, гидрокарбонатные натриевые или магниевые с различным содержанием ионов кальция или сульфатов. Водоносный горизонт водообилен, характеризуется интенсивным водообменом.

Воды нижнего этажа представлены имеющими повсеместное распространение подмерзлотными водами; сильно минерализованы, с наличием растворенного газа и для водоснабжения не пригодны.

Основными факторами негативного воздействия эксплуатации Ямбургского ГКМ на водные объекты являются: изъятие воды из природных источников, что может привести в дальнейшем к истощению водных ресурсов; привнесение в водные объекты загрязняющих веществ, что может привести к их техноген-

ному загрязнению; нарушение естественного поверхностного стока вод за счет изменения природных ландшафтов.

Источниками загрязнения природных вод могут быть: разлитый при аварийной ситуации конденсат, горюче-смазочные материалы, химреагенты, буровые и тампонажные растворы, буровые сточные воды, выбуренный шлам, хозяйственно-бытовые сточные воды, дождевой сток с территории промплощадки, а также токсичные вещества, поступающие от источников выброса загрязняющих веществ в атмосферный воздух. Природные воды могут загрязняться в результате фильтрационных утечек сточных вод и технологических продуктов из накопителей и емкостей; смыва загрязняющих веществ дождевыми и талыми водами; сброса недостаточно очищенных сточных вод в природные водоемы; попадания атмосферных осадков, загрязненных выбросами предприятия в атмосферный воздух. Пресные подземные воды глубоких водоносных горизонтов могут загрязняться в результате утечек конденсата и минерализованных вод из колонн скважин в местах их дефектов и заколонных перетоков флюидов; перетока сточных вод в горизонты, не предназначенные для их закачки. Другой путь загрязнения подземных вод — это проникновение загрязняющих веществ с земной поверхности при инфильтрации через проницаемый грунтовый массив.

Каждый из этапов освоения месторождения обуславливает соответствующие расход воды и объемы образования сточных вод. При бурении скважин источниками образования сточных вод являются: обмыв бурильных труб, промывка и охлаждение технологического оборудования, чистка сеток вибросит, мытье полов (в основном технологическом процессе); прорыв трубопроводов, неисправность запорной арматуры, утечки при приготовлении бурового раствора и химреагентов, потери при отделении бурового шлама на установках очистки (в аварийных ситуациях), хозяйственно-бытовая деятельность работников, поверхностный сток с территории буровой. Состав сточных вод колеблется в широких пределах и зависит, в основном, от реагентов, содержащихся в буровых и тампонажных растворах. Выбор данных растворов производится с учетом уровня техногенной нагрузки на окружающую среду, наличия токсикологического паспорта и гигиенического сертификата на компоненты бурового раствора. Для предотвращения загрязнения окружающей среды сточные воды, образующиеся в технологическом процессе бурения, собираются в гидроизолированные отсеки шламового амбара.

Для фактической оценки и прогноза изменения состояния природной водной среды под влиянием воздействия эксплуатации месторождения проводится гидроэкологический мониторинг. Его основные задачи — контроль за соблюдением установленных нормативов воздействий на водную среду и лимитов размещения отходов производства, учет номенклатуры и количества загрязняющих веществ, поступающих от объектов нефтегазового комплекса, а также обеспечение своевременной разработки нормативно-технической документации.

В весенне-летне-осенний период проводится мониторинг природных водоемов — источников водоснабжения и/или приемников сточных вод. Для Ямбургского ГКМ особую актуальность имеет мониторинг экологического состояния Обской губы — основного источника водоснабжения поселка Ямбург и газовых промыслов. Одновременно Обская губа является приемником очищенных хозяйственно-бытовых стоков. Мониторинг водной среды Ямбургского ГКМ включает в себя исследования поверхностных и подземных природных, а также сточных хозяйственно-бытовых, производственных и очищенных вод. Ведомственный экологический контроль качества осуществляется за:

- питьевой водой на объектах месторождения по требованиям СанПиН 2.1.4.1074-01. Контролируются такие показатели, как рН, окисляемость, индекс токсичности, содержание железа, марганца, меди, свинца, цинка, хрома, алюминия, калия, натрия, кальция, магния, фторидов, хлоридов, нитратов, фосфатов, сульфатов;

- природными водоемами территории месторождения: Обская губа, реки Совет-Яха, Совет-Яха-тарка, Нгарка-Пойлово-Яха, Верхняя Паю-Яха, Хадуте и др. и озера Неляко-Собетьяха-Малто;

- природными водоемами, используемыми при эксплуатации надводных переходов территории Ямбургского ГКМ (контрольные створы надводных переходов) в 50 м выше и 50 м ниже каждого перехода. Контролируемые показатели: БПК₅, взвешенные вещества, водородный показатель, железо общее, нефтепродукты, сухой остаток, индекс токсичности;

- уровнем загрязнения очищенных сточных вод. Контролируемые показатели: рН, алюминий, аммоний-ион, АПАВ, БПК₅, железо общее, индекс токсичности, взвешенные вещества, нефтепродукты, нитриты, нитраты, сульфаты, фосфаты, фториды, хлориды, ХПК;

— поверхностными водами Обской губы в районе сброса очищенных сточных вод (контрольные створы влияния стоков в 500 м выше и 500 м ниже сброса. Перечень контролируемых показателей: БПК₅, окраска, запах, растворенный кислород, возбудители кишечных инфекций, жизнеспособные яйца гельминтов, микробиологические показатели, суммарная объемная активность радионуклидов при совместном присутствии ¹³⁷Cs, ⁴⁰K, ²³⁶Ra, ²³²Th, ⁹⁰Sr);

— состоянием грунтовой (поверхностной) воды в зоне возможного неблагоприятного влияния полигонов ТБО, ТСО пос. Ямбург. Контролируются pH, барий, нитраты, нитриты, сульфаты, хлориды, кальций, магний, гидрокарбонаты, ХПК, БПК₅, нефтепродукты, сухой остаток, тяжелые металлы: железо, марганец, медь, свинец, цинк, медь, кадмий, никель, мышьяк, хром, ртуть, — гельминтологические и микробиологические показатели;

— уровнем загрязнения промстоков, закачиваемых в поглощающий водоносный горизонт. Ежемесячно контролируются водородный показатель, взвешенные вещества, растворенный кислород, метанол, нефтепродукты.

Результаты гидрохимических исследований, проведенных на водных объектах территории месторождения, показали, что качество природной воды находится на уровне средних фоновых гидрохимических данных по региону:

— сохраняется тенденция снижения объемов водопотребления из природных источников, связанная с реструктуризацией подразделений предприятия и проводимыми мероприятиями по рациональному водопользованию;

— действующие очистные сооружения, несмотря на регламентированную эксплуатацию и постоянный контроль, не обеспечивают достижения установленных допустимых концентраций по соединениям азота и фосфора;

— мероприятия по достижению нормативов ПДС по азоту и фосфору разработаны и внесены в план природоохранных мероприятий предприятия;

— контроль за гидрохимическим составом вод рек и озер в местах переходов шлейфов газопроводов и надводных переходов не выявил негативного техногенного воздействия объектов месторождения на водные ресурсы;

— гидрохимические данные о качестве воды водоемов территории месторождения свидетельствуют, что усредненные зна-

чения контролируемых параметров стабильны, приоритетные загрязнители (нефтепродукты, тяжелые металлы и пр.) находятся в пределах допустимых концентраций.

Для охраны поверхностных и подземных вод от загрязнений, нарушения поверхностного и подземного стоков рекомендуются следующие природоохранные мероприятия: соблюдение режима водоохраных зон рек и озер; расположение основных объектов за пределами водоохраных зон; гидроизоляция и обваловка промплощадок, площадок для хранения ГСМ и химреагентов; устройство водопропускных и водоотводящих сооружений на автодорогах, исключающее подпор грунтовых вод и подтопление территории поверхностными водами; периодический визуальный контроль за состоянием водорегулирующих сооружений; сбор и очистка сточных вод до требуемых норм; регламентированный сбор, хранение и вывоз отходов производства и потребления; утилизация буровых отходов и продуктов испытания скважин; техническая и биологическая рекультивация загрязненных участков буровой площадки.

Сокращение забора воды из природных источников достигается за счет повторного использования отработанных буровых растворов; использования буровых сточных вод (после осветления) для приготовления бурового раствора и для промывки скважин; охлаждения механизмов и оборудования буровой по замкнутой водооборотной системе; проведения испытаний на прочность и герметичность трубопроводов пневматическим способом. Охране водных объектов способствует также большая часть мероприятий, направленных на охрану земель и ландшафтов. Выполнение природоохранных мероприятий обеспечит рациональное использование водных ресурсов и снизит негативное воздействие разработки месторождения на водную среду. В настоящее время природные воды справляются с техногенной нагрузкой влияния Ямбургского месторождения.

Литература

1. Дополнения к коррективам разработки сеноманской залежи Ямбургского газоконденсатного месторождения: отчет / Газпром-ВНИИГАЗ.
2. СанПиН 2.1.4.1074-01 Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества.

**ГЕОХИМИЯ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ
В ТЕХНОГЕННЫХ ПОЧВАХ УЧАЛИНСКОЙ
И СИБАЙСКОЙ ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ**

Г.Т. Шафигуллина, В.Н. Удачин, К.А. Филиппова

В процессе отработки Cu—Zn-колчеданных месторождений формируются природно-техногенные ландшафты, получившие название геотехнических систем (ГТС) [1]. Для геоэкологической оценки загрязнения окружающей среды Южного Урала в качестве эталонов выбраны объекты со сформированными природно-техногенными ландшафтами: а) Учалинская ГТС (включая г. Учалы и его окрестности, зона влияния Учалинского горно-обогатительного комбината и отвалов Учалинского месторождения), расположенная в северо-восточной части Башкирии; б) Сибайская ГТС (г. Сибай и его окрестности, зона влияния Башкирского медно-серного комбината и отвалов Сибайского месторождения), расположенная в юго-восточной части Башкирии.

Влияние загрязнения почв **Учалинской ГТС** хорошо прослеживается на примере трех почвенных разрезов в районе обогатительной фабрики (ОФ). Разрез UC(sl)1 заложен в 500 м на СЗ от северной части карьера и в 1000 м на СВ от ОФ комбината; разрез UC(sl)2 заложен в 700 м от комбината и в 1200 м от карьера; разрез UC(sl)3 заложен на склоне юго-восточной экспозиции с углом 12° в 500 м от комбината к СЗ и в 1300 м от карьера.

Рассеивание твердой фазы пылевых выбросов в направлении господствующих ветров приводит к формированию аномальных почв, основной ареал которых ориентирован в северо-западном (разрез 3), северном (разрез 2) и северо-восточном (разрез 1) направлении от ОФ.

Почвы трех разрезов характеризуются кислой реакцией почвенного профиля (значения pH_{H_2O} понижено на 2 — 4 единицы по сравнению с фоновыми почвами). Минимум значений pH водной вытяжки приурочен к гумусово-аккумулятивному (разрез 1) и к верхним горизонтам (разрезы 2 и 3) (рис. 1). Процессы аномального обогащения тяжелыми металлами (ТМ) гумусово-аккумулятивного горизонта почв связаны с накоплением сульфидов в связи с аэральными выпадениями тонкодисперсного сульфидного материала из трубы сушильного отделения ОФ и золовым

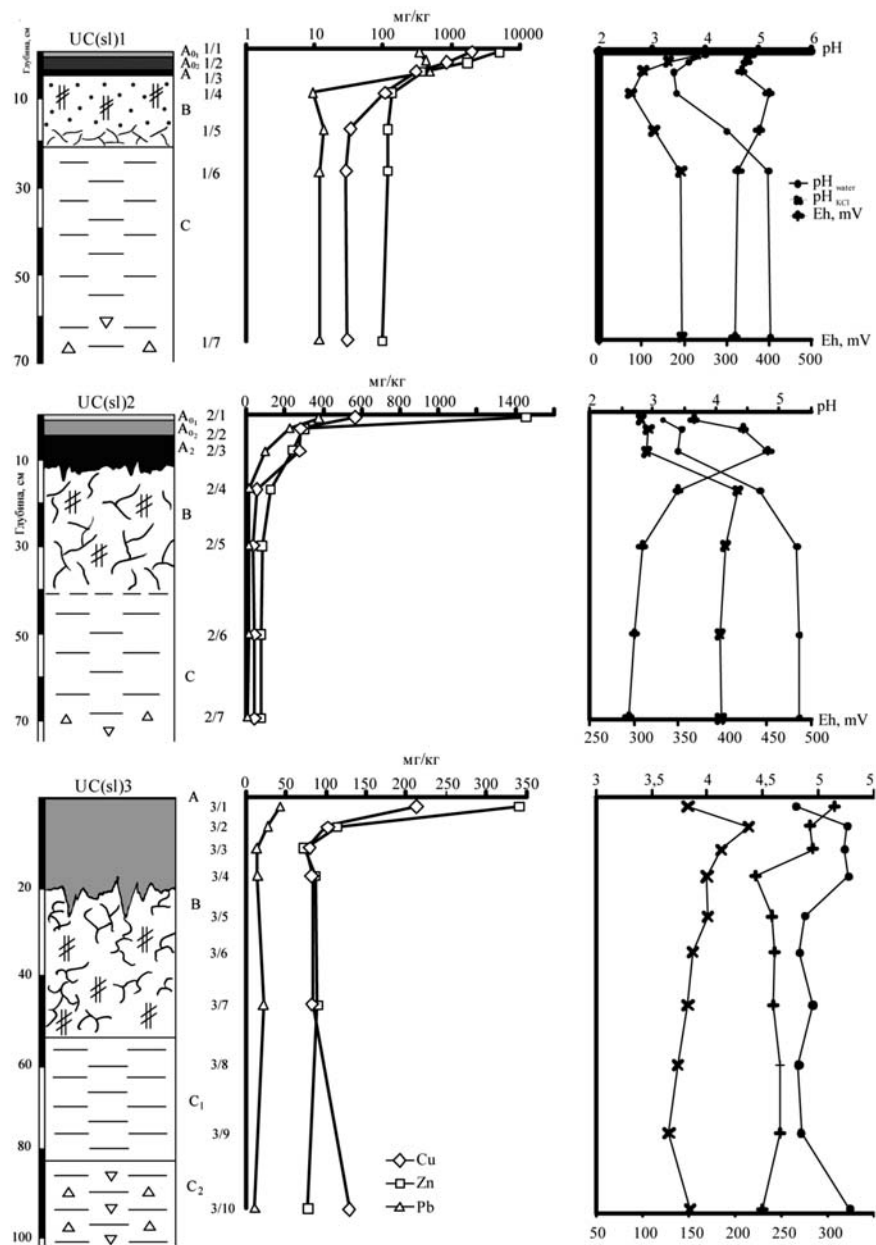


Рис. 1. Распределение Cu, Zn, Pb и значений pH и Eh по почвенным профилям Учалинской ГТС

разносом сульфидно-силикатного материала от отвалов и хвостохранилища. Кислая реакция среды, низкая катионообменная емкость определяют низкую буферность этих почв и потенциально слабую комплексообразующую способность отдельных фракций почв для связывания поступающих с аэральным потоком частичек ТМ в ГТС.

Величина рН солевой вытяжки в трех разрезах под влиянием техногенного фактора ниже 4,5. В таких почвах, наряду с «типowymi» обменными катионами, присутствуют обменный водород и обменный алюминий, которые формируют высокую величину обменной и гидролитической кислотности. Верхние горизонты почв значительно обогащены H^+ (до 50 мг·экв/100 г). В иллювиальном горизонте для всех разрезов наблюдается увеличение количества обменного H^+ . Обычно его присутствие связывают с возможностью удерживаться на постоянно заряженных микрофрагментах глинистых минералов [2]. Присутствие большого количества обменного водорода служит первичным фактором подкисления. Значение его усиливается тем, что протон H^+ обладает подвижностью и высокой способностью адсорбироваться [3].

Количество обменного Al^{3+} варьирует в пределах 0,022 — 0,89 мг·экв/100 г. Максимум характерен для гумусово-аккумулятивного горизонта (разрезы 2 и 3) и для верхов иллювиального горизонта (разрез 1).

Наиболее высокие значения обменной кислотности (до 17 мг·экв/100 г) приурочены к верхним горизонтам в интервале до 5 см, что обусловлено присутствием здесь продуктов разложения органического вещества в наибольшем количестве [4].

Иной характер распределения перечисленных элементов наблюдается в фоновых почвах. Для них характерны пониженные и равномерно распределенные значения Eh (170 — 192 mV), свидетельствующие о небольшом недостатке кислорода. Также они характеризуются значениями рН, близкими к нейтральным для водной и слабокислым для солевой вытяжек, низкими содержаниями обменной кислотности, обменного водорода и ТМ (Cu, Zn и Pb) и отсутствием в почве обменного Al^{3+} . Последнее является отличительным признаком отсутствия загрязнения (в данном случае подкисления).

Вертикальное распределение Cu, Zn и Pb по профилю почв трех разрезов сходно между собой, но абсолютные концентрации отличаются в меньшую сторону для разреза 3. Наиболее

резкие различия в содержании ТМ отмечаются в верхних горизонтах почвы и обусловлены различным расстоянием от источника эмиссии.

Горизонты — коллекторы пылевых аэрогенных выпадений (A_{01} и A_{02}), состоящие из растительного опада и лесной подстилки, содержат высокие концентрации Cu и Zn, повышенные Pb и Ni. Превышение ориентировочно допустимой концентрации (ОДК) отмечается для Cu в 15 — 30 раз, Zn в 15 — 45 раз, Pb и Ni в 7 раз. Также наблюдается превышение фоновых значений Cu в 30 и Zn в 50 раз, а Pb в 15 — 20 раз.

Наиболее крупная техногенная пыль аэральных выбросов ОФ комбината выпадает вблизи источника эмиссии, где ТМ находятся в малоподвижном состоянии (разрез 3). По мере незначительного удаления от источника загрязнения (более 1000 м) на поверхность почвы оседают тонкодисперсные частицы сульфидов, характерные для концентратов ОФ комбината (разрезы 1 и 2), в которых ТМ имеют высокую степень подвижности в почве [5].

Оптические исследования аншлифов на микроскопе BX51 (Институт минералогии УрО РАН, г. Миасс) показали, что сульфиды в почвах гумусово-аккумулятивного горизонта представлены пиритом, халькопиритом и сфалеритом разнообразных форм с размером зерен от 15 до 120 мкм (рис. 2).

Верхние горизонты почв изучали для определения потенциальных форм нахождения элементов методом селективных химических экстракций. На рис. 3 изображены результаты селективных экстракций для Cu и Zn в техногенных пробах почв Учалинской и Сибайской ГТС. По данным селективного фазового химического анализа установлено, что максимальной долей обменных форм характеризуются Zn (до 44 %) и Cd (до 29 %) в почвах Учалинской ГТС. Следовательно, эти элементы могут представлять основную эколого-токсикологическую опасность в аэральном загрязненных почвах. Высокая степень мобильности Zn позволяет предположить его активную миграцию в составе растворов внутрипочвенного стока.

По сравнению с почвами Сибайской ГТС, где обменных форм Cu не более 3 %, в почвах Учалинской ГТС значительная часть Cu (6 %) находится в обменной форме, а основной объем приходится на прочносвязанные формы (53 %). К этой форме относятся металлы, входящие в кристаллическую решетку первичных минералов почвы и не способные к миграции. Остальная часть Cu в исследованных почвах связана с аморфными гидро-

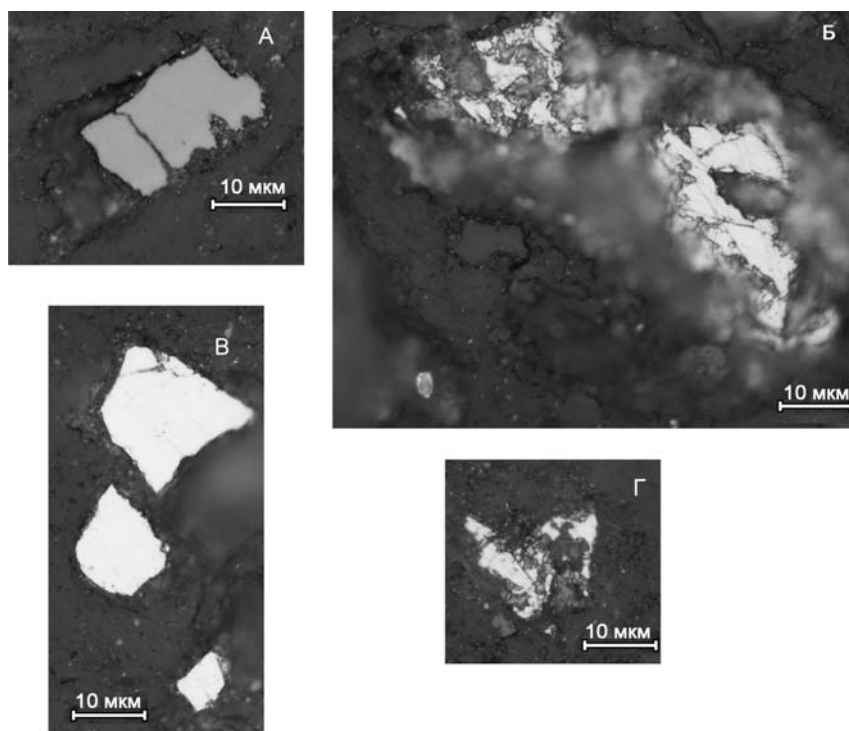


Рис. 2. Фрагменты зерен пирита и халькопирита в почвах Учалинской (А, Б) и Сибайской (В, Г) ГТС

оксидами Fe (21 %), карбонатами (9 %) и кристаллическими оксидами Fe (8 %).

Для почв Сибайской ГТС большая часть Cu (57 %), Cd (38 %), Pb (27 %) и Zn (21 %) связана с карбонатной фракцией, что является характерным признаком карбонатных черноземов данного района.

Таким образом, для этих элементов основным отличием происходящих процессов техногенного загрязнения является увеличение доли потенциально подвижных форм, «ответственных» за высокую степень эколого-токсикологической опасности. Весьма существенна и разница в коэффициентах мобильности меди для природных и техногенных почв, которая достигает 8 раз.

Техногенные почвы - верхняя проба гумусово-аккумулятивного горизонта А

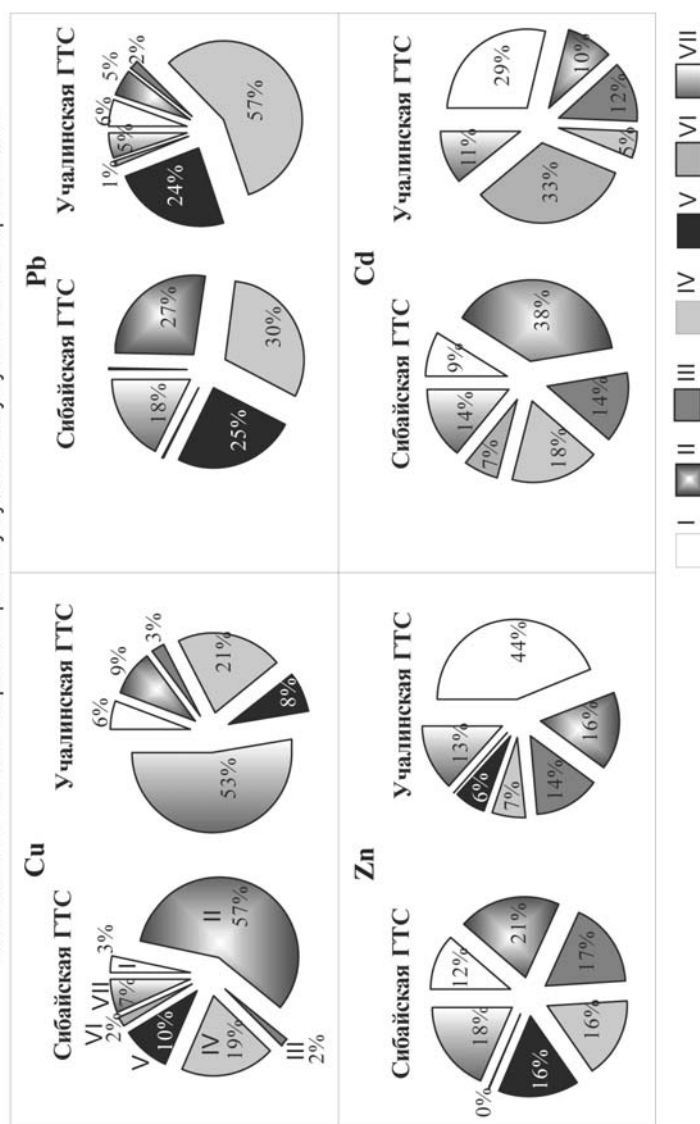


Рис. 3. Формы нахождения Cu, Zn, Pb и Cd в верхней пробе гумусово-аккумулятивного горизонта (А) в почвах Учалинской и Сибайской ГТС. Формы: I — обменная, II — карбонатная, III — связанная с оксидами Mn, IV — связанная аморфными оксидами Fe, V — связанная с кристаллическими оксидами Fe, VI — органическая, VII — прочносвязанная

В Сибайской ГТС мощность техногенного почвенного разреза Sb(sl)215, заложенного на правом берегу р. Карагайлы в 1 км от трубы ОФ (рис. 4), составляет 60 см. По морфологическому строению почвенного профиля выделены: горизонт с сульфат-

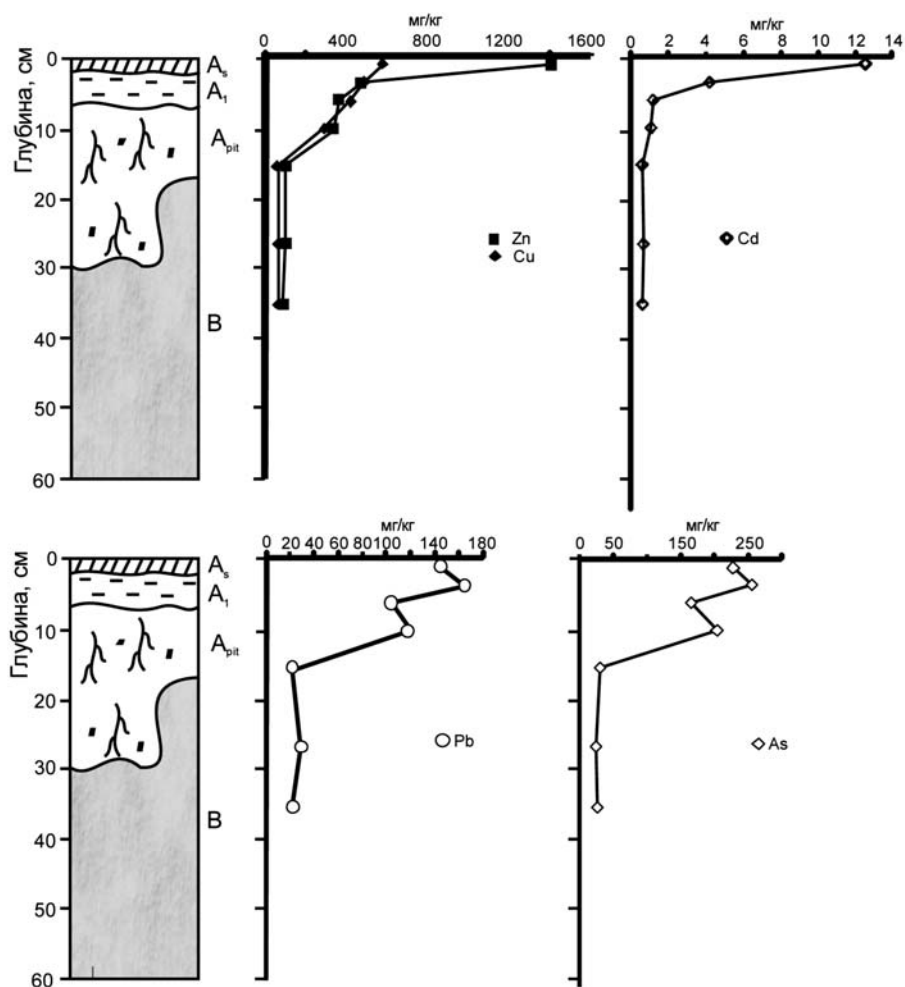


Рис. 4. Распределение Cu, Zn, Pb, Cd и As в почвенном профиле разреза Sb(sl)215 Сибайской ГТС. Горизонты: A_s — сульфатными выцветами; A_1 — гумусово-аккумулятивный; A_{pit} — бурый, B — иллювиальный

ными выцветами (A_s , 0 — 1,5 см), гумусово-аккумулятивный горизонт (A_1 , 1,5 — 6 см), бурый горизонт (A_{pit} , 6 — 30 см) и иллювиальный горизонт (В, 30 — 60 см). Значение рН в верхних, с сульфатными выцветами и гумусово-аккумулятивных горизонтах находится на уровне 3,5, что отвечает сильно закисленным почвам.

Общей закономерностью распределения Cu, Zn и Cd по почвенному профилю разреза является их высокая концентрация в верхнем горизонте A_s и уменьшение в нижних частях разреза, что характерно для аэралью загрязненных почв с типичным аккумулятивно-техногенным типом накопления ТМ.

На основе данных о содержании металлов в верхних горизонтах почв под влиянием техногенеза установлено, что основной объем аномальных концентраций Zn и Cd концентрируется в интервале до 1,5 см с миграцией до глубины 10 см. Другие элементы — Cu, Pb и As мигрируют до 15 см.

Исследования выполнены при финансовом содействии РФФИ (проект 10-05-90743-моб_ст) и программы поддержки научных исследований Южно-Уральского государственного университета.

Литература

1. Емлин Э.Ф. Техногенез колчеданных месторождений Урала. — Свердловск: Уральского университета, 1991. — 256 с.
2. Роуэлл Д.Л. Почвоведение: методы и использование / Пер. с англ. Е.К. Кубиковой; Под ред. и с предисл. Б.Н. Золотаревой. — М.: Колос, 1998. — 486 с.
3. Возбуцкая А.Е. Химия почвы. Изд-е 2-е, переработанное и дополненное. — М.: Высшая школа, 1964. — 397 с.
4. Коробова Н.Л. Пространственное варьирование показателей кислотного состояния горной лесной слабоподзоленной супесчаной почвы Урал-Тау // Проблемы экологии Южного Урала. — 2003. — № 1. — С. 18 — 21.
5. Ладонин Д.В. Соединения тяжелых металлов в почвах — проблемы и методы изучения // Почвоведение. — 2002. — № 6. — С. 682 — 692.

УДК 622.276.(479.24)«313»:53.98

ПЕРСПЕКТИВЫ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ СТАРЫХ НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АЗЕРБАЙДЖАНА

З.Дж. Эфендиева, В.М. Шамилов, М.Дж. Гамишаева

Азербайджан относится к числу регионов, обладающих нефтегазовыми ресурсами мирового значения. Полтора века из сложно-построенных месторождений проводится добыча нефти и газа на глубине до 7000 м. Большинство находящихся на территории Азербайджана нефтегазовых месторождений расположено на суше и находится на поздней стадии разработки. Эти месторождения характеризуются, в основном, непосредственным снижением уровня нефтедобычи. С целью повышения нефтеотдачи пласты подвергаются механическому, химическому, биологическому, термическому и прочим воздействиям. Во время этих технологических процессов, а также в период сбора, хранения, транспортировки и химической переработки нефти окружающая среда в той или иной степени загрязняется нефтью и нефтепродуктами [1].

На суше насчитывается 36 истощенных месторождений нефти, разрабатываемых уже не один десяток лет; в результате негативного техногенного воздействия на окружающую среду было загрязнено свыше 10000 га территории. Анализ показывает, что исторически в регионе не принимались во внимание экологические аспекты промышленной деятельности, что недостаточна осведомленность общества о социальных последствиях нефтяного загрязнения. Поэтому сегодня возникла необходимость применения международных принципов чистых технологий и интегрированного контроля загрязнений на промышленных предприятиях Азербайджана.

В последнее время открытая разработка нефтесодержащих пород получила широкое развитие в мире. В Азербайджане много старых нефтяных месторождений, приповерхностные участки которых представляют значительный интерес с точки зрения организации карьерной добычи нефти. Эти «истощенные» залежи содержат большие запасы остаточной высококачественной нефти категорий А+В+С₁. Наиболее перспективным в этом отношении является Балахано-Сабунчино-Романинское месторождение, примыкающее с юго-востока к Кир-

**Распределение запасов нефти по отдельным месторождениям
Апшероно-Гобустанского района (включая и Кирмакинское месторождение)**

Месторождение	Расположение залежи на структуре	Площадь залежи, тыс. м ²	Мощность, м	Удельный вес нефти, г/см ³	Содержание нефти в 1 м ³ породы, кг	Запасы нефти, тыс. т
Кирмаку						51200,0
Загилпири	Южное крыло	520,0	41,0	0,946	92,5	1972,1
Шубаны	Восточное крыло и ю-в периклинали	250,0	20,0	0,946	74,5	372,5
Чайдере	Южное крыло	4509,7	56,2	0,942	132,5	33581,5
Нардаран ахтарма	Тектонически экранированная	3100,0	16,0	0,935	229,3	11363,3
Киркишлак	Северо-восточное крыло	540,0	16,1	0,950	155,8	1354,5
Айрантекан	Северо-восточное крыло	1530,0	44,5	0,933	117,1	7973,4
Барыдаш	Присводовая	1200,0	65,0	0,925	105,0	8190,0
Клыч	Периклинали	980,0	26,0	0,940	170,0	4331,6
Рагим	Восточная периклинали	1112,0	49,0	0,945	74,8	4075,7
Салахай	Присводовая	1362,0	17,1	0,951	99,7	2322,0

макинскому. Ряд крупных месторождений с выходом на дневную поверхность нефтесодержащих пород имеется в Апшеронской нефтеносной области. Наиболее изученными здесь являются Кирмаку, Зигильпери, Кейрикшор и Шубаны (см. таблицу). Из всех наиболее изученным со всех точек зрения (геологических условий залегания, технологий горного производства и переработки добытых песков и др.) и весьма перспективным для организации открытой разработки является Кирмакинское месторождение.

Одним из основных условий, определяющих способ разработки старого нефтяного месторождения, является детальная изученность, на основании которой определяется степень его перспективности. Если учесть стоимость и значительную мас-

су кварцевых песков, получаемых после извлечения из них нефти и являющихся ценным строительным сырьем, то можно сказать, что открытый способ добычи нефти экономически выгоден. Очищенную от нефти горную массу можно использовать также для рекультивации загрязненных земель.

Следует также отметить, что открытая доработка старых «истощенных» нефтяных залежей требует использования результатов ретроспективных анализов, мониторинговых полевых и скважинных наблюдений за изменением физических свойств пород во времени, а также за особенностями деформационных процессов в этих объектах. Ниже показаны результаты вероятностного проявления таких процессов, способных вывести объект риска из режима нормального функционирования с материальным ущербом.

Принимая во внимание, что любой риск есть математическое ожидание ущерба, оценку геодинамического риска можно проводить по формуле [2] $R = P_1 P_2 C$, где P_1 — геодинамическая опасность; P_2 — уязвимость объекта, т. е. вероятность вывода из строя нефтегазового объекта (скважины, участка трубопровода, шахты и т. д.); C — ущерб, обусловленный стоимостью объекта. Допустим, что вероятность P_1 монотонно убывает с ростом деформации (рис. 1). Вероятность уязвимости будет, очевидно, монотонно возрастающей функцией деформации, поскольку чем больше деформаций, тем больше вероятности повреждения объекта (рис. 2). При этом вероятность наступления повреждения (P_1) рассматриваемого объекта от проявления деформационных процессов будет изменяться согласно графику на рис. 3. Как видим, наиболее вероятный ущерб составит $R_{\max} = 0,11C$. При этом максимум вероятности составляет 0,11 (при деформации приблизительно 70 мм).

Следует заметить, что как бы маловероятны ни были эти причины риска, не следует исключать их в перспективе. Даже при такой низкой вероятности ущерба риск аварийности такого объекта нефтегазодобычи, как одна нефтяная скважина, может достигать значительной суммы средств [3].

Анализ экологических и геодинамических аспектов разработки старых нефтяных месторождений Азербайджана показывает, что применение открытой геотехнологии для доработки старых «истощенных» залежей перспективен и не представляет собой экологической опасности.

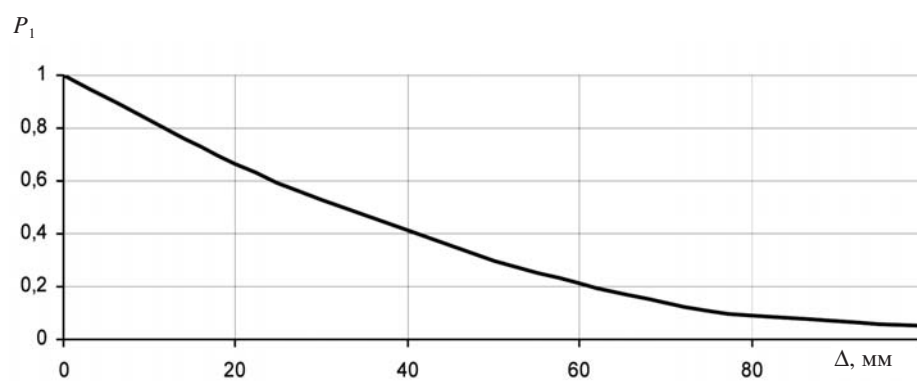


Рис. 1. Вероятность проявления фактора деформации

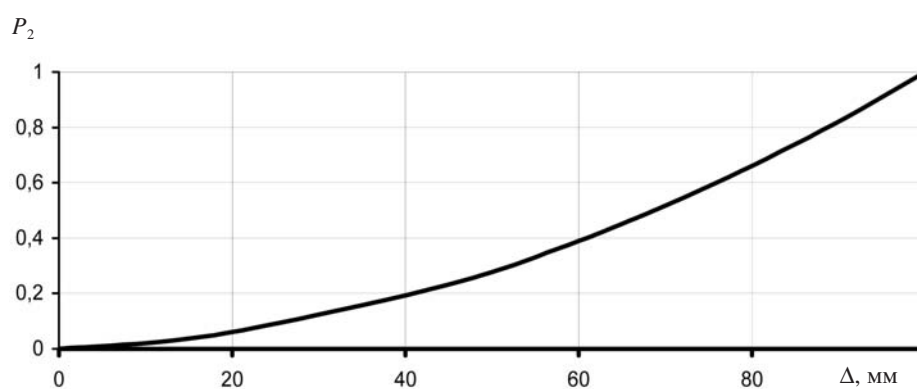


Рис. 2. Вероятность возникновения аварий

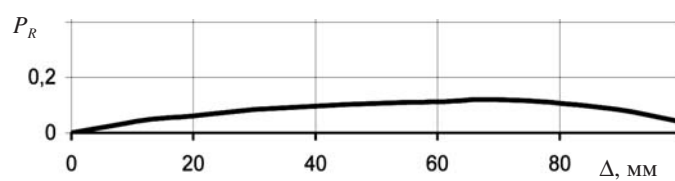


Рис. 3. Вероятность риска повреждения объектов

Литература

1. *Кузьмин Ю.О.* Современные суперинтенсивные деформации земной поверхности в зонах платформенных разломов / Ю.О. Кузьмин // Геологическое изучение и использование недр: научн. техн. сб. — М.: Геоинформарк, 1996.
2. *Кузьмин Ю.О.* Современная геодинамика и вариации физических свойств горных пород / Ю.О. Кузьмин, В.С. Жуков. — М.: Изд-во. МГТУ, 2004.
3. *Исмайылов Г.Г.* Об оценке геодинамического риска в нефтегазо- и горнодобывающих объектах / Г.Г. Исмайылов, З.Дж. Эфендиева, М.М. Мамедов // Геотехнологические проблемы нефти, газа и химии Баку: ученые записки. — Баку, 2007.

ГЕОМЕХАНИКА И РАЗРУШЕНИЕ

**СХОДСТВА И РАЗЛИЧИЯ В ГЛУБИННОМ СТРОЕНИИ
И ИСТОРИИ ФОРМИРОВАНИЯ УРАЛЬСКОЙ
И ПАЙХОЙ-НОВОЗЕМЕЛЬСКОЙ СКЛАДЧАТЫХ
ОБЛАСТЕЙ**

Л.Н. Андреева

Уральская и Пайхой-Новоземельская складчатые области развиваются вдоль восточного фланга палеоплиты Балтия. В современной литературе, посвященной исследованиям этих структур, рассматриваются версии о том, что это однотипные коллизионные структуры. Несмотря на то, что складчатые сооружения Пай-Хоя, островов Вайчаг и Новая Земля кажутся естественным продолжением Урала, выполненные исследования показали их существенные различия в глубинном строении и в истории формирования.

Коллизионные обстановки формируются в процессе взаимодействия континентальных плит и островных дуг в пределах закрывающихся океанических бассейнов. В строении верхней коры коллизионных орогенов, в зависимости от направления падения зон субдукции, устанавливается четкая зональность, для которой А. Митчелл и М. Гарсон предложили использовать категории геосинклинальной терминологии: форланд — континент на поддвигающейся плите; хинтерланд — континент на перекрывающей плите. Эти зоны разделяются пограничной сутурной зоной, выполненной в условиях уральской коллизии комплексами океанической коры и островной дуги (рис. 1).

Структуры Уральской складчатой области (УСО) пересечены большим числом региональных сейсмических профилей. До 1995 г. эти профили отрабатывались в основном с использованием технологии ГСЗ-МОВЗ; с 1995 г. выполняется профилирование МОВ-ОГТ. С начала 1960-х годов по настоящее время на территории Урала выполнено более 6000 км сейсмического профилирования ГСЗ, проведены международные профили методом глубинного МОВ-ОГТ — URSEIS-95 и ERSU-93, 95, 96, пробурена Уральская сверхглубокая скважина.

Представительным разрезом, наиболее адекватно характеризующим особенности глубинного строения Северного

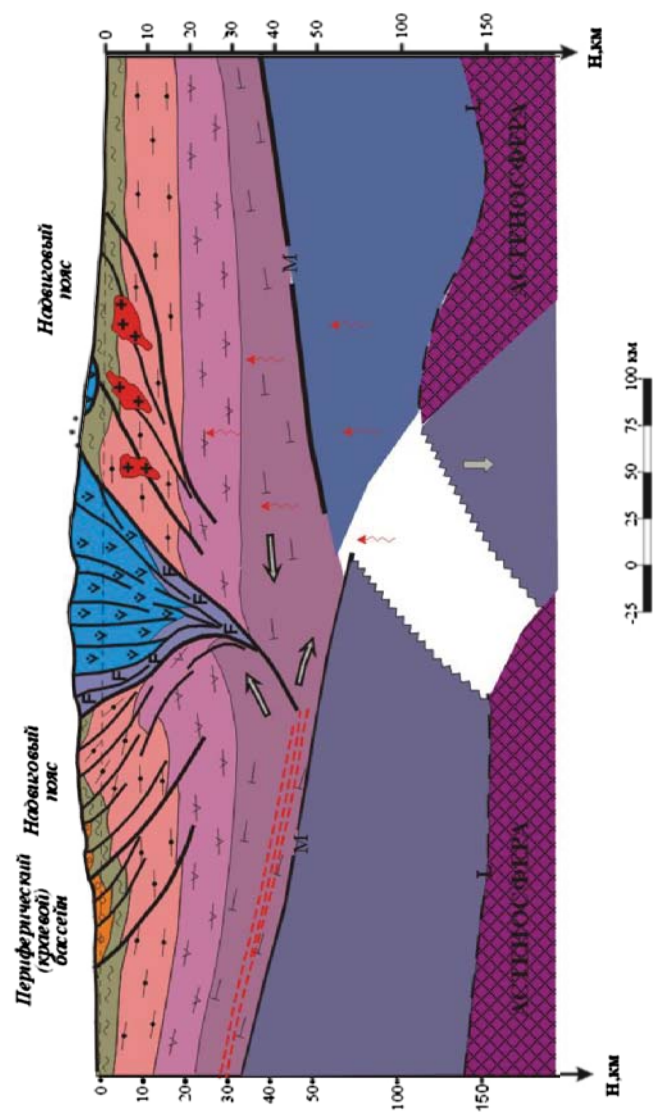


Рис. 1. Модель коллизийного орогена (Егоров А.С., 2004)

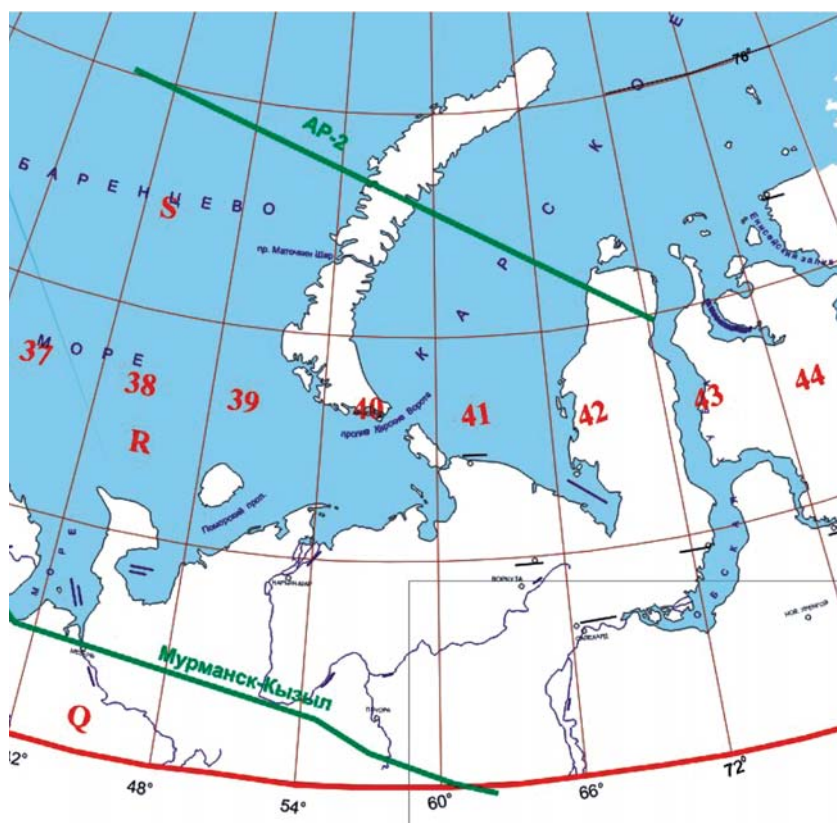


Рис. 2. Расположение профилей

Урала, является разрез по профилю Мурманск — Кызыл (рис. 2 и 3).

В рамках плейт-тектонической идеологии формирование глубинной структуры Урало-Монгольского складчатого пояса связывается с особенностями рифейско-палеозойской эволюции, завершение которой относится к концу палеозойской эры (рис. 4), когда Сибирская, Восточно-Европейская и Казахстанская палеоплиты с окружающими их коллажами микроплит и островных дуг сочленились и достигли состояния покоя по отношению друг к другу (Зоненшайн и др., 1990).

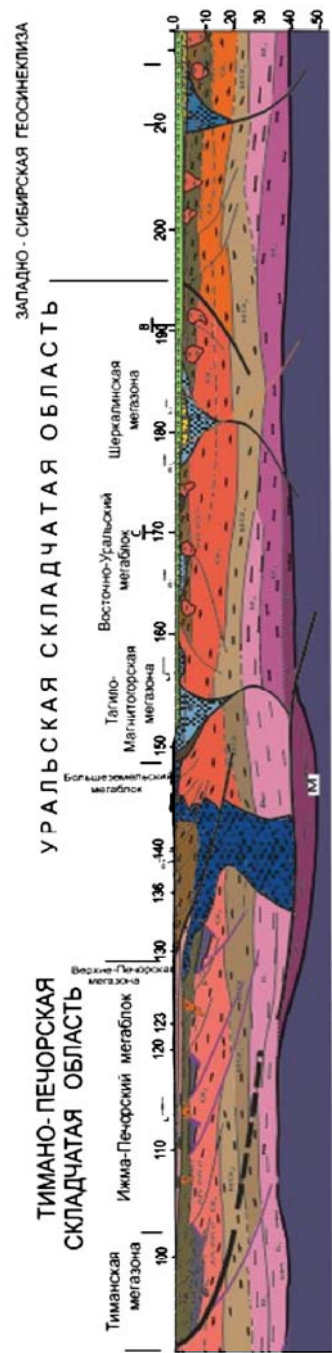


Рис. 3. Глубинный разрез литосферы вдоль профиля Мурманск — Кызыл (Егоров А.С.)

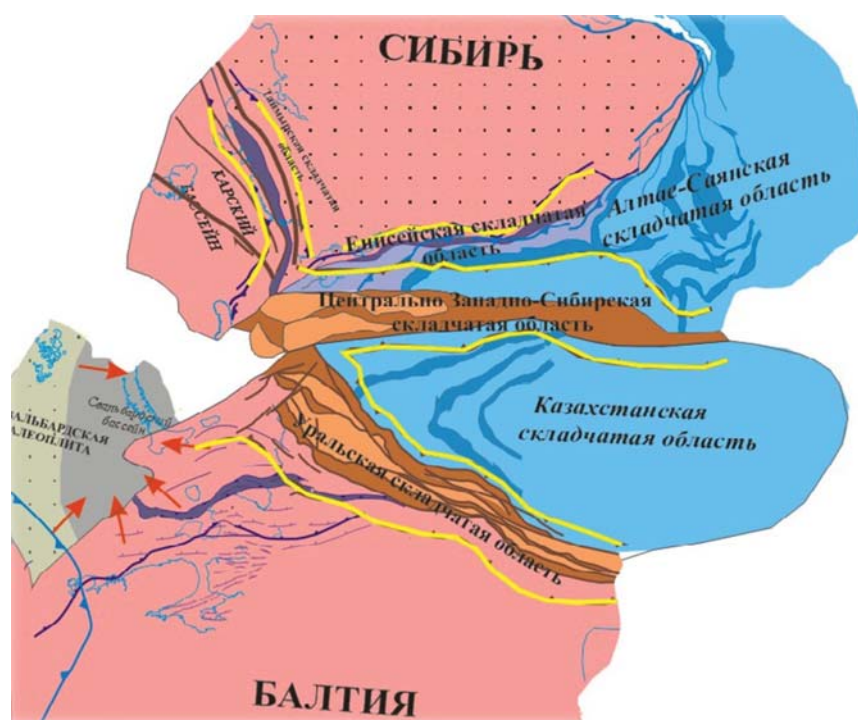


Рис. 4. Палиоспастическая реконструкция по завершающей стадии герцинской складчатости 290 млн лет назад (Егоров А.С., Винокуров И.Ю., Коленич А.П. с участием автора)

Этапы формирования УСО:

— формирование к среднему палеозою трех крупных палеоплит (Балтия, Сибирь и Казахстан), которые начинают сближаться в пределах Уральского и Азиатского палеоокеанов;

— к раннему — среднему карбону литосфера Уральского палеоокеана была поглощена в желобах и началось интенсивное проявление коллизионных процессов;

— окраины Балтии и Казахстанского континента впервые пришли в соприкосновение в начале фамена на Южном и Среднем Урале;

— в дальнейшем коллизия распространялась на север. Обдукция офиолитовых и островодужных комплексов на окраины континентальных массивов — характерные процессы этой стадии эволюции;

— нагрев комплексов горно-складчатого сооружения и интенсивная гранитизация верхних слоев;

— замыкание океанического бассейна в пределах Шеркалинской сутурной мегазоны, вероятно, происходило с некоторым запозданием в сравнении со временем закрытия бассейна, маркируемого Тагило-Магнитогорской мегазоной.

Таким образом, Уральская складчатая область сформировалась на месте океанического бассейна в ходе длительного столкновения палеоплит, микроплит и островных дуг. Аллохтонные пластины, выполненные образованиями палеоокеанической коры и осадочно-вулканогенными комплексами островных дуг, смяты в складки и надвинуты на континентальные склоны. Широко проявленные в разрезе земной коры сейсмические волноводы мощностью 5 — 10 км отражают зоны тектонической слоистости, вдоль которых происходили субгоризонтальные перемещения разноглубинных слоев континентальной коры [Егоров А.С., 2004].

С Пайхой-Новоземельской складчатой областью ситуация сложнее. Глубинное строение этого региона изучено двумя региональными профилями АР-2 (рис. 5) и АР-3. Разрез осадочных образований западного фланга Пайхой-Новоземельской складчатой области имеет сходный набор и близкие мощности осадочных слоев с разрезом Северо-Баренцевской впадины. Сопоставление разрезов этих структур позволяет говорить об их длительном развитии в однотипных геодинамических обстановках. Различия в их развитии связываются с концом палеозойской — началом мезозойской эпохи — финальным этапом закрытия Палеоазиатского океана. В ходе аккреционного процесса восточный (в современных координатах) фланг депрессии был деформирован и выведен на дневную поверхность. Разрез восточного фланга складчатой области относительно слабо деформирован. Здесь проявляются лишь рифтогенные процессы раннемезозойского периода, что подтверждается геофизическими данными.

Тематической группой Горного института (в том числе автор статьи) в рамках научно-исследовательской работы с Сев-

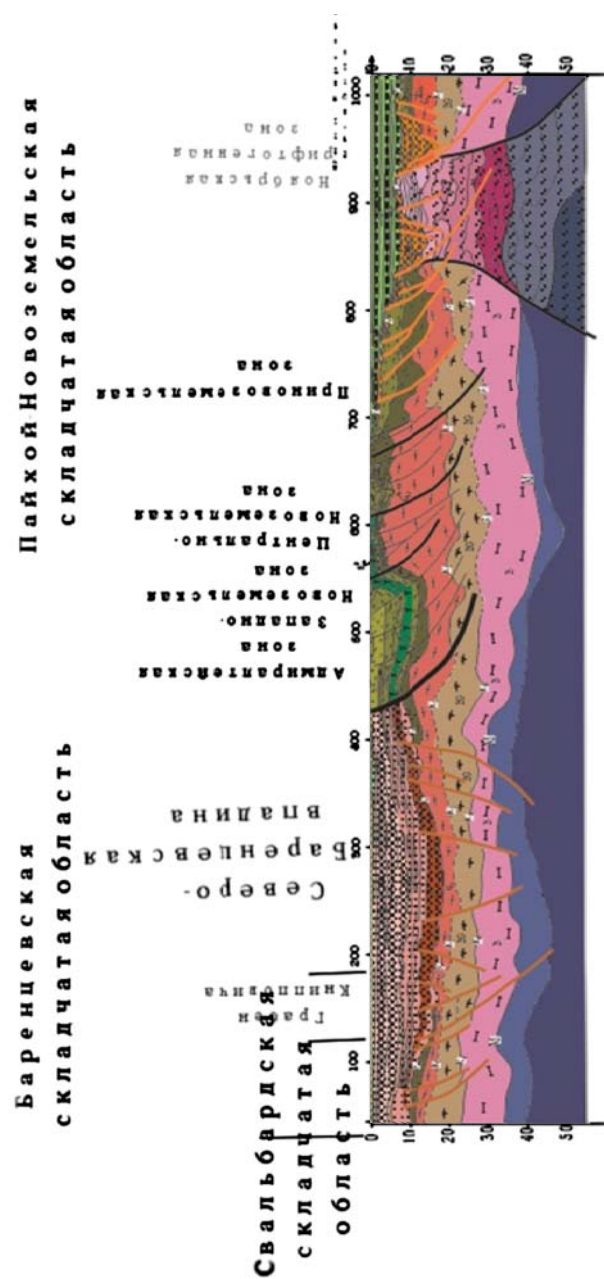
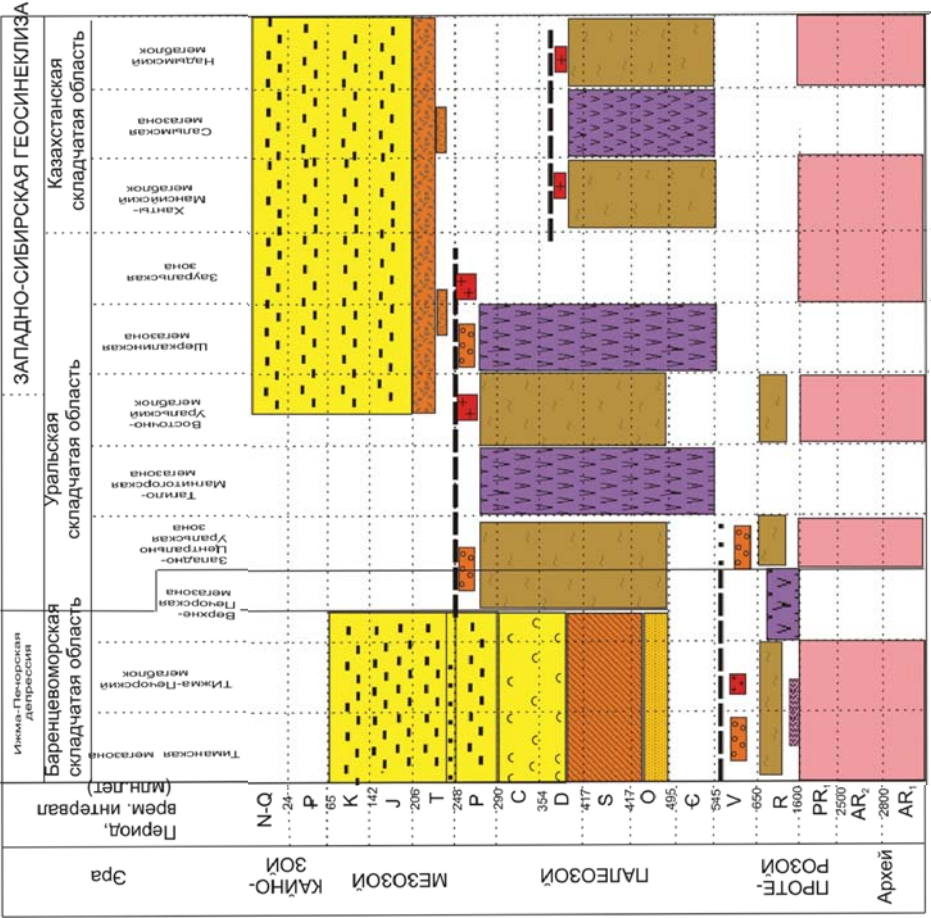


Рис. 5. Глубинный разрез Пайхой-Новоземельской складчатой области (Егоров А.С., Винокуров И.Ю., Каленич А.П. с участием автора)



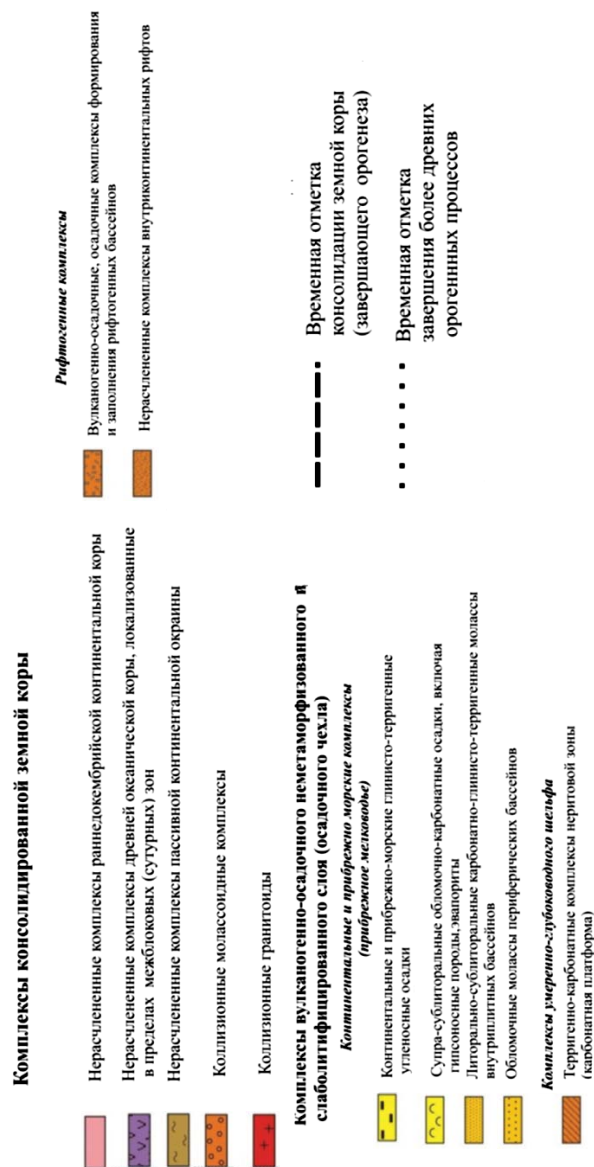


Рис. 6. Диаграмма пространство — время для сечения профиля Мурманск — Кызыл

моргео составлены палеоразрезы и диаграммы пространство — время вдоль континентальных и океанических профилей Баренцево-Карского региона и прилегающих частей Евразийского континента (в том числе вдоль профилей Мурманск — Кызыл и АР-2), которые способствуют лучшему пониманию исторического развития региона. Система палеоразрезов отображает процессы интеграции и дезинтеграции палеоконтинентов с изменением относительной позиции палеоплит, микроплит, островных дуг и океанических областей в фиксированные моменты главных тектоно-магматических циклов и соответствующее усложнение глубинного разреза отдельных блоков и изучаемой геоструктуры в целом в ходе геологической эволюции.

Диаграммы пространство — время характеризуют закономерности пространственного распределения структурно-вещественных подразделений кристаллической коры и геологических комплексов верхов консолидированного фундамента и платформенного чехла в сечениях глубинных геолого-геофизических разрезов вдоль сводных континентально-океанических геотравверсов. Эти документы рассматриваются в качестве фактологической основы последующих историко-эволюционных построений, имеющих прикладное значение.

Горизонтальное измерение диаграммы содержит перечисление главных структур консолидированного фундамента и платформенного чехла, последовательно пересекаемых геотравверсом. В вертикальном измерении схематизированно на фоне геологической шкалы отображаются положение в разрезе каждой из структур основных геологических комплексов консолидированного фундамента и платформенного чехла. Эти комплексы классифицированы по геодинамическим обстановкам их формирования.

Диаграмма пространство — время вдоль сечения геотравверса Мурманск — Кызыл (рис. 6) отражает особенности разрезов земной коры Тимано-Печорского региона и Уральской и Казахской складчатых областей. Уральская складчатая область в рассматриваемом сечении включает деформированную окраину Большеземельского мегаблока (Западно-, Центрально-Уральские зоны), Тагило-Магнитогорскую сутурную зону, выполненную палеозойскими комплексами островодужного и океанического происхождения, Восточно-Уральским

мегаблоком с корой континентального типа, Шеркалинскую сутурную зону, сходную по строению с Тагило-Магнитогорской, и Зауральскую зону, представляющую собой деформированную в ходе герцинского орогенеза окраину Казахстанского палеоконтинента.

Проанализировав интерпретационные модели глубинного строения Уральской и Пайхой-Новоземельской складчатых областей, можно сделать вывод, что предположение о единообразном возникновении этих двух структур ошибочное. Урал — полноценный коллизионный ороген, сформировавшийся к концу палеозоя, в то время как в пределах Пайхой-Новоземельской литосферы коллизионные процессы проявились только на западном фланге Карской плиты. Осадки к востоку от Пайхой-Новоземельской складчатой области деформированы относительно слабо. По глубинному разрезу Пайхой-Новоземельской складчатой области нельзя выделить элементы классического коллизионного орогена (форланд, хинтерланд, сутурная зона, разделяющая эти зоны).

УДК 622.271.33:624.131.537

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОДНОРОДНЫХ ОСНОВАНИЙ И ОТКОСОВ

А.В. Жабко

Оценка устойчивости откосов и оснований является весьма актуальной проблемой при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, в гидротехническом и транспортном, промышленном и гражданском строительстве, а также в других отраслях деятельности человека. Вместе с тем строгого способа расчета даже идеально однородных (изотропных) откосов не существует.

Как известно, для равновесия плоской системы сил необходимо выполнение трех условий геометрической статики. С другой стороны, задачи статики весьма эффективно решаются при использовании общих принципов механики. Так, для равновесия механической системы с одной степенью свободы, согласно

принципу возможных перемещений, необходимо и достаточно выполнение равенства [1]

$$\sum \delta A_k^a + \sum \delta A_k^r = 0, \quad (1)$$

где $\sum \delta A_k^a, \sum \delta A_k^r$ — сумма элементарных работ всех действующих на систему активных сил и реакций связей, соответственно, при любом возможном перемещении системы.

Необходимо указать на ошибку, допускаемую некоторыми исследователями. В литературе в качестве недостатка способа К. Терцаги упоминается то, что он удовлетворяет только одному условию статического равновесия — условию моментов. Способ К. Терцаги исходит из предположения о круглоцилиндрической поверхности скольжения, таким образом, возможным перемещением системы отсеков (призмы смещения) будет являться ее смещение по дуге окружности относительно некоторого центра. Пренебрегая внутренними силами (силами, действующими между отсеками — межблоковыми реакциями) и используя выражение (1), получим необходимое и достаточное условие равновесия в виде разности внешних сдвигающих и удерживающих сил. Не составляет труда записать это условие через коэффициент устойчивости. Следовательно, условие равновесия по К. Терцаги является состоятельным, другой вопрос, что в способе не учтены межблоковые реакции, а поверхность скольжения принята гипотетично.

Рассмотрим механическую систему — призму смещения, состоящую из n материальных точек — центров масс элементарных отсеков (отсеки условно разделены вертикальными гранями). Выделим из призмы смещения произвольный отсек и рассмотрим его равновесие под действием приложенных активных сил и реакций связей (рис. 1). Условие равновесия для данного отсека представляется равенством

$$\begin{aligned} & -E(x)\cos\vartheta_i\delta S_i + (E(x) + \Delta E(x))\cos\vartheta_i\delta S_i - T(x)\sin\vartheta_i\delta S_i + \\ & + (T(x) + \Delta T(x))\sin\vartheta_i\delta S_i + P_i\sin\vartheta_i\delta S_i - R_i\delta S_i = 0, \end{aligned} \quad (2)$$

где ϑ_i — угол наклона поверхности скольжения в точке; $E(x)$, $T(x)$ — соответственно, нормальная и касательная составляющие

Рис. 1. Элементарный отсек и действующие на него силы

реакции по боковым границам отсека; Δ — приращение функции; δS_i — возможное (виртуальное) перемещение отсека; P_i — вес отсека; R_i — сила сопротивления по площадке скольжения.

Предположим, что по площадке скольжения выполняется условие предельного равновесия, тогда

$$R_i = fN_i + Cdl = fN_i + C \frac{dx}{\cos \vartheta_i}, \quad (3)$$

где $f = \operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент внутреннего трения (тангенс угла внутреннего трения); N_i — нормальная реакция площадки скольжения; C — сцепление массива горных пород; dl , dx — соответственно, дифференциалы дуги и аргумента.

Составим условие равновесия по направлению нормали к площадке скольжения

$$N_i - P_i \cos \vartheta_i - \Delta T(x) \cos \vartheta_i + \Delta E(x) \sin \vartheta_i = 0. \quad (4)$$

Используя выражения (2), (3) и (4), запишем условие равновесия отсека в общем виде.

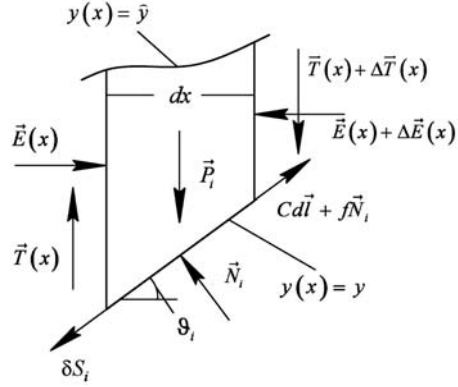
$$[\Delta E(x)(1 + f \operatorname{tg} \vartheta_i) + \Delta T(x)(\operatorname{tg} \vartheta_i - f) + P_i(\operatorname{tg} \vartheta_i - f) - C(1 + \operatorname{tg}^2 \vartheta_i)dx] \cos \vartheta_i \delta S_i = 0. \quad (5)$$

Преобразуем уравнение (5), используя соотношения

$$dx \rightarrow 0 \Rightarrow \Delta E(x) = dE(x) = dE, \quad \Delta T(x) = dT,$$

$$\Delta E(x) = \frac{\partial E}{\partial x} dx = \Delta T(x) = T' dx.$$

$$[E'(1 + f \operatorname{tg} \vartheta_i)dx + T'(\operatorname{tg} \vartheta_i - f)dx + P_i(\operatorname{tg} \vartheta_i - f) - C(1 + \operatorname{tg}^2 \vartheta_i)dx] \cos \vartheta_i \delta S_i = 0. \quad (6)$$



Запишем условие равновесия всей системы (призмы смещения), выразив возможное перемещение каждого отсека δS_i через возможное перемещение всей призмы δS_Γ .

$$\delta S_i \cos \vartheta_i = \delta S_\Gamma.$$

Кроме того, учтем следующие соотношения¹:

$$P_i = \gamma(\bar{y} - y)dx, \operatorname{tg} \vartheta_i = y',$$

где γ — объемный вес горных пород; $\bar{y}, y$ — функции линий откоса и поверхности скольжения, соответственно; y' — производная функции поверхности скольжения. Таким образом, имеем условие равновесия призмы смещения

$$\int \left[\gamma (\bar{y} - y) (y' - f) - C (1 + y'^2) + E' (1 + fy') + \right. \\ \left. + T' (y \nabla' - f) \right] dx \delta S_\Gamma = 0. \quad (7)$$

Преобразуем условие равновесия (7) к виду

$$\int \left[\gamma (\bar{y} - y) (y' - f) - C (1 + y'^2) + (T' + fE') y' \right] dx + \\ + (E_1 - E_0) - f (T_1 - T_0) = 0, \quad (8)$$

где T_0, E_0, T_1, E_1 — внешние касательные и нормальные реакции на вертикальных гранях призмы смещения, соответственно, слева и справа.

Если в уравнении (7) положить $E' = T' = 0$, то получим функционал Ю.И. Соловьева [2], выведенный, как указывает Ю.И. Соловьев, из предположения гипотетического грунта Н.М. Герсеванова. Данный функционал на предмет геометрии поверхности скольжения был исследован А.Г. Дорфманом [3]. Однако заметим, что гипотетический грунт предусматривает отсутствие только касательных межблоковых реакций (общая реакция — горизонтальная). Выясним физический смысл функционала Ю.И. Соловьева

$$\sum \frac{(\gamma h \sin \vartheta_i \cos \vartheta_i - f \gamma h \cos^2 \vartheta_i - C) dl}{\cos \vartheta_i} = \sum \frac{(\tau - f \sigma_n - C) dl}{\cos \vartheta_i},$$

¹ Система координат — прямоугольная (направления: x — вправо; y — вверх).

где τ , σ_n — касательное и нормальное напряжение на площадке скольжения; h — высота отсека.

Как видим, функционал Ю.И. Соловьева представляет собой сумму горизонтальных векторов сил, проекции которых на площадки скольжения отсеков равны алгебраической сумме проекций внешних сил на ту же площадку. В общем случае данное условие равновесия физического смысла не имеет. Такой результат является следствием неучета работы межблоковых реакций; выясним, в каком случае это оправданно. Потребуем в выражении (8) выполнения условий $\int T'y'dx = 0$, $\int fE'y'dx = 0$, тогда,

согласно лемме Дю-Буа-Реймонда [4], при отсутствии внешних касательных и нормальных составляющих реакций, будем иметь $y' = \text{const}$.

Таким образом, для того, чтобы межблоковые реакции на возможном перемещении всей призмы не совершали работу, т. е. их можно было бы не учитывать при расчете (идеальные

межблоковые связи, $\sum \delta A_k^r = 0$), необходимо выполнение двух

условий: 1) $T_0 = E_0 = T_1 = E_1 = 0$; 2) $y' = \text{const}$ (поверхность скольжения — плоскость). Пусть поверхность скольжения предопределена геологическим строением массива (тектонические нарушения, трещины большого протяжения и т. д.), тогда при выполнении данных условий породы призмы смещения будут находиться в состоянии одноосного гравитационного сжатия. С другой стороны, при выполнении только второго условия межблоковые реакции работу совершать также не будут. Они выйдут из-под знака интеграла и будут считаться внешними, действующими на призму смещения (или ее часть) по вертикальным граням крайних отсеков.

Зададимся вопросом: как должны распределяться между собой касательная и нормальная межблоковые реакции, чтобы на возможном перемещении они совершали экстремальную работу (максимальную)? Таким образом, имеем задачу линейного программирования

$$E'(1 + f \operatorname{tg} \vartheta_i) dx + T'(\operatorname{tg} \vartheta_i - f) dx \rightarrow \text{extr.}$$

Градиент функции в этом случае имеет координаты $\overrightarrow{\text{grad}} =$

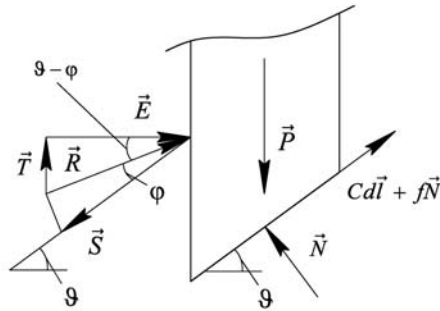


Рис. 2. Распределение межблоковых реакций

$= \{1 + f \operatorname{tg} \vartheta_i, \operatorname{tg} \vartheta_i - f\}$, поэтому экстремальную работу на возможном перемещении реакция будет производить при следующем условии (рис. 2):

$$\frac{\partial T}{\partial E} = \frac{\operatorname{tg} \vartheta_i - f}{1 + f \operatorname{tg} \vartheta_i} = \operatorname{tg} (\vartheta_i - \varphi). \quad (9)$$

Решаем совместно уравнения (6) и (9) относительно производных функций межблоковых реакций.

$$T' = \frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f)^2 - C (1 + y'^2) (y' - f)}{(1 + f^2) (1 + y'^2)}. \quad (10)$$

$$E' = - \frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f) (1 + f y') - C (1 + y'^2) (1 + f y')}{(1 + f^2) (1 + y'^2)}. \quad (11)$$

Подставляем полученные соотношения (10) и (11) в уравнение (8), и после преобразований необходимое и достаточное условие равновесия призмы смещения представляется в виде

$$\int \left[\frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f) - C (1 + y'^2)}{1 + y'^2} \right] dx + (E_1 - E_0) - f (T_1 - T_0) = 0. \quad (12)$$

Выясним физический смысл функционала (12).

$$\begin{aligned} \sum (\gamma h \sin \vartheta_i \cos \vartheta_i - f \gamma h \cos^2 \vartheta_i - C) dl \cos \vartheta_i = \\ = \sum (\tau - f \sigma_n - C) dl \cos \vartheta_i. \end{aligned}$$

Таким образом, необходимым и достаточным условием равновесия призмы смещения или ее части является нуль-вектор алгебраической суммы проекций внешних сил, действующих по площадке скольжения каждого отсека на горизонтальную ось. Необходимо заметить:

1. Несмотря на то, что межблоковые силы в явном виде не входят в условие равновесия (12), это еще не означает, что они отсутствуют и не совершают работу. Если бы они не совершали работу, то в качестве условия равновесия мы бы имели функционал Ю.И. Соловьева.

2. Условие равновесия (12) не означает, что отсеки находятся в состоянии одноосного сжатия.

3. Несмотря на то, что уравнение (12) имеет размерность силы, его смыслом является работа внешних и внутренних сил на возможном перемещении.

Анализируя уравнение (6) замечаем, что при условии $0 \leq \vartheta_i \leq \varphi$ работа касательной составляющей межблоковой реакции на возможном перемещении становится отрицательной, что невозможно. Поэтому на этом участке реакция горизонтальна (рис. 3). В этом случае производная межблоковой реакции определится формулой

$$E' = -\frac{\gamma(\hat{y} - y)(y' - f) - C(1 + y'^2)}{(1 + fy')},$$

а условие равновесия призмы (или ее части) примет вид

$$\int \left[\frac{\gamma(\hat{y} - y)(y' - f) - C(1 + y'^2)}{1 + fy'} \right] dx + (E_1 - E_0) = 0. \quad (13)$$

Функция поверхности скольжения, доставляющая максимум функционалу (13), достаточно подробно исследована автором в работе [5].

Кроме того, в случае, когда $\vartheta_i < -\left(\frac{\pi}{2} - \varphi\right)$ (если такое вообще возможно), нормальная межблоковая реакция становится отрицательной, т. е. появляются растягивающие напряжения, что также невозможно. Поэтому на этом участке нормальная составляющая реакции отсутствует (см. рис. 3).

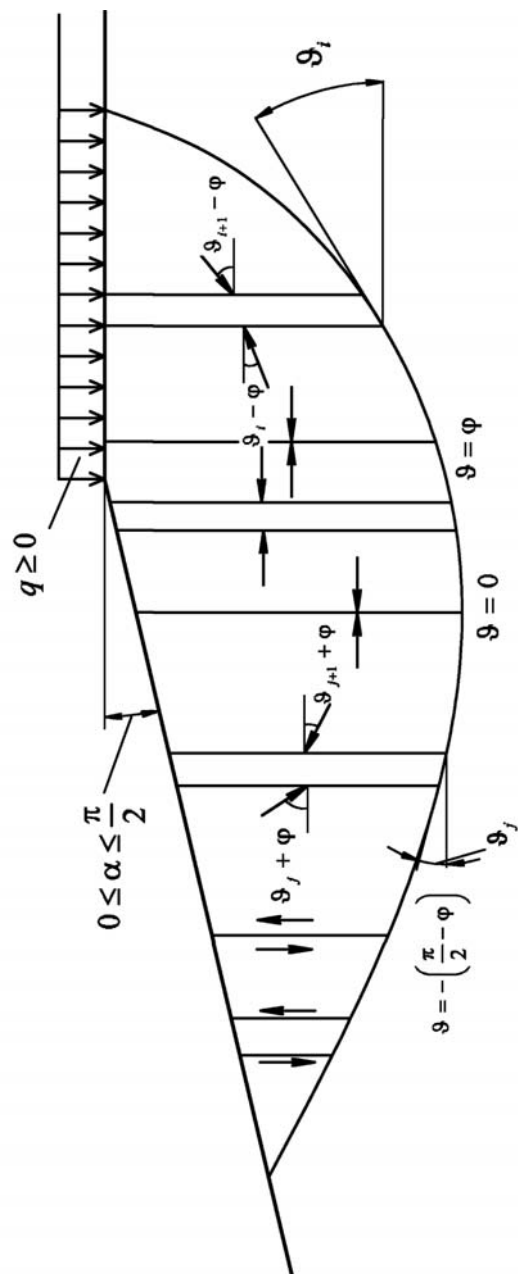


Рис. 3. Распределение реакций на различных участках поверхности скольжения

Ограничимся рассмотрением одной из простейших задач по определению геометрии потенциальной поверхности скольжения в вертикальном откосе, который в общем случае является составной частью и плоского откоса, и нагруженного основания. Согласно условию равновесия (12), для определения геометрии поверхности скольжения необходимо решить следующую вариационную задачу:

$$\int \left[\frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f) - C (1 + f'^2)}{1 + y'^2} \right] dx \equiv \\ \equiv \int \left[\frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f)}{1 + y'^2} \right] dx \rightarrow \max. \quad (14)$$

Строго говоря, решением этой задачи (для любой формы откоса) является прямая, наклоненная к горизонту под углом

$$\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}$$

и доставляющая ей абсолютный экстремум. Однако

заметим, что это противоречит постановке задачи. Как было показано выше, в случае прямолинейной поверхности скольжения межблоковые реакции работу не совершают, т. е. данное решение не имеет смысла. Помимо этого, прямая, в общем случае, не будет удовлетворять граничным условиям.

Определимся с областью допустимых значений разыскиваемой функции. Очевидно, что при отсутствии внешних сил по вертикальной грани крайнего отсека его положение определится уравнением

$$\frac{\gamma (\hat{y} - y) (y' - f) - C (1 + y'^2)}{1 + y'^2} = 0.$$

Выражая из данного уравнения ординату и определяя ее экстремум, получим тем самым граничное условие для отыскиваемой кривой скольжения

$$y'(x_0) = f + \sqrt{1 + f^2} = \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right), \quad \hat{y} - y_0 = \frac{2C}{\gamma} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right). \quad (15)$$

Рис. 4. Поверхности скольжения в вертикальном откосе

Принимаем для вертикального откоса $\bar{y} = H$; вторым граничным условием, например, можно принять $y_1(0) = 0$, т. е. отыскиваем потенциальную поверхность скольжения для вертикального откоса высотой H . Уравнение Л. Эйлера для функционала (14) в этом случае имеет вид [4]

$$F - y'F_{y'} = C_1,$$

где F — подынтегральное выражение; $F_{y'}$ — частная производная подынтегрального выражения; C_1 — произвольная постоянная.

Составляем уравнение Л. Эйлера и используем граничное условие (15), имеем дифференциальное уравнение первого порядка

$$y = H - \frac{C}{\gamma} \frac{(1 + y'^2)^2}{2y'^3 - 3fy'^2 - f}. \quad (16)$$

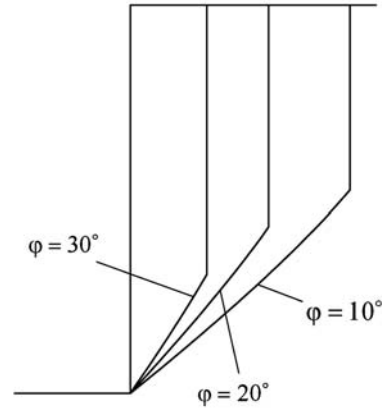
На рис. 4 приведены поверхности скольжения, построенные по результатам решения уравнения (16) для различных углов внутреннего трения ($H = 5$ м, $\gamma = 1$ т/м³, $C = 1$ т/м²).

Поместим начало системы координат в точку пересечения поверхности скольжения с вертикальным откосом. Тогда дифференциальное уравнение, определяющее линию поверхности скольжения (активный участок) под наклонным откосом, будет иметь вид

$$kx + H - y = \frac{C}{\gamma} \frac{(1 + y'^2)^2}{2y'^3 - (k + 3f)y'^2 + 2kfy' + k - f}. \quad (17)$$

Замечаем, что, положив в выражении (17) $k = 0$, получим уравнение (16).

Предлагаемая теория может без особого труда использоваться при расчете нагруженных откосов и оснований. Общий принцип распределения межблоковых реакций остается неизменным.



Литература

1. *Тарг С.М.* Краткий курс теоретической механики: учеб. для ВТУЗов / С.М. Тарг. — 12 изд., стер. — М.: Высшая школа, 2002. — 416 с.
2. *Соловьев Ю.И.* Устойчивость откосов из гипотетического грунта / Ю.И. Соловьев // Вопросы инженерной геологии, оснований и фундаментов. — М., 1962. — С. 83 — 97. — (Труды / НИИЖТ. — Вып. 28).
3. *Дорфман А.Г.* Вариационный метод исследования устойчивости откосов / А.Г. Дорфман // Вопросы геотехники. — Днепропетровск, 1965. — С. 17 — 25. — (Сб. тр. / ДИИТ. — Вып. 9).
4. *Лаврентьев М.А.* Курс вариационного исчисления / М.А. Лаврентьев, Л.А. Люстерник. 2-е изд. — М.: Гос. изд-во технико-теоретической лит., 1950. — 296 с.
5. *Жабко А.В.* Исследование закономерностей, определяющих геометрию поверхности скольжения в откосах и расчетные характеристики в изотропных горных массивах: дис. ... канд. техн. наук / А.В. Жабко; УГГУ. — Екатеринбург, 2009. — 152 с.

УДК 550.837

ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ ДВУМЕРНЫХ ПРОВОДЯЩИХ ТЕЛ ИЗОМЕТРИЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПО ОСОБЫМ ТОЧКАМ ЧАСТОТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТИППЕРА

Е.Ю. Ермолин, О. Ингертов

В последние несколько лет благодаря промышленному выпуску прецизионных треног для точной установки на полевых пунктах датчиков магнитных компонент ЕМ поля Земли, и в первую очередь датчика вертикальной магнитной компоненты H_z , а также появлению эффективных программ редактирования данных обработки полевых записей магнитовариационных наблюдений (Элбакидзе), заметно повысилась точность определения функций отклика среды на электромагнитное воздействие, вычисляемых по магнитным компонентам ЕМ поля (H_x , H_y , H_z , типпер, индукционный вектор).

На основании трехмерного моделирования было показано [1], что частотные характеристики типпера и индукционного вектора зависят от глубины залегания проводящего объекта. В работах И.И. Рокитянского на основании физического и 2-Д математического моделирования было показано, что по частоте максимума магнитных компонент поля может быть определена

суммарная продольная проводимость сечения тела G [2] и расчеты этой величины были выполнены для нескольких крупных аномалий электропроводности, в том числе Кировоградской. В работе [4] было показано, что прецизионные треноги для установки магнитных датчиков оказывают существенное влияние на качество полевых материалов и производительность полевых работ (особенно в методе АМТ). В работе [3] было показано, что по вертикальным разрезам типпера можно различить форму сечения аномального 2-Д тела, оценить угол падения. Были также приведены примеры успешного решения геологических задач с использованием индукционных векторов на различных частотах. В работе [4] высказана принципиальная возможность на основании 2-Д моделирования установить графические и аналитические зависимости между характеристиками аномалий на вертикальных разрезах амплитуды типпера и параметрами аномальных проводящих тел.

Авторы ставили перед собой задачу определить графические и аналитические зависимости, связывающие характеристики аномалий на вертикальных разрезах амплитуды типпера с параметрами сечения 2-Д проводящих тел изометрической формы. Вертикальные разрезы типпера выбраны исходя из легкости реализации этого вида отклика среды в широко распространенной программе WinGLink, а также компактности содержащейся в них богатой информации. Изометрическое сечение проводящих тел выбрано как наиболее простое и довольно часто встречающееся на практике.

В качестве основной модели была выбрана 2-Д модель с квадратным сечением, размерами 200×200 м и удельным электрическим сопротивлением $4 \text{ Ом} \cdot \text{м}$. Модель помещалась в высокоомную среду сопротивлением $3000 \text{ Ом} \cdot \text{м}$. Кора выветривания коренных пород имитировалась верхним слоем мощностью 25 м и сопротивлением $100 \text{ Ом} \cdot \text{м}$ (рис. 1).

Исследования делились на две части. На первой стадии исследований центр модели последовательно перемещался по глубине в интервале $125 — 725$ м, удельное сопротивление вмещающей среды и аномального тела при этом оставались неизменными. На следующей стадии исследований изменялось удельное электрическое сопротивление аномального тела относительно вмещающей среды, при этом глубина тела и сопротивление вмещающей среды оставались неизменными.

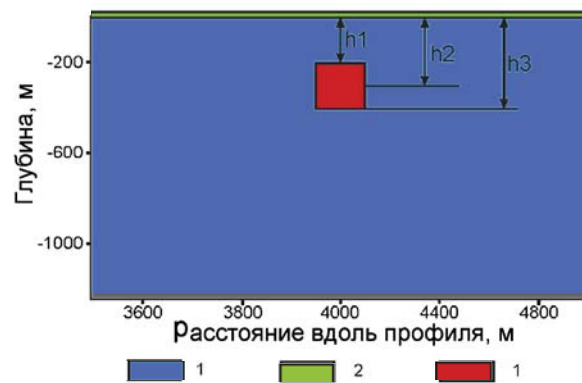


Рис. 1. Базовая модель изометричного проводящего тела:
 1 — вмещающая среда с сопротивлением 3000 Ом·м; 2 — кора выветривания, с сопротивлением 100 Ом·м; 3 — аномальное проводящее тело размером 200×200 м, находящееся на глубине h_2 от земной поверхности

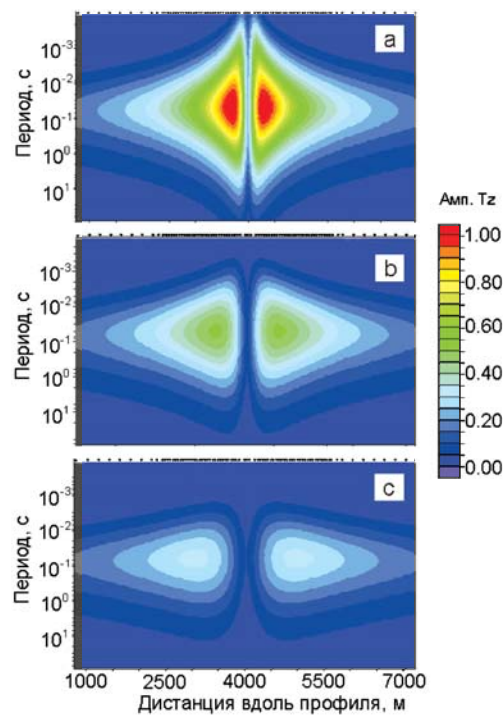


Рис. 2. Вертикальные разрезы типпера, построенные по данным, рассчитанным по трем двумерным моделям. С одинаковым значением суммарной продольной проводимости и различными значениями глубины залегания аномального тела (h_2):
 а — 125 м; б — 325 м; в — 725 м

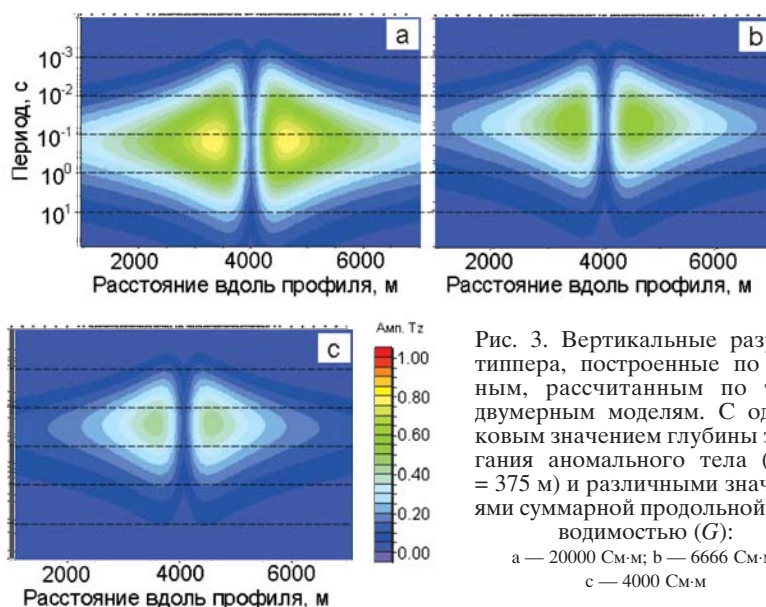


Рис. 3. Вертикальные разрезы типпера, построенные по данным, рассчитанным по трем двумерным моделям. С одинаковым значением глубины залегания аномального тела ($h_2 = 375$ м) и различными значениями суммарной продольной проводимости (G):
 а — 20000 СМ·м; б — 6666 СМ·м;
 с — 4000 СМ·м

По посчитанным модельным данным строились вертикальные разрезы типпера (рис. 2, 3). По вертикальным разрезам определялось: расстояние между абсциссами двух максимумов (в метрах); значение периода в максимумах (в секундах); амплитуда типпера в максимумах.

Для этих характеристик строились графики зависимости с параметрами аномальных проводящих тел и подбирались функции, наилучшим образом описывающие полученные зависимости.

В результате выполненных экспериментов установлено:

Первая часть исследований. При изменении глубины залегания аномального проводящего тела и постоянном значении суммарной продольной проводимости (см. рис. 2).

1. Периоды положительных экстремумов на вертикальных разрезах амплитуды типпера не зависят от глубины погружения аномального объекта.

2. При увеличении глубины залегания аномального тела расстояние между двумя положительными экстремумами на вертикальных разрезах типпера увеличивается. Графики зависимости глубины

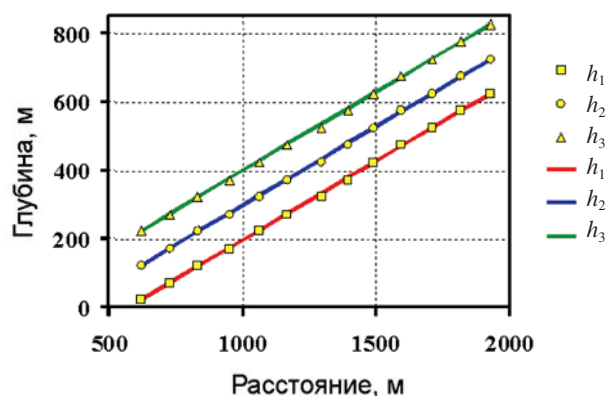


Рис. 4. Зависимость глубины аномального тела (h) от расстояния между двумя положительными экстремумами амплитуды типпера. Модельные данные для верхней, центральной и нижней части аномального тела показаны квадратами, кружками и треугольниками, соответственно. Подобранные аналитические зависимости показаны линиями

ны различных частей проводящего аномального тела как функции расстояния между абсциссами максимумов амплитуды типпера приведены на рис. 4. Эти графики могут быть использованы для количественной интерпретации вертикальных разрезов амплитуды типпера. Определение элементов погруженного проводящего тела может также выполняться по аналитической формуле

$$H_i = \alpha d - C_l, \quad (1)$$

где H_i — глубина до определенной части проводящего тела; d — расстояние между абсциссами максимумов на вертикальном разрезе амплитуды типпера, α — коэффициент пропорциональности ($\alpha = 0,46$), C_l — константа ($C_l = 154$).

Сопоставление результатов моделирования и подобранной функции показано на рис. 4.

3. С увеличением глубины погружения аномального проводящего тела уменьшаются по величине аномалии амплитуды типпера (рис. 5). Аналитическая зависимость уменьшения амплитуды максимума типпера с увеличением глубины аномального тела может быть выражена формулой:

$$H_i = \beta/A - C_l, \quad (2)$$

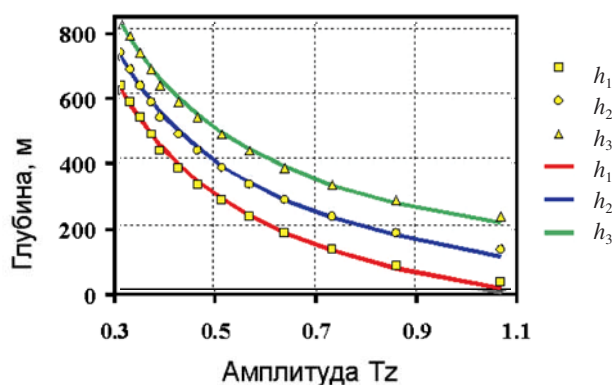


Рис. 5. Зависимость глубины аномального тела (h) от значения амплитуды типпера в положительных экстремумах на вертикальных разрезах типпера. Модельные данные для верхней, центральной и нижней части аномального тела показаны квадратами, кружками и треугольниками, соответственно. Подобранные аналитические зависимости показаны линиями

где A — максимальное значение типпера, β — коэффициент пропорциональности ($\beta = 274$).

Сопоставление результатов моделирования и подобранной функции показано на рис. 5.

Вторая часть исследований. При постоянной глубине залегания аномального проводящего тела и изменяемом значении суммарной продольной проводимости (см. рис. 3).

1. Период положительных экстремумов (T) на вертикальных разрезах амплитуды типпера однозначно определяется относительной суммарной проводимостью сечения тела G . Этот факт великолепно виден на рис. 3. Зависимость между G и T изображена на рис. 6. Аналитически эта зависимость мо-

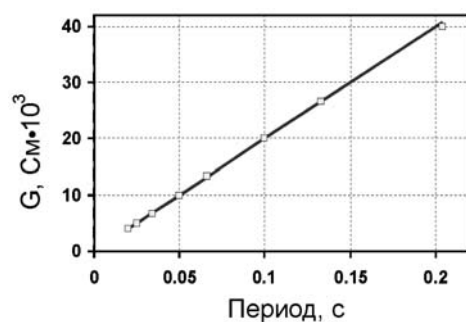
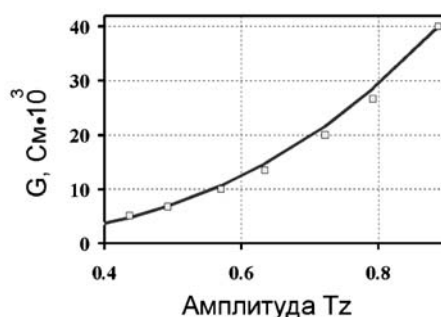


Рис. 6. Зависимость относительной суммарной продольной проводимости (G) от значения периода положительных экстремумов на вертикальных разрезах типпера. Модельные данные показаны квадратами. Подобранная аналитическая зависимость показана линией

Рис. 7. Зависимость относительной суммарной продольной проводимости (G) от значения амплитуды положительных экстремумов на вертикальных разрезах типпера. Модельные данные показаны квадратами. Подобранный аналитический вид зависимости показан линией



жет быть выражена формулой

$$G = \gamma/f, \quad (3)$$

где G — относительная суммарная продольная проводимость сечения тела, f — частота максимальных значений (1/период), γ — коэффициент пропорциональности ($\gamma = 2 \cdot 10^5$).

Сопоставление результатов моделирования и подобранной функции показано на рис. 6.

2. Амплитуда аномалии типпера возрастает с увеличением величины G . Характер этого возрастания может быть выражен формулой

$$G = \delta A^3, \quad (4)$$

где A — амплитуда аномалии типпера; δ — коэффициент пропорциональности ($\delta = 5,7 \cdot 10^4$).

Сопоставление результатов моделирования и подобранной функции показано на рис. 7.

3. Расстояние между максимумами типпера возрастает с увеличением величины G . Характер этого возрастания может быть выражен формулой

$$G = kd^{2e}, \quad (5)$$

где d — расстояние между максимумами типпера; $e = 2.72$ — экспонента; k — коэффициент пропорциональности ($k = 3.2 \cdot 10^{-16}$).

Сопоставление результатов моделирования и подобранной функции показано на рис. 8.

По результатам исследований можно сделать следующие выводы.

Для 2D проводящих тел изометрического сечения на псевдо-разрезах амплитуды типпера координаты двух положительных

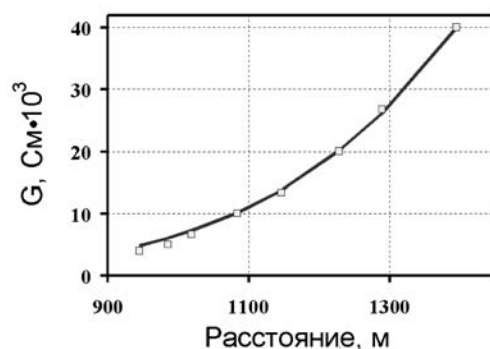


Рис. 8. Зависимость относительной суммарной продольной проводимости (G) от расстояния между двумя положительными экстремумами на вертикальных разрезах типпера. Модельные данные показаны квадратами. Подобранный аналитический вид зависимости показан линией

экстремумов и значения типпера в экстремумах показывают тесную связь с параметрами аномального тела. При этом: 1. Глубина залегания проводящего тела пропорциональна расстоянию между двумя положительными экстремумами амплитуды типпера вдоль оси абсцисс. 2. Экстремальный период пропорционален продольной проводимости сечения тела. 3. Оценочная формула (1) или графическая зависимость на рис. 4 может быть использована для оценки глубины залегания различных частей аномальных 2D тел. Формула (3) может быть использована для определения проводимости сечения тела (G). Формулы (2), (4) и (5) могут быть использованы для контроля и корректировки расчетов параметров. 4. В любом случае система уравнений, базированная на формулах (1) — (5) может быть использована для расчета параметров H_i и G .

Литература

1. The response of perturbation and induction arrows to a three-dimensional buried anomaly / H. Lam et al. // GEOPHYSICS 47. — 1982. — № 1. — P. 51 — 59.
2. Rokityansky, I.I. Geoelectromagnetic Investigation of the Earth's Crust and mantle / I.I. Rokityansky. — Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, New York, 1982. — 378 s.
3. Hi sensitivity EM prospecting technique based on measurement of three magnetic components of natural EM field. 19th IAGA WG Workshop on Electromagnetic Induction in the Earth / O. Ingerov et al. — Beijing, 2008. — P. 965 — 970.
4. Non-grounded Surface Electroprospecting Technique., 70th EAGE annual Conference / O. Ingerov et al. — Amsterdam, 2009 #6149.

**О ВЛИЯНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ
НА АКТИВИЗАЦИЮ СОВРЕМЕННЫХ
ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ДВИЖЕНИЙ
В РАЙОНАХ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ**

С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв

В результате проводимых в ИГД УрО РАН исследований установлено, что за последние 30 — 50 лет скорости деформации земной коры на Урале составляют $(1.2 — 1.6) 10^{-6}$ год⁻¹. Такие скорости характерны и для сейсмически активных областей. Происходящие в результате этих деформаций естественные землетрясения выделяют энергию от 10^9 до 10^{15} Дж и самое мощное землетрясение готовится за период около 300 лет. На Урале за последние 250 лет произошел ряд землетрясений силой 7 баллов и в том числе в районе г. Нижний Тагил шестибальные землетрясения в 1832 и 1841 годах [1]. В Тагильском железорудном районе горные работы ведутся уже 270 лет. За это время на западной окраине г. Нижний Тагил вынут карьерами и шахтами 221 млн м³ и перемещено в отвалы и хвостохранилища 93 млн м³ горной массы.

На протяжении нескольких лет Институтом горного дела проводились наблюдения за геодинамическими явлениями в этом районе недропользования. В [1] приведены характеристики наиболее крупных явлений на ш. Естюнинская, оцененные экспертно по аналогии с массовыми взрывами. Данные табл. 1 наводят на мысль, что ускоряющим фактором горных ударов и техногенных землетрясений могут являться технологические взрывы. В этой связи следует установить возможные причины влияния физических процессов, протекающих при взрыве на свойства окружающей среды.

В настоящее время в общей теории физики взрыва можно выделить три основные составляющие части: теория ударных волн, теория детонационной волны, энергетическая теория. В литературе по теории взрыва значения основных терминов у разных авторов несколько различаются. Согласно анализу литературы о взрыве [2 — 7], значения основных терминов имеют следующие формулировки: *Среда* — идеальная жидкость с постоянной энтропией, имеющая большое количество молекул в любом малом объеме. Твердые и газообразные среды рассмат-

Таблица 1

Параметры взрывов и геодинамических явлений (ш. Естунинская)

№	Дата	Взрыв		Геодинамическое явление		
		Время	Эквивалент ВВ, т	Время	Эквивалент ВВ, т	Тип
1	10.08.1991	18:55	85	22:25	—	ГУ
2	05.09.1991	—	—	19:55	8 — 10	ГУ
3	03.07.1994	08:00	50	08:30	—	ГУ
				08:40	—	ГУ
				08:55	—	ГУ
4	11.07.1994	07:30	13	11:47	13	ГУ
5	19.02.1995	08:50	98	10:30	100	ТЗ
6	20.02.1995	—	—	11:00	98	ТЗ
				11:04	98	ТЗ
7	28.01.1997	—	—	08:35	30	ТЗ
8	24.06.1997	—	—	07:55	30	ГУ
9	12.10.1997	—	—	07:45	5	ГУ
10	13.04.1998	—	—	17:10	50	ГУ
				(5 толчков)		
11	15.04.1998	—	—	00:10	—	ГУ
				(2 толчка)		
12	14.05.1998	—	—	16:40	10	ТЗ
13	04.07.1998	—	—	22:15	40	ТЗ
14	14.07.1998	—	—	19:30	—	ГУ
15	25.07.1998	—	—	06:55	—	ГУ
16	02.08.1998	08:00	50	08:00	20	ГУ
17	11.07.1999	08:00	69	08:32	69	ТЗ
18	01.09.1999	—	—	13:50	—	ГУ

риваются, как эквивалентные идеальной жидкости через теплопроводность. *Ударная волна* — скачок уплотнения среды, возникающий при ее движении или перемещении со сверхзвуковой скоростью вследствие внешней нагрузки. *Фронт ударной волны* — поверхность, разделяющая возмущенную ударной волной среду от среды находящейся в состоянии покоя. *Детонация* — процесс перемещения химической реакции окисления по объему ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью. *Скорость детонации* — постоянная скорость перемещения зоны химической реакции по объему ВВ. Для каждого ВВ имеет свое значение. *Фронт детонационной волны* — поверхность, связанная с

фронтом ударной волны, отделяющая зону химической реакции и продуктов детонации от исходного ВВ.

С помощью теории ударных волн для жидких, газообразных и твердых сред определяются их основные параметры: скорость ударной волны, давление среды, плотность среды, энергия среды, размеры фронта ударной волны. Основным недостатком теории является то, что она не может объяснить, за счет чего происходит чрезвычайно быстрое перемещение горения по ВВ при взрыве.

Теория детонационной волны, является развитием теории ударных волн. Она дает определение явлению детонации и устанавливает основные параметры детонационного процесса: скорость детонации, скорость продуктов детонации, состояние среды за зоной и перед зоной химической реакции, внутренняя энергия продуктов детонации за зоной химической реакции, внутренняя энергия исходного вещества, размеры и структура фронта детонационной волны. Недостатком теории детонационной волны является невозможность объяснения перехода ударной волны в детонационную и детонационной волны в ударную.

Энергетическая теория является развитием двух вышеуказанных теорий и основывается на изучении термохимии, термодинамики взрывного процесса, исследовании взаимодействия детонационных и ударных волн. Использование аппарата теории позволяет управлять протеканием взрывных процессов, подбором соответствующего химического состава ВВ. Ее недостатком является неполное объяснение механизма и закономерностей перехода ударной волны в детонационную и обратно.

В табл. 2 приведены основные математические зависимости и область применения рассмотренных выше теорий. Как показал анализ, энергетическая теория является наиболее прогрессивной, но не завершена и находится в развитии. Однако, уже сейчас установлено, что разрушающее действие взрыва обусловлено взаимодействием энергии взрывного устройства и окружающей среды. В [7] указано, что измерения электрической проводимости в детонационной волне малоплотных ВВ, таких, как ТНТ (грубодисперсного и мелкого), гексогена, тэна, тетрила, аммотола 80/20, а также литого ТНТ, показали значения проводимости даже более высокие, чем значения, полученные для хороших полупроводников. Для испытанных ВВ плотность электронов в детонационной волне, рассчитанная на основании упомянутых измерений проводимости, составляет от 10^{17} до 10^{18} на 1 см^3 .

Таблица 2

Анализ теорий взрыва

Наименование теории взрыва	Описываемые явления	Основное математическое описание	Область применения
Теория ударных волн	Движение возмущенной среды, и ее взаимодействие со средой невозмущенной	$\begin{cases} u_2 - u_1 = \sqrt{(p_2 - p_1)(v_1 - v_2)}, & D - u_1 = v_1 \sqrt{\frac{p_2 - p_1}{v_1 - v_2}}, \\ E_2 - E_1 = \frac{p_2 + p_1}{2}(v_1 - v_2), & p_2 = p(p_1, T_1), \end{cases} \quad (1)$ где u_1, u_2 — компоненты скорости потока среды по обе стороны от поверхности разрыва; ρ — плотность среды; v_1, v_2 удельные объемы сред до и после разрыва; p_1, p_2 давления сред; D — скорость распространения фронта ударной волны; T — температура среды, $E_{1,2}$ — энергия	1. Установление параметров ударных волн в жидких газобразных и твердых телах, в зависимости от параметров внешней нагрузки (1). 2. Исследование причин возникновения ударных волн, условий их распространения и затухания (1)
Теория детонационной волны	Детонация ВВ. Взаимодействие ударных волн и детонации при взрыве	$\begin{cases} u_n = (v_o - v_n) \sqrt{\frac{p_n - p_o}{v_o - v_n}}, \\ p = p_o + \frac{v_o - v_n}{v_o^2} D^2, \\ E_n(p_n, v_n) - E_o(p_o, v_o) = \frac{1}{2}(p_n + p_o)(v_o - v_n) + Q, \end{cases} \quad (2)$ где D — скорость детонации, равная скорости перемещения зоны химической реакции, u_n — скорость продуктов детонации за фронтом волны, p_n, ρ_n, T_n — параметры состояния за зоной химической реакции, p_o, ρ_o, T_o — параметры состояния перед зоной химической реакции, $v_o = 1/\rho_o, v_n = 1/\rho_n$ — удельный объем исходного ВВ (перед зоной химической реакции) и продуктов его взрывчатого превращения за зоной химической реакции. E_n — удельная внутренняя энергия продуктов за зоной химической реакции, E_o — удельная внутренняя энергия исходного вещества, Q — удельная теплота взрывчатого превращения $Q_{\text{взр}} = \Sigma Q_{\text{ПВ}} - Q_{\text{ВВ}}, \text{ или } Q_{\text{взр}} = -\Sigma \Delta H_{\text{ПВ}}^o - \Delta H_{\text{ВВ}}^o, \quad (3)$	1. Установление необходимого для детонации начального импульса (2). 2. Расчет скорости детонации для конкретного химического состава ВВ (2). 3. Исследование характеристик ВВ: скорость детонации, плотность, теплота взрыва

Окончание табл. 2

Наименование теории взрыва	Описываемые явления	Основное математическое описание	Область применения
Энергетическая теория	Термохимия и термодинамика взрывного процесса. Взаимодействие ударных волн и детонации при взрыве	$Q_v = Q_p + A_p(v_2 - v_1), \quad (4)$ $\left(\begin{array}{l} C_a H_b N_c O_d \rightarrow a CO_2 + \frac{b}{2} H_2 O + \frac{c}{2} N_2 + \\ + \frac{1}{2} \left(d - 2a - \frac{b}{2} \right) O_2 \\ C_a H_b N_c O_d \rightarrow \frac{b}{2} H_2 O + \left(d - a - \frac{b}{2} \right) CO_2 + \\ + \left(2a - d + \frac{b}{2} \right) CO + \frac{c}{2} N_2 \\ a + b/2 \leq d < 2a + b/2 \end{array} \right) \quad (5)$ $D = W + C, \quad (6)$ где W — скорость частицы или скорость газового облака; C — скорость звука в потоке, A — механический эквивалент тепла; p — конечное давление ПВ; v_1 и v_2 — соответственно начальный и конечный удельные объемы газов.	1. Исследования характеристик ВВ: скорость детонации, плотность, теплота и работа взрыва (2, 3, 4, 6). 2. Выбор рецептуры ВВ, соответствующей заданным технологическим и экологическим требованиям (5). 3. Исследование взаимосвязи между процессами, протекающими при взрыве

Позже было экспериментально доказано [7], что в некоторых наиболее интенсивных детонационных волнах плотность электронов может достигать значений, больших 10^{20} на 1 см^3 . Указанные эксперименты с применением геометрической модели подтвердили предположение о том, что источником ионизации являются химические реакции. К тому же, поскольку продолжительность рекомбинации мала, а плотности электронов высоки, оказывается, что приблизительно один электрон будет освобождаться на каждую молекулу ВВ, которая реагирует в реакционной зоне детонации. Эти свободные электроны способствуют протеканию различных плазменных и электрических, магнитных и электромагнитных явлений.

Несмотря на то, что многие авторы экспериментальными данными подтверждают образование электричества и плазмы при взрыве [3, 7, 8], пока никто не предложил методику по учету этих явлений при проектировании и оценке последствий взрывов.

Таким образом, если при взрыве ВВ образуются электромагнитные колебания, то они, безусловно, влияют на окружающий выработку горный массив. Степень этого влияния пока не изучена, поэтому предположим пока гипотетически, как может происходить возникновение и распространение электрических зарядов при взрыве. Электричество образуется при химической реакции. Продукты детонации создают электромагнитные волны большой длины. Это выводы из исследований электромагнитных волн при взрыве, результаты которых приведены в [3]. Электрический ток возникает при образовании воды, а распространяется по проводникам и при деформации пьезоэлектриков.

В связи с тем, что зона реакции является источником возникновения электрического тока, то электрическое поле и магнитное поле направлены в сторону, противоположную движению фронта реакции. Процесс может развиваться следующим образом. Его началом является химическая реакция окисления некоторого элементарного объема ВВ. Образуются продукты детонации, появление которых порождает электрический заряд. Продукты детонации в сильно разогретом состоянии являются проводниками, и их движение обуславливает движение магнитного поля. Магнитное поле вытягивает вдоль проводника из структуры еще не сдетонировавшего ВВ электроны, тем самым ВВ становится нестабильной системой. В этом состоянии ВВ не может детонировать. Наступает промежуточная стадия образо-

вания новых соединений и их разложение до той поры, пока система сама не приведет себя в стабильное состояние, при котором детонация опять возможна. Эта промежуточная стадия осуществляется за крайне короткое время, во много раз меньшее, чем время детонации элементарного объема ВВ. Поэтому количество проводника до полного окисления ВВ постоянно увеличивается. В результате электричество на некоторое время задерживается в проводнике, не проникая в окружающую среду. В определенный момент количество накопленного электричества превышает допустимое напряжение проводника и в продуктах детонации образуется плазма. Плазма является более лучшим проводником, чем газ. Поэтому преобразование газа в плазму при большом электрическом заряде вполне логично.

Воздух, окружающий продукты детонации, является диэлектриком, однако, при нагревании способен передавать электрический ток. Поэтому плазма ПД начинает нагревать воздух. На это тратится большое количество энергии плазмы, и при достижении необходимой проводимости воздуха она начинает постепенно распадаться. Взаимодействие нагретого воздуха с продуктами горения и детонации влечет за собой сообщение этому объему воздуха некоторого заряда. Некоторый объем проводящего воздуха в связи с тем, что окружен диэлектриком, накапливает электрический заряд. Это происходит также до той поры пока его напряжение не превышено, далее в нагретом воздухе возникает новая плазма. Детонация заканчивается еще до распада второй плазмы, потому что вторая плазма производит разряд нагретого воздуха. Из-за высокой разницы давлений происходит скачок давления между проводящим воздухом и диэлектрическим, так может возникнуть ударная волна.

Известно, что у ударно-воздушной волны две стадии — сжатие и разряжение. Если бы детонация продолжалась после распада второй плазмы, процесс образования плазмы в воздухе мог повториться, тогда сжатие воздуха происходило бы несколько раз, и ударная волна представляла бы собой несколько скачков повышения давления.

Из сказанного выше следует, что детонация — это промежуточная стадия преобразования ВВ от нестабильного состояния к стабильному, при котором возможно окисление. Скорость детонации — это скорость промежуточной стадии между реакциями окисления или скорость перемещения реакции окисления по ВВ.

Ударная воздушная волна от взрыва — это электрический разряд воздуха.

То, что ударная воздушная волна от взрыва может быть электрическим разрядом, вытекает из следующего соображения. Рассмотрим такое природное явление, как гроза. Когда вода испаряется с поверхности земли, она постепенно передает электрический заряд некоторому объему воздуха. В этом объеме возникает магнитное поле, которое удерживает вокруг себя молекулы воды после ее превращения из пара в конденсат. В связи с тем, что воздух плохо растворяется в воде, а вода без примесей — это диэлектрик, скопление воды вокруг магнитного поля в воздухе препятствует передаче электрического заряда. Так образуется облако. Испарение воды с поверхности земли увеличивает скопление воды в облаке и способствует передаче воздуха в облаке электрического заряда. Облако представляет собой накопитель электроэнергии, имеющий хорошую изоляцию. Когда допустимое напряжение воздуха в облаке превышает, возникает плазма. Ее движение происходит к поверхности земли (гроза), потому что у поверхности земли атмосфера лучше проводит электрический ток, так как воздух у поверхности земли смешан с водяным паром и более нагрет, чем над облаком. Таким образом, за короткий промежуток времени облако разряжается, магнитное поле ослабевает и конденсат воды падает на землю в виде дождя.

При разряде облака гром слышен на несколько километров. Такая мощная звуковая волна может возникнуть только от более мощной ударно-воздушной волны.

Распространение электричества в массиве горных пород может происходить следующим образом. Если плазма ПД встречается на своем пути диэлектрик, то аналогично воздуху начинает сжимать его. В связи с тем, что твердое тело трудно сжимаемо, порода начинает активно разрушаться. Если горная порода содержит проводники и пьезоэлектрики, то при разрушении некоторого объема они высвобождаются и начинают передавать электромагнитные импульсы. В виду того, что плазма со временем распадается, сжатие породы постепенно ослабевает. За время распада плазмы ПД зоны сжатия породы не превышает зону, известную под названием зоны управляемого дробления. За этой зоной сжатие породы не превышает ее предела прочности на сжатие и при отступлении давящей нагрузки сжатая порода начинает расширяться и сотрясаться. При этом происходит рас-

крытие новых трещин и по породе распространяется сейсмическая волна.

Старые трещины в горной породе до взрыва обычно заполнены газами. При взрыве плазма ПД вступает во взаимодействие с ними и возникает высокое давление. Это способствует очень быстрому раскрытию трещин и отколу кусков породы от массива по трещинам. В виду того, что энергия плазмы расходуется преимущественно на взаимодействие с газами (газы требуют больше энергии), горной породе сообщается энергии меньше. Кусок горной породы, отколотый по трещинам, имеет небольшую нарушенность, потому что он практически не сотрясается. Следовательно, в сильнотрещиноватом массиве разрушение идет преимущественно по трещинам. Дробление отдельностей практически не управляемо. Увеличение величины заряда ВВ не приведет к положительному эффекту, увеличится зона переизмельчения и нарушенность структуры массива.

Косвенно указанный механизм подтверждается следующими фактами. В [9] указано, что в горных породах присутствует естественный радиоактивный газ радон, который является продуктом распада радия, появившегося в результате распада $^{238}\text{урана}$. Проницаемость массива, наличие в нем связанных пор и трещин, заметно зависит от напряженно-деформированного состояния массива. При сжатии массива проницаемость его снижается, а при разгрузке увеличивается. Следовательно, динамические изменения концентрации радона в приповерхностном слое почвы будут отражать динамические изменения напряженно-деформированного состояния горного массива в значительном объеме.

В непосредственной близости от эпицентра будущего горного удара уменьшается выделение радона из массива горных пород [9]. Заметное снижение содержания радона, предшествующее горному удару, может начинаться за 15 — 20 ч до момента горного удара и наблюдается в радиусе до 100 м от координат будущего эпицентра. На расстоянии более 500 м от будущего эпицентра горного удара изменение концентрации радона другое. Горному удару предшествует не снижение, а резкое увеличение (в 8 — 10 раз) содержания радона в наблюдательной скважине и горный удар следует после прохождения максимума концентрации радона во времени. Соответственно, имеется и некая промежуточная зона (приблизительно от 100 до 500 м), в которой практически отсутствуют изменения концентрации радона в наблюдательной скважине.

Высвобождение такого количества радона перед горным ударом не может происходить без достаточно большого электромагнитного излучения. К сожалению, в [9] об этом не указано. Тем не менее, разрушение горных пород связано с электромагнитным излучением. В [8] описан эксперимент, который заключается в следующем. Образцы породы подвергались статической и динамической нагрузке. Образец сдавливали на прессе и при разной нагрузке бомбардировали из пневматической установки металлическими и пластмассовыми шариками с энергией удара, соответственно, 1,04 и 0,49 Дж. При этом измеряли сигналы электромагнитного излучения при статическом нагружении и сигналы электромагнитного отклика от динамического соударения образца и шариков. В результате экспериментов была подтверждена гипотеза о «спусковом механизме» или «триггерном эффекте» приводящем к землетрясениям, когда низкоэнергетическое воздействие на предельно напряженный образец или массив может являться «спусковым» для последующего его разрушения. При этом следует отметить, что исследователи по структуре электромагнитных колебаний возникающих при разрушении образцов научились их разделять по видам нагрузки (статическая или динамическая).

Таким образом, даже небольшая динамическая нагрузка сама по себе вызывает электромагнитные импульсы в горной породе, а если этой нагрузкой является взрыв ВВ, то электромагнитные колебания могут многократно усиливаться.

Проведенный анализ позволяет заключить следующее:

1. Электромагнитные колебания от взрыва ВВ усиливают внутренние колебания горного массива, вследствие чего происходит высвобождение газов из пор и трещин, которые, в свою очередь, еще больше способствуют распространению электромагнитного импульса.

2. Для снижения влияния технологических взрывов на активизацию геодинамических явлений в первую очередь необходимо приблизительно определить параметры электромагнитных колебаний от взрывов некоторых ВВ. Решение этой задачи представляется в исследовании взаимосвязи между электромагнитными колебаниями и параметрами ударной волны при взрыве.

Литература

1. *Зубков А.В.* Опасное развитие геодинамической обстановки в г. Нижний Тагил, причины последствия и возможные мероприятия по ее смягчению [Электронный ресурс]: Геомеханика On-Line / А.В. Зубков, А.Д. Сашурин. — Режим доступа: www.igd.uran.ru/geomech/articles/zav_001/index.htm. — (20.07.2010).

2. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. — 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Изд-во МГИ, 1992. — 516 с.
3. Физика взрыва: в 2 тт. / С.Г. Андреев и др.; под ред. Л.П. Орленко. — 3-е изд. доп. и перераб. — М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002.
4. Баум Ф.А. Физика взрыва / Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер. — М.: Изд-во Физматгиз, 1959. — 792 с.
5. Михельсон В.А. О нормальной скорости воспламенения гремучих газовых смесей / В.А. Михельсон // Ученые записки Императорского Моск. ун-та, отд. физ.-мат. — 1893. — Вып. 10. — С. 1—92.
6. Покровский Г.И. Взрыв / Г.И. Покровский. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1980. — 190 с.
7. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах: пер. с англ. / М.А. Кук; под. ред. Г.П. Демидюка, Н.С. Бахаревиц. — М.: Недра, 1980. — 453 с.
8. Методы и измерительные приборы для моделирования и натурных исследований нелинейных деформационно-волновых процессов в блочных массивах горных пород / В.Н. Опарин и др.; отв. ред. В.Л. Шкуратник; РАН СО, ИГД СО РАН и др. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. — 320 с. — (Интеграционные проекты СО РАН; вып. 13).
9. Уткин В.И. Радон и проблема тектонических землетрясений [Электронный ресурс]: Статьи Соросовского образовательного журнала / В.И. Уткин. — Режим доступа: www.pereplet.ru/obrazovanie/stsoros/1133.html. — (03.08.2010).

УДК 622.236:539.4.014.3

ДЕФОРМИРОВАНИЕ И РАЗРУШЕНИЕ ОБРАЗЦОВ КАМНЕЛИТЫХ ИЗДЕЛИЙ ИЗ СИМИНАЛОВ ТИПА БАЗАЛЬТОВ В УСЛОВИЯХ ОДНООСНОГО СЖАТИЯ

А.М. Игнатова, М.Н. Игнатов, А.О. Артемов

Один из способов переработки нерудного минерального сырья Урала, такого как основные горные породы (диабазы, габбро-диабазы, базальты, горнблендит), заключается в его обработке по технологии каменного литья. Эта технология подразумевает получение синтетических минеральных расплавов на основе горных пород и последующее изготовление литых изделий из них. Камнелитые изделия используются для работы в условиях абразивного износа, для нужд дорожного строительства и т. д. Как правило, в процессе эксплуатации изделия испытывают на себе действие сжимающих нагрузок [1]. Поведение таких материалов при деформировании и разрушении в условиях одноосно-

Таблица 1

Химический состав камнелитых изделий на основе базальта

Содержание, %							
SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O + Na ₂ O	FeO	Fe ₂ O ₃
45,5	1,7	15	12	11,5	2,4	9,1	3,5

го сжатия подобно поведению горных пород в аналогичных условиях [2]. Однако количественные характеристики деформации и разрушения не известны, это препятствует расширению сферы применения камнелитых изделий на основе симиналов в промышленности и строительстве.

Целью настоящего исследования является установление количественных характеристик деформации и разрушения камнелитых материалов, а также разработка методики таких исследований и сравнение полученных числовых характеристик с аналогичными показателями у других, более распространенных, материалов. Объект исследования — камнелитые изделия, полученные на основе базальта (табл. 1). Установить количественные характеристики деформации и разрушения камнелитых материалов, как и горных пород, можно с помощью проведения механических испытаний. Существуют стандартные методики для таких испытаний, однако они имеют ряд недостатков; прежде всего к таковым относятся жесткие требования к форме и размерам образцов. Это осложняет проведение таких испытаний на камнелитых материалах, поскольку они плохо обрабатываются резанием, а также стандартные методики не предусматривают использование современного оборудования [3].

При испытании камнелитых материалов важно, чтобы форма образца не оказывала существенного влияния на результаты. Такое возможно только при наиболее современном оборудовании. В своих исследованиях мы использовали универсальную испытательную машину (УИМ) марки Zwick-Z250 (Германия) (рис. 1 и 2, табл. 2). Эта установка позволяет проводить классические испытания на растяжение, сжатие, изгиб и скручивание в форме механического нагружения, создаваемого электромеханическим приводом, с плавным, статическим, нарастающим или сменным протеканием [1]. В процессе испытаний фиксируются значения подаваемой нагрузки, момент инерции, величина деформации и продолжительность испытаний. Управление ходом испытаний и фиксирование их результатов производится с помо-

Рис. 1. Общий вид УИМ
Zwick-Z250

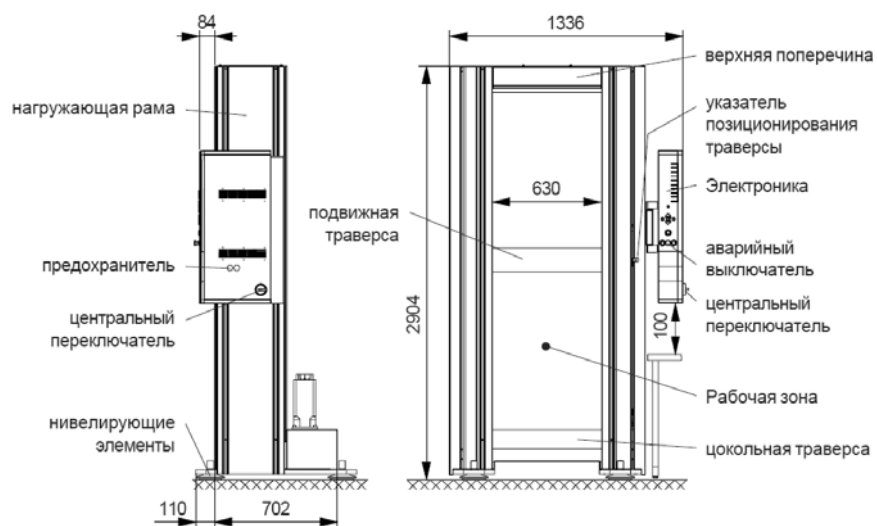


Рис. 2. Схематичный общий вид УИМ Zwick-Z250

Таблица 2

Технические характеристики УИМ Zwick-Z250

Показатель	Значение
Наибольшая предельная нагрузка, кН	250
Пределы допускаемой относительной погрешности силоизмерителя, %	±1
Максимальная скорость перемещения траверсы, мм/мин	600
Высота нижнего рабочего пространства без захватов, мм	1720
Высота верхнего рабочего пространства без захватов, мм	1678
Ширина рабочего пространства, мм	630

щью персонального компьютера, синхронизированного с установкой.

Образцы могут быть любой формы, в качестве образцов могут также выступать готовые детали и их элементы. В качестве образцов использовались бруски в форме параллелепипеда 18×12×15 мм, вырезанные из тела камнелитой отливки на основе базальта (рис. 3 и 4).

Все изменения, происходящие в ходе испытания, а также все входные и выходные значения фиксируются и обрабатываются с помощью универсального программного обеспечения TestXpert, которое входит в комплектацию установки. Данное программное обеспечение имеет достаточно простой интерфейс, пользователь получает готовый «шаблон испытания», в который вводятся лишь переменные параметры. В зависимости от требований программы испытаний делятся на три типа.

— Стандартные. Они ориентируются, как правило, на один из определенных часто используемых стандартов (DIN, EN, ISO, ASTM и т. д.). Процесс испытания уже регламентирован в стандарте. Необходимо только задать специфические характеристики испытания (например, размеры образца, скорость и т. д.).

— Универсальные. В отличие от стандартных эти программы не ориентируются на один специфический стандарт. В универсальной программе испытания можно задавать процесс испытания (например испытание на растяжение) и выбирать необхо-



Рис. 3. Камнелитое изделие на основе базальта

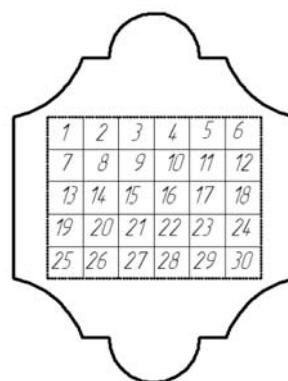


Рис. 4. Схема распиливания отливки на образцы

димые параметры в соответствии с требованиями. Проведенная на основе универсальной программы испытаний конфигурация сохраняется как стандартная программа испытаний. Благодаря этому сама универсальная программа испытаний остается неизменной для дальнейших конфигураций.

— Специальные. Программы, созданные на основе особых параметров, не используемых в предложенных.

В данном исследовании рассматриваются результаты измерений величины прочности образцов на сжатие, полученные при проведении стандартных испытаний.

Результаты, полученные в ходе испытаний, с помощью программного обеспечения формировались в виде готовых отчетов, содержащих изображения диаграмм, а так же числовые значения показателей нагрузки, при которой происходило разрушение образцов. Разрушение образцов происходило постепенно,



небольшие части образца откалывались от его поверхности, сердцевина образцов в той точке, где была приложена нагрузка, оставалась целой даже после того, как от него откололось уже 60 % всего объема (рис. 5). Диаграммы разруше-

Рис. 5. Внешний вид образца после проведения испытаний

ния образцов из центра отливки № 15 и 17 представлены на рис. 6, аналогичные диаграммы для образцов из периферийной зоны № 26, 28 и 30 — на рис. 7.

Общий уровень предела прочности на сжатие испытуемого симинала составил порядка 230 МПа.

Подробный анализ полученных диаграмм позволил выявить характерные особенности поведения симиналов под воздействием сжимающей нагрузки. Кривые, полученные в результате испытаний, имеют пилообразный характер, резкие небольшие по высоте пики фиксируют момент, когда в структуре симинала под воздействием нагрузки произошли полиморфные изменения. Эти превращения не приводят к разрушению, они компенсируют действие нагрузки, материал, таким образом, подстраивается под внешние условия. К развитию трещины приводит накопление напряжения, возникающего между отдельными структурными составляющими. Высокие резкие пики свидетельствуют о частичном разрушении, скалывании частицы образца с поверхности. Более высокие или глубокие и пологие пики свидетельствуют о начале развития микротрещин в образцах симиналов перед их разрушением.

Наличие пористости проявляется на диаграммах в виде пологих прерывистых пиков, примером служит диаграмма образца № 17 (рис. 6, б)

Разница в показателях прочности пористого и непористого образцов составила усредненно 6 — 8 %, такой уровень отличия в прочностных характеристиках является допустимым [4].

Диаграммы образцов № 26, 28 и 30 отличаются от характерных для образцов из центральной зоны прежде всего большим числом пиков, причиной этому служит более мелкозернистая структура в периферических частях отливки. Показания прочности таких образцов были стабильно выше, чем у образцов из центральной зоны на 5 — 10 %.

Возможности оборудования позволяют проводить эксперименты и при статических нагрузках и тем самым устанавливать величину ползучести испытуемых материалов. На рис. 8 представлена диаграмма, описывающая величину деформации от времени приложения постоянной максимально допустимой сжимающей нагрузки. Установлено, что величина ползучести камнелитых изделий не превышает 5,5 %.

Испытательная машина, с помощью которой производились эксперименты, позволяет устанавливать предел прочности на сжатие в условиях различных температур. Были проведены испытания в течение 10 мин при температурах –40 и 150 °С (рис. 9).

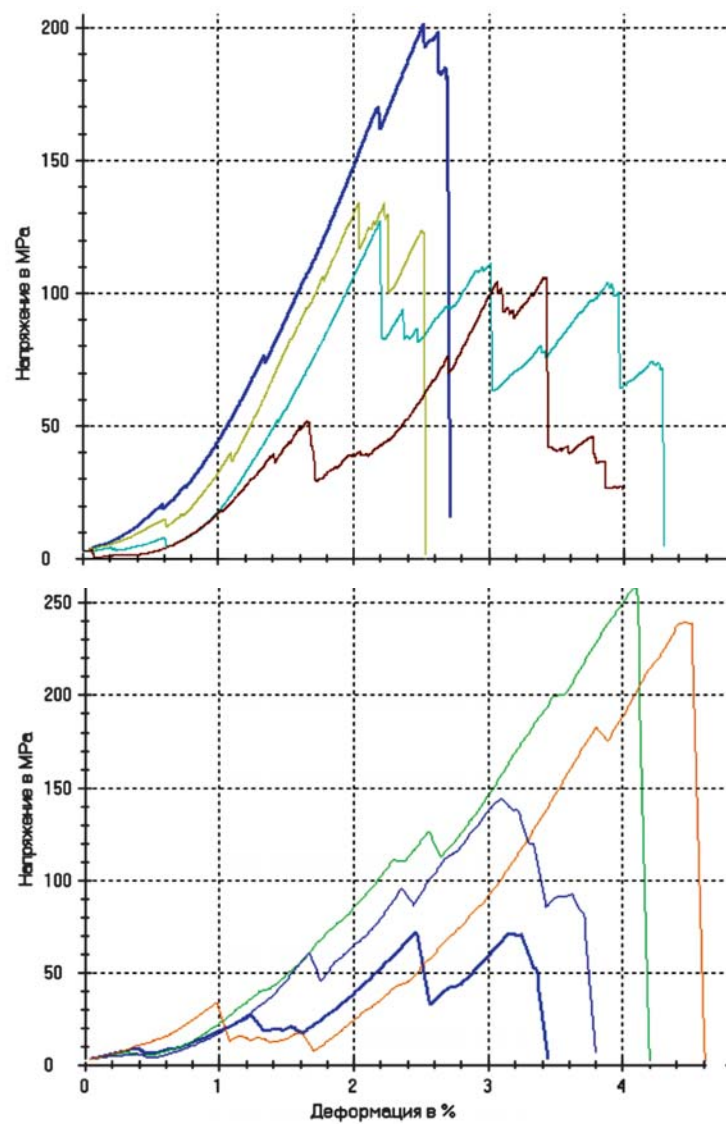


Рис. 6. Результаты испытаний образцов из центральной зоны изделия:
а — образец № 15, *б* — образец № 17

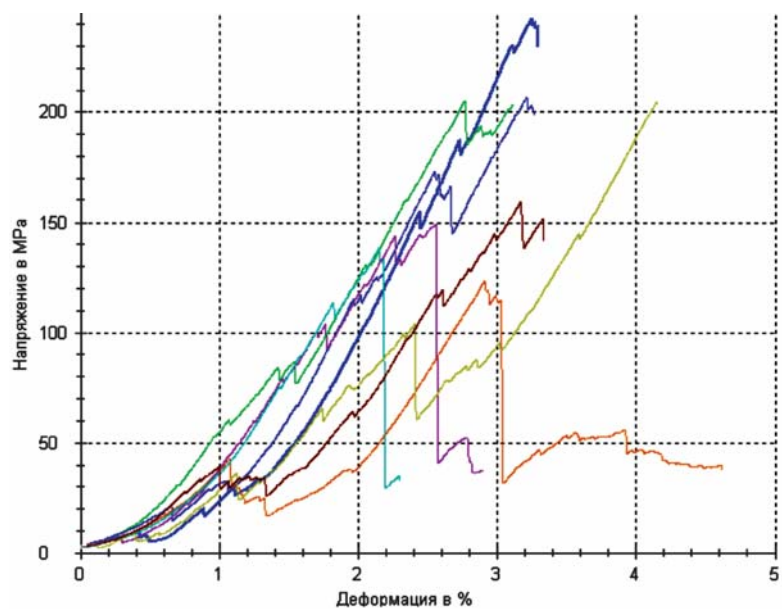


Рис. 7. Результаты испытаний образцов из периферийной зоны

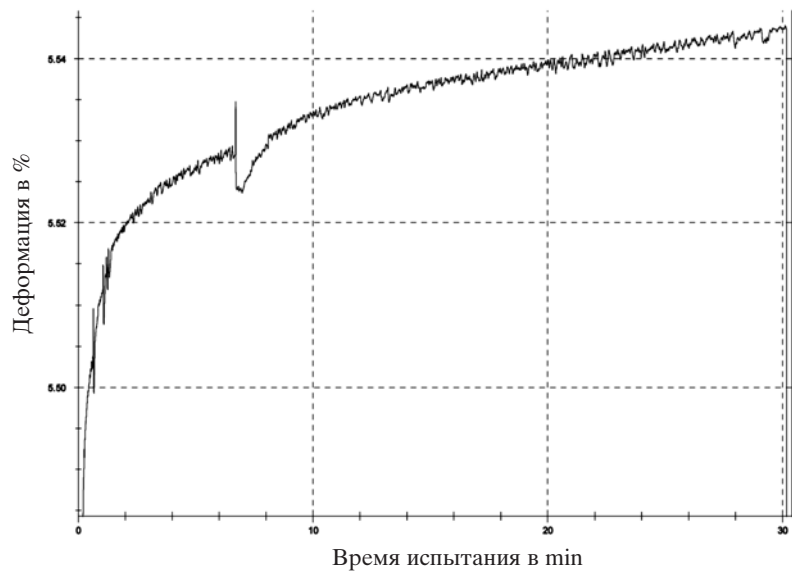


Рис. 8. Зависимость величины деформации от времени приложения нагрузки

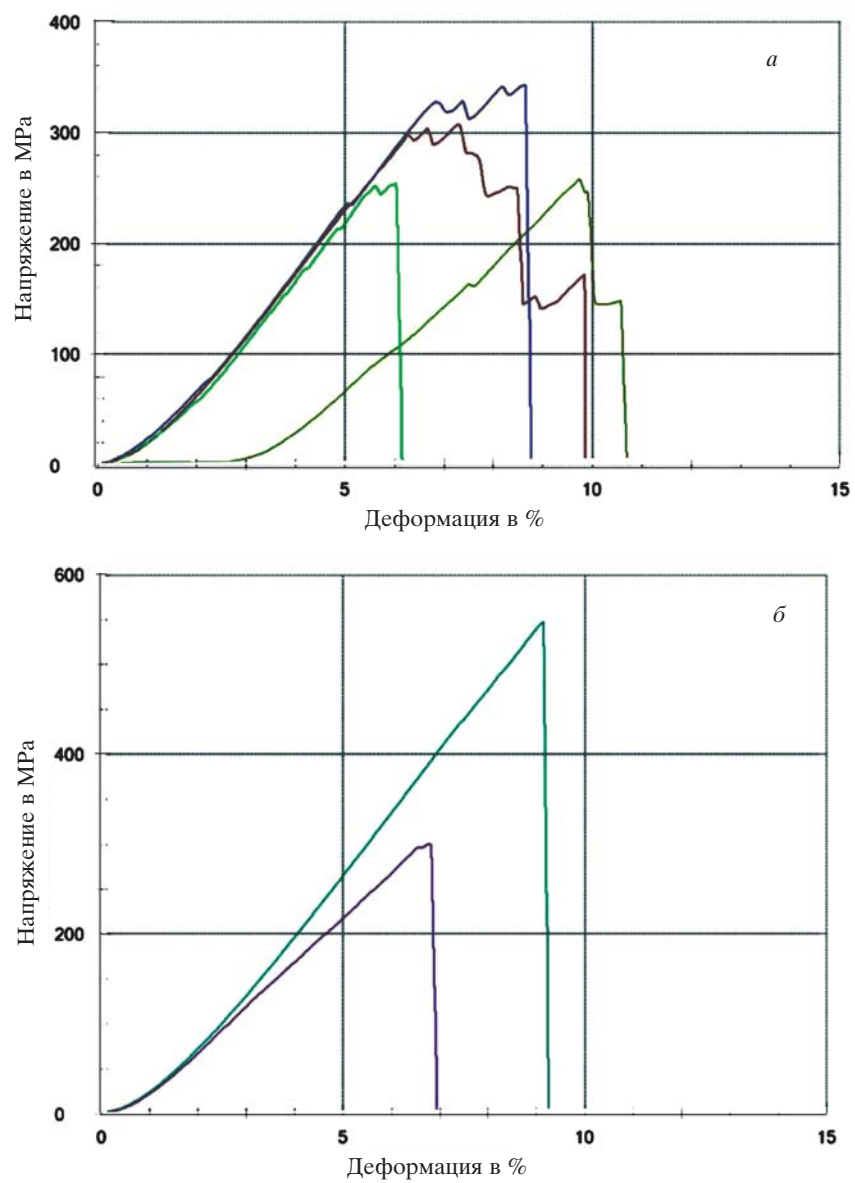


Рис. 9. Диаграммы испытаний на сжатие при различных температурах:
a — при $-40\text{ }^{\circ}\text{C}$, *б* — при $150\text{ }^{\circ}\text{C}$

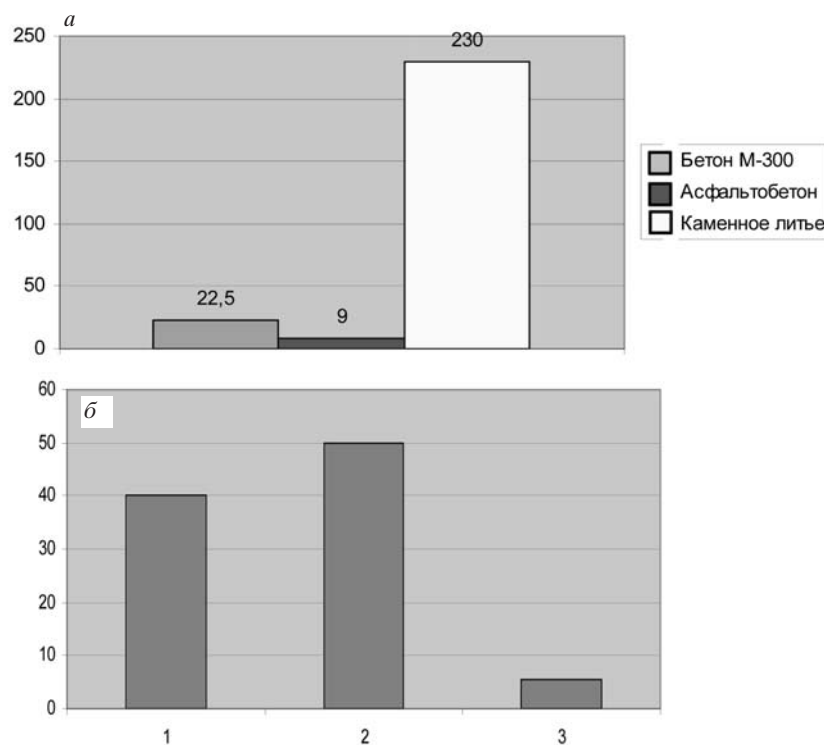


Рис. 10. Механические характеристики каменного литья и распространенных материалов:
 a — прочность на сжатие, МПа, $б$ — ползучесть, % (1 — бетон М-300, 2 — асфальтобетон, 3 — каменное литье)

При высоких температурах симиналы реагируют на сжимающую нагрузку лучше, чем при пониженных, величина деформации в таких условиях ниже при тех же нагрузках, что при испытаниях в низких температурах, само же разрушение происходит при приложении более высоких нагрузок. В среднем разница между показателями составила 10 %.

Чтобы проиллюстрировать результаты, полученные в ходе механических испытаний, мы провели сравнение этих характеристик с аналогичными показателями более распространенных материалов — асфальтобетона и тяжелого бетона марки М-300. Результаты представлены в виде диаграмм на рис. 10 [5].

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что прочность на сжатие камнелитых изделий на основе базальта составляет 230 МПа, при этом величина ползучести не превышает 5,5 %, камнелитые изделия лучше работают при повышенных температурах, чем при пониженных. Предложена методика проведения механических испытаний каменного литья. Сравнительный анализ характеристик каменного литья с известными аналогами доказал перспективность его внедрения в строительство и дорожное благоустройство.

Литература

1. *Игнатова А.М.* Методика и оборудование определения предела механической прочности на сжатие литых образцов синтетических минеральных сплавов / А.М. Игнатова, А.Ф. Мерзляков, А.М. Ханов // Вестник Пермского государственного технического университета. Сер. Машиностроение. Материаловедение. — 2010. — Т. 12. — № 3. — С. 123 — 133.
2. *Шемякин Е.И.* О свободном разрушении твердых тел / Е.И. Шемякин // ДАН СССР. — 1988. — Т. 300. — С. 1090. — 1094.
3. *Спивак А.И.* Механика горных пород / А.И. Спивак. — М.: Недра, 1967. — 192 с.
4. *Александров А.В.* Основы теории упругости и пластичности / А.В. Александров, В.Д. Потапов. — М., 1990. — 400 с.
5. *Физические величины: справочник* / А.П. Бабичев и др.; под. ред. И.С. Григорьева, Е.З. Мейлихова. — М.: Энергоатомиздат, 1991. — 356 с.

УДК 528.2

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОДЕЗИЧЕСКИХ СПУТНИКОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ В РАЙОНАХ АКТИВНОЙ НЕФТЕДОБЫЧИ РЕСПУБЛИКИ ТАТАРСТАН

*Р.А. Кащеев, В.Ф. Бахтияров, Р.В. Загретдинов,
Р.В. Комаров, А.Е. Сапронов*

Обеспечение устойчивого развития региона и эффективное управление хозяйственно-экономической деятельностью на его территории требуют оперативного получения информации, формирующей целостную картину сложных многофакторных процессов, происходящих на поверхности и в недрах

Земли и нередко приводящих к негативным изменениям геодинамической и экологической обстановки. Использование современных спутниковых технологий определения пространственных положений геодезических пунктов открывает широкие возможности осуществления высокоточного геодинамического мониторинга движений земной коры на исследуемой территории. Заметим при этом, что Республика Татарстан (РТ) находится в одной из зон повышенной активности Русской платформы, вследствие чего изучение сейсмичности региона представляется необходимым и актуальным. Начиная с 1985 г. на территории Татарстана было зафиксировано около 100 землетрясений силой 4 — 5 и даже 6 баллов. Большинство эпицентров сгруппировано вдоль Алтунино-Шунакской разломной зоны и вдоль Прикамской системы разломов. Кроме того, сейсмическая активность проявляется и по другим разломам фундаментов Южно-Татарского свода, приуроченным к интенсивно разрабатываемым Ромашкинскому и Ново-Елховскому месторождениям [1].

Благодаря совместным усилиям сотрудников, студентов и выпускников кафедры астрономии и космической геодезии Казанского (Приволжского) федерального университета, на геодинамических полигонах и ряде геодезических пунктов (рис. 1), расположенных на территории Республики Татарстан, в течение последних лет выполнены сессии высокоточных спутниковых измерений, по результатам которых начато изучение динамики земной коры РТ [2]. Содержание данной статьи составляет описание некоторых результатов спутникового позиционирования, полученных нами в 2008 — 2009 гг. на указанных ниже пунктах сети базовых (референцных) ГНСС-станций РТ.

В таблице по результатам обработки спутниковых измерений, выполненных в 2008 — 2009 гг., представлены данные о смещениях по высоте пяти базовых станций: KAZN (КФУ, г. Казань), МАКТ (г. Альметьевск), ELAB (г. Елабуга), AZNK (г. Азнакаево), SAMR (г. Самара). Для каждой станции соответствующая строка таблицы содержит название пункта и интервал наблюдений T (в скобках указано число K использованных наблюдений). Далее каждая строка содержит вековую, годовую и полугодовую составляющие смещения по высоте и, наконец, среднеквадратическое отклонение поля остаточных разностей (СКО), получаемых после исключения вековой, годовой и полугодовой компонент из наблюденного значения

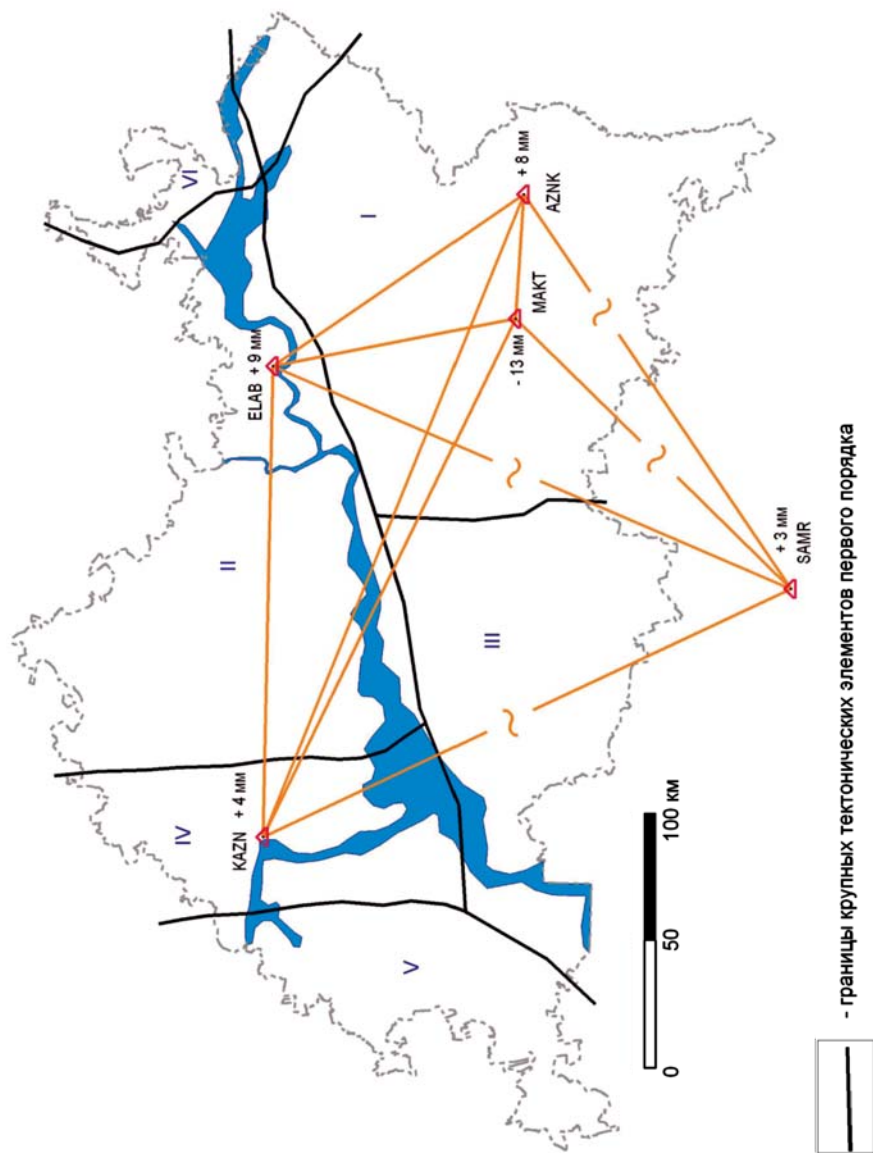


Рис. 1. Схема сети существующих на территории РТ базовых станций на фоне основных тектонических разломов: I — Южно-Татарский свод, II — Северо-Татарский свод, III — Мелекесская впадина, IV — Казанско-Кировский прогиб, V — Токмовский свод, VI — Камско-Бельский авлакоген

Высотные смещения базовых станций геодезической спутниковой сети РТ

Базовая станция	$T(K)$	Составляющая смещений			СКО, мм
		вековая, мм/год	годовая, мм	полугодовая, мм	
KAZN	2008,0041 — 2009,99863 (722)	4,30±0,36	3,58±0,27 (фаза 0.36)	1,36±0,26 (фаза 1.11)	4,94
МАКТ	2008,93033 — 2009,99863 (353)	-12,54±0,93	1,32±0,43 (фаза 0.85)	1,32±0,43 (фаза 0.85)	5,45
ELAB	2009,07514 — 2009,81831 (208)	9,35±1,56	1,56±0,56 (фаза 0.71)	0,14±0,46 (фаза 1.11)	4,76
AZNK	2009,07514 — 2009,81831 (208)	7,55±0,87	2,65±0,66 (фаза 1.12)	4,25±0,70 (фаза 0.95)	11,38
SAMR	2008,0041 — 2009,00137 (260)	2,69±0,76	1,32±0,66 (фаза 0.29)	0,69±0,30 (фаза 1.12)	4,03

вертикального смещения станции. Рис. 2 — 6 графически иллюстрируют данные таблицы.

Анализ представленных материалов позволяет заметить, что вековая составляющая смещения по высоте для четырех из пяти рассмотренных пунктов положительна (высота со временем растет). При этом скорость увеличения высоты изменяется от 2,69 (SAMR) до 9,35 мм/год (ELAB). Однако пятый пункт МАКТ нарушает картину общего поднятия: для него характерно опускание со средней скоростью 12,54 мм/год. Поскольку этот пункт находится в зоне интенсивной нефтедобычи, именно это обстоятельство представляется нам наиболее очевидным объяснением установленного эффекта.

Попытки выделения периодической составляющей смещения станций не позволяют, на наш взгляд, уверенно говорить о значимых изменениях смещений с годовым и полугодовым периодами, поскольку оцениваемые амплитуды этих гармоник сравнительно невелики, а фазы различны. В подтверждение сказанного можно заметить, что амплитуды годовой и полугодовой компонент (четвертый и пятый столбцы таблицы) всегда меньше, чем среднеквадратическое отклонение остаточных разностей (шестой столбец той же таблицы), получаемых путем исключения из измерений вековой, годовой и полугодовой составляющих смещений пунктов.

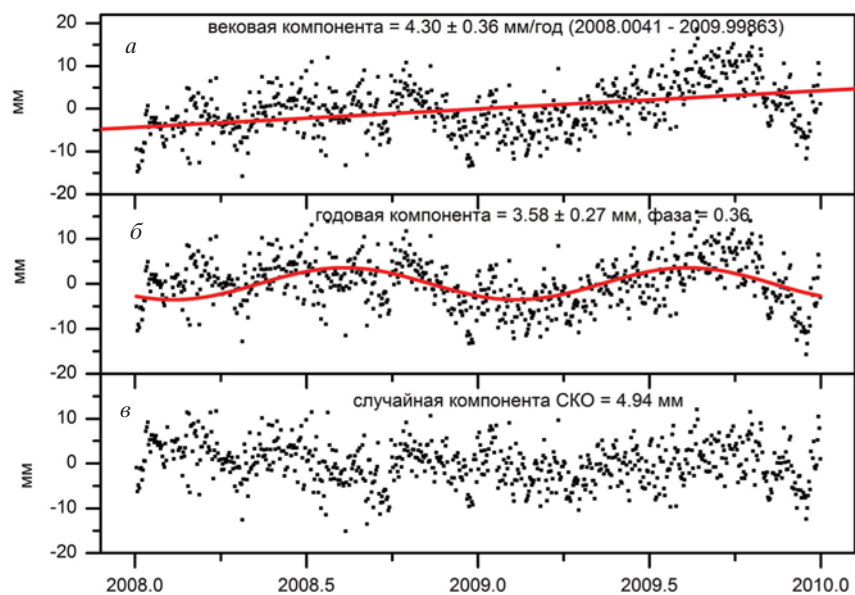


Рис. 2. Смещения по высоте пункта KAZN

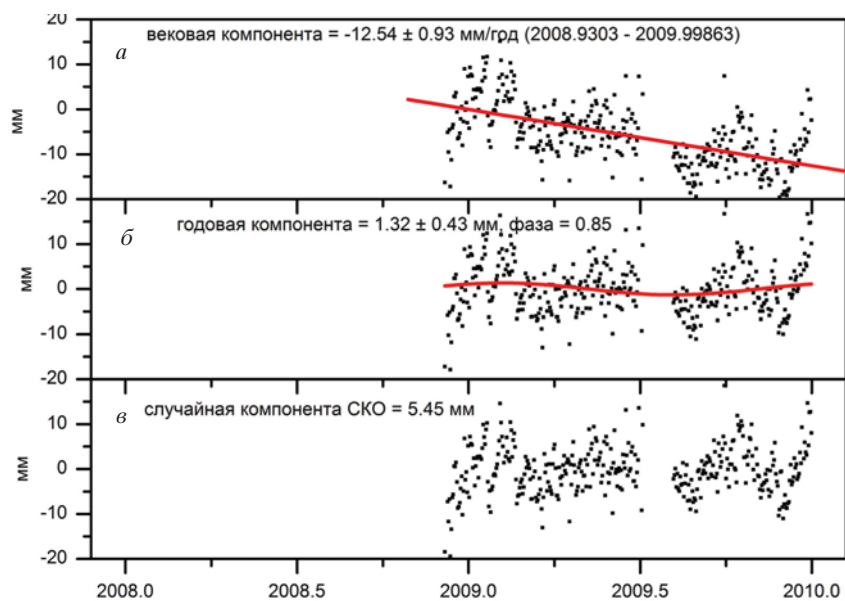


Рис. 3. Смещения по высоте пункта МАКТ

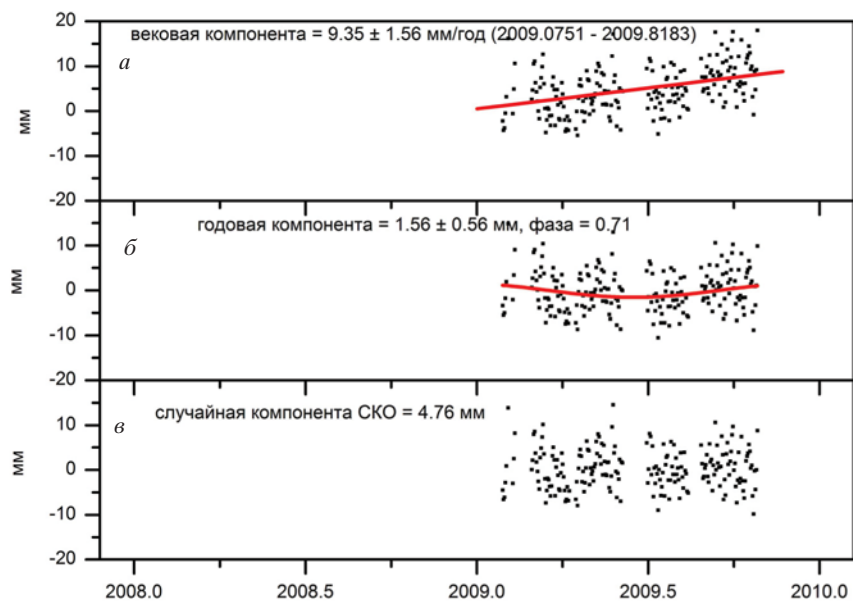


Рис. 4. Смещения по высоте пункта ELAB

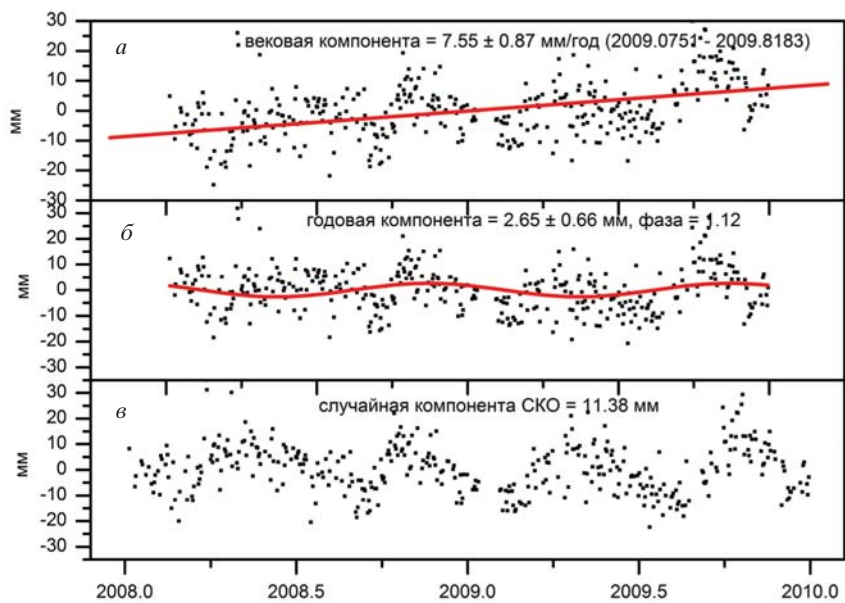


Рис. 5. Смещения по высоте пункта AZNK

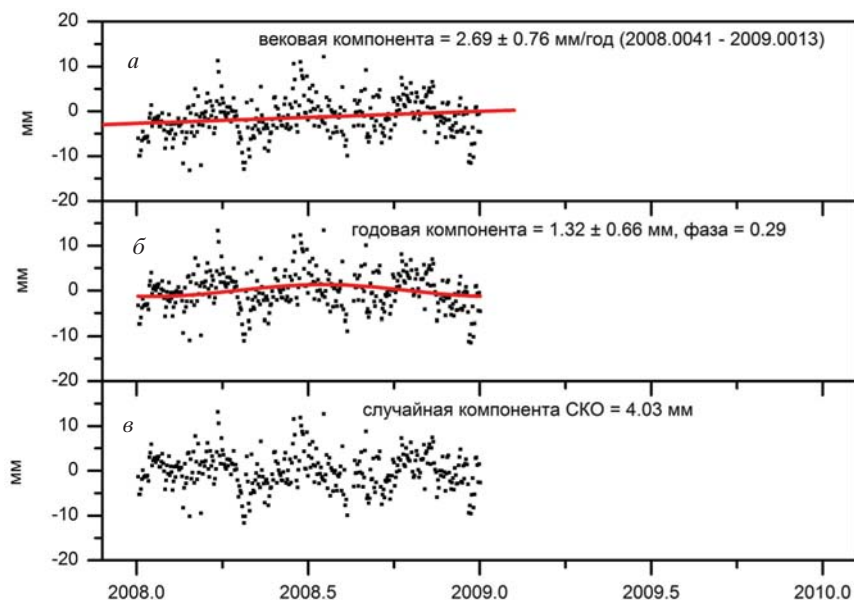


Рис. 6. Смещения по высоте пункта SAMR

Полномасштабному осуществлению геодезического мониторинга территории РТ должна способствовать реализация принятой Кабинетом Министров РТ в октябре 2008 г. республиканской программы «Использование результатов космической деятельности в целях социально-экономического развития Республики Татарстан (2008 — 2010 годы)». Одной из важнейших задач этой программы является создание в рамках пилотного проекта Роскосмоса «ГЛОНАСС-регион» на территории республики сети 25 постоянно действующих базовых референционных станций приема спутниковой информации, решающей задачу оперативного координатно-временного и навигационного обеспечения всех заинтересованных в этом потребителей [3]. Кроме того, важная роль в этой работе отводится создаваемому в Казанском федеральном университете Межрегиональному центру прикладных навигационных технологий и услуг, а также входящему в структуру названного центра полигону отработки спутниковых навигационных технологий и услуг («ГЛОНАСС-полигон»), корреспондированному с региональной системой высокоточного позиционирования, включающей и развертываемые в

настоящее время базовые станции спутниковой сети Республики Татарстан.

Литература

1. *Войтович Е.Д.* Тектоника Татарстана / Е.Д. Войтович, Н.С. Гатиятуллин. — Казань: Изд-во Казанский ун-т, 2003. — 132 с.
2. Геодезический мониторинг динамики земной поверхности центральной части Республики Татарстан / Р.А. Кащеев и др. // Изв. ВУЗов. Геодезия и аэрофотосъемка. — 2008. — № 4. — С. 9 — 12.
3. *Кащеев Р.А.* Проект сети постоянно действующих станций для обеспечения высокоточного координатно-временного поля на территории Республики Татарстан / Р.А. Кащеев, Р.В. Загреддинов, Р.В. Комаров // Изв. Казан. Гос. архитектур.-строит. университета. — 2009. — № 2(12). — С. 62 — 65.

УДК 622.271.452.001.891.57

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ СИТУАЦИИ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ПЕРВОНАЧАЛЬНОГО ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА

Л.М. Кокшешева, Н.К. Абдибеков, Н.А. Кенжегалиев

Мировые ресурсы природных месторождений твердых полезных ископаемых на 75 % разрабатываются открытым способом. Однако сырьевые базы поверхностных месторождений вырабатываются и возрастает доля глубинных месторождений с разностью отметок между земной поверхностью и дном карьера свыше 60 м. Причем, глубокие карьерные поля и, в особенности, внешние отвалы вскрышных пород, образующиеся при отработке этих полей, составляют горный отвод, в границах которого отчуждаются и загрязняются значительные территории сельскохозяйственных земель. А большая дальность перемещения минеральных грузов, предназначенных к отвалообразованию, удорожает себестоимость добычи полезного ископаемого. Поэтому важнейшим направлением повышения экономической эффективности и экологической безопасности горных работ является внутрикарьерное или внутреннее, отвалообразование. Использование выработанного пространства карьера как техногенного ресурса для размещения вскрышных пород и отходов производства недостаточно, требуется дальнейшая научная проработка и

поиск новых технических решений. Так, по данным ИГД СО РАН, на действующих угольных разрезах РФ объем вскрышных пород не превышает 30 — 35 %. Схожая ситуация сложилась и в Республике Казахстан, так как освоение природных месторождений открытым способом на территории Казахстана пришлось на период его пребывания в составе СССР и в силу этого факта велось едиными типовыми геотехнологиями.

В обосновании технологически, экономически и экологически эффективных решений по внутреннему отвалообразованию принципиальную роль играет геомеханическая безопасность прибортовых и насыпных породных массивов. В данной работе исследуется геомеханическая ситуация в зоне контакта борта карьера с одной из сторон боковой поверхности отвала и дна карьера с нижним основанием отвала.

Задача решалась по методу бокового давления [1]. Все расчеты устойчивости откосов бортов карьера и отвалов производились с помощью компьютерной программы УСТО «Расчет устойчивости откосов» (версия 3.0; автор методики Г.Ф. Рожковский, автор программы — М.А. Майстровский). Алгоритм программы основан на методике расчета коэффициента запаса устойчивости (КЗУ) отсека обрушения, ограниченного снизу кругло-цилиндрической поверхностью (кривая возможного обрушения). При графической интерпретации результатов расчета предусмотрен режим отображения дуг обрушения с автоматически заданным шагом и во всем диапазоне возможных значений КЗУ (от максимального до минимального), режим выборочно задающихся номеров дуг из числа номеров всех рассчитанных дуг и режим отображения дуг в дополнительно задающемся диапазоне КЗУ. Алгоритм программы предусматривает расчет устойчивости пород прибортового массива до нагружения отвальным массивом, расчет устойчивости отвального массива, а также расчет совместной устойчивости прибортового массива и пригружающего этот борт отвального массива. Кроме этого, программа осуществляет все расчеты в режимах для целиком или выборочно сухих и влажных пород, слагающих прибортовой и отвальный массивы.

Результаты расчета выводятся программой в табличной и графической форме.

Геомеханическая ситуация прослеживается в динамике возрастания нагружения насыпным отвальным массивом борта и дна карьера на предельном контуре, то есть на контуре карьер-

Исходные физико-технические свойства горных пород

Номер слоя пород в нисходящем порядке залегания	Прочность породы на одноосное сжатие, кг/см ²	Объемный вес сухого грунта, т/м ³	Угол внутреннего сухого грунта, град (tgφ)	Сцепление сухого грунта, т/м ²	Коэффициент Пуассона μ $L = \mu(1 - \mu)$	Коэффициент степени консолидации (сухой грунт)
1	420	2,2	18 (0,364)	57	0,35 (0,23)	1
2	1000	2,68	30 (0,577)	200	0,26 (0,19)	1
3	500	2,55	25 (0,466)	81	0,30 (0,21)	1
4	800	2,58	32 (0,625)	150	0,28 (0,2)	1
5	350	2,0	20 (0,325)	28	0,35 (0,23)	1

ного поля, для следующих условий. Борт и дно карьерного поля сложены мягкими и полускальными горными породами. Блок исходных данных физико-технических свойств грунтов к программно-машинному расчету представлен в таблице. Борт в своем нижнем придонном участке и дно осложнены, то есть ослаблены слоем мягких пород. С целью оценки степени влияния на устойчивость борта и отвала, а также на устойчивость карьерных уступов и отвальных ярусов свойств пород в сухом состоянии принят режим расчета для условной ситуации, когда отсутствует гидрогеологический фактор, изменяющий характеристики пород при их увлажнении.

Конструктивные параметры постоянно нерабочего борта: высота борта 300 м; высота нерабочего уступа 30 м; количество нерабочих уступов 10; угол естественного откоса нерабочего уступа 60° (не погашается, так как откос пригружается); ширина предохранительной (транспортной) бермы 15 м.

Конструктивные параметры внутреннего отвала: высота первоначального отвала и высота отвала 300 м; высота отвального рабочего яруса 60 м; количество рабочих ярусов первоначального отвала и отвала 5; угол естественного откоса отвального рабочего яруса 45°; ширина разгрузочной площадки отвального яруса 60 м.

Схема строительства высокого первоначального многоярусного внутреннего отвала со стыковкой по всей высоте борта такова. Первоначальный отвальный массив формируется от дна карьерного поля и по мере наращивания по высоте и в плане пригружает борт по всей его высоте. По достижении полной высоты отвал развивается в плане. Промежуточные контуры отвала, пригружающего бортовой массив, без привязки к положе-

нию контуров по календарным годам, а также расчетное положение дуг обрушения с соответствующими КЗУ показаны на рисунках 2 — 7. Контур борта и прибортового массива до нагружения отвалом и соответствующие кривые обрушения с расчетными КЗУ обозначены на рис. 1. На рис. 6 обозначен контур первоначального внутреннего отвала, сформированного на полную свою высоту. На рис. 7 — контур внутреннего отвала на полную свою высоту, развиваемого в плане, а также дуги обрушения с расчетными КЗУ. На рисунки, автоматически отстраиваемые программно-машинным комплексом, в качестве пояснения нанесены обозначения с выносными линиями, не предусмотренные в оригинальных цветных графических формах.

Анализ геомеханики нерабочего борта в сухом состоянии и до пригрузки отвальными насыпями показал в целом его достаточную устойчивость, КЗУ не менее 1,444, дуга обрушения 26 (рис. 1). С пригрузкой нижнего участка сухого борта сухой одноярусной отвальной насыпью (рис. 2) его устойчивость повышается до значения КЗУ 2, 932, дуга 62, то есть насыпь работает как упорная призма, обеспечивая его высокую устойчивость. КЗУ самой насыпи при этом составляет 1,385, дуга 14, то есть насыпь в сухом состоянии достаточно устойчива. Пригрузка сухой двухъярусной насыпью повышает КЗУ борта до 3,061, дуга 2 (рис. 3). Минимальный КЗУ двухъярусной насыпи 1,385 (дуга 10) имеет место на ее нижнем ярусе, иначе говоря, величина КЗУ верхнего яруса этой насыпи более 1,385, а нижний ярус в сухом состоянии допустимо устойчив. С пригрузкой трехъярусной насыпью (рис. 4) устойчивость борта в целом почти не изменяется (КЗУ = 3,058, дуга 16), а КЗУ участка борта, подрезающего слои 2 — 5, возрастает до 3,867 (дуга 14). Устойчивость трехъярусной насыпи практически такая же, как у двухъярусной, дуга 10 с минимальным КЗУ, равным 1,387, прослеживается на нижнем ярусе. На рис. 5 видно, что минимальное значение устойчивости наблюдается на верхнем ярусе четырехъярусного первоначального отвала (дуга 4, КЗУ = 1,545). Устойчивость трех ярусов в целом, расположенных над нижним ярусом четырехъярусной насыпи, определяется КЗУ со значением 1,891 (дуга 5). А устойчивость участка борта, охватывающего слои 1 — 4, оценивается КЗУ со значением 3,304 (дуга 16). На рис. 6 первоначальный отвал, сформированный на полную свою высоту, имеет в зоне нижнего и лежащего над ним яруса КЗУ, равный 1,697 (дуга 10). А следующие вышележащие ярусы показывают

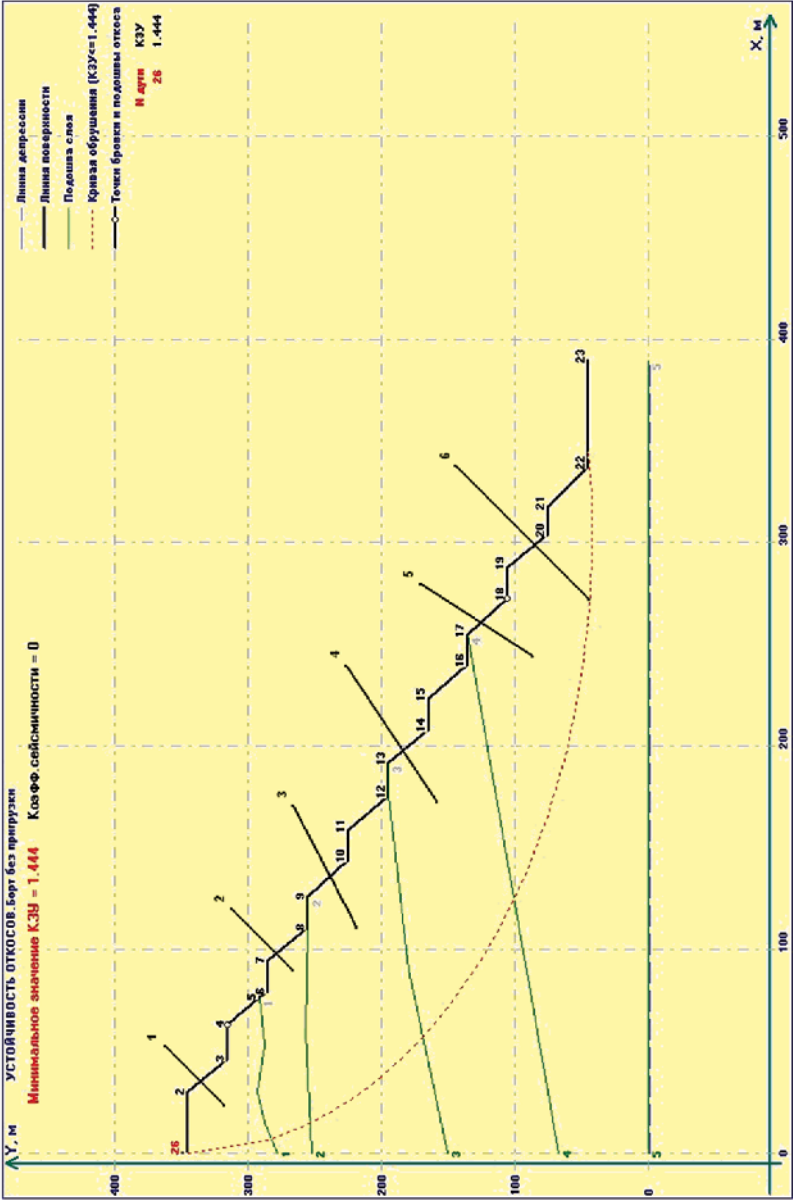


Рис. 1. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре без пригрузки внутрикарьерным отвалом:
1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород приобтового массива; 6 — кривая обрушения (дуга 26)

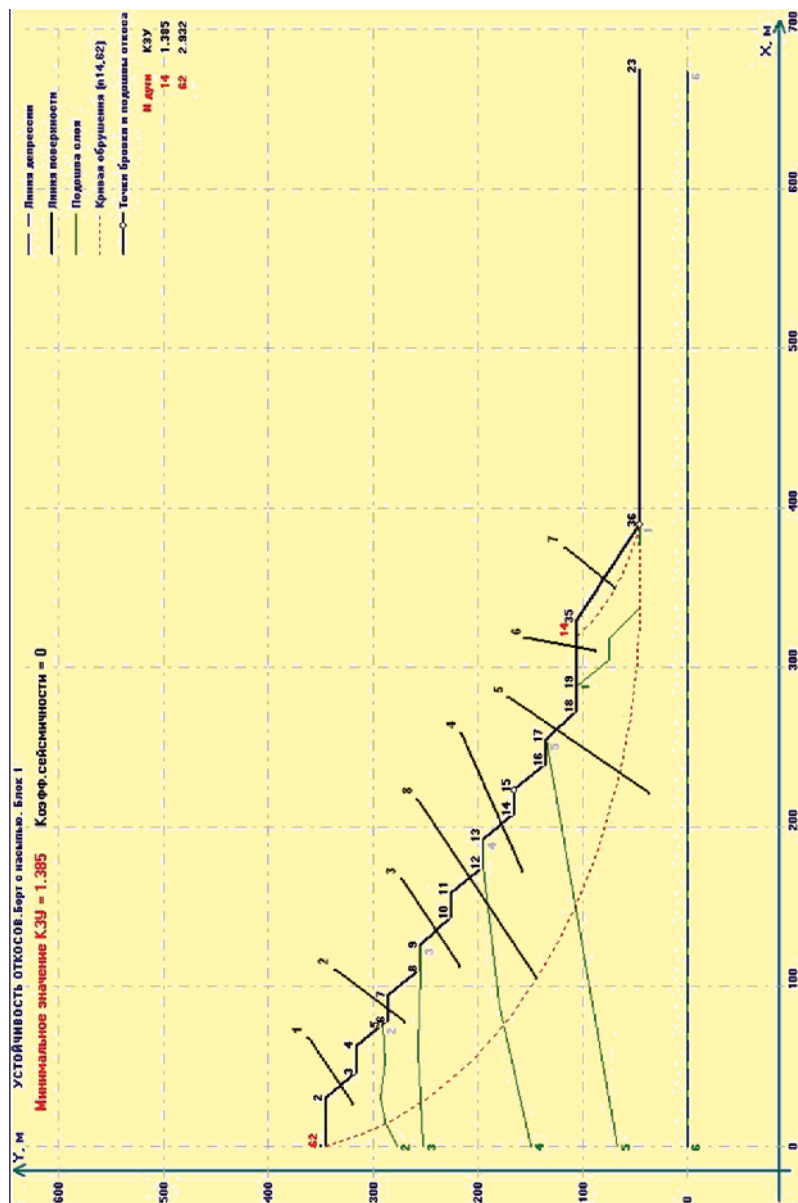


Рис. 2. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой одноярусным первоначальным внутренним отвалом, наращиваемым по высоте и в плане:

1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород прироторного массива; 6 — одноярусный насыпной массив; 7, 8 — кривые обрушения (дуги 14, 62)

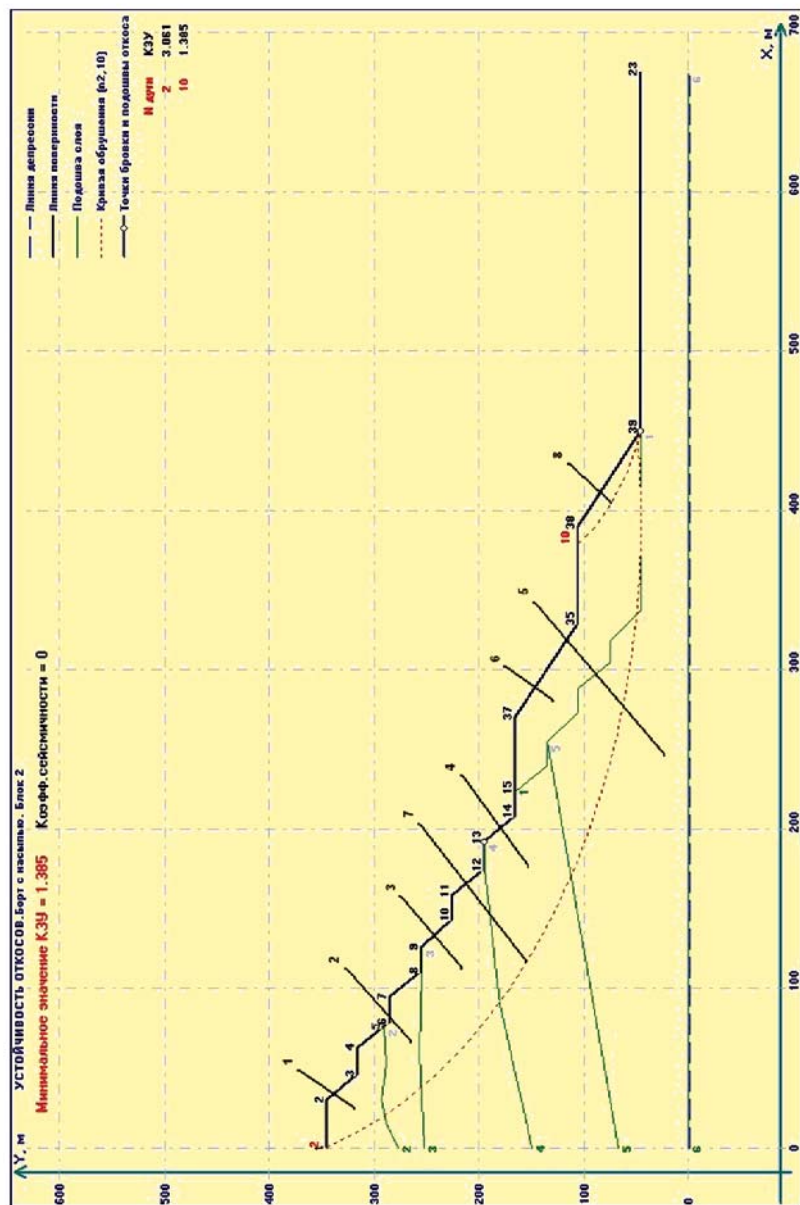


Рис. 3. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой двухъярусным первоначальным внутренним отвалом, наращиваемым по высоте и в плане:

1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород прибортового массива; 6 — двухъярусный насыпной массив; 7, 8 — кривые обрушения (дуги 2, 10)

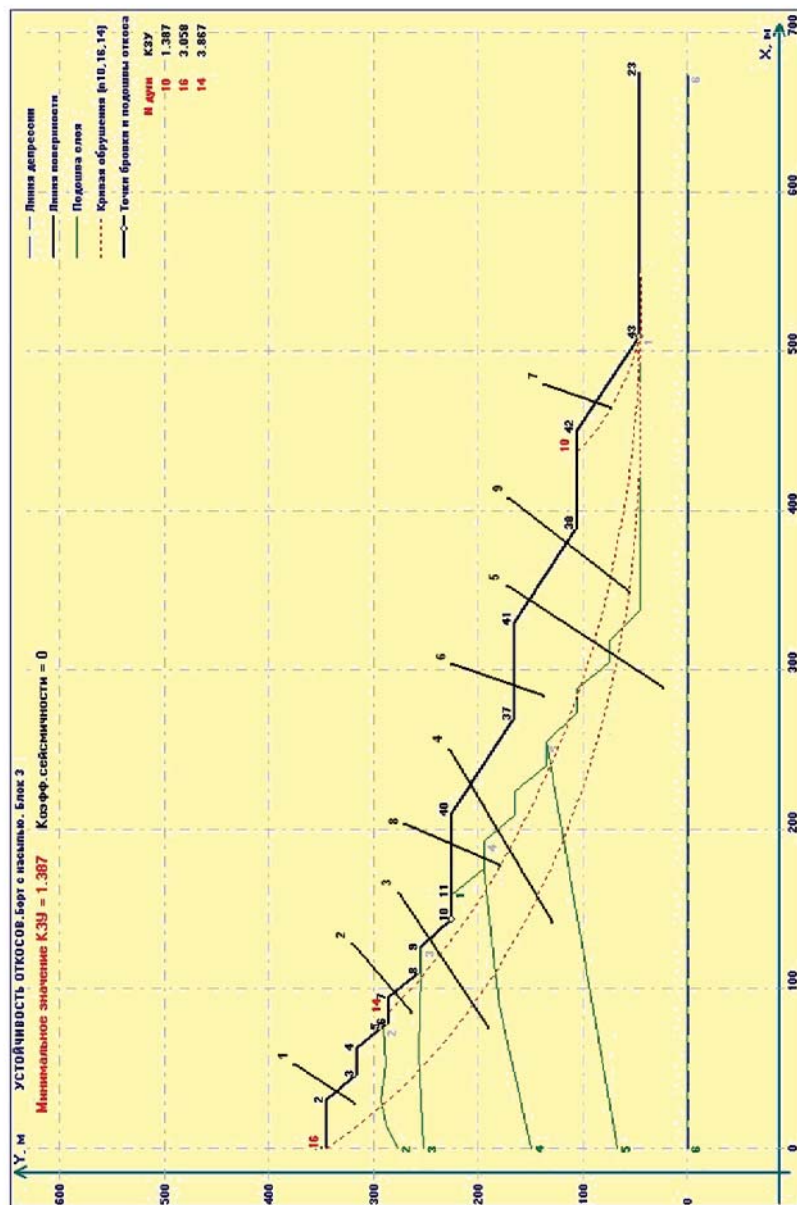


Рис. 4. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой трехъярусным первоначальным внутренним отвалом, наращиваемым по высоте и в плане:
1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород приборотного массива; 6 — трехъярусный насыпной массив; 7, 8, 9 — кривые обрушения (дуги 10, 14, 16)

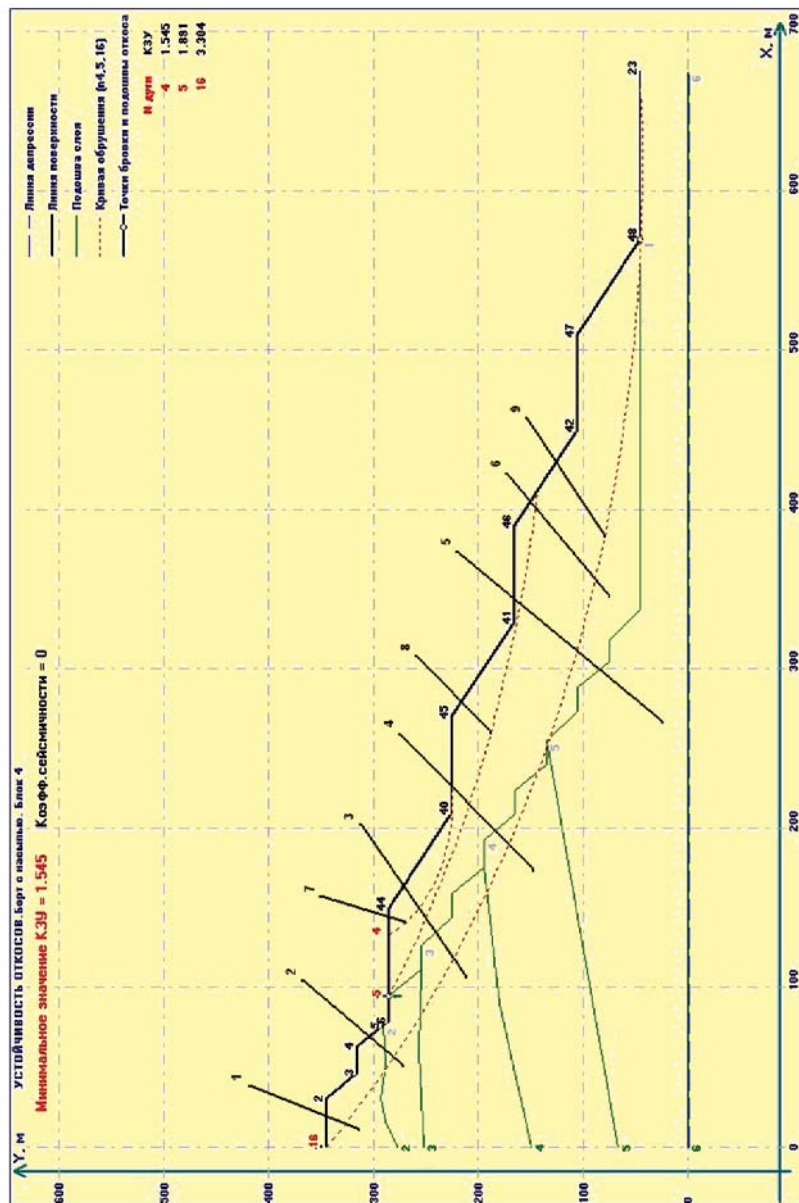


Рис. 5. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой четырехъярусным первоначальным внутренним отвалом, наращиваемым по высоте и в плане:
1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород прибортового массива; 6 — четырехъярусный насыпной массив; 7, 8, 9 — кривые обрушения (дуги 4, 5, 16)

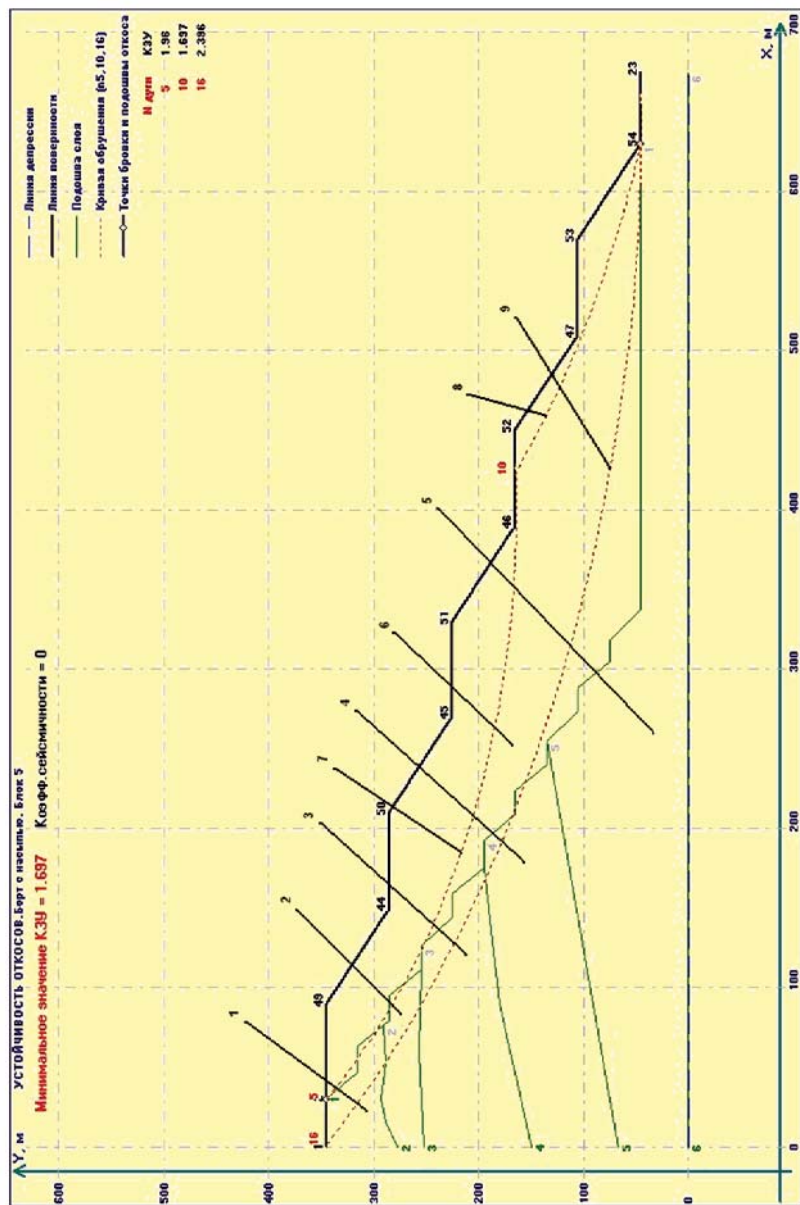


Рис. 6. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой пятирусным первоначальным внутренним отвалом, наращиваемым по высоте и в плане:
1, 2, 3, 4, 5 — соответственно, слои 1, 2, 3, 4, 5 пород приобработанного массива; 6 — пятирусный насыпной массив; 7, 8, 9 — кривые обрушения (дуги 5, 10, 16)

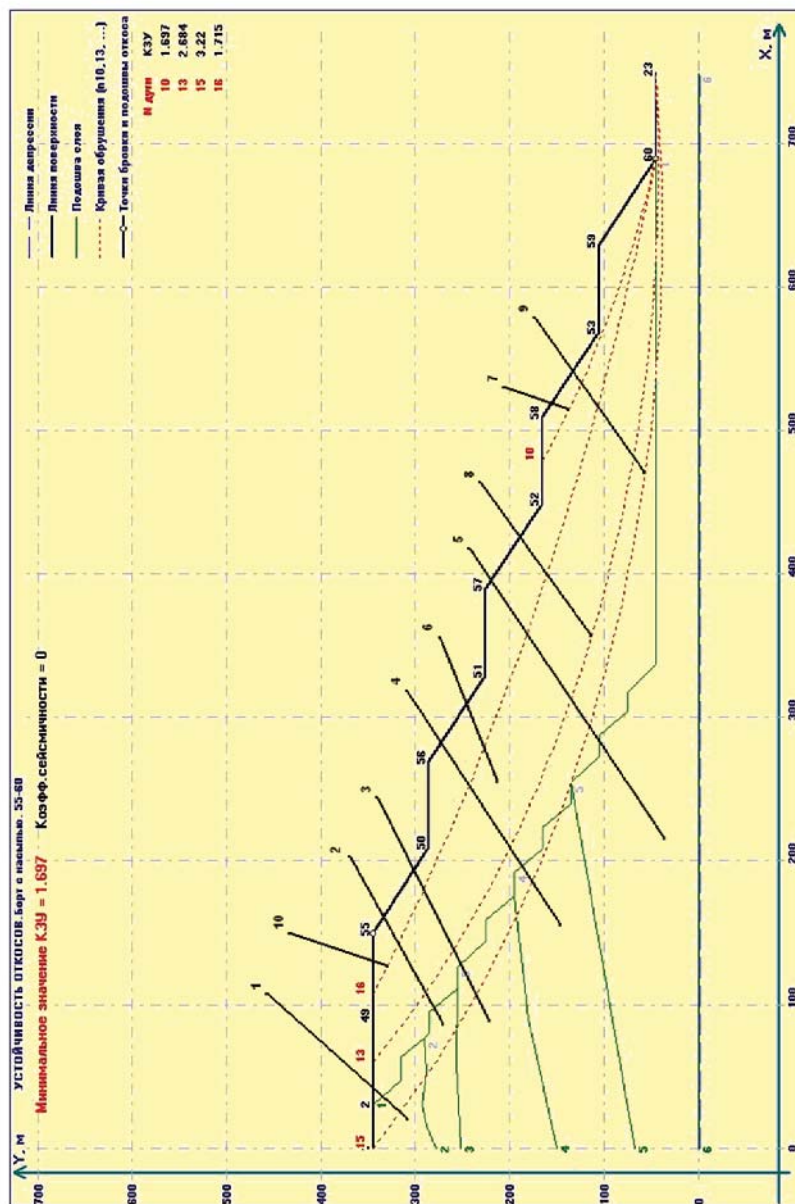


Рис. 7. Разрез борта и дна карьера на предельном контуре с пригрузкой внутренним отвалом, наращиваемым в плане:
1, 2, 3, 4, 5 — пород приобработного массива; 6 — пятирусный насыпной массив; 7, 8, 9, 10 — кривые обрушения
(дуги 10, 13, 15, 16)

КЗУ с несколько большим значением 1,96 (дуга 5). Здесь же участок пригруженного на полную свою высоту борта имеет КЗУ со значением 2,396 по дуге 16, проходящей по слоям 1 — 4. Устойчивость полностью пригруженного борта существенно снижается на том же участке. Следовательно, поведение борта в геомеханическом отношении неоднозначно и требует детального исследования в динамике нагружения на всех этапах и стадиях горных работ. На рис. 7, когда приращение контура отвала происходит только в плане, опять наблюдается существенное возрастание КЗУ участка борта в той же зоне слоев 1 — 4 до величины 3,22 по дуге 15. Устойчивость внутреннего отвала, развиваемого в плане, возрастает от профиля генерального рабочего откоса отвала, то есть его открытой стороны, в направлении тыльной стороны отвала, контактирующей с бортом (дуга 16, КЗУ = 1,715; дуга 13, КЗУ = 2,684; дуга 15, КЗУ = 3,22).

По результатам проведенного анализа для данных типов пород, слагающих борт, видно, что моделирование геомеханической ситуации с увлажненными породами покажет критически опасные и весьма опасные значения КЗУ. В этом случае повышение геомеханической безопасности следует осуществлять мероприятиями по укреплению прибортового и скального массивов анкерованием и сооружением гидроупорных призм.

Таким образом, следует сделать вывод, что разработка и обоснование оптимальных параметров технологических схем освоения природных месторождений открытым способом должна осуществляться с обязательным учетом геомеханического фактора.

УДК 550.34.016:624.9

МОНИТОРИНГ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ МЕТОДОМ СТОЯЧИХ ВОЛН

М.С. Лысянский, А.А. Красников

Относительно недавно была создана технология обследования зданий и сооружений, обеспечивающая получение экспериментальных данных принципиально нового уровня. Особенностью этой технологии, основанной на восстановлении поля стоя-

чих волн из разновременных записей колебаний, полученных из разных точек инженерного сооружения, является высокая точность и детальность при использовании малоканальной аппаратуры [1]. Важным свойством стоячих волн является то, что частота и форма собственных колебаний зависят только от строения инженерного сооружения, от физических свойств материалов, из которых оно построено. Таким образом, при детальном измерении в объеме инженерного сооружения колебаний на каждой из собственных частот можно изучить строение объекта и выявить возникающие в нем дефекты и ослабленные места. Микросейсмические обследования зданий с целью контроля их состояния можно производить с некоторой периодичностью. Однако на крупных промышленных объектах целесообразно устанавливать системы мониторинга с непрерывной записью колебаний. Анализ получаемых материалов позволяет оперативно отслеживать изменения в собственных колебаниях, которые, в свою очередь, указывают на изменения физического состояния сооружения. Одним из объектов, для обследования которого был применен метод стоячих волн, является Новосибирский государственный академический театр оперы и балета (рис. 1). Обследование было проведено в два этапа. Задачей первого этапа являлось детальное инженерно-сейсмологическое обследование здания для определения влияния внешних городских воздействий (транспорт) на физическое состояние всего театра и купола. Второй этап включал в себя разработку и установку системы мониторинга с целью слежения за влиянием кратковременных воздействий высоких амплитуд на физическое состояние здания и поиск характеристик, чувствительных к изменению физического состояния во времени.

Результаты детального микросейсмического обследования могут быть сформулированы следующим образом [2, 3]:

1. Частоты колебаний оперного театра могут быть разделены на две непересекающиеся области: первая — это частоты колебаний всего здания целиком (интервал 2 — 4 Гц), вторая — это частоты, связанные непосредственно с колебаниями оболочки купола (интервал 7 — 8 Гц). Исключением из этого, как следствие расчетов, является первая собственная форма поперечных колебаний купола, частота которой попадает в интервал 2 — 4 Гц.

2. Здание разделено на несколько блоков. Каждый блок как замкнутый объем должен характеризоваться своим набором

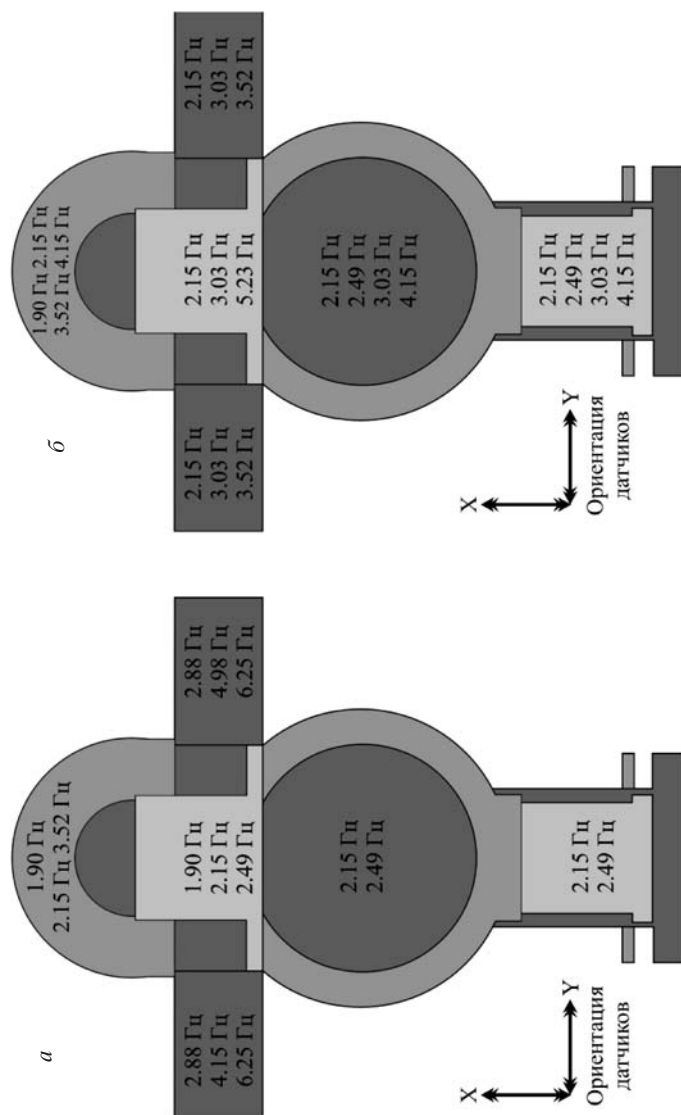


Рис. 1. Основные частоты собственных колебаний блоков Новосибирского оперного театра в направлениях X (a) и Y (б)

ром собственных частот, который зависит от его внутреннего строения и типа материала. Однако между блоками театра отсутствуют деформационные швы. При таком строении собственные колебания одного блока будут приводить к деформациям другого. При обследовании театра большинство собственных частот было выделено либо на всех блоках, либо на их большинстве. Таким образом, можно заключить, что здание театра колеблется как единое целое и жесткие связи между блоками не нарушены.

3. Здание находится в центре города и подвержено влиянию различных источников колебаний, среди которых по своему воздействию выделяются вибрации, вызванные движением поездов метрополитена. На фоне микросейсмических колебаний вибрации от метро уверенно прослеживаются при измерениях на всех блоках театра. Однако следует отметить, что частоты колебаний, вызванных движением поездов метро, содержат высокие частоты (20 — 80 Гц). Все же собственные частоты колебания здания оперного театра находятся в диапазоне 1 — 10 Гц, то есть колебания, вызванные движением поездов метро, не дают дополнительной раскачки здания за счет резонансных эффектов.

Метод стоячих волн позволяет не только сделать оценку физического состояния сооружения на момент проведения обследования, но и проследить за изменениями в строительных конструкциях с течением времени. Так, в здании Новосибирского театра оперы и балета была установлена уникальная система сейсмического мониторинга, позволяющая вовремя отслеживать изменения физического состояния и принимать меры по устранению дефектов для дальнейшей безопасной эксплуатации сооружения.

Система мониторинга включает в себя центральную сейсмическую станцию «Ангара-04» и четыре модуля «Байкал-112» с трехкомпонентными сейсмометрами А1638. Запись ведется в непрерывном режиме. Данные хранятся на жестком диске персонального компьютера — станции мониторинга. Пьезокерамические датчики, регистрирующие сейсмические колебания, установлены в следующих точках здания (рис. 2): на бетонном полу в основании сооружения (точка № 1); на бетонном перекрытии кровли репетиционного зала (точка № 2); на бетонном кольце в основании купола в месте его примыкания к сценической коробке (точка № 3); на вершине бетонного купола (точка № 4).

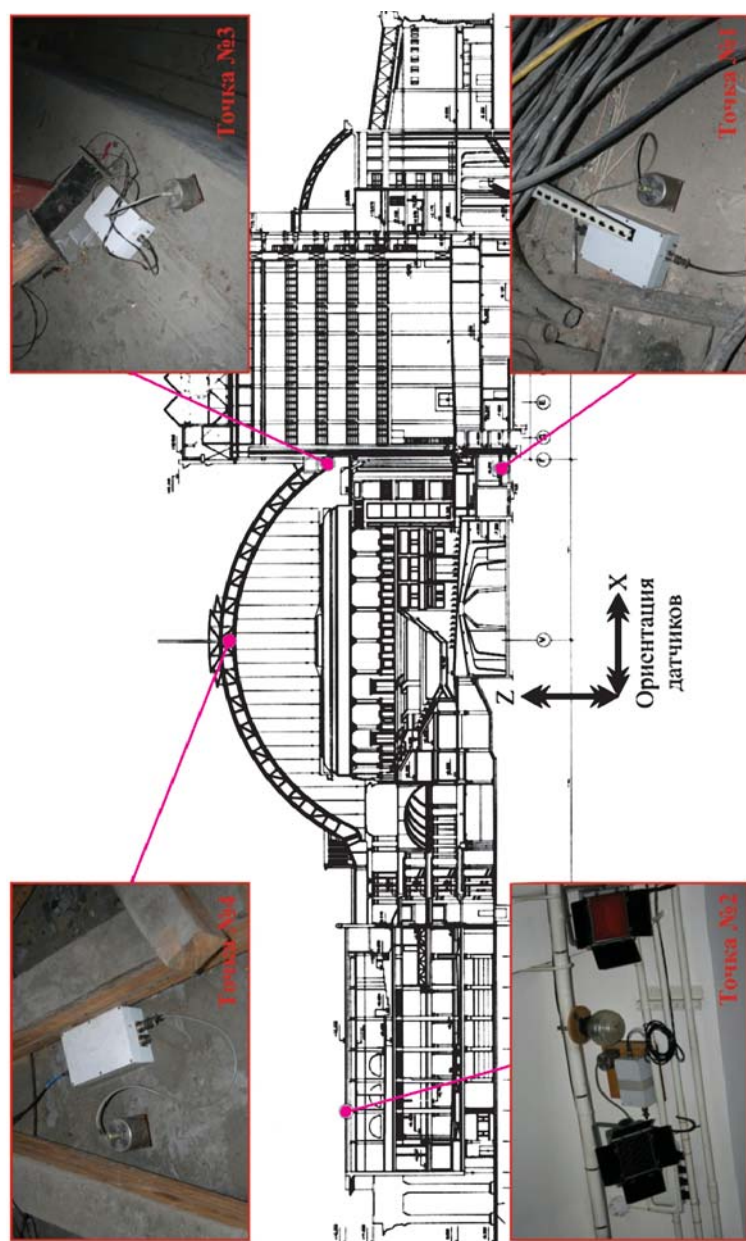
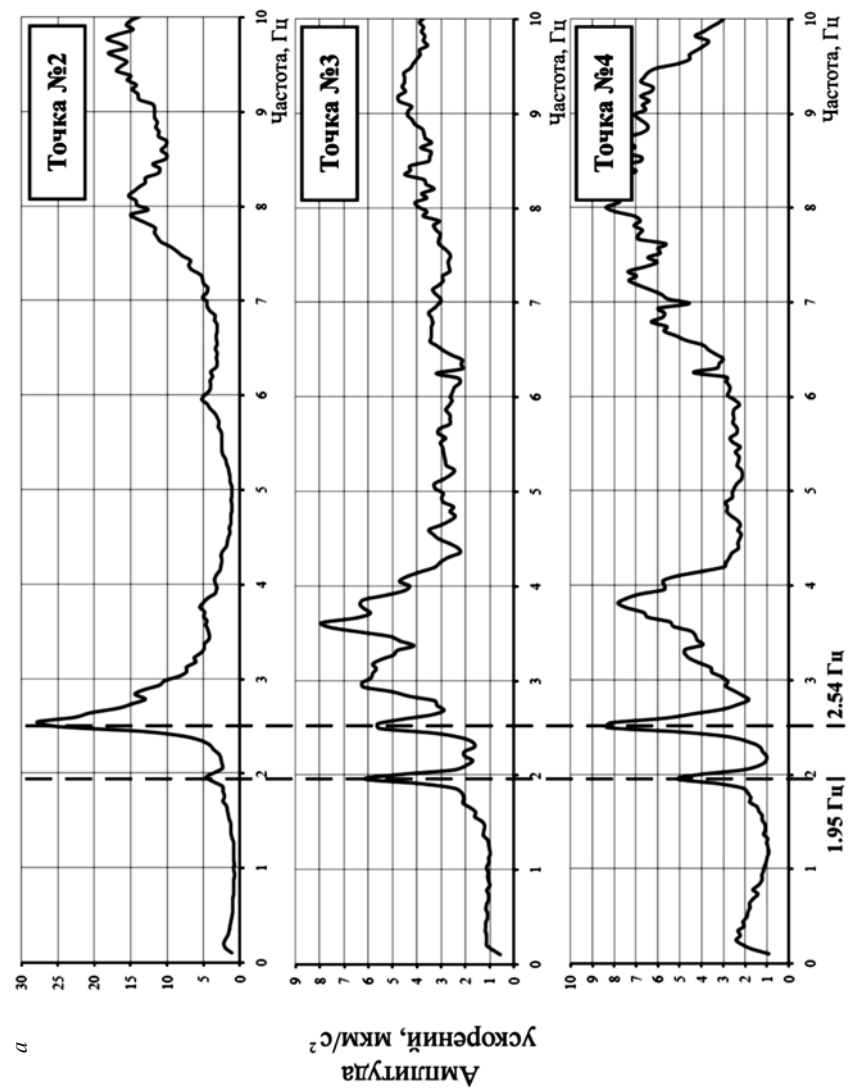


Рис. 2. Точки регистрации колебаний при мониторинге здания Новосибирского оперного театра



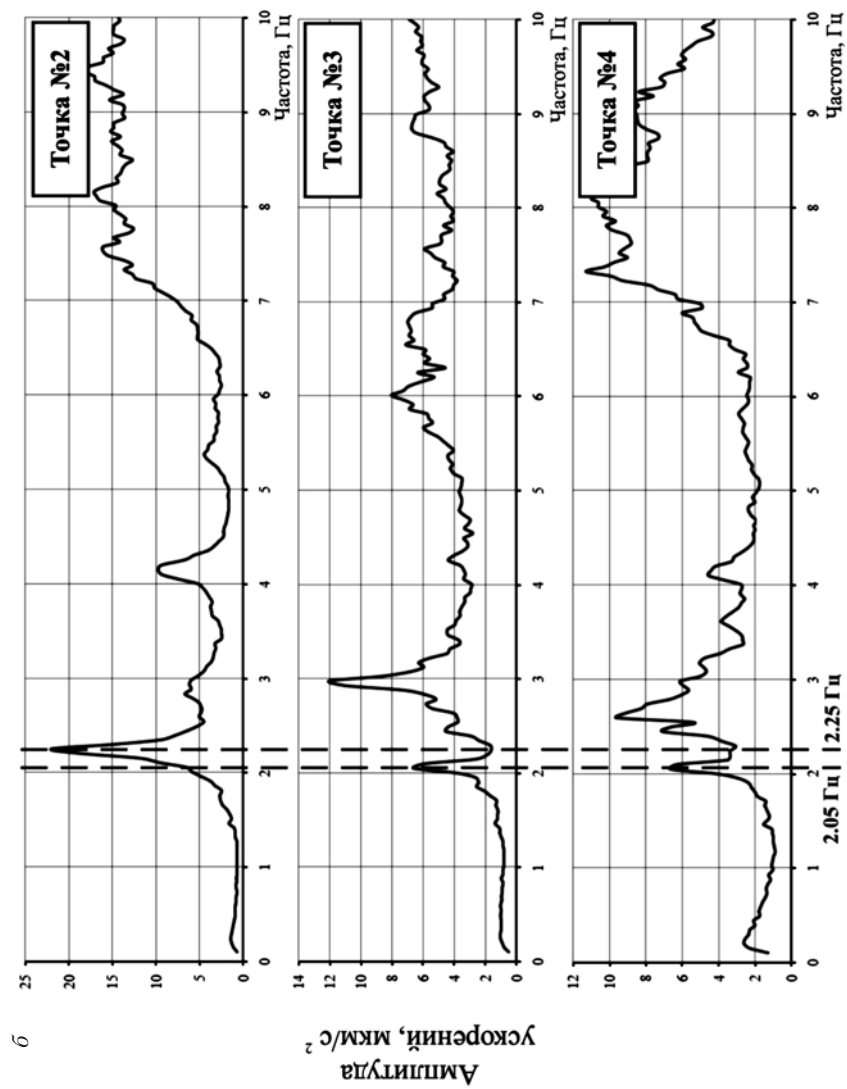


Рис. 3. Собственные частоты здания в направлениях X (а) и Y (б)

В процессе сейсмического мониторинга отслеживаются следующие параметры:

- частоты и формы собственных колебаний (значение собственной частоты зависит от строения сооружения и материалов, из которых оно построено; таким образом, изменение собственной частоты является следствием изменений в самом здании);
- амплитуды колебаний на собственных частотах (амплитуды колебаний могут меняться в зависимости от периода регистрации и окружающей обстановки; по изменениям амплитуд можно оценивать сейсмический фон города, выделять интервалы времени, когда сейсмические колебания наиболее интенсивны);
- амплитуды кратковременных воздействий на здание (сейсмическая станция издает звуковые сигналы в случае, если амплитуды колебаний превышают определенный уровень, который в данном случае соответствует ускорению при землетрясении 4 балла по шкале MSK-64; колебания ниже этого уровня по строительным нормам и правилам считаются безопасными для строительных конструкций);
- спектры когерентности (являются показателем точности полученных данных), когерентность между точками регистрации (уровень когерентности на собственных частотах позволяет судить о связи собственных колебаний в двух точках инженерного сооружения).

Наиболее интересными с точки зрения построения методики мониторинга являются точки № 2, 3 и 4 (компоненты X и Y колебаний), поскольку именно в этих точках и по этим компонентам прослеживаются изменения динамических характеристик. Амплитудные спектры колебаний в данных точках на момент начала мониторинга представлены на рис. 3.

Частоты и формы собственных колебаний, полученные в результате предварительного обследования в 2006 — 2007 гг. и на момент начала мониторинга (январь 2008 г.), различаются, что свидетельствует об изменениях физического состояния здания. Это дает повод для мониторинга собственных частот в режиме реального времени как динамической характеристики исследуемого объекта. В процессе мониторинга также отслеживались амплитуды колебаний на собственных частотах, максимальные амплитуды колебаний здания в результате кратковременных воздействий и спектры когерентности между точками регистрации. На рис. 4 — 6 приведены график изменения когерентности между точками № 3 и 4, график изменения амплитуд колебаний

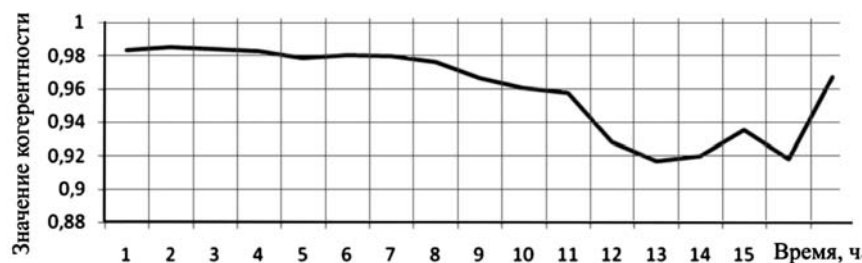


Рис. 4. Изменение значений когерентности между точками № 3 и 4 на частоте 1,95 Гц (компонента X)

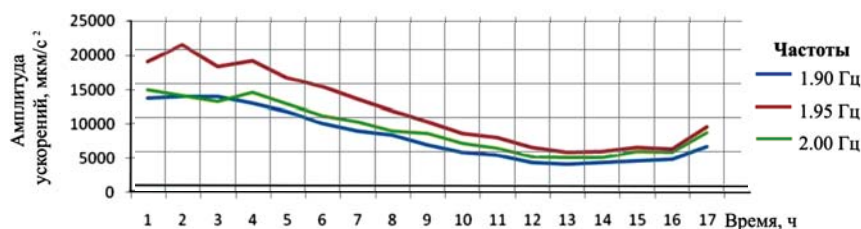


Рис. 5. Изменения амплитуд колебаний в интервале частот 1,90 — 2,00 Гц (компонента X)

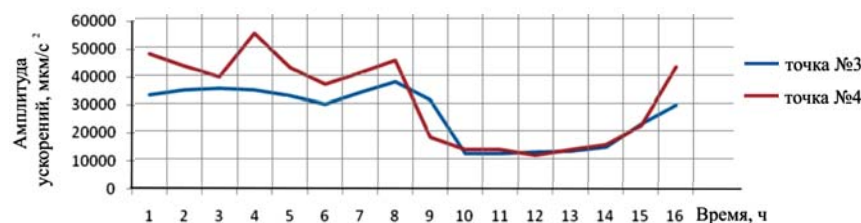


Рис. 6. Максимальные амплитуды колебаний точек № 3 и 4 (компонента X)

на собственной частоте 1,95 Гц и максимальные амплитуды 14 января с 9 до 24 часов. Наблюдается падение когерентности при падении амплитуд на собственной частоте, которое, в свою очередь, вызвано падением амплитуд колебаний во всем здании в связи с наступлением ночи.

На рис. 7 — 9 приведен график изменения когерентности между точками № 3 и 4, изменение собственной частоты, максимальные амплитуды колебаний точек № 3 и 4 с 14 по 31 января. На графике когерентности (рис. 7) видно резкое понижение ко-

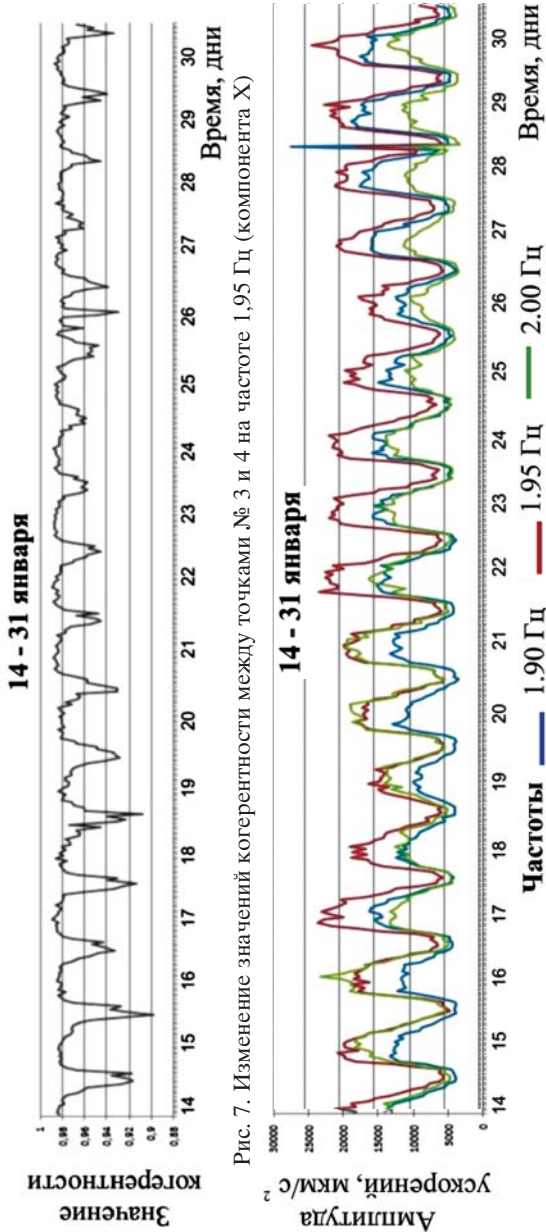


Рис. 8. Изменение амплитуд колебаний в интервале частот 1,90 — 2,00 Гц (компонента X)

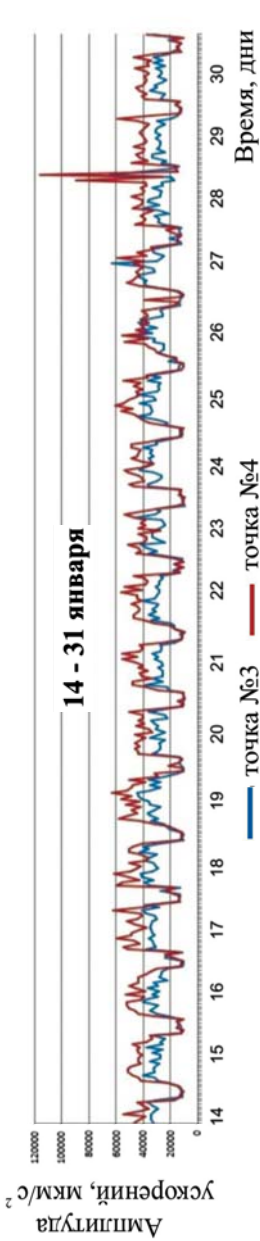


Рис. 9. Максимальные амплитуды колебаний точек № 3 и 4 (компонента X)

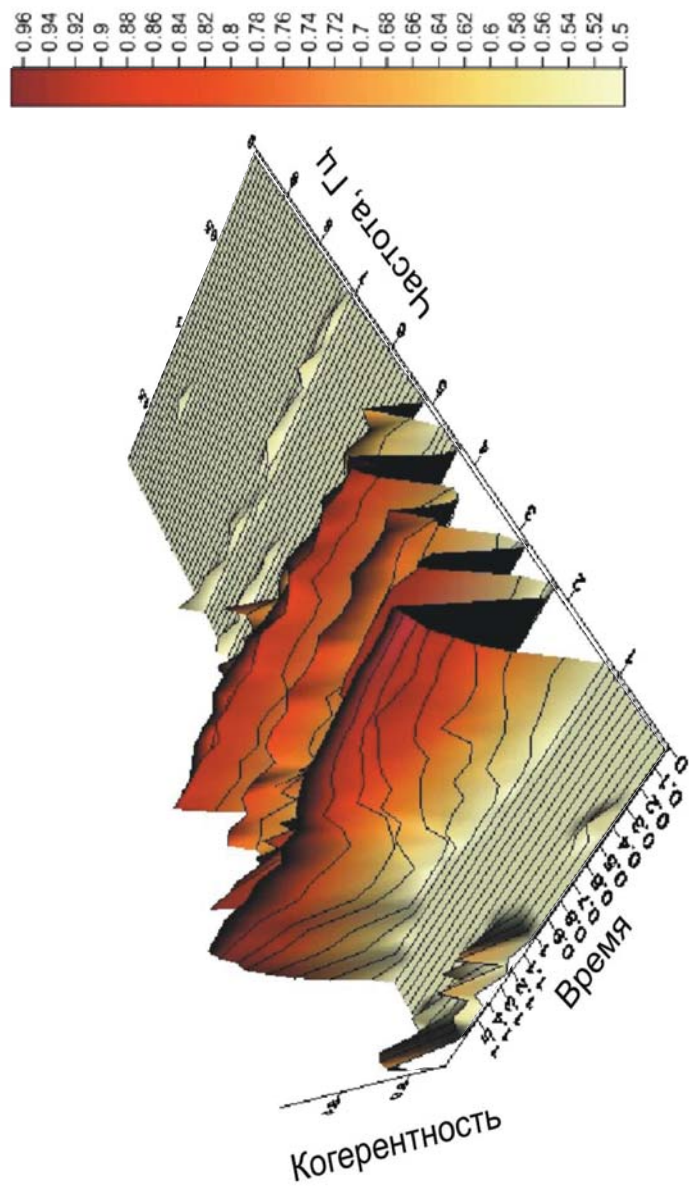


Рис. 10. 3D-график спектра когерентности между точками № 3 и 4 (компонента X)

герентности (26 января), не связанное с падением амплитуд. На рис. 8 видны временные повышения собственной частоты (16, 20 и 21 января максимальные амплитуды колебаний фиксируются на частоте 2,00 Гц). Так же отчетливо видно понижение собственной частоты с 1,95 до 1,90 Гц, связанное с высокой амплитудой кратковременного воздействия ночью 28 января.

На рис. 10 показан пример 3D-интерпретации спектра когерентности во времени между точками № 3 и 4 (компонента X). Данный вид отображения не только спектра когерентности, но и амплитудных спектров по всем точкам и компонентам позволяет более качественно интерпретировать характер изменения во времени исследуемых характеристик. На данном графике отчетливо видно изменение уровня когерентности первых четырех собственных частот в зависимости от времени.

Все полученные результаты свидетельствуют об изменении динамических характеристик объекта во времени и, как следствие, о возможности их использования в качестве параметров для сейсмического мониторинга.

В настоящее время существует большое количество опасных промышленных и гражданских объектов и объектов массового скопления людей, требующих непрерывного мониторинга их физического состояния во времени. На подобных объектах системы мониторинга либо отсутствуют в принципе либо реализованы в примитивной форме и отображают лишь незначительную информацию о состоянии объекта. В результате предварительного детального инженерно-сейсмологического обследования объекта методом стоячих волн и последующей установки на нем системы мониторинга появляется возможность получать детальную информацию о всем объекте, его физическом состоянии и изменениях, происходящих в нем.

Литература

1. Пересчет стоячих волн при детальных инженерно-сейсмологических исследованиях / А.Ф. Еманов и др. // Геология и геофизика. — 2002. — № 2. — С. 192 — 207.
2. Бах А.А. Оценка физического состояния железобетонной оболочки купола и разработки системы мониторинга железобетонной оболочки купола здания Новосибирского государственного академического театра оперы и балета / А.А. Бах, А.А. Красников. — Новосибирск, 2006.
3. Бах А.А. Оценка физического состояния здания Новосибирского государственного академического театра оперы и балета методом стоячих волн и разработка системы сейсмического мониторинга здания / А.А. Бах, А.А. Красников. — 2007.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ЗНАЧЕНИЙ БАРОМЕТРИЧЕСКОЙ, ГРАВИТАЦИОННОЙ И ВЕТРОВОЙ СОСТАВЛЯЮЩИХ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ

В.А. Плескунов, С.Г. Гендлер

На вентиляционный режим транспортных тоннелей, расположенных в гористой местности, в значительной степени оказывают влияние метеорологические параметры атмосферного воздуха: температура и ее распределение по высоте над местами выхода тоннелей на дневную поверхность (порталы, стволы и т. п.), атмосферное давление и скорость ветра (рис. 1). Хотя в общем случае вентиляционный поток имеет различные направления движения, определяемые направлениями действия естественной тяги, длительность периодов стабильного действия естественной тяги, а главное — количество воздуха, поступающего в тоннель, достаточно высоки. Влияние естественной тяги на проветривание характерно не только для Байкальского, но и для других перевальных железнодорожных тоннелей, например Дуссе-Алинского и Нанхчульского. Замеры показали, что в Дуссе-Алин-

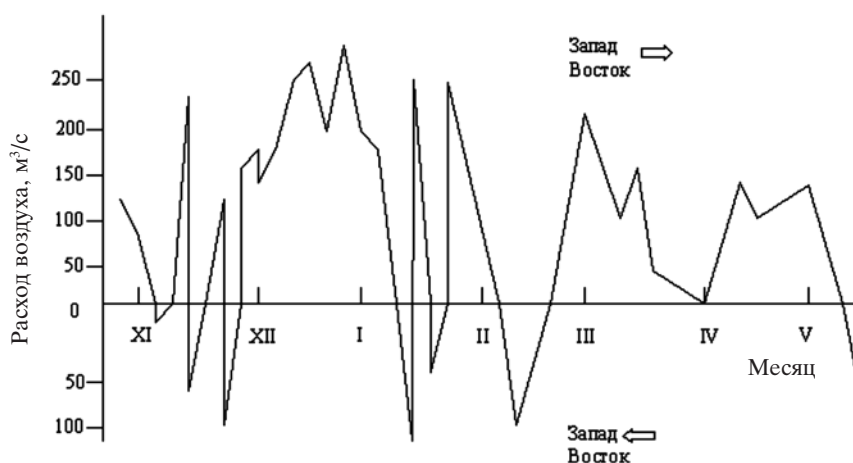


Рис. 1. Количество воздуха в Байкальском тоннеле в зимний период времени

ском тоннеле зимой естественная тяга направлена, как правило, с запада на восток, а количество поступающего воздуха превышает 50 — 60 м³/с. В то же время в летний и осенний периоды расход воздуха сокращается до 20 — 30 м³/с при постоянном изменении направления действия естественной тяги.

Таким образом, анализ устойчивости работы вентиляционных систем железнодорожных тоннелей необходимо осуществлять с учетом влияния на работу вентиляционных установок естественных факторов, среди которых выделяются барометрическая (орографическая), высотно-температурная (гравитационная) и ветровая составляющие. Депрессия естественной тяги будет равна

$$\Sigma h_e = h_{гр} + h_б + h_{ветр}. \quad (1)$$

Рассмотрим следующую схему формирования составляющих естественной тяги (рис. 2).

Значение гравитационного напора $h_{гр}$ легко устанавливается по разнице удельного веса воздуха в выработке ρ_v и атмосферно-

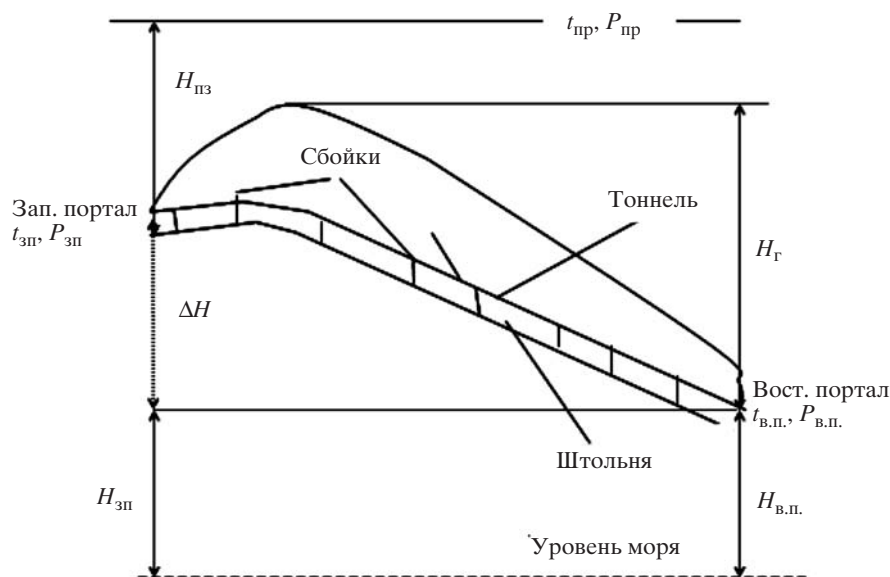


Рис. 2. Расчетная схема к определению гравитационного и барометрического напора

го воздуха $\rho_{\text{ат.в}}$, распределенного по высоте ΔH над нижележащим устьем (порталом) выработки.

$$h_{\text{гр}} = (\rho_{\text{ат.в}} - \rho_{\text{в}})g\Delta H. \quad (2)$$

Принимая во внимание зависимость плотности воздуха от давления и температуры [1] и предполагая возможность аппроксимации изменения давления в приземном слое атмосферы линейным законом, получим

$$\Delta h_{\text{гр}} = \frac{0,232g\Delta H (P_{\text{зп}} + P_{\text{вп}})(\bar{t} - t_{\text{вп}})}{(273 + \bar{t})(273 + t_{\text{вп}})}, \quad (3)$$

где $P_{\text{зп}}$, $P_{\text{вп}}$ — соответственно, давление воздуха у западного и восточного устьев (порталов) (мм рт. ст.); $\bar{t}$, $t_{\text{вп}}$ — средние температуры воздуха в выработке и по высоте ΔH над ее устьем, выходящим на восточную сторону склона (принято, что на востоке устье имеет более низкую высотную отметку).

Барометрический напор h_6 , обусловленный температурной неоднородностью воздушной среды у различно ориентированных горных склонов, определяется соотношением [1, 2]

$$h_6 = (\rho_{\text{нз}} - \rho_{\text{нв}})gH_{\text{пр}}, \quad (4)$$

где $H_{\text{пр}}$ — высота приземного слоя атмосферы относительно устья (портала) выработки, имеющего большую высотную отметку над уровнем моря (устанавливается по данным метеорологических наблюдений); $\rho_{\text{нз}}$, $\rho_{\text{нв}}$ — средняя плотность воздуха по высоте над устьями (порталами) выработки, выходящими на западный и восточный склоны горы. Принимая допущения, аналогичные допущениям, используемым при выводе формулы (3), будем иметь

$$\rho_{\text{нз}} = \frac{0,93P_{\text{пз}}}{t_{\text{пз}} + t_{\text{зп}} + 546 - 0,035H_{\text{пр}}}, \quad (5)$$

$$\rho_{\text{нв}} = \frac{0,93P_{\text{пз}}}{t_{\text{пз}} + t_{\text{вп}} + 546 - 0,035H_{\text{пр}}}, \quad (6)$$

где $P_{\text{пз}}$, $t_{\text{пз}}$ — соответственно, давление и температура воздуха на высоте приземного слоя (мм рт. ст., °C).

Поставив соотношения (5) и (6) в зависимость (4) и осуществив ряд несложных преобразований, получим

$$h_6 = \frac{0,93gH_{\text{пр}}(t_{\text{зп}} - t_{\text{вп}})}{(t_{\text{зп}} + t_{\text{пз}} + 546 - 0,035H_{\text{пр}})(t_{\text{вп}} + t_{\text{пз}} + 546 - 0,035H_{\text{пр}})}. \quad (7)$$

Ветровой напор $h_{\text{ветр}}$ при этом определяется по формуле [3, 4]

$$h_{\text{ветр}} = C_o \rho_{\text{нв}} \frac{v_{\text{ветр}}^2}{2} \cos^2 \Psi_{\text{ветр}}, \quad (8)$$

где $\Psi_{\text{ветр}}$ — угол между осью тоннеля и направлением господствующих ветров; C_o — коэффициент обтекания устья (портала) выработки ($C_o = 0,7 \div 0,8$).

Количество воздуха Q ($\text{м}^3/\text{с}$), которое будет поступать в тоннель под действием естественных факторов $\sum h_e$, устанавливается по соотношению [1]

$$Q = \sqrt{\frac{\sum h_e}{R_t}}, \quad (9)$$

где R_t — аэродинамическое сопротивление тоннеля, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$.

$$R_t = \frac{\alpha_t L_t U_t}{S_t^3} + \frac{1,5 \rho_{\text{нв}}}{2 S_t^2} \quad (10)$$

где R_t — коэффициент аэродинамического сопротивления тоннеля, $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$; L_t , U_t и S_t — соответственно, его протяженность (м), периметр (м) и сечение (м^2).

Таким образом, с помощью зависимостей (2), (3), (4), (7), (8), (9), (10) можно определить количество воздуха, поступающего в тоннель за счет действия естественной тяги.

Литература

1. Гендлер С.Г. Тепловой режим подземных сооружений / С.Г. Гендлер. — Л.: ЛГИ, 1987.
2. Вассерман А.Д. Проектные обоснования параметров вентиляции рудников и подземных сооружений / А.Д. Вассерман. — Л.: Наука, 1988.
3. Фомичев В.И. Вентиляция тоннелей и подземных сооружений / В.И. Фомичев. — Л.: Стройиздат, 1991.
4. Гришаев В.И. Вентиляция тоннелей на железных дорогах / В.И. Гришаев. — М.: Трансжелдориздат, 1961.

УДК 551.22+551.24

**О НЕКОТОРЫХ ЗАКОНОМЕРНОСТЯХ ПРОЯВЛЕНИЯ
ПРОЦЕССОВ СИЛЛОГЕНЕЗА В ТЕКТОНИЧЕСКОЙ
ЭВОЛЮЦИИ ОНЕЖСКОЙ МУЛЬДЫ
БАЛТИЙСКОГО ЩИТА**

А.В. Полещук

Онежская мульда Балтийского щита — уникальный докембрийский аналог фанерозойских базитовых провинций. В ее составе выделяются две крупные структуры: Северо-Онежская мульда (100×120 км) и Западно-Онежская синклиналь (60×100 км), последовательно развивавшиеся в течение палеопротерозоя. Силловый магматизм является одной из ярких черт эволюции Онежской мульды и связан с определенными этапами ее развития. В Северо-Онежской мульде эпоха силлогенеза разделяется на начальную, главную и заключительную фазы, а время ее проявления составляет около 40 млн лет [1, 2, др.]. В Западно-Онежской синклинали силлогенез проявился одновременно на рубеже около 1770 млн лет [3]. По отношению к этим «вспышкам» силлогенеза территория, охваченная силлообразованием, проходит три этапа развития: досилловый, субсинхронный и постсилловый.

Северо-Онежский бассейн. На *досилловом* этапе бассейн характеризуется терригенными, вулканогенно-осадочными типами разрезов. Общая мощность толщ в бортовых частях — до 250 м (нижний ятулий) и от 0 до 150 м (верхний ятулий). В центральной части толщи нижнего ятулия отсутствуют [4], а верхнего — имеют мощность до 300 — 700 м. В позднем ятулии область прогибания и осадконакопления охватила территорию всей Северо-Онежской мульды, в ее бортовых частях реконструируется положение береговой линии [4, 5, др.], которая маркирует флексурообразный перегиб, ограничивающий область позднеятулийского прогибания.

Начальная фаза силлогенеза представлена дифференцированными метагаббро-долеритами мощностью до 150 — 200 м и площадью до 500 км², локализованными в бортовых частях структуры среди карбонатных пород верхнего ятулия. Силлы либо ассоциируют с лавовыми потоками основного состава [6, 7, др.], либо образуют небольшие недифференцированные пластовые интрузии; залегают в целом согласно с вмещающими тол-

щами, участвуя в складчатости. На отдельных участках устанавливаются захват крупных ксенолитов вмещающих пород, образование приконтактовых брекчий, трубок взрыва [6, 7] и флюидизатов [8], что указывает на активный характер внедрения этих силлов. Ориентировка первичной минеральной линейности в питающих каналах отражает направление течения расплава по восходящей траектории от центра структуры к ее бортам [9], в область флексурного перегиба.

Северо-Онежский бассейн на следующем, *субсинхронном*, этапе развития характеризуется формированием высокоуглеродистых осадочных и вулканогенных толщ раннего людиковия [13, др.]. Суммарные мощности вмещающих силлы пород без учета мощности пластовых интрузий в центре структуры составляют 1500 — 1700 м, с уменьшением этих значений в бортах до 600 — 700 м [10, 11, др.]. В центре мульды общая стратиграфическая последовательность пород осложняется явлениями деформации пластичных толщ, такими как структуры будинаж, складки нагнетания и купольные залежи углеродсодержащих пород [12, 13, др.].

Основная фаза силлогенеза представлена преимущественно недифференцированными телами метагаббро-долеритов суммарной мощностью (без учета расслаивающих силлы отложений) до 900 м в центре структуры и до 500 м в ее бортовых частях [10, 11]. Силлы занимают значительную (до 11000 км²) площадь и формируют 5 — 9 субпараллельных пластовых тел [6, 10, 11], субсогласных с вмещающими породами, участвующих совместно с ними в складчатой структуре и образуя парагенез с высокоуглеродистыми толщами людиковия. В центральной части мульды строение приконтактовых зон силлов осложняется пеперитами [13, др.], отражающими условия внедрения магмы в неконсолидированные осадки. Питающие каналы этой фазы расположены в западном обрамлении структуры, в областях повышенной проницаемости и локализации разрезов вулканогенного типа, а также в центральной, наиболее погруженной, части структуры [6, др.].

На *завершающем этапе развития* бассейна происходило образование толщ пирокластического, лавового и хемогенного материала суйсарской свиты позднего людиковия, мощностью около 400 м в западном борту структуры [1, 6, др.] на ограниченной площади около 2000 км².

Заключительная фаза этапа силлогенеза представлена дифференцированными силлами ультраосновного состава, область

распространения которых ограничена площадью развития суйсарских образований. Силлы имеют мощность до 150 м и площадь до 300 км² [1, 14, др.], располагаясь среди вулканогенно-осадочных высокоуглеродистых толщ раннего людиковия, мощность которых выше и ниже силлов (без учета суйсарских образований) составляет около 300 м [1] и которые вверх по разрезу надстраиваются эффузивами суйсарской свиты, комагматичными силлам, мощностью около 400 м. Суммарная мощность толщ, с учетом образований позднего ятулия, от подошвы силлов до фундамента составляет около 500 м. Силлы располагаются субсогласно с вмещающими толщами, участвуя в складчатой структуре. В то же время на отдельных участках устанавливаются явления срезания слоистости и ассимиляции вмещающих толщ, изменения гипсометрического уровня залегания пластовых тел в разрезе, связь с разрывными нарушениями вмещающих пород, присутствие ксенолитов [1, 14, др.], что указывает на активный характер внедрения силлов этой фазы в консолидированные толщи. Реконструкции течения расплава некоторых силлов [14] в западной части структуры свидетельствуют о приуроченности питающих каналов к наиболее погруженным частям синклинальных прогибов [1].

Северо-Онежский бассейн на *постсилловом этапе развития* характеризуется образованием в общем амагматичных мелководных терригенных углеродсодержащих толщ [15, др.] калевия мощностью до 450 м с размывом и угловым несогласием залегающих на подстилающих образованиях субсинхронного этапа развития Онежской мульды. Таким образом, толщи досиллового и субсинхронного этапов развития Северо-Онежского бассейна претерпели эпизод незначительных деформаций, последовавший за эпохой силлообразования, который соответствует «кондопожскому» этапу деформаций [16, др.].

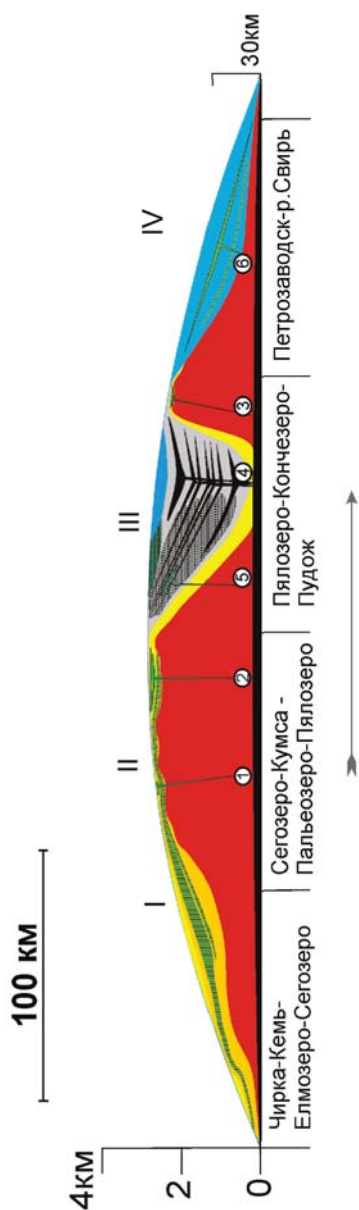
Западно-Онежский бассейн на *досилловом этапе развития* в вепсии характеризуется формированием красноцветных кварцито-песчаников и маломощных лав основного состава суммарной мощностью до 1500 м [11, 15]. Комплекс осадочных текстур свидетельствует о конседиментационном характере прогибания, вероятно, достаточно быстром, на что указывает присутствие среди образований шокшинской свиты слюдистых пород — микалитов [17].

Этап силлогенеза характеризуется становлением силла дифференцированных метагаббро-долеритов мощностью до 180 м и

площадью до 8700 км² [6, 9, 11, др.]. Мощность вмещающих толщ ниже силла в наиболее погруженной части превышает 1000 м, а выше силла — достигает 450 м [17], причем залегание силла в целом согласное со складчатой структурой, но без четкого положения в разрезе [17]. Внедрение силла происходило в хрупкие консолидированные толщи [17] по механизму магмаразрыва. Ориентировка линейности и реконструкция направления течения расплава, выполненные К.О. Кратцем, свидетельствуют о положении питающего канала в наиболее погруженной части структуры [9].

Одной из моделей, наиболее удачно объясняющей закономерности проявления процессов силлогенеза в осадочных бассейнах, является модель «прогибания ниже уровня хорды» [18 — 20]; возможность применения ее в отношении Онежской мульды показана М.Г. Леоновым. Уровень хорды — геометрическая плоскость, пересекающаяся с земной поверхностью вдоль краев зоны прогибания и располагающаяся на наибольшей глубине в центре зоны прогибания [18 — 20]. Растяжение дна осадочного бассейна происходит не сразу после начала прогибания, как следует из привычных геометрических построений, выполненных без учета кривизны земной поверхности, а лишь начиная с некоторой критической глубины (уровня хорды), зависящей от размеров области прогибания (см. рисунок). При прогибании до хорды слои, первоначально отложившиеся на выпуклой земной поверхности, испытывают сжатие. Наиболее благоприятным уровнем развития силлов являются горизонты, расположенные ниже хорды земной поверхности, но близко к ней, где дальнейшему восходящему движению магмы препятствует сжатие верхних слоев [18, 20], области существования стрессовых барьеров и флюидоупоров [21, 22]. Если прогибание дна бассейна не превысило предел уровня хорды в наиболее погруженной части, внедрения силлов здесь происходить не будет.

При ширине области прогибания 100 — 200 км глубина до уровня хорды земной поверхности составит 200 — 800 м [18, 19]. Эти расчеты объясняют факт локализации силлов ранней фазы не в наиболее погруженных частях **Северо-Онежской мульды**, где накопилось лишь около 500 — 700 м позднеятулийских толщ (без учета их вторичного уплотнения) и дно бассейна не перешло уровня хорды, а в краевых частях области прогибания. Внедрение силлов происходило в малоглубинных условиях в обводненные горизонты, что подтверждается наличием флюидизаторов и



Условные обозначения:



Модель, отражающая характер проявления процессов силлогенеза в тектонической эволюции палеопротерозойской Онежской мульды на ятулийско-вепсском этапах развития структуры (составлена автором с использованием материалов [18 — 20] и геологических материалов [1, 4, 10, 11, 15; 6 — 9, мн. др.], а также собственных наблюдений):

1 — гранито-гнейсы фундамента, сумийский и сариолский надгоризонты; 2 — 3 — ятулий; 2 — сегозерский горизонт, 3 — онежский горизонт; 4 — 5 — лодиковый; 4 — заонежская свита, 5 — суйсарская свита; 6 — калевий; 7 — вепсский; 8 — номера силлов (в кружках); 9 — Медногорский; 10 — Койкарско-Святоволокский; 3 — Габненьский и подволающая Пуложторская интрузия; 4 — заонежские; 5 — Кончезерский; 6 — Ропучейский; 10 — дуга земной поверхности; а — в реальном масштабе (масштаб — в правой части рисунка, б — с увеличением вертикального масштаба (масштаб — в левой части рисунка)). Римскими цифрами обозначены: I — Сегозерская мульда; II — Уницкий купол, кумсинская структура; III — Северо-Онежская мульда; IV — Западно-Онежская структура. Стрелкой показано направление миграции областей прогибания и ареалов магматизма

трубок взрыва [23]. Вероятная причина остановки движения расплава к поверхности для силлов этой фазы — либо достижение обводненных горизонтов, играющих роль флюидных барьеров [22], либо сформированного ранее лавового панциря, играющего роль магмаупора [24]. Решение проблемы пространства для силлов может быть связано с развитием флексурообразных перегибов [9], отделяющих область позднеятулийского прогибания от ограничивающих его областей поднятия. Кинематика этих областей — «путей легкого проникновения и распространения магмы» в том числе в породы фундамента, детально рассмотрена в работах А.А. Полканова, А.П. Светова и Л.И. Свириденко, К.Ф. Дэллмеса.

Основная фаза силлогенеза характеризуется становлением силлов метагбро-долеритов, площадь которых сопоставима с площадью Северо-Онежской мульды. Принимая в расчет мощность вмещающих силлы высокоуглеродистых толщ (около 1700 м), приходим к заключению, что в процессе прогибания основание бассейна пересекло уровень хорды. При относительно быстром прогибании (около 40 млн лет) [1, 2] осадочные толщи достигали области внедрения силлов в пластичном состоянии. Об этом свидетельствует присутствие на контактах силлов и высокоуглеродистых толщ пеперитов — индикаторов внедрения расплава в неконсолидированные осадки [13, др.], а также обогащение эндоконтактных частей интрузий углеродистым веществом [12]. Наименее энергоемким и наиболее вероятным механизмом внедрения силлов основной фазы силлогенеза является механизм «обмена местом» [25], который предполагает заполнение расплавом пространства, образующегося в наиболее погруженных частях структур при «подземном компенсировании прогибания» [18]. При этом вероятной причиной остановки движения расплава к поверхности является достижение им уровня флюидоупоров, индикаторами которых являются пепериты, либо лавового панциря, играющего роль магмаупора. Процессы теплообмена между силлами и пластичными высокоуглеродистыми вмещающими толщами [26, др.] сопровождалась явлениями латеральных и вертикальных перемещений с образованием структур будинаж, складок нагнетания и пр. [13, др.].

Завершающая фаза силлогенеза характеризуется становлением дифференцированных силлов ультраосновного состава, развитых в пределах площади распространения позднеяудинских осадочно-вулканогенных образований в западном об-

рамлении Северо-Онежской структуры. При ширине области прогибания 50 — 100 км, соответствующей ареалам развития образований позднего лудикова, глубина до уровня хорды земной поверхности составит 50 — 200 м [18]. Следует учесть: вмещающими породами для пластовых интрузий этой фазы являются толщи раннего лудикова; секущих контактов между силлами и комагматичными вулканитами позднего лудикова не установлено. Следовательно, внедрение силлов происходило до этапа формирования суйсарских эффузивов, а силлы являлись промежуточными магматическими камерами, питавшими суйсарские вулканы [1, 6]. Становление силлов происходило вблизи уровня хорды, на глубине около 300 м от земной поверхности, и сопровождалось признаками, отражающими значительную активность магмы при завоевании пространства по механизму магма-разрыва. Малая ширина области прогибания и, как следствие, малое потенциальное пространство для размещения силлов сказывались на размерах формирующихся пластовых тел, при этом преградой для расплава на пути к поверхности служило достижение уровня развития магмаупоров, роль которых выполняли лавы раннего лудикова.

На постсилловом этапе развития Северо-Онежского бассейна в калевии в процессе постепенного сокращения пространства вследствие контракционного сокращения, вызванного остыванием интрузивных масс [27] и вызванного этим процессом этапом незначительных деформаций, происходило накопление в целом амагматичных мелководно-бассейновых толщ флишеидного типа [15, др.].

В Западно-Онежской структуре силлогенез проявился в виде единой фазы вслед за накоплением более чем 1500 м осадочных толщ. С учетом этих значений при ширине области прогибания 100 — 200 км [18, 19] дно бассейна перешло расчетные значения глубины до уровня хорды (200 — 800 м). Характер осадконакопления, значительная мощность осадков, сохранность слюдистых минералов свидетельствуют о достаточно быстром, но в то же время компенсированном прогибании, которое привело к становлению питающего канала — дайки в наиболее погруженной части структуры [9] и дифференцированного силла — на глубине около 500 м.

Причиной остановки расплава при движении к земной поверхности явилось достижение магмой стрессовых барьеров вблизи уровня хорды, представленных плотными литифицированными [9, 17, др.] кварцито-песчаниками.

После завершения этапа силлогенеза Онежская структура приобрела изометрично-округлые очертания, а силлы, насытившие вулканогенно-осадочный разрез, придали структуре дополнительную «жесткость» перед грядущими событиями свекофеннских преобразований.

Таким образом, устанавливаются определенные закономерности проявления процессов силлогенеза в тектонической эволюции Онежской мульды; внедрение силлов происходило вслед за этапом площадного прогибания территории и было связано с кинематикой и глубиной погружения фундамента области прогибания. Пик силлогенеза совпадал с этапом быстрого прогибания фундамента бассейна и накопления мощных толщ высокоуглеродистых пород, что привело к парагенезу пластовых интрузий основной фазы и пластичных высокоуглеродистых пород. Последующее остывание кристаллических масс, насытивших разрез, вызвало проявление незначительных деформаций и последующее формирование амагматических толщ постсиллового этапа.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект № 10-05-00852).

Литература

1. Суйсарский пикрит-базальтовый комплекс палеопротерозоя Карелии (опорный разрез и петрология) / В.С. Куликов и др. — Петрозаводск: Кар. НЦ РАН, 1999. — 96 с.
2. Новые геохронологические данные по Койкарско-Святнаволоцкому и Пудожгорскому габбро-долеритовым интрузивам / Н.Б. Филиппов и др. // Геология и полезные ископаемые Карелии. — Вып. 10. — Петрозаводск: КарНЦ РАН, 2007. — С. 49 — 68.
3. U—Pb изотопный возраст вепся Карелии / Е.В. Бибикина и др. // ДАН СССР. — 1990. — Т. 310. — № 1. — С. 212 — 216.
4. Сацук Ю.И. Геология ятулия Онего-Сегозерского водораздела / Ю.И. Сацук, В.В. Макарихин, П.В. Медведев. — Л.: Наука, 1988. — 96 с.
5. Ахмедов А.М. Щелочно-ультраосновной вулканизм в раннем протерозое Онежского прогиба / А.М. Ахмедов, М.Т. Орлова, К.Э. Якобсон // ДАН СССР. — 1992. — Т. 326. — № 2. — С. 305—308.
6. Светов А.П. Платформенный базальтовый вулканизм карелид Карелии / А.П. Светов. — Л.: Наука, 1979. — 208 с.
7. Светов А.П. Центры эндогенной магматической активности и рудообразования Фенноскандинавского щита (Карельский регион) / А.П. Светов, Л.П. Свириденко. — Петрозаводск: КарНЦ РАН, 2005. — 357 с.
8. Трофимов Н.Н. Эвапориты или флюидизатно-эксплозивные образования Восточного Прионежья? / Н.Н. Трофимов, В.Н. Логинов // Геология и полезные ископаемые Карелии. — Вып. 8. — Петрозаводск: КарНЦ РАН, 2005. — С. 75 — 82.

9. Полканов А.А. Геология / А.А. Полканов. — М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1956. — 122 с.
10. Галдобина Л.П. Геология шунгитоносных вулканогенно-осадочных образований протерозоя Карелии / Л.П. Галдобина. — Петрозаводск, 1982. — 204 с.
11. Проблемы стратиграфии нижнего протерозоя Карелии. — Петрозаводск: Кар. Фил. АН СССР, 1989. — 160 с.
12. Филиппов М.М. Шунгитоносные породы Онежской структуры / М.М. Филиппов. — Петрозаводск: КНЦ РАН, 2002. — 280 с.
13. Полещук А.В. Палеопротерозойские брекчиевидные породы (пепериты) Северо-Онежской мульды Балтийского щита / А.В. Полещук // Бюл. МОИП. Отд. Геол. — 2007. — Т. 82. — Вып. 6. — С. 27 — 46.
14. Полещук А.В. К вопросу о кинематике внедрения Кончезерского силла / А.В. Полещук // Современные вопросы геологии: материалы молодежной конференции, 3-и Яншинские чтения. — М.: Научный мир, 2003. — С. 108 — 111.
15. Кайряк А.И. Бесовецкая серия в Онежской структуре / А.И. Кайряк. — Л.: Недра, 1973. — 176 с.
16. Геология Карелии / ред. В.А. Соколов, В.С. Куликов, М.М. Стенарь. — Л.: Наука, 1987. — 231 с.
17. Симанович И.М. Эпигенез и начальный метаморфизм шокшинских кварцито-песчаников / И.М. Симанович // Труды ГИН АН СССР. — Вып. 153. — М.: Наука, 1966. — 143 с.
18. Косыгин Ю.А. О возможных формах геометрической и механической связи первичных вертикальных движений, магматизма и складкообразования / Ю.А. Косыгин, В.А. Магницкий // Бюл. МОИП, отд. геол. — 1948. — Т. XXIII (3). — С. 3 — 15.
19. Дэллмес К. Ф. Основные черты развития бассейна в связи с распространением нефти / К.Ф. Дэллмес // Распространение нефти (симпозиум Американской ассоциации геологов-нефтяников). — М.: Гостоптехиздат, 1961. — С. 634 — 671.
20. Робертс Дж. Внедрение магмы в хрупкие породы / Дж. Робертс // Механизм интрузий магмы. — М.: Мир, 1972. — С. 230 — 283.
21. Gretener P.E. On the mechanics of the intrusion of sills / P.E. Gretener // Canadian Journal of Earth Sciences. — 1969. — М. 6. — P. 1415 — 1419.
22. Mudge M.R. Depth Control of some Concordant Intrusions / M.R. Mudge // Bull. geol. Soc. Am. — 1968. — № 79. — P. 315 — 332.
23. Hydrothermal vent complexes associated with sill intrusions in sedimentary basins / B. Jamtveit et al // Physical Geology of High-Level Magmatic Systems. Eds. N. Petford, C. Breitkruz. Geological Society of London, Spec. — S. 1: S. n., 2004. — Publ. 234. — P. 233 — 241.
24. Дю Тойт А. Геология Южной Африки / А.Дю Тойт. — М.: Изд-во ИЛ, 1957. — 449 с.
25. Левинсон-Лессинг Ф.Ю. Траппы Тулуно-Удинского и Братского районов Восточной Сибири / Ф.Ю. Левинсон-Лессинг // Избранные труды. — Т. 1. — М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1949 (1932). — С. 228 — 253.
26. Полянский О.П. Конвекция флюида в коллекторах осадочного бассейна при термическом воздействии даек и силлов / О.П. Полянский, В.В. Ревердатто // Геология и геофизика. — 2002. — Т. 43. — № 1. — С. 27 — 41.
27. Petraske A.K. Mechanics of emplacement of basic intrusions / A.K. Petraske, D.S. Hodge, R. Shaw // Tectonophysics. — 1978. — № 46. — P. 41 — 63.

УДК 622.261.2

**НОВЫЕ МЕТОДЫ ЗАПОЛНЕНИЯ
ЗАКРЕПНОГО ПРОСТРАНСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ПРОХОДКИ
И УВЕЛИЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА
ПРИ ЛИКВИДАЦИИ ВЫВАЛООБРАЗОВАНИЯ
НА ШАХТАХ ДОНСКОГО ГОКа**

С.Н. Семенов

Основной задачей данного исследования является уменьшение ручного труда, повышение безопасности производства работ и увеличение скорости проходки горизонтальных выработок на шахтах Донского ГОКа. Так как работоспособность крепи любой конструкции в условиях взаимодействия с горным массивом определяется ее механической характеристикой, которая представляет собой зависимость реакции крепи от перемещения ее контура, возросшие требования к крепи с точки зрения увеличения ее несущей способности требуют решения вопросов заполнения закрепного пространства. Нормальную работу крепей обеспечивает, в частности, тщательная забутовка закрепного пространства, которая может выполнять различные функции. В одних случаях она является элементом податливости и должна обладать достаточной сжимаемостью, в других (блочные, шарнирные крепи) — обеспечивать достаточно высокий коэффициент постели, чтобы крепь не потеряла устойчивости и работала в условиях упругого отпора.

Одной из причин неудовлетворительного состояния горных выработок является отсутствие плотного контакта крепи с породным обнажением по всему периметру и недостаточная ее несущая способность, что приводит к расслоению пород, вмещающих выработку, росту зон неупругих деформаций и, как следствие, значительным сдвигениям пород. Существующая технология проведения выработок с использованием буровзрывных работ предопределяет значительные переборы породы. Коэффициент перебора породы вместо допустимого по СНиП 1,05 — 1,07 составляет: по данным ВНИИОМШС, 1,14 — 1,16; по данным МГИ и ИГД им. А.А. Скочинского, 1,22 — 1,25, — а зазоры между крепью и породой достигают 500 — 600 мм. По данным НИЦ, на шахтах Донского ГОКа зазоры между крепью и породой составляют от 200 до 800 мм. В среднем зазоры между по-

родными обнажениями и крепью составляют 200 — 300 мм, при этом максимальные зазоры образуются в кровле и превышают зазоры в боках выработки в 2 — 4 раза. В период проведения подготовительных выработок происходят вывалы породы, высота которых нередко превышает 2 — 3 м. Образованные при этом купола остаются незабученными, что приводит к проявлению динамических и неравномерных нагрузок на крепь выработки.

В настоящее время при ведении проходческих работ заполнение пустот в крепном пространстве выполняется вручную. При этом материал распределяется неравномерно по контуру, из-за чего возникают сосредоточенные нагрузки, неблагоприятно влияющие на работу крепи. Ручная забутовка по трудовым затратам всего проходческого цикла составляет 9 — 12 %, а по затратам в процессе крепления 35 — 65 %. Первые попытки механизировать забутовочные работы были осуществлены ВНИИОМШС. Институт разработал забутовочные машины МЗ-3, МЗ-6 и забутовочный комплекс ЗК-1. Машиной МЗ-6 осуществляют не только пневмоукладку материала, но и измельчение крупных кусков породы до фракции 0,15 м. Забутовочная машина МЗ-3 предназначена для механизации работ по заполнению забутовочным материалом пустот за крепью при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок в шахтах, в том числе опасных по пыли и газу. Материал доставляется в вагонетках с открывающимся днищем, снабженных вибраторами, под действием которых щебень разгружается в приемную воронку забутовочной машины. МЗ-6, созданная на базе МЗ-3, работает на щебне или горной породе и может устанавливаться либо сбоку от путей на почве, либо на рельсовых путях.

Предложенная технология широкого распространения не получила из-за необходимости дополнительного оборудования, размещаемого в стесненном проходческом забое; определенного состава пород; трудности совмещения механизированного заполнения крепного пространства с другими технологическими процессами; сдерживания темпов проведения выработок.

Разработаны многочисленные способы механизированного заполнения крепного пространства, например, заполнение его тощим бетоном с использованием опалубки; подача раствора в крепное пространство, частично заполненное вручную кусками породы; нагнетание раствора в крепное пространство через затяжку с использованием различного оборудования и материа-

лов. Анализ показал, что заполнение закрепного пространства целесообразно применять в тех случаях, когда разрушается вмещающий выработку массив пород и крепь играет роль не только ограждающей, но и грузонесущей конструкции.

В последнее время получил распространение способ повышения устойчивости подготовительных выработок, заключающийся в заполнении закрепного пространства твердеющими материалами. В работе Ю.З. Заславского [4] указывается, что жесткое заполнение закрепного пространства шириной 0,2 м при рамной металлической крепи обусловило несущую способность образуемой конструкции около 2800 кН/м выработки. Разрушение заполнителя произошло после реализации смещений, составивших 3 % от высоты выработки в проходке. При этом несущая способность всей крепи оставалась достаточно высокой и составила 800 кН/м. Таким образом образуется крепь, в которой максимальное сопротивление проявляется сразу после ее возведения, причем при достаточно высоком его значении податливость сохраняется в широком диапазоне смещения пород.

Преимущества механизированного заполнения закрепного пространства выражаются и в возможности управления горным давлением, повышении устойчивости и срока службы пройденных выработок, а также механизации работ по креплению.

Существуют два способа заполнения закрепного пространства: пневматический и гидромеханический. При пневматическом способе сухой материал транспортируется по трубопроводу в потоке воздуха и у разгрузочного конца трубопровода затворяется водой. Материал в закрепное пространство подается в осевом направлении. При гидромеханическом способе мокрый материал в виде пасты или суспензии транспортируется по трубопроводу в потоке воды. Подача материала в закрепное пространство проводится в радиальном направлении.

Достоинства пневматического способа: быстрое схватывание; не требуется изоляция участка заполнения от выработки; возможность транспортирования смеси на значительные расстояния. Недостатки этого способа: сложность использования любого материала и выполнения параллельно других проходческих работ из-за пылеобразования; износ трубопровода при транспортировании сухих смесей. Значительным преимуществом гидромеханического способа является возможность параллельного выполнения других проходческих работ. Иными словами, гидромеханический способ более технологичен для сохранения высо-

ких темпов проведения выработки, а пневматический обеспечивает лучшие условия работы крепи.

Лабораторией шахтной крепи и механики горных пород института Бергбау форшунг (ФРГ) установлено, что для достижения хороших результатов при креплении в неустойчивых породах толщина слоя забутовочного материала должна быть не менее 0,2 м [3]. Если же материал вносится пневматическим способом по оси штрека, то для исключения образования пустот в закрепном пространстве величина зазора между крепью и породным массивом должна быть не менее 0,3 м. Это делает гидравлический способ заполнения закрепного пространства более универсальным. Одним из недостатков гидромеханического способа заполнения закрепного пространства является просачивание раствора через затяжку. Это приводит к необходимости применения специальных опалубок или нанесения набрызг-бетона на поверхность затяжки.

Был проведен анализ существующих технологий и наработок и выбраны технология и оборудование от компании ЭКОС-С (г. Новокузнецк, Россия). Это полный комплекс оборудования и материалов для приготовления забутовки, её транспортировки и непосредственно укладки в специальную гибкую опалубку с заполнением пустот. В качестве забутовочного материала при данной технологии применяют вспенивающийся цемент ВЦ, который служит для возведения временных вентиляционных сооружений, заполнения куполов, пустот, закрепного пространства горных выработок, в том числе и в специальную гибкую опалубку. В составе поставки ВЦ представляет собой порошкообразную цементную смесь, негорючую, невзрывоопасную, непожароопасную. По воздействию на организм человека ВЦ относится к малоопасным веществам. После смешения с водой образует цементное тесто, а после гидратации — легкий бетон (рис. 1).

Справочные показатели смеси:

Насыпная плотность сухой смеси, кг/м ³	964
Прочность на сжатие в возрасте 24 часа, МПа	1,1
Прочность максимальная, МПа	3,0
Разрушающая нагрузка при изгибе (растяжение при изгибе) в возрасте 1 суток, МПа.....	1,3
Гарантийный срок хранения	6 месяцев
в сухих помещениях	

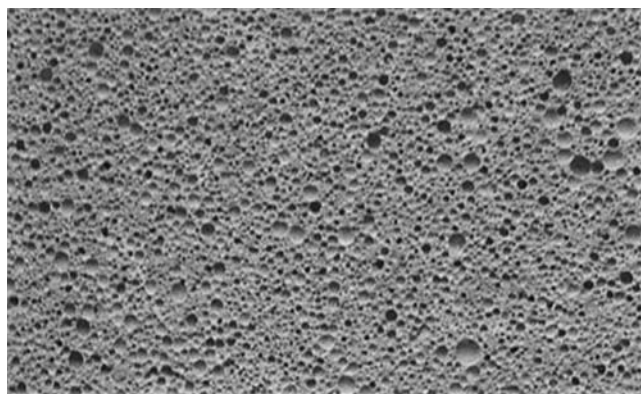


Рис. 1. Разрез готового блока смеси цемента ВЦ после затвердевания

Расход данной смеси из расчета технических характеристик:

Вода: сухая смесь	1,0:1,0
Плотность, т/м ³	725
Расход сухой смеси, кг/м ³	200

Готовый бетон на основе ВЦ получают с помощью специальных насосных агрегатов, обеспечивающих дозируемое количество сухой смеси и контроль расхода воды в определенном соотношении. Исходя из условий Донского ГОКа был выбран насосный агрегат ПБН-15КПС (рис. 2) со следующими характеристиками:

Производительность, м ³ /час	До 15
Напор, создаваемый насосом, МПа	До 4
Расход воды, л/мин	До 100
Длина напорного шланга, м.....	70 — 250
Диаметр напорного шланга, мм.....	32
Порошковая подача, кг/ч:	
медленно	1500
быстро	2250
Расстояние подачи, м:	
горизонтально.....	250
вертикально.....	70
Размеры, мм	3150×700×1100
Вес, кг	800
Электрическая мощность, кВт(электродвигатель)	7,5
Расход воды (потребность), л/мин	100

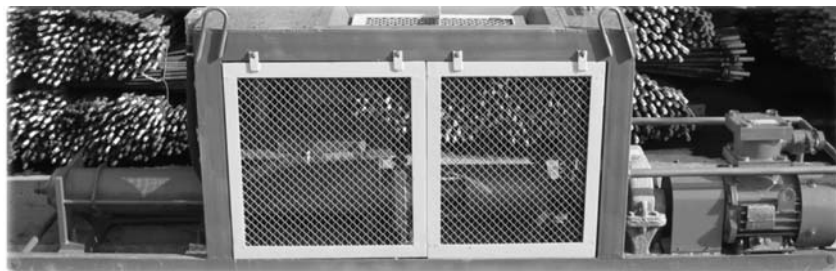


Рис. 2. Насос ПБН-15КПС

Скорость движения в напорном трубопроводе в гибкую опалубку, установленную поверх затяжки (сетки) рам крепи выработки, составит ~ 5 м/с. Время заполнения гибкой опалубки будет в среднем (с условием ее укладки и выравнивания) 10 — 25 мин при том, что сейчас на забутовку тратится от 45 мин до 1 ч 15 мин при проходке грузового квершлага горизонта -480 м.

Гибкая опалубка представляет собой герметичную опалубку, сшитую по всему периметру, снабженную двумя встроенными внутри клапанами — для подачи материала и выхода воздуха. Размер данного устройства и размещение клапанов может изменяться исходя из технологии. Применяется в горных выработках, подземных сооружениях и в строительстве. Предназначено для подачи внутрь готовой смеси цемента ВЦ с водой в определенном соотношении. Используется для заполнения пустот, куполов, закрепного пространства в горных выработках, возведения строительных и монтажных сооружений. Данное устройство изготовлено из прочной полипропиленовой рукавной ткани. Причем заполнение гибкой опалубки цементом ВЦ должно быть быстрым технологическим процессом с набором прочности материала не менее 0,3 МПа за сутки. Расположение гибкой опалубки, заполненной забутовочным материалом, представлено на рис. 3.

Для шахт Донского ГОКа перспективным является гидромеханический метод подачи материала в закрепное пространство в радиальном направлении. Бывший недостаток этого метода — необходимость установки опалубки — устраняется применением гибкой опалубки. В зоне соприкосновения забутовочного материала с крепью и выработкой заполнение пустот за счет расширения материала позволит обеспечить равномерное распределение динамических нагрузок на крепь и создаст дополнительный



Рис. 3. Гибкий рукав с забутовочной смесью после окончания работ

запас ее податливости, что даст более равномерное распределение податливости крепи по всей длине выработки и позволит увеличить срок ее безремонтной службы. Данная технология исключает использование леса в качестве забутовки при ликвидации вывалов. При использовании данного оборудования взамен леса стоимость 1 м в среднем возрастет на 54 — 61 \$ США без учета стоимости насоса (\$ 13200 США).

Стоимость гибкой опалубки с клапаном от 15,8 до 21,5 \$ США.

Стоимость цемента ВЦ 0,75 \$ США/кг.

Литература

1. Каретников В.Н. Крепление капитальных и подготовительных выработок: справочник / В.Н. Каретников, В.В. Клейменов, А.Г. Нуждихин. — М.: Недра, 1989.
2. Лисичкин В.Г. Величина оптимальной конструктивной податливости крепи / В.Г. Лисичкин, В.Я. Мининберг, В.Ф. Хуторной // Шахтное строительство. — 1980. — № 1.
3. Гетце Э.А. Опыт использования различных систем заполнения закрепного пространства в проходческих забоях / Э.А. Гетце // Глюкауф. — 1982. — № 1.
4. Заславский Ю.З. Исследования проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна / Ю.З. Заславский. — М.: Недра, 1966.
5. Вспенивающийся цемент ВЦ, Руководство по применению. — Новокузнецк, 2010.

УДК 699.841(075.8)+550.834

**ВЫДЕЛЕНИЕ СТОЯЧИХ ВОЛН
ИЗ МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОГО ПОЛЯ
(ПО ДАННЫМ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ)**

К.В. Федин, А.А. Каргаполов, А.А. Красников

Изучение особенностей распространения сейсмических волн в зданиях и инженерных сооружениях представляет интерес с позиций определения их сейсмостойкости. Существует множество методов исследования реакции сооружений на сейсмическое воздействие [1 — 4]. Одним из наиболее эффективных методов является разработанная в Алтае-Саянском филиале Геофизической службы СО РАН (АСФ ГС СО РАН) технология исследования сооружений на базе изучения микросейсмических колебаний [4 — 6]. Она позволяет получать не только сведения о резонансах сооружения, но и детальную картину по амплитудам в объеме сооружения для каждого из резонансов. Этот метод относительно дешев, так как позволяет с помощью малокаанальной аппаратуры изучать детальное распределение стоячих волн в объеме здания или инженерного сооружения.

Геометрическая форма стоячей волны, фаза и частота собственных колебаний зависят от строения инженерного объекта, от физических параметров материала, из которого изготовлено сооружение, и от граничных условий. Детальные измерения в объеме инженерного сооружения колебаний на каждой из нормальных мод позволяют выявить возникающие в нем дефекты и ослабленные места.

Реальные здания и сооружения могут иметь весьма сложную конструкцию, что существенно затрудняет построение расчетных моделей, поэтому становится актуальным исследование поля стоячих волн на физических моделях. Физическое моделирование стоячих волн может проводиться на моделях с хорошо контролируемыми, в отличие от реальных зданий и сооружений, геометрическими и физическими характеристиками. Это позволяет исследовать, каким образом дефекты того или иного рода или изменение физических свойств материала модели влияют на форму и количественные характеристики стоячих волн. В дальнейшем на основе теории подобия волновых явлений [8 — 9] полученные на моделях результаты могут быть экстраполированы на реальные объекты. Наша цель — разработка методики выде-

ления стоячих волн из шумовых колебаний в ультразвуковом диапазоне частот и верификация на данных физического моделирования методики обследования зданий и сооружений стоячими волнами с использованием поля микросейсм.

Особенности методики обследования зданий и сооружений стоячими волнами с использованием поля микросейсм

Разработанная в АСФ ГС СО РАН технология, основанная на пересчете колебаний фильтрами Винера [7], связывает по стоячим волнам (собственным колебаниям, нормальным модам) колебания одной или нескольких опорных точек инженерного сооружения с колебаниями плотной сети точек в нем. Стоячие волны формируют собственные колебания инженерного сооружения, а говоря иначе, являются резонансами объекта, которыми прежде всего определяется его сейсмостойкость.

Для стоячей волны каждая точка обследуемого объекта имеет свою фазу колебаний, и отсюда вытекает важное свойство когерентности колебаний в стоячих волнах. Разность фаз в колебаниях разных точек для стоячей волны не зависит от времени. Именно свойство когерентности лежит в основе методики выделения стоячих волн по плотной сети наблюдений с использованием данных, полученных с помощью небольшой группы датчиков, устанавливаемых в разные периоды времени в разных местах исследуемого объекта.

Методика наблюдений предполагает одновременную регистрацию во время сеанса измерений колебаний объекта под воздействием микросейсм в неподвижной опорной точке и группе точек, меняющих свое положение от сеанса к сеансу. Такими наблюдениями можно детально покрыть исследуемый объект с малоканальной аппаратурой. Основная задача состоит в преобразовании разновременных наблюдений в разных точках объекта в одновременную запись стоячих волн на всей системе наблюдений. Алгоритм такого преобразования реализован на основе применения фильтров Винера в предположении, что для любой пары точек в исследуемом объекте связь параметров стоячих волн описывается не зависящей от времени линейной системой, а для бегущих волн такая связь отсутствует. Подробное описание алгоритма можно найти в работе [6].

Пример применения методики для обследования Саяно-Шушенской ГЭС приведен на рис. 1, где отчетливо выделяются

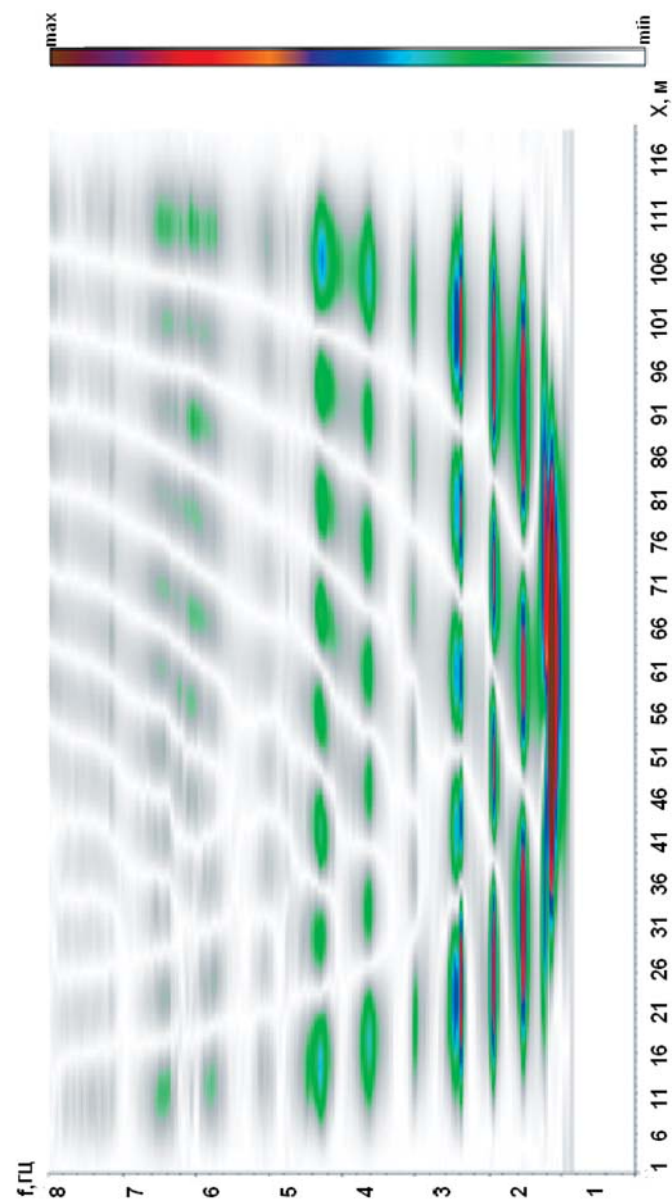


Рис. 1. Распределение амплитудных спектров по длине Саяно-Шушенской ГЭС

формы стоячих волн начиная с 1-й (на частоте примерно 1,1 Гц) до 8-й (частота около 4,3 Гц), и хуже несколько мод более высокого порядка.

Методика физического моделирования

В качестве физической модели с известными геометрическими и физическими характеристиками был выбран образец прямоугольной формы из оргстекла. Геометрические размеры образца (30×55×640 мм) были выбраны из соображений регистрации более выраженных мод стоячих волн изгибного типа. Регистрация микросейсмического поля осуществлялась с помощью двух приемников, выполненных на основе пьезоэлементов диаметром 2 мм, которые дают возможность покрыть объект плотной сетью точек. В корпуса приемников также встроены предварительные усилители. Однако для существенного уровня отношения сигнал/помеха этого оказалось недостаточно, в связи с этим в измерительной системе использовался дополнительный усилитель.

В объектах, значительно меньших по размерам в сравнении с инженерными сооружениями, интенсивности естественных микросейсмических колебаний может оказаться недостаточно для качественного выделения собственных колебаний образца. Это подтвердили и результаты предварительных экспериментов, показавшие, что зарегистрированные датчиками акустические шумы в ультразвуковом диапазоне ненамного превышают по интенсивности собственные шумы аппаратуры. Исходя из этого в измерительную систему был добавлен источник шума, выполненный из диска пьезокерамики диаметром 25 мм. На источник подавался сигнал от генератора шума Г2-59, усиленный дополнительным усилителем ГЗ-112/1.

Принципиальная схема измерительной системы представлена на рис. 2. Для увеличения интенсивности образующихся в образце стоячих волн он был установлен горизонтально на четырех подставках, расположенных по углам большей по площади грани. Один из приемников выбирался в качестве опорного датчика и жестко крепился к образцу, второй в ходе эксперимента перемещался с шагом 1 см вдоль профиля длиной 63 см на большей грани образца. После каждого перемещения подвижного датчика производились синхронные записи сигналов от двух датчиков с частотой дискретизации 100 кГц и длиной трассы в каждой реализации в 655 360 отсчетов.

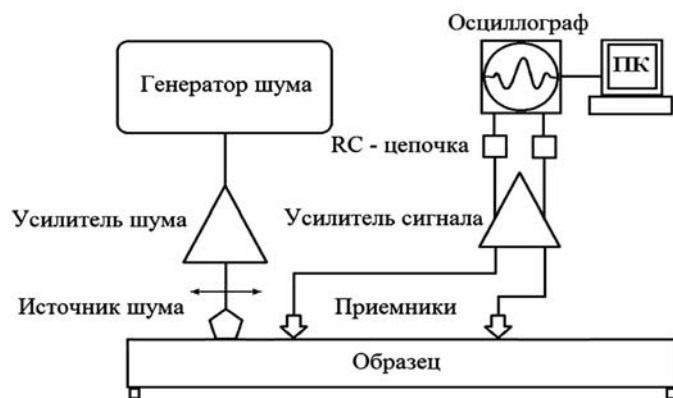


Рис. 2. Схема экспериментальной установки

В качестве частотных фильтров в измерительной системе применялись RC-цепочки, которые были введены в схему с целью подавления частот, превышающих верхнюю частоту диапазона работы генератора шума, в частности высокочастотных аппаратурных шумов, которые могли исказить результаты обработки вследствие наложения частот (элайзинга). Для регистрации сигналов использовался цифровой осциллограф В-423, оцифрованные данные с которого записывались на жесткий диск персонального компьютера.

Использовалось программное обеспечение, созданное в АСФ ГС СО РАН для обработки данных по описанной выше методике. Спектры для полученных записей микросейсмического поля рассчитывались путем суммирования спектров блоков исходных данных длиной по 8192 отсчета. Полученные спектры опорного и передвижного приемников в каждой точке наблюдения были пересчитаны по упоминавшейся выше методике в одновременные записи по всем точкам сразу.

В результате получены формы распределения стоячих волн в образце, представленные на рис. 3 в виде амплитудных спектров на поверхности объекта на профиле длиной 63 см. Из них довольно отчетливо выделяются собственные частоты образца начиная с пятой моды стоячих волн до двенадцатой включительно. Моды более низких порядков выделяются значительно хуже, что связано с ограниченным снизу спектром излучаемого в образец шума.

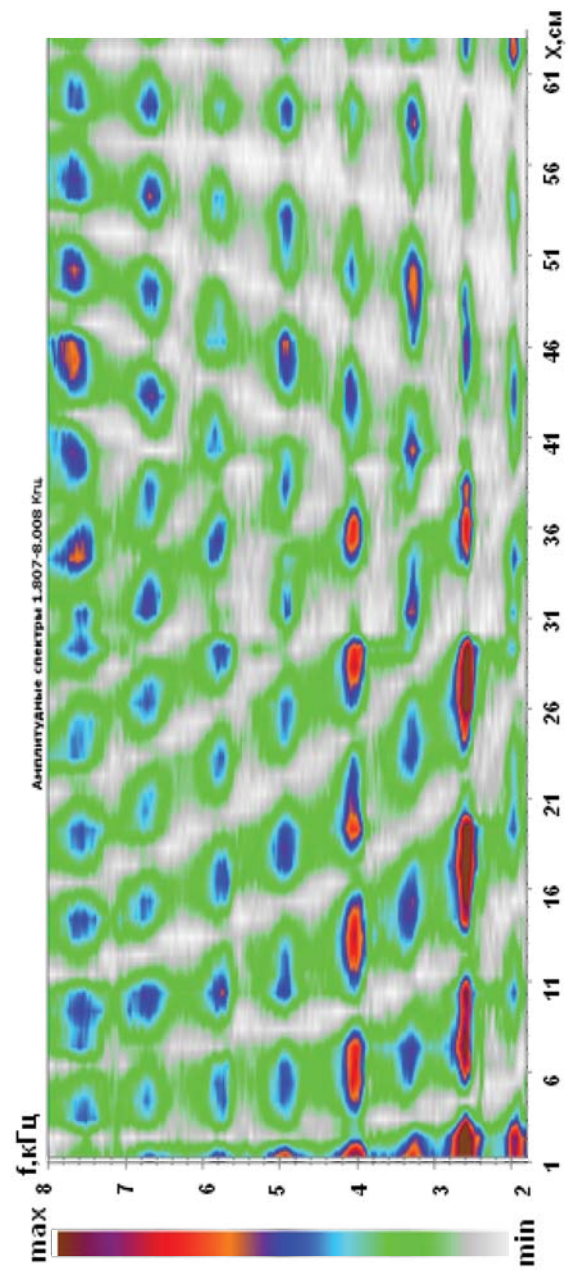


Рис. 3. Распределение амплитудных спектров по длине образца (вертикальная ось — частота в кГц, горизонтальная ось — расстояние вдоль профиля в см)

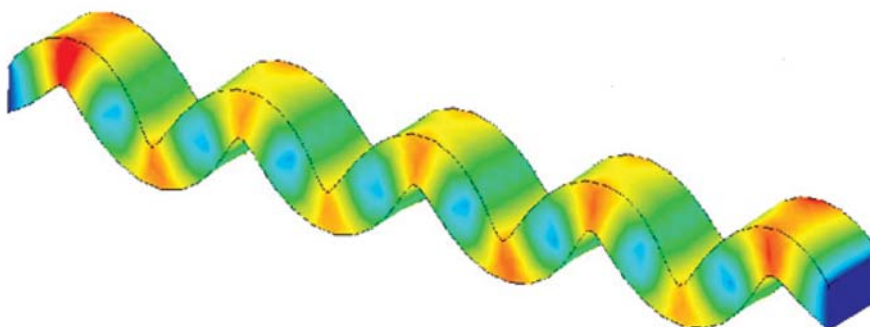


Рис. 4. Форма колебаний девятой моды вертикальной изгибающей стоячей волны

Также были проведены расчеты всех собственных частот для модельного образца методом конечных элементов. В таблице представлены пятьдесят расчетных собственных частот образца, из которых выделены частоты пятнадцати вертикальных изгибных нормальных мод. На рис. 4 схематически показан пример расчетной формы колебания девятой моды вертикальных изгибных стоячих волн.

Полученные в экспериментах частоты стоячих волн оказались несколько завышены относительно расчетных, и это расхождение растет с увеличением порядка мод. По-видимому, это является результатом расхождения реальных физических характеристик образца со справочными, которые использовались в расчетной модели.

Если сравнивать полученные при физическом моделировании результаты (см. рис. 3) с результатами обследования Саяно-Шушенской ГЭС (см. рис. 1), можно отметить как общее сходство на качественном уровне, так и некоторые отличия в распределении спектральных амплитуд по оси частот и вдоль профилей наблюдений. Хотя данные физического моделирования и не позволили выделить первые четыре моды собственных колебаний, тем не менее форма распределения стоячих волн последующих мод в модельном образце визуально имеет сходство с формой распределения стоячих волн в Саяно-Шушенской ГЭС. В то же время видно, что разрешенность спектров по оси частот для Саяно-Шушенской ГЭС заметно выше, что связано с более высокой добротностью строительных материалов в сравнении с материалом модельного образца (плексигласа).

Расчетные собственные частоты образца и выделенные изгибные моды

№ п.п.	Частота, Гц	№ моды	№ п.п.	Частота, Гц	№ моды	№ п.п.	Частота, Гц	№ моды
1	156,38	1	18	3181,2		35	7183,2	12
2	253,83		19	3309,5		36	7296,2	
3	420,532	20	3900,2	8	37	7538,9		
4	657,1		21	3996,8		38	8061,8	13
5	792,97		22	4105,8		39	8141	
6	800	3	23	4144,6		40	8189,4	
7	1999,3		24	4647,8	9	41	8435,6	
8	1278,6	4	25	4806,6		42	8970,5	14
9	1385,6		26	4936,8		43	8994,8	
10	1589		27	5491,1	10	44	9337,3	
11	1839,1		28	5510,8		45	9480,9	
12	1842,7	5	29	5639,6		46	9598,8	
13	2388,7		30	5781,8		47	9873,7	
14	2471,3	6	31	6327,7	11	48	9910,1	15
15	2549,3		32	6451,1		49	9972,5	
16	2768,3		33	6657,2		50	10246	
17	3159,3	7	34	6861,7				

Другое различие состоит в том, что на физической модели для всех мод наблюдаются колебания со значительными амплитудами на краях образца, чего не было при обследовании ГЭС. Это связано с разными граничными условиями — в лабораторных экспериментах торцы образца не были закреплены, в то время как ГЭС с двух сторон жестко соединена со скальными массивами.

Основным результатом работы является лабораторная методика выделения стоячих волн из шумового акустического поля. В ходе работы была разработана измерительная система, подобрана соответствующая целям физического моделирования аппаратура, проведен анализ режимов работы элементов измерительной системы.

На физической модели была подтверждена эффективность метода обследования зданий и сооружений стоячими волнами с использованием микросейсмических колебаний. В дальнейшем разработанная методика может быть использована для изучения особенностей изменения поля стоячих волн в зависимости от контролируемых в лабораторных условиях изменений как гео-

метрических характеристик, так и физических свойств различных объектов.

В перспективе физическое моделирование на основе данного метода может быть использовано для отработки методики изучения различных природных объектов, в частности, блочных структур. Такое моделирование может также проводиться в целях разработки и совершенствования методики сейсмического микрорайонирования, основанной на регистрации поля микросейсм на относительно больших площадях с использованием небольшого числа передвижных сейсмостанций.

Литература

1. *Медведев С.В.* Инженерная сейсмология / С.В. Медведев. — М.: Изд-во лит-ры по стр-ву, архитектуре и строит. материалам, 1962. — 283 с.
2. Анализ колебаний грунтов при землетрясениях / О.В. Павлов и др. — Новосибирск: Наука, 1983. — 96 с.
3. *Потапов В.А.* Инженерно-сейсмологический анализ объемных и поверхностных волн / В.А. Потапов. — Новосибирск: Наука, 1992. — 133 с.
4. *Еманов А.Ф.* Когерентное восстановление полей стоячих волн как основа детального сейсмологического обследования инженерных сооружений / А.Ф. Еманов, В.С. Селезнев, А.А. Бах // Сейсмостойкое строительство. Безопасность сооружений. — 2007. — № 3. — С. 20 — 23.
5. *Еманов А.Ф., Селезнев В.С., Бах А.А., Данилов И.А., Кузьменко А.П.* Детальные инженерно-сейсмологические исследования зданий и сооружений стоячими волнами // Проблемы региональной геофизики: Материалы конференции (Новосибирск, 5 — 7 декабря 2001 г.). — Новосибирск, 2001. — С. 51 — 54.
6. Пересчет стоячих волн при детальных инженерно-сейсмологических исследованиях / А.Ф. Еманов и др. // Геология и геофизика. — 2002. — Т. 43, № 2. — С. 192 — 207.
7. *Еманов А.Ф.* Пересчет колебаний фильтрами Винера как основа универсального метода обработки сейсмических волн / А.Ф. Еманов, В.С. Селезнев // Проблемы сейсмологии III тысячелетия: материалы междунар. геофиз. конф., Новосибирск, 15 — 19 сент. 2003 г. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2003. — С. 207 — 231.
8. *Ивакин Б.Н.* Методы моделирования сейсмических волновых явлений / Б.Н. Ивакин. — М.: Наука, 1969. — 287 с.
9. *Аверко Е.М.* Подобие сейсмических явлений и устройств / Е.М. Аверко // Исследования по многоволновой сейсморазведке в геоакустическом диапазоне частот: сб. науч. тр. / АН СССР, Институт геологии и геофизики СО АН СССР. — Новосибирск, 1987. — С. 5 — 30.

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ В КОНЕЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ

С.И. Фомин, А.А. Фауль, П.Б. Кава

Задачей дальнейшего совершенствования технологии горных работ на глубоких карьерах является создание и обоснование безопасных, эффективных и технологически возможных схем вскрытия и конструкций бортов карьера. Формирование бортов глубоких карьеров в предельном положении является актуальной задачей, решение которой позволяет повысить эффективность отработки месторождения за счет уменьшения объема вскрышных работ в граничном контуре карьера либо увеличения глубины открытой разработки при определенном граничном коэффициенте вскрыши.

Одна из возможных конструкций борта при постановке его в предельное положение предусматривает использование в его нижней части поддерживающего элемента — контрфорса криволинейной в плане формы [1]. Помимо того, что поддерживающий элемент позволит укрепить борт, на котором он отсыпается, его криволинейная форма, за счет возникающих сил бокового распора (защемления), создает дополнительные удерживающие силы, обеспечивающие сопротивление смещению призмы обрушения и позволяющие увеличить углы откоса бортов расположенных по флангам участка, усиленного поддерживающим элементом.

Важным вопросом при реализации предлагаемого способа разработки месторождений является расчет высоты криволинейного в плане борта карьера в его нижней части, необходимой для обеспечения устойчивости борта высотой H под проектным углом α . Рассмотрим участок борта на предельном контуре карьера, верхняя часть которого высотой h_v имеет прямолинейный в плане контур, а нижняя — закругленный (рис. 1).

Устойчивость каждого из этих участков может быть оценена с помощью известных методов ВНИМИ только отдельно. Метод расчета сложного по форме в плане и по высоте борта до сих пор не разработан. Коэффициент запаса устойчивости плоского

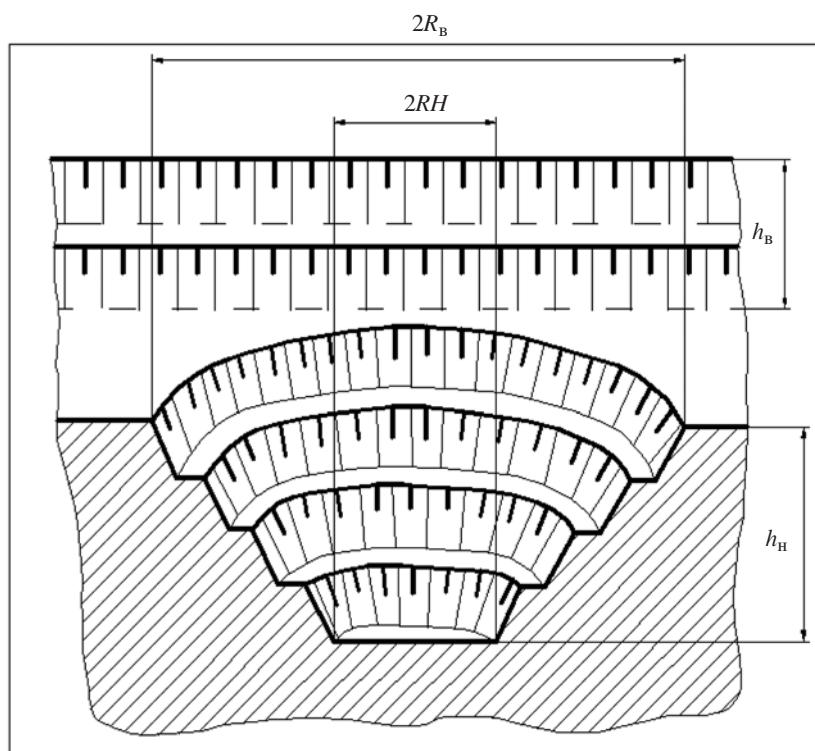


Рис. 1. Сложный по форме в плане и по высоте борт карьера
в плане борта Э.Л. Галустьяном определяется как отношение
удерживающих сил к сдвигающим [2]:

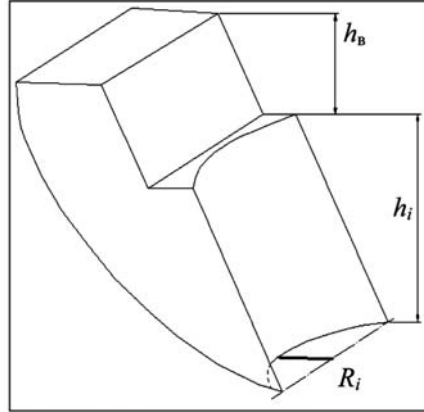
$$n_{\text{пл}} = \sum_{i=1}^n N_i / \sum_{i=1}^n T_i, \quad (1)$$

$$\sum_{i=1}^n N_i = \operatorname{tg} \varphi \sum_{i=1}^n P_i \cos \alpha_i + c \sum_{i=1}^n L_i, \quad (2)$$

$$\sum_{i=1}^n T_i = \sum_{i=1}^n P_i \sin \alpha, \quad (3)$$

$$P_i = S_i \gamma, \quad (4)$$

Рис. 2. Призма возможного обрушения сложного по форме борта карьера



где P_i — вес вертикальных блоков единичной ширины, на которые разделена призма возможного обрушения; S_i — площадь блока с номером i ; γ — плотность породы; α_i — средний угол наклона поверхности скольжения в пределах i -го блока; c и φ — сцепление и угол внутреннего трения по поверхности скольжения; L_i — длина наклонного основания i -го блока.

Призма возможного обрушения на участке борта, имеющего криволинейную в плане форму, представляет собой сложное геометрическое тело, определяемое следующими основными параметрами: R_i , h_i , h_b (рис. 2); где R_i — радиус закругления борта на глубине h_i .

Разделив призму возможного обрушения на блоки с вертикальными боковыми гранями, получим призмы с наклонными основаниями, две грани которых плоские, а две другие представляют собой половинки цилиндрической поверхности (рис. 3).

В этом случае удерживающие и сдвигающие силы, действующие на призму обрушения, с некоторым приближением можно определить как:

$$\sum_{i=1}^n N'_i = \operatorname{tg} \varphi \sum_{i=1}^n P'_i \cos \alpha_i + 2R_i c \sum_{i=1}^n L_i + 2c \sum_{i=1}^n S_i + 2 \sum_{i=1}^n P_i v \operatorname{tg} \varphi, \quad (5)$$

где $P'_i = 2R_i S_i \gamma = 2R_i P_i$; v — коэффициент бокового распора; $P_i/2 = S_i \gamma/2$ — средняя сила веса, действующая на боковую грань элементарной призмы.

$$\sum_{i=1}^n T'_i = \sum_{i=1}^n P'_i \sin \alpha_i = \sum_{i=1}^n P_i \sin \alpha_i 2R_i.$$

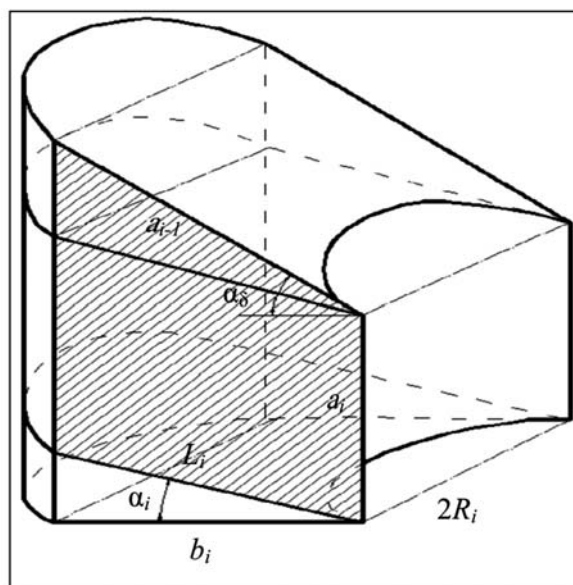


Рис. 3. Элементарный блок призмы возможного обрушения при криволинейной в плане форме борта карьера

Коэффициент запаса устойчивости объемной призмы возможного обрушения

$$n_{об} = \frac{2R_i \operatorname{tg} \varphi \sum_{i=1}^n P_i \cos \alpha_i + 2R_i c \sum_{i=1}^n L_i + 2cS + S\gamma \operatorname{tg} \varphi}{2R_i \sum_{i=1}^n T_i}, \quad (6)$$

где S — площадь боковой грани призмы возможного обрушения.

Для упрощения решения, с некоторым запасом принимаем горизонтальные силы, создающие трение на торцах призмы возможного обрушения, равными лишь величине бокового распора массива, хотя вокруг округлой выработки происходит концентрация напряжений.

Представим полученное выражение в виде трех слагаемых

$$n_{об} = \frac{\operatorname{tg}\varphi \sum_{i=1}^n L_i \cos \alpha_i + c \sum_{i=1}^n L_i}{\sum_{i=1}^n T_i} + \frac{2cS}{2R_i \sum_{i=1}^n T_i} + \frac{S\gamma \operatorname{tg}\varphi}{2R_i \sum_{i=1}^n T_i}. \quad (7)$$

Анализ уравнения (5) показывает, что коэффициент запаса устойчивости криволинейного в плане борта карьера представляет собой сумму трех коэффициентов, один из которых равен коэффициенту запаса устойчивости плоского в плане борта $n_{пл}$, второй и третий — приращению этого коэффициента за счет, соответственно, сил сцепления и трения, действующих по торцам объемной призмы обрушения

$$n_{об} \leq n_{пл} + \frac{cS}{R_i T} + \frac{S\gamma \operatorname{tg}\varphi}{2R_i T}, \quad (8)$$

где $T = \sum_{i=1}^n T_i$;

$$n_{об} = n_{пл} + \Delta n_c + \Delta n_\varphi. \quad (9)$$

Оценим влияние сил внутреннего трения и сцепления, действующих по торцам объемной призмы обрушения, на величину $n_{об}$, сравнив их между собой. При этом примем характеристики скального массива, соответствующие условиям месторождения «Озерное». Величина сил трения на два порядка меньше сил сцепления. Поэтому при практических расчетах выполняемых с обычной точностью, силами трения можно пренебречь. Таким образом, при оценке устойчивости криволинейного в плане борта карьера можно воспользоваться формулой

$$n_{об} = n_{пл} + \Delta n_c. \quad (10)$$

Очевидно, что при оценке устойчивости сложного в плане и по высоте борта, имеющего плоскую в плане форму в верхней части и криволинейную в плане в нижней части (см. рис. 2), ко-

эффицент запаса его устойчивости также можно определить по выражению (8), записав его в следующем виде:

$$n_{об} = n_{пл} + \frac{cS}{R_i T}, \quad (11)$$

где S — площадь боковой грани призмы возможного обрушения криволинейной в плане части борта; R_i — радиус закругления борта на глубине h_i ; c — сцепление в массиве; T — суммарные сдвигающие силы, действующие на призму возможного обрушения по всей высоте, определяемые в результате решения плоской задачи.

Анализ формулы (9) показывает, что увеличение коэффициента запаса устойчивости борта за счет действия сил сцепления по торцам объемной призмы обрушения достигает своего максимума, когда радиус закругления борта R_i становится минимальным. Таким образом, методика расчета устойчивости сложного в плане и по высоте борта карьера в общем виде сводится к следующему.

Любым из методов, применяемых при оценке устойчивости бортов карьеров, например методом алгебраического суммирования сил по ряду предполагаемых поверхностей возможного скольжения, определяется коэффициент запаса устойчивости плоского в плане борта карьера высотой H и находится слабая поверхность, характеризующаяся минимальным коэффициентом запаса устойчивости

$$\Delta n_c = n_n - n_{пл}, \quad (12)$$

где n_n — норматив коэффициента запаса устойчивости борта.

Дефицит коэффициента запаса устойчивости борта определяется по наиболее слабой поверхности возможного обрушения, который необходимо компенсировать за счет сил сцепления, действующих по торцам объемной призмы обрушения в нижней части борта. В результате расчетов определяются также суммарные сдвигающие силы T , действующие по наиболее слабой поверхности.

Из уравнения $\Delta n_c = cS/R_i T$, решив его относительно S , получим

$$S = \frac{\Delta n_c R_i T}{c}. \quad (13)$$

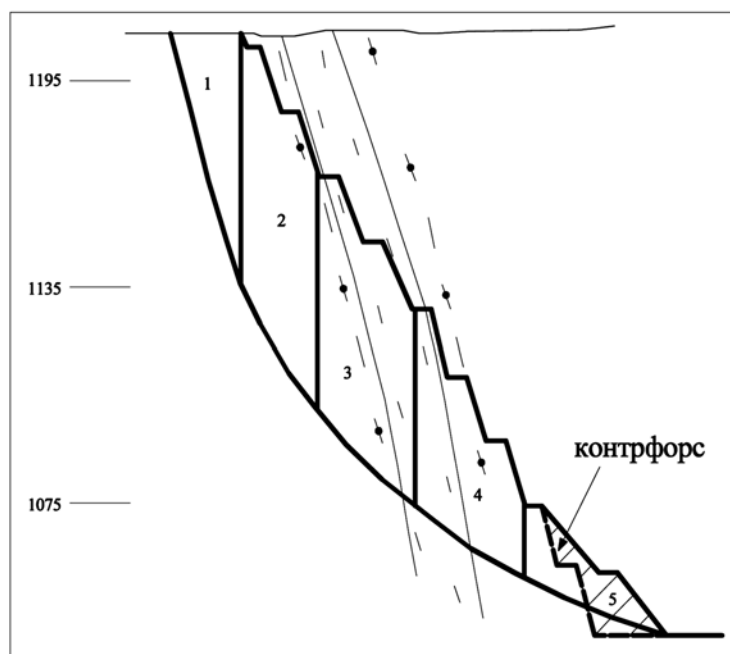


Рис. 4. Разрез борта карьера, обеспечивающего повышение устойчивости

Задаваясь сцеплением массива c и радиусом закругления борта R_i , определяется площадь возможного обрушения в нижней, криволинейной в плане части борта S , необходимая и достаточная для обеспечения устойчивости борта карьера высотой H с нормативным коэффициентом запаса устойчивости.

Методом последовательных графических приближений, выполняемых на расчетном разрезе, определяется высота криволинейного в плане борта карьера h_n , соответствующая полученному значению S , необходимая и достаточная для обеспечения устойчивости борта карьера высотой H с нормативным коэффициентом запаса устойчивости. По результатам расчетов вертикальный разрез борта карьера для условий месторождения «Озерное» представлен на рис. 4.

Разработанный способ отработки месторождения характеризуется техническими преимуществами, позволяющими повысить углы погашения борта, сократить объемы вскрыши и оптимизировать работу горно-транспортного оборудования.

Придание карьере по дну округлой формы ниже отметки 1130 м обеспечивает повышение углов погашения борта на 5 — 7° и дает возможность поднять предельные углы погашения до технологических.

При подходе к предельному контуру рабочие уступы строятся, вследствие чего их высота увеличивается до 30 м.

При постановке борта в конечное положение углы заоткоски уступов принимаются: в верхней трещиноватой зоне — 55°; в зоне средней трещиноватости — 60°; глубже 150 м — 65 — 70°.

Работа проводилась при финансовой поддержке Федерального агентства по науке и инновациям.

Литература

1. Фомин С.И. Границы карьера и оценка устойчивости его бортов / С.И. Фомин, В.В. Иванов // Горная механика. — 2010. — № 1. — С. 32 — 36.
2. Галустьян Э.Л. Геомеханика открытых горных работ: справочное пособие / Э.Л. Галустьян. — М.: Недра, 1992. — 272 с.

УДК 550.34 + 622.831

ТЕХНОГЕННАЯ СЕЙСМИЧНОСТЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

С.В. Цирель, А.А. Павлович

Впервые вопрос о техногенной сейсмичности был поднят после того, как участились случаи сейсмической активности при заполнении крупных водохранилищ [1]. При этом количество землетрясений в этом районе возрастало, а их очаги располагались в непосредственной близости от водохранилищ. Затем многолетние наблюдения подтвердили этот эффект, и, более того, похожий эффект был обнаружен при разработке месторождений твердых полезных ископаемых и углеводородов, при проведении подземных ядерных взрывов, строительстве крупных инженерных сооружений.

В результате воздействия человека на верхние слои земной коры происходит изменение напряженного состояния среды. Если это перераспределение напряжений достаточно велико, то возможно разрушение горного массива или подвижки по существующим нарушениям сплошности в непосредственной окрестности

воздействия. В районах, в которых энергия естественных тектонических напряжений невелика, магнитуда наведенных событий составляет 0 — 3 по шкале Рихтера. Гипоцентры этих землетрясений расположены в пределах объекта, оказывающего воздействие (например, месторождения), или на его границах; сотрясения, связанные с такими событиями, зачастую не ощущаются на поверхности. Если же работы ведутся в районе с высоким уровнем естественных тектонических напряжений, воздействие человека может вызвать нарушение стационарного деформационного режима района. При этом даже слабые воздействия могут привести к возникновению сильной наведенной (триггерной) сейсмичности. Энергия теоретически может достигать максимальных для естественной сейсмичности значений и определяется тектоническими напряжениями в регионе. Гипоцентры часто приурочены к области объекта, но могут удаляться от нее на километры [2].

Рассмотрим далее факторы, при которых произошли техногенные землетрясения.

Влияние крупных плотин и водохранилищ на сейсмичность.

Гравитационная нагрузка слоя воды на дно, борта каньона и само тело плотины создает постоянно действующую нагрузку и деформации в окрестности плотины, провоцирует увеличивающееся просачивание воды в области врезов арочной плотины в каньон.

Первыми приплотинными землетрясениями считаются произошедшее в 1938 г. землетрясение в районе плотины Марафон (Греция) с магнитудой $M = 5$ и землетрясение 1939 г. в районе Хувер (Аризона, США) с $M = 5$. В дальнейшем, по мере строительства плотин и заполнения водохранилищ, количество наведенных землетрясений увеличилось, а в некоторых случаях возросла их интенсивность [1].

Добыча нефти и газа активизирует динамические процессы в залежи и в близлежащей части среды. Эксплуатация месторождений, искусственные воздействия на пласт с целью повышения нефтеотдачи проявляется в резком усилении интенсивности сейсмоакустической эмиссии, перераспределении напряжений и деформаций как в теле залежи, так и с окружающей средой — над залежью, под залежью, особенно вблизи границы осадочного слоя и кристаллического фундамента, в верхней части кристаллической земной коры. По различным данным, сейчас насчитывается около 40 случаев, когда разработка месторождений углеводородов привела к ощутимому изменению сейсмического режима района работ [2].

Искусственные сейсмические воздействия. Наиболее сильное влияние искусственного сейсмического воздействия на сейсмичность района оказывает проведение подземных ядерных взрывов. Так, при проведении в сейсмоопасном районе в Неваде (США) серии мощных подземных камуфлетных ядерных взрывов отмечено возникновение инициированных мелкофокусных тектонических землетрясений и многочисленных их афтершоков. Моменты возникновения первых землетрясений обычно приурочены ко времени прохождения интенсивных сейсмических волн от взрывов через сейсмогенные тектонические разломы. Сейсмические волны от взрывов, вызывая дополнительные напряжения, играют роль спускового — триггерного механизма для разрядки в виде землетрясений, накопившихся тектонических напряжений в очаговых сейсмоактивных зонах.

После проведения испытаний было установлено, что мощные взрывы с тротиловым эквивалентом от нескольких десятков килотонн до одной мегатонны инициировали целые рои в сотни и тысячи землетрясений. В ряде случаев землетрясения были приурочены к известным сейсмогенным разломам, в других — к ранее не известным разломам, по-видимому, закрытым молодыми осадками. Очаги этих роев землетрясений находились приблизительно на тех же глубинах, что и основные, ранее наблюдавшиеся в этом районе землетрясения и их афтершоки [3]. Затем было обнаружено, что за период с 1964 г. (начала ядерных испытаний) по 2005 г. число землетрясений с магнитудой больше чем 8,3 резко сократилось. Это связывают с тем, что ядерные испытания, проводившиеся в течение почти 25 лет на полигонах не только Невады, но и Семипалатинска, Новой Земли существенно способствовали разрядке тектонических напряжений и существенно снизили уровень сейсмичности сильнейших землетрясений земного шара. Установлено, что землетрясения и ядерные взрывы имеют значимые различия в их способности немедленно (в течении суток) возбуждать сильное землетрясение [4].

Добыча твердых полезных ископаемых характеризуется выемкой огромного количества горной массы, образованием пустых полостей, созданием отвалов, применением буровзрывных работ, т. е. целенаправленным изменением структуры массива, а также его гидрогеологических условий. Все эти факторы, как по отдельности и тем более в совокупности, перераспределяют напряжения в массиве и могут становиться причинами (или триггерами) техногенных землетрясений. Суммируя обстоятельства,

вызывающие техногенные землетрясения, мы приходим к выводу, что наибольшее влияние оказывают семь факторов.

1. Гидрогеологические изменения. Вода может служить своего рода смазкой для снятия трения, при этом поровое давление может являться причиной раскрытия трещин, а также снижения прочности горной породы. Также вода при закачке в массив создает внутри него дополнительные нагрузки.

2. Геологические условия [5]: наличие разломов, т. е. тектонически неоднородных и потенциально сейсмических участков коры. Накопление напряжений, вызванных тектоническими деформациями, до уровня, при котором они переходят прочность среды. Преобладание напряжений горизонтального сжатия, характеризующихся значительной анизотропией. Накопление неоднородных по величине и направлению напряжений, превышающих геостатическое давление.

3. Изменение равновесия механической системы горный массив — жидкость — газ. При отборе флюидов из пласта происходит снижение сцепления на границах блоков, либо разгрузка, либо с участием инициированной этой разгрузкой дополнительной нисходящей или восходящей фильтрации подземных вод, вдоль оживляющихся магистральных трещин [6]. При определенных условиях при нарушении равновесия системы может произойти изменение таких геолого-геофизических характеристик, как температура, концентрация химических элементов, электросопротивление и т. д.

4. Взрывные работы. Постоянное ведение крупномасштабных взрывных работ разупрочняет массив и может активизировать сейсмические события, т. е. взрывы могут играть роль спусковых механизмов. При этом источником афтершоков могут быть подвижки или разрушения отдельных структурных блоков, вызванные тектоническими процессами, а также падение значительных масс горной породы на дно подземной полости, образовавшейся в результате взрыва.

5. Выемка огромного количества горной массы. С ростом объемов добытой горной массы происходит постепенное неблагоприятное перераспределение напряжений, заставляя массив в процессе серии подвижек восстанавливать естественные условия.

6. Обрушения подземных выработок. При обрушении выработки возможна активизация обвального землетрясения, но эти землетрясения обычно имеют очень локальный характер и небольшую силу.

7. Природная сейсмическая активность региона. Сейсмоопасный район является активной зоной, в которой при небольшом изменении напряженного состояния массива возможен выброс накопленной энергии, что может привести к инициированию землетрясения.

При анализе приведенных выше факторов, которые могут вызвать техногенные землетрясения, их проявление наиболее вероятно при разработке месторождений открытым способом в сейсмоопасных районах, так как именно при открытых горных работах извлекаются наибольшие объемы горной массы, при этом чаще всего с применением буровзрывных работ, а также происходит изменение гидрогеологических условий.

Влияние горных работ на рост сейсмичности имеет множество подтверждений, но до сих пор не является твердо доказанным феноменом [2, 7], причем доля техногенных землетрясений в общем числе сейсмических событий не превышает 0,1 — 0,2 %.

Далее приведем некоторые примеры воздействий землетрясений на открытые горные работы. В 2000 г. из-за микросейсмических событий с магнитудой не более 4 на угольном месторождении «Лучегорский» сошел оползень объемом до 1 млн м³ [8]. Другой более крупный разрез «Ангренский» (Узбекистан) находится в межгорной впадине, ограниченной с юго-востока Кураминским, а с северо-запада Чаткальским горными хребтами, с сейсмичностью района 8 — 9 баллов. В 1995 г. в результате землетрясения на одном из склонов произошел оползень объемом 20 млн м³; пострадали 3 опоры ЛЭП, участок ведения горных работ «Наугарзан» с захватом автодороги Ташкент — Коканд и коммуникаций разреза «Ангренский». Горные работы на участке «Наугарзан» и карьере «горелых» пород были приостановлены. Автодорога Ташкент — Коканд позже была перенесена на северный борт разреза «Ангренский», а добыча угля здесь открытым способом прекращена [9].

В карьере «Мурунтау», также расположенном в Узбекистане (сейсмичность района примерно 7 баллов), наблюдаются многочисленные деформации бортов и уступов. В частности, с 1979 по 2000 г. в карьере отмечено 36 релаксационных деформаций, неравномерно распределяющихся по годам. В 1984 г. произошло наибольшее количество деформаций. Указанный год является наиболее «урожайным» по числу природных землетрясений: произошло 54 слабых землетрясения со средней магнитудой $M = 4,8$ плюс одно глобальное с магнитудой $M = 7,2$. Минималь-

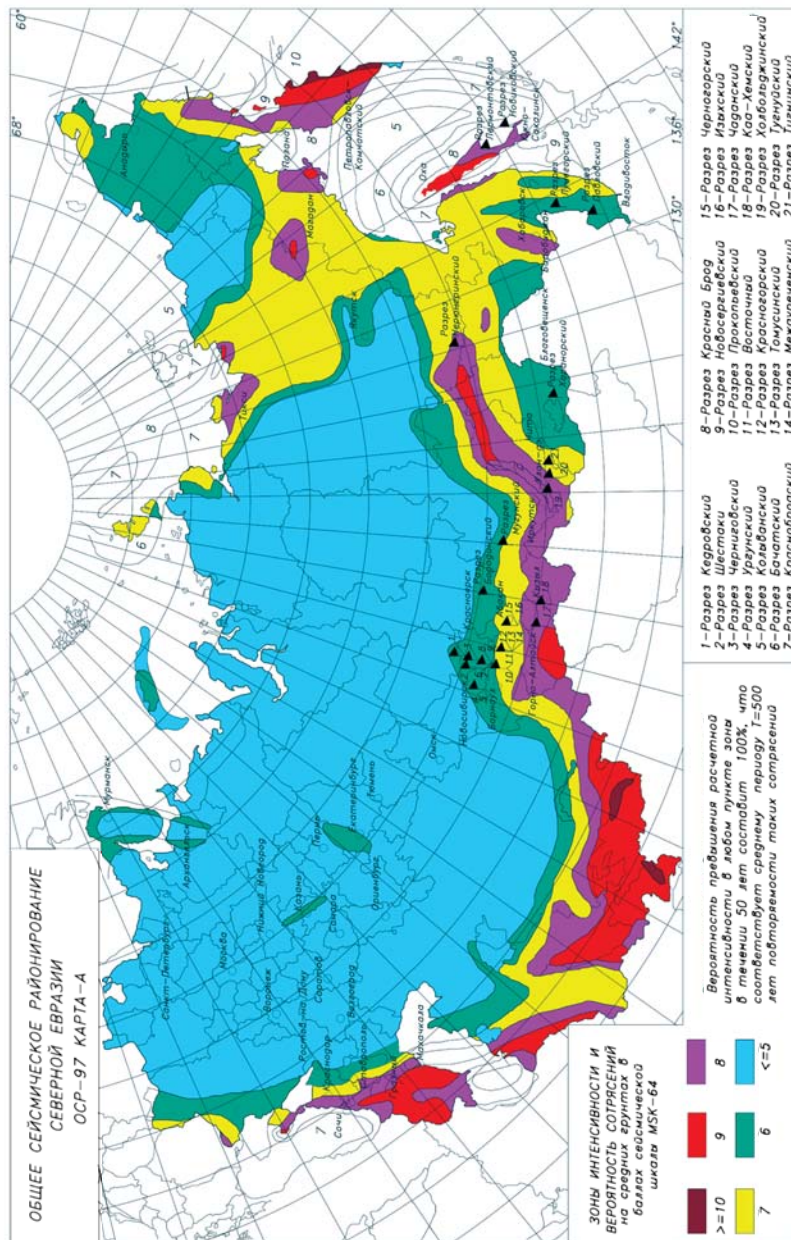
ное количество деформаций приходится на 1990 г.; произошло всего 9 слабых землетрясений со средней магнитудой $M = 4,2$ [10].

При исследовании техногенной сейсмической активности в Кузбассе было обнаружено, что, как и в Неваде при подземных ядерных взрывах, происходили рои землетрясений, и часто именно в часы ведения взрывных работ на карьерах. Получается, что уступы угольных разрезов испытывают двойную вибрационную нагрузку — сперва от взрывных работ, а потом от спровоцированных ими сейсмических событий [11].

Таким образом, вопрос сейсмического воздействия на борта карьеров или на его участки является весьма актуальным, и для снижения степени риска возможных аварий необходимо рассмотреть, где на территории России разрабатываемые месторождения находятся в сейсмоопасных районах (см. рисунок). Для этого воспользуемся картой ОСР-97 «Общее сейсмическое районирование северной Евразии» СНиП II-7-81 «Строительство в сейсмических районах» и рассмотрим отдельно каждый сейсмоопасный район.

В связи с огромным количеством месторождений, разрабатываемых открытым способом на территории РФ, ограничимся рассмотрением только угольных разрезов, глубина которых уже превысила или превысит в ближайшем будущем 100 м. Величина 100 м довольно условная, но приблизительно именно при такой глубине сильно меняется напряженное состояние прибортового массива и степень риска аварии возрастает в разы. В таблице представлены угольные месторождения, разрабатываемые в сейсмоопасных районах (после названия разреза в скобках приведена интенсивность сотрясений на средних грунтах в баллах сейсмической шкалы MSK-64).

Оценка воздействий техногенных землетрясений на устойчивость бортов карьеров особенно актуальна для районов с максимальной балльностью 5 — 7 баллов, так как именно в таких районах антисейсмические меры не закладываются в проект, поэтому вероятны серьезные последствия катастрофического характера даже в результате сравнительно слабых сейсмических событий. Вместе с тем, постоянное завышение балла приводит к неоправданным огромным затратам. Поэтому при проектировании новых месторождений, особенно с умеренной сейсмичностью, в первую очередь необходима диагностика естественных скоплений упругой энергии. При этом, даже в отношении небла-



Общее сейсмическое районирование Северной Евразии ОСР-97 карта-А с нанесенными на неё угольными разрезами

**Месторождения, разрабатываемые открытым способом
в сейсмоопасных районах**

Сейсмоопасный район	Разрез с глубиной отработки более 100 м
Новосибирская область	«Ургунский» (6 б), «Колыванский» (6 б) «Бачатский» (6 б), «Краснобродский» (6 б), «Красногорский» (7 б), «Прокопьевский» (7 б), «Томусинский» (7 б), «Шестаки» (6 б),
Кемеровская область	«Междуреченский» (7 б), «Черниговский» (6 б), «Восточный» (7 б), «Кедровский» (6 б), «Красный Брод» (6 б), «Новосергиевский» (6 б)
Республика Хакасия	«Черногорский» (7 б), «Изыхский» (7 б)
Красноярский край	«Бородинский» (6 б)
Республика Бурятия	«Тугнуйский» (7 б), «Холбоьджинский» (8 б)
Республика Тыва	«Чаданский» (8 б), «Каа-Хемский» (8 б)
Иркутская область	«Мугунский» (7 б)
Читинская область	«Тигнинский» (7 б), «Харанорский» (6 б)
Республика Саха	«Нерюнгринский» (8 б)
Приморский край	«Лучегорский» (6 б), «Павловский» (6 б)
Сахалинская область	«Лермонтовский» (8 б), «Новиковский» (8 б)

гоприятных условий давно уже считается наиболее экономичес-
ки оправданным укрепление какого-то участка, а не выполажи-
вание всего борта.

Понимание процессов, сопровождающихся землетрясения-
ми, позволит выявить их связь между собой и с режимами разра-
ботки полезных ископаемых, следить за развитием событий и
рекомендовать наименее опасные режимы воздействий, а также
прогнозировать максимальные сейсмические воздействия.

Литература

1. Адушкин В.В. Техногенная сейсмичность: основные источники, причи-
ны возникновения и их классификация / В.В. Адушкин // Горная геомеханика и
маркшейдерия в III тысячелетии. — СПб: Изд-во ВНИМИ, 2004. — С. 45 — 57.
2. Сейсмичность месторождений углеводородов / В.В. Адушкин и др. // Неф-
тегазовое обозрение. Шлюмберже. — 2000. — Т. 5. — № 1. — С. 4 — 15.
3. Пасечник И.П. Землетрясения инициированные подземными ядерными
взрывами / И.П. Пасечник // Влияние инженерной деятельности на сейсмичес-
кий режим. — М.: Изд-во Наука, 1977. — С. 8 — 21.
4. Николаев А.В. Исследования наведенной сейсмичности / А.В. Николаев
// Национальный отчет Международной ассоциации сейсмологии и физики
недр Земли Международного геодезического и геофизического Союза 2003 —
2006. — М, 2007. — С. 78 — 85.

5. Померанцева И.В. Влияние техногенной деятельности человека на вынужденную сейсмичность / И.В. Померанцева, Л.Н. Солодилов // Проблемы наведенной сейсмичности. — М.: Наука, 1994. — С. 207 — 219.

6. Барабанов В.Л. Техногенные геофизические явления на месторождениях подземных вод, нефти, газа и твердых полезных ископаемых / В.Л. Барабанов // Проблемы наведенной сейсмичности. — М.: Наука, 1994. — С. 157 — 165.

7. Сейсмичность при горных работах / под ред. Н.Н. Мельникова. — Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, 2002. — 325 с.

8. Олейников А.В. Палеосейсмогеология и сейсмическая опасность Приморского края / А.В. Олейников, Н.А. Олейников // Вестник ДВО РАН. — 2006. — № 3. — С. 76 — 84.

9. Хурсанов Х.П. Оползневые явления на Ангренском месторождении бурового угля / Х.П. Хурсанов, В.Н. Колпаков, С.Я. Красников // Горный вестник Узбекистана. — 2002. — № 2. — С. 19 — 26.

10. Сейсмический метод контроля устойчивости бортов карьеров Мурунтау / В.Н. Кольцов и др. // Горный вестник Узбекистана. — 2002. — № 2. — С. 27 — 29.

11. Цирель С.В. Особенности развития техногенной сейсмической активности и её влияние на устойчивость бортов карьеров / С.В. Цирель, А.А. Павлович // Экология и жизнь: сб. статей XVIII междунар. науч.-практ. конф. — Пенза: Приволжский дом знаний, 2010. — С. 142 — 144.

УДК 622.1:528.06

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ДАННЫЕ ПО МНОГОКРАТНОМУ ИЗМЕРЕНИЮ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ УГЛОВ

В.А. Цыганова, А.С. Юсупова

Система угловых и линейных измерений составляет основу маркшейдерских работ при создании опорной и съемочной сети как на поверхности, так и в шахте. При этом точность выполняемых полевых измерений регламентируется инструкциями по производству того или иного вида маркшейдерских работ. Это в свою очередь определяет выбор инструмента и обоснование методики производства измерений. Выбор инструмента определяется его техническими характеристиками — для теодолитов это погрешность измерения углов, цена деления отсчетного устройства, увеличение оптической системы зрительной трубы. В настоящей статье приведены результаты специально поставленного эксперимента по установлению реальной погрешности измерения горизонтальных углов теодолитом типа 2Т-30 (30-ти секундник) с ценой деления верньера 5' и 20× увеличением трубы.

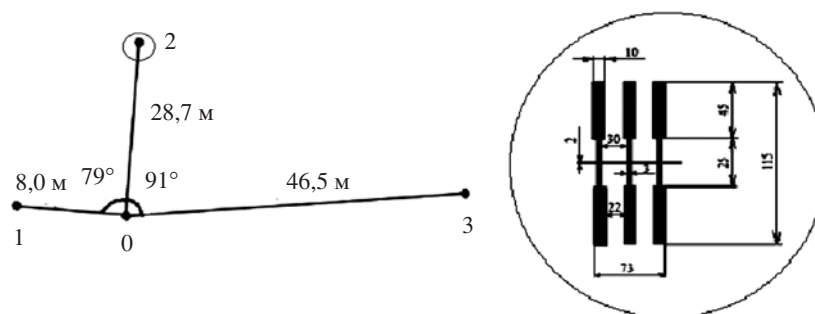


Рис. 1. Схема экспериментального полигона и марки

Исследования проведены на учебном полигоне (рис. 1). Исключение погрешности измерения горизонтального угла α за счет центрирования инструмента над точкой стояния достигалось проведением наблюдений сериями при одной установке прибора. Произведено 100-кратное измерение горизонтальных углов 1-0-2, 2-0-3, 1-0-3 одним приемом. На каждом пункте визирувания устанавливалась специальная марка, состоящая из трех штрихов (см. рис. 1). Наведение сетки нитей теодолита производилось на каждый штрих марки (левый, средний, правый) при горизонтальном положении трубы.

Программа исследования включала в себя: статистическую обработку результатов измерений, построение диаграмм распределений $\Delta = \alpha_i - \bar{\alpha}$ и динамических рядов последовательности измерения углов.

Значение измеренных углов определялось как разность отсчетов направлений на точку 1 и точку 2 (для способа измерения по среднему штриху марки) и как среднее из трех отсчетов по штрихам (для способа измерения по марке).

$$\alpha_{\text{ср.ш}} = O_{2(\text{ср.ш})} - O_{1(\text{ср.ш})},$$

$$\alpha_{\text{м}} = 1/3[(O_{2(\text{л.ш})} + O_{2(\text{ср.ш})} + O_{2(\text{п.ш})}) - (O_{1(\text{л.ш})} + O_{1(\text{ср.ш})} + O_{1(\text{п.ш})})].$$

Статистическая обработка результатов измерений представлена на рис. 2.

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Погрешность единичного измерения угла по среднему штриху марки колеблется в пределах $\pm 80''$ при среднем квадра-

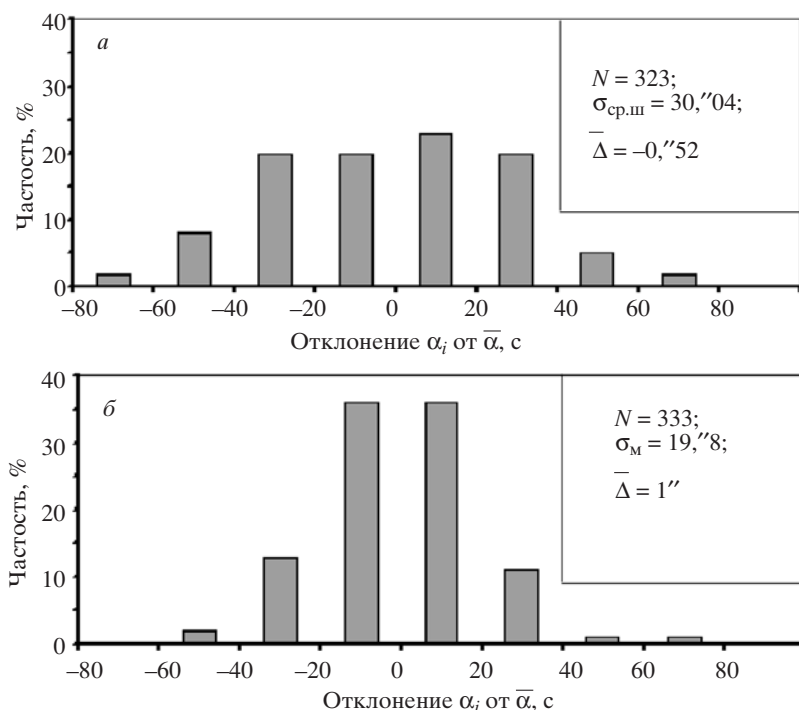


Рис. 2. Диаграммы распределения Δ в экспериментальной серии измерений горизонтальных углов одним приемом по среднему штриху марки (а) и по марке (б)

тическом значении $30,04$, что соответствует паспортной характеристике данного типа теодолита. При этом в пределах $\pm 20''$ содержится 43,3 % случаев, а в пределах $\pm 40''$ — 83,3 %. Отмеченное систематическое отклонение, равное $-0,52$, можно рассматривать как случайное, связанное с небольшим объемом выборки ($N = 323$) и объединением в классовой интервал по $20''$.

2. Погрешность единичного измерения угла по трем штрихам (марка) колеблется в пределах $\pm 60''$ при среднем квадратическом значении $19,8$. При этом в пределах $\pm 20''$ содержится 72 % случаев, а в пределах $\pm 40''$ — 97 %. Отмеченное систематическое отклонение $1''$ можно рассматривать как случайное, как в пункте 1.

Эффект марки заключается в том, что погрешность измерения углов по марке в 1,5 раза меньше, чем по среднему штриху марки.

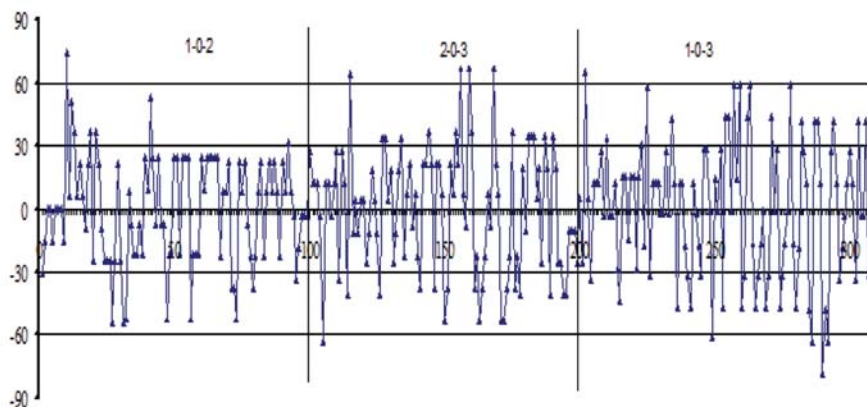


Рис. 3. Динамический график Δ измеренных углов по среднему штриху марки

3. Характер статистического распределения погрешности в обоих случаях можно интерпретировать, как нормальное.

Первичные материалы наблюдений позволили рассмотреть процесс измерения углов в динамике для выяснения вопроса, как изменяется знак погрешности при длительной серии измерений.

Построение и анализ динамических графиков изменения Δ позволяют дополнить сведения о характере распределения этого показателя. Динамический график представляет собой выстроенные в ряд значения Δ в последовательности выполняемых измерений. На рис. 3 в качестве примера представлены данные измерений по среднему штриху марки для углов 1-0-2, 2-0-3, 1-0-3, выстроенных в один ряд. Вывод, который можно сделать из рассмотрения данного графика, состоит в том, что в характеристиках динамических рядов просматривается некоторая периодичность в изменении знака Δ . Отмечаются случаи, когда отклонения Δ , имеющие знак плюс или минус, устойчиво прослеживаются на протяжении 8 — 10 последовательных измерений угла. Формально представленная последовательность изменения Δ напоминает график случайной функции, у которой амплитудная характеристика распределяется по нормальному закону (см. рис. 2, а). Влияние динамики изменения Δ на характер накопления погрешностей является предметом дальнейших исследований.

Исследования выполнены под научным руководством профессора А.В. Гальянова.

ОЦЕНКА ПОГРЕШНОСТИ ИЗМЕРЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ УГЛОВ

А.С. Юсупова, В.А. Цыганова

В настоящее время оценка погрешностей системы маркшейдерских измерений производится на основе многократных наблюдений и сравнении частных результатов измерений со средним значением проведенной серии наблюдений. Таким образом, погрешность измерений угла

$$m_{\bar{\alpha}} = \frac{\sigma}{\sqrt{n}} = \frac{1}{n} \sum \sqrt{(\alpha_i - \bar{\alpha})^2}.$$

При всей теоретической обоснованности этой схемы оценки, ее главная особенность состоит в том, что система многократных измерений углов не предусматривает внутреннего контроля.

В настоящей статье предлагается рассмотреть вопрос оценки точности измерения угла с позиции замкнутой системы. Принципиальное отличие замкнутой системы измерения горизонтальных углов от сегодня широко применяемого способа измерений и оценки точности состоит в одновременном измерении внутреннего (α) и внешнего (β) углов на точке стояния (рис. 1.). В такой системе должно выполняться условие $\alpha + \beta = 360^\circ$. В силу погрешностей визирования и отсчетов в результате измерения углов α и β их сумма будет отличаться от 360° , то есть $\alpha + \beta - 360^\circ = \omega$; $\omega = d\alpha + d\beta$. В этом случае невязка (ω) распределяется пополам с обратным знаком в оба угла.

$$\Delta\alpha = -\frac{1}{2} \omega, \Delta\beta = -\frac{1}{2} \omega,$$

$$\alpha_{\text{и}} = \alpha + \Delta\alpha, \beta_{\text{и}} = \beta + \Delta\beta,$$

где $\alpha_{\text{и}}$ и $\beta_{\text{и}}$ — исправленные значения углов.

Таким образом, среднее квадратическое значение ($\omega/2$) будет на-

Рис. 1. Схема измерения углов на точке стояния

0 — точка стояния; 1, 2 — точки визирования

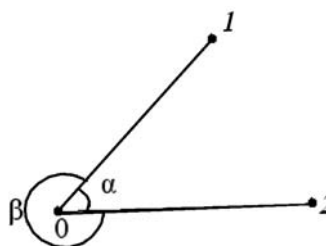
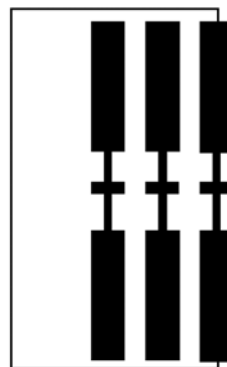


Рис. 2. Схема марки



дежно характеризовать погрешность измерения горизонтальных углов. В подтверждение этого положения была проведена опытная серия измерения горизонтальных углов одним приемом по схеме на рис. 1. Измерения производились одновременно без изменения центрировки инструмента, что исключало влияние погрешности центрирования на погрешность измеренного угла. На точках визирования 1 и 2 устанавливалась марка (рис. 2), состоящая из трех вертикальных штрихов. Измерения выполнены теодолитом типа 2Т-30 (30'').

Отсчеты брались по левому, среднему и правому штрихам марки. За отсчет по марке принималось среднее значение из трех измерений. Пример заполнения журнала приведен в табл. 1.

На основании выполненной серии наблюдений произведена оценка погрешности измерения углов α и β по среднему штриху марки и по марке (по трем штрихам). Погрешность измерения угла по среднему штриху марки оценивается как разность между частным и средним значением по всей серии наблюдений (19 измерений).

$$\Delta\alpha_{(ch)} = \alpha_{(ch)} - \bar{\alpha}_{(ch)}.$$

Аналогично произведена оценка погрешности измерений по марке:

$$\Delta\alpha_{(m)} = \alpha_{(m)} - \bar{\alpha}_{(m)},$$

где $\Delta\alpha_{(ch)}$; $\Delta\alpha_{(m)}$ — погрешность измеренного угла α от среднего, соответственно по среднему штриху марки и по марке, с;

$\alpha_{(ch)}$, $\alpha_{(m)}$ — значение угла α (с учетом ω), соответственно по среднему штриху марки и по марке;

$\bar{\alpha}_{(ch)}$, $\bar{\alpha}_{(m)}$ — среднее значение угла α по среднему штриху марки и по марке.

Аналогичная оценка произведена для угла β :

$$\Delta\beta_{(ch)} = \beta_{(ch)} - \bar{\beta}_{(ch)},$$

$$\Delta\beta_{(m)} = \beta_{(m)} - \bar{\beta}_{(m)},$$

Таблица 1

Результаты измерений угла 1-0-2

№ п/п	Левый по ходу угол			Правый по ходу угол			$\omega = \alpha + \beta - 360^\circ$	Исправленные значения углов	
	Ср. знач. направлений		Изм. угол α	Ср. знач. направлений		Изм. угол β		α_n	β_n
	на точку I	на точку 2		на точку 2	на точку I				
1	0°00'00"	79°24'45"	79°24'45"	0°00'00"	280°35'30"	280°35'30"	15	79°34'22,5"	280°25'37,5"
	359°46'00"	79°20'15"	79°34'15"	359°56'00"	280°21'30"	280°25'30"	-15		
	359°32'7,5"	79°16'15"	79°44'7,5"	359°52'22,5"	280°08'30"	280°16'7,5"	15		
			79°34'22,5"			280°25'42"	4,5		
2	05°00'00"	84°24'45"	79°24'45"	05°00'00"	285°35'30"	280°35'30"	15	79°34'22,5"	280°25'37,5"
	04°46'00"	84°20'15"	79°34'15"	04°55'45"	285°21'15"	280°25'30"	-15		
	04°32'22,5"	84°16'00"	79°43'37,5"	04°52'15"	285°08'00"	280°15'45"	-37,5		
			79°34'12,5"			280°25'35"	-12,5		
3	10°10'00"	89°34'45"	79°24'45"	10°10'00"	290°45'30"	280°35'30"	15	79°34'00"	280°26'00"
	09°56'00"	89°30'00"	79°34'00"	10°06'00"	290°32'00"	280°26'00"	0		
	09°42'30"	89°26'00"	79°43'30"	10°02'15"	290°18'30"	280°16'15"	-15		
			79°34'05"			280°25'55"	0		
18	50°20'15"	129°45'30"	79°25'15"	50°20'00"	330°55'00"	280°35'00"	15	79°35'07,5"	280°24'52,5"
	50°06'15"	129°41'45"	79°35'30"	50°16'00"	330°41'15"	280°25'15"	45		
	49°53'00"	129°38'30"	79°45'30"	50°12'30"	330°27'30"	280°15'00"	30		
			79°35'25"			280°25'05"	30		
19	55°10'15"	134°35'30"	79°25'15"	55°10'00"	335°45'00"	280°35'00"	15	79°35'22,5"	280°24'37,5"
	54°56'15"	134°31'45"	79°35'30"	55°06'00"	335°30'45"	280°24'45"	15		
	54°42'37,5"	134°28'30"	79°45'52,5"	55°02'30"	335°17'00"	280°14'30"	22,5		
			79°35'32,5"			280°24'45"	17,5		
							марка	79°35'23,8"	280°24'36,2"
							Ср. штрих	79°35'13,7"	280°24'46"
								79°35'13,1"	280°24'46"

Таблица 2

**Сводные данные по оценке погрешностей измерения горизонтальных углов
в опытной серии наблюдений**

Показатель	α	β
Среднее значение угла	79°34'59,"4	280°25'00,"6
Среднеквадратическая погрешность угла, измеренного по среднему штриху марки, с	20,"63	14,"15
Среднеквадратическая погрешность угла, измеренного по трем штрихам марки (марка), с	13,"23	11,"00
Среднеквадратическая погрешность угла, измеренного в замкнутой системе:		
по среднему штриху марки	10,"43	9,"65
по марке	7,"84	7,"79

где $\Delta\beta_{(ch)}$; $\Delta\beta_{(m)}$ — погрешность измеренного угла β от среднего, соответственно по среднему штриху марки и по марке, с;

$\beta_{(ch)}$, $\beta_{(m)}$ — значение угла β (с учетом ω), соответственно по среднему штриху марки и по марке;

$\bar{\beta}_{(ch)}$, $\bar{\beta}_{(m)}$ — среднее значение угла β по среднему штриху марки и по марке.

При обработке серии, состоящей из 19 наблюдений, были получены обобщающие данные, приведенные в табл. 2, из которой следует:

— средняя квадратическая погрешность измерения угла одним полным приемом, наведением сетки нитей на средний штрих марки, составляет 15 — 20", что устойчиво входит в интервал технической характеристики инструмента этого типа ($\pm 30''$);

— использование марки при измерении углов значительно (в 1,3 — 1,5 раза) снижает погрешность измеренного угла;

— измерение угла методом замкнутой системы в 1,5 — 2 раза снижает погрешность по отношению к существующей методике измерений, а использование марки в 2 — 2,6 раза.

На рис. 3 приведено распределение погрешности визирования, определенной как разность между средним значением отсчета на данное направление и частными значениями. Погрешность единичного измерения угла по трем штрихам марки колеблется в пределах $\pm 34''$. При этом в пределах $\pm 10''$ содержится 73 % случаев, а в пределах $\pm 20''$ — 93 %. Следует отметить, что в серии из 246 наблюдений, систематической ошибки не наблюдается, а среднеквадратическая погрешность визирования со-



Рис. 3. Распределение погрешности визирования

ставляет 10 — 11". Согласно существующим оценкам [1], погрешность визирования 9 — 15", что находится в удовлетворительном соответствии между собой.

Таким образом, разработкой и обоснованием методики можно добиться достаточно надежных результатов измерения углов.

Исследования выполнены под научным руководством профессора, доктора технических наук А.В. Гальянова.

Литература

1. Оглоблин Д.Н. «Маркшейдерские работы при подземной разработке месторождений: ч. 1 / Д.Н. Оглоблин. — М.: ГНТ издательство литературы по черной металлургии, 1959. — 447 с.

ΓΕΟΙΝΦΟΡΜΑΤΙΚΑ

УДК 550.34.03

**СБОР И ХРАНЕНИЕ ДАННЫХ СЕЙСМИЧЕСКОЙ СЕТИ
АЛТАЕ-САЯНСКОГО ФИЛИАЛА
ГЕОФИЗИЧЕСКОЙ СЛУЖБЫ СО РАН**

А.В. Дураченко, А.А. Еманов, Д.Г. Корабелычиков, И.В. Сычев

Как известно, задача хранения является приоритетной для центров обработки и анализа данных. Именно от способа организации данных зависит скорость доступа к ним и, как следствие, скорость обработки и анализа.

Долгое время волновые формы, получаемые с сейсмической сети АСФ ГС СО РАН, хранились в формате GEOTECH, который исторически происходил от текстовой базы данных CSS [1], впоследствии перенесенной на СУБД. С течением времени появилась возможность передавать данные по сети INTERNET. В качестве основы был использован протокол seedlink с программным обеспечением от IRIS. В настоящее время как программное обеспечение, так и сам протокол активно развиваются и поддерживаются. Волновые формы передаются в формате MiniSEED [2], являющемся международным стандартом и имеющем ряд преимуществ по сравнению с GEOTECH. В связи с этим возникла необходимость создания системы хранения данных, ориентированной на новый формат волновых форм.

В сеть АСФ ГС СО РАН входит свыше 30 стационарных сейсмических станций. На момент написания статьи волновые формы доставляются следующим образом (в зависимости от конкретной станции): в режиме реального времени по протоколу seedlink [3] через INTERNET; на компакт-дисках в формате MiniSEED; на компакт-дисках в формате GEOTECH. Следует отметить, что количество станций, записи волновых форм которых приходят в формате GEOTECH, уменьшается, и в дальнейшем планируется полностью отказаться от них.

Помимо волновых форм сейсмической сети АСФ ГС СО РАН, в хранилище данных поступают волновые формы с других сейсмических сетей по средствам seedlink. Имеется также возможность заносить в базу данных волновые формы, собранные с временных сейсмических сетей. На сегодняшний день в качестве сейсмических станций для временных сетей используются автономные регистраторы «Байкал АС», что тре-

бует предварительного преобразования формата волновых форм.

Хранилище данных состоит из: файловой базы данных волновых форм, которая содержит набор файлов формата MiniSEED; набора реляционных таблиц, расположенных в СУБД и описывающих свойства волновых форм; набора программных средств, реализующих атомарные операции для поддержания целостности файловой и реляционной баз данных.

Организация файловой базы данных позаимствована из SeisComP Data Structure (SDS) [4]. Полное имя файла имеет следующий вид: <ROOT>/YEAR/NET/STA/CHAN.TYPE/NET.STA.LOC.CHAN.TYPE.YEAR.DAY, где YEAR — год в формате YYYY; DAY — порядковый номер дня в году; NET — код сети FDSN; STA — уникальное символьное имя станции; CHAN — уникальный символьный код канала станции; LOC — код location канала станции; TYPE — признак типа данных. Для хранения волновых форм D. Отсюда следует, что каждый файл представляет собой суточную запись одного отдельно взятого канала станции.

Напомним, что волновая форма, записанная в виде файла формата MiniSEED, представляет собой набор блокет. Каждая блокета содержит как саму волновую форму так и метainформацию, связанную с ней. Таким образом, каждая блокета представляет собой небольшую непрерывную волновую форму и никак не зависит от блокеты, которая расположена до и после нее. В связи с этой особенностью блокеты, время начала которой лежит в пределах одного дня, может иметь время окончания в следующем дне. Чтобы разрешить вопрос о том, в каком файле хранить такую блокету, принято решение ориентироваться только на время первого отчета.

Рассмотрим схему маршрутизации волновых форм и поясним назначение каждого логического блока (см. рисунок). Введем некоторые понятия.

Архив В является основным архивом. В нем хранятся записи волновых форм, прошедших контроль целостности, т. е. данные не должны быть противоречивы, за это отвечает подсистема поддержки целостности архива В.

Архив А — это архив, время жизни которого ограничено. Данные в нем хранятся лишь до тех пор, пока не будут перенесены в архив В. Перенос производится лишь после того, как волновая форма полностью получена с удаленного сервера. Следует отметить, что на протяжении всей жизни волновой формы в

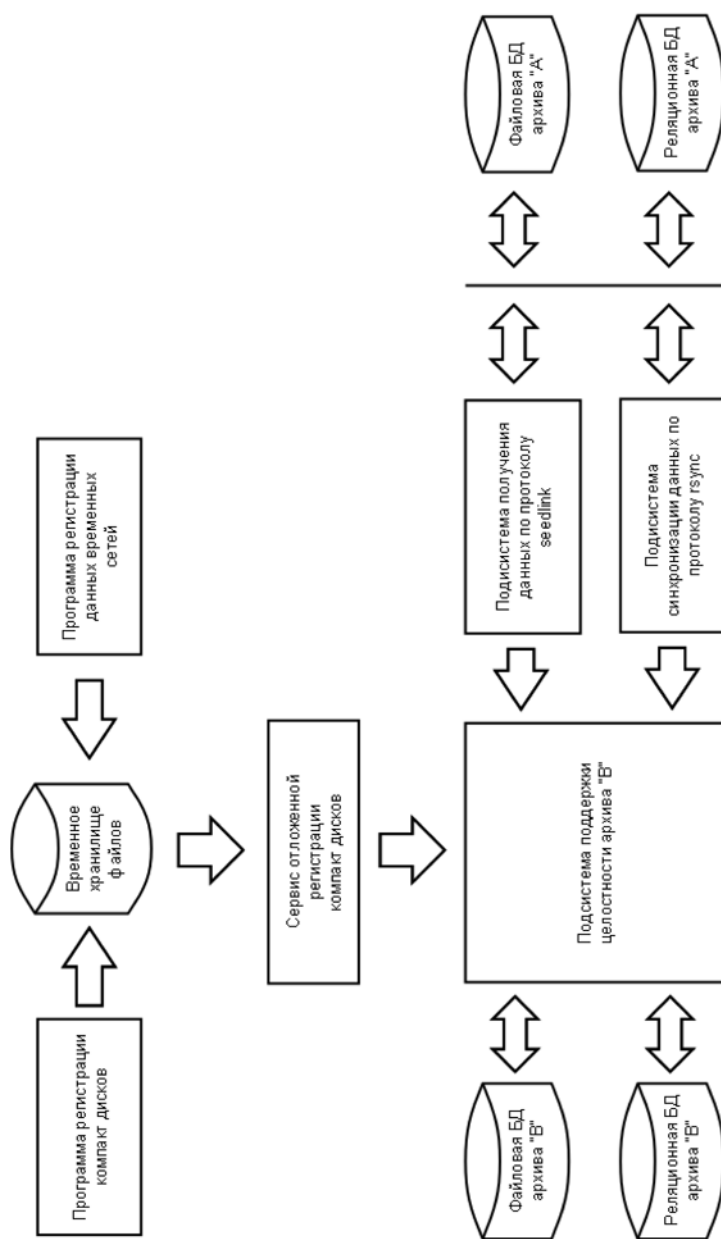


Схема маршрутизации волновых форм

архиве А она может видоизменяться, т. е. данные в нее могут как дописываться, так и удаляться. Далее под переносом волновой формы из архива А в архив В будет подразумеваться добавление волновой формы в архив В через сервис поддержки целостности архива В. После успешного добавления волновая форма удаляется из архива А. Временное файловое хранилище необходимо для размещения волновых форм и вспомогательных файлов, которые предназначены для сервиса отложенной регистрации компакт-дисков.

Файловая БД архива А служит для хранения волновых форм, получаемых по протоколам seedlink и rsync [5].

Файловая БД архива В служит для хранения основного архива волновых форм.

Реляционная БД архива В служит для хранения и быстрого поиска метainформации, связанной с волновыми формами, храняемыми в файловой БД архива В.

Реляционная БД архива А служит для хранения служебной информации о файлах, получаемых в настоящий момент времени по протоколам seedlink и rsync. Ее можно использовать аналогично реляционной БД архива В в том случае, когда требуется получить самые «свежие» данные. Имеется возможность получать данные одновременно из обоих архивов.

Важным элементом архива В является подсистема поддержки целостности. Она берет на себя ответственность за актуальность и непротиворечивость данных, хранимых в файловой БД и реляционных БД архива В. Данное достигается атомарностью операций добавления, удаления и изменения данных. Это означает, что одновременно над конкретной волновой формой может производиться лишь одна операция. До ее окончания все остальные запросы «ожидают» своей очереди.

Подсистема получения данных по протоколу seedlink состоит из клиента SeedLink, конфигурационного файла, описывающего серверы данных, и специального модуля, в задачи которого, входит отслеживание новых волновых форм, созданных SeedLink, и регистрация метainформации о них в реляционной БД архива А; перенос волновых форм из архива А в архив В в случае, когда они полностью скачаны с сервера.

Подсистема синхронизации данных по протоколу rsync осуществляет синхронизацию волновых форм, находящихся в файловой БД архива А, и волновых форм, находящихся на удаленном сервере. После успешной синхронизации волновой

формы она переносится в архив В. Отметим, что переносимая волновая форма не должна более изменяться на удаленном сервере.

Получение данных с удаленного сервера может производиться как композицией этих двух подсистем, так и по отдельности. В случае использования композиции реализован алгоритм, препятствующий возникновению коллизий.

Программа регистрации компакт-дисков создает во временном хранилище структуру файлов и каталогов, организованных определенным образом для того, чтобы сервис отложенной регистрации компакт-дисков мог обработать ее корректным образом.

Программа регистрации данных временных сетей по своим задачам аналогична программе регистрации компакт-дисков. Ее отличительной особенностью является предварительное преобразование файлов из внутреннего формата регистраторов «Байкал» к формату MiniSEED.

Сервис отложенной регистрации компакт-дисков запускается по определенному расписанию и проверяет временное хранилище данных на наличие новых задач. В случае их появления начинает регистрацию волновых форм через подсистему поддержки целостности архива В.

На сегодняшний день данные поступающие на компакт-дисках в формате GEOTECH, все еще продолжают добавляться в старое хранилище данных. Предполагается, что в скором будущем таких станций не останется и механизмы загрузки данных в формате GEOTECH более неактуальны. В связи с нарушением целостности и как следствие появления неоднозначности в данных, не все волновые формы из старого хранилища были перенесены в новое. После разрешения неоднозначности перенос данных будет продолжен.

Для конечных пользователей волновых форм не имеет значения, где именно они находятся и какой формат имеют. Для них разработан единый инструмент получения волновых форм. Был использован следующий инструментарий: языки программирования C++, Python 2.x; библиотеки libmseed, QT 4.x; в качестве СУБД используется MySQL версии не ниже 5.0.90.

Переход на новую систему сбора и хранения данных позволил в значительной степени повысить стабильность и оперативность получения данных группой обработки. Введение подсистемы поддержки целостности и использование формата MiniSEED

для хранения волновых форм разрешает многие технические трудности, возникавшие при использовании предыдущей версии системы. Модульность системы позволяет разнести ее элементы по разным серверам в случае нехватки вычислительной мощности одного сервера.

Литература

1. http://folkworm.ceri.memphis.edu/ew/SCHEMA_DOC/comparison/idc.htm — International Data Centre
2. http://www.iris.washington.edu/manuals/SEEDManual_V2.4.pdf — SEED Manual
3. <http://www.iris.edu/data/dmc-seedlink.htm> — IRIS DMC — SeedLink
4. <http://geofon.gfz-potsdam.de/geofon/seiscomp/SDS.html> — SeisComP Data Structure (SDS) 1.0

УДК 622.271.333:624.131.537

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОБОСНОВАНИИ МЕРОПРИЯТИЙ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

М.В. Сергутин, Д.И. Савельев, С.Н. Котлов

С начала 90-х годов прошлого столетия компьютерные технологии стали использоваться в России при решении гидрогеологических задач. В области горнопромышленной гидрогеологии основателем этого направления может считаться В.А. Мироненко. В настоящее время для численного моделирования геофильтрационных процессов в России и за рубежом чаще всего применяется американская программа MODFLOW, ее широко используют в практике гидрогеологических исследований.

При обосновании дренажных мероприятий на месторождениях, разрабатываемых открытым способом, численные геофильтрационные модели используются в основном для прогноза водопритоков в карьеры и определения параметров систем загрядительного дренажа. Однако при строительстве и эксплуатации карьеров глубиной более 200 м зачастую возникают проблемы, связанные с влиянием подземных вод на устойчивость прибортовых массивов [1]. Гидростатические давления, действующее в водонасыщенных прибортовых массивах, снижают эф-

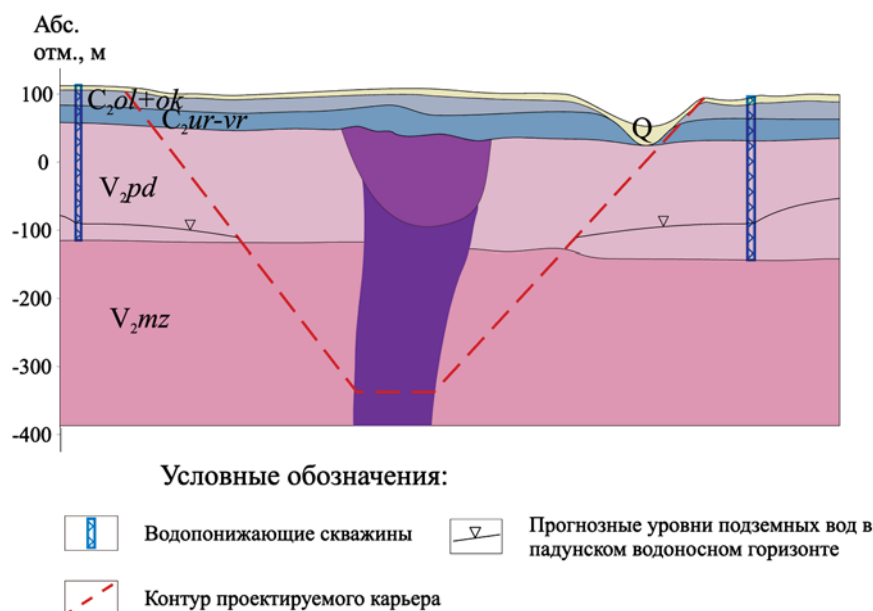


Рис. 1. Схематический геологический разрез месторождения алмазов им. В. Гриба

фективные напряжения и соответствующие силы трения, что может приводить к потере устойчивости бортов карьеров.

Сложная трехмерная структура потоков подземных вод в прибортовых массивах может быть установлена лишь с использованием численной геофильтрационной модели. Влияние гидростатических давлений на устойчивость борта карьера рассмотрено на примере месторождения алмазов им. В. Гриба (рис. 1).

В рассматриваемых условиях дренирование падунского (V_{pd}) и мезенского (V_{mz}) водоносных комплексов карьером и системой водопонижающих скважин сопровождается сложным распределением напоров и соответствующим этим напорам распределением гидростатических давлений прибортовых массивов.

Гидростатические давления в прибортовых массивах, сложенных мезенскими слоистыми слабопроницаемыми отложениями (переслаивание аргиллитов, алевролитов и песчаников), существенно влияют на устойчивость бортов карьера. Интенсивное развитие горных работ в глубину около 30 м в год и сравни-

тельно низкие значения пьезопроводности мезенских отложений — $(2 — 4) \times 10^2$ м²/сутки по горизонтали и $(20 — 40)$ м²/сутки вкрест напластования — предопределяют ограниченное снижение напоров в прибортовых массивах только за счет дренирующего действия карьера.

Для оценки рационального дополнительного снижения гидростатических давлений с целью обеспечения устойчивости бортов карьера выполнено моделирование условий эксплуатации горизонтальных разгрузочных скважин. Скважины длиной 200 м могут быть пройдены с подошвы карьера для опережающего снижения напоров (гидростатических давлений) в мезенских отложениях, залегающих ниже подошвы. При необходимости по мере увеличения глубины карьера следует оборудовать на разных отметках несколько ярусов горизонтальных скважин. Такой подход должен обеспечивать стабильную устойчивость бортов карьера по мере увеличения его глубины.

Опережающее снижение гидростатических давлений должно быть обеспечено в той части прибортового массива, в которой проходит потенциальная поверхность скольжения, что предопределяет выбор рациональной конфигурации системы разгрузочных скважин. В частности, веерная система разгрузочных скважин позволяет создать в глубине прибортового массива (на участке расположения потенциальной поверхности скольжения) дренажную сеть, по плотности соответствующую расстоянию между устьями скважин, пройденных в основании откоса борта (рис. 2). Горизонтальные скважины пройдены из карьера на определенной отметке группами по три скважины. Расстояние между группами скважин по контуру карьера составляет 50 м. В этом варианте в каждом из ярусов следует пройти 75 горизонтальных скважин.

Первый (верхний) ярус скважин целесообразно организовать на глубине около 120 м от кровли комплекса мезенских отложений (при глубине карьера 350 м). Выше этой отметки мезенская свита характеризуется наличием прослоев песчаников, которые способствуют снижению напоров в прибортовых массивах за счет дренажного воздействия карьера, поэтому устойчивость бортов при вскрытии этих отложений, очевидно, будет обеспечена без дополнительных дренажных мероприятий.

При необходимости второй ярус скважин может быть пройден при глубине карьера 400 м (170 м относительно кровли мезенских отложений). Для прогнозной оценки снижения напоров

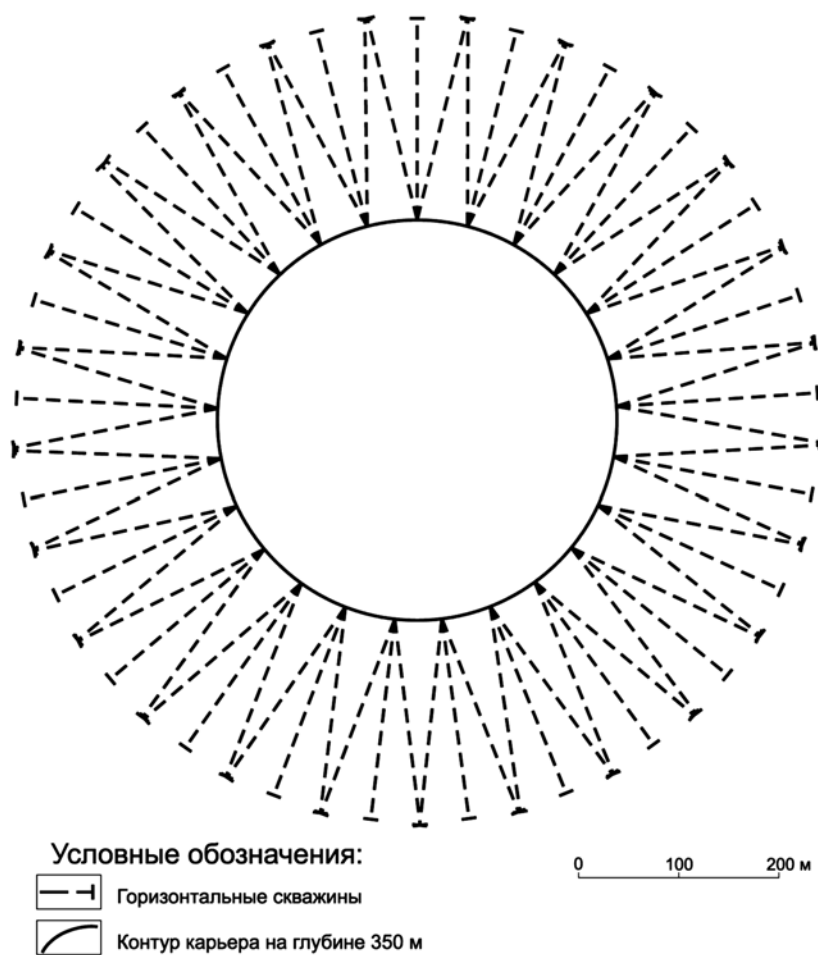


Рис. 2. План расположения одного яруса горизонтальных скважин

в мезенских отложениях создана локальная численная модель, которая представляет собой симметричный элемент общей геофильтрационной модели карьерного поля, который имитирует условия эксплуатации одной группы из трех горизонтальных скважин при заданной скорости углубки карьера. Внешняя граница моделируемой области (локальной модели) определялась таким образом, чтобы она располагалась за пределами зоны

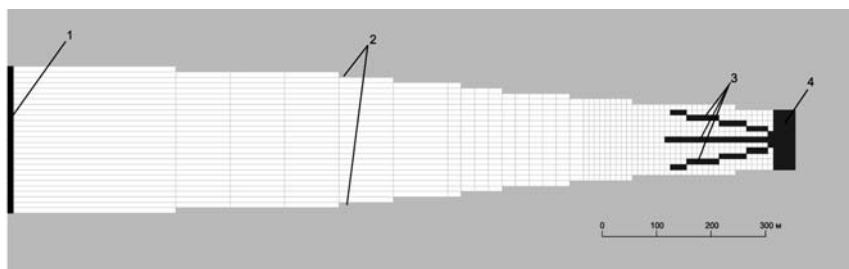


Рис. 3. Плановая разбивка моделируемой области на блоки:
1 — внешняя граница (с постоянным напором); 2 — непроницаемые границы; 3 — горизонтальные скважины; 4 — контур карьера

дренажного влияния скважин и карьера. В плане моделируемая область имеет вид равнобедренной трапеции с основаниями 110 м на борту карьера и 270 м на максимальном удалении от карьера. Плановая разбивка моделируемой области представлена на рис. 3.

Модель состоит из 6 слоев, верхний имитирует падунские отложения, а остальные 5 — мезенские. Мощность каждого слоя модели по мезенским отложениям составляет 50 м, а мощность слоя водонасыщенной части толщи падунских отложений принята равной 30 м. Каждый слой разбит на блоки, размер блоков изменяется от 10×10 м в непосредственной близости к карьеру до 300×10 м на максимально удаленном от карьера участке (см. рис. 3). По внешнему контуру на боковых границах моделируемой области задано граничное условие второго рода (непроницаемая граница); на внешней границе реализовано граничное условие первого рода (постоянный напор). На контуре карьера заданы условия высачивания подземных вод на откос борта. На верхней границе модели задано граничное условие первого рода (напор падунского комплекса, сниженный при эксплуатации водопонижающих скважин), нижняя граница модели непроницаемая. Принятые значения коэффициентов фильтрации мезенских отложений (K_x) заданы в пределах от 0,0019 до 0,0044 м/сутки. В вертикальном направлении коэффициенты фильтрации K_z были приняты на порядок меньшими, чем в горизонтальном. Коэффициент упругоемкости водонасыщенных пород принят равным 10^{-5} 1/м.

Горизонтальные скважины задавались с использованием модуля Drain; проводимость дрены определена по зависимости,

учитывающей осесимметричный характер потока в блоке, в котором задана разгрузочная скважина.

$$T_{\text{др}} = \frac{2\pi\Delta y\sqrt{K_x K_z}}{\ln \Delta x_{\text{ср}} - \ln r_c - 1,6}; \quad \Delta x_{\text{ср}} = \sqrt{\Delta z \Delta x}, \quad (1)$$

где $T_{\text{др}}$ — проводимость дрены; $\Delta x_{\text{ср}}$ — средний размер блока; r_c — радиус скважины; Δx , Δy , Δz — размеры блока (Δx — вертикальный размер блока); K_x , K_z — коэффициенты фильтрации по горизонтали и по вертикали [2].

Напоры в дренах заданы в соответствии с высотной отметкой центра блока.

Моделирование условий эксплуатации горизонтальных скважин выполнялось в нестационарной постановке — на модели при выделении расчетных стресс-периодов учитывалась скорость углубки карьера (около 30 м/год) и совместный дренажный эффект горизонтальных скважин и карьера на несколько расчетных моментов времени. Отсчет времени проводился от «момента» ввода скважин в эксплуатацию при учете начальных условий на этот момент. На модели были определены прогнозные напоры в мезенской толще на моменты времени 600 и 1200 суток после ввода в эксплуатацию первого яруса горизонтальных скважин.

На рис. 4 и 5 представлены гидрогеологические разрезы с распределением напоров в прибортовых массивах на момент 600 и 1200 суток при достижении максимальной глубины горных работ (450 м).

Напоры на участке возможного положения потенциальной поверхности скольжения между забоем скважины и откосом борта представлены на рис. 6.

На численной геофильтрационной модели остаточные напоры определялись также при эксплуатации двух ярусов горизонтальных скважин, пройденных из карьера на глубине 350 и 400 м.

По результатам моделирования оценена эффективность каждого из двух вариантов расположения горизонтальных скважин с использованием прогнозного распределения остаточных напоров в прибортовых массивах путем определения коэффициентов запаса устойчивости бортов с учетом соответствующих этим напорам гидростатических давлений.

Вариантный подход всегда необходим при моделировании гидрогеологических процессов, так как достоверность исходных

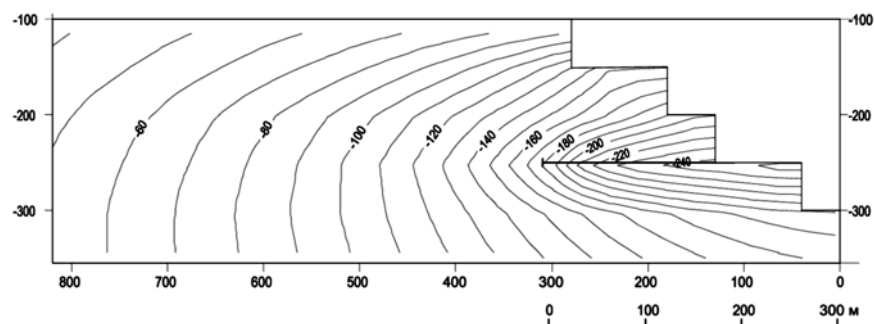


Рис. 4. Распределение напоров в прибортовом массиве по оси горизонтальной скважины спустя 600 суток после ввода в эксплуатацию первого яруса скважин

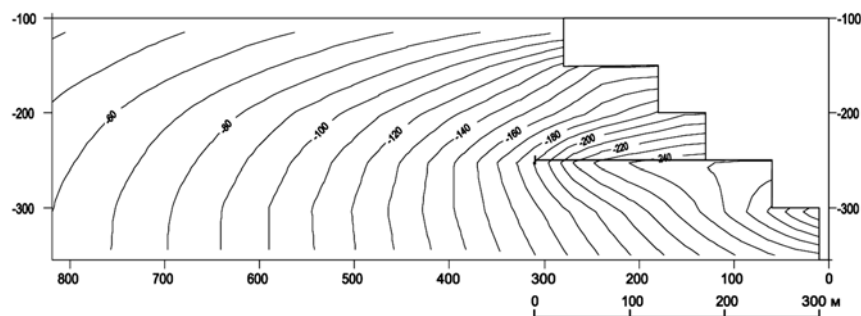


Рис. 5. Распределение напоров в прибортовом массиве по оси горизонтальной скважины спустя 1200 суток после ввода в эксплуатацию первого яруса скважин

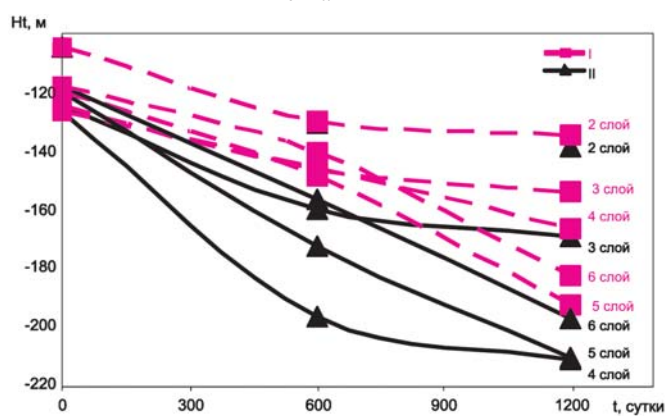


Рис. 6. Прогнозные изменения напоров (H_i) в мезенских отложениях на участке потенциального расположения поверхности скольжения в прибортовом массиве:

I — при дренировании только карьером (без горизонтальных скважин); *II* — с учетом эксплуатации горизонтальных скважин и дренирования карьером

фильтрационных параметров зачастую может быть сомнительна и, следовательно, для обеспечения достоверности прогнозов необходимо оценивать несколько возможных вариантов прогнозируемых процессов. В данном случае было принято решение об использовании двух вариантов модели с различными условиями дренирования мезенской толщи для выявления экономически рационального коэффициента запаса устойчивости бортов карьера, в результате чего определен рациональный вариант снижения напоров прибортовой части мезенского комплекса за счет эксплуатации 75 горизонтальных скважин, размещенных в виде одного яруса на глубине карьера 350 м. Этот вариант обеспечивает устойчивость бортов карьера глубиной 450 м с коэффициентом запаса 1,35.

Статья подготовлена по результатам исследований, выполненных по теме: «Сопровождение разработки проектной документации «Строительство ГОКа на базе месторождения алмазов им. В. Гриба».

Литература

1. *Норватов Ю.А.* Изучение и прогноз техногенного режима подземных вод. — Л.: Недра, 1988. — 256 с.
2. *Ломакин Е.А., МIRONENKO В.А., Шестаков В.М.* Численное моделирование геофильтрации. — М.: Недра, 1988. — 228 с.

Сведения об авторах

Абдибеков Н.К., к.т.н, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан.

Абдыкенов О.Б., геофизик, Рудоуправление ПО «Жезказганцветмет» — филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», Казахстан.

Аверьянов К.А., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Алексеев В.С., научный сотрудник, Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Алферова Н.В., научный сотрудник, Воронежский государственный университет, г. Воронеж, Россия.

Андонов Э.Г., д.т.н., инженер, преподаватель, Горно-геологический университет, г. София, Болгария.

Андонова М.Б., старший эксперт, экономист, МДТ «Изгрев», г. София, Болгария.

Андреев М.Н., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Андреева Л.Н., студентка, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Антипин Ю.Г., к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Антонинова Н.Ю., к.т.н., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Артемов А.О., аспирант, Пермский государственный технический университет, г. Пермь, Россия.

Ахметов Р.М., к.г.-м.н., Институт геологии Уфимского научного центра РАН, г. Уфа, Республика Башкортостан, Россия.

Бабошко А.Ю., магистр, м.н.с., Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.

Баланчук В.Р., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Барановский К.В., ведущий инженер, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Бахтияров В.Ф., научный сотрудник, Камчатский филиал Геофизической Службы РАН, г. Петропавловск-Камчатский, Россия.

Бикметов Д.Р., магистр, Башкирский государственный университет, г. Уфа, Республика Башкортостан, Россия.

Бобыльский А.С., м.н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Богуславский Э.И., д.т.н., проф., зав. кафедрой, директор Центра докторантуры и аспирантуры, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Бондаренко С.В., к.г.-м.н., с.н.с., Воронежский государственный университет, г. Воронеж, Россия.

Борисков Ф.Ф., с.н.с., к.г.-м.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Борхович С.Ю., к.т.н., зам. декана, доцент, Удмуртский государственный университет, г. Ижевск, Республика Удмуртия, Россия.

Буравлева Е.Н., научный сотрудник, Воронежский государственный университет, г. Воронеж, Россия.

Бякова А.В., студентка, Удмуртский государственный университет, г. Ижевск, Республика Удмуртия, Россия.

Васильев Ю.Н., к.э.н., доцент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Верховцева Н.В., д.б.н., проф., Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова, г. Москва, Россия.

Веснин А.В., к.т.н., зав. кафедрой, Криворожский технический университет, г. Кривой Рог, Украина.

Володченко К.Е., магистр, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Гаврильев Д.М., старший инженер, Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Гамишаева М.Дж., ведущий инженер, Азербайджанская государственная нефтяная академия, г. Баку, Азербайджан.

Гендлер С.Г., д.т.н., проф., Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Гильфанова В.И., м.н.с., Институт природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН, г. Чита, Россия.

Горбатова Е.А., к.т.н., доцент, зав. кафедрой, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Долговых Ю.В., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Дураченко А.В., магистр, программист, Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Еманов А.А., к.г.-м.н., заведующий лабораторией, Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Емельяненко Е.А., к.т.н., доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Ермолин Е.Ю., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Ефименко С.А., главный геофизик, ТОО «Корпорация Казахстан», Карагандинская обл., Казахстан.

Жабко А.В., к.т.н., доцент, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Жариков С.Н., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Журавлев А.Г., к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Загреддинов Р.В., к.ф.-м.н., доцент, Казанский приволжский (федеральный) университет, г. Казань, Республика Татарстан, Россия.

Зверева В.П., д.г.-м.н., с.н.с., Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Россия.

Звонарев А.Е., к.г.-м.н., научный сотрудник, Воронежский государственный университет, г. Воронеж, Россия.

Золотарева Г.С., к.г.-м.н., с.н.с., Воронежский государственный университет, г. Воронеж, Россия.

Иванов А.В., студент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Иванова Н.В., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Иванова О.В., студентка, Ярославский государственный университет им. П.Г. Демидова, г. Ярославль, Россия.

Игнатов М.Н., д.т.н., Криворожский технический университет, г. Кривой Рог, Украина.

Игнатова А.М., аспирант, ассистент, Пермский государственный технический университет, г. Пермь, Россия.

Ингеров О., к.г.-м.н., «PHOENIX GEOPHYSICS» LTD, г. Торонто, Канада.

Кава П.Б., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Казаков А.А., аспирант, Тюменский государственный нефтегазовый университет, г. Тюмень, Россия.

Караулов Н.Г., к.т.н., доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Каргаполов А.А., студент, Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Россия.

Кашеев Р.А., д.ф.-м.н., проф., Казанский приволжский (федеральный) университет, г. Казань, Республика Татарстан, Россия.

Кенжегалиев Н.А., научный сотрудник, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан.

Ковган Д.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Ковшов С.В., к.т.н., ассистент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Кокишева Л.М., инженер, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан.

Комаров Р.В., ассистент, Казанский приволжский (федеральный) университет, г. Казань, Республика Татарстан, Россия.

Кондакова Г.В., к.б.н., доцент, Ярославский государственный университет им. П.Г. Демидова, г. Ярославль, Россия.

Корабельщиков Д.Г., м.н.с., Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Коржавых П.В., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Костина А.М., инженер, аспирант, Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Россия.

Котлов С.Н., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Красников А.А., научный сотрудник, магистр, Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Кубак Д.А., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Кузнецов В.С., к.т.н., доцент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Лазарев В.Н., к.э.н., с.н.с., Московский филиал Всероссийского научно-исследовательского геологического института им. А.П. Карпинского, г. Москва, Россия.

Лебедев И.Ф., к.т.н., научный сотрудник, Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Лешан И.Ю., ассистент, Башкирский государственный университет, г. Уфа, Республика Башкортостан, Россия.

Лимарев М.С., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Лысянский М.С., магистр, инженер, Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Мажитов А.М., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Матвеев А.И., д.т.н., с.н.с., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Маусымбаева А.Д., магистр, начальник Отдела международных связей, Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан.

Мешеряков Э.Ю., к.т.н., доцент кафедры, Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Монастырская О.Ю., аспирант, Криворожский технический университет, г. Кривой Рог, Украина.

Монастырский Ю.А., к.т.н., доцент, с.н.с., Криворожский технический университет, г. Кривой Рог, Украина.

Никитин И.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Павлович А.А., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Пилюгин Е.А., к.э.н., с.н.с., Московский филиал Всероссийского научно-исследовательского геологического института им. А.П. Карпинского, г. Москва, Россия.

Плескунов В.А., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Подтяпурина О.А., студентка, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Полещук А.В., Геологический институт РАН, г. Москва, Россия.

Пономарев А.И., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Портнов В.С., д.т.н., начальник Департамента по организации учебного процесса, Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан.

Потанин М.М., м.н.с., Институт экономических исследований ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Почужевский О.Д., аспирант, Криворожский технический университет, г. Кривой Рог, Украина.

Распопов Р.В., аспирант, Институт криосферы Земли СО РАН, г. Тюмень, Россия.

Резник А.В., м.н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Савельев Д.И., м.н.с., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Сапронов А.Е., аспирант, Казанский приволжский (федеральный) университет, г. Казань, Республика Татарстан, Россия.

Сас П.П., научный сотрудник, Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Семенов А.С., к.т.н., ассистент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Семенов С.Н., ведущий инженер, Донской ГОК, Научно-инженерный центр, г. Хромтау, Казахстан.

Сергутин М.В., м.н.с., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), Санкт-Петербург, Россия.

Серый Р.С., научный сотрудник, Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Систук В.А., аспирант, Криворожский технический университет, г. Кривой Рог Днепропетровской обл., Украина.

Славицкая Ю.О., к.э.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Смирнов Ю.Д., к.т.н., ассистент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Соколов И.В., к.т.н., зав. лабораторией, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Соловьев И.Г., с.н.с., к.т.н., Институт проблем освоения Севера, г. Тюмень, Россия.

Стрелка И.А., студент, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Сыздыков Н.Е., начальник геофизической службы, Рудоправление ПО «Жезказганцветмет» — филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», Казахстан.

Сычев И.В., м.н.с., Алтае-Саянский филиал Геофизической службы СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Таран И.А., к.т.н., доцент, зав. кафедрой, Национальный горный университет, г. Днепропетровск, Украина.

Тарасов П.И., к.т.н., зав. сектором, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Тарасов С.П., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Удачин В.Н., к.г.-м.н., доцент, зав. лабораторией, Институт минералогии УрО РАН, г. Миасс, Россия.

Усачев В.Д., аспирант, м.н.с., ООО «Газпром-ВНИИГАЗ», г. Москва, Россия.

Фалейчик Л.М., к.т.н., с.н.с., Институт природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН, г. Чита, Россия.

Фауль А.А., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Федин К.В., аспирант, м.н.с., Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Филиппов В.Е., д.г.-м.н., с.н.с., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Филиппова К.А., к.г.-м.н., научный сотрудник, Институт минералогии УО РАН, г. Миасс, Россия.

Фомин С.И., д.т.н., проф., доцент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Цветкова А.Ю., к.э.н., доцент, Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет) им. Г.В. Плеханова, г. Санкт-Петербург, Россия.

Цирель С.В., д.т.н., с.н.с., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Цыганова В.А., студентка, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Черепанов В.А., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Шайнуров И.А., аспирант, Институт криосферы Земли СО РАН, г. Тюмень, Россия.

Шамилов В.М., к.т.н., доцент, начальник технического отдела, Азербайджанская государственная нефтяная академия, г. Баку, Азербайджан.

Шафигуллина Г.Т., к.г.-м.н., с.н.с., Институт геологии Уфимского научного центра РАН, г. Уфа, Республика Башкортостан, Россия.

Шеменёв В.Г., к.т.н., зав. лабораторией, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Эфендиева З.Дж., к.т.н., доцент, Азербайджанская государственная нефтяная академия, г. Баку, Азербайджан.

Юдина О.С., студентка, Удмуртский государственный университет, г. Ижевск, Республика Удмуртия, Россия.

Юсупова А.С., студентка, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Яшина А.В., магистр, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Алексеев В.С. Экспериментальные исследования комплексного воздействия природных процессов на концентрацию полезных компонентов в приплотиковой области техногенной россыпи.....	7
Андонов Э.Г. Об энергетическом балансе в образцах гипса при объемном напряженном состоянии	16
Андонова М.Б. Нормы права по экологии недропользования в Болгарии.....	28
Антонинова Н.Ю., Борисков Ф.Ф. Переработка медносульфидных магнетитовых руд	35
Бобыльский А.С. Разработка обводненных пологопадающих угольных месторождений без предварительного осушения	39
Богуславский Э.И., Андреев М.Н. Обоснование технологии разработки подкарьерных запасов якутских кимберлитовых трубок в сложных гидрогеологических условиях.....	46
Веснин А.В., Монастырский Ю.А. Определение необходимости и объемов технических воздействий по показателям стабильности работы карьерного автотранспорта	54
Веснин А.В., Монастырский Ю.А., Почужевский О.Д. Основные направления улучшения эксплуатационных свойств карьерных автосамосвалов	63
Веснин А.В., Систук В.А., Монастырский Ю.А. Выбор передаточного числа редуктора мотор-колеса карьерных автосамосвалов с электромеханической трансмиссией, обеспечивающего максимальную производительность	69
Гаврильев Д.М., Филиппов В.Е. Поведение частиц в потоке в зависимости от их гидравлической крупности и плотности.....	77
Емельяненко Е.А., Горбатова Е.А., Аверьянов К.А. Использование породных отвалов в качестве дополнительного источника минерального сырья при комплексном освоении медноколчеданных месторождений Южного Урала	82
Ефименко С.А., Сыздыков Н.Е., Абдыкенов О.Б., Портнов В.С., Маусымбаева А.Д. Рентгенорадиометрический анализ полиметаллических руд Жезказгана на серебро	88
Журавлев А.Г. Адекватность приведенного расстояния при нормировании работы карьерного автотранспорта	98
Зверева В.П., Костина А.М. Оценка и прогноз экологического состояния оловосульфидных хвостохранилищ Комсомольского района методом физико-химического моделирования	107
Золотарева Г.С., Бондаренко С.В., Звонарев А.Е., Буравлева Е.Н., Алферова Н.В. К проблеме извлекаемости полезных компонентов из	

титан-циркониевых россыпных объектов (на примере месторождения Центральное)	117
Караулов Н.Г., Стрелка И.А., Долговых Ю.В. Особенности вскрытия горизонтов при разработке месторождений мрамора Челябинской области	125
Кондакова Г.В., Верховцева Н.В., Иванова О.В. Микробиологические исследования подземных вод в связи с бурением глубоких скважин	132
Коржавых П.В., Богуславский Э.И. Изыскание технологии разработки нижних горизонтов шахты им. Губкина	140
Кубак Д.А. Рациональное использование природных ресурсов путем разработки высокоэффективных реагентных режимов при флотации углей	146
Лебедев И.Ф., Матвеев А.И. Результаты испытания пневмосепаратора ПОС-2000 при отрицательных температурах	151
Лимарев М.С. Исследование влияния элементного состава и строения кремнийорганических соединений на эффективность их действия при флотации углей	158
Мажитов А.М., Мещеряков Э.Ю. Опыт проектирования и применения систем подземной разработки различных классов в границах одного месторождения	163
Монастырский Ю.А., Монастырская О.Ю. Человеческий фактор в автотранспортной системе карьера как возможность для управления себестоимостью продукции	167
Резник А.В. Разработка вскрышных пород с твердыми включениями на буроугольных месторождениях КАТЭК	174
Семенов А.С., Фомин С.И., Пономарёв А.И. Определение объемов готовых к выемке запасов с учетом оптимального формирования рабочей зоны карьеров	183
Серый Р.С. Исследование процессов дезинтеграции высокоглинистых песков россыпных месторождений при электроразрядном и ультразвуковом воздействии	190
Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В. Изыскание рациональной технологии отработки наклонного месторождения ценного кварцевого сырья	196
Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Экономико-математическое моделирование вариантов вскрытия при комбинированной разработке месторождений	204
Таран И.А. Методика комплексной оценки и автоматизированного конструирования трансмиссий шахтных дизелевозов	211
Тарасов П.И., Баланчук В.Р., Подтяпурина О.А. Экономическая эффективность внедрения внутрибортного перегрузочного пункта на примере карьера Комсомольский	223
Тарасов С.П., Ковган Д.В. Многоцелевая самоходная буровзрывная установка	228
	543

Черепанов В.А. К вопросу определения технических параметров троллей-автопоездов	235
Шайнуров И.А., Соловьев И.Г. Программа оптимального скоростного режима подъема подвески НКТ-ЭЦН	244

ГЕОЭКОЛОГИЯ И ГЕОЭКОНОМИКА

Бабошко А.Ю. Физико-химические аспекты эмиссии экотоксикантов и шламов калийного производства в окружающую среду.....	255
Бикметов Д.Р. Мониторинг подземных вод на территории ОАО «Уфимский нефтеперерабатывающий завод»	260
Бякова А.В., Юдина О.С., Борхович С.Ю. Выбор оптимального варианта утилизации попутного нефтяного газа (на примере ОАО «Белкамнефть»)	265
Гендлер С.Г., Ковшов С.В., Кузнецов В.С. Оценка влияния внешних отвалов на формирование пылевой нагрузки горнорабочих карьеров....	272
Гильфанова В.И., Фалейчик Л.М. Оценка ущерба традиционному природопользованию коренных малочисленных народов Севера при освоении минеральных ресурсов в условиях горной тайги (на примере Забайкальского края).....	277
Иванова Н.В. Основные направления оздоровления горнодобывающих предприятий в условиях доработки запасов месторождений.....	283
Казаков А.А. Модель динамики выработки локальной водоплавающей зоны коллектора.....	292
Котлов С.Н., Володченко К.Е., Яшина А.В. Использование имитационного моделирования для планирования и интерпретации опытно-фильтрационных работ при разведке месторождений твердых полезных ископаемых	299
Лазарев В.Н., Пилюгин Е.А. Центры экономического роста — приоритетные плацдармы развития минерально-сырьевой базы России	306
Лешан И.Ю., Ахметов Р.М. Микроэлементы в подземных водах нефтедобывающих и горнорудных предприятий	317
Потанин М.М. Методический подход к оценке экономических эффектов крупных минерально-сырьевых проектов в регионе (на примере Дальнего Востока)	324
Распопов Р.В., Соловьев И.Г. Повышение устойчивости оценок параметров нефтяного коллектора на основе образов симметрии фильтрационных свойств.....	333
Сас П.П. Создание математической модели расчёта параметров гидропотока на гидроэлеваторных приборах	340
Славиковская Ю.О. Территории горнопромышленного комплекса в постотрабочный период.....	348
Смирнов Ю.Д., Иванов А.В. Недостатки современных систем пылеподавления и рациональный метод круглогодичного пылеподавления...	352

Цветкова А.Ю., Васильев Ю.Н. Эколого-экономическая оценка эффективности комплексного использования месторождения железистых кварцитов ОАО «Карельский Окамыш»	360
Усачев В.Д. Гидроэкологический мониторинг при эксплуатации Ямбургского месторождения	366
Шафигуллина Г.Т., Удачин В.Н., Филиппова К.А. Геохимия тяжелых металлов в техногенных почвах Учалинской и Сибайской геотехнических систем	372
Эфендиева З.Дж., Шамилов В.М., Гамишаева М.Дж. Перспективы открытой геотехнологии разработки старых нефтяных месторождений Азербайджана	380

ГЕОМЕХАНИКА И РАЗРУШЕНИЕ

Андреева Л.Н. Сходства и различия в глубинном строении и истории формирования Уральской и Пайхой-Новоземельской складчатых областей	387
Жабко А.В. Расчет устойчивости однородных оснований и откосов	397
Ермолин Е.Ю., Ингерев О. Оценка параметров двумерных проводящих тел изометричного сечения по особым точкам частотных характеристик типпера	407
Жариков С.Н., Шменёв В.Г. О влиянии технологических взрывов на активизацию современных геодинамических движений в районах недропользования	415
Игнатова А.М., Игнатов М.Н., Артемов А.О. Деформирование и разрушение образцов камнелитых изделий из симиналов типа базальтов в условиях одноосного сжатия	425
Кашеев Р.А., Бахтиаров В.Ф., Загреддинов Р.В., Комаров Р.В., Сапронов А.Е. Использование геодезических спутниковых технологий для геодинамических исследований в районах активной нефтедобычи Республики Татарстан	435
Кокишева Л.М., Абдибеков Н.К., Кенжегалиев Н.А. Компьютерное моделирование геомеханической ситуации при формировании первоначального внутреннего отвала	442
Лысянский М.С., Красников А.А. Мониторинг динамических характеристик инженерных сооружений методом стоячих волн	453
Плескунов В.А., Гендлер С.Г. Определение количественных значений барометрической, гравитационной и ветровой составляющих естественной тяги	465
Полещук А.В. О некоторых закономерностях проявления процессов силогенеза в тектонической эволюции Онежской мульды Балтийского щита	469
Семенов С.Н. Новые методы заполнения закрепного пространства горизонтальных горных выработок в условиях проходки и увеличение	545

безопасности труда при ликвидации вывалообразования на шахтах Донского ГОКа	478
Федин К.В., Каргаполов А.А., Красников А.А. Выделение стоячих волн из микросейсмического поля (по данным физического моделиро- вания)	485
Фомин С.И., Фауль А.А., Кава П.Б. Повышение устойчивости- бортов карьеров в конечном положении.....	494
Цирель С.В., Павлович А.А. Техногенная сейсмичность при разра- ботке месторождений открытым способом.....	501
Цыганова В.А., Юсупова А.С. Экспериментальные данные по мно- гократному измерению горизонтальных углов	509
Юсупова А.С., Цыганова В.А. Оценка погрешности измерения горизонтальных углов.....	513

ГЕОИНФОРМАТИКА

Дураченко А.В., Еманов А.А., Корабельщиков Д.Г., Сычев И.В. Сбор и хранение данных сейсмической сети Алтае-Саянского филиала Геофизической службы СО РАН	521
Сергутин М.В., Савельев Д.И., Котлов С.Н. Использование совре- менных компьютерных технологий при обосновании мероприятий, обеспечивающих устойчивость бортов карьеров.....	526
Сведения об авторах	534

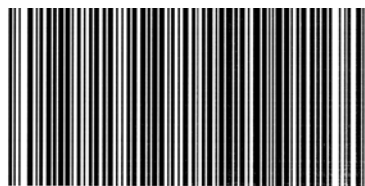
Научное издание

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Материалы V Всероссийской молодежной
научно-практической конференции
(с участием иностранных ученых)
8 — 11 февраля 2011 г.

Рекомендовано к печати
Ученым советом Института горного дела
и НИСО УрО РАН

ISBN 978-5-791-2177-7



9 78 - 5 - 791 - 2177 - 7

Редактор **Н.У. Макарова**
Ответственный за выпуск **В.А. Черепанов**

Компьютерная верстка **И.И. Глазыриной**

НИСО УрО РАН 59(10). Подписано в печать 24.01.2011.
Формат 60×84 1/16. Уч.-изд. л. 34,0. Тираж 150.
Заказ 6.

ИГД УрО РАН
620219, г. Екатеринбург, ГСП-936, ул. Мамина-Сибиряка, 58
Типография «Уральский центр академического обслуживания»
620990 г. Екатеринбург, ул. Первомайская, 91