ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ 2010

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ 2010

Российская академия наук
Уральское отделение
Институт горного дела

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Материалы IV Всероссийской молодежной научно-практической конференции 9 — 12 февраля 2010 г.

ЕКАТЕРИНБУРГ
2010

УДК 622.014.3:553.04
П78

Проблемы недропользования: материалы IV Всероссийской молодежной научно-практической конференции, 9 — 12 февраля 2010 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2010. — 606 с.
ISBN 978 — 5 — 791 — 2139 — 5.

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

Научная программа конференции включала 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 Балеком А.Е., Боликовым В.Е., Борисковым Ф.Ф., Зотеевым О.В., Зубковым А.В., Коноревым М.М., Корнилковым С.В., Лаптевым Ю.В., Липиным Я.И., Мельником В.В., Панжиным А.А., Саканцевым М.Г., Сашуриным А.Д., Смирновым А.А., Столяровым В.Ф., 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 — кандидаты технических наук
А.В. Глебов, А.Г. Журавлёв

© Авторы, 2010
© Институт горного дела УрО РАН, 2010

Уже четыре года подряд в Институте горного дела УрО РАН проводится Всероссийская молодежная научно-практическая конференция по проблемам недропользования. За это время возросло количество ее участников, появились постоянные члены молодежных групп и направлений, расширилась география организаций и тематика докладов, повысилось качество представляемых материалов. В 2008 году для повышения статуса сборника докладов Институтом были приняты рекомендации участников конференции о рецензировании представленных статей с последующим их отбором.

Рецензированием представленных материалов занимались ведущие специалисты института, среди них 1 член-корреспондент РАН, 10 докторов и 8 кандидатов наук. Настоящий сборник материалов конференции является третьим прошедшим оценку качества представленных материалов, поэтому организаторы считают необходимым подвести некоторые итоги. Это особенно важно, поскольку одним из основных квалификационных требований к научному работнику является умение представить результаты своих исследований в заданном объеме (реферат, тезисы, статья, доклад, отчет, монография) на заданную тему.

Анализ свидетельствует о том, что в большинстве своем представленные материалы, за некоторыми исключениями, были достаточно качественными, и они рекомендованы рецензентами к публикации в определенных тематических разделах сборника. Исключением являются статьи, не относящиеся (даже косвенно) к тематике конференции, или отказ авторов от

исправлений, рекомендованных рецензентами. Интересен тот факт, что по многим докладам во время рецензирования была развита полемика, авторы отстаивали свое мнение, что, несомненно, расширило круг понимания ими ряда вопросов, «закалило» умение приводить нужные аргументы в защиту проделанной работы. Анализ предметных замечаний рецензентов, учтенных авторами в ходе дискуссий, в данном материале не приводится.

Следует остановиться на следующих общих замечаниях рецензентов и редакционного совета:

Авторские материалы не соответствуют предъявляемым требованиям по оформлению статей, что влечет за собой большой объем редакторской и корректорской работы.

Название многих статей не соответствует их внутреннему содержанию, что является показателем недостаточной степени продуманности представляемого материала.

Часть статей целиком носит характер ретроспективного анализа, в том числе со ссылками на источники 1960 — 1970-х годов или свод действующих (и отмененных) нормативных документов, что допустимо и обязательно при подготовке отчетов по НИР или диссертационных работ, но не соответствует назначению и духу научной статьи.

Иногда авторы пытаются дать собственное определение какого-либо процесса, технологии и т. п., более узкое, чем уже известное классическое. Это может приветствоваться в том случае, когда не только формулируется определение, но и иллюстрируется его специфика, а главное — практические или научные следствия, вытекающие из него.

Молодые авторы мало уделяют внимания трудам своих предшественников в области геомеханики, геотехнологии, геоэкологии, тогда как понимание ценности сделанного ранее помогает сконцентрировать внимание на главном, новом, отличающемся.

Материалы конференции ориентированы на решение молодыми учеными следующих новых актуальных вопросов по различным аспектам недропользования.

В области геомеханики и разрушения горных пород статьи посвящены важным с теоретической и прикладной точки зрения вопросам:

— исследования воздействия промышленных взрывов на объекты городской инфраструктуры с целью обеспечения безопасности зданий и сооружений, а также оценки влияния тектони-

ческих нарушений на распространение сейсмических волн от взрывов на шахтах Урала;

— изучения процесса сдвижения горных пород при влиянии техногенной деятельности и активных разломов, в том числе на участке Сарановского рудного месторождения, особенностей его геологического строения, а также разработки методики измерения смещений структурных элементов оцениваемых участков и выдачи рекомендаций о дальнейших действиях на объектах месторождения в условиях активных сдвижений;

— изучения фракционного состава продуктов дробления при различных вариантах крупности исходного сырья, на основании которых установлено соотношение выхода фракций 5 — 20 и 20 — 40 мм, зерен лещадной формы 10 — 15 % в общем объеме, с целью производства кубовидного щебня, имеющего повышенный спрос;

— обоснования путей снижения обводненности очистных работ на шахте ДНК Донского ГОКа Республики Казахстан;

— изучения геодинамической активности формирующей напряженно-деформированное состояние массива горных пород в горных выработках методом спектрального сейсмопрофилирования и георадарного зондирования, в том числе на горизонте –560 м шахты ДНК Донского ГОКа Республики Казахстан;

— выявления геохимических особенностей природных газов кимберлитовых месторождений, отражающих общие черты их распространения, различия в составах, в местах концентрации, что особенно актуально для рудников АК «АЛРОСА»;

— применения газогеохимического и структурно-геоморфологического методов для выявления геодинамически активных зон Восточного Донбасса, а также для мониторинга водозащитной толщи соляных месторождений Березняковского калийного подземного рудника № 1;

— применения передовых современных технологий съемки геометрических параметров разнообразных строительных конструкций с использованием наземного лазерного сканирования;

— установления наиболее нагруженных участков элементов систем разработки и характера распределения напряжений в конструктивных элементах в условиях высокой изменчивости параметров рудного тела с целью проведения мероприятий по управлению горным давлением и снижению степени удароопасности.

В области открытой и подземной геотехнологии молодые ученые предложили решения по:

— технологии интерпретации геофизических данных с целью измерения магнитного поля в воздухе на Кингашском медно-никелевом месторождении, позволяющей получить представление о строении и морфологии рудного базит-гипербазитового массива и имеющей перспективы использования в процессе аэрогеофизических исследований на стадии прогнозных поисков генетического типа медно-никелевого оруденения;

— установлению корреляционных связей между содержанием серебра и меди на месторождении Жезказган с помощью рентгенорадиометрического способа и разработки на этой основе методики управления качеством рудопотоков полиметаллического сырья, позволяющей существенно развить информационно-техническую базу распределения основных и сопутствующих рудных компонентов в товарной руде;

— разработке комплексной многофункциональной системы рудоподготовки на базе ядерно-геофизических технологий с целью обеспечения: управляемого регулирования отгрузки руды из рудоспусков в вагонетки на откаточных горизонтах шахт ПО «Жезказганцветмет» ТОО «Корпорация Казахмыс», управляемого усреднения качества руды на внутришахтных смесительных складах штабельного типа, внутришахтной рудосортировки и сепарации отбитой горной массы, раздельной переработки на обогатительной фабрике медной руды разной обогатимости;

— совершенствованию технологий открытой и подземной разработки месторождений на основе перемещения горной массы технологическими крупномасштабными управляемыми селевыми потоками, позволяющими уменьшить себестоимость добычи 1 т твердых полезных ископаемых не менее чем в 1,5 раза;

— изучению факторов, определяющих методику оптимизации календарного плана группы карьеров в составе единой горнотехнической системы;

— исследованию вариантов техники и технологии разработки Редутовского месторождения природного камня.

В области геоэкологии и рудничной аэрогазодинамики рассмотрены вопросы:

— исследования геохимических потоков рассеяния отходов обогащения калийных руд для оценки их экологической опасно-

сти с учетом эффектов взаимодействий, направленность которых определяется условиями зоны гипергенеза, минерализацией, температурными колебаниями, влажностью, механическими воздействиями и др.;

— разработки методики и алгоритма расчета оптимальных параметров и режимов работы вентиляторов главного проветривания шахтных вентиляционных сетей, которые можно обеспечить при расчете аэродинамических сопротивлений шахтной вентиляционной сети по критерию минимума затраченной на проветривание горных выработок электроэнергии;

— определения эколого-геохимического состояния природных вод в зоне активного водообмена южной части Кузбасса (Талдинской площади), на основании которых установлено, что концентрация техногенных элементов в подземных водах значительно выше, чем в поверхностных; поверхностные воды загрязнены повсеместно, а подземные — локально. При этом наибольшие концентрации загрязняющих элементов установлены вблизи городов и основных производственных комплексов юга Кузбасса;

— анализа различных способов утилизации отходов нефтеперерабатывающих предприятий с учетом специфики объекта и разработки элементов технологии «мокрой» химии и экстракции, позволяющих производить разделение компонентов отходов и извлекать из них наиболее ценные;

— исследования природных факторов, характеризующих защищенность подземных вод при разработке нефтегазовых залежей, и установления основных компонентов геологической среды — зон аэрации, пресных вод, карстовых процессов и тектонических нарушений, — которые следует учитывать в целях защиты подземных вод от загрязнения;

— определения классификационных признаков при типизации геологической среды на основе установления изменения гидрогеологических условий в глубоких горизонтах и в загрязнении пресных вод при разработке месторождений высоковязких нефтей и природных битумов;

— применения ультразвуковых воздействий в нефтегазовом производстве как способа повышения рентабельности производства и метода снижения негативного влияния на окружающую среду при бурении и вскрытии продуктивного горизонта скважины (ОАО «Татнефтепром» и НПФ «Тимурнефтегаз»);

— исследования влияния коэффициента кристаллогидратного давления и температуры угольных пластов на интенсивность процессов газовыделения, подтверждающие гипотезу о возможном их участии в развитии аварий на шахтах, что может явиться основой для разработки методик прогнозирования аварийных ситуаций.

Желаем молодым ученым нашей страны дальнейших успехов!

Оргкомитет конференции, рецензенты

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 622.014.2: 550.835.41

ВАРИАНТ КОМПЛЕКСНОЙ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ РУДОПОДГОТОВКИ НА БАЗЕ ЯДЕРНО-ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

О.Б. Абдыкенов, Н.Е. Сыздыков, С.А. Ефименко

Современное состояние рынка цветных металлов Казахстана однозначно свидетельствует: максимальная экономическая эффективность от разработки месторождений может быть достигнута главным образом за счет мероприятий по повышению полноты извлечения и комплексности использования запасов минерального сырья в недрах. Прежний подход (за счет интенсификации процессов добычных работ) стремительно теряет актуальность. В первую очередь сказанное выше справедливо для крупных горнодобывающих предприятий, отрабатывающих запасы комплексных полиметаллических руд, в частности, для рудников подземной добычи ПО «Жезказганцветмет» — филиала ТОО «Корпорация Казахмыс», характеризующихся: последовательно-параллельным порядком отработки месторождения, эксплуатационных блоков и панелей; разнообразием применяемых систем разработки; значительным количеством одновременно находящихся в добыче блоков, камер и панелей с различным качеством руд; линейными, комбинированными и расходящимися моделями рудопотоков; полиметалльным характером оруденения (наряду с Cu в наличии значительные запасы Pb, Zn, Ag, Cd, Re, S); многоярусностью промышленного оруденения (9 горизонтов, 22 пласта серых полимиктовых песчаников, 27 рудных залежей, 390 рудных тел); отсутствием явно выраженных контуров рудных залежей и тел; четырьмя технологическими сортами руд: медные сульфидные, комплексные (Cu — Pb, Cu — Pb — Zn), свинцовые (Pb, Pb — Zn, Zn) и смешанные (сульфидно-окисленные).

Для Жезказгана представляется оптимальной концепция технического перевооружения рудников в рамках диверсификации горного производства, предложенная Г.Г. Ломоносовым [1], согласно которой на рудники наряду с добычей руды возлагаются функции первичной рудоподготовки, то есть доведения качества добытой руды до состояния, превышающего качество руды в отрабатываемых контурах залежей, путем выполнения совокупности разделительных (сепарационных) и смесительных (усредни-

тельных) процессов и организации работы рудников по принципу «больше — через качество продукции», что позволит повысить их конкурентоспособность на рынке минеральных ресурсов. Концепция предполагает оснащение рудников комплексной многофункциональной системой рудоподготовки (КМСРП), базирующейся в соответствии с требованиями системного подхода на таких принципах, как: неразрывность управления качеством и объемом выпуска конечной продукции; комплексность управления по функциям, задачам и информационному обеспечению; единство процесса управления по всему циклу формирования качества от проектирования горноподготовительных работ до потребления; стандартизация качества как средства управления. Схожая концепция реализована на шведском руднике «Кируна», а также на Навоийском ГМК (компьютерные системы АС «РУДА» и САПР ГП по проекту российской фирмы ООО «Интегра Групп. РУ»).

Классическим примером типовой подсистемы управления качеством добываемых руд и металлов модульного типа (СУКДРиМ), которую можно использовать в качестве краеугольного камня в КМСРП нового поколения, является автоматизированный комплекс геолого-маркшейдерских задач управления качеством руд, разработанный Московской горной академией для горных предприятий Норильска [2]. Развертывание СУКДРиМ типа норильской сопряжено со значительными материальными затратами, которые не всякое горнодобывающее предприятие может себе позволить. А вот реализация некоторых ее фрагментов может принести существенную экономическую выгоду при относительно небольших затратах.

СУКДРиМ на подземных рудниках Жезказгана может быть реализована как на базе планирования добычи (перспективного, текущего, оперативного), так и на базе непосредственного регулирования добычи, предполагающего ведение горнотехнологического процесса в заданном режиме качества добываемой руды за счет непосредственного оперативного управления качеством добываемых руд (НОУКДР) на базе жесткого контроля процессов добычи руд и металлов (КДРиМ). Сейчас преобладает планирование добычи, но эффективность его практического воплощения невысока. Рынок настоятельно требует перехода на непосредственное регулирование добычи, но проблема, во-первых, в недостаточном объеме, низкой оперативности пополнения, недостаточной представительности и достоверности его ведущего

звена — информационного обеспечения, которое должно строиться на принципах банков данных о качестве руды в недрах, в подготовленных к отработке выемочных единицах (забой, камера, блок), в отбитой горной массе, в транспортных (дизельный автопоезд, вагонетка, думпкар, гондола, шахтный конвейер) и накопительных (рудоспуск, бункер) емкостях в их динамике, и, во-вторых, в крайне слабом развитии технической инфраструктуры рудников.

На технологические показатели переработки руды в разной степени влияют многие параметры. Отследить динамику изменчивости этих параметров в условиях действующего горного производства технически невозможно. Но СУКДРиМ, в противоположность геологическому объекту (месторождению), есть хорошо организованная система, где возможно детерминированное описание, допускающее использование для управления данных о динамике ограниченного числа переменных. В частности, в рамках КМСРП и СУКДРиМ достаточно обеспечить оперативное отслеживание динамики изменения содержания основных и сопутствующих компонентов в руде, чтобы применить эффективное управляющее воздействие на процессы добычи, рудоподготовки, рудосортировки и переработки руды. Управление при этом может однозначно с заданной точностью осуществляться действующими в системе функциональными связями и гарантировать выход на плановый уровень качества товарной руды за сутки, декаду, месяц, квартал, год. При такой постановке вопроса от того, как быстро, в какой форме, с какой степенью достоверности и в каком объеме будет поступать информация о качестве руды, во многом будет зависеть эффективность КМСРП и СУКДРиМ.

Определение содержаний элементов в руде — задача рудничного опробования, которое всегда являлось самым «узким» звеном в СУКДРиМ любой конфигурации. Так было до внедрения в практику геологического обслуживания горных работ ядерно-геофизических технологий опробования руд в естественном залегании, в транспортных емкостях, в навале отбитой горной массы, по стенкам разведочных и эксплуатационных скважин. Из всего многообразия современных ядерно-геофизических методов поставленным задачам в наибольшей степени отвечает рентгенорадиометрический метод (РРМ). Хотя РРМ — это малоглубинный (пленочный) метод опробования, теоретическими исследованиями ученых [3, 4], подтвержденных многочисленными

экспериментами на горнодобывающих предприятиях цветной металлургии Казахстана, было убедительно доказано, что выбором оптимальной сети опробования и его периодичности, работой только на «свежих», незапыленных забоях, скважинах и навалах руды можно достичь достоверности и представительности данных рентгенорадиометрического опробования (РРО), вполне достаточной для решения задач в рамках ТПДР, КДРиМ и НОУКДР как по всему списку промышленных рудных компонентов, так и по точности, достоверности и чувствительности отдельных элементоопределений.

Доказательства перспективности использования в Жезказгане РРМ опробования руд по стенкам забоев для решения задач в рамках КМСРП были получены давно. В 1989 г. был проведен эксперимент по выяснению возможности исключения вагонного опробования ОТК из процесса контроля добычных работ и использования в дальнейшем для этих целей рентгенорадиометрического метода опробования забоев. В таблице сопоставлены массовые доли меди в товарной руде шахт по данным вагонного опробования ОТК, геофизического опробования забоев (75 % пришлось на долю РРО забоев и 25 % на долю рентгенорадиометрического анализа забойных проб, опробованных традиционным пунктирно-бороздовым способом) и слива обогатительных фабрик. Было показано, что на всех шахтах и за любой месяц данные геофизического опробования находятся между данными слива фабрик и вагонного опробования ОТК (причем, ближе к сливу). И это при том, что аппаратурное обеспечение РРО забоев в то время было далеко от совершенства. Вагонное опробование ОТК в итоге так и не отменили, но эксперимент открыл дорогу к внедрению в горное производство процесса компьютерного моделирования перепуска руды через рудоспуски, о котором пойдет речь ниже.

Таким образом, РРМ опробования руд в условиях естественного залегания, отбитой горной массе, транспортных емкостях (РРО), РРМ анализа истертых забойных, шпуровых, вагонных и керновых проб (РРА) и РРМ метод каротажа эксплуатационно-разведочных скважин (РРК) должны рассматриваться не только в качестве основного метода геологического обслуживания горных работ на рудниках подземной добычи ПО «Жезказганцветмет», но и в качестве фактически единственного инструмента формирования информационных блоков подсистем ТПДР, КДРиМ и НОУКДР при проектировании КМСРП и СУКДРиМ нового поколения.

Сопоставление среднемесячных содержаний меди в товарной руде всех сортов по данным слива (СЛ) обогатительных фабрик, геофизического опробования забоев (ГОЗ) и вагонного опробования ОТК (ОТК)

Месяц	Шахта 31-32			Шахта № 45			Шахта № 55			Шахта № 57			Шахта № 65			Шахта № 67		
	СЛ	ГОЗ	ОТК	СЛ	ГОЗ	ОТК	СЛ	ГОЗ	ОТК	СЛ	ГОЗ	ОТК	СЛ	ГОЗ	ОТК	СЛ	ГОЗ	ОТК
1	0,69	0,78	0,88	0,74	0,79	0,84	0,87	0,98	0,99	1,22	1,38	1,47	1,20	1,36	1,49	1,51	1,61	1,71
2	0,73	0,85	0,8	0,74	0,81	0,86	0,93	0,97	1,04	1,18	1,41	1,50	1,15	1,33	1,38	1,47	1,59	1,71
3	0,84	0,92	0,99	0,68	0,77	0,75	0,84	0,92	0,93	1,27	1,40	1,41	1,35	1,50	1,62	1,33	1,43	1,47
4	0,82	0,89	0,93	0,58	0,60	0,67	0,76	0,79	0,87	1,14	1,29	1,44	1,40	1,51	1,61	1,65	1,73	1,91
5	0,75	0,83	0,88	0,57	0,60	0,63	0,87	0,97	1,02	1,19	1,27	1,32	1,51	1,59	1,67	1,39	1,46	1,53
6	0,78	0,85	0,84	0,57	0,59	0,61	0,96	1,02	1,12	1,31	1,37	1,40	1,40	1,43	1,49	1,37	1,49	1,47
7	0,75	0,80	0,82	0,56	0,64	0,59	0,83	0,87	0,88	1,29	1,37	1,40	1,27	1,31	1,34	1,70	1,73	1,79
8	0,73	0,77	0,83	0,57	0,65	0,64	0,85	0,89	0,97	1,17	1,34	1,34	0,97	1,02	1,09	1,62	1,72	1,82
9	0,68	0,73	0,78	0,62	0,64	0,71	0,92	0,95	1,04	1,24	1,33	1,38	0,80	0,8	0,92	1,29	1,41	1,46
10	0,72	0,93	1,00	0,73	0,75	0,81	0,85	0,92	0,97	1,21	1,29	1,36	1,09	1,23	1,21	1,61	1,61	1,78
11	0,88	0,93	0,97	0,81	0,97	1,02	0,89	0,94	0,95	1,22	1,30	1,35	1,08	1,13	1,17	1,37	1,43	1,49
12	0,87	0,92	0,96	0,76	0,88	0,84	0,99	1,07	1,16	1,25	1,28	1,32	1,00	1,09	1,10	1,41	1,51	1,49
Год	**0,77**	**0,85**	**0,91**	**0,66**	**0,72**	**0,75**	**0,88**	**0,94**	**1,00**	**1,22**	**1,34**	**1,39**	**1,19**	**1,28**	**1,34**	**1,48**	**1,56**	**1,64**

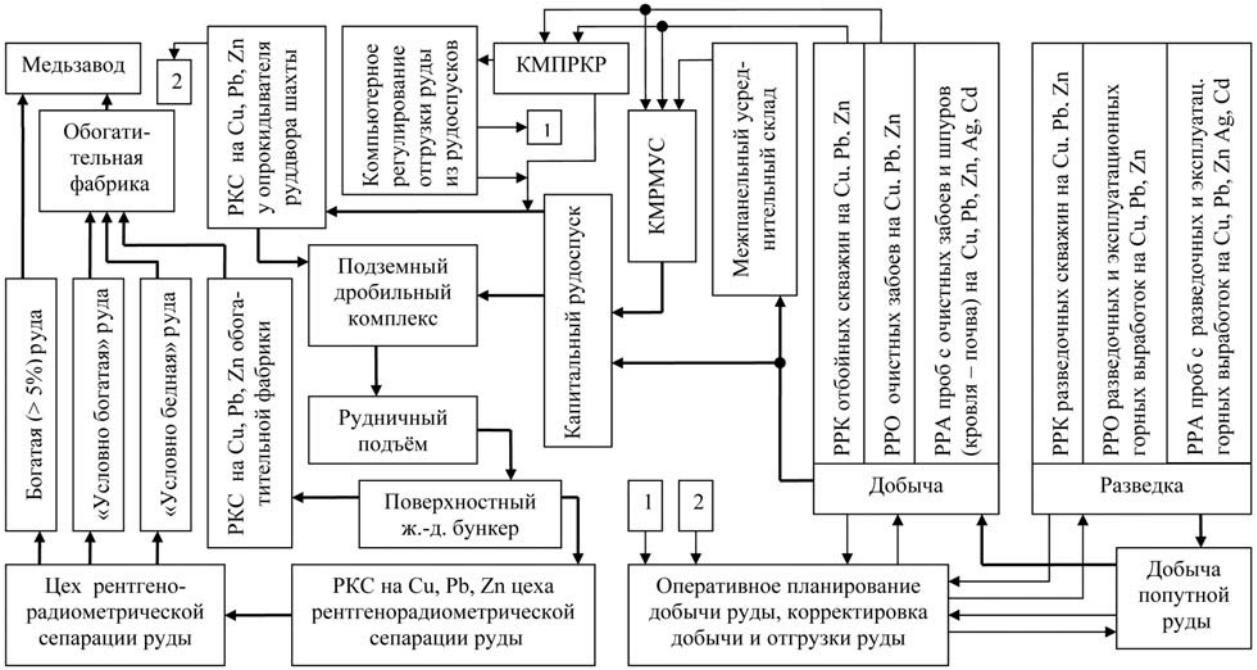
Задача РРО забоев на рудниках подземной добычи ПО «Жезказганцветмет» решается с 1977 г. В настоящее время РРО забоев, уступов, отбитой горной массы в навале, шпуровых (в случае необходимости) проб выполняется с помощью портативных рентгенорадиометрических полевых приборов РПП-12 [5, 6], выпускаемых ТОО «Физик» (г. Алма-Ата): радиоизотопный источник ^{238}Pu; масса: датчика 1,0 кг, электронного блока 0,5 кг; число каналов преобразования 1024; буфер памяти 1000 спектров; время измерения 10 с; число одновременно определяемых элементов 4 (Cu, Pb, Zn, Fe); время работы на Ni — Mn аккумуляторах 8 ч. Аппаратура РПП-12 также включена в Реестр измерительных средств Республики Казахстан. Сейчас в эксплуатации находятся 15 комплектов РПП-12, а ежегодный объем РРО забоев на медь, цинк и свинец доходит до 245 000 м сечений.

Задача РРА забойных, шпуровых, шламовых, вагонных и керновых проб решается с 1987 г. В настоящее время РРА выполняется с помощью рентгенорадиометрических лабораторных приборов РЛП-21, выпускаемых ТОО «Физик» [6, 7]: Si — Li ППД; жидкий азот; радиоизотопные источники 241 Am; время измерения 415 с; нижний предел обнаружения Ag 1,2 г/т; вес 60 кг. РЛП-21 позволяет определять одновременно содержания до 34 элементов. Точность РРА на Cu, Pb, Zn, Ag, Cd, Fe и ряд других элементов соответствует III категории точности по ОСТ 41 — 08 — 205 — 04 во всем диапазоне содержаний этих металлов в рудах Жезказгана, что подтверждается ежегодными отчетами со сводными и индивидуальными таблицами расчетов. Методика РРА проб разрабатывалась с акцентом на определение низких (от 2 до 10 г/т) массовых долей Ag и Cd, чтобы обеспечить возможность ведения в полном объеме ТПДР, КДРиМ и ОУКДР и по этим металлам. Сейчас в эксплуатации находятся 7 комплексов РЛП-21, а ежегодный объем РРА доходит до 242 000 проб, 85 % из которых приходятся на вагонные пробы ОТК.

С внедрением РРО забоев (РРОЗ) и РРА проб (РРАП) созданы реальные предпосылки для создания в АО «Жезказганцветмет» КМСРП, включающей не только НОРДР, но и непосредственное оперативное регулирование переработки руд — НОРПР.

Структура возможного варианта КМСРП нового поколения, показанная на рисунке, открывает дорогу на горный и обогатительный переделы ПО «Жезказганцветмет» новейшим научным и аппаратурным разработкам, таким как:

1. Управляемое регулирование отгрузки руды из рудоспусков в вагонетки на откаточных горизонтах шахт по методу компью-



Структура многофункциональной рентгенорадиометрической системы рудоподготовки для шахт ПО «Жезказганцветмет»: РКС — рудоконтролирующая станция; КМРМУС — компьютерное моделирование работы межпанельного усреднительного склада; КМПРКР — компьютерное моделирование перепуска руды через капитальные рудоспуски

терного моделирования [8], реализующего стохастические модели заполнения рудоспусков порциями (Toro-40D; 22 м^3) руды и выпуска руды из рудоспусков в вагонетки (10 — 12 м^3), предложенную канадским ученым Д. Джолеем (каждой порции руды присваиваются содержания Cu, Pb и Zn по данным последнего РРО забоя).

2. Управляемое усреднение качества руд на внутришахтных автомобильных смесительных складах штабельного типа с укладкой порций (Toro-40D) руды наклонными слоями на вертикальный борт уступа и разгрузкой штабеля (Caterpillar-980F; 3,67 м^3) в поперечном направлении (стохастические процессы формирования и разгрузки штабеля моделируются на компьютере по методу Д. Джолея; каждой порции руды, поступающей в штабель, присваиваются содержания Cu, Pb и Zn по данным последнего РРО забоя).

3. Внутришахтная рудосортировка: применение технологий, позволяющих на основании данных РРОЗ, РРАП и РРК веерных отбойных скважин оставлять породу и некондиционную руду в горном массиве, складировать породу в отработанных панелях, осуществлять раздельную отработку технологических сортов руд.

4. Внутришахтная сепарация отбитой горной массы (свежая очень контрастная руда, отвалы прошлых лет) с помощью рентгенорадиометрических сепараторов для покусковой сортировки руд СРФ2, СРФ4 и СРФ4-3П-150 производства ТОО «Радос» (г. Красноярск, Россия) или Микро- РС-50, РМ-50Р, РМ-100Р, РМ-200 фирмы ООО «Интегра Групп. РУ» (Россия).

5. Раздельная по времени переработка на обогатительных фабриках медных руд различного качества либо путем составления для каждой шахты индивидуального оптимального календаря добычи и отгрузки «условно бедной» и «условно богатой» руды, либо путем разделения (цех рентгенорадиометрических сепараторов при обогатительной фабрике) добытой руды на те же два сорта. С.И. Петровичем [9] показано, что график зависимости массы меди, извлекаемой в концентрат из 1000 т руды, представляет собой не прямую, а ломаную линию, состоящую из двух прямолинейных отрезков — отсюда термины «условно бедная» и «условно богатая» руда.

6. Широкое использование автоматических рентгенорадиометрических рудоконтролирующих станций РКС (РКС-А производства ТОО «Радос», РКС-КМ ТОО «Технорос», РА-931 ТОО

«Геотех» — все Россия) на опрокидывателях рудничных дворов шахт, на шахтных конвейерах, перед опрокидывателями обогатительных фабрик. Промежуточный вариант РКС (модуль дробления вагонных проб плюс модуль РРО измельченных проб с помощью спектрометра РПП-12) был успешно опробован у опрокидывателя на рудничном дворе откаточного горизонта шахты № 65 [6].

Таким образом, внедрение ядерно-геофизических технологий на шахтах ПО «Жезказганцветмет» позволило не только поднять геологическое обслуживание горнодобычных работ на более высокий уровень и значительно повысить эффективность горного передела в целом, но и создало предпосылки для внедрения в горное и обогатительное производство КМСРП, базирующейся на самых современных научных и аппаратурных разработках в области ядерно-геофизических технологий.

Литература

1. *Ломоносов Г.Г.* Основные принципы управления качеством руд на подземных рудниках / Г.Г. Ломоносов, М.Л. Жигалов // Горный журнал. — 1991. № 2. — С. 21 — 23.

2. *Ершов В.В.* Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд / В.В. Ершов. — М.: Недра, 1986. — 261 с.

3. *Большаков А.Ю.* Системы ядерно-физического опробования для управления качеством руд / А.Ю. Большаков. — Л.: Недра, 1977. — 188 с.

4. *Волков А.А.* О связи эффективности радиометрической сортировки с горно-транспортными условиями ее реализации / А.А. Волков, Е.И. Крапивский, М.И. Светлов // Обогащение руд. — 1988. — № 3. — С. 3 — 6.

5. *Ефименко С.А.* Рентгенорадиометрический полевой прибор РПП-12 / С.А. Ефименко, А.Н. Лезин // Приборы и техника эксперимента. — 2008. — № 5. — С. 161 — 162.

6. *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.

7. *Ефименко С.А.* Рентгенорадиометрический лабораторный прибор РЛП-21 / С.А. Ефименко, А.Н. Лезин // Приборы и техника эксперимента. — 2009. — № 1. — С. 180 — 181.

8. *Чурсин С.М.* Установление усреднительного воздействия рудоспусков на рудопотоки подземных рудников: автореф. дис. … канд. техн. наук / С.М. Чурсин; МГИ. — М., 1992. — 21 с.

9. *Петрович С.И.* Математическая модель оптимизации оперативных планов шахты (рудника) по добыче руды с учётом её переработки на обогатительной фабрике / С.И. Петрович, Ю.А. Запряткин // КИМС. — 1995. — № 3. — С. 4 — 7.

УДК 622. 271.333

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ КРУПНОМАСШТАБНЫМИ УПРАВЛЯЕМЫМИ СЕЛЕВЫМИ ПОТОКАМИ

К.Н. Адилов, А.А. Бектыбаев, В.Ф. Грибанов, А.Д. Бектыбаев, Н. Жалгасулы, У.Е. Сангулов, Г.В. Запевалов, Г.Т. Нуршайыкова

В настоящее время добычу некрепких твердых полезных ископаемых (ТПИ), представленных, например, углями, глинами, залегающими в слабых рыхлых вмещающих породах (мергелях, глинах), смесью кусков горных пород, диаметр которых незначительный (максимальный диаметр куска не более 200 — 250 мм), образовавшихся при естественном разрушении участков массива горных пород (УМГП), открытым способом осуществляют с применением средств гидромеханизации горных работ [1]. При гидромеханизированной открытой разработке месторождений ТПИ соответствующие УМГП разрушаются, как правило, напорными струями воды, вылетающими из насадок гидромониторов. При этом в карьерах транспортирование ГМ по трассе осуществляется безнапорным потоком воды, образовавшимся при вылете ее из насадки гидромонитора. При транспортировании смеси кусков горных пород безнапорными потоками воды с использованием традиционных средств гидромеханизации горных работ оптимальной по энергетическим затратам является концентрация твердого материала в гидросмеси, соответствующая удельному расходу воды, равному 4 — 5 м^3 (вода)/твердый материал). При разработке вскрышных пород в карьерах гидромониторно-землесосными комплексами удельный расход воды определяется возможностями гидромониторного разрушения некрепких УМГП и для горно-геологических условий, например, угольных карьеров Кузбасса, он составляет 10 — 12 м^3. Поэтому основным направлением создания энерго- и водосберегающей технологии гидромониторно-землесосного способа разработки некрепких ТПИ является повышение концентрации твердого материала в гидросмеси [1]. Следующим принципиальным недостатком традиционных техноло-

гических схем транспортирования ГМ безнапорными потоками воды при открытой добыче ТПИ является малый диаметр куска, перемещаемого в гидросмеси [1, 3].

При применении традиционных технологических схем гидротранспорта ГМ в карьерах производительность труда рабочего гидроучастка примерно в 1,5 раза выше, чем средняя по карьерам, где разрабатываются крепкие (скальные) ТПИ и вмещающие породы. При этом удельные эксплуатационные затраты, понесенные при выемке вскрышных пород средствами гидромеханизации, в 2 раза меньше, чем при добыче ТПИ, при которой используются традиционные выемочно-погрузочно-транспортные машины и установки, при прочих равных условиях [4].

В естественных условиях перемещение кусков скальных горных пород разных размеров и форм, образовавшихся при разрушении УМГП, осуществляется природными селевыми потоками [5]. Основные физико-механические характеристики природных селей приведены в таблице [6].

Положение наклонной продольной оси селевого русла в проекции на горизонтальную и вертикальную плоскости может быть прямолинейным и извилистым [6]. При извилистой форме минимальный острый угол сопряжения между продольными осями двух смежно расположенных участков его может быть малым, например, составлять около 15 град. Степень шероховатости твердой контактирующей поверхности дна и боковых стенок участка селевого русла перед моментом времени начала течения по нему селя может быть любой. Это положение объясняется следующим образом. При перемещении смеси кусков горных пород по участку русла, степень шероховатости твердой контактирующей поверхности дна и боковых стенок которого большая, во впадинах ее останавливаются куски горных пород, диаметр которых, как правило, меньше значения глубины впадины. В результате этого физического явления формируется новая твердая контактирующая поверхность дна и боковых стенок селевого русла, характеризуемая так называемой эквивалентной шероховатостью. Как правило, степень эквивалентной шероховатости дна и боковых стенок участка селевого русла значительно меньше значения этого показателя перед моментом времени начала течения селя по данному участку русла [5].

Основные физико-механические характеристики природных селей

Параметр селя	Диапазон возможных значений	
	общий	в Казахстане
Объем (мощность), $м^3$	От 10^3 до 10^8 и более	От (19,4 — 550)10^3 до (1 — 60) 10^6 и более
Максимальный расход, $м^3/с$	От $n\times10$ до 2×10^3	От $n\times10^3$ до $10+3\times10^3$
Скорость движения, м/с	2 — 20	1 — 15
Продолжительность периода течения, ч	1 — 8	0,1 — 6,0 (иногда до 48)
Высота вала головной части («головы»), м	2 — 25	1 — 15
Структурный состав (доля твердого материала в потоке смеси его с водой), %	10 — 70	13 — 82
Плотность потока, $т/м^3$	1,1 — 2,5	1,1 — 2,4
Ширина потока, м	3 — 150	1 — 320
Глубина потока, м	1,5 — 15,0	0,3 — 6,0
Длина русла, км	От $n\times0,01$ до $n\times10$	От 1,200 — 1,645 до 6 — 50
Максимальная сила удара потока по жесткой преграде, $м/м^3$	5 — 12	От 6,15 — 11,83 до 600 — 1500
Максимальный размер (в поперечнике) кусков скальных горных пород, перемещаемых селем, м	1 — 10	1 — 15 и более (43-метровый селевой «останец» в русле севернее р. Талгар)
Средний размер (в поперечнике) кусков скальных горных пород в селе, м	3 — 4	2,5 — 12,0
Максимальная масса куска, перемещаемого селем, т	200 — 300	От 10 — 25 до 200 — 400 и более
Вязкость селевой смеси связного селя, Па	От 3 до $n\times100$	От 18 до 549 — 4051
Минимальный угол между продольной осью участка русла формирования селя и горизонталью, град	2 — 5	2 — 3
Расход селевой смеси, $м^3/с$	30 — 800 (2000)	От 25,5 — 57,8 до 78 — 86 и более

Образование и устойчивое перемещение селевого потока обеспечивается при обязательном удовлетворении следующих начальных и граничных условий [7]:

$$N_{\text{к.с.п.с.п}} \geq N_{\text{кр.к.г.п.с.п}}, \quad (1)$$

$$v_{\text{с.п}} \geq v_{\text{кр.с.п}}, \quad (2)$$

где $N_{\text{к.с.п.с.п}}$ — количество кусков разных размеров и форм в селевом потоке, шт.;

$N_{\text{кр.к.г.п.с.п}}$ — критическое количество кусков разных размеров и форм в селевом потоке, при котором обеспечивается его образование, шт.;

$v_{\text{с.п}}$ — скорость передвижения селевого потока, м/с;

$v_{\text{кр.с.п}}$ — критическая скорость передвижения селевого потока, при которой происходит устойчивое перемещение селевой смеси без остановки, м/с.

Скорость движения селевого потока является его важнейшей физической характеристикой, определяющей его динамику.

Так как физика селевых явлений чрезвычайно сложна, до настоящего времени еще не создана методика расчета скорости движения селя, учитывающая все или практически все факторы, влияющие на ее величину.

Как правило, в естественных условиях в селевом потоке жидкая (вода) и твердая (смесь кусков разных размеров и форм) фазы имеют высокую степень физико-механического взаимодействия. В результате этого образовавшаяся смесь характеризуется определенной связностью, т. е. каждый селевой поток имеет соответствующий структурно-реологический тип. Как правило, селевые потоки являются «связными», т. е. при их передвижении вода находится в связанном состоянии со смесью кусков горных пород. Фактически селевая смесь является квазижидкостью, имеющей определенные физико-механические характеристики, значительно отличающиеся от соответствующих показателей как воды, так и смеси кусков.

Для расчета средней скорости передвижения связных селевых потоков предложена формула [8]:

$$v_{\text{ср.с.п}} = K_{\text{с}} \sqrt{gH_{\text{с.п}}\left(I_{\text{р}} - I_{\text{ос.р}}\right)}, \quad (3)$$

где $v_{\text{ср.с.п}}$ — средняя скорость передвижения связного селевого потока, м/с;

$K_с$ — коэффициент сопротивления движению связного селевого потока, зависящий от степени шероховатости твердой концентрирующей поверхности дна и боковых стенок русла;

g — ускорение свободного падения тела, м/с^2;

$H_{с.п}$ — глубина связного селевого потока, м;

$I_р$ — уклон русла ($I_р = \sin\alpha$; α — угол между продольной осью русла и горизонталью, град);

$I_{ос.р}$ — остаточный уклон русла, при котором осуществляется остановка связного селевого потока.

Величина $K_с$ для разных значений зависимости $I_р = d_{ср.к}/H_{с.п}$ (где $d_{ср.к}$ — средний диаметр куска, перемещающегося в селевой смеси) составляет:

$K_с$	7,10	4,85	3,20	1,94	1,32	0,95	0,60
$I_р$.....	0,025	0,050	0,100	0,200	0,300	0,400	0,500

Связный селевой поток, передвигающийся по руслу, останавливается, если скорость его перемещения менее определенного критического значения. Она тем меньше, чем больше значения его глубины при прочих равных условиях. Поэтому если связный селевой поток образовался при благоприятных условиях, когда величина глубины его максимально возможная, то расстояние его перемещения в течение промежутка времени от момента образования селевой смеси до момента его остановки значительно больше, чем в случае, когда значение его глубины при образовании малое при прочих равных условиях.

В настоящее время на основе использования физико-механических закономерностей передвижения естественных связных селевых потоков создан новый способ транспортирования ГМ при открытой и подземной разработке ТПИ, реализуемый в режиме селевого потока, — так называемый технологический крупномасштабный управляемый селевой поток [ТКУСП]. Отличительная техническая его особенность по сравнению с перемещением безнапорным потоком воды при использовании традиционных схем гидромеханизации с применением гидромониторов следующая. При образовании ТКУСП на навал смеси кусков подается безнапорный поток воды, расход которой во много раз больше значения его, получающегося при вылете воды из насадки самого мощного гидромонитора (например ГМСДШ-500). Только при выполнении этого условия формируется ТКУСП, скорость передвижения которого больше определенного крити-

ческого значения, определяемого по формуле (3). Следовательно, при применении традиционных схем гидромеханизации горных работ при гидротранспортировании ГМ с применением современных гидромониторов сформировать ТКУСП невозможно. Это положение до настоящего времени специалистами горного дела, занимающимися совершенствованием технологических схем разработки месторождений ТПИ открытым и подземным способами, не используется в практических целях.

На основе использования транспортирования ГМ ТКУСП созданы десятки новых оригинальных способов открытой и подземной разработки месторождений ТПИ, некоторые из них защищены патентами на изобретения [9, 10]. Несколько новых вариантов систем открытой и подземной разработки месторождений с транспортированием ГМ ТКУСП были внедрены в производственных условиях нескольких горнодобывающих предприятий Казахстана, России и Узбекистана [7, 11]. Так, например, при отработке Миргалимсайского месторождения (рудники Миргалимсайский и Глубокий комбината «Ачполиметалл») был внедрен способ разработки пологих и наклонных рудных тел согласно патенту на изобретение № 1273563 [12]. При этом был получен экономический эффект, превышающий несколько десятков миллионов долл. США. С применением транспортирования ГМ ТКУСП при разработке нескольких месторождений в странах СНГ было добыто более десятка миллионов тонн ТПИ и получен экономический эффект, составивший более 150 млн. долл. США [13]. При транспортировании ГМ ТКУСП удельный расход воды был незначительный и составил 0,1 — 0,2 м^3. ТКУСП, глубина которого достигала 4,0 — 4,5 м, перемещались куски горной породы, диаметр которых достигал 3 м и более. Например, при отработке полого-наклонных залежей на руднике Миргалимсай в очистных камерах, наклонная длина которых равна 210 м, угол между продольной осью очистной камеры и горизонталью (угол падения рудного тела) составлял 10 — 20 град, ТКУСП перемещались куски (негабариты), диаметр которых достигал 2,5 — 3,0 м [14].

Использование технологических схем открытой и подземной добычи ТПИ, созданных на основе применения транспортирования ГМ ТКУСП, позволяет:

— уменьшить себестоимость добычи 1 т ТПИ не менее, чем в 1,5 раза;

— повысить производительность труда рабочего не менее, чем в 1,7 раза;

— обеспечить безопасные и хорошие санитарно-гигиенические условия труда рабочих;

— резко уменьшить вредное влияние горных работ на окружающую среду за счет исключения выбросов пыли и вредных газов в атмосферу.

Учитывая хорошие технико-экономические, социальные и экологические показатели открытой отработки месторождений ТПИ с применением способов, созданных на основе транспортирования ГМ ТКУСП, целесообразно продолжить научные исследования данного производственного процесса для коренного (прорывного) повышения эффективности добычи ТПИ открытым, подземным, комбинированным способами и рекультивации участков земель, нарушенных горными работами.

Литература

1. *Кононенко Е.А.* Гидромеханизация на угольных разрезах / Е.А. Кононенко // Техника и технология открытой и подземной разработки полезных ископаемых. — М., 2004. — С. 99 — 109. — (Науч. сообщ. / ИГД им. А.А. Скочинского. — Вып. 326).

2. *Подэрни Р.Ю.* Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов / Р.Ю. Подэрни. — 6-е изд., перераб. и доп. — М.: Изд-во МГГУ, 2007. — 680 с.

3. *Ялтанец М.М.* Проектирование открытых гидромеханизированных и дражных разработок месторождений: учебное пособие / М.М. Ялтанец. — 3-е изд., перераб. и доп. — М.: МГГУ, 2003. — 758 с.

4. *Кононенко Е.А.* Опыт применения и перспективы гидромеханизации на карьерах / Е.А. Кононенко // Горный журнал. — 1997 — № 3. — С. 24 — 26.

5. *Степанов Б.С.* Механика селей. Эксперимент, теория, методы расчета / Б.С. Степанов, Т.С. Степанова. — М.: Моск. отд. Гидрометеоиздата, 1991. — 379 с.

6. *Талапов Е.А.* Геоэкологическое обоснование шкалы поражающей способности водной эрозии и селеобразования / Е.А. Талапов // Вестник КазНТУ. — 2007. — № 5 (62). — С. 9 — 15.

7. *Грибанов В.Ф.* Результаты внедрения и перспективы применения технологии разработки месторождений полезных ископаемых с доставкой горной массы искусственно-воспроизводными селевыми потоками / В.Ф. Грибанов // Проблемы и перспективы развития горного дела на Северо-Востоке СССР (Июнь 1990 г.): часть 2: материалы науч.-практ. семинара / ИГД Севера СО АН СССР. — Якутск: ЯЦНТИ, 1990. — С. 230 — 235.

8. Справочник по инженерной геологии / под общ. ред. М. В. Чуринова — 2-е изд., перераб. и доп.. — М.: Недра, 1977. — 408 с.

9. Заявка № 482931. (СССР), МПК Е21С41/28. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / Н.С. Буктуков и др. Положительное решение от 31.01.1992 г. — 6 с.

10. Предпатент Республики Казахстан № 780. МПК Е21С41/00. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / Федоров В.С.; опубл. 15.06.1997, Бюл. № 2. — 14 с.

11. Отработка пологих и наклонных залежей месторождения Коч-Булак Ангренского золотодобывающего предприятия с селеводоставкой горной массы (заключ.): отчет о НИР / КазНТУ им. К.И. Сатпаева; рук. К.Н. Адилов; отв. исполн.: Б. Бахмагамбетов, В.Ф. Грибанов. — Алматы, 1989. — 127 с.

12. А. с. № 1273563, СССР. Соавторы: Мауленкулов С.М., Бекбаев С.М., Киндиренко В.М., Гоголь И.Н., Грибанов В.Ф., Денисенко П.Е., Третьяков Б.С., Цой Г.С. Патентообладатели: они же. БИ№ 44. 1986. — 3 с.

13. *Галлиев С.Ж.* Институту горного дела им. Д.А. Кунаева — 60 лет. / С.Ж. Галлиев, Е.К. Едыгенов, Ю.И. Мальченко // Горный журнал. — 2004. — № 12. — С. 65 — 69.

14. *Грибанов В.Ф.* Разработка пологопадающих рудных месторождений с взрыво- и гидродоставкой руды (Аналитический обзор) / В.Ф. Грибанов, А.С. Сейдалиев. — Алма-Ата: КазНИИНТИ, 1987. — 73 с.

УДК 622.013.364.2

ОСОБЕННОСТЬ УЧЕТА ПОТЕРЬ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ

М.В. Аленичев

Перерабатывающие технологии в соответствии с утвержденными нормативами потерь полезных ископаемых от 02.06.08 № 01-11-47/5228 заместителем министра МПР РФ А.И. Варламовым, характеризуются специальными видами добычных работ (подземное выщелачивание, скважинная гидродобыча, дражная, гидравлическая и механогидравлическая разработка россыпных месторождений). Потери полезных компонентов в случае применения этих технологий обусловлены, с одной стороны, производством горных работ непосредственно в забое, с другой стороны, с переработкой продуктивной толщи на промывочном (обогатительном) оборудовании. В связи с этим «Типовые методические указания по определению и учету потерь полезных ископаемых твердых полезных ископаемых при добыче» не отвечают особенностям россыпных месторождений и применяемой для их разработки перерабатывающих технологий. Специфические условия россыпных месторождений обусловлены их генезисом, формированием, морфологией и структурой.

Россыпное месторождение — это скопление ценных минералов, образующих в рыхлой массе горной породы определенного возраста и генезиса концентрацию, отвечающую требованиям

кондиций и горнотехническим условиям эксплуатации, иными словами, скопление рыхлого или сцементированного обломочного материала, содержащего в виде зерен, их обломков или агрегатов те или иные ценные минералы. Минералы, накапливающиеся в россыпях, обладают высокой плотностью и повышенной устойчивостью к процессам выветривания и транспортирования. Спектр минералов россыпей достаточно широк: золото, платина и платиноиды (осмий, иридий), касситерит, вольфрамит, рутил, ильменит, циркон, колумбит, танталит, пирохлор, минералы редкоземельных элементов (монацит, ксенотим, лопарит), ювелирные и ювелирно-поделочные камни (алмаз, гранаты, янтарь, горный хрусталь и др.).

Россыпи всегда приурочены к обломочным породам, их образование связано с процессами осадконакопления. Однако обломочные породы развиты практически повсеместно, а россыпи имеют весьма ограниченное распространение (даже в рудоносных районах). Следовательно, для их формирования необходимы особые условия, должна проявить себя совокупность следующих определенных факторов россыпеобразования:

1) наличие коренных источников, отвечающих по своему характеру россыпеобразующим рудным формациям;

2) благоприятные климатические условия, предопределяющие глубокое выветривание горных пород, руд и способствующие высвобождению полезных компонентов;

3) тектонические движения, обусловливающие денудационный срез и вскрытие коренных источников;

4) эрозионно-аккумулятивная деятельность (речных потоков, иных систем), приводящая к дифференциации обломочного материала, накоплению осадков.

Процесс выветривания сопровождается изменением и разрушением минералов, горных пород, происходящих на поверхности и в приповерхностной зоне Земли под воздействием различных экзогенных факторов. Установлено, что предварительное выветривание источников питания является одним из обязательных условий для направленного развития россыпеобразующего процесса. Влияние данного фактора усиливается в связи с тем, что выветривание не только предшествует осадкообразованию, но обычно его сопровождает. Например, в работе [1] отмечено, что крупность золота в россыпи определяется типом коренных источников. Более того, сами продукты выветривания могут образовывать самостоятельные генети-

ческие типы месторождений — элювиальные и элювиально-делювиальные россыпи.

Различают два вида выветривания — физическое и химическое. Физическое выветривание — механическое разрушение горных пород, слагающих его минералов без сколько-нибудь существенного изменения их состава. Химическое выветривание — это разрушение горных пород, сопровождающееся изменением химического состава составляющих его минералов. Согласно Полынову Б.Б. и Гинзбургу И.И., выделяются следующие основные типы химического выветривания: гидрослюдистый, каолиновый (глинистый) и латеритный профили. Первый характеризуется разложением первичных силикатов без миграции кремнезема; второй сопровождается более глубоким разложением алюмосиликатных минералов и накоплением глинистых минералов; третий связан с более глубоким химическим разложением пород и нарушением связи между глиноземом и кремнеземом.

Физические и химические процессы, как правило, протекают одновременно и взаимосвязанно, порой их разделить невозможно. Нередко механическое разрушение пород несколько опережает химическое. В то же время в зависимости от климата, состава пород один тип выветривания может преобладать и определять характер формирующихся элювиальные отложений.

Полнота извлечения полезного ископаемого при разработке определяется в основном применяемой технологией и техникой, соответствием их горно-геологическим условиям месторождения. В свою очередь полнота извлечения запасов тесно связана с их разубоживанием: чем больше разубоживание, тем меньше потери. В настоящее время существуют технические средства и технологические способы одновременного сокращения потерь и разубоживания. Например, переход от экскаваторов с «механической лопатой» к системам канатного напора, повышает селективность отработки забоя. Широко распространенная практика снижения потерь за счет смещения забоя в сторону породного забоя приводит к повышению разубоживания и необходимости переработки добытого полезного ископаемого с меньшим содержанием полезных компонентов, нарушению режима обогащения и увеличению себестоимости концентрата. В результате прибыль перерабатывающего производства как налогооблагаемая база сокращается, что обусловливает уменьшение платежей в бюджет. Следует отметить, этому способствует существующее законодательство: установлены платежи за сверхнормативные

потери полезного ископаемого, однако выплаты за сверхнормативное разубоживание не предусмотрены. Как отмечается в [2], участились случаи оспаривания недропользователями сверхнормативных потерь в судебном порядке и вынесения приговоров, оправдывающих недропользователей. В большинстве случаев это обусловлено тем, что недропользователь и судебные органы находятся в одном муниципальном образовании, т. е. срабатывает административный ресурс.

Повышению эффективности использование недр способствует внедрение наукоемких технологий, характеризующихся следующими особенностями:

— малооперационностью и поточностью производства:

— возможностью реализации самонастраивающихся режимов;

— привлечением банка знаний о новых эффективных методах и способах добычи и переработки минерального сырья;

— внедрением инвестиционных проектов с целью приобретения и использования новых фундаментальных знаний;

— опережающим увеличением производительности труда по сравнению с затратами на научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы, обеспечивающим снижение себестоимости продукции и нагрузки на окружающую среду, улучшение условий труда и повышение потребительских показателей продукции.

При дражной разработке местами образования потерь в недрах являются межходовые и межшаговые целики, целики в углах забоя, просыпка грунта при доставке и разгрузке черпаков. Потери в них обычно рассчитываются графоаналитическим путем, потери при просыпке грунта принимаются по нормативам. Эксплуатационные потери при проектировании и планировании дражных разработок обычно принимаются условно без достаточных обоснований в размере 2,5 — 3,5 %. Исходя из многолетнего опыта разработки и экспериментальных исследований, можно заметить, что истинные значения потерь в ряде случаев превышали плановые и отчетные показатели в несколько раз. В результате снижается эффективность освоения россыпи, а государству и предприятию наносится существенный экономический ущерб. Для оценки полноты извлечения промышленных запасов из россыпи, а также технического и экономического анализа показателей добычных работ необходимо знать причину эксплуатационных потерь и разубоживания, их величину и условия возникновения.

Несмотря на существующую связь разубоживания и потерь их влияние на технические и экономические показатели различно. Увеличение потерь проводит к уменьшению извлекаемых запасов и сокращению срока отработки россыпи, тогда как увеличение разубоживания влияет на снижение годовой добычи металла, а также на повышение его себестоимости. Изменение количественных показателей по потерям в зависимости от условий может увеличить или уменьшить разубоживание и повлиять на себестоимость разработки песков. Следовательно, потери и разубоживание следует учитывать отдельно, как по объему горной массы и песков, так и по содержанию металла. Для достоверной оценки качества разработки россыпи необходимы:

— учет потерь и разубоживания продуктивной толщи;

— отбор и сравнение между собой различных методов ведения добычных и подготовительных работ;

— использование в процессе разработки наиболее эффективных способов разработки;

— снижение и ликвидация потерь и разубоживания путем своевременного обозначения места и причин их возникновения;

— проведение опережающей разведки;

— определение гранулометрического состава продуктивной толщи и полезных компонентов;

— контрольное опробование технологического процесса.

Объективная оценка потерь и разубоживания может основываться на достаточно точных и достоверных результатах учета. При составлении проекта разработки и годовых календарных планов развития горных работ все возможные виды потерь и места их образования должны быть определены в соответствии с установленными нормативами. Потери и разубоживание определяются на основании:

— прямого метода учета (результаты непосредственного замера);

— косвенного метода учета (разница между подсчитанными геологическими и извлеченными балансовыми запасами);

— количества теряемой горной массы (песков) металла, объемов примешиваемых при добыче торфов (пустых пород) и переработанной горной массы.

Полученные при косвенном методе учета показатели могут характеризовать только суммарные потери и разубоживание, допущенные на отдельных участках. По всем показателям невозможно разделить потери и разубоживание по местам их воз-

никновения и установить причины, что практически исключает проведение непосредственного контроля процесса добычи, и значительно усложняет своевременное принятие необходимых мер по борьбе с потерями. Следовательно, потери и разубоживание должны учитываться по мере их возникновения в процессе подготовки и добычи песков.

Определению уровня потерь полезных компонентов при разработке россыпных месторождений посвящено большое количество научных работ. Имеются также специальные методики. Так, в 1975 г. были разработаны «Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР», «Практическое руководство по эксплуатации промывочных установок и шлихообогатительных фабрик» (Магадан, 1975), «Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче» (ОАО «Иргиредмет», 1994 г.). Вышеуказанные материалы и отраслевые инструкции предназначены для использования в качестве рабочих при проведении предпроектных исследований, составлении проектов разработки и согласовании текущих планов развития горных работ рудников и приисков.

При использовании перерабатывающей технологии на россыпных месторождения потери при добыче подразделяются на эксплуатационные и технологические. Эксплуатационные потери образуются при проведении горных работ и, в частности, добычных, связанных с выемкой продуктивной толщи из забоя дражным, гидравлическим, гидромеханизированным (с помощью земснаряда), а также бульдозерно-, скреперно- и экскаваторно-гидравлическим способами, связанными с перемещением горной массы к промывочному (обогатительному) оборудованию. Эксплуатационные потери зависят от множества факторов:

— горно-геологических условий залегания россыпи;

— изменчивости поверхности кровли и почвы продуктивной толщи;

— изменчивости поверхности подошвы вскрышных и добычных уступов;

— типа пород;

— гранулометрического состава полезного компонента и продуктивной толщи, её промывистости;

— способа и технологии отработки;

— вида и типа основного и вспомогательного оборудования;

— высоты недомыва (при гидромониторном разрушении (размыве) уступа);

— межходовых и межшаговых целиков;

— целиков в углах забоя;

— просыпки грунта при доставке и разгрузке черпаков (при дражной разработке);

— шага передвижки гидромонитора и землесосной станции первого подъема;

— наличия в продуктивной толще свободной воды, приводящей к разжижению горной массы и затрудняющей доставку ее механическими средствами (бульдозерами, скреперами, экскаваторами и другими) к промывочному оборудованию при последующем гидравлическом размыве.

С целью уменьшения потерь полезного компонента технология разработки россыпных месторождений предусматривает оставления «предохранительной рубашки» в кровле продуктивной толщи и производство задирки плотика, необходимость которых обусловлена изменчивостью кровли и почвы продуктивной толщи. Например, местом образования эксплуатационных потерь на Сухоложской россыпи золота (Средний Урал) является неровный плотик, представленный карстующимися известняками, содержащими так называемый микроальпийский рельеф. Из «западин» плотика полностью извлечь золото при разработке россыпи экскаваторно-гидравлическим способом в конкретных сложных условиях невозможно, поэтому эксплуатационные потери достигают 2 %. Увеличение мощности «предохранительной рубашки» и глубины задирки экономически нецелесообразно, поскольку это приводит к нерациональной отработке и необоснованному уменьшению содержания полезного компонента в промываемых песках.

Безусловно, создание методики нормирования потерь и разубоживания продуктивной толщи на основе определения оптимальной мощности задирки и «предохранительной рубашки» является актуальной практической задачей при разработке россыпных месторождений. Одним из наиболее сложных вопросов определение потерь и разубоживания продуктивной толщи является установление рациональной мощности «предохранительной подушки» и глубины задирки. В работе [3] для решения этой за-

дачи предложено проводить вычисление в такой последовательности:

— стандарт изменчивости кровли и почвы пласта;

— показатель рациональной выемки в кровле и почве продуктивной толщи, характеризующий соотношение протяженности границ выемки по полезному ископаемому и общей протяженности в разубоживающих породах и продуктивной толще;

— мощность «предохранительной рубашки» и глубины задирки плотика;

— мощность разубоживающих пород от оставления «предохранительной рубашки» и задирки плотика;

— объем потерь и разубоживания как произведение установленных мощностей по каждому забою на соответствующие площади.

Технологические потери при применении перерабатывающих технологий зависят от извлечения полезного компонента из продуктивной массы на промывочном (обогатительном) оборудовании. Эффективность извлечения на шлюзах зависит от большого числа факторов: типа и конструкции шлюзов, наполнения шлюзов; скорости потока; соотношения Ж:Т; равномерности подачи материала; гранулометрического состава рыхлых отложений; гранулометрического состава полезных компонентов (золота, серебро, алмазы и т. д.); промывистости продуктивной толщи, определяемой наличием в ней глинистых фракций; времени уплотнения постели шлюза, зависящего от недостаточной дезинтеграции продуктивной толщи и наличия в ней глинистых фракций, обволакивающих полезный компонент; наличия тяжелых минералов (гематита, магнетита и др.), препятствующих выносу обломков более легких пород; частоты сполоска шлюзов; крупности материала, удельной нагрузки, уклона и, как следствие, скорости потока; загрязненности оборотной воды, влияющей на процесс улавливания полезных компонентов.

Как показывает практика и исследования, проведенные «Иргиредмет», оптимизация режимов работы шлюзов может сократить потери золота в хвостах в 1,5 — 2,0 раза. В общем случае технологические потери зависят от крупности металла и улавливающей способности применяемых промывочных установок. Следует отметить, что достаточно надежной теории работы шлюзов как процесса разделения в возмущенной постели в настоящее время не имеется. Отсутствие математического описания процесса извлечения полезных компонентов на шлюзах не

позволяет достаточно объективно устанавливать величину технологических потерь. Процесс обогащения на шлюзах, с использованием которого в последнее время извлекается до 50 % золота, можно разделить на следующие три стадии [4]:

— выпадение из потока и осаждение на шлюзе мелкого песка, содержащего металл, и унос водой более крупной гали, валунов и мельчайших частиц (шлама), находящихся во взвешенном состоянии;

— под действием турбулентных потоков осевшие пески находятся в состоянии разрыхления и накапливаются в углублениях трафаретов;

— в углублениях трафаретов из тяжелых минералов образуется слой первичной концентрации, препятствующий проникновению частиц легких минералов.

По мере накопления тяжелых минералов в постели проникновение мелких частиц металла постепенно уменьшается и наступает процесс «заглушения трафаретов» [5]. При споласкивании часть осевшего материала смывается и перечищается по принципу обогащения на неровной поверхности. Обогащение продуктивной массы после сполоска в общем случае зависит от скорости и турбулентности потока, обеспечивающих сохранение в разрыхленном состоянии постели из более тяжелых минералов. Многократность сполоска позволяет повысить извлечение полезных компонентов.

При выборе режима работы шлюзов устанавливается максимальная производительность исходя из крупности материала и соотношение жидкого и твердого (Т:Ж). Это необходимо, с одной стороны, для дезинтеграции породы в бочке, протирочной колоде или на головном грохоте, с другой стороны, для транспортирования эфелей после грохочения продуктивной толщи. При гидравлической разработке Т:Ж определяется расходом воды для разрушения породы в забое и перемещения пульпы к зумпфу, на элеваторных гидравликах — расходом воды на элевацию породы.

Загрязненность оборотной воды обусловливает увеличение ее вязкости и плотности, что приводит к уменьшению скорости осаждения частиц полезных компонентов и сносу их в эфельные отвалы. В настоящее время достаточно надежных данных о влиянии загрязненности воды на скорость осаждения зерен полезного минерала не имеется и не определен допустимый предел загрязненности оборотной воды, используемой для промывки пес-

ков. Максимальная плотность оборотной воды, применяемой для промывки песков, достигает 1,10, что соответствует содержанию твердого не более 160 г/л, или 14 — 15 %. Минимальный размер улавливаемого полезного минерала при этом равен 0,11 мм. Использование более загрязненной воды приводит к значительному снижению величины извлечения как мелких, так и крупных фракций полезного минерала и их сростков.

В заключение следует отметить, что для россыпей, разрабатываемых гидравлическим способом, эксплуатационные потери должны быть сведены к нулю, поскольку технология выемки предусматривает последующую отработку верхней защитной рубашки, проведение задирки плотика и формирование откосов уступов (борта карьера) за пределами выклинивания продуктивной залежи. Проектные технологические потери должны корректироваться в годовых планах развития горных работ на основе технологического опробования и новых методов обогащения минерального сырья.

Все целики (межполигонные, дамбовые, межполигонные и т. д.) должны быть внесены в государственный реестр и учтены в статистической форме 5-ГР движения запасов с указанием конкретного места их расположения.

Успешное освоение ранее списанных запасов без проведения геолого-разведочных работ было бы обеспечено при создании геоинформационной модели месторождения на базе архивных данных с использованием современных компьютерных технологий и программных средств. Практика отработки месторождений показывает, что ранее сформированные и оставленные целики в дальнейшем могут извлекаться по мере совершенствования систем и технологии разработки, изменения цены на полезное ископаемое и других факторов. В связи с этим актуальным является создание геоинформационного обеспечения геотехногенной структуры, включающей месторождение полезных ископаемых и пространственно связанные с ним техногенные образования (карьер, шахта, отвалы, хвостохранилище и т. п.), образующие при разработке единую систему элементов, взаимодействующих и согласованно изменяющихся во времени и пространстве [6, 7].

Литература

1. *Светлолобов Г.Г.* Выбор промывочного прибора на основе расчетов потерь золота с эфелями / Г.Г. Светлолобов, С.А. Прокопьев, Н.К. Карпов // Золотодобыча: информ.-рекл. бюл. / Иргиредмет. — 2008. — № 113. — С. 11 — 16.

2. *Чернегов Ю.А.* Повышение эффективности использования минерального сырья: грани проблемы / Ю.А. Чернегов. — М.: ИАЦ Энергия, 2000. — 124 с.
3. *Чемезов В.В.* Методика нормирования потерь и разубоживания песков при задирке плотика и оставлении «предохранительной рубашки» / В.В. Чемезов, В.Л. Коврижников // Золотодобыча: информ.-рекл. бюл. / Иргиредмет. — 2009. — № 123. — С. 17 — 20.
4. *Невский В.В.* Обогащение россыпей / В.В. Невский. — М.: Металлургиздат, 1947. — 375 с.
5. Обогащение золотосодержащих песков на шлюзах. Золотодобыча: информ.-рекл. бюл. / Иргиредмет. — 2005. — № 76. — С. 17 — 20.
6. *Аленичев В.М.* Моделирование природно-сырьевых технологических комплексов (горное производство) / В.М. Аленичев, В.И. Суханов, В.С. Хохряков. — Екатеринбург: УрО РАН, 1998. — 256 с.
7. *Аленичев В.М.* Совершенствование классификации потерь полезных ископаемых применительно к современным условиям недропользования / В.М. Аленичев, Ф.Ф. Борисков, М.В. Аленичев // Недропользование XXI век. — 2005. — № 2. — С. 36 — 40.

УДК 622.4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕЖИМОВ СОВМЕСТНОЙ РАБОТЫ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ НА СЛОЖНУЮ ВЕНТИЛЯЦИОННУЮ СЕТЬ ПО КРИТЕРИЮ МИНИМУМА ЗАТРАЧЕННОЙ ЭНЕРГИИ

А.Ж. Анибаев

Общеизвестно, что вентиляторы главного проветривания (ВГП) шахт являются одними из наиболее мощных потребителей электроэнергии горнодобывающих предприятий (ГДП). Это свидетельствуют следующие факты: большая производительность (500 — 600 м^3/с), довольно высокие параметры давления (разность давления составляет 0,5 — 10,0 кПа) [1], мощность единичных ВГП приближается к 5 МВт [2], большинство ВГП работают с низким КПД [3]. Исходя из этих фактов и анализа проведенных многочисленных исследований можно утверждать, что проявляется снижение эффективности работы шахтных вентиляционных систем (ШВС) в целом при прогрессивном росте энергозатрат.

В условиях рыночной экономики для ГДП крайне важно снижать себестоимость добычи одной тонны руды, на которую влияют и затраты на проветривание горных выработок. Поэтому

крайне важно эффективно использовать затрачиваемую на проветривание электроэнергию, то есть возникает задача оптимизации по критерию минимума затрачиваемой на проветривание мощности при сохранении благоприятных для эффективной работы атмосферных условий в горных выработках.

Общеизвестно, что на многих рудниках Казахстана и Российской Федерации в практике проветривания распространено применение нескольких ВГП (7 — 12). Поэтому основное внимание при определении экономичных режимов работы ВГП следует уделить их совместной работе на одну ШВС, так как для определения таких режимов в настоящее время нет эффективных методов.

Согласно теоретическим выкладкам, приведенным в работе [3], формуле минимальной суммарной мощности, теряемой в сети на продвижение воздуха по горным выработкам, установленной академиком Л.Д. Шевяковым [4],

$$N_{\min} = \frac{1}{102} \cdot \sum_{i=1}^{N} R_i \cdot Q_i^3 \qquad (1)$$

и общеизвестной формуле энергии, затрачиваемой на продвижение воздуха по горным выработкам,

$$W = \frac{1}{102 \cdot \eta} \cdot \sum_{j=1}^{N} R_j Q_i^3 \text{ кВт}, \qquad (2)$$

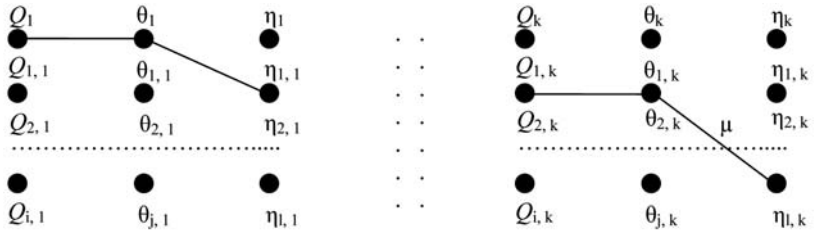
где η — усреднённый коэффициент полезного действия источников тяги (в нашем случае ВГП); R_j — сопротивление j-й горной выработки; Q_j — расход воздуха в j-й горной выработке, задачу оптимизации режимов совместной работы k ВГП по критерию минимума затрачиваемой мощности [5] можно представить в следующей математической форме:

$$W = \sum_{i=1}^{k} \frac{H_i Q_i}{102 \eta_i \eta_{i\text{дв}}}, \qquad (3)$$

где H_i, Q_i, η_i и $\eta_{i\text{дв}}$ — напор, дебит, КПД ВГП и КПД электродвигателя ВГП.

Таким образом, исследования работы ВГП с целью определения экономичных режимов следует проводить с учетом выражения (3).

На сегодняшний день анализ совместной работы ВГП производится аналитическими, графо-аналитическими и графическими методами. Но практика показывает, что в настоящее время ни один из имеющихся методов не позволяет с достаточной степенью надежности и точности определять режимы ВГП, работающих на одну ШВС. В статье [6] показано, что для анализа совместной работы ВГП на одну ШВС их аэродинамические характеристики удобнее представлять в виде квазиупорядоченного графа [7], состоящего из множеств Q, θ и η, который формируется при следующих ограничениях: $H_в \leq 0{,}9H_{max}$ (необходимое условие устойчивой работы ВГП) и $\eta \geq 0{,}6$ (условие экономической целесообразности применения ВГП). Развиваемая ВГП депрессия определяется аналитическими выражениями $H = f(Q)$: для осевых вентиляторов $H = a - bQ$, для центробежных $H = a - bQ - cQ^2$ [8]. Тогда при работе на одну ШВС k ВГП квазиупорядоченный граф будет выглядеть следующим образом:



Здесь i, j, l — числа возможных состояний соответствующих параметров.

Для каждой вершины графа множеств θ и η должна быть определена область допустимых значений множества Q, то есть

$$\theta_i = \lfloor Q_{j,1}; Q_{j,2} \rfloor \text{ и } \eta_i = \lfloor Q_{k,1}; Q_{k,2} \rfloor, \qquad (4)$$

где $Q_{j,1}$, $Q_{j,2}$, $Q_{k,1}$ и $Q_{k,2}$ — соответственно, нижняя и верхняя граница допустимого диапазона значений расхода воздуха при выборе соответствующего параметра.

Множество же Q формируется путем разбиения (дискретизации) области допустимых значений с шагом ΔQ, который определяется произвольно исходя из потребностей. Таким образом, полное разнообразие режимов работы ВГП на сеть отображается на квазиупорядоченном графе $G = (X, \Gamma)$. Тогда совокупность выбранных режимов k ВГП будет определяться путем μ на ква-

зиупорядоченном графе (см. выше) и выражаться следующим образом:

$$\mu = [Q_1(\mu), f_1(Q_1(\mu)), \theta_1(\mu), \eta_1(\mu), \ldots,$$
$$Q_k(\mu), f_k(Q_k(\mu)), \theta_k(\mu), h_k(\mu)] \qquad (5)$$

при ограничениях:

$$\mu \in M(G);\ Q_{вi}(\mu) \le Q_{maxст};\ \check{Q}_i \le Q_i(\mu) \le \hat{Q}_i;\ Q(\mu_\varepsilon) \ge Q^*_ш, \qquad (6)$$

где $Q_{вi}(\mu)$ — производительность $i = \overline{1, k}$-го ВГП; $Q_{max\ ст} = v_{max}S$ — максимально возможное количество воздуха, способного пройти через вентиляционный ствол (ВС); v_{max} — максимально допустимая по правилам безопасности скорость воздушного потока в ВС; S — сечение ВС; $Q_i(\mu)$ — расходы воздуха Q_i по дугам графа ШВС (горным выработкам), зависящие от пути μ; $\check{Q}_i$, $\hat{Q}_i$ — регламентируемые значения расходов воздуха по горным выработкам; $Q(\mu) = \sum_{i=1}^{K_1+K_2} Q_{вi}(\mu)$ — общее количество воздуха, подаваемое в ШВС при варианте пути μ, K_1 и K_2 количество, соответственно, осевых и центробежных вентиляторов; $Q^*_ш$ — потребное количество воздуха для проветривания всех выработок ШВС.

Согласно работе [5], выражение (3) применительно к квазиупорядоченному графу будет

$$J(\mu) = \sum_{i=1}^{k} \frac{1}{102\eta_i(\mu)\,\eta_{iдв}} H_i(\mu)\,Q_i(\mu) \to \min, \qquad (7)$$

где $H_i(\mu)$, $Q_i(\mu)$ и $\eta_i(\mu)$ напор, дебит и КПД ВГП; μ — путь на квазиупорядоченном графе при ограничениях (6).

Таким образом, выражение (7) будет являться оптимизационной моделью, согласно которой необходимо проводить исследование совместной работы на одну ШВС k ВГП, характеристики которых отображены на квазиупорядоченном графе. Опишем способ определения режимов работы k ВГП согласно оптимизационной модели (7). Так как аэродинамические характеристики ВГП отображены в виде соответствующих подмножеств на квазиупорядоченном графе, то возникает задача определения требуемого варианта пути из представленного множества. Проведенный поиск методов, позволяющих наиболее эффективно

находить решение среди множества вариантов, показал, что ни один из известных методов не позволяет найти решение стоящей перед нами задачи. В связи с данным обстоятельством, определение режима по критерию оптимизации (7) видится нам как метод целенаправленного последовательного перебора всех допустимых независимых путей (удовлетворяющих ограничениям (6)) на квазиупорядоченном графе, то есть на каждом из подмножеств $X_i \in X$, отображающем конкретный вентилятор, исследуются предлагаемые варианты μ. Каждый вариант $\mu \in M(G)$ оценивается условием (6). Начало же исследования квазиупорядоченного графа возможных режимов работы ВГП $G(X, \Gamma)$ для действующей сети начинается с базового пути $\mu_б$ — существующего состояния режимов работы ВГП. Дальнейшее исследование продолжается только при выполнении условия (6). Эти операции выполняются последовательно для 1-го, 2-го и т. д. до K_1+K_2 ВГП [8]. Для каждого выбранного пути графа необходимо осуществить расчет воздухораспределения с целью выяснения характера поведения и влияния ВГП друг на друга и определения количества воздуха в горных выработках. При условии удовлетворения обеспечением воздуха горных выработок вычисляем значение критерия (7). Затем повторяем все вышеописанные действия. Сравнивая все полученные значения данного критерия, выбираем наименьшее значение. Путь на графе при найденном значении критерия и будет отражать искомые режимы, при которых достигается возможное минимальное значение общей затрачиваемой электроэнергии на проветривание горных выработок.

Общеизвестно, что вентиляционные сети современных шахт и рудников являются весьма сложными системами, довольно часто встречаются сети с числом ветвей более 1000. Проветривание таких сетей представляет известные сложности, к тому же ещё осложняется наличием множественных диагональных связей, проведением работ одновременно на нескольких горизонтах и т. д. Расчет воздухораспределения в таких ШВС весьма труден. Поэтому очевидна необходимость упрощения топологии ШВС. В свое время многими исследователями предпринимались попытки разработать простой и универсальной метод, позволяющий упростить топологию ШВС. Сделанный обзор существующих методов показал, что большинство аналитических способов упрощения позволяют заменить только элементарные виды соединений: последовательное, параллельное, простое диагональное, а также системы,

имеющие не более двух связей (вход и выход) с остальной схемой; имеются также способы упрощения путем исключения отдельных ветвей. К нашей задаче применимы два метода: метод многополюсника, разработанный в АН КазССР [9, 10], и метод выделения иерархических уровней, предложенный академиком НАН РК Роговым Е.И. и д.т.н. Роговым А.Е. [11 — 14]. Тогда для определения пригодности выбранных режимов работы ВГП будем производить полный аэродинамический расчет топологически упрощенной ШВС.

Метод многополюсников позволяет после расчета распределения воздуха в части схемы с каким угодно числом входов и выходов заменить последнюю, многоугольником с известными значениями фиктивных сопротивлений сторон. Данный метод при первичном определении искомых режимов значительно упростит ШВС до многоугольника, эквивалентного всей сети. На данном этапе оцениваем взаимодействие ВГП друг с другом и способность их при данных режимах обеспечить требуемым количеством воздуха горные выработки.

Академиком НАН РК Роговым Е.И. и д.т.н. Роговым А.Е. было теоретически выведено и экспериментально доказано, что вентиляционную сеть можно разбить на иерархические подграфы в зависимости от их энергоемкости (энергетического потенциала) без потери каких-либо показателей, характеризующих сеть. Их исследования показали, что наибольшее влияние на работу ВГП оказывают изменения аэродинамических сопротивлений первого иерархического уровня, затем второго, последующие же практически не оказывают никакого влияния [15]. В связи с этим, для более точного определения производим аэродинамический расчет первого иерархического уровня, так как основные затраты развиваемого ВГП напора воздуха поглощаются именно данным уровнем, при этом данный уровень имеет те же самые показатели, что и упрощаемая ШВС.

На основе вышеописанного дадим алгоритм определения режимов совместной работы ВГП на сложную вентиляционную сеть по критерию минимума затраченной энергии на проветривание горных выработок. Допустим дана произвольная ШВС. Подачу воздуха обеспечивают несколько ВГП. Для нахождения оптимальных параметров ВГП, работающих на данную ШВС, осуществляем следующие шаги:

Шаг 1. Отображение напорных характеристик ВГП, входящих в ШВС, на квазиупорядоченном графе.

Шаг 2. Уменьшение размерности ШВС путем нахождения первого иерархического уровня [11, 12, 13, 14] (уменьшается число ветвей, участвующих в расчете воздухораспределения).

Шаг 3. Получение методом многополюсника [9, 10] укрупненной схемы ШВС, обладающей теми же характеристиками и параметрами исходной сети, представленной первым иерархическим уровнем.

Шаг 4. Выбор на квазиупорядоченном графе первого (следующего) из независимых путей, удовлетворяющего условию (6).

Шаг 5. Осуществление расчета воздухораспределения в укрупненной схеме ШВС (полученной с помощью метода многополюсника). Если сходится, то переходим к следующему шагу, если нет, то возвращаемся к шагу 4.

Шаг 6. Осуществление расчета воздухораспределения для первого иерархического уровня. Если сходится, то переходим к следующему шагу, если нет, то возвращаемся к шагу 4.

Шаг 7. Расчет затрачиваемой мощности на продвижение воздуха по горным выработкам (выражение 7).

Шаг 8. Повторяем шаги 4 — 7. Если пройдены все независимые пути графа, то переходим на следующий шаг.

Шаг 9. Сравнивая все полученные значения затрачиваемой мощности, определяем наименьшее значение.

Проделав все вышеописанные шаги, получаем ряд значений мощности, затрачиваемой ВГП при выбранных режимах. Из полученного ряда определяем минимальное значение, параметры которого обеспечивают оптимальный режим работы ВГП, работающих на одну ШВС, по критерию минимума затрачиваемой мощности на проветривание горных выработок. Таким образом, требуемый режим работы найден и обеспечен возможный минимум затрат электроэнергии.

Литература

1. *Ивановский И.Г.* Шахтные вентиляторы / И.Г. Ивановский. — Владивосток: Б. и., 2003.

2. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана (состояние, проблемы, решения): в 10 т.: т. 1 Горные науки и проблемы освоения недр Казахстана. — Астана: Б. и., 2003.

3. *Анибаев А.Ж.* Теоретические основы оптимизации энергоемкости шахтных вентиляционных сетей / А.Ж. Анибаев // Научные достижения молодежи Казахстана — шаг в будущее: сб. докл. I Республиканской науч.-практ. конф. молодых ученых и студентов. — Усть-Каменогорск, 2009.

4. *Воронина Л.Д.* Расчёт рудничной вентиляции / Л.Д. Воронина, А.Д. Багриновский, В.С. Никитин. — М.: ГНТИ издательство литературы по горному делу, 1962.

5. *Анибаев А.Ж.* Оптимизация режимов совместной работы вентиляторов главного проветривания на сложную вентиляционную сеть / А.Ж. Анибаев // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых (16 — 20 сентября 2009 г.): докл. 6 международной научной школы молодых ученых и специалистов.

6. *Анибаев А.Ж.* «Метод определения режимов совместной работы вентиляторов главного проветривания на сложную вентиляционную сеть / А.Ж. Анибаев. — Алматы, 2009. — (Сб. науч. тр. / ИГД имени Д.А. Кунаева. — Т. 78).

7. *Рогов Е.И.* Системный анализ в горном деле / Е.И. Рогов. — Алма-Ата: Наука КазССР, 1976.

8. *Рогов А.Е.* Оптимизация режимов работы вентиляторов главного проветривания в шахтной вентиляционной сети (ШВС) / А.Е. Рогов Д.О. Чулков // Комплексное использование минерального сырья. — 1996. — № 1(193).

9. *Левицкий Н.Г.* Многорежимный многополюсник и его приложение к решению практических задач / Н.Г. Левицкий, Л.Г. Мерниц // Повышение безопасности работ и совершенствование проветривания на горнодобывающих предприятиях Казахстана (г. Караганда, 8 — 10 сентября 1982 г.): тез. докл. респ. науч.-техн. конф. — Алма-Ата, 1982.

10. *Цой С.В.* Электромоделирующие приборы для расчета вентиляционных сетей / С.В. Цой, С.И. Петрович. — Алма-Ата: Наука КазССР, 1965.

11. *Рогов Е.И.* Начала основ теории техники / Е.И. Рогов. — Алматы, 2001.

12. *Рогов Е.И.* Метод декомпозиции сложных вентиляционных сетей / И.Е. Рогов, Е.Я. Рясков // Вентиляция и газопылеподавление на рудниках Казахстана. — Алма-Ата: Наука КазССР, 1971. — (Тр. / ИГД им. Д.А. Кунаева. — Т. 49).

13. *Рогов А.Е.* Формирование иерархических уровней в шахтной вентиляционной сети / А.Е. Рогов // Комплексное использование минерального сырья. — 1992. — № 3.

14. *Рогов Е.И.* Надежность проветривания угольных шахт / Е.И. Рогов, С.С. Банкин, Е.Я. Рясков. — Алма-Ата: Наука КазССР, 1975.

15. *Цой С.В.* Основы теории вентиляционных сетей / С.В. Цой, Е.И. Рогов. — Алма-Ата: Наука КазССР, 1965.

УДК 622.684:656.073.23

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВНУТРИБОРТОВОГО ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА

В.Р. Баланчук

При добыче полезных ископаемых открытым способом с целью интенсификации горных работ все чаще используются подземные выработки. Недостатками их использования являются

значительные объемы работ и сроки выполнения, высокие капитальные затраты и вопросы, связанные с устойчивостью бортов карьера, в которых устраиваются выработки. Опыт отечественного использования подземных рудоспусков имеется на карьерах Алтын-Топканского рудника, Каджаранском карьере, Центральном карьере ОАО «Апатит», Ингулецком ГОКе [1]. Непосредственная перегрузка из автосамосвалов в рудоспуски применяется при разработке нагорных месторождений. В этом случае рудоспуск выполняет функции бункера, а параметры перегрузочной площадки определяются из условия нормального маневрирования автосамосвалов. Но к равнинным месторождениям данная технология не применялась и является инновационной.

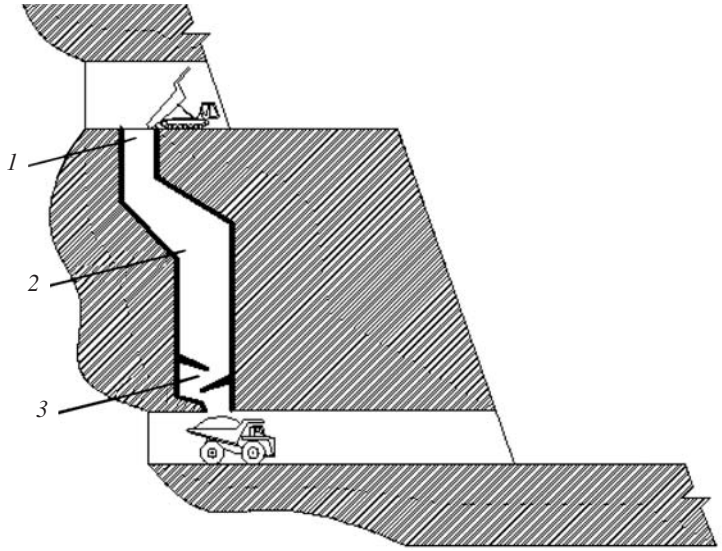
В некоторых случаях при отсутствии площадки в карьере и в тяжелых климатических условиях целесообразно сооружать подземный автомобильный перегрузочный узел. Так, ООО «Уралгипрорудой» рассмотрена схема подземной перегрузки руды из автосамосвалов в рудоспуски на Ново-Бакальском карьере, так как в контуре карьера невозможно было расположить перегрузочную площадку. Достоинство такого перегрузочного узла состоит в том, что его можно возводить независимо от состояния горных работ в карьере. Однако в этом случае требуются значительные затраты на проведение и поддержание комплекса выработок большого сечения.

Крутопадающие залежи полезного ископаемого обычно распространяются на большую глубину, и разработка их только открытым способом не всегда возможна и экономически целесообразна. При традиционных способах разработки крутопадающих залежей 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 карьера, является возможность введения в эксплуатацию внутрикарьерного перегрузочного пункта.

В условиях отработки глубоких карьеров (600 м и более) с понижением фронта горных работ ширина автосамосвала предопределяет ширину проезжей части, а следовательно, и объем вскры-

ши. Повышение ширины автосамосвала на 1,5 м ведет к увеличению объема вскрыши до 30 % [2]. На объем вскрыши также влияет уклон автодороги, который в свою очередь определяется технически возможным уклоном, преодолеваемым транспортным средством. Уменьшения ширины самосвала и повышения уклона автодороги возможно добиться использованием для доработки глубинной зоны карьера гусеничных самосвалов или шарнирно-сочлененных автосамосвалов [3]. Работа сборочных самосвалов в глубинной зоне карьеров нецелесообразна без внедрения перегрузочного пункта. Институтом горного дела УрО РАН была предложена система внутрибортового перегрузочного пункта.

Подобные перегрузочные узлы необходимы ввиду отсутствия свободного пространства в рабочей зоне карьера, что очень характерно для кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА». Внедрение перегрузочных пунктов в глубинной зоне кимберлитовых карьеров позволит применять новые специализированные виды карьерного транспорта и увеличить глубину карьеров на 10 — 20 % с соответствующими показателями выемки полезного ископаемого и снижением коэффициента вскрыши. На рисунке приведена схема расположения пере-



Внутрибортовой перегрузочный пункт в глубинной зоне карьера (ширина транспортной бермы 23 м, высота уступа 45 м)

грузочного пункта в борту карьера с использованием в качестве сборочного транспорта гусеничного самосвала, а в качестве магистрального — автосамосвала с комбинированной энергосиловой установкой или троллейвоза с аккумулятором энергии.

На карьерах в основном применяются вертикальные рудоспуски круглой формы. Площадь сечения рудоспусков колеблется от 4 до 80 м^2, а глубина перепусков составляет от 30 до 600 м. Для дробления горной массы устанавливают дробильные установки либо над рудоспуском при его заложении, либо под рудоспуском или рудоспуск эксплуатируют без дробилок. В рассматриваемом варианте устройства перегрузочного пункта измельчение руды происходит за счет гравитационных сил. В процессе падения происходит взаимное соударение кусков горной массы в полете и в момент соприкосновения с имеющейся в рудоспуске горной массой. Капитальный рудоспуск представленный на рисунке включает устье и ствол *1*, а также выпускное устройство *3*. В нижней части ствола рудоспуска расположена аккумулирующая емкость *2* для уменьшения динамического воздействия падающих кусков и создания запасов руды. Ширина аккумулирующей емкости обычно в 2 — 3 раза больше диаметра рудоспуска.

Карьерные рудоспуски эксплуатируются в условиях сейсмического действия взрывных работ в карьере, а также динамических воздействий кусков падающей руды и статического давления столба руды. Наличие динамических нагрузок определяет особые требования к местоположению рудоспуска в карьере и режиму его эксплуатации.

Горная масса может зависать в рудоспуске, приемном бункере и выпускном устройстве. Основными причинами зависаний являются смерзание руды, динамическое переуплотнение, заклинивание крупных кусков, неритмичная загрузка и разгрузка рудоспуска, несовершенство конструкции рудоспуска. Наибольшее распространение получил взрывной способ ликвидации зависаний, но для рассматриваемой перегрузочной системы подобный метод неприменим. Наиболее вероятным методом ликвидации зависаний в рудоспуске видится установка вибрационных пластин в емкости аккумулирования руды, способных встряхивать нижнюю часть аккумулированной руды, тем самым ликвидируя зависание.

Особое внимание стоит уделить также стенкам рудоспуска, которые за время эксплуатации подвергаются деформации от перепускаемой руды.

Нормальная работа рудоспуска в значительной мере зависит от конструкции выпускного устройства. Известно большое число различных схем выпуска руды. На выбор схемы влияют гранулометрический состав перепускаемой горной массы, его влажность, склонность к слеживанию, а также вид транспорта и заданная производительность перегрузочного узла. Правильный учет перечисленных факторов обеспечивает наиболее благоприятные условия для эксплуатации и уменьшает число зависаний у выпускного устройства. Наиболее подходящим вариантом выпускного устройства для рассматриваемого перегрузочного пункта является схема гравитационного выпуска руды с использованием пальцевого затвора. Параметры выпускной щели определяются по среднему размеру кусков крупной фракции. Выпускную щель принимают в 2,5 — 3 раза больше среднего размера кусков руды [1].

Одним из важных факторов, обеспечивающих бесперебойную и надежную работу карьерных рудоспусков, является режим их эксплуатации. Основными показателями технологического режима работы рудоспуска являются интенсивность его загрузки и выпуска руды, количество аккумулируемой руды в рудоспуске. Режим работы рудоспуска находится в тесной взаимосвязи не только с режимами работы сборочного и магистрального транспорта, но и всего карьера в целом.

Литература

1. *Щелканов В.А.* Подземные выработки на карьерах / В.А. Щелканов. — М.: Недра, 1982. — 129 с.

2. *Зырянов И.В.* Транспортный комплекс акционерной компании «АЛРОСА» / И.В. Зырянов // Горный журнал. — 2005. — № 7. — С. 114 — 118.

3. 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.

УДК 622.882.012.2:628.472.3

СПОСОБЫ РАЗМЕЩЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ В КАРЬЕРАХ И ОТВАЛАХ

С.Е. Гавришев, И.А. Пыталев, А.А. Козловский

В результате интенсивного развития горнодобывающей промышленности в ряде регионов России и особенно в Уральском регионе сформировано значительное количество техногенных образований в виде отработанных карьеров, складов некондиционных руд, отвалов минерализованных пород, которые являются причиной загрязнения почв и вод тяжелыми металлами, запыления поверхности земли и изъятия дорогостоящих земель из сельскохозяйственного оборота. Горнодобывающее производство подошло к новому этапу своего развития и способно поставлять на рынок не только добываемое полезное ископаемое, но и сформированные в процессе ведения горных работ техногенные георесурсы в виде емкостей для размещения промышленных отходов. В свою очередь перед предприятием встает вопрос, что делать с образующимися отходами, не нарушая действующего законодательства. В отечественной практике расширение области использования выработанного пространства карьеров и отвалов вскрышных пород сдерживается отсутствием технологических схем, обеспечивающих формирование техногенных георесурсов, формируемых в виде емкостей для размещения промышленных отходов. Вместе с тем использование выработанного пространства карьеров и пород отвалов сдерживается отсутствием методической базы формирования техногенных образований в качестве емкостей, формирование и освоение которых позволяет значительно увеличить продуктивность горного производства, снизить ресурсоемкость освоения месторождений открытым способом.

В результате анализа функционирования большинства отечественных горнодобывающих предприятий установлено, что отвалы вскрышных пород, складируемые на поверхности земли, практически не используются, как и выработанное карьерное пространство. При этом затраты на их формирование для рудных карьеров, особенно при добыче руд цветных металлов, составляют до 90 % от общих затрат. Промышленные предприятия ежегодно образуют значительное количество отходов, в связи с чем использование карьеров и отвалов в качестве емкостей

для их размещения является перспективным направлением повышения эффективности функционирования горнодобывающих предприятий и снижения экологической нагрузки на природную среду.

Накоплен достаточно большой опыт строительства и эксплуатации полигонов для захоронения промышленных и бытовых отходов. Сооружение любого полигона подразумевает выделение земель, отвечающих ряду требований. Земли должны быть несельскохозяйственного назначения; соответствовать гидрогеологическим условиям: на участках со слабофильтрующими грунтами (глина, суглинки, сланцы) должно обеспечиваться залегание грунтовых вод при их наибольшем подъеме не менее чем на 2 м от нижнего уровня захораниваемых отходов, то есть должна обеспечиваться изоляция отходов с целью предотвращения загрязнения окружающей среды. Для этого используются местные материалы, добывают которые на отдельных карьерах. В свою очередь земельный и горный отводы, выделенные для разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом, практически полностью соответствуют всем требованиям, предъявляемым к размещению полигонов, а также они чаще всего расположены в непосредственной близости от мест переработки сырья, что позволяет использовать выработанное карьерное пространство и формируемые отвалы в качестве емкостей для размещения промышленных отходов.

С целью возможности совместного размещения промышленных отходов характеризующихся различным агрегатным состоянием, химическими и другими свойствами, разработана классификация схем размещения промышленных отходов (рис. 1). В соответствии с данной классификацией предлагается рассматривать следующие схемы размещения промышленных отходов:

1. Емкостное размещение промышленных отходов осуществляется в заранее подготовленные емкости (рис. 2), сформированные из вскрышных пород. Данная схема, при использовании соответствующей изоляции, позволяет размещать различные по агрегатному состоянию промышленные отходы вплоть до второго класса опасности (рис. 3). После заполнения данных емкостей, в зависимости от размещенных в них промышленных отходов, осуществляется их засыпка поверху.

2. Площадное размещение промышленных отходов осуществляется непосредственно вдоль откоса отвала вскрышных пород, тем самым формируя отвал вертикальными слоями. При

Рис. 1. Классификация схем размещения промышленных отходов

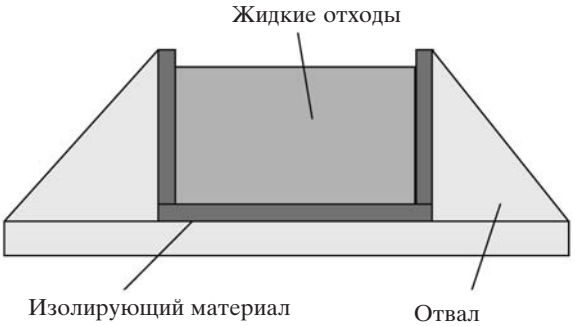


Рис. 2. Схема емкостного размещения жидких промышленных отходов

Рис. 3. Факторы, влияющие на емкостное размещение промышленных отходов

Рис. 4. Факторы, влияющие на площадное размещение промышленных отходов

данной схеме возможно осуществление параллельной засыпки поверху размещенных отходов, что позволяет сократить площадь и время их взаимодействия с окружающей средой. Данную схему, целесообразно использовать при размещении твердых промышленных отходов (рис. 4) не выше третьего класса опасности, образующихся в больших количествах.

3. Комбинированное размещение промышленных отходов обеспечивает сокращение площади земной поверхности, необходимой под отвал, кроме того, позволяет на ограниченной территории обеспечить совместное размещение различных по свойствам, агрегатному состоянию и классу опасности промышленных отходов.

Применение данных схем с размещением промышленных отходов в теле отвала подразумевает создание изоляции основания отвала его откосов, а также укладку изоляционного слоя поверх размещенных отходов. Использование данных схем возможно и при размещении промышленных отходов в выработанном пространстве карьеров при отсутствии водоносных горизонтов. Однако на горизонтах, находящихся выше уровня грунтовых вод на 2 и более метров, применение предлагаемых схем не ограничено, что позволяет значительно расширить область комплексного освоения недр Земли.

На практике совместное размещение различных видов промышленных и твердых бытовых отходов вызывает определенные трудности. Часть отходов (отходы деревообрабатывающих предприятий, отходы целлюлозы, бумаги и картона, не пригодные для дальнейшей переработки на данном этапе развития перерабатывающих технологий) относится к легковозгораемым

отходам. В местах размещения таких отходов происходят систематические возгорания по различным причинам. Опыт их тушения показал, что не всегда эффективно просто залить водой или засыпать инертным материалом. Визуально возгорание предотвращено, но оно продолжается уже внутри отвала и его невозможно контролировать, неизвестно также, какие химические реакции там происходят. В выработанном пространстве Западного карьера г. Магнитной ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» был опробован метод тушения возгораний с помощью пыли, поступающей с огнеупорного производства (до применения данной технологии пыль поступала в общем объеме отходов и складировалась отдельно). Пыль транспортируется в специально оборудованных автомашинах и выгружается непосредственно на место возгорания, при этом сильно растекаясь, что способствует предотвращению проникновения воздуха и затуханию процесса окисления отходов, приводя к полному прекращению возгорания. Данный метод эффективен только для оперативной локализации возгорания.

В настоящее время отходы складируются по более совершенной технологии. Формирование отвала ведётся одновременно со складированием пыли. Пыль складируется в форме решетки (размер ячейки 10 м × 10 м), формируя тем самым отвал в виде секторов (рис. 5). При возгорании в одном секторе, пыль не допустит распространения огня по всему телу отвала. Данный

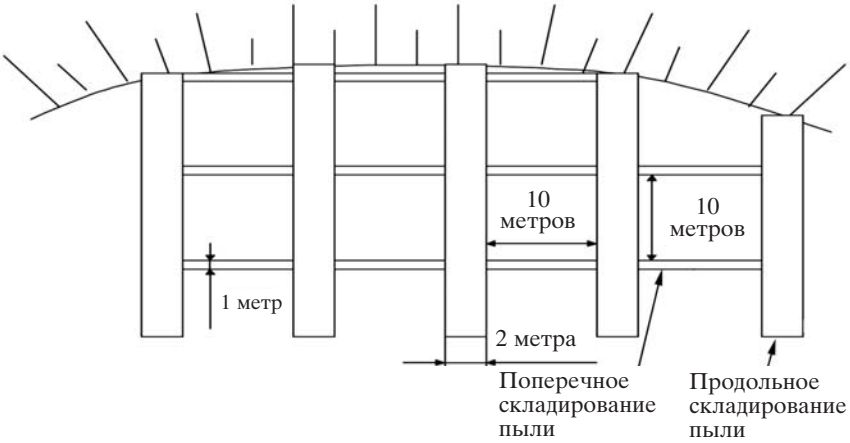


Рис. 5. Схема складирования пыли на отвале отходов

вид отвалообразования был опробован в 2006 г. После перехода на данный способ формирования отвала количество возгораний существенно снизилось. В результате внедрения данной технологии улучшилась экологическая обстановка в районе полигона для размещения отходов, уменьшился ущерб, наносимый окружающей среде.

Литература

1. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / под ред. К.Н. Трубецкого — М.: Изд-во АГН, 1997. — 478 с.

2. *Гавришев С.Е.* Расширение области рационального использования техногенных георесурсов / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, И.А. Пыталев // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2006. — № 9. — С. 252 — 258.

3. *Бартоломей А.А.* Основы проектирования и строительства хранилищ отходов: учебное пособие / А.А. Бартоломей, Х. Брандл, А.Б. Пономарев. — М.: Изд-во АВС, 2004. — 144 с.

4. *Гарин В.М.* Обращение с опасными отходами: учебное пособие / В.М. Гарин и др.; под ред. В.М. Гарина, Г.Н. Соколовой — М.: ТК Велби, Изд-во Проспект, 2006. — 224 с.

УДК 622.271.451.002.68

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ОТХОДОВ

С.Е. Гавришев, И.А. Пыталев, Е.В. Павлова

Основной проблемой современного горного производства является исчерпание природных ресурсов, связанное с промышленным подъемом в течение прошлого века, когда месторождения полезных ископаемых центральной части России и Урала были отработаны практически полностью. На местах бывших горных предприятий, по причине недостаточного экономического обеспечения или перемены форм собственности, сформировано большое количество нерекультивированных карьеров и отвалов вскрышных пород, загрязняющих почву, подземные воды и атмосферу. Огромные территории, занимаемые горными предприятиями, негативно изменили ландшафт, ранее пригодный как для сельскохозяйственного пользования, так и для строительства.

В настоящее время в разработку вовлекаются месторождения со сложными геолого-техническими условиями. Кроме того, вопрос комплексного освоения георесурсов становится все более актуальным. Следует отметить, что понятия «комплексное освоение месторождений полезных ископаемых» и «комплексное освоение природных и техногенных георесурсов» имеют различное значение. Комплексное освоение включает как наиболее полную разработку самого месторождения, так и использование выработанного пространства карьера после отработки и отвалов. Из-за стремительного развития мегаполисов освоение пространства горных выработок может помочь в решении проблемы недостатка территории для строительства, например, направлением использования техногенных георесурсов может быть строительство офисных помещений, промышленных предприятий и инженерных коммуникаций, культурно-развлекательных центров, а также сооружение емкостей для размещения промышленных отходов.

Изменение подхода к освоению недр, недостаточная изученность вопроса комплексного освоения техногенных георесурсов влечет за собой необходимость в новых методиках или адаптации существующих к определению параметров горнотехнических объектов. В горной науке существует большое количество методик определения границ карьеров. Их можно разделить на несколько групп по применению: в зависимости от условий залегания; в зависимости от типов месторождений; в зависимости от формы и размеров месторождений; для комплексных месторождений. В связи с нарастающим интересом к техногенным георесурсам в данную классификацию можно добавить еще одну группу — для техногенных георесурсов.

Существует несколько принципиальных подходов к технико-экономическому обоснованию глубины открытых работ, при расчете которой необходимо учитывать ряд горнотехнических факторов и критериев [1]: элементы залегания месторождения, его размеры, физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород; качество добываемого полезного ископаемого; потери и разубоживание полезного ископаемого; производительность карьера и срок его существования; возможность получения максимальной экономической прибыли; создание безопасных условий разработки.

При обосновании глубины и границ карьера принципиальное значение имеет выбор критериев эффективности. Основными

критериями являются: граничный, средний, контурный и текущий коэффициенты вскрыши.

Спецификой существующих методик определения параметров карьеров являются: их большое количество; это связано с тем, что каждый коэффициент имеет свое назначение и применяется в зависимости от характеристик месторождения, глубины залегания пород; физико-механических свойств пород и т.д; приблизительность вычислений, которая выявляется вследствие изменений технико-экономических показателей с течением времени; не всегда возможно сравнить показатели добычи полезных ископаемых при открытой разработке с показателями при подземной.

Одним из направлений комплексного подхода к освоению месторождений, при формировании техногенных георесурсов является использование карьеров и отвалов в виде емкостей для размещения промышленных отходов. Еще на стадии проектирования карьера необходимо рассматривать потенциальных поставщиков текущих отходов и выбрать рациональный способ формирования емкостей для их размещения с минимальными затратами. При разработке нового месторождения необходимо предусмотреть одновременное формирование карьерного пространства и отвалов горных пород в виде емкостей для размещения промышленных отходов. Данный способ возможен при близком расположении функционирующих горнодобывающего и перерабатывающего производств.

В случае, когда осуществляется разработка месторождения полезных ископаемых при отсутствии источника промышленных отходов, но прогнозируется его появление, целесообразно вскрышные породы складировать в отвал таким образом, чтобы с минимальными затратами преобразовать их в емкость для размещения отходов введенного в эксплуатацию промышленного предприятия. Обоснование параметров карьеров и отвалов, формируемых в виде емкостей для размещения промышленных отходов, с целью обеспечения максимальной вместимости данных емкостей является необходимым условием получения максимального экономического эффекта при их реализации. При формировании отвала в качестве емкостей для размещения промышленных отходов необходимо определить минимальное количество вскрышных пород и изоляционного материала либо рассчитать максимальную вместимость емкостей, которые возможно сформировать из определенного объема вскрышных по-

род. Данные вскрышные породы могут быть представлены как текущей вскрышей при ведении открытых горных работ, так и лежалыми отвалами отработанных месторождений.

Для обоснования параметров отвала, формируемого в виде емкостей, он рассматривался как геометрическая фигура — усеченная пирамида, в связи с чем не учитывались объемы вскрышных пород в заездах на отвал и объемы вследствие скругления углов отвала (рис. 1).

При использовании отвалов для размещения промышленных отходов предлагается формировать их в виде карт. При использовании карьеров для этих же целей в качестве карт для размещения отходов предлагается рассматривать каждый горизонт выработанного карьерного пространства.

Определение параметров отвала, сформированного в виде емкости для размещения промышленных отходов, осуществляется для одной карты. При формировании отвала с количеством карт $m \times n$ расчеты выполняются аналогично без учета объемов по совмещаемым сторонам.

Объем размещаемых отходов в карте определяется по формуле

$$V_{\text{отх}} = \frac{1}{3}h\left(\text{АБ}\sqrt{\text{АБ}\left(\text{А}+2h\text{ctg}\alpha_1\right)\left(\text{Б}+2h\text{ctg}\alpha_2\right)} + \right.$$

$$\left. + \left(\text{А}+2h\text{ctg}\alpha_1\right)\left(\text{Б}+2h\text{ctg}\alpha_2\right)\right). \qquad (1)$$

Объем вскрышных пород для сооружения карты определяется по формуле

$$V_{\text{вск.п}} = V_{\text{о}} - V_{\text{м.э}} - V_{\text{отх}} + V_{\text{о.п}}, \qquad (2)$$

где $V_{\text{о}}$ — объем отвала-емкости, м^3;

$V_{\text{о.п}}$ — объем вскрышных пород над отходами, м^3.

$$V_{\text{о}} = \frac{1}{3}h\left(\text{А}^{\text{IV}}\text{Б}^{\text{IV}} + \sqrt{\text{А}^{\text{IV}}\text{Б}^{\text{IV}} \cdot \text{А}^{\text{V}}\text{Б}^{\text{V}}} + \text{А}^{\text{V}}\text{Б}^{\text{V}}\right), \qquad (3)$$

$$V_{\text{о.п}} = (A^{\text{I}} + L_{\text{о.п}} + L_{\text{э.о}})(\text{Б}^{\text{I}} + L_{\text{о.п}} + L_{\text{э.о}})(M_{\text{о.п}} + M_{\text{э.в}}) - V_{\text{э.в}}. \qquad (4)$$

При формировании выработанного карьерного пространства в виде емкости для размещения промышленных отходов необходимо внести корректировку при определении параметров ка-

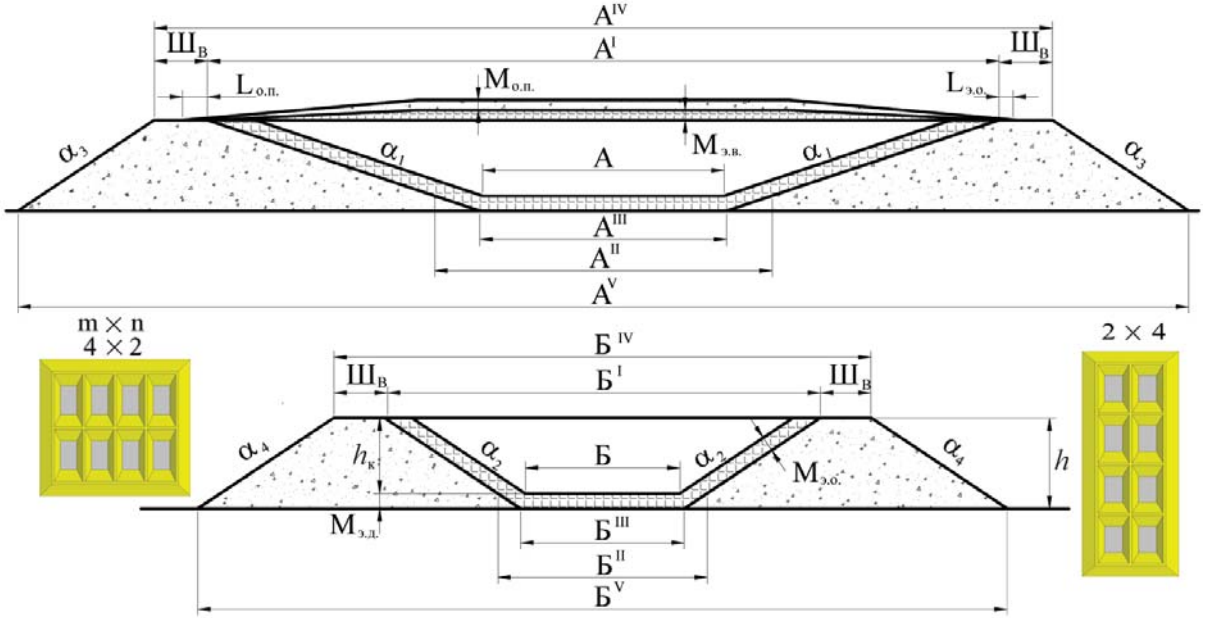


Рис. 1. Схема для расчета параметров отвалов, формируемых в виде емкостей:
А — длина карты, м;
Б — ширина карты, м;
h — высота отвала, м;
$h_к$ — высота карты, м;
$Ш_в$ — ширина дороги на отвале, м;
$L_{о.п}$ — выход вскрышных пород за карту, м;

$L_{э.о}$ — выход изолирующего материала за карту, м;
$Б^{I}$ — ширина карты по верху с изолирующим слоем, м;
$Б^{II}$ — ширина карты по низу с изолирующим слоем на высоте, равной его мощности, м;
$Б^{III}$ — ширина карты по низу без изолирующего слоя, м;
$Б^{IV}$ — ширина отвала по верху, м;
$Б^{V}$ — ширина отвала по низу, м;
$А^{I}$ — длина карты по верху с изолирующим слоем, м;
$А^{II}$ — длина карты по низу с изолирующим слоем на высоте, равной его мощности, м;
$А^{III}$ — длина карты по низу без изолирующего слоя, м;
$А^{IV}$ — длина отвала по верху, м;
$А^{V}$ — длина отвала по низу, м;
α^{1} — заложение внутренних боковых откосов карты;
α^{2} — заложение внутренних торцевых откосов карты;
α^{3} — заложение внешних боковых откосов отвала;
α^{4} — заложение внешних торцевых откосов отвала;
$M_{э.о}$ — мощность изолирующего слоя на откосах карты, м;
$M_{э.д}$ — мощность изолирующего слоя на дне карты, м;
$M_{э.в}$ — мощность изолирующего слоя над отходами, м;
$M_{о.п}$ — мощность отвальных пород над отходами, м

рьеров. В связи с этим, при определении граничного коэффициента вскрыши необходимо учитывать экономическую эффективность размещения промышленных отходов в данных емкостях, тогда формула определения граничного коэффициента примет вид

$$K_{гр} = \frac{C_п - C_и + k_п ц_п + k_з\left(C_{к.п} + C_{о.п}\right)}{C_в}, \qquad (5)$$

где $C_п$ — допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого на данном месторождении, руб/м^3;

$C_и$ — себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на вскрышные работы, руб/м^3;

$k_п$ — отношение объемов попутно добываемого и основного полезных ископаемых;

$ц_п$ — оптовая цена 1 м^3 попутно добываемого полезного ископаемого, руб.;

$K_з$ — коэффициент, учитывающий ценность карьера и отвалов, сформированных для размещения промышленных отходов, приводит удельные показатели стоимости карьера и отвала к ценности, рассчитанной по разработанному экономико-математическому методу, с учетом затрат на их формирование и транспортирование отходов;

$C_{к.п}$ — удельная стоимость емкости карьерного пространства при размещении промышленных отходов, руб/м^3;

$C_{о.п}$ — удельная стоимость емкостей отвала, сформированного для размещения промышленных отходов, руб/м^3;

$C_в$ — себестоимость вскрышных работ, руб/м^3.

$$C_{к.п} = k_д \rho C_{лiотх}, \qquad (6)$$

$$C_{о.п} = k_д \rho C_{лiотх} k_е, \qquad (7)$$

где $k_е$ — коэффициент вместительности (емкости) отвала (0,36 — 0,57) в зависимости от объема вскрышных пород.

Наибольшее распространение в практике получило определение конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши. Экономически предельно допустимым значением глубины считается значение, при котором контурный коэффициент вскрыши равен граничному. Учет ценности карьерного пространства и отвалов вскрышных пород, формируемых в виде емкости для размещения промышленных отходов V и IV классов опасности, позволяет увеличить глубину карьера в среднем до 25 % (рис. 2) [3].

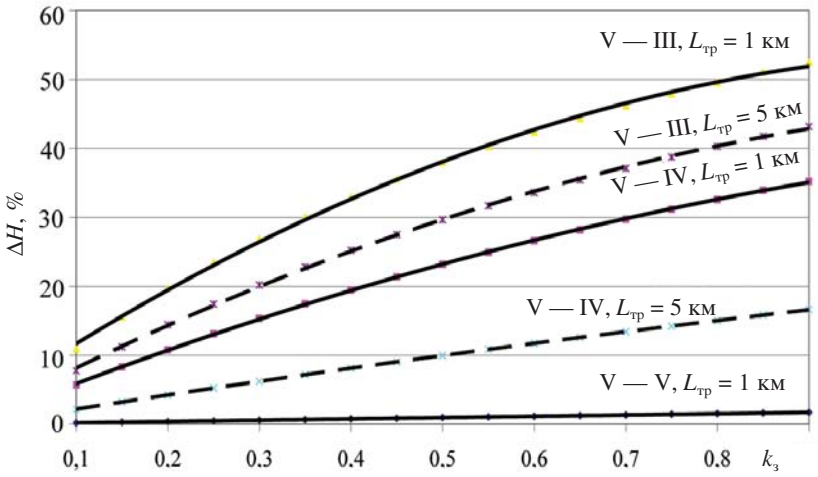


Рис. 2. Зависимость приращения глубины карьера (ΔH) от коэффициента, учитывающего ценность карьера и отвалов, сформированных для размещения отходов ($k_з$):

V — V(–III) — класс опасности размещаемых промышленных отходов, соответственно, в выработанном карьерном пространстве и отвалах вскрышных пород; $L_{тр}$ — расстояние транспортирования отходов от источника образования до места их размещения

Таким образом, обоснование параметров и выбор способов формирования карьеров и отвалов в виде емкостей для размещения промышленных отходов необходимо осуществлять на основе получения максимального экономического эффекта при разработке месторождения, сокращения негативной экологической нагрузки в регионе и обеспечить комплексное освоение природных и техногенных георесурсов. Использование выработанного пространства карьеров и отвалов как техногенного георесурса позволяет значительно повысить эффективность функционирования горного предприятия, а в большинстве случаев продлить срок его существования за счет предоставления на рынок новых видов продукции.

Литература

1. *Новожилов М.Г.* Открытые горные работы: учебное пособие для горных вузов и факультетов / М.Г. Новожилов. — М.: Госгортехиздат, 1961. — 475 с.

2. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. И.А. Пыталев, Магнитогорск, 2008 г.

УДК 661.183.2: 67.02

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС ПО ПРОИЗВОДСТВУ АКТИВНЫХ УГЛЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СВЧ-ЭНЕРГИИ

О.С. Данилов, В.А. Михеев, Т.В. Москаленко

На эффективность функционирования горных предприятий оказывает влияние большое число внешних факторов, к которым относятся: изменения в многочисленных стандартах, правовых нормах и инструктивных документах о недрах, изменение цен на выпускаемый продукт и используемые предприятием ресурсы, изменения системы налогообложения, валютных курсов и пр. Наиболее существенным фактором, оказывающим влияние на эффективность работы горных предприятий, является цена реализуемого ими сырья. Проблема колебания цены и затрат, новая для горнодобывающей отрасли России после 1991 г., является актуальной до настоящего времени и в перспективе, поскольку изменение цен на конечную продукцию до 10 % происходит практически ежегодно и даже не раз в год, а падение цены (в два и более раз) в жизни горнодобывающего предприятия встречается неоднократно [1]. В связи с этим, для повышения эффективности и увеличения рентабельности производства горнодобывающих предприятий необходимо комплексное использование их сырьевой базы с получением продуктов, имеющих добавленную стоимость, высокие ценовые показатели и стабильный рынок сбыта.

Наибольший объем по запасам среди полезных ископаемых России приходится на ископаемые угли. Общие кондиционные ресурсы углей России превышают 4 трлн. т, в том числе балансовые запасы промышленных категорий — около 200 млрд. т [2]. Уникальное химическое строение ископаемых углей позволяет получать в результате их комплексной переработки продукты с добавленной стоимостью [2]. Одним из наиболее актуальных и востребованных в линейке таких продуктов является активный уголь (АУ), весьма востребованный во многих областях промышленности — от нефтегазовой отрасли до производства продуктов питания и лекарств. В связи с этим нами было проведено исследование по получению АУ из углеродсодержащего сырья Республики Саха (Якутия). Объектом исследования были выбраны бурые угли марки 2Б Кангаласского месторож-

дения Ленского угольного бассейна, имеющие следующие качественные характеристики (%): W^r = 9,3; A^d = 19,7; V^{daf} = 50,9.

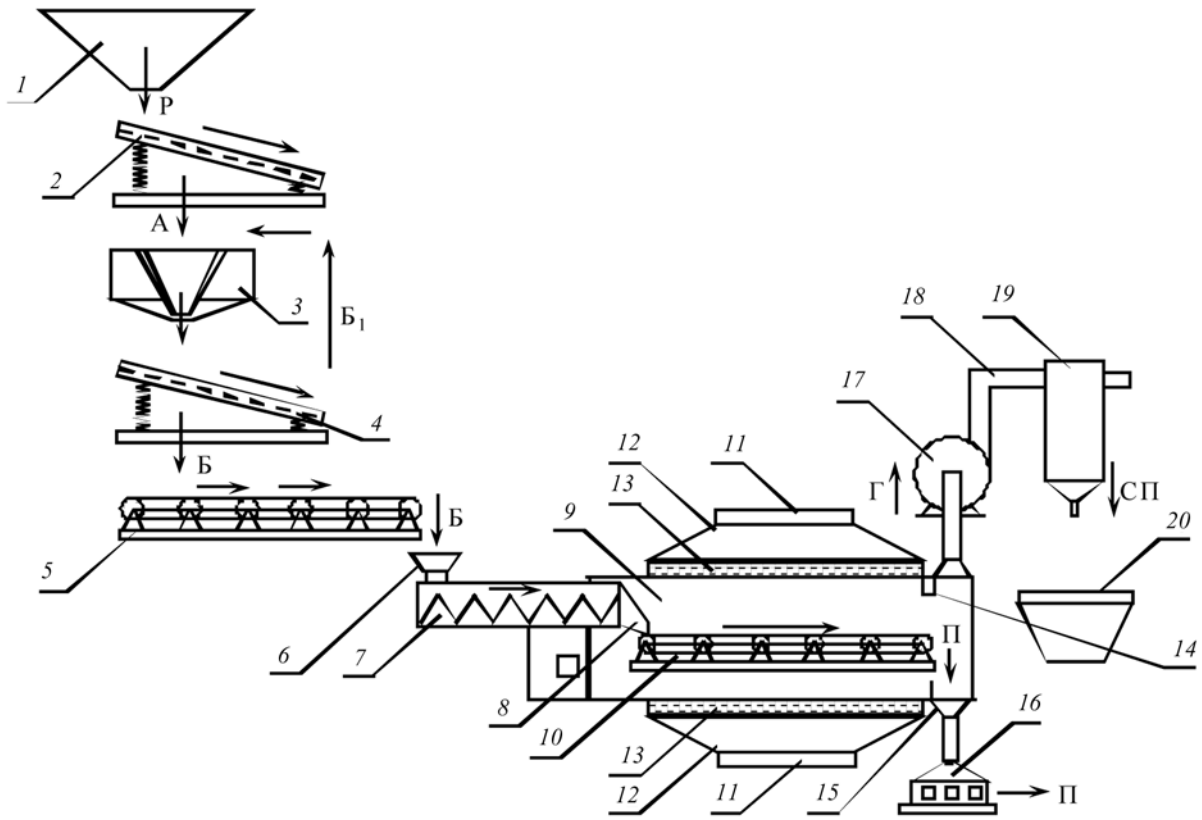
В качестве технологического решения трансформации исходного сырья в активный уголь с учетом таких требований современных инновационных исследований как энерго- и ресурсосбережение, максимальная экологическая безвредность, была использована энергия электромагнитных сверхвысокочастотных колебаний (СВЧ). Схема цепи аппаратов приведена на рисунке, результаты исследования — в работе [3]. Установлено, что безреагентное силовое воздействие на сырьевой ресурс (бурый уголь) дает возможность получения порошкообразного АУ (класс крупности менее 0,2 мм) высокого качества при кратно меньших энергетических затратах на единицу получаемого продукта, чем при традиционной технологии производства.

В качестве максимально отвечающей данным требованиям принимаем принципиальную схему электромагнитной СВЧ-установки на основе технического предложения [4] с корректировкой на вид обрабатываемого сырья. Она включает в себя пять основных элементов: узел ввода сырья; узел генерации излучения; рабочую камеру с конвейером; узел выгрузки готового целевого продукта; устройство регистрации температуры и удаления парогазовой смеси.

Узел ввода сырья включает в себя (см. рис. 1) загрузочное устройство *7* и формирующую головку *8*, позволяющую изменять высоту слоя подаваемого сырья в зависимости от его электрофизических свойств. Максимальная высота слоя, подаваемого через формирующую головку *8* на конвейер *10*, которая обеспечивает равномерное распределение температурного поля в угле, равняется 120 мм. Рекомендуем принять высоту обрабатываемого слоя угля с запасом на случай аварийных ситуаций в работе оборудования 100 мм.

Узел генерации. Установка оснащена двумя узлами СВЧ, каждый из которых включает в себя магнетрон *11* мощностью 25 кВт и волновод *12*. Узлы генерации излучения расположены над и под транспортером. Для защиты от попадания влаги узлы закрыты мембранами *13*, которые являются проницаемыми для СВЧ-колебаний и непроницаемыми для водяных паров.

Рабочая камера с конвейером. В качестве материала для изготовления нерезонансной камеры 9 микроволновой установки может использоваться сталь марки 08Ч18Н10Т, так как данная марка стали имеет широкий температурный диапазон, высокую



Принципиальная схема технологического цикла получения активного угля с использованием СВЧ-энергии:
1 — бункер; *2* — грохот; *3* — дробилка; *4* — грохот; *5* — конвейер; *6* — входной шлюз электромагнитной микроволновой установки; *7* — загрузочное устройство электромагнитной микроволновой установки; *8* — формирующая головка; *9* — рабочая камера СВЧ-установки; *10* — внутренний конвейер электромагнитной микроволновой установки; *11* — магнетроны; *12* — волноводы; *13* — мембраны; *14* — пирометр; *15* — выходной шлюз электромагнитной микроволновой установки; *16* — фасовочный аппарат; *17* — вентилятор; *18* — магистраль для отвода газообразных продуктов из камеры СВЧ-установки; *19* — конденсационная установка; *20* — аккумулирующая емкость для сжиженных продуктов пиролиза.
Р — рядовой бурый уголь; А — бурый уголь класса крупности менее 25 мм; Б — бурый уголь класса крупности менее 0,2 мм; $Б_1$ — бурый уголь класса крупности более 0,2 мм; П — продукт (активный уголь); Г — газообразные продукты; СП — сжиженные продукты

устойчивость к агрессивным средам, а также весьма широко распространена для изготовления различного технологического оборудования в промышленности.

Внутри СВЧ-установки перемещение сыпучего материала осуществляется посредством ленточного конвейера. Транспортерная лента с учетом температурного режима, необходимого для получения целевого продукта оптимального качества, может быть изготовлена из стекловолокна. Лента из данного материала является инертной к микроволновому излучению и не теряет своих эксплуатационных свойств при нагреве до заданной технологическим режимом температуры.

Узел выгрузки готового продукта включает конвейер *10* и выходной шлюз *15*.

Устройства для регистрации температуры и удаления парогазовой смеси. Температура нагрева бурого угля излучением регистрируется посредством пирометра *14*. Газообразные продукты удаляются из камеры СВЧ-установки посредством вентилятора *16*.

Принцип работы технологического комплекса заключается в следующем. Рядовой уголь (Р) из бункера *1* подается на грохот *2*, где угольная масса разделяется на два класса крупности: более 25 и 0 — 25 мм. Уголь класса крупности более 25 мм выводится из процесса. Уголь класса крупности менее 25 мм (А) подается на дробилку *3*, где измельчается и направляется на грохот *4*, откуда уголь класса крупности менее 0,2 мм (Б) перемещается на конвейер *5*. Уголь класса крупности более 0,2 мм ($Б_1$) возвращается в дробилку *3*. Уголь класса крупности менее 0,2 мм (Б) конвейером *5* подается через входной шлюз 6 на загрузочное устройство СВЧ-установки *7*, где посредством формирующей головки *8* перемещается в рабочую камеру *9* на внутренний конвейер *10*. Обработка сырья осуществляется силовым узлом, включающим в себя: магнетроны *11*, волноводы *12*. Для защиты силовых узлов от влаги используются мембраны *13*. Мониторинг конечной температуры нагрева угля осуществляется пирометром *14* установленным в микроволновой установке над конвейером.

После обработки угля (Б) в установке, готовый продукт (П) посредством конвейера *10* подается на выходной шлюз *15*, из которого затем перемещается в фасовочный аппарат *16*, где фасуется под вакуумом низкого давления.

Газообразные продукты (Г), образующиеся в процессе пиролиза бурого угля в микроволновой установке, отводятся венти-

лятором *17* посредством парогазовой магистрали *18* в конденсационную установку *19*, где они охлаждаются, и сжиженный продукт (СП) перемещается в аккумулирующую емкость *20*.

Годовая производительность предлагаемой СВЧ-установки по получению активного угля, рассчитанная с учетом установленного по результатам экспериментов оптимального технологического режима, составляет 838 т.

Обобщая существующие практические данные [5], можно заключить, что в отношении схемы технологического комплекса получения АУ по традиционной технологии предложенный технологический комплекс с использованием энергии СВЧ обладает следующими несомненными преимуществами:

— простота монтажа оборудования;

— минимальные затраты времени на монтаж оборудования;

— отсутствие затрат на фундамент, необходима лишь платформа определенных размеров в зависимости от объема установки;

— не требуется котельное оборудование с различными дополнительными устройствами, которое является весьма дорогостоящим;

— отсутствие процессов сжигания угля для производства тепловой энергии, необходимой в процессе получения товарного продукта, в связи с чем отпадает необходимость завоза, складирования и хранения топлива для этих целей;

— более высокий коэффициент полезного действия установки, равный 0,8, благодаря такому уникальному свойству СВЧ-колебаний, как выделение объемного тепла непосредственно в облучаемом объекте. В традиционной технологии производства АУ перегретый пар нагревает не только исходное сырье, но и стенки активационной камеры, поэтому печи подобного типа имеют КПД в пределах 0,4 — 0,5;

— СВЧ-установка может быть изготовлена без привлечения дорогостоящих теплоизоляционных материалов.

Таким образом, разработанная принципиальная технологическая схема и цикл работы технологического комплекса для производства активных углей с использованием СВЧ-энергии в промышленных масштабах по сравнению с существующими технологическими решениями позволяет: получать АУ высокого качества с гораздо меньшими энерго- и материалоемкостью; упростить технологический процесс получения АУ; удешевить производство АУ.

Литература

1. *Батугина Н.С.* Возможности горнорудного предприятия при изменении цен на минеральное сырье / Н.С. Батугина // Горный информационно-аналитический бюл. — 2008. — № 12. — С. 138 — 145.

2. *Миночкин Д.В.* Выбор стратегических альтернатив развития угледобывающих предприятий / Д.В. Милочкин // Горный информационно-аналитический бюл. — 2008. — № 12. — С. 132 — 134.

3. *Данилов О.С.* Оценка воздействия электромагнитного микроволнового излучения на микропористую структуру бурого угля / О.С. Данилов В.А. Михеев, Т.В. Москаленко // Горный-информационно-аналитический бюл. ОВ Дальний Восток-1. — 2009. — Вып.4. — С. 285 — 289.

4. *Демьянчук Б.А.* Микроволновой нагрев: особенности модернизации технологии / Б.А. Демьянчук // Технология и конструирование в электронной аппаратуре. — 2004. — № 2. — С. 41 — 45.

5. *Гареев Ф.Х.* Проблемы и перспективы СВЧ-сушки древесины [Электронный ресурс] / Ф.Х. Гареев // Труды / ЛПИ. — № 1(14). — Л., 2004. — С. 50 — 52. — Режим доступа: URL: www.svch-tehnologii/HTML/lesprom.pdf. — (18.01.2009).

УДК 577.4:66.046.44.59

ПЕРЕРАБОТКА ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ЗЫРЯНОВСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Ж.Е. Дарибаев, Н.Г. Дарибаева, А.Н. Кутжанова, Г.С. Шалабаева, З.Р. Хасанова

В индустриальном Казахстане остро стоят проблемы утилизации и переработки отходов разных отраслей промышленности, обусловленные необходимостью предотвращения загрязнения окружающей среды, рационального использования природного сырья, снижения потерь пастбищных земель под отвалами. Одним из рациональных путей решения этих проблем является строительство малых заводов по производству пористых заполнителей.

В промышленности строительных материалов метод слоевого спекания сырьевых материалов впервые был применен в производстве цементного клинкера. Первые опыты по получению пористого заполнителя таким способом были выполнены в конце 1930 года М. Гутманом и А. Гусманом. Преимущество метода слоевого спекания сырцовых гранул для производства пористых заполнителей перед другими его методами заключается в интен-

сивном горении твердого топлива в спекаемом слое. Поэтому способ слоевого спекания сырья методом агломерации получил наибольшее развитие в послевоенные годы.

В этом отношении наиболее перспективны те регионы, где расположены предприятия, в результате деятельности которых выделяются и складируются на поверхности земли твердые отходы (хвосты обогащения, вскрышные породы, золы ТЭС и т. д.) [1]. С точки зрения использования таких отходов для производства пористых заполнителей следует отметить, что технология производства керамзита перед технологией аглопорита имеет ряд существенных недостатков. Во-первых, для производства керамзита требуются вспучивающиеся глины, что делает почти невозможным использование отходов промышленности. Во-вторых, при обжиге вспучивающихся глин во вращающейся трубчатой печи на 1 $м^2$ керамзита образуются более 150 кг пыли, что за счет громоздкости обжигового агрегата и увеличения размеров пылеуловительных устройств затрудняет производство керамзита в маломасштабных условиях. Использование же метода агломерации является наиболее эффективным способом производства пористого заполнителя. В этом случае существенно расширяются допустимые пределы химического состава сырьевых материалов, что дает возможность использовать отходы промышленности для производства аглопорита. Следует также отметить, что в процессе обжига сырьевых материалов методом агломерации формирование структуры аглопорита происходит в короткий промежуток времени — в течение 20 — 30 мин, а пылевынос составляет не более 10 кг на 1 $м^3$ аглопорита. Поэтому при производстве аглопорита, по сравнению с производством керамзита, создаются предпосылки для уменьшения габаритных размеров всего используемого оборудования. Применение метода слоевого спекания сырьевых материалов также позволяет организовать производство теплоизоляционных материалов и пористых заполнителей для легких бетонов из местных отходов промышленности.

Для исследования характеристик проб хвостов обогащения Зырьяновского свинцового комбината материал высушивали, затем квартованием отбирали среднюю пробу для определения химического состава (в % от массы) и пластичности:

SiO_2	56,80	BaO	8,30
Al_2O_3	14,30	Pb	0,17
Fe_2O_3	0,17	Zn	0,34
CaO	4,35	$Na+K_{общ}$	2,5
MgO	6,51	Число пластичности	3,2

По химическому и минеральному составу хвосты обогащения отвечают нормативным требованиям, предъявляемым к сырьевым материалам, и могут быть использованы для получения пористого заполнителя для легких бетонов — аглопорита. Минеральный состав хвостов обогащения (%):

Кварц	55 — 60	Хлорит, биотит	1 — 2
Полевой шпат	1 — 2	Пирит	4 — 5
Серицит	20 — 25	Барит	1 — 2
Карбонаты	1 — 3		

Сырье классифицируется как грубодисперсный пластичный материал. Число пластичности 2,1. Гранулометрический состав хвостов обогащения:

Фракция, мм:	
–1+0,2	32,5 %
–0,2+0,1	33,1
–0,1+0,074	16,45
–0,074+0,044	6,25
–0,44	11,7

Анализируя результат определения дисперсности и пластичности необходимо отметить, что хвосты обогащения не обладают свойством комкуемости. Поэтому для окомкования хвостов обогащения с целью получения сырцовых гранул потребуется либо измельчение их в мельнице, либо введение в шихту, получаемую на основе этих хвостов обогащения, пластифицирующих добавок. Для проведения исследований с целью разработки технологии производства аглопоритового щебня из хвостов обогащения Зырьяновского свинцового комбината были использованы как общепринятые, так и специально разработанные нами методики. Грануляцию шихты, полученной на основе хвостов обогащения, производили на тарельчатом грануляторе диаметром тарели 1000 мм с высотой 100 мм (рис. 1).

Зажигание и обжиг гранул является одной из важнейших технологических операций. Температурный режим зажигания и обжига должен обеспечить спекание слоя гранул, уложенных в агломерационную чашу, в пористый корж, а не в расплавленный монолит. Для определения оптимальной температуры, при которой гранулы спекаются в пористый корж, опыты проводили в описанной выше лабораторной агломерационном установке.

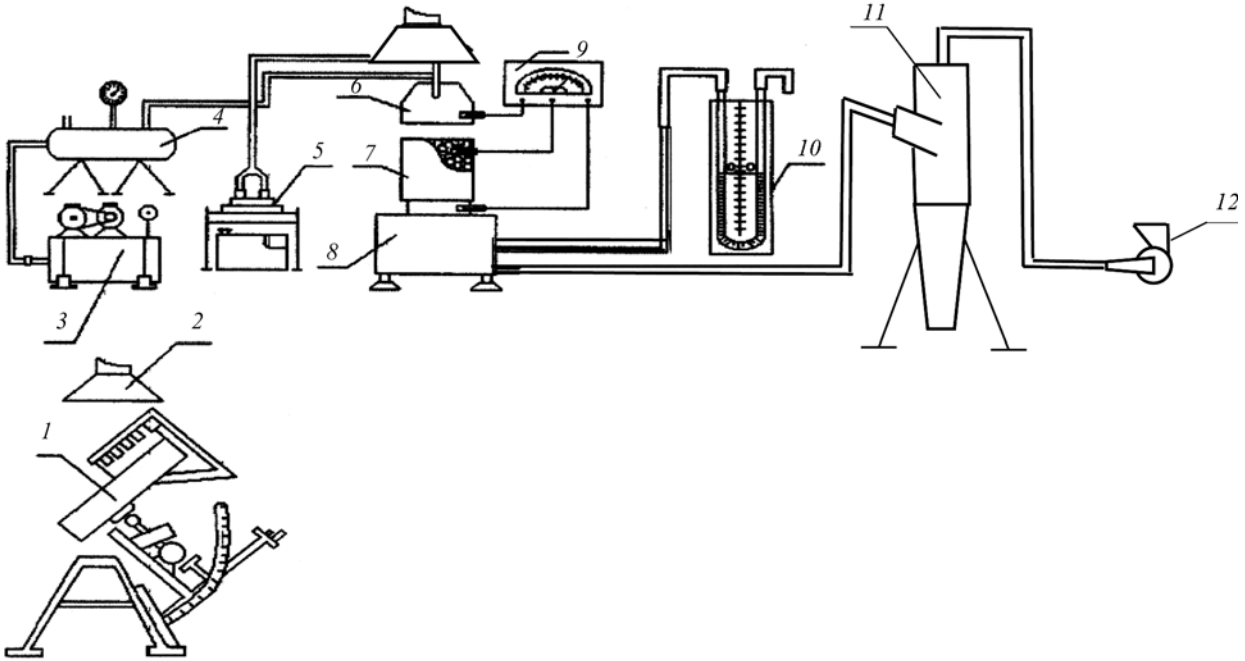


Рис. 1. Схема лабораторной агломерационной установки:
1 — гранулятор; *2* — зонт; *3* — компрессор; *4* — распределитель; *5* — топливный аппарат; *6* — зажигательный горн; *7* — агломерационная чаша; *8* — вакуум-камера; *9* — КСП-4; *10* — вакуумметр; *11* — циклон; *12* — вентилятор

Для проверки результатов опытов сырцовые гранулы, приготовленные на описанном выше тарельчатом грануляторе, обжигали в агломерационной чаше. Грануляцию сырьевой смеси осуществляли следующим образом. Навеску сухой смеси загружали на неподвижную тарелку гранулятора и тщательно перемешивали. При этом одновременно получаются как крупные комья, так и мелкие гранулы. Крупные комья разрушаются без растирания всей массы. При этом было установлено, что вода в сырьевой смеси распределяется неравномерно: наряду с переувлажненными зонами в местах подачи воды в смеси остаются участки с относительно низкой влажностью. При включении гранулятора на них накатывается сухая смесь. После этого образовавшиеся гранулы доувлажнялись водой из пульверизатора и дополнительно обволакивались сухой смесью, по мере обволакивания они увеличивались в размере. Способом померенной подачи воды и сухой смеси удается регулировать размер гранул и получать последние заданного зернового состава.

Математическая модель зависимости вертикальной скорости спекания, удельной производительности агломерационной установки, насыпной плотности и прочности поучаемого аглопорита может быть выражена полиномом неполного третьего порядка:

$$У = B_1X_1 + B_2X_2 + B_3X_3 + B_{12}X_1X_2 + B_{13}X_1X_3 + B_{23}X_2X_3 + B_{123}X_1X_2X_3$$

$$B_1 = У_1;\ B_2 = У_2;\ B_3 = У_3,$$

$$B_{12} = 4У_{12} - 2У_1 - 2У_2 \text{ и. т. д.},$$

$$B_{13} = 4У_{13} - 2У_1 - 2У_3,$$

$$B_{23} = 4У_{23} - 2У_2 - 2У_3,$$

$$B_{123} = 27У_{123} - 12(У_{12} + У_{13} + У_{23}) + 3(У_1 + У_2 + У_3),$$

где $У$ — исследуемые параметры, в данном случае показатели процесса спекания и основные свойства аглопорита; B — эмпирические коэффициенты. Измельчение хвостов и грануляцию шихты, полученной на ее основе, осуществляли, соответственно, в лабораторной мельнице и на тарельчатом грануляторе.

Опытные спекания сырцовых гранул осуществляли на лабораторной агломерационной установке, состоящей из распределителя с манометром, вакуум-камеры и агломерационной чаши высотой 300 мм, диаметром 220 мм.

При проведении обжига, вначале агломерационную чашу заполняли сырьевыми гранулами слоем 250 мм. После включения вентилятора зажигали верхний слой гранул. В период проведения обжига измеряли температуру в слое гранул, а также температуру отходящих газов в вакуум-камере. Измерение температуры проводили вольфрамренолевыми термопарами. Разрежение под колосниковой решеткой фиксировали с помощью U-образного вакуумметра.

Результаты опытов оценивали по вертикальной скорости спекания, удельной производительности агломерационной установки и качественным характеристикам аглопоритового щебня — насыпной плотности и прочности. Кроме того, определяли выход неспекшихся между собой гранул (недожога) в процентах от общего выхода готового продукта — аглопоритового щебня.

Проведенное экспериментальное исследование комкуемости хвостов обогащения Зыряновского свинцового комбината показало, что коэффициент комкуемости хвостов колеблется в пределах 0,2 — 0,28, т. е. по квалификации, предложенной В.М. Витюгиным, они не гранулируются [2]. Увеличение молекулярной влагаемкости хвостов обогащения на практике достигают несколькими способами: добавляют в шихту пластичную глину, обладающую большой способностью удерживать влагу в молекулярном слое, или измельчают сырьевые материалы с целью повышения их дисперсности. В связи с этим для повышения коэффициента комкуемости хвосты обогащения измельчали в шаровой мельнице в течение 20 мин. При этом показатель комкуемости повысился до 0,35, что свидетельствует о возможности комкования сырьевых материалов на тарельчатом грануляторе.

Испытание шихты, полученной на основе хвостов обогащения ЗСК с добавкой угля, показало удовлетворительную ее гранулируемость на тарельчатом грануляторе. Для выявления крупности спекаемых сырцовых гранул на показатель процесса спекания применили метод математического планирования экспериментов по плану Шефе (см. таблицу). При этом использовали шихту, состоящую из следующих компонентов, % по массе: хвостов обогащения 90, угольной мелочи 5, пластичной глины 5.

Независимыми переменными были приняты следующие размеры спекаемых сырцовых гранул (мм): X_1 — 2 — 5; X_2 — 5 — 10; X_3 — 10 — 15.

Термическую обработку полученных сырцовых гранул проводили на укрупненной лабораторной агломерационной установке.

Матрица планирования эксперимента и результаты исследований

Содержание (%) сырцовых гранул (мм)			Вертикальная скорость спекания, мм/мин	Удельная производительность, $м^3/м^2 \cdot ч$	Насыпная плотность ($кг/м^3$) фракций (мм)		Прочность (МПа) фракций (мм)	
2 — 5	5 — 10	10 — 20			5 — 10	10 — 20	5 — 10	10 — 20
100	0	0	5,333	0,467	670	590	1,13	1,2
0	100	0	7,059	0,423	790	700	2,41	2,1
0	0	100	6,0	0,240	830	790	2,8	2,4
50	50	0	5,581	0,341	800	690	2,1	1,5
50	0	50	5,854	0,400	800	790	2,15	1,7
0	50	50	6,857	0,428	810	740	1,6	1,9
33,3	33,3	33,3	6,0	0,367	800	740	1,9	1,4

Продолжительность зажигания шихты за счет внешнего источника тепла, составляла 2,5 мин и оставалась во всех опытах постоянной.

Ниже приведены уравнения регрессии, полученные в результате расчета эмпирических коэффициентов, характеризирующие зависимость указанных выше показателей процесса спекания от зернового состава спекаемой шихты.

$$У_с = 5{,}33X_1 + 7{,}06X_2 + 6X_3 - 2{,}46X_{12} + 0{,}75X_{13} + 1{,}31X_{23} - 2{,}33X_{123};$$

$$У_Q = 0{,}467X_1 + 0{,}423X_2 + 0{,}24X_3 - 0{,}416X_{12} + \\ + 0{,}186X_{13} + 0{,}386X_{23} - 0{,}729X_{123};$$

$$У^{5-10}_{н.п} = 670X_1 + 790X_2 + 830X_3 + 280X_{12} + 200X_{13} + 0X_{23} - 210X_{123};$$

$$У^{10-20}_{н.п} = 590X_1 + 700X_2 + 790X_3 + 180X_{12} + 400X_{13} - 180X_{23} - 420X_{123};$$

$$У^{10-20}_{пр} = 1{,}18X_1 + 2{,}01X_2 + 2{,}41X_3 - 0{,}53X_{12} - 0{,}3X_{13} - 1{,}32X_{23} - 6X_{123},$$

где $У_с$ — вертикальная скорость спекания;

$У_Q$ — удельная производительность установки;

$У^{5-10}_{н.п}$; $У^{10-20}_{н.п}$ — насыпная плотность аглопоритового щебня фракций, соответственно, 5 — 10 и 10 — 20 мм;

$У^{5-10}_{пр}$; $У^{10-20}_{пр}$ — прочность аглопоритового щебня фракций, соответственно, 5 — 10 и 10 — 20 мм.

Результаты выполненных исследований влияния зернового состава шихты на показатели процесса спекания и построенные на их основе диаграммы состав — свойство представлены на рис. 2. Можно отметить следующее. На диаграмме (рис. 2, *а*) наименьшая

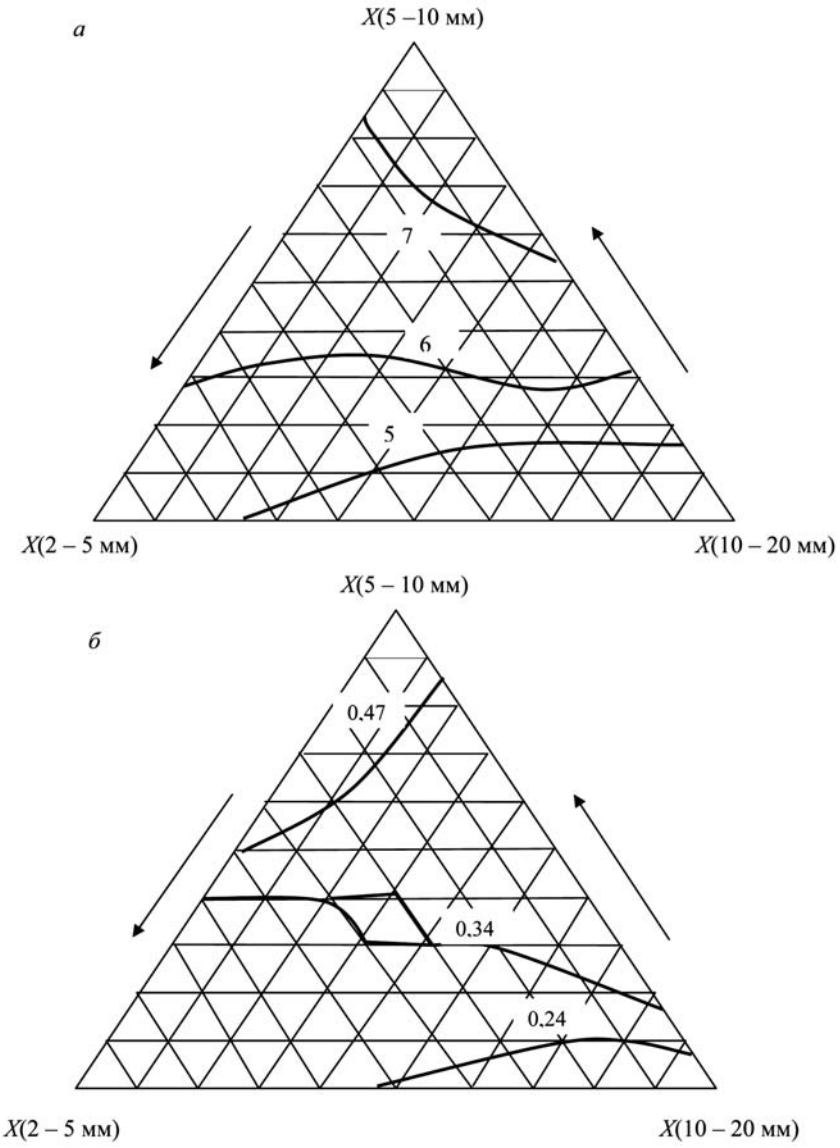


Рис. 2. Влияние зернового состава шихты на показатели процесса спекания:
а — на вертикальную скорость спекания; *б* — на удельную производительность агломерационной установки

вертикальная скорость спекания начинается с вершины X_2, то есть при содержании гранул фракции 2 — 5 мм 100 %. По мере убывания гранул этой фракции вертикальная скорость спекания начинает равномерно повышаться. При этом изолинии вертикальной скорости спекания обращены выпуклостью в сторону X_1, что свидетельствует о зависимости роста вертикальной скорости спекания от содержания гранул фракций 2 — 5 и 10 — 15 мм, то есть максимальное значение вертикальной скорости спекания достигается при 100 %-м содержании гранул фракции 10 — 15 мм. Это объясняется повышением газопроницаемости слоя гранул с увеличением крупности зернового состава гранул. Наоборот, на диаграмме рис. 2, *б* удельная производительность агломерационной установки повышается с ростом процентного содержания гранул фракций 2 — 5 и 5 — 10 мм, а с повышением гранул фракции 10 — 15 до 100 % наблюдается самая низкая удельная производительность агломерационной установки. Уменьшение удельной производительности агломерационной установки с ростом процентного содержания гранул фракции 10 — 15 мм объясняется двояко.

Вследствие большой газопроницаемости гранул зернового состава 10 — 15 мм при их спекании в горящий слой гранул поступает избыточное количество холодного воздуха, которое приводит к охлаждению слоя гранул, что прерывает процесс горения угольных частиц на поверхности гранул. С другой стороны, из-за большого диаметра гранул угольные частицы внутри гранул не успевают воспламениться, что в конечном счете приводит к увеличению недожога. В связи с этим вследствие уменьшения выхода годного продукта, несмотря на увеличение вертикальной скорости спекания, при возрастании в шихте фракции 10 — 15 мм удельная производительность агломерационной установки неуклонно снижается. Поэтому высокая удельная производительность при спекании гранул фракции 2 — 5 мм, несмотря на низкую вертикальную скорость, объясняется большим выходом годного продукта. При этом такая же удельная производительность агломерационной установки, достигаемая при спекании гранул зернового состава 5 — 10 мм, объясняется высокой вертикальной скоростью спекания при незначительном снижении выхода годного продукта [3, 4].

Литература

1. *Ласкорин Е.Н.* Безотходная технология переработки минерального сырья / Е.Н. Ласкорин, Л.А. Барский, В.З. Персиц. — М.: Недра, 1984. — 520 с.

2. *Гринштейн Х.Р.* О применении карбонатных глинистых пород в производстве аглопорита / Х.Р. Гринштейн, Р.И. Ходская, Л.К. Петров // Труды / НИИСМ БССР. — Минск: Наука и техника, 1964. — С. 109 — 113.

3. *Дарибаев Ж.* Переработка хвостов обогащения свинцовых руд для получения аглопорита / Ж. Дарибаев, А. Кутжанова, Г. Шалабаева // Поиск. Алматы. — 2008. — № 4. — С. 164 — 169.

4. *Кутжанов А.Н.* Оценка загрязнения окружающей среды промышленными отходами в Кентау-Туркестанском регионе / А.Н. Кутжанова, Ж.Е. Дарибаев, В.М. Шевко // Региональная экология. СПб.: — 2005. — № 3 — 4 (25).

УДК 622.271.333:624.131.537

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ НАГОРНОГО ТИПА

М.А. Емченко

Производство горных работ при современных темпах роста объёмов добываемой горной массы за счёт интенсификации процессов на карьерах нередко сопровождается оползневыми явлениями, ущерб от которых весьма значителен. Деформации откосов отмечены как на отечественных, так и на зарубежных карьерах, причём деформациям подвергаются участки, различающиеся по мощности и объёму. Как правило, различны скорость протекания деформационного процесса и условия его формирования. Возникла потребность в организации и ведении постоянных наблюдений за состоянием уступов и бортов карьеров. Такие наблюдения стали неотъемлемой частью технологического процесса добычи полезных ископаемых, поскольку они позволяют в большинстве случаев значительно повысить технико-экономические показатели эксплуатации месторождений и обеспечить необходимую безопасность производства горных работ. Сегодня состояние развития теоретических положений и практических методов и способов управления откосами таково, что правомерно повсеместно ставить вопрос о придании уступам и бортам карьеров максимально возможных углов наклона при соответствующем диагностическом контроле породного массива и осуществлении противодеформационных мероприятий.

Установление закономерностей деформаций карьерных откосов — задача, которая требует разработки методов и средств

измерения состояния породного массива в статике и динамике, на поверхности и в глубине, дискретно и непрерывно при совокупном учёте природных, технологических, технических и организационных факторов. Для предотвращения возникновения деформаций бортов карьеров, оползневых явлений и деформаций земной поверхности любого рода разрабатывается множество способов, как теоретических, так и практических. Методы, относящиеся к первой группе, во многих случаях наталкиваются на серьёзные принципиальные, технические и эксплуатационные трудности, снижающие эффективность контроля. Методы, отнесенные ко второй группе, разработаны для определённых условий, которые не всегда соответствуют условиям, существующим на месторождениях того или иного типа.

Одним из таких неучтенных факторов на месторождениях нагорного типа является пригрузка верхних горизонтов.

Месторождение строительного камня «Пушкарёв ключ» нагорного типа, отрабатывается открытым способом (сверху вниз). Верхняя отметка нагорной части +345,7 м, отметка верхнего горизонта +290 м, в данное время отрабатывается горизонт +160 м. Высота уступов в верхней части карьера принята 10 м, в нижней — 15 м. Борта сложены лавами, туфолавами, линзами дацитов. На карьере «Пушкарёв ключ» ниже горизонта +245 м в 1995 г. была обнаружена трещина, наблюдение за ней велось визуально, изменений параметров трещины не наблюдалось, в 2003 г. после увеличения глубины разработки на 15 м было отмечено раскрытие трещины, в связи с чем с этого момента и по настоящее время организованы систематические инструментальные наблюдения. Закладка наблюдательной станции осуществлена 10.10.2004 г. Профильные линии располагаются как вдоль, так и перпендикулярно верхней бровке уступа +245 м на предохранительной берме. Профильные линии I — I и II — II расположены вдоль борта и состоят каждая из 6 реперов. Репера линии I — I (с 1 по 6) находятся на пригруженной части массива, репера профильной линии II — II (с 7 по 12) размещены на берме горизонта +245 м. Перпендикулярно линиям I — I и II — II, а также бровке уступа заложены 6 профильных линий, состоящих из 3 реперов каждая (рис. 1 и 2).

Наблюдения ведутся с опорных пунктов по заложенным рабочим реперам с применением тахеометра, точность которого удовлетворяет точности, необходимой для данного вида работ. Наблюдения проводятся по 2 серии в год, в начале апреля и ок-

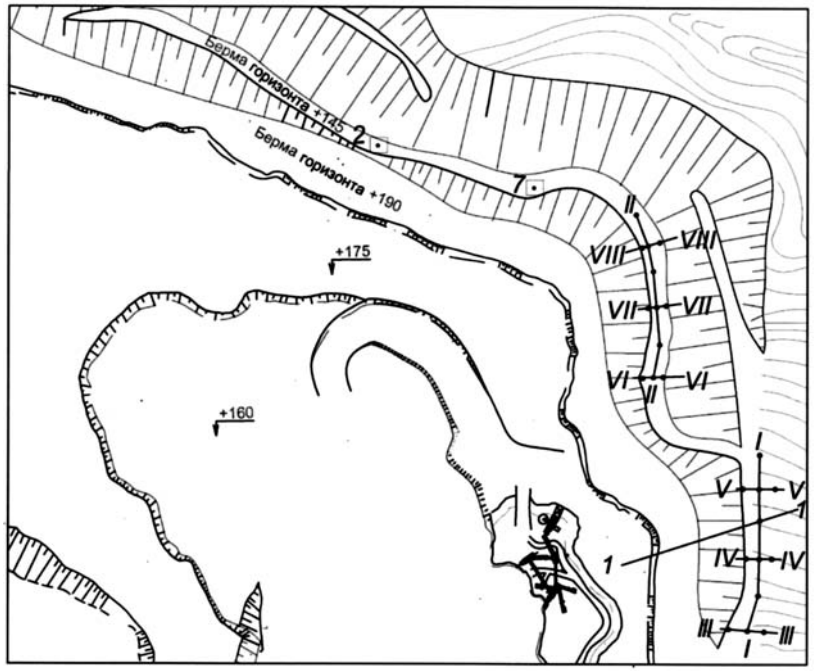


Рис. 1. Расположение наблюдательной станции

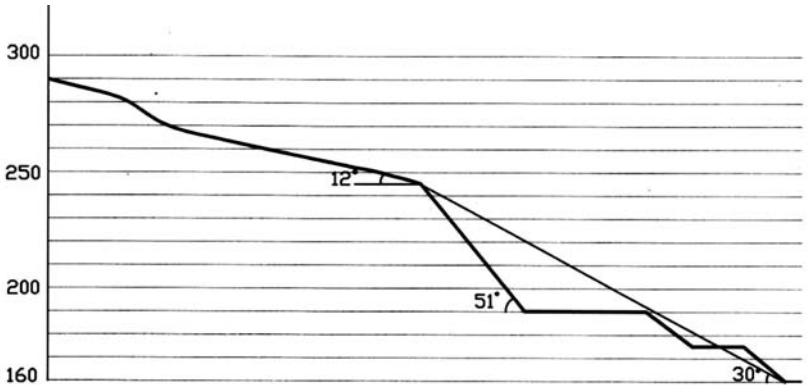


Рис. 2. Разрез по линии 1 — 1 на рис. 1

тября. Результаты наблюдений показали, что средняя скорость смещения массива в месте заложения реперов по профильной линии I — I составила 0,2 мм/сут, реперов II — II 0,01 мм/сут. По полученным результатам наблюдений можно судить о том, что скорость горизонтальных и вертикальных деформаций реперов, расположенных в пределах пригруженной части, значительно выше скорости деформаций реперов, расположенных на той части бермы, на которую не распространяется действие пригрузки. Для наглядности приводим графики деформаций (рис. 3, 4).

Для сравнительного анализа произведем расчет устойчивости борта карьера при существующих равных условиях в двух случаях — с пригрузкой и без нее. Исходные данные: угол внутреннего трения $\varphi = 36°$; сцепление в образце $C = 29$ МПа; плотность пород $\gamma = 2{,}62$ т/м^3; высота уступа $H = 56$ м; ширина берм $\alpha_б = 22$ м; угол наклона уступа $\alpha = 51°$; угол склона пригружающей части $\theta = 12°$.

Наметим еще девять расчетных поверхностей скольжения с разной высотой откоса H начиная от 10 м и заканчивая 90 м, угол склона пригруженной части — фактический.

Произведем построение поверхностей скольжения, форма принимается круглоцилиндрической. В нижней точке поверхность скольжения начинается под углом ε к горизонтали. В верхней точке, находящейся на глубине H_{90} от поверхности, поверхность скольжения начинается под углом $\omega = 45 + \varphi/2$ к горизонтали.

Величина вертикальной трещины отрыва $H_{90} = (2C_м/\gamma)\mathrm{ctg}\varepsilon$, где $\varepsilon = 45 - \varphi/2$; ширина призмы возможного обрушения $a = (2H\{1 - \mathrm{ctg}\alpha\mathrm{tg}[(\alpha + \varphi)/2]\} - 2H_{90}) \cdot \{\mathrm{ctg}\varepsilon + \mathrm{tg}[(\alpha + \varphi)/2]\}^{-1}$.

Сумма сдвигающих $T = \sum P_i \sin\beta_i$ и удерживающих $N = \sum P_i \cos\beta_i$; откос сил рассчитывается методом алгебраического сложения сил, где P_i — вес элементарного блока призмы деформирования, т; β_i — наклон элементарного основания элементарного блока, град. По каждой поверхности определяется ее длина L и уточняется значение расстояния от борта $L_{уд}$.

Расчет для первого случая показал, что коэффициент запаса устойчивости для фактического положения горных работ без учета пригрузки составляет 1,16, то есть борт при данных условиях достаточно устойчив.

Для расчета устойчивости борта во втором случае необходимо учесть, что под действием силы тяжести $P = mg$, где m — мас-

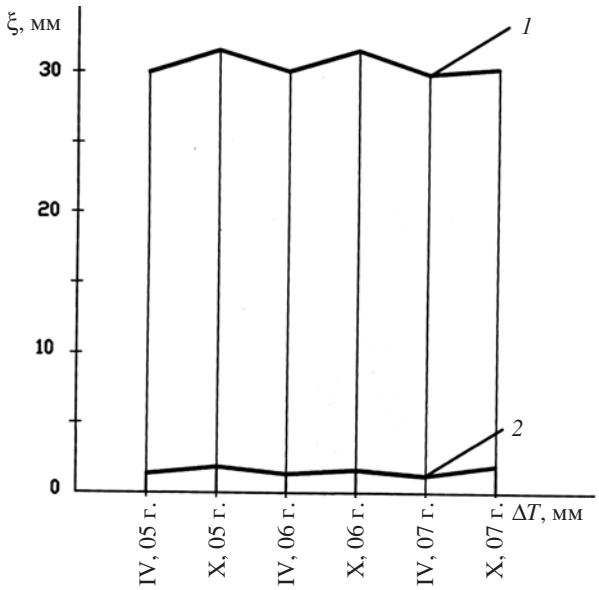


Рис. 3. Горизонтальные деформации борта:
1 — пригруженной части; *2* — непригруженной части

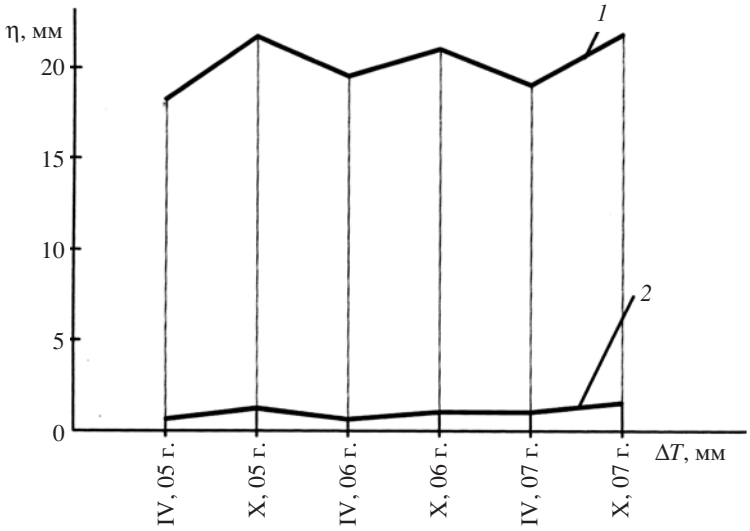


Рис. 4. Вертикальные деформации борта:
1 — пригруженной части; *2* — непригруженной части

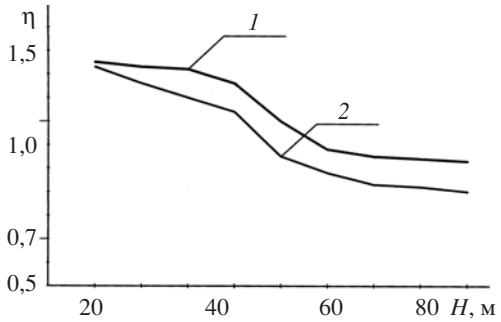


Рис. 5. График зависимости коэффициента запаса устойчивости η от высоты уступа *H*:
1 — без пригрузки; *2* — с пригрузкой

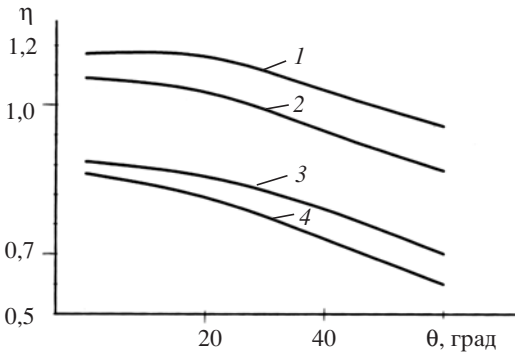


Рис. 6. График зависимости коэффициента запаса устойчивости η от угла склона θ пригруженной части для различных значений *H*, равной 30; 50; 70 и 90 м, соответственно, *1 — 4*

са тела; *g* — ускорение свободного падения, пригруженная часть борта увеличивает вес призмы обрушения, создавая тем самым дополнительную силу, уменьшающую устойчивость борта при данных условиях. При расчете добавим к сдвигающим силам силу, с которой воздействует масса пород пригруженной части, получаем коэффициент запаса устойчивости 0,91, что свидетельствует о неустойчивости борта. На рис. 5 приведен график зависимости коэффициента запаса устойчивости η от высоты уступа *H*, из которого видно, как с увеличением высоты уступа снижается коэффициент запаса устойчивости. На рис. 6 приведен график зависимости коэффициента запаса устойчивости η от угла

склона θ пригруженной части при различных значениях высоты уступа.

Таким образом, проведенные исследования позволяют заключить следующее:

1. Скорость смещения реперов, находящихся в пределах пригруженной части, значительно выше скорости смещения реперов, расположенных на той части бермы, на которую не распространяется действие пригрузки. Из расчета коэффициента запаса устойчивости также видно, что борт достаточно устойчив, величина коэффициента 1,16, но пригруженная часть борта неустойчива, величина коэффициента составляет всего 0,91.

2. С учетом коэффициента запаса устойчивости 1,2, оптимальной фактической высоты борта (56 м) максимальное значение коэффициента запаса устойчивости (1,1) достигается при угле склона не более 5°.

3. Результаты исследований могут быть использованы для решения вопросов повышения устойчивости бортов при разработке карьеров нагорного типа глубиной свыше 30 м и углом заложения нерабочего борта свыше 30°.

УДК 622.68

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ЗАТРАТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО МОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА НА ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ

А.Г. Журавлёв, М.В. Исаков

Одним из перспективных направлений является повышение энергоэффективности транспортирования горной массы специализированными карьерными транспортными средствами (СКТС), область применения каждого из которых более узкая, чем у автосамосвалов с дизельным двигателем, но в своей области они способны повысить энергетическую эффективность. В Институте горного дела УрО РАН предложен комплекс таких транспортных средств, которые можно применять на открытых горных работах как отдельно, так и в комбинации между собой или в комбинации с традиционными самосвалами. В статье рассматриваются следующие виды специализированного карьерного транспорта: предлагаемые специалистами ИГД УрО РАН

Таблица 1

Технические характеристики СКТС

Показатель	Тр	КЭУ ДД	КЭУ ГТД-1250	КЭУ «Салют»	КЭУ ГТУ-1Т	ДТ	ГС	АС
Грузоподъемность, т	140	130	139	139	139	139	40	130
Масса самосвала, т	90	108,2	98,1	98,1	98,1	110	50	107
Коэффициент тары	0,64	0,83	0,71	0,71	0,71	0,79	1,25	0,82

Здесь КЭУ — автосамосвал с КЭУ, первичным двигателем которого является:

ДД — дизельный двигатель, ГТД — газотурбинный двигатель ГТД-1250, «Салют» — газотурбинный двигатель «Салют», ГТУ-1Т — газотурбинный двигатель ГТУ-1Т; Тр — троллейвоз; ДТ — дизель-троллейвоз; ГС — гусеничный самосвал; АС — автосамосвал с дизельным двигателем.

автосамосвал с комбинированной энергосиловой установкой (КЭУ), троллейвоз, дизель-троллейвоз, гусеничный самосвал (табл. 1). Троллейвоз, автосамосвал с КЭУ и дизель-троллейвоз были построены на основе самосвала грузоподъемностью 130 т с учетом применяемых в них силовых установок.

Все виды специализированных транспортных средств имеют различные технические характеристики: вес, собственную массу, тип источника питания, различные типы трансмиссии и др. Поэтому СКТС необходимо рассмотреть с точки зрения энергоэффективности и оценить их превосходство над традиционными самосвалами.

Троллейвоз представляет собой самосвал на колесном ходу, без дизельного двигателя, получающий питание только от троллейной сети. Коэффициент тары такого транспортного средства значительно ниже, чем у традиционного самосвала, и может достигать значения 0,64, что снижает энергозатраты при движении самого транспортного средства. За счет использования источника бесконечной мощности (троллейной сети) возможно повышение скорости движения троллейвоза в грузовом направлении, а при движении на спуск — возвращение в сеть всей энергии, выделяемой мотор-колесами, без каких-либо ограничений.

Дизель-троллейвоз использует энергию дизельного топлива и энергию, полученную от троллейной сети. Троллейное питание позволяет повысить производительность самосвала путем повышения скорости движения самосвала на подъем, а дизельный двигатель дает возможность автономного движения в тех местах, где использование линий электропередачи невозможно. Дизель-троллейвоз рекомендуется использовать вместо тради-

ционных самосвалов в районах с дешевой электроэнергией при расстоянии транспортирования не менее 4 — 6 км.

В автосамосвале с КЭУ могут быть использованы силовые установки двух видов: КЭУ с дизельным двигателем и КЭУ с газотурбинным двигателем. Накопитель энергии, установленный в самосвале, позволяет выключать двигатель внутреннего сгорания, когда его использование нерационально. В случае использования газовой турбины в качестве первичного источника питания за счет бóльшей удельной мощности (1 — 2 т/кВт) можно повысить скорость транспортирования горной массы до 20 км/ч на подъем и продольный уклон до 16 % [2]. Экономия дизельного топлива достигается за счет сокращения расстояния транспортирования, времени движения и исключения работы двигателя внутреннего сгорания при движении на спуск.

Особенностью гусеничного самосвала является гусеничный движитель, что позволяет преодолевать продольный уклон до 35 %. Несмотря на большой коэффициент тары гусеничного самосвала (1,25), значительное сопротивление движению гусеничного движителя, достигается значительная экономия энергии за счет снижения горнокапитальных работ [3].

Проанализируем работу, совершенную источником питания за один цикл работы самосвала, в условиях, близких к условиям карьера «Комсомольский» АК «АЛРОСА». Для каждого вида транспорта были отстроены трассы, условия построения которых были схожи с условиями среднестатистических трасс традиционных самосвалов, а именно, через каждые 30 — 50 м подъема организованы горизонтальные участки длиной 50 м, остальные параметры трассы выбраны с учетом технических характеристик транспортных средств. В результате, основные характеристики трассы СКТС можно представить в виде табл. 2.

Таблица 2

Основные характеристики трасс СКТС

Показатель*	АС	КЭУ ДД	КЭУ ГТД-1250	КЭУ «Салют»	Тр	ДТ	КЭУ ГТУ-1Т	ГС
$i_{ср.в}$, %	6,6	6,6	6,6	6,6	6,6	6,6	7,59	13,5
H, м	341	341	341	341	341	341	341	341
ΣL, м	5182	5182	5182	5182	5182	5182	4488	2528

* $i_{ср.в}$ — средневзвешенный уклон трассы; H — высота подъема транспортного средства; ΣL — суммарная длина трассы.

Таблица 3

Работа, совершенная источником питания СКТС

СТКС	E, МДж		$\Sigma A_{тс}/E$	e_1, МДж/т	e_2, МДж/тм	e_3, МДж/ткм
Тр	$\Sigma A_{тс}$	1208	2,58	8,6	0,03	25,3
	E	469		3,3	0,01	
КЭУ ДД	$\Sigma A_{тс}$	1239	2,85	9,5	0,03	27,9
	E	435		3,3	0,01	
КЭУ ГТД-1250	$\Sigma A_{тс}$	1251	2,69	9,0	0,03	26,3
	E	465		3,3	0,01	
КЭУ «Салют»	$\Sigma A_{тс}$	1251	2,69	9,0	0,03	26,3
	E	465		3,3	0,01	
КЭУ ГТУ-1Т	$\Sigma A_{тс}$	1187	2,56	8,5	0,03	25,1
	E	464		3,3	0,01	
АС	$\Sigma A_{тс}$	1461	3,36	11,2	0,03	32,9
	E	435		3,3	0,01	
ДТ	$\Sigma A_{тс}$	1531	3,29	11,0	0,03	32,2
	E	465		3,3	0,01	
ГС	$\Sigma A_{тс}$	758	5,66	19,0	0,06	55,5
	E	134		3,3	0,01	

Здесь $\Sigma A_{тс}$ — работа, совершенная источником питания за один транспортный цикл; E — разница потенциальных энергий груза, поднятого со дна карьера на высоту H; e_1 — удельный показатель, отражающий энергозатраты на подъем одной тонны горной массы; e_2 — удельный показатель, отражающий энергозатраты на подъем одной тонны горной массы на один метр; e_3 — удельный показатель, отражающий энергозатраты на перевозку одной тонны горной массы на один километр.

Сравним работу, совершенную силовой установкой каждого транспортного средства (табл. 3) за один цикл работы самосвала. По результатам расчета можно оценить такие показатели, как коэффициент тары, тип трансмиссии, особенности работы данного вида транспортного средства, но не тип силовой установки.

Из табл. 3 и рис. 1 и 2 видно, что наибольшая энергоэффективность достигается при использовании троллейвоза за счет са-

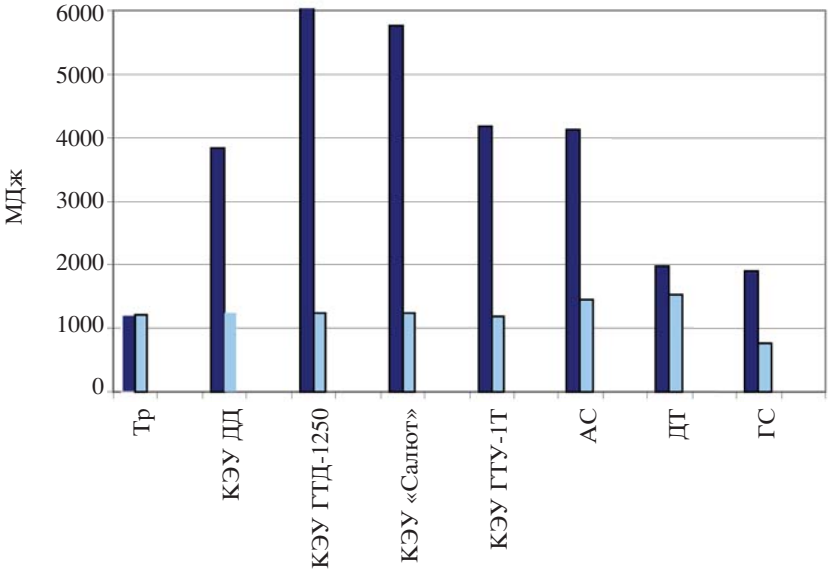


Рис. 1. Затраты энергии различными СТКС за цикл:
■ — энергия, затраченная силовой установкой; ■ — работа, совершенная силовой установкой

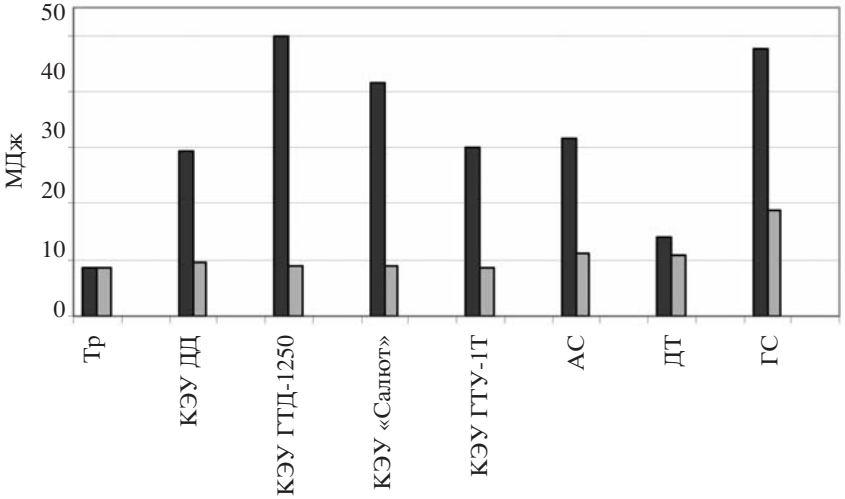


Рис. 2. Удельные показатели энергозатрат различных СТКС за цикл, МДж/т:
■ — удельная энергия, затраченная на подъем 1 т горной массы; ■ — удельная работа, совершенная силовой установкой на подъем 1 т горной массы

мого низкого коэффициента тары и возможности возврата в сеть всей энергии, полученной в результате торможения.

В автосамосвале с КЭУ также есть возможность запасать энергию рекуперативного торможения, но, в отличие от троллейвоза, емкость накопителя ограничена. Разность в удельном энергопотреблении КЭУ ДД и КЭУ ГТД объясняется различием масс самосвалов (энергосиловых установок) и разностью в скорости движения. У дизель-троллейвоза нет возможности возвращать в сеть рекуперированную энергию, так как он движется на спуск (в порожняковом направлении) в автономном режиме, дизель-троллейвоз обладает большим коэффициентом тары среди колесных транспортных средств, поэтому его удельное энергопотребление значительно выше, чем у традиционного самосвала, автосамосвалов с КЭУ и троллейвоза.

Наибольшее удельное энергопотребление при движении у гусеничного самосвала, так как у него наибольший коэффициент тары, наибольшее сопротивление движению и значительные уклоны трасс.

Исследование энергетических параметров на конечном этапе необходимо проводить с учетом энергосиловой установки самосвала. В данном расчете используется аппроксимированная характеристика двигателей внутреннего сгорания, уравнение которой представляет собой квадратное уравнение. Источники электрической энергии представлены как источники бесконечной мощности, потому что их мощность значительно выше мощности, потребляемой самосвалом. Для системы токосъема предусмотрено падение напряжения в контакте троллей — пантограф порядка 5 В.

В системе учета энергоресурсов на предприятиях дизельное топливо учитывают в литрах, а электрическую энергию в киловаттах, следовательно, для оценки необходимо обе величины привести к одной, например к МДж. Перевод величин осуществляется следующим образом: электрическая энергия учитывается с коэффициентом 3,6 МДж/кВт, а дизельное топливо с коэффициентом 42,5 МДж/кг. Энергетические затраты специализированных транспортных средств представлены в табл. 4.

Удельное энергопотребление представленных колесных СКТС (кроме КЭУ ГТД-1250) ниже энергопотребления традиционного самосвала. КЭУ ДД сокращает энергозатраты на 6,67 % за счет исключения работы двигателя внутреннего сгорания на вспомогательных операциях транспортного цикла.

Таблица 4

Энергопотребление транспортных средств за один цикл работы

СТКС	Топливо, кг	Электро-энергия, кВт/ч	E, МДж	e_1, МДж/т	e_2, МДж/тм	e_3, МДж/т км	e_4, МДж/км
Тр	0	1212	1212,40	8,66	0,03	1,67	233,96
КЭУ ДД	90		3843,27	29,56	0,09	5,71	741,66
КЭУ ГТД-1250	163		6912,13	49,73	0,15	9,60	1333,87
КЭУ «Салют»	136		5760,41	41,44	0,12	8,00	1111,62
КЭУ ГТУ-1Т	98		4181,67	30,08	0,09	6,70	931,75
АС	97		4118,61	31,68	0,09	6,11	794,79
ДТ	14	1364	1973,10	14,19	0,04	2,74	380,76
ГС	45		1910,02	47,75	0,14	18,89	755,58

В свою очередь большой удельный расход энергии КЭУ ГТД-1250 и КЭУ «Салют» обусловлен неприспособленностью данных ГТД для карьерного транспорта. Снижение энергозатрат при использовании троллейвоза и дизель-троллейвоза связано с уменьшением числа ступеней преобразования энергии — исключением двигателя внутреннего сгорания, КПД которого имеет наименьшее значение среди рассмотренных преобразователей. Большее энергопотребление дизель-троллейвоза по сравнению с троллейвозом обусловлено и использованием в нем дизельного двигателя.

Проведем сравнение энергозатрат на выемку горной массы из карьера (рис. 3) при минимальной глубине залегания руды 30, а максимальной 400 м; рудное тело представляет собой цилиндр диаметром 100 м, ось которого перпендикулярна поверхности сферы Земли. Параметры карьера:

Глубина карьера, м 330
Высота уступа, м 15
Угол заоткоски уступа, град..... 75
Длина карьера по дну, м..... 300
Ширина карьера по дну, м 200
Площадь по дну , м^2 ..... 47 100
Глубина залегания руды..... 30
Плотность горной массы, т/м^3 2

Расчеты затраченной энергии на выемку горной массы послойно представлены на рис. 4.

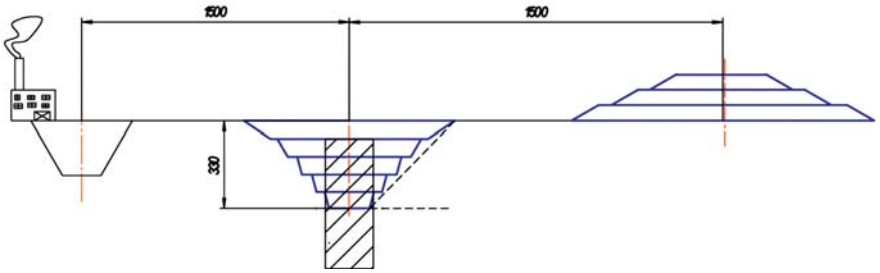


Рис. 3. Схема предприятия

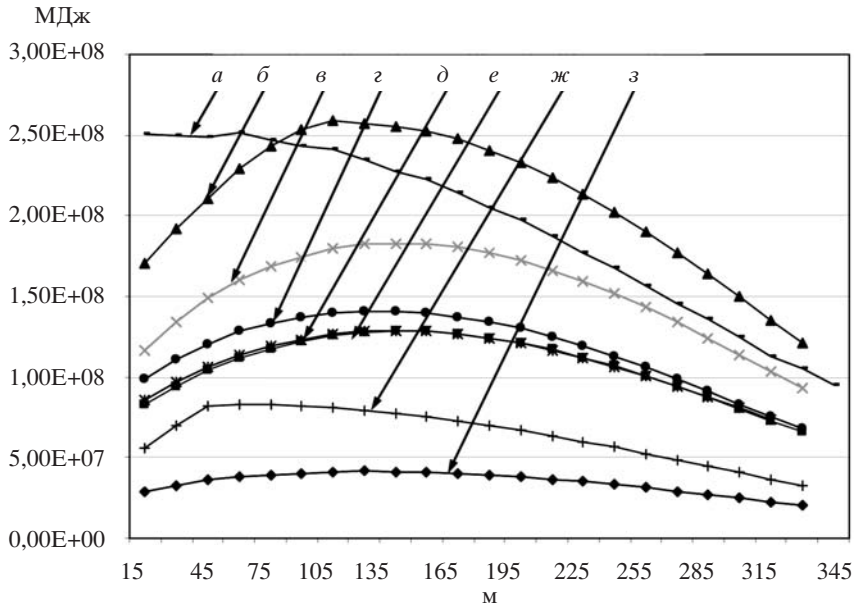


Рис. 4. Энергия, затраченная на перевозку всей горной массы:
а — гусеничный самосвал; *б* — автосамосвал с КЭУ, первичным двигателем которого является газотурбинный двигатель гтд-1250; *в* — автосамосвал с КЭУ, первичным двигателем которого является газотурбинный двигатель «Салют»; *г* — автосамосвал с дизельным двигателем; *д* — автосамосвал с КЭУ, первичным двигателем которого является газотурбинный двигатель ГТУ-1Т; *е* — автосамосвал с КЭУ, первичным двигателем которого является дизельный двигатель; *ж* — дизель-троллейвоз; *з* — троллейвоз

Проведя исследование энергоэффективности специализированных транспортных средств, можно сделать следующие выводы:

1. Сравнение энергозатрат должно производиться с учетом всех ступеней преобразования энергии с места закупки до конечного преобразования.

2. В одинаковых горнотехнологических условиях наименьшими энергозатратами обладают СКТС, имеющие более экономичную энергосиловую установку. С увеличением уклона увеличиваются энергозатраты на перемещение горной массы, как за счет увеличения нагрузки на силовую установку, так и за счет увеличения конструктивной металлоемкости транспортного средства, приспособленного для работы на крутых уклонах.

3. При оценке энергетических параметров транспортирования горной массы с помощью СКТС необходимо учитывать общие энергетические затраты по карьеру на добычу всего объема полезного ископаемого с учетом необходимой вскрыши. При таком подходе будет учтено влияние объемов вскрыши на общие энергозатраты по перемещению горной массы для добычи полезного ископаемого.

Литература

1. *Тарасов П.И.* Анализ методов учета и нормирования расхода топлива карьерными самосвалами / П.И. Тарасов, Е.В. Фефелов, А.Г. Журавлев // Проблемы карьерного транспорта: материалы VIII международной научно-практической конференции, 20 — 23 сентября 2005 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2005. — С. 190 — 195.

2. *Тарасов П.И.* Перспективы применения топливных элементов на карьерном автотранспорте / П.И. Тарасов А.Г. Журавлёв, М.В. Исаков // Проблемы недропользования: материалы I молодежной научно-практической конференции, 14 февраля 2007 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2007. — С. 258 — 264.

3. *Бабаскин С.Л.* Оптимизация конструкции бортов в нижней части кимберлитовых карьеров за счет применения новой технологии горных работ / С.Л. Бабаскин // Проблемы карьерного транспорта: материалы IX международной научно-практической конференции, 9 — 12 октября 2007 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2008. — С. 33 — 38.

УДК 622.684:629.114.42

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО СОЗДАНИЮ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ С КЭУ*

А.Г. Журавлёв

С целью экономии нефтяного топлива и снижения выбросов вредных веществ с отработавшими газами в атмосферу карьеров актуально создание и применение для перевозки горной массы автосамосвалов с комбинированной энергосиловой установкой (КЭУ) [1, 2, 3]. Их конструкция за счет дополнительного аккумулятора энергии позволяет накапливать рекуперируемую в процессе торможения энергию и использовать ее в дальнейшем для движения автосамосвала в порожняковом направлении с остановкой двигателя внутреннего сгорания (ДВС). Такая конструкция позволяет повысить эксплуатационные свойства автосамосвала: снизить выбросы вредных веществ с отработавшими газами, расход топлива, повысить срок службы двигателя внутреннего сгорания; использовать нетрадиционные виды энергосиловых агрегатов (газотурбинный двигатель, топливные элементы и др.); в целом снизить эксплуатационные затраты на транспортирование горной массы и др.

С целью достоверного обоснования технической возможности создания и применения автосамосвалов с КЭУ на карьерах, а также синтеза рациональной структуры КЭУ необходимо проведение экспериментальных исследований. На первом этапе нецелесообразно создать опытный образец машины. Достаточно исследовать потоки мощности в энергосиловой установке на существующих моделях автосамосвалов с традиционной силовой установкой и на основе этих данных промоделировать работу КЭУ на компьютере.

Структура комбинированной энергосиловой установки предполагает большое количество взаимопересекающихся потоков мощности между элементами (рис. 1). Поэтому при определении плана экспериментальных работ необходимо правильно соотнести предполагаемые потоки в будущей КЭУ и потоки в существующих традиционных силовых установках и обосновать номенклатуру параметров, подлежащих регистра-

* Исследования проводятся по гранту Уральского отделения РАН.

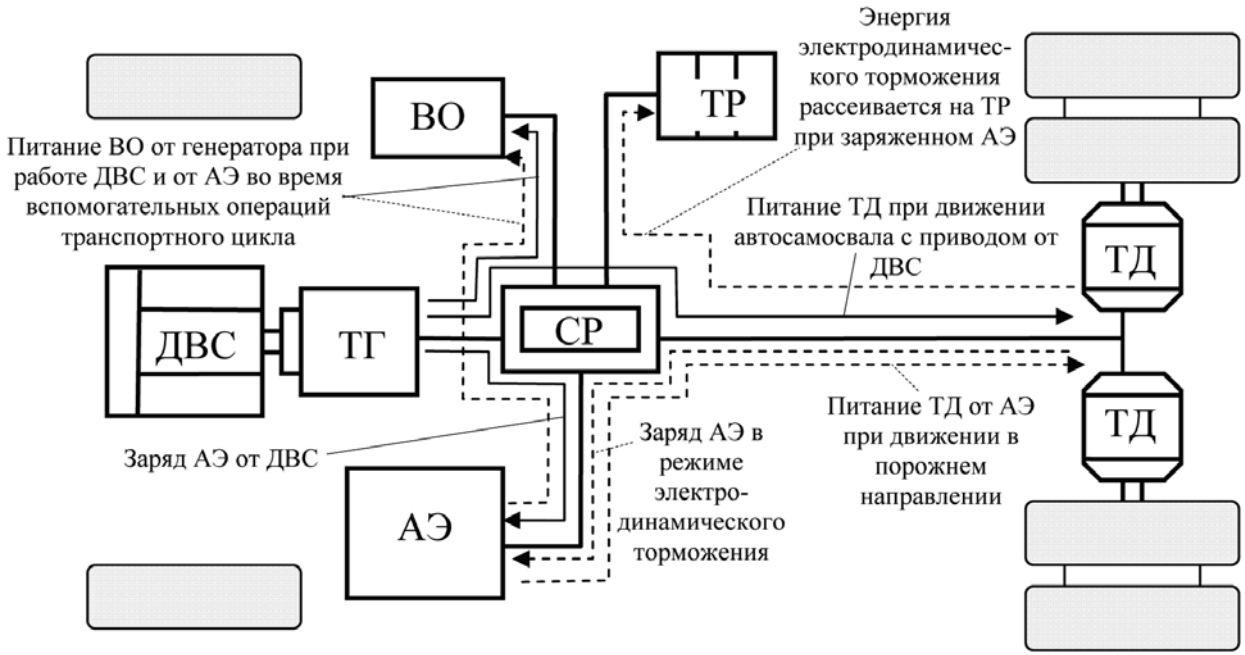


Рис. 1. Структура энергосиловой установки автосамосвала с КЭУ:
→ потоки энергии по работе ДВС; --→ потоки энергии при остановленном ДВС:
ДВС — двигатель внутреннего сгорания; ТГ — тяговый генератор; СР — система регулирования энергосиловой установки;
ТР — тормозные резисторы; ТД — тяговый электродвигатель

ции. Задачи экспериментальных исследований следует разделить на две очереди:

— проверка технической возможности и прогнозируемых преимуществ автосамосвалов с КЭУ;

— исследование процессов в энергосиловой установке и накопление базы данных для моделирования комбинированной энергосиловой установки.

Для решения задач первой очереди необходимо, главным образом, проследить потоки энергии по количеству и мощности, а также оценить эксплуатационные показатели автосамосвала. Основным условием нормальной работы КЭУ является выполнение условия: энергия, рекуперируемая при спуске, больше энергии, необходимой на движение автосамосвала в порожняковом направлении. Поэтому экспериментально необходимо определить количество энергии, рассеиваемой в виде тепла на тормозных резисторах, и энергии, поглощаемой электродвигателями в различных горнотехнических условиях (высота подъема/спуска, уклон автодороги, длина автодороги, состояние дорожного покрытия). С целью оценки эксплуатационных показателей требуется измерить расход топлива, выбросы вредных веществ с отработавшими газами по элементам транспортного цикла (движение с грузом, разгрузка, движение порожняком, ожидание, маневрирование, погрузка, движение по отдельным участкам пути), а также зависимости скоростного режима автосамосвала (в конечном итоге — его производительности) от мощности ДВС, уклона и состояния автодороги, коэффициента загрузки автосамосвала.

Для решения задач второй очереди необходимо экспериментально определить взаимосвязь между основными параметрами работы энергосиловой установки и автосамосвала в целом и горнотехническими условиями. Для этого будут замерены величины токов и напряжений в энергосиловой установке, определяющих энергетические потоки, частота вращения узлов ДВС и трансмиссии, скорость движения автосамосвала, расход топлива, уклон автодороги и т. д. Накопленная база данных позволит установить достоверные зависимости между параметрами работы энергосиловой установки и горно-техническими условиями эксплуатации автосамосвала. Они станут основой для построения компьютерной модели автосамосвала с КЭУ.

Для проведения исследований необходимо использовать специальную аппаратуру. Институт горного дела УрО РАН

многие годы проводит исследования по карьерному автомобильному транспорту. Основа их заложена в середине прошлого века, когда институт перешел в подчинение Министерства черной металлургии СССР и был назначен головным по карьерному транспорту. Поскольку решение задач требовало специальных методов, для этой цели в течение ряда лет разрабатывались и испытывались оригинальные исследовательские приборы. В итоге удалось создать комплекс экспериментальной аппаратуры, который успешно применялся многие годы и позволил получить уникальные данные о работе карьерного автотранспорта: энергетические параметры работы карьерных автосамосвалов; нормы расхода топлива; данные о нагрузочных режимах работы силовых установок; данные о параметрах работы электромеханической трансмиссии и многое другое. Комплекс аппаратуры включает следующие элементы [4]: прибор для регистрации параметров работы карьерного автосамосвала с функциями сохранения и визуализации данных в реальном времени БТМК101/can; комплект устройств для измерения расхода топлива; комплект дополнительных датчиков. Полученные с использованием устройства БТМК101/can данные выводятся на экран ноутбука в режиме реального времени, а также записываются в память ноутбука в виде файла Exel, что позволяет их анализировать в дальнейшем. Схема подключения экспериментальной аппаратуры к автосамосвалу с электронной системой управления тяговым электроприводом представлена на рис. 1.

Исследования по карьерным автосамосвалам с КЭУ планируется провести с помощью описанного комплекса аппаратуры. Номенклатура и способы регистрации параметров в соответствии с задачами исследований приведены в таблице.

Стоит отметить некоторые особенности, заложенные в методику проведения экспериментальных работ.

1. Поскольку задние колеса автосамосвала являются ведущими, то они работают в условиях буксования, что не позволяет точно определять по их вращению скорость движения и пройденный путь. Поэтому датчики скорости и пути необходимо устанавливать в передних колесах, которые являются управляемыми. Существенное количество поворотов при движении требует установки датчиков скорости и пути в каждом колесе и последующее усреднение сигнала. В этом случае прой-

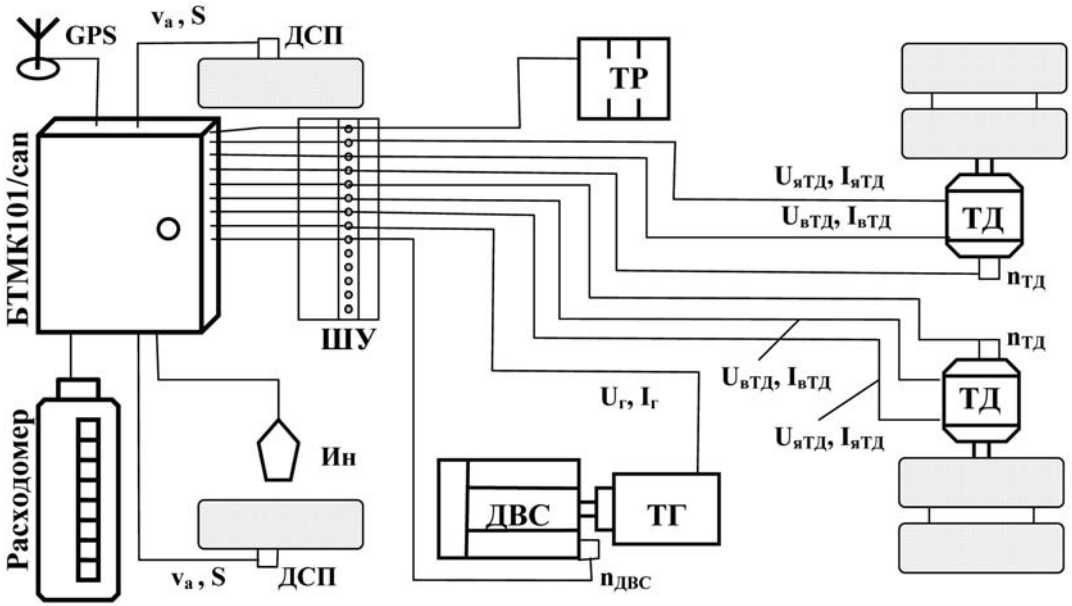


Рис. 1. Схема подключения экспериментальной аппаратуры к автосамосвалу:
ДВС — двигатель внутреннего сгорания; **ТГ** — тяговый генератор; **ШУ** — шкаф управления системы управления тяговым электроприводом; **ТР** — тормозные резисторы; **ТД** — тяговый электродвигатель; **ДСП** — датчик скорости и пути; **Ин** — инклинометр

Номенклатура экспериментально фиксируемых параметров

Параметр	Измеряемые физические величины	Способ измерения	Диапазон значений	Точность
Мощность, подаваемая от ДВС с учетом КПД	Напряжение тягового генератора, В	Прямое считывание цифровых значений из бортового компьютера	0 — 950	1 — 5 В
	Ток якорей электродвигателей, А		0 — 1500	5 — 10 А
Энергозатраты на возбуждение ТЭД	Ток возбуждения электродвигателей, А		0 — 1500	5 — 10 А
	Напряжение на обмотках возбуждения электродвигателей, В		0 — 1000	1 — 5 В
Энергозатраты на движение автосамосвала	Напряжение левого тягового электродвигателя, В		0 — 1000	1 — 5 В
	Напряжение правого тягового электродвигателя, В		0 — 1000	1 — 5 В
Энергия, которую можно рекуперировать	Напряжение на тормозных резисторах, В		0 — 1000	1 — 5 В
Параметры буксования и проскальзывания колес	Частота вращения вала левого ТЭД, об/мин	По штатным датчикам — тахогенераторам	0 — 3000	10 об/мин
	Частота вращения вала правого ТЭД, об/мин		0 — 3000	10 об/мин
Режим работы ДВС	Частота вращения коленвала ДВС, об/мин	По штатному датчику	0 — 2000	10 об/мин
Скоростной режим автосамосвала	Скорость движения автосамосвала, км/ч	Дополнительный датчик, считывающий частоту вращения колес	0 — 65	1 км/ч
Горнотехнические условия, временная и пространственная привязка	Пройденный путь, км		0 — ∞	0,001 км
	Время, с	Хронометр	0 — ∞	0,1 с
	Уклон, %	Дополнительный датчик-инклинометр	–15…+15	1 %
	Координаты местонахождения	Дополнительный датчик GPS	—	±5…8 м
Топливная экономичность	Расход топлива, л	Спец. расходомер объемного типа	0 — ∞	0,1 л

денный путь на основе данных от датчиков оборотов рассчитывается так:

$$l = \frac{\pi r_{с}\left(N_{л} + N_{п}\right)}{1000 k_{з}}, \text{ км},$$

где $r_{с}$ — радиус колеса автосамосвала статический, м;

k — количество импульсов на оборот от датчиков частоты вращения, имп/об;

$N_{л}$, $N_{п}$ — количество импульсов от датчиков пройденного пути левого и правого колес автосамосвала, имп.

Скорость движения по данным от датчиков оборотов:

$$\upsilon = 3{,}6\frac{\pi r_{с}\left(n_{л} + n_{п}\right)}{k_{з}}, \text{ км/ч},$$

где $r_{с}$ — радиус колеса автосамосвала статический, м;

k — количество импульсов на оборот от датчиков частоты вращения, имп/об;

$n_{л}$, $n_{п}$ — частота импульсов от датчиков пройденного пути левого и правого колес автосамосвала, имп/с.

2. Наличие двух датчиков пути позволяет автоматически рассчитывать радиус поворота или радиус кривизны движения автосамосвала.

$$R = \left(\frac{B}{\frac{n_{н}}{n_{в}} - 1} + \frac{B}{1 - \frac{n_{в}}{n_{н}}}\right) \Big/ 2, \text{ м},$$

где B — колея автосамосвала по передним колесам, м;

$n_{в}$, $n_{н}$ — количество импульсов от датчиков пройденного пути, соответственно, внутреннего и наружного колес относительно центра поворота за время прохождения поворота, имп.

3. Поскольку требуется установить зависимость расхода топлива от условий движения, то имеется необходимость дифференцировать измерения по отдельным элементам транспортного цикла, а значит величина его может варьироваться от нескольких сотен грамм до десятков и сотен литров. Поэтому в комплекс аппаратуры входит не тахометрический расхо-

домер, а расходомер объемного типа специальной конструкции, позволяющий улавливать малые расходы топлива с большой точностью. Он представляет собой специальную поверенную емкость с датчиками. Его конструкция позволяет метрологически точно (погрешность в разных режимах 1 — 2 %) измерять расход топлива карьерного автосамосвала на всех режимах работы. При проведении экспериментальных работ мерная емкость подключается к системе топливоподачи двигателя автосамосвала и питание топливом осуществляется только из нее.

4. Учитывая, что современные автосамосвалы имеют электронную систему управления тяговым электроприводом, разработанное экспериментальное оборудование предполагает считывание показателей по электротрансмиссии (токи и напряжения на элементах) из штатной системы управления посредством can-интерфейса.

5. Для правильной привязки измеренных параметров к условиям, в которых работает автосамосвал, методикой предусмотрено измерение пройденного пути, времени и уклона автодороги, а также считывание горизонтальных координат с датчика GPS.

По итогам экспериментальных работ планируется создать компьютерную программу для исследования карьерных автосамосвалов с комбинированной энергосиловой установкой (рис. 2). Учитывая большое количество элементов, входящих в состав моделируемой системы и нелинейность поставленных задач, используется объектно-ориентированное программирование. В этом случае можно представить отдельные узлы и агрегаты как объекты и описать математически возможные связи. Тогда программа будет иметь существенно более простой вид и достаточно точно имитировать работу реальной силовой установки.

Таким образом, проведение описанных экспериментальных исследований позволит проверить техническую возможность и технологическую целесообразность продолжения работ по карьерным автосамосвалам с КЭУ и позволит сформировать базу экспериментальных данных для создания компьютерной модели комбинированной энергосиловой установки, которая будет использована для дальнейших аналитических исследований и станет основой для проведения опытно-конструкторских работ.

Рис. 2. Структура компьютерной модели автосамосвала с КЭУ

Литература

1. *Яковлев В.Л.* О возможности создания карьерных автосамосвалов с комбинированной энергосиловой установкой / В.Л. Яковлев, П.И. Тарасов // Горный журнал. — 2004. — Специальный выпуск к № 8. — С. 78 — 80.

2. *Журавлев А.Г.* Обоснование параметров транспортирования горной массы карьерными автосамосвалами с комбинированной энергосиловой установкой: дис. … канд. техн. наук / А.Г. Журавлев; ИГД УрО РАН. — Екатеринбург, 2007. — 179 с.

3. *Тарасов П.И.* Вопросы создания и перспективы применения карьерных автосамосвалов с комбинированной энергосиловой установкой / П.И. Тарасов, А.Г. Журавлев, М.В. Исаков // Горная промышленность. — 2008. — № 3. — С. 68 — 74.

4. Комплекс экспериментальной аппаратуры для исследования карьерных автосамосвалов / П.И. Тарасов и др. // Проблемы карьерного транспорта: материалы X международной научно-практической конференции, 14 — 16 октября 2009 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2009. — С. 211 — 214.

УДК 622.271.3

ОПТИМИЗАЦИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА ДЛЯ ГРУППЫ КАРЬЕРОВ В СОСТАВЕ ЕДИНОЙ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

В.В. Иванов

Принятие оптимальных решений на различных стадиях проектирования и планирования работы группы карьеров в составе единой горнотехнической системы (горно-обогатительного комбината или другого административно объединенного образования) является сложной и актуальной задачей. Ее решение должно учитывать совместное влияние различных факторов: геологического, горнотехнического, технологического, финансово-экономического, рыночного. К основным факторам можно отнести: запасы полезных ископаемых месторождения или группы месторождений и зависящие от них сроки отработки, параметры системы разработки, производительность карьеров, содержание полезных компонентов в рудах, инвестиции, пропускную и провозную способность въездных траншей, форму залегания руд и вскрышных пород, себестоимость руды, цену на рынке рассматриваемого вида минерального сырья.

В зависимости от геологического строения месторождения, мощности полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород, а также от последовательности отработки карьерного поля или группы залежей каждым карьером, входящим в группу, будут добываться и извлекаться различные во времени объемы полезных ископаемых и вскрыши. Следовательно, себестоимость полезных ископаемых будет различаться по карьерам.

Качество добываемых в карьерах полезных ископаемых варьируется по месторождению, поэтому для получения конечной продукции заданного качества необходимо добыть из каждого карьера и переработать на обогатительной фабрике неодинаковые объемы полезных ископаемых.

Различие в расстояниях транспортирования полезных ископаемых от карьеров до мест переработки приводит к неодинаковым затратам на транспортирование.

К сырьевой базе административно объединенной группы карьеров в составе единой горнотехнической системы предъявляются следующие основные требования:

• объем добычи полезных ископаемых должен обеспечивать производственную мощность дробильно-сортировочной и обогатительной фабрик;

• качество и количество добываемых объемов руды на карьерах должно обеспечивать получение конечной продукции, отвечающей техническим требованиям и спросу;

• добыча полезных ископаемых из недр и извлечение полезных компонентов в концентраты должно быть максимально возможным и экономически целесообразным;

• следует обеспечить рентабельность и экономическую целесообразность разработки группы карьеров;

• очередность отработки карьеров и календарный план их совместной разработки должны быть увязаны с моментом ввода в эксплуатацию горнодобывающего предприятия и сроком его эксплуатации.

Отличительными, определяющими и необходимыми чертами разработки административно объединенной группой карьеров месторождения (месторождений) являются:

1. Принадлежность к общей производственной структуре — единой горнотехнической системе (горно-обогатительный комбинат, карьероуправление, акционерное общество и т. п.), выполняющей функцию соединения, управления, контроля, финансирования, обеспечения, планирования и реализации товарной продукции на рынках минерального сырья.

2. Общая сырьевая база, характеризующая принадлежность карьеров к одному месторождению (группе месторождений, геологическому району), обеспечивающая добычу полезных ископаемых в объемах и с качеством, соответствующим производственной мощности обогатительной фабрики, техническим требованиям к конечной продукции и спросу на длительный период времени.

3. Распределение содержания полезных компонентов в руде в контурах карьеров обеспечивает удовлетворение требований к процессу внутрикарьерного усреднения руды, усреднения на буферно-усреднительных складах и обогатительных фабриках.

Для обоснования инвестиций в строительство карьеров административно объединенной группой в составе единой горнотехнической системы необходимо также проводить предварительный анализ экономической, финансовой ситуации и тенденции на рынке добываемого вида минерального сырья. Целесообраз-

ным является рассмотрение и учет следующих технико-экономических показателей:

1. Распределение рыночной цены на рассматриваемый вид минерального сырья.

2. Уровень инфляции в рассматриваемый период времени оценки.

3. Производственная мощность карьеров и календарный план их совместной разработки, текущие и среднеэксплуатационные коэффициенты добычи (вскрыши).

4. Себестоимость руды и конечной продукции, их калькуляция.

5. Уровень цен на перегрузку и транспортирование конечной продукции до мест потребления.

6. Величина капитальных вложений, инвестиций в разведку, оценку, проектирование, строительство и эксплуатацию карьеров.

7. Распределение капитальных вложений и инвестиций во времени оценки.

8. Уровень налогов, изменение его во времени, особенности налогового законодательства.

9. Распределение во времени и котировки курсов валюты.

10. Качество конечной продукции (концентрата), величина потерь и разубоживания руды на карьерах.

11. Факторы, учитывающие неопределенность исходных данных, их распределения.

В качестве исходной информации могут быть использованы данные по действующим, проектируемым карьерам рассматриваемого месторождения или по карьерам и месторождениям-аналогам.

При проектировании карьеров важным вопросом является установление порядка строительства и отработки группы карьеров для их совместной работы в общей системе, календарное планирование совместной работы группы карьеров. Календарный план совместной работы группы карьеров в системе горнодобывающего предприятия является документом, на основании которого осуществляется управление совместной работы группы карьеров, выполняются технологические процессы на каждом карьере и оценивается деятельность всей сырьевой базы. Конечным результатом календарного плана, в общем случае, является определение суммарных объемов руды и вскрыши, содержания полезных компонентов в руде и среднего по сырьевой ба-

зе эксплуатационного коэффициента вскрыши. Календарный план по годам эксплуатации группы карьеров составляется на период 5 — 15 лет. Этот план является основой для составления календарных планов горных работ каждого карьера данной группы, а также для текущего и оперативного планирования горных работ карьеров.

Выбранный критерий оптимизации календарного плана работы группы карьеров должен учитывать особенности технологических процессов добычи и переработки руды, а также отражать экономические аспекты работы всей единой горнотехнической системы. В данном случае за критерий оценки предлагается принять динамический критерий — максимум чистой текущей стоимости (*NPV*) руды или конечного продукта единой горнотехнической системы, реализуемого за весь срок отработки группы карьеров на рынках минерального сырья. Решение задачи оптимизации календарного плана для группы карьеров в составе единой горнотехнической системы с учетом качественных и технологических особенностей может быть представлено в виде следующей модели:

Целевая функция для варианта совместной открытой разработки группы комплексных рудных месторождений

$$NPV_{gjfz} = \sum_{z=1}^{d}\sum_{f=1}^{r}\sum_{j=1}^{N}\sum_{g=1}^{m}\left[\left(NC_{gjfz}\right)q^{-n}gjfz\right] -$$

$$-\sum_{z=1}^{d}\sum_{f=1}^{r}\sum_{\omega=1}^{N_и}\sum_{g=1}^{m}\left[\left(I_{g\omega fz}\right)q^{-n}g\omega fz\right] \to \max, \qquad (1)$$

$$f \in k_1,\ z \in k_2,\ j \in k_3,\ g \in k_4,\ \omega \in k_5,\ k_1 = \{1, 2, 3, \ldots, r\},$$

$$k_2 = \{1, 2, 3, \ldots, d\},\ k_3 = \{1, 2, 3, \ldots, N\},\ k_4 = \{1, 2, 3, \ldots, m\},$$

$$k_5 = \{1, 2, 3, \ldots, N_и\},$$

где $k_1 = \{1, 2, 3, \ldots, r\}$ — количество видов полезных ископаемых, добываемых в карьере;

$k_2 = \{1, 2, 3, \ldots, d\}$ — количество полезных компонентов, извлекаемых из одного вида полезного ископаемого, добываемого в карьере;

$k_3 = \{1, 2, 3, \ldots, N\}$ — продолжительность работы карьера, лет;

$k_4 = \{1, 2, 3, \ldots, m\}$ — количество карьеров, входящих в группу;

$k_5 = \{1, 2, 3, \ldots, N_и\}$ — продолжительность инвестирования, лет;

NC_{gjfz} — чистая текущая прибыль от реализации z-го полезного компонента, извлеченного из f-го вида руды, добытой на g-м карьере в j-й год;

$q_{gjfz}^{-n} = (1 + i)^{-n}$ — дисконтирующий фактор чистой текущей прибыли в получение z-го полезного компонента, извлеченного из f-го вида руды, добытой на g-м карьере в j-й год;

$I_{g\omega fz}$ — величина инвестиций в проектирование, строительство и эксплуатацию g-го карьера в ω-й год для получения z-го полезного компонента, извлеченного из f-го вида руды;

$q_{g\omega fz}^{-n}$ — дисконтирующий фактор инвестиций в ω-й год в получение z-го полезного компонента, извлеченного из f-го вида руды, добытой в g-м карьере.

Требования, предъявляемые при максимизации целевой функции, представлены в виде комплекса ограничений модели. Особое значение для данной модели имеют ограничения, связанные с усреднением руды, поступающей из карьеров группы на комбинат, определяющие качество концентрата и его потребительскую ценность, цену на рынке данного вида минерального сырья.

Совокупность физических и химических свойств, оказывающих влияние на технологический процесс добычи и переработки — качество руд, определяется такими свойствами, как содержание полезных и вредных компонентов, крепость, влажность, текстурные свойства и некоторые другие.

Изменение качественного состава руд по месторождению влияет на технологические процессы их добычи и переработки. Размах колебаний содержания полезного компонента на железорудных месторождениях в массиве достигает 20 %. Качественные особенности руд распределяются по месторождению с определенными закономерностями, имеющими локальный или общий характер, что объясняется генетическими условиями. Показатели качества руд носят стохастический характер. Изменениям качества руд в процессе усреднения соответствуют изменения параметров статистических распределений. Когда известен закон распределения, среднеквадратическое отклонение является удобной характеристикой для оценки изменчивости качественного состава руд, так как его величина дает представление не

только об амплитуде колебаний, но и о вероятности отклонений показателя от среднего значения. К железорудному сырью, поступающему из карьеров на дробильно-сортировочные или обогатительные фабрики, предъявляются требования, ограничивающие колебания содержания железа в сменных объемах руды диапазоном, как правило, ±2 % от планового содержания.

Для любого показателя качества полезного ископаемого, его размещение по месторождению может быть выражено в виде функции координат. Аналитический или геометрический вид этой функции, установленный по геологоразведочным данным, является ее реализацией. Совокупность случайных величин, зависящих от неслучайного параметра, в теории вероятностей называют случайной функцией. Для описания особенностей случайных функций недостаточно математического ожидания и дисперсии. Основной ее характеристикой является корреляционная или ковариационная функция. Она позволяет выявить характер изменения зависимости между реализациями с изменением расстояний, вид этой связи, скорость ее изменения и др.

Общеизвестно, что при прочих равных условиях уровень однородности качества руды, поступающей из карьеров, тем выше, чем больше единичных рудопотоков, т. е. чем больше добычных единиц принимают участие в процессе добычи. Объясняется это тем, что увеличение числа рудопотоков идентично увеличению объема выборки из генеральной совокупности и что приводит к уменьшению отклонений выборочной средней от средней генеральной совокупности. Производительность отдельных добычных единиц группы карьеров следует планировать таким образом, чтобы обеспечивать получение планируемого содержания усредняемого компонента в общегрупповом потоке за определенный интервал времени.

При планировании горных работ с учетом усреднения качества руды необходимо стремиться к выделению (для отработки отдельными экскаваторами) участков месторождения, относительно однородных в качественном отношении. На комплексах, работающих в режиме усреднения качества, формирование общего потока руды группы карьеров осуществляется путем объединения рудопотоков, поступающих из добычных забоев с различным содержанием усредняемого компонента. Такое объединение рудопотоков необходимо осуществлять в пропорциях, обеспечивающих поступление на перерабатывающее предприятие сырья стабильного качества, в сменных или суточных объе-

мах добычи, с незначительными отклонениями от технологических требований. Изменение содержания железа в сменных (суточных и др.) объемах добычи руды носит характер случайных колебаний относительно среднего планового содержания, причем амплитуда колебаний для карьеров черной металлургии редко превышает 1 %.

Воздействие большого числа горнотехнических, геологических, технологических и организационных факторов, многие из которых являются случайными величинами, приводит не только к колебаниям качества, но и производительности каждого единичного рудопотока. Это вызывает колебания качества общего потока сырья, исходящего из группы карьеров.

Литература

1. *Полищук А.К.* Разработка месторождений группой карьеров в системе комбината / А.К. Полищук, Г.К. Полищук, А.М. Михайлов. — М.: Недра, 1975.

2. *Фомин С.И.* Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье / С.И. Фомин. — СПб.: Изд-во Тема, 1999.

3. *Фомин С.И.* Обоснование целесообразности разработки месторождений группы карьеров / С.И. Фомин, Г.А. Холодняков, М.В. Баженов. — Рудный, 1995.

УДК 622.2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ УСТУПОВ РУДНЫХ КАРЬЕРОВ С УЧЕТОМ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ НА ПРИМЕРЕ КАРЬЕРА «ОЗЕРНЫЙ»

П.Б. Кава

Высота уступа является одним из основных элементов как вскрытия, так и системы разработки. Она существенно влияет на работу карьера. При высокой ценности полезных ископаемых необходимо уделять пристальное внимание величине потерь и разубоживания, которые снижаются с уменьшением высоты уступа. Однако снижение высоты уступа ведет к выполаживанию откоса рабочего борта и, следовательно, к увеличению текущего коэффициента вскрыши. Рациональная высота уступа может быть найдена только при совместном рассмотрении потерь, разубоживания и текущего коэффициента вскрыши.

Высота рудных уступов прямо пропорциональна объемам теряемой руды и примешиваемой пустой породы. Возможные взаимоположения плоскости откоса рабочего уступа и контакта рудного тела, от которых зависит величина потерь и разубоживания, можно свести к трем способам подготовки уступа:

а) подготовка по пустым породам со стороны висячего бока рудного тела (рис. 1, *а*); б) подготовка по пустым породам со стороны лежачего бока рудного тела (рис. 1, *б*); в) подготовка по рудному телу (рис. 1, *в*).

Средневзвешенные углы падения рудных тел Озерного месторождения меньше угла откоса рабочего уступа α — наиболее распространенный случай в практике отработки карьеров. Для этого случая и рассмотрены способы подготовки уступа. Угол

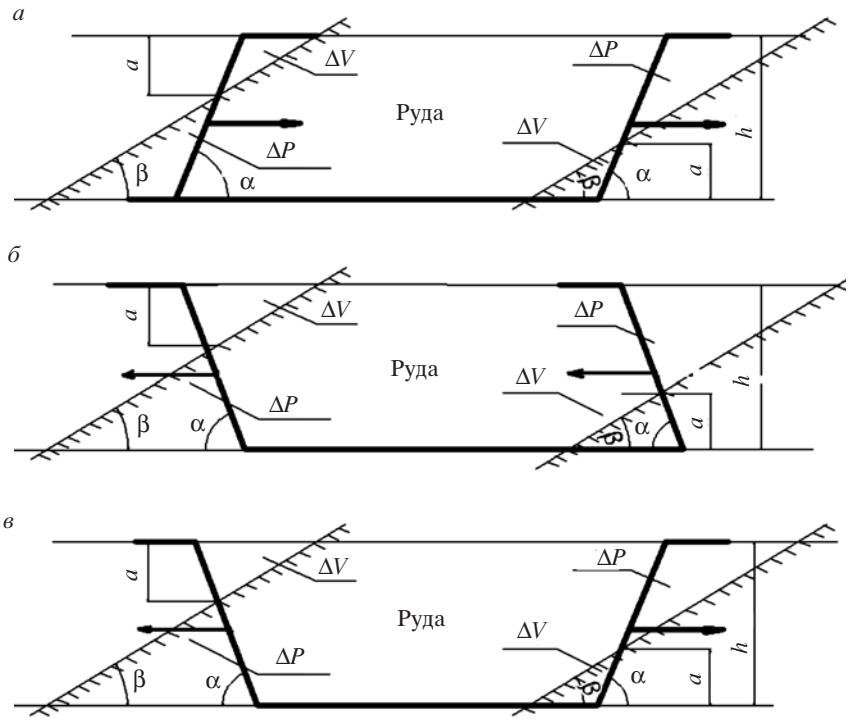


Рис. 1. Схема к расчету потерь ΔP и разубоживания ΔV у контактов рудного тела:

а — работа по пустым породам от висячего бока к лежачему; *б* — работа по пустым породам от лежачего бока к висячему; *в* — подготовка по рудному телу

падения рудного тела существенно влияет на параметры карьера, в том числе на высоту уступов. Наиболее распространено явление, когда не прослеживается четкой закономерности в изменении угла падения рудных тел по глубине как со стороны висячего, так и со стороны лежачего боков. В связи с этим в общем случае целесообразно пользоваться средневзвешенным значением β для всего месторождения или его части. Так, средневзвешенные значения β для различных участков Озерного месторождения составляют 39 — 40°.

Объемы ΔP теряемой руды и ΔV примешиваемой пустой породы (м^3/м) на контакте рудного тела определяют по следующим формулам (на примере рис. 1, *а*):

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2}(\mathrm{ctg}\beta - \mathrm{ctg}\alpha), \qquad (1)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2}(\mathrm{ctg}\beta - \mathrm{ctg}\alpha), \qquad (2)$$

где h — высота рудного уступа, м; a — высота треугольника примешиваемых пустых пород, м; α — угол откоса рабочего уступа, град; β — угол падения рудного тела, град.

Потери и разубоживание полезного ископаемого ведут к снижению величины выпуска товарной продукции и объемов добытой и переработанной руды, что, в свою очередь, вызывает увеличение текущего коэффициента вскрыши и удельного веса амортизационных отчислений. В конечном счете эти явления способствуют увеличению себестоимости добычи и переработки полезного ископаемого, а также снижают прибыль.

С учетом названных ограничивающих условий максимальное значение чистого дисконтированного дохода (ЧДД) от разработки месторождения (при прочих равных условиях) будет достигнуто при минимальном ущербе от потерь и разубоживания. Зная величины ΔP и ΔV, можно установить ущерб, вызванный потерями и разубоживанием полезного ископаемого. Когда потери и разубоживание руды не влияют на извлечение полезных компонентов и качество концентратов, величина убытка

$$\begin{aligned} У = {} & (l_к \varepsilon_т Ц_т - a_в + b - d - a_м - d_м - r_0)\Delta P \gamma_р + \\ & + \Delta V \gamma_п (a_в + d + a_м + d_м + r_0 - b - l_п \varepsilon_т Ц_т), \end{aligned} \qquad (3)$$

где ΔP — объем теряемой руды у контакта, м^3; ΔV — объем разубоживающей массы, м^3; $\gamma_р$ — объемная масса геологической

руды, т/м^3; $l_к$ — содержание полезного компонента у контакта рудного тела; $l_п$ — содержание полезного компонента в разубоживающей породе; $\varepsilon_т$ — извлечение полезного компонента в концентрат из товарной руды; $Ц_т$ — цена полезного компонента в теряемой руде, руб/т; $a_в$ — себестоимость выемки руды без учета погашения вскрышных работ, руб/т; b — затраты на выемку и удаление из карьера теряемой руды, руб/т; d — себестоимость переработки руды на обогатительной фабрике, руб/т; $a_м$ — удельные амортизационные отчисления на 1 т балансовых запасов руды; $d_м$ — удельные амортизационные отчисления на 1 т переработанной руды при работе фабрики с полной нагрузкой; r_0 — удельные затраты на разведку 1 т балансовых запасов руды; $\gamma_п$ — объемная масса разубоживающей породы, т/м^3.

Расчетные величины приняты по данным месторождений и карьеров-аналогов.

Функция У = $f(\Delta P, \Delta V)$ имеет область минимума, поэтому можно найти такое соотношение между ΔP и ΔV, при котором предприятие получит максимально возможную в данных условиях прибыль. Из выражения (3) следует, что минимум величины У может быть достигнут двумя путями: снижением потерь полезного ископаемого ΔP и примешивания пустых пород ΔV; определением оптимального соотношения величин ΔP и ΔV. Анализируя схемы, представленные на рис. 2 и 3, и выражения (1) — (3), можно заметить, что первое условие выполняется за счет снижения высоты уступа h, а второе — определением высоты треугольника примешиваемых пустых пород a, при котором обеспечивается оптимальное соотношение между объемами теряемой руды и примешиваемой пустой породы (при фиксированной высоте уступа).

Для определения минимального ущерба находим производную dУ/da уравнения (3), преобразованного совместно с уравнениями (1) и (2), приравниваем ее к нулю и вычисляем $a_{опт}$ — оптимальную высоту треугольника примешиваемых пустых пород a. При $a_{опт}$ достигается оптимальное соотношение между величиной потерь и разубоживания, обеспечивающее минимум ущерба, если контакты рудного тела правильные.

$$a_0 = \frac{h\gamma_р\left(l_к\varepsilon_т Ц_т - a + b - d - a_м - d_м - r_0\right)}{\gamma_р\left(l_к\varepsilon_т Ц_т - a + b - d - a_м - d_м - r_0\right) + \gamma_п\left(a + d + a_м + d_м + r_0 - b - l_п\varepsilon_т Ц_т\right)}. \quad (4)$$

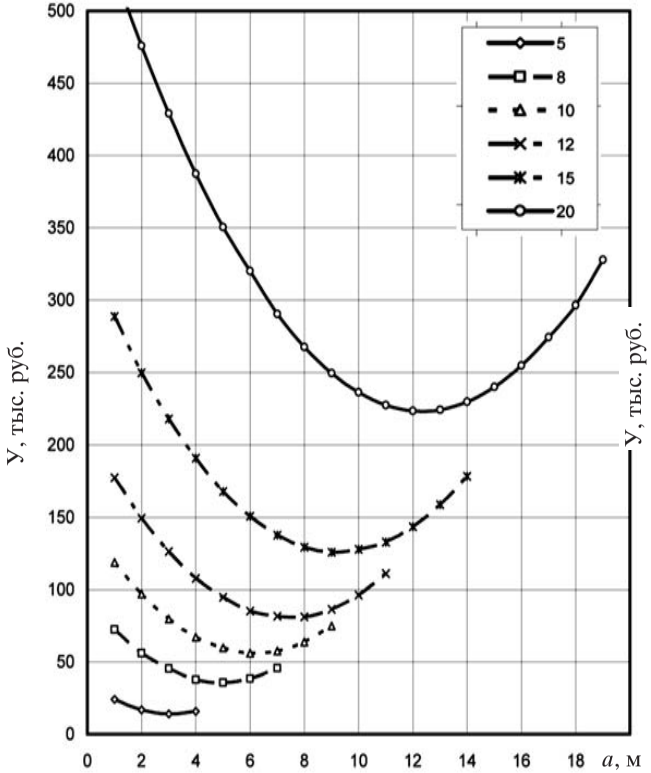


Рис. 2. График У = $f(a)$ для различных значений высоты уступа (b = 5 ÷ 20 м), при работе от висячего бока к лежачему

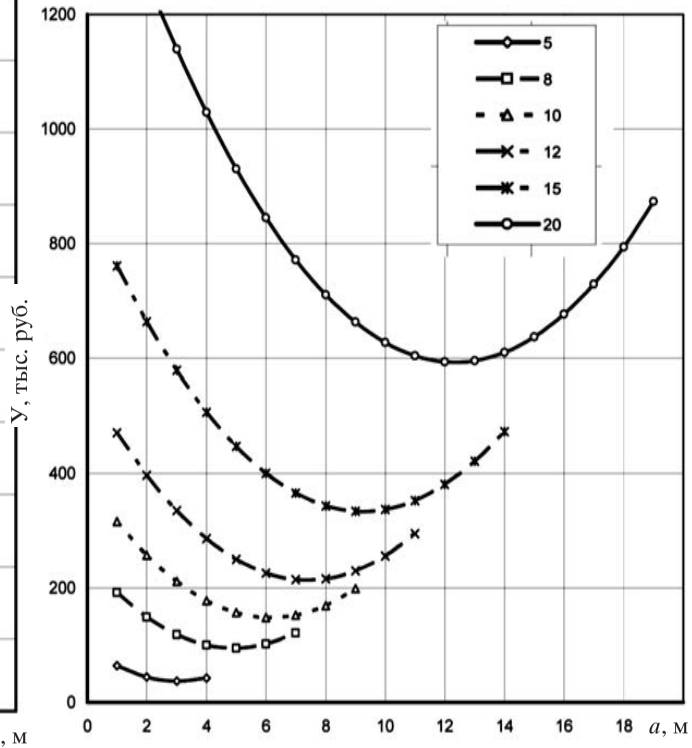


Рис. 3. График У = $f(a)$ для различных значений высоты уступа (b = 5 ÷ 20 м), при работе от лежачего бока к висячему

Для условий карьера «Озерный» были произведены необходимые расчеты в соответствии с вышеприведенной методикой с целью исследования влияния высоты уступа на величину потерь и разубоживания (см. рис. 2 и 3).

В практике редко встречаются случаи, когда рудная залежь имеет выдержанные элементы залегания и качественные показатели руд, обычно эти показатели изменяются в пространстве. В этом случае рудные горизонты необходимо разбивать на однородные блоки и оптимальные соотношения между потерями и разубоживанием находить отдельно по каждому блоку. По карьеру в целом общие показатели определяются как средневзвешенные ко всем блокам.

При рассмотрении потерь и разубоживания полезных ископаемых целесообразно рассматривать наиболее распространенные на карьерах значения высоты уступов 5, 8, 10, 12, 15, 20 м. Величину a, отражающую соотношение между объемами теряемой руды и примешиваемой породы, можно принимать кратной 1 м, что обеспечивает достаточную точность результатов.

Анализ графиков У = $f(a)$ на рис. 2 и 3 позволяет сделать следующие выводы: с увеличением высоты уступа объемы теряемой руды и примешиваемой пустой породы для каждого уступа увеличиваются; значение $a_{опт}$, соответствующее минимуму убытка от потерь и разубоживания, увеличиваясь по абсолютной величине с возрастанием высоты уступа, остается постоянным относительно определенного значения h (независимо от направления движения фронта работ относительно расположения рудного тела). Результирующим по данному этапу исследований является график изменения убытка У = $f(h)$, связанного с потерями и разубоживанием, в целом по карьеру (рис. 4).

Количество уступов в карьере различно при разной их высоте. Высота треугольника примешиваемых пустых пород a принимается в расчетах равной $a_{опт}$ — оптимальной высоте треугольника при различной высоте уступа b:

h, м	$a_{опт}$
5	3,1
8	4,9
10	6,2
12	7,4
15	9,3
20	12,3

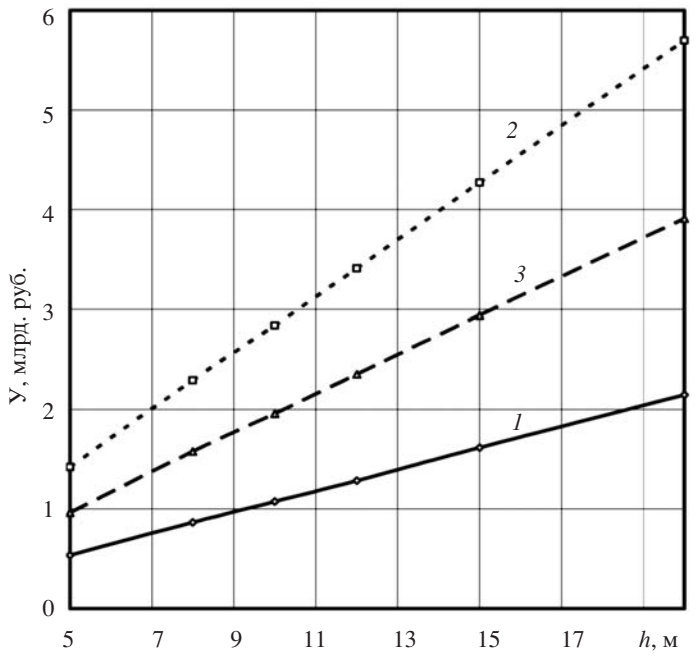


Рис. 4. График У = *f*(*h*) изменения величины убытка, связанного с потерями и разубоживанием, в целом по карьеру:
1 — при отработке от висячего бока к лежачему; *2* — при работе от лежачего бока к висячему; *3* — при подготовке по рудному телу

Все расчеты производятся по трем возможным способам подготовки горизонта. По результатам исследований можно сделать выводы:

1) убытки, связанные с потерями и разубоживанием, возрастают прямо пропорционально увеличению высоты уступов;

2) способ подготовки горизонта оказывает существенное влияние на величину потерь и разубоживания и связанных с ними убытков;

3) как для отдельного горизонта, так и по карьеру в целом с увеличением высоты уступов величина потерь и разубоживания увеличивается.

С увеличением высоты уступов при отработке крутопадающих месторождений текущий коэффициент вскрыши уменьшается и отработка месторождения становится более экономичной. В то же время, как было доказано выше, с увеличением вы-

соты рудных уступов увеличиваются убытки из-за увеличения потерь и разубоживания. Необходимо учитывать два этих противоречивых фактора в рудной зоне.

Методически данное исследование можно выполнять следующим образом. На поперечных разрезах наносятся положения горных работ, соответствующие отметкам дна карьера в каждом календарном году отработки месторождения, при различных значениях h и угла откоса рабочего борта карьера в рудной зоне, но одинаковых значениях h в породной зоне. Затем замеряются площади извлекаемой пустой породы при каждом годовом понижении и определяются текущие объемы пустых пород при отработке месторождения при различных значениях высоты рудных уступов. Далее рассчитываются приведенные затраты на удаление из карьера пустых пород при различных значениях h в рудной зоне, которые и сравниваются между собой.

Углы откоса рабочих бортов карьера

$$\varphi = \operatorname{arctg}\frac{h}{B + h\operatorname{ctg}\alpha}, \qquad (5)$$

где B — ширина рабочих площадок, м.

$$B = B_{\text{рез}} + \Delta B, \qquad (6)$$

где $B_{\text{рез}}$ — ширина полосы резерва готовых к выемке запасов на горизонте, м; ΔB — часть рабочей площадки, минимально необходимая только для отработки нижележащего горизонта, м.

Приведенные затраты на удаление из карьера пустых пород и затраты будущих лет приведены к первому году эксплуатации.

$$З = \frac{Vb}{(1+E)^t}, \qquad (7)$$

где V — объемы вскрышных пород, удаляемые ежегодно при отработке месторождения карьером, м^3; b — затраты на выемку и удаление из карьера пустых пород, руб/м^3; E — норма дисконта; t — период времени приведения, лет.

По результатам исследований была определена оптимальная высота рудных уступов (при высоте породных уступов 20 м), соответствующая минимуму затрат на вскрышные работы. Для карьера «Озерный» затраты на выемку и удаление пустых пород обратно пропорциональны высоте рудных уступов; убытки от потерь и разубоживания прямо пропорциональны высоте рудных уступов.

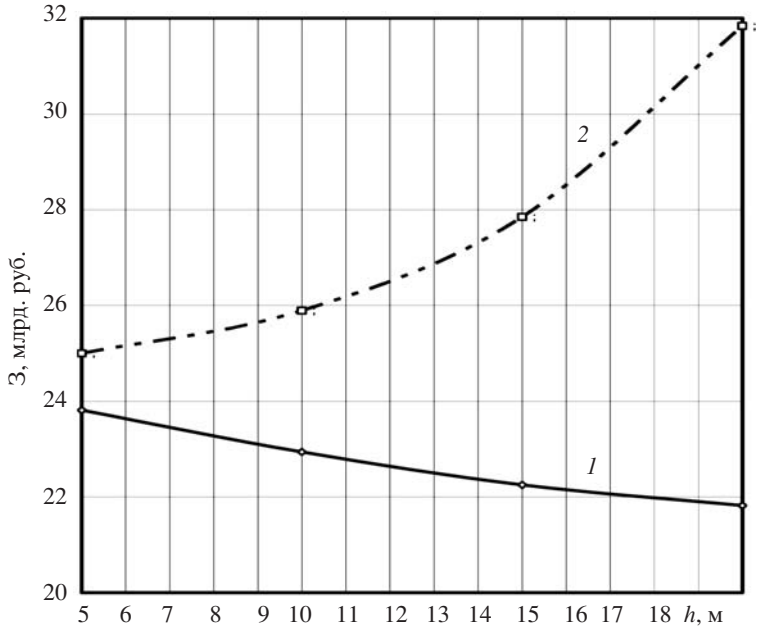


Рис. 5. График З = $f(h)$ для карьера «Озерный»:
1 — график изменения приведенных во времени затрат на вскрышные работы; *2* — суммарная кривая З + У = $f(h)$

Очевидно, для определения $h_{опт}$ по двум основным факторам — затратам на вскрышные работы и убыткам от потерь и разубоживания необходимо просуммировать графики З = $f(h_{опт})$ и У = $f(h_{опт})$. Минимум функции З + У = $f(h_{опт})$ и будет соответствовать оптимальному значению высоты рудных уступов. Из графиков (рис. 5, кривая *2*) видно, что минимум функции приходится на высоту уступа в рудной зоне $h_{опт}$ = 5 м. При выходе из рудной зоны 5-метровые уступы необходимо сбивать в 20-метровые. В этом случае коэффициент потерь составит η = 0,86 %, а коэффициент разубоживания ρ = 2,24 %.

В расчетах были использованы следующие исходные данные: высота рудного уступа h = 5 м; угол откоса уступа α = 70°; оптимальная высота треугольника примешиваемых вскрышных пород a_0 = 3,1 м; средневзвешенные углы падения рудных тел: $\beta_в$ = 39,3° (висячий бок), $\beta_л$ = 40,5° (лежачий бок).

Проведенные исследования позволили сделать следующие выводы и рекомендации:

1. Средневзвешенные углы падения рудных тел: со стороны висячего бока равны 39,3°; со стороны лежачего бока 40,5°.

2. На основании средневзвешенных углов падения рудных тел, установленных в данной работе, рациональный уровень потерь и коэффициент разубоживания составят: η = 0,86 %, ρ = 2,24 %.

3. Совместное рассмотрение потерь и разубоживания с текущим коэффициентом вскрыши и технико-экономические расчеты позволяют рекомендовать в рудной зоне высоту уступа, равную 5 м при поддержании высоты породных уступов 20 м.

УДК [622.23.05: 622.35]:658.15

ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Н.Г. Караулов, Д.В. Доможиров, Ю.В. Долговых

Под вскрытием месторождения понимается проведение горных выработок (или создание подходов), открывающих транспортный доступ от промышленной площадки карьера к месторождению или от одной разрабатываемой его части к другой, неразработанной, и обеспечивающих возможность подготовки фронта работ [1]. Вскрытие месторождений облицовочного камня открытым способом может осуществляться капитальными траншеями, разрезными траншеями, полутраншеями и вскрывающими камерами. Вскрытие капитальной и разрезной траншеями характерно для гранитных месторождений равнинного типа. Месторождения мягких пород и пород средней прочности, как правило, вскрываются вскрывающей камерой, которая представляет собой выработку в форме прямоугольного параллепипеда, не имеющую транспортной связи с уступом [2].

Вскрытие рабочих горизонтов при освоении месторождений облицовочного камня открытым способом может создаваться следующими комплексами оборудования (при отработке мягких пород и пород средней прочности) [3]: баровыми камнерезными машинами (БКМ), траншейной установкой типа MOD-200 на основе алмазно-канатной машины (АКМ) в комплексе с буровой установкой, алмазно-канатной машиной (АКМ) в комплексе с

буровой установкой, баровыми камнерезными машинами (БКМ) в комплексе с алмазно-канатной машиной и буровой установкой. Следует отметить, что вышеперечисленные комплексы оборудования для подготовки блоков к выемке можно применять с различным выемочно-погрузочным оборудованием, например: деррик-краном, передвижным краном и погрузчиком. 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. В настоящее время большинство карьеров на Урале отрабатывается с использованием передвижного крана, а в зарубежной практике широкое распространение получили нетрадиционные схемы вскрытия месторождений природного камня, включающие в себя несколько видов бестраншейного вскрытия [4].

В настоящей работе представлен анализ вариантов строительства карьера с применением различного выемочно-погрузочного оборудования на примере Редутовского месторождения мрамора (рис. 1, 2 и 3). Для удаления скальной вскрыши во всех случаях приняты баровые камнерезные машины. Подготовка блоков мрамора к выемке предусматривается комбинированным способом с применением алмазно-канатных пил и баровых камнерезных машин.

Основные показатели на момент строительства карьера:

Выемочно-погрузочное оборудование	Кран ДЭК	Погрузчик	Деррик-кран
Количество выемочно-погрузочного оборудования	2	1	1
Способ вскрытия рабочего горизонта	Вскрывающей камерой	Капитальной траншеей	Вскрывающей камерой
Объем рыхлой вскрыши, м^3	44046,0	60242,4	29152,0
Объем скальной вскрыши, м^3	40775,0	47053,5	12964,0
Объем попутной добычи (мрамор), м^3	5600,0	5680,0	3261,6
Высота добычного уступа, м	8	8	8
Высота уступа на скальной вскрыше, м		2,5	2,5 2,5
Высота уступа на рыхлой вскрыше, м	4	4	4
Глубина карьера, м	17	17	17
Количество смен в году	365	365	365
Продолжительность смены, ч	11	11	11
Ожидаемое время строительства карьера, мес	25	31	13

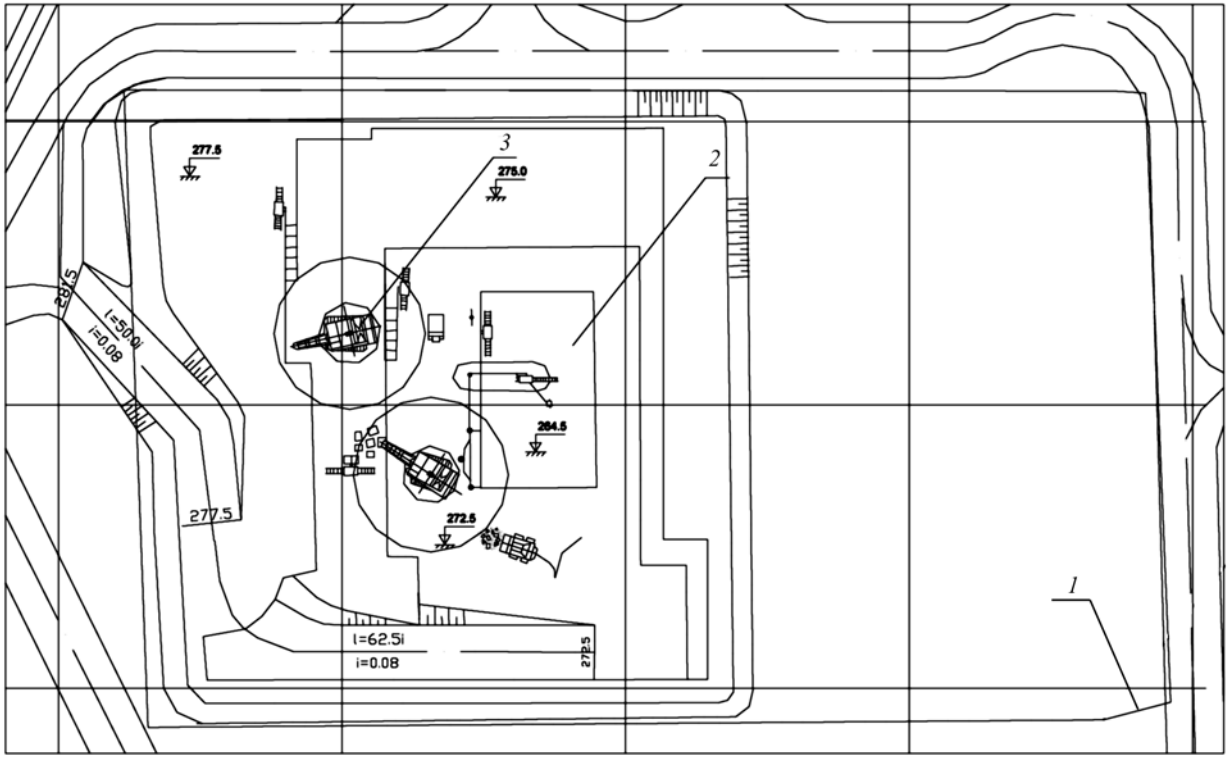


Рис. 1. Схема разработки Редутовского месторождения на момент строительства карьера:
1 — граница горного отвода, *2* — добычной горизонт, *3* — кран ДЭК-251

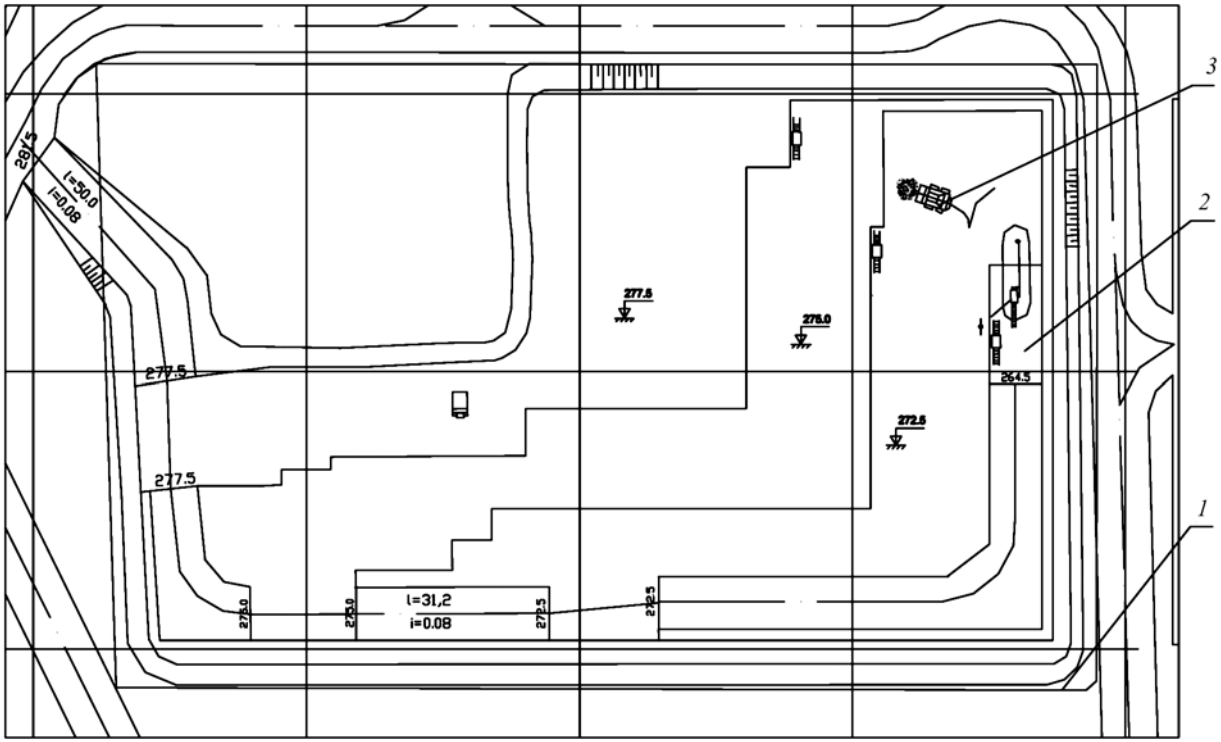


Рис. 2. Схема разработки Редутовского месторождения на момент строительства карьера:
1 — граница горного отвода, *2* — добычной горизонт, *3* — погрузчик

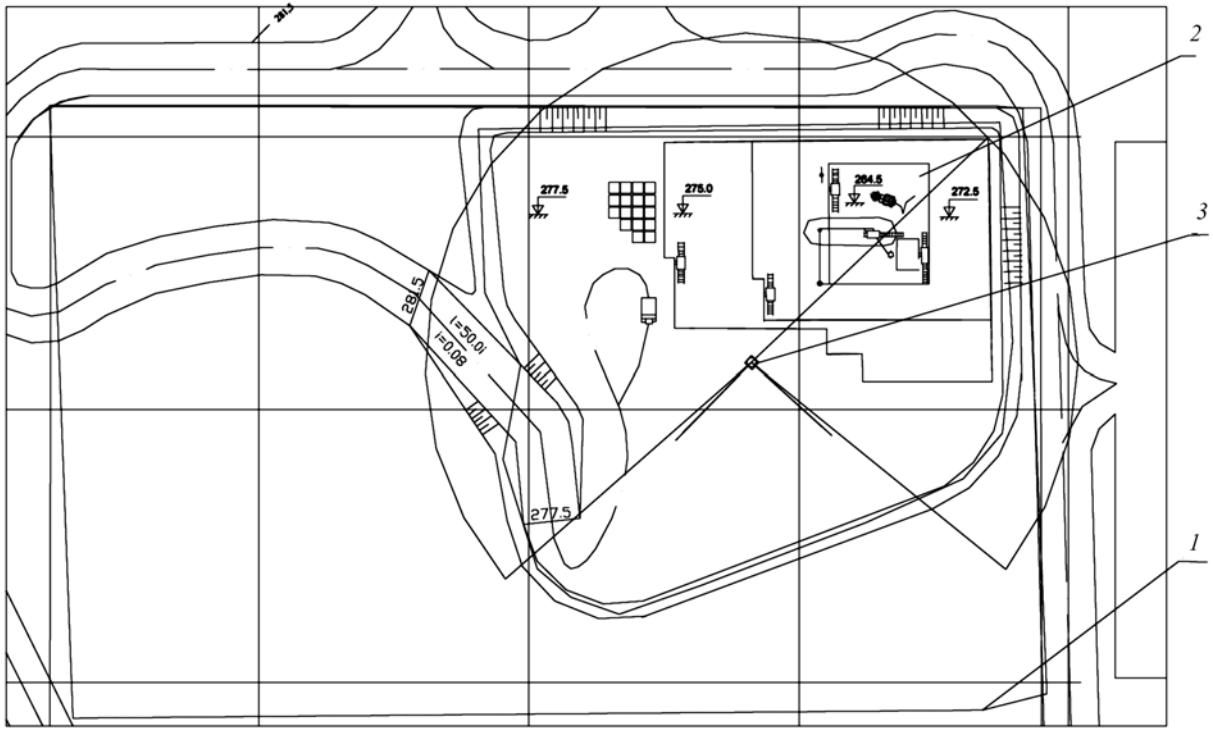


Рис. 3. Схема разработки Редутовского месторождения на момент строительства карьера:
1 — граница горного отвода, *2* — добычной горизонт, *3* — деррик-кран

Представленные выше данные показывают, что наименьший срок строительства карьера ожидается при использовании для выемки и погрузки блоков деррик-крана. Недостатками его использования являются: необходимость периодической передвижки, что потребует дополнительных затрат; ограниченная зона работы; целесообразность использования при значительной грубине карьера.

В рассматриваемом случае с проектной производительностью 3 тыс. $м^3$ по блокам планируемый период передвижки деррик-крана около 3 лет.

Преимущества использования деррик-крана: снижение срока строительства карьера; снижение капитальных затрат; уменьшение площади горного отвода; увеличение угла откоса борта карьера.

Преимуществами использования погрузчика являются: возможность обслуживать несколько горизонтов одной единицей техники; возможность отрабатывать различные участки месторождения в зависимости от требований заказчика к качеству камня.

Основные недостатки погрузчика это значительная стоимость и необходимость вскрытия нового горизонта капитальной траншеей, что увеличивает как срок формирования нового горизонта, так и срок строительства карьера, в связи с чем эффективным применение погрузчика будет при достаточно большой производительности карьера.

Основным недостатком использования передвижного крана является низкий коэффициент использования оборудования, так как каждый добычной участок должен обслуживаться одним краном, что в свою очередь повышает капитальные затраты как на строительство, так и на эксплуатацию карьера.

Представленные данные указывают на необходимость выбора рационального выемочно-погрузочного оборудования для конкретных условий разработки, а также подтверждают перспективность применения деррик-крана при освоении месторождений природного камня.

Литература

1. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А.И. Арсентьев. — М.: Недра, 1981. — 278 с.

2. *Синельников О.Б.* Добыча природного облицовочного камня / О.Б. Синельников. — М.: Изд-во РАСХН, 2005. — 245 с.

3. Обоснование оптимального способа вскрытия абзаковского месторождения мраморизованного известняка / Г.А. Караулов и др. // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. — Магнитогорск: МГТУ, 2007. — С. 31 — 43.

4. *Бычков Г.В.* Оптимальные способы вскрытия рабочих горизонтов на перспективных и эксплуатирующихся месторождениях природного камня / Г.В. Бычков, Р.В. Кокунин // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. — Магнитогорск: МГТУ, 2007. — С. 83 — 92.

УДК 622.271.326

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Т.С. Кузнецова, Т.В. Некерова

При комбинированной разработке месторождения определение глубины перехода от открытых горных работ к подземным является одной из важнейших задач. Положение границ открытой разработки месторождения определяется геологическими, горнотехническими и экономическими факторами, в числе которых запасы месторождения, качественные характеристики и пространственное положение полезных ископаемых в земной коре, физико-механические свойства пород, гидрогеологические и инженерно-геологические условия разработки, граничный коэффициент вскрыши, углы откосов бортов карьера, цены на полезное ископаемое, потребность в нем [1].

Правильный выбор глубины карьера имеет важное значение, так как им определяется объем запасов полезных ископаемых, вовлекаемых в разработку. Глубина открытой разработки при комбинированном освоении месторождения должна рассматриваться как составляющая часть единой горнотехнической системы.

Таким образом, под оптимальной глубиной карьера, понимается глубина, при которой совокупные затраты на освоение всего месторождения минимальны.

Анализ факторов, определяющих величину затрат открытоподземной разработки крутопадающих месторождений, показал, что наиболее значимыми являются контурный коэффициент вскрыши, объем запасов, оставляемых для разработки от-

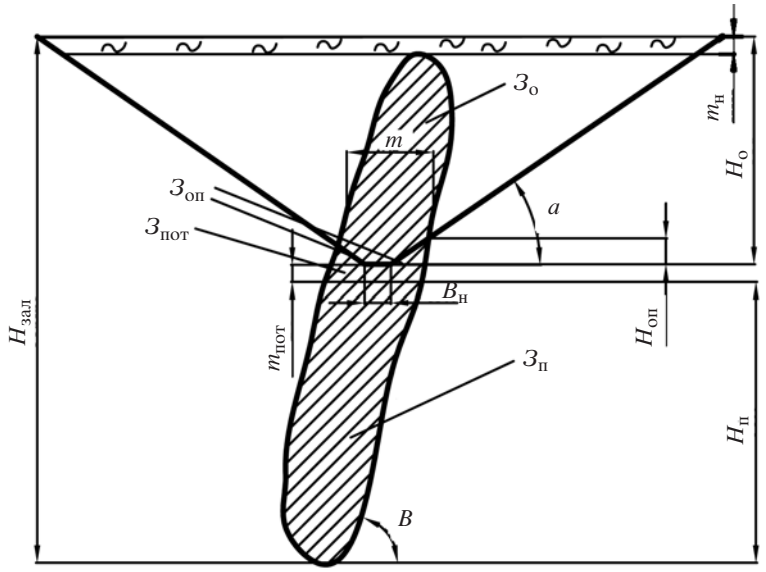


Рис. 1. Параметры геометрической модели:
$H_о$, $H_оп$, $H_п$ — глубина, соответственно, открытых, открыто-подземных и подземных горных работ, м; $З_о$, $З_оп$, $З_п$ — запасы, соответственно, для открытой, открыто-подземной и подземной разработки, млн. т; $З_пот$ — запасы потолочины

крыто-подземного яруса и подземной разработки, угол погашения откоса борта карьера, мощность залежи, а также конечная глубина залегания рудной залежи. Для выполнения расчетов с целью определения закономерностей изменения затрат на открыто-подземную разработку с изменением глубины карьера была принята упрощенная геометрическая модель (рис. 1). Параметры модели следующие: угол падения рудной залежи β 75°; мощность рудной залежи m изменяется от 100 до 300 м; глубина по падению $H_{зал}$ в пределах 600 — 800 м; длина по простиранию 1000 м; мощность наносов $m_н$ = 20 м; угол погашения борта карьера α 35, 40, 45°; мощность изолирующей потолочины $m_{пот}$ = 20 м; ширина карьера по низу $B_н$ 30 м; коэффициент крепости пород f = 10. Производительность открытого и подземного рудников принята 700 тыс. т/год, открыто-подземного яруса — 100 000 т/год.

Для создания программы расчета затрат на добычу использована методика расчета себестоимости, предложенная в работе [2]. В предложенные зависимости были введены дополнитель-

ные коэффициенты, зависящие от изменения цен, количества запасов полезного ископаемого, мощности рудного тела и угла нерабочего борта карьера. Себестоимость добычи руды на этапе открытого способа разработки (руб/т)

$$C_{о} = 280 \cdot 1{,}0025^{H_{о}} \cdot 0{,}9996^{З_{о}} \cdot 0{,}992^{\alpha} \cdot 0{,}997^{m} \cdot 0{,}95^{A_{пи}} \cdot 1{,}0043^{f}, \quad (1)$$

где $H_{о}$ — глубина открытых горных работ, м;

$З_{о}$ — запасы для открытой разработки, млн. т;

α — угол нерабочего борта карьера, град;

m — мощность рудного тела, м;

$A_{пи}$ — производительность по руде, млн. т;

f — коэффициент крепости пород и руд по шкале профессора М.М. Протодьяконова.

Себестоимость добычи руды на этапе открыто-подземной разработки (руб/т)

$$C_{оп} = 380 \cdot 1{,}0007^{(H_{о}+H_{оп})} \cdot 0{,}9997^{З_{оп}} \cdot 0{,}99^{A_{пи}} \cdot 1{,}001^{f}, \quad (2)$$

где $H_{оп}$ — глубина открыто-подземных горных работ, м;

$З_{оп}$ — запасы открыто-подземного яруса, млн. т.

Себестоимость добычи руды на этапе подземной разработки (руб/т)

$$C_{п} = 370 \cdot 1{,}0007^{(H_{о}+m_{оп}+H_{п})} \cdot 0{,}9994^{З_{п}} \cdot 0{,}99^{A_{пи}} \cdot 1{,}001^{f}, \quad (3)$$

где $H_{п}$ — глубина подземных горных работ, м;

$m_{пот}$ — мощность изолирующей потолочины, м

$З_{п}$ — запасы для подземной разработки, млн. т.

Совокупная себестоимость добычи руды (руб/т)

$$C_{общ} = \frac{C_{о}З_{о} + C_{оп}З_{оп} + C_{п}З_{п}}{З_{общ}}, \quad (4)$$

где $З_{общ}$ — общие запасы месторождения, млн. т.

На рис. 2, 3 представлены зависимости совокупных затрат на горные работы от глубины карьера, полученные по результатам расчетов для различных условий разработки. Их характер показывает наличие явно выраженного минимума.

По результатам экономико-математического моделирования различных условий комбинированного освоения месторождений разработана зависимость оптимальной глубины ка-

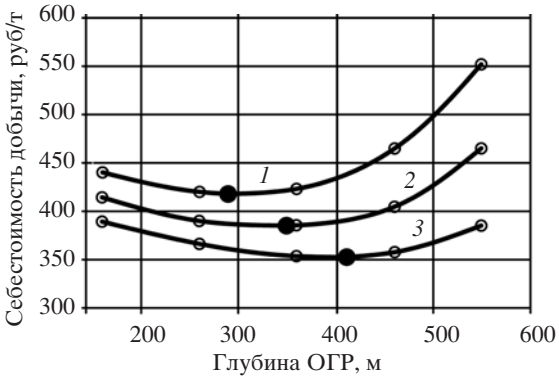


Рис. 2. Оптимальная глубина открытых горных работ при глубине залегания рудного тела 600 м, угол нерабочего борта карьера $\alpha = 35°$:
1, *2*, *3* — соответственно, *m* равна 100, 150, 200 м

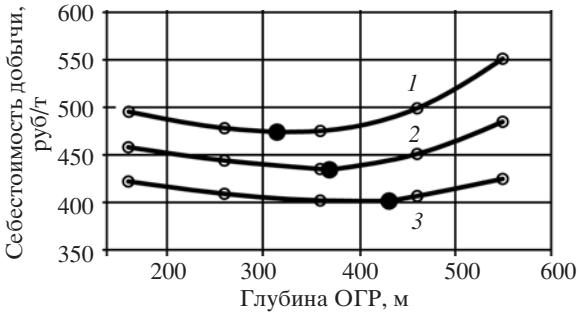


Рис. 3. Оптимальная глубина открытых горных работ при глубине залегания рудного тела 800 м, угол нерабочего борта карьера $\alpha = 40$:
1, *2*, *3* — соответственно, *m* равна 100, 150, 200 м

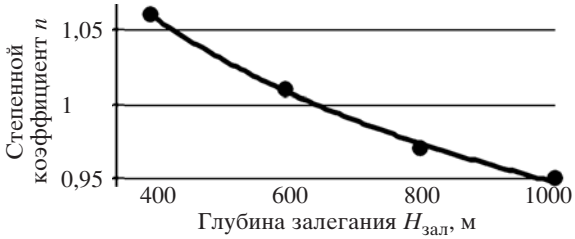


Рис. 4. Значения показателя *n* при различных глубинах залегания рудных тел $H_{зал}$

рьера при открыто-подземной разработке от исследованных факторов:

$$H_{\text{о}}^{\text{эк}} = H_{\text{зал}}^{n} \sin\frac{\alpha}{2} + m, \qquad (5)$$

где $H_{\text{зал}}$ — максимальная глубина залегания рудного тела, м;

α — угол нерабочего борта карьера, град;

m — мощность рудного тела;

n — показатель степени. Значения показателя n, зависящие от глубины залегания, представлены на рис. 4.

Сравнение значений оптимальной глубины открытых горных работ по результатам моделирования и по предложенной формуле приведено в табл. 1.

Таблица 1

Оптимальная глубина карьера при комбинированной разработке месторождения

Глубина залегания, м	Показатель n	Мощность m, м	Угол нерабочего борта карьера, град	Оптимальная глубина карьера (расчетная), м	Оптимальная глубина карьера (моделирование), м
600	1,01	100	35	292	290
		150		342	350
		200		392	410
		100	40	319	310
		150		369	365
		200		419	420
		100	45	345	320
		150		395	370
		200		445	435
800	0,97	100	35	297	300
		150		347	360
		200		397	420
		100	40	324	315
		150		374	370
		200		424	430
		100	45	350	325
		150		400	385
		200		450	440

Сравнение оптимальной глубины карьера, рассчитанной по предложенной зависимости, и полученной по результатам моделирования отличаются на 5 — 11 %.

По предлагаемой методике проведено определение глубины открытых горных работ в условиях Весенне-Аралчинского и Молодежного месторождений. Для этого определена себестоимость добычи на каждом этапе отработки месторождений. Полученный экономический эффект определяется по формуле

$$\Delta Д = (C_{общ}^{пр} - C_{общ}^{рек}),\ З_{доб},\ \text{млн. руб.}, \qquad (6)$$

где $C_{общ}^{пр}$ — совокупная себестоимость добычи при проектной глубине карьера, руб/т;

$C_{общ}^{рек}$ — совокупная себестоимость добычи при рекомендуемой глубине карьера, руб/т;

$З_{доб}$ — добытые запасы, млн. т.

«Весенне-Аралчинское» медноколчеданное месторождение располагается на территории Республики Казахстан и Российской Федерации: южная его часть в Актюбинской области, северная — в Оренбургской области. Запасы составляют 15,76 млн. т. Проектная глубина карьера 280 м. Угол откоса борта карьера 42°.

Рекомендуемая глубина карьера по экономическому обоснованию составила

$$H_{о}^{эк} = 430^{1,05} \cdot \sin\frac{42}{2} + 50 = 255 \text{ м},$$

где $H_{зал}$ = 430 м; α = 42°; m = 50 м; n = 1,05 по графику на рис. 4.

Производительность при открытой и подземной разработке принята 700 тыс. т/год, при отработке открыто подземного яруса 100 тыс. т/год.

Полиметаллическое месторождение **Молодежное** расположено на юго-восточном фланге Узельгинского рудного поля, в 12 км к югу от поселка Межозёрный (Верхнеуральский район Челябинской области у границы с Башкирией). Глубина залегания рудной залежи 450 и более метров, длина по простиранию 650 м, мощность залежей изменяется в пределах 5 — 75 м. Для месторождения характерно наличие многочисленных пережимов мощности, вкрапленностей. Крепость пород и руд 8 — 16. Месторождение Молодежное отработано карьером, предельная глубина которого составила 248 м. Запасы месторождения 20 млн. т [3].

Таблица 2

Себестоимость добычи 1 т руды при комбинированной разработке Весенне-Аралчинского и Молодежного месторождений

Глубина	Себестоимость добычи, руб/т			Совокупная себестоимость добычи
	при открытой разработке	при открыто-подземной разработке	при подземной разработке	
Весенне-Аралчинское				
Проектная	347	485	500	372
Рекомендуемая	325	477	499	371
Молодежное				
Проектная	318,5	461	507	386
Рекомендуемая	328	464	507	385,8

Глубина открытых горных работ также определена по предложенной зависимости:

$$H_{о}^{эк} = 450^{1,035} \cdot \sin\frac{44}{2} + 50 = 260 \text{ м},$$

где $H_{зал}$ = 450 м; α = 44°; m = 50 м; n = 1,035 по графику на рис. 4.

Производительность при открытой и подземной разработке принята 500 тыс. т/год, при отработке открыто-подземного яруса 100 тыс. т/год.

Себестоимости добычи 1 т полезного ископаемого на каждом этапе комбинированной разработки при проектной и рекомендуемой глубине карьеров месторождений представлены в табл. 2.

Глубину карьера на Весенне-Аралчинском месторождении при заданных условиях рекомендуется принять 255 м, на Молодежном 260 м, это позволит увеличить доходы от разработки месторождений, соответственно, на 14,7 и 3,8 млн. руб.

Применение предложенной зависимости позволит с достаточной степенью точности определять оптимальную глубину открытых горных работ при комбинированной разработке месторождений.

Литература

1. *Агошков М.И.* Экономика горнорудной промышленности: учеб. пособие для вузов / М.И. Агошков, Е.Л. Гольдман, Н.А. Кривенков. — М.: Недра, 1986. — 264 с.

2. *Красавин А.В.* Разработка методики математического моделирования технологических схем перехода к комбинированной геотехнологии при освоении рудных месторождений: автореф. дис. … канд. техн. наук / А.В. Красавин. — Магнитогорск, 2005. — 19 с.

3. *Каплунов Д.Р.* Комбинированная геотехнология / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова. — М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. — 560 с.

УДК 622.788.32:622.33(0.75):537.63

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАГНИТНОГО ПОЛЯ НА БРИКЕТИРУЕМОСТЬ ТОРФА

Т.В. Москаленко, В.А. Михеев, О.С. Данилов

В настоящее время производство энергии основано на использовании невозобновляемых источников энергии, таких как газ, нефтепродукты, уголь. В отличие от них, торф является природным ресурсом, запасы которого могут при соответствующих условиях возобновляться «в пределах его годового прироста» [1]. Ежегодный прирост торфа на болотах России составляет 250 млн. т (при влажности 40 %) [2]. Торф — перспективное сырье для получения широкого ассортимента продукции.

В отношении переработки торфа, растительных и других отходов в биотопливо накопился большой опыт, как отрицательный, так и положительный. Энергетическая стратегия России, разработанная на период до 2020 г. [2], а также концепция федеральной целевой программы «Энергоэффективная экономика» на 2007 — 2010 гг. и на перспективу до 2015 г. имеют целью увеличить долю возобновляемых источников энергии в топливно-энергетическом балансе страны до 0,3 % (для сравнения, в Европе 12 % к 2010 г.). В Госдуме России создана группа по разработке закона о малой энергетике, а также созданы группы по разработке законов применения механизмов Киотского протокола. Преимущества торфа как одного из видов топлива и, в частности, при переработке его в брикеты, очевидны.

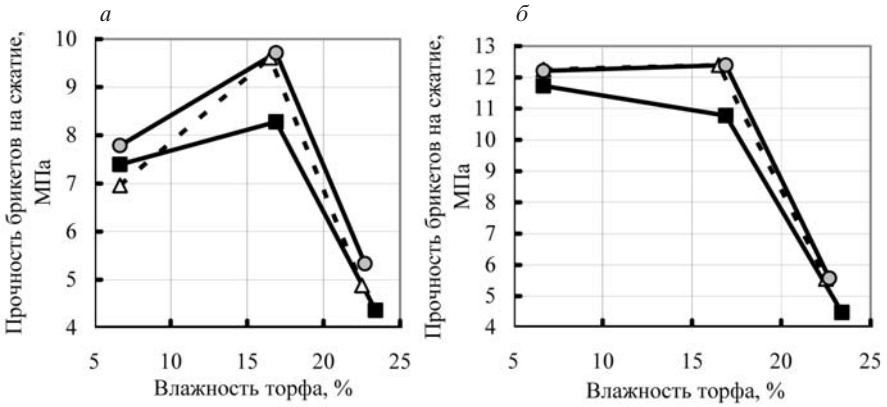
Показатели качества (технический анализ) торфа Нерюнгринского района Республики Саха (Якутия) варьируют в следующих пределах (%): влага рабочая 49,0 — 75,7; влага аналитическая 5,7 — 11,0; зольность 17,3 — 64,3; выход летучих 73,6 — 76,3. Об энергетических свойствах торфяных брикетов, полученных

из торфов Нерюнгринского района, можно судить по теплоте сгорания, которая составляет 16,47 — 16,57 МДж/кг, что соответствует норме. Увеличение давления прессования с 62 до 187,2 МПа повышает теплоту сгорания на 0,1 МДж/кг и не имеет принципиального значения.

Подготовка торфа к брикетированию заключалась в удалении класса более 10 мм, содержащего крупные неразложившиеся древесные остатки. Брикетирование торфа проводилось при температуре 20 °С. Матрицы диаметром 40 мм заполнялись торфом, после чего проводилось брикетирование на прессе с заданным по эксперименту давлением прессования (31,2 или 46,8 МПа).

Результаты экспериментальных исследований по брикетированию торфа Нерюнгринского района показали возможность его использования для получения брикетов с механической прочностью более 8 МПа (см. рисунок). Экспериментально показано, что оптимальным является брикетирование торфяной массы влажностью 15 — 17 % при давлении брикетирования не менее 31,2 МПа. Полученные брикеты обладают хорошим воспламенением, достаточно высокой теплотворной способностью, но имеют недостатком высокое водопоглощение.

Исследование влияния физических полей на процесс брикетирования показало, что предварительная обработка постоян-



Изменение прочности брикетов на сжатие при предварительном наложении на брикетируемую смесь постоянного магнитного поля при давлении брикетирования: 31,2 и 46,8 МПа, соответственно *а* и *б*; ■ — без воздействия; △ — магнитное поле 1 час; ○ — магнитное поле 2 часа

ным магнитным полем (напряженность 22,8 кА/м) торфа приводит к упрочнению брикета без добавления связующего. Это позволяет сделать вывод о положительном отклике торфа на воздействие постоянным магнитным полем и предположить применение полученного эффекта для направленного структурирования торфяной массы.

Практическая значимость данного исследования заключается в разработке и создании рентабельных малообъемных производств по переработке торфа в брикеты в непосредственной близости от сырьевых источников и конкретного потребителя, например, для бытовых нужд полевых участков золотодобывающих артелей.

Литература

1. *Гогин Д.Ю.* Торф — экологический вид топлива, наиболее отвечающий требованиям Киотского протокола / Д.Ю. Гогин // Торф и бизнес. — 2008. — № 1(11). — С. 6 — 8.

2. Энергетическая стратегия России на период до 2020 года. URL [Электронный ресурс]. — Режим доступа: www.sng.ainf.ru/po/images/stories/docum/norm/en-str-2020.pdf. — (10.09.09).

УДК 622.831

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ ВЫЕМКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ*

А.А. Неверов, С.А. Неверов

Воспроизводство минерального сырья в горнорудной отрасли в основном связано с вовлечением в эксплуатацию все более глубоко залегающих месторождений полезных ископаемых. Эволюция технологий будет определяться изменением горнотехнических условий, главным образом геомеханических и теплофизических. Значительный научный и практический интерес при этом представляют крупные месторождения мощных пологих залежей, из которых добывается более 60 % руд цветных металлов.

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ № МК-98.2009.5.

В среднесрочном будущем большинство отечественных и ряд зарубежных рудников неизбежно перейдут на глубину более 1000 — 1500 м. В мировой практике уже имеется опыт успешного преодоления трудностей больших глубин, достигших 2000 — 2500 м (рудники США, Канады и др.). На золоторудных месторождениях Южной Африки и Индии глубина разработки около 4000 м. Основные особенности и сложности отработки рудных залежей с понижением горизонта выемки связаны с повышением температуры пород, изменением их физико-механических свойств, выполаживанием углов сдвижения массива, нарастанием горного давления и вероятности его проявления в динамической форме, в результате чего, основная часть разрабатываемых месторождений отнесена к категории удароопасных. Отмеченные негативные явления влекут за собой рост трудоемкости и себестоимости добычи, снижение показателей качества и полноты извлечения запасов из недр, создают трудности в обеспечении безопасных условий ведения горных работ.

Разработка научных основ выемки пологопадающих рудных залежей на больших глубинах должна основываться на следующих принципах:

- всестороннее изучение и установление закономерностей проявления геомеханических процессов, а также изменения горнотехнических условий, в том числе реологических свойств пород, с ростом глубины разработки;
- адаптация перспективных геотехнологий к массивам, склонным к горным ударам;
- установление области безопасного и эффективного применения технологий;
- повышение качества и полноты извлечения запасов;
- простота конструкции, возможность совмещения процессов добычи;
- способность к автоматизации;
- рост производительности труда и оборудования.

В Институте горного дела СО РАН разработаны и проводятся исследования по ряду новых вариантов геотехнологий отработки пологопадающих месторождений [1 — 2]: комбинированная выемка с обрушением и закладкой; сплошная камерная система разработки с обрушением кровли и выпуском руды из-под консольного пространства (в двух модификациях); технология лава-этаж.

На рис. 1 представлена схема отработки пологой залежи комбинированной выемкой с обрушением и закладкой. Особен-

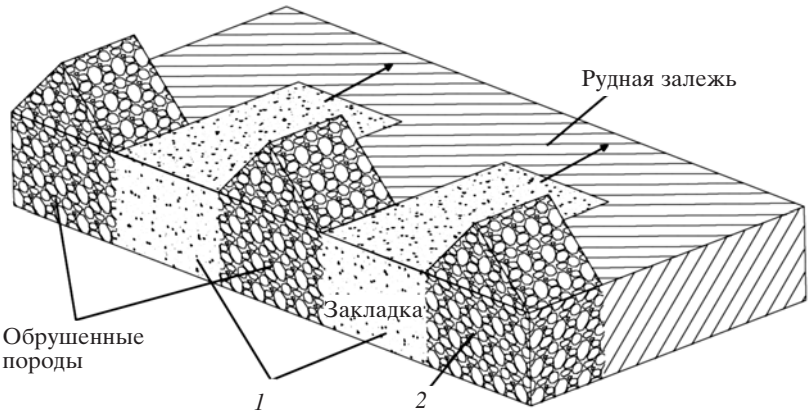


Рис. 1. Комбинированная выемка с обрушением и закладкой:
1 — часть залежи, отрабатываемая системами с закладкой выработанного пространства (камерами или слоями); *2* — часть залежи отрабатываемая системами с обрушением; ⟶ — направление фронта очистных работ

ность данного способа состоит в разделении залежи на участки, отрабатываемые технологиями с закладкой выработанного пространства (камерные или слоевые системы разработки) и системами с обрушением (подэтажное, этажное обрушение). Использование данной геотехнологии позволит в 1,4 — 1,6 раза снизить трудоемкость работ и повысить производительность на 25 — 35 % в сравнении с традиционными системами с закладкой, а также обеспечить безопасность работ при определенных технологических параметрах.

Сущность сплошной камерной системы разработки с обрушением пород кровли (рис. 2) заключается в следующем. удная залежь разбивается на блоки, включающие камеру и целик. В первую очередь извлекаются запасы камеры. По завершении ее отработки целик обрушается на открытое очистное пространство и выпуск руды осуществляется под защитой породной консоли. По окончании выпуска производится принудительное обрушение пород кровли до проектной высоты. Технология прошла промышленное испытание на Николаевском руднике, в ходе которого установлено следующее. На стадии очистных работ признаков разрушения временного рудного целика при выемке камерных запасов не наблюдалось. Обрушение пород кровли является трудноуправляемым процессом.

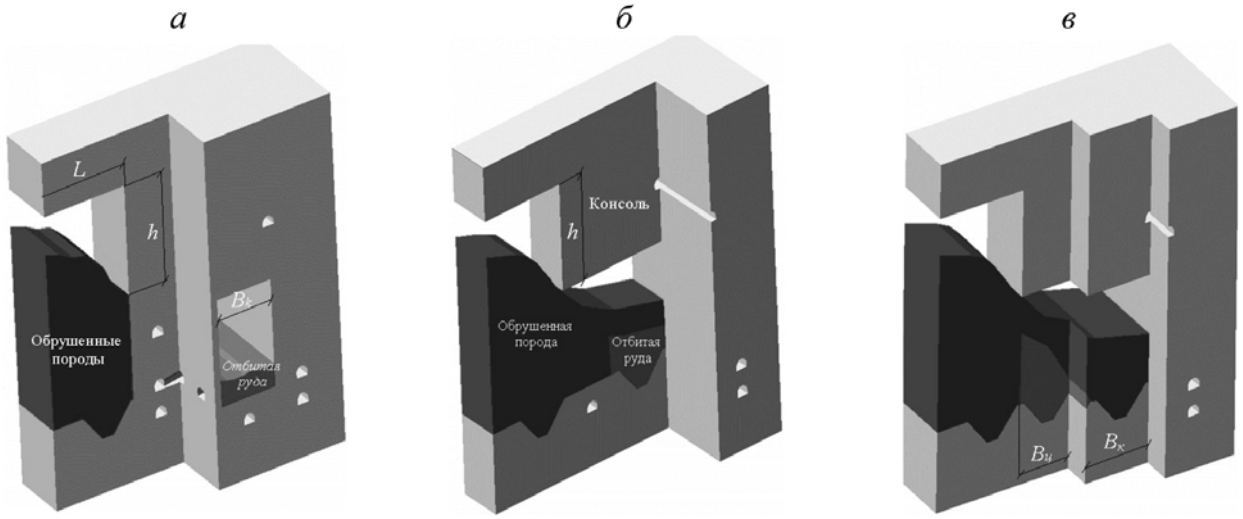


Рис. 2. Сплошная камерная система разработки с обрушением пород кровли и выпуском руды из-под породной консоли:

а — выемка камерных запасов; *б* — обрушение целика и выпуск руды в границах камеры; *в* — выпуск руды в границах целика

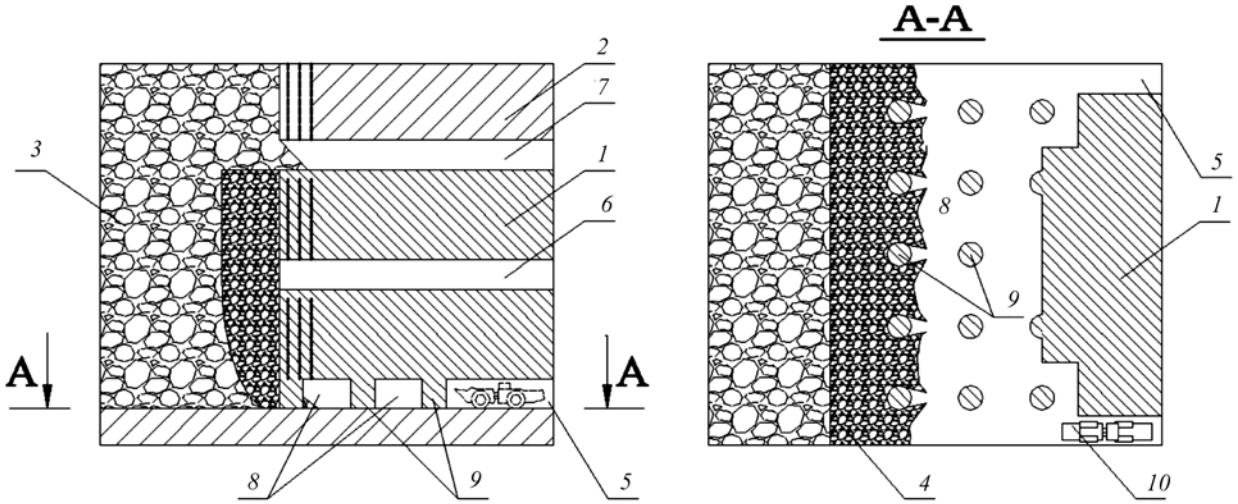


Рис. 3. Технология лава-этаж:
1 — рудная залежь; *2* — вмещающие породы; *3* — обрушенные породы; *4* — отбитая руда; *5* — откаточный (вентиляционный) штрек; *6* — подэтажные буровые выработки; *7* — вентиляционная выработка; *8* — лава; *9* — целики, поддерживающие рудную консоль; *10* — погрузо-доставочная машина

Из-за высоких тектонических напряжений в массиве породы кровли способны зависать с пролетом до 100 и более метров. Так, в блоке «Север-9» после завершения его отработки подработанный массив вместе с кровлей ранее погашенного блока «Север-8» в течение 10 — 12 месяцев наблюдений находился в устойчивом состоянии.

Способ разработки технологией лава-этаж (рис. 3) характеризуется следующими особенностями. Первоначально в основании залежи с помощью лавы формируют плоскую площадную подсечку, в результате чего над ней образуется рудная консоль, для поддержания которой используются временные целики. Отработка этих целиков осуществляется совместно с основным массивом. В зависимости от мощности залежи выемка руды может осуществляться этажным или подэтажным обрушением. Управление породной кровлей производится принудительным обрушением налегающей толщи совместно с выемкой руды или с некоторым ее опережением.

Рассматриваемые варианты геотехнологий, особенно в условиях больших глубин, требует детального геомеханического обоснования безопасных параметров ведения горных работ. Несомненно, их освоение вызовет изменение трудоемкости и себестоимости добычи руды, показателей качества и полноты извлечения запасов. Совокупное последствие этих изменений отразится на общей эффективности и безопасности отработки месторождений, что определит область применения систем разработки в различных геомеханических и горно-геологических условиях.

Необходимо обратить внимание на геомеханическую оценку и обоснование безопасных размеров камер и целиков, параметры обрушения подрабатываемого массива, изменения основных показателей качества и полноты извлечения, разработку алгоритма управления процессами добычи в автоматизированном режиме и эффективность исследуемых вариантов геотехнологий.

Литература

1. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока / А.М. Фрейдин и др. — Новосибирск: Наука, 1992.

2. *Фрейдин А.М.* Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин и др.; отв. ред. А.П. Тапсиев; ИГД СО РАН. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. — 151 с.

УДК 622.271.452

К ВОПРОСУ ВЫБОРА ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БЕСТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ СМЕРЗАЮЩИХСЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

Н.Ф. Осипова, С.В. Панишев, М.В. Каймонов

Основная задача математического моделирования технологических процессов открытой разработки состоит в поиске оптимальных решений, обеспечивающих максимальную эффективность ведения горных работ. Так, эффективность бестранспортной системы разработки в значительной мере зависит от соответствия параметров вскрышного оборудования условиям разработки, при этом мощность разрабатываемых вскрышных пород оказывает здесь решающее значение. Практика показывает значительное колебание мощности вскрышных пород по различным участкам отработки. Поэтому в таких условиях прогноз показателей бестранспортной технологии и определение её рациональных параметров являются важной и актуальной задачей в теории проектирования открытых разработок.

Особенностью ведения открытых горных работ в зоне многолетней мерзлоты является буровзрывная подготовка вскрышных пород к экскавации. В этом случае расчет прогнозных показателей схем затрудняется в значительной степени тем, что не определены параметры развала породы, сформировавшегося после производства взрывных работ, вследствие чего невозможно с достаточной точностью оценить объем работ драглайна по перевалке пород вскрыши в конечные контуры отвала. По результатам исследований, проведенных в Институте горного дела Севера СО РАН, установлено, что конфигурация развала взорванных многолетнемерзлых вскрышных пород описывается законом Гаусса (нормальным распределением), параметры которого взаимосвязаны с основными параметрами системы разработки.

Разработка многолетнемерзлых вскрышных пород с предварительным буровзрывным рыхлением в условиях месторождений криолитозоны осложняется повторным смерзанием взорванного массива, что отрицательно сказывается на работе оборудования. С течением времени взорванный массив многолетнемерзлых горных пород набирает такую прочность, при которой его дальнейшая разработка становится невозможной. Проч-

ность смерзания в значительной мере зависит от температуры породы. Так, например, с понижением температуры породы от –5 до –20 °С прочность смерзания увеличивается в 2 — 3 раза и может составить 3 МПа.

С целью повышения эффективности разработки многолетнемерзлых вскрышных пород по бестранспортной технологии в ИГДС СО РАН разработан способ вскрышных работ, позволяющий снизить влияние процесса смерзания на работу оборудования [1]. Основная идея заключается в ограничении длины экскаваторного блока и специальной организации работ на вскрышных уступах. Смерзание взорванных вскрышных пород предопределяет максимальное приближение контура внутреннего отвала к рабочей зоне.

Исследованиями, проведенными в ИГДС СО РАН, показано, что в условиях сложноструктурных пластовых месторождений криолитозоны возможна выемка породного прослоя по бестранспортной технологии и предложен новый способ разработки многолетнемерзлых вскрышных пород, позволяющий реализовать перераспределение объемов транспортной вскрыши (междупластье) на бестранспортную путем создания специальных отвальных емкостей в контуре внутреннего отвала [2].

Предлагаемая технология заключается в следующем. После производства буровзрывных работ на уступе внешней вскрыши драглайн начинает экскавацию развала взорванной породы в конечный контур отвала. При этом на заранее определенных участках, пригодных для отработки междупластья по бестранспортной технологии, драглайн смещают на необходимую величину в сторону выработанного пространства и создают специальную отвальную емкость. На участках, где невозможно создать такую емкость, отсыпку отвала осуществляют обычным способом, без смещения оси экскаватора (рис. 1). После отработки вскрышного уступа отрабатывают верхний пласт полезного ископаемого. Затем приступают к отработке междупластья. После буровзрывных работ на участках с предварительно созданными отвальными емкостями экскавируют междупластье драглайном в конечный контур отвала. На других участках междупластье отрабатывают по транспортной технологии. После этого отрабатывают нижний пласт полезного ископаемого.

Данный способ, разработанный совместно со специалистами разреза «Кангаласский» ОАО ХК «Якутуголь», защищен патентом РФ.

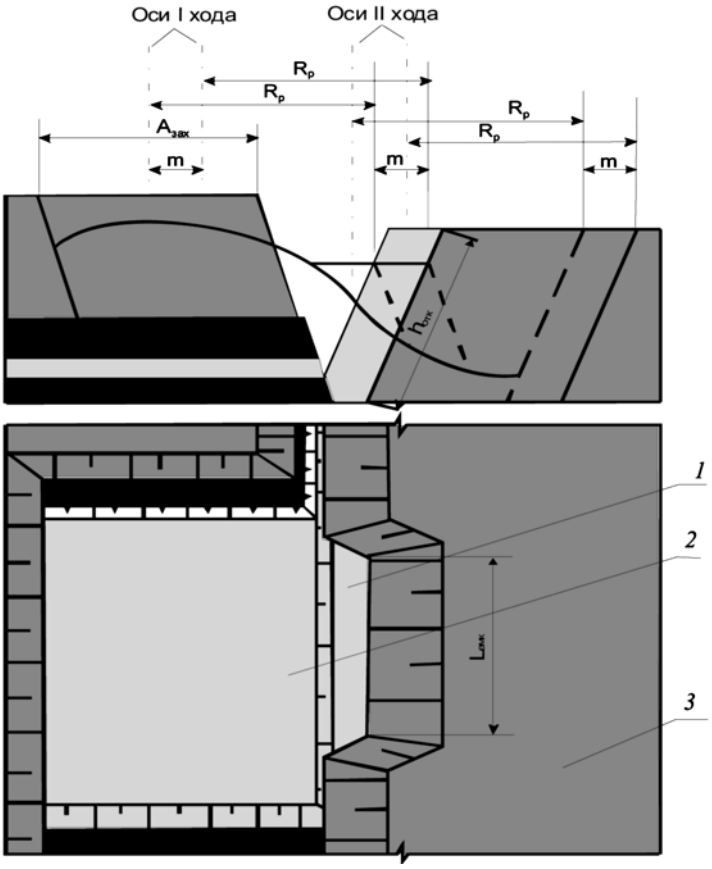


Рис. 1. Способ разработки вскрышных пород:
1 — формируемая отвальная емкость; *2* — внутренняя вскрыша (междупластье); *3* — отвал внешней вскрыши; $R_р$ — радиус разгрузки; $A_{зах}$ — ширина заходки; *m* — величина смещения оси драглайна

Полученные результаты исследований явились основой для разработки математической модели и пакета прикладных программ расчета параметров бестранспортной технологии внутреннего отвалообразования, учитывающей конфигурацию развала породы, взаимосвязь производительности драглайна с температурным режимом пород взорванного многолетнемерзлого массива при последовательном обнажении забоя и особенности выкладки породного прослоя в контур внутреннего отвала при

различных размерах рабочей зоны и конструктивных характеристиках драглайна. Программа реализована в среде программирования Borland Delphi и структурно состоит из двух частей. В первой части осуществляется ввод исходных данных, построение профиля развала взорванной породы и расчет технологической схемы экскавации внешней вскрыши в конечный контур отвала (рис. 2 и 3).

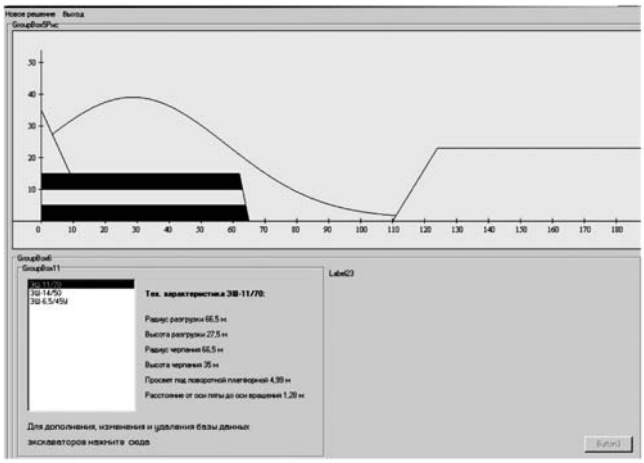


Рис. 2. Построение профиля развала

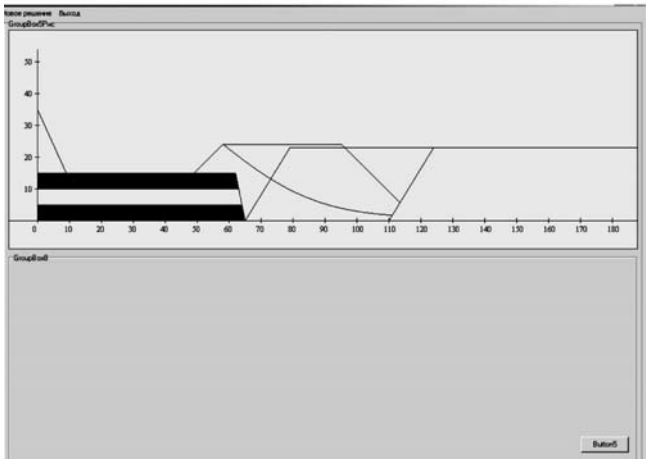


Рис. 3. Отсыпка предотвала

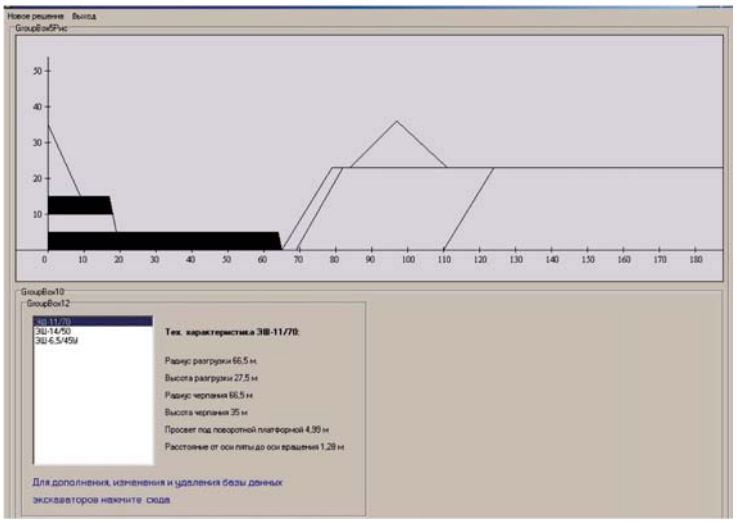


Рис. 4. Схема отсыпки междупластья

Вторая часть программы представляет собой расчет технологической схемы бестранспортной выкладки породного прослоя (междупластья) в контур внутреннего отвала. Целью этого блока программы является определение необходимой глубины отвальной емкости на боковой поверхности внутреннего отвала в зависимости от горнотехнических условий разработки и технических характеристик драглайна (рис. 4). Алгоритм определения глубины отвальной емкости заключается в последовательном определении возможных объемов размещения породного прослоя на верхней и боковой поверхностях контура внутреннего отвала. Порядок отсыпки породного прослоя в контур внутреннего отвала предполагает первоначальную выкладку междупластья на верхнюю поверхность отвала и затем оставшейся части породы — на боковую поверхность в сформированные отвальные емкости.

Учет смерзания взорванной породы осуществляется определением величины сменного подвигания забоя, которая рассчитывается на основе установленной взаимосвязи между временем цикла драглайна и температурой пород в забое по формуле

$$L = \frac{60 \cdot T_{\text{см}} E K_{\text{нк}} K_{\text{ис}}}{\left(0{,}0036 T_{\text{п}}^2 - 0{,}0682 T_{\text{п}} + 1{,}3964\right) B h K_{\text{р}}^2 \left(1 - K_{\text{с}}\right)\left(1 + K_{\text{п}}\right)}, \text{ м/смену,}$$

где $T_п$ — температура пород в забое, °С;

$T_{см}$ — время смены, ч;

E — вместимость ковша, м^3;

$K_{нк}$ — коэффициент наполнения ковша;

$K_{ис}$ — коэффициент использования экскаватора во времени;

B — ширина экскаваторной заходки, м;

h — высота вскрышного уступа, м;

$K_р$, $K_с$, $K_п$ — коэффициенты разрыхления, сброса и переэкскавации, соответственно.

Взаимосвязь времени цикла драглайна с температурой пород в забое описывается эмпирическим выражением

$$T_ц = 0{,}0036T_п^2 - 0{,}0682T_п + 1{,}3964, \text{ мин.}$$

В вычислении объемов экскавации и величины сменного подвигания забоя используются показатели взрывных работ (коэффициенты разрыхления и сброса), полученные при расчете параметров конфигурации развала, и учитываются дополнительные объемы переэкскавации, возникающие при создании отвальной емкости для выкладки пород междупластья в контур внутреннего отвала.

Программа позволяет рассчитать оптимальные параметры бестранспортной технологии разработки вскрышных пород с учетом фактора вторичного смерзания породы во взаимосвязи с размерами рабочей зоны, техническими характеристиками экскаватора и особенностями выкладки междупластья в конечный контур отвала.

Смерзание взорванной породы учитывается определением величины сменного подвигания забоя, расчет которой осуществляется на основе установленной взаимосвязи между временем цикла драглайна и температурой пород в забое.

Литература

1. А. с. 1624152, СССР, Е 21 С 41/00. Способ разработки вскрышных пород / И.И. Заудальский, А.С. Марченко, С.Н. Петров и др. (СССР). — № Т4494228/03; заявл. 17.10.88; опубл. 01.10. 90, Открытия и изобретения. — 1991. — № 4. — С. 89.

2. Пат. 2299985 Российская Федерация, МПК Е21С 41/26. Способ разработки вскрышных пород / С.В. Панишев, В.В. Сердобинцев, С.А. Аксененко, В.В. Стриганов, заявитель и патентообладатель Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН; заявл. 07.06.2005; опубл. 27.05.2007, Бюл. № 15.

УДК 622.276.4

ОСОБЕННОСТИ ИДЕНТИФИКАЦИИ ЛОКАЛЬНЫХ УЧАСТКОВ НЕФТЯНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ

Р.В. Распопов, И.Г. Соловьев

На сегодняшний день остро стоит задача оптимизации технологий разработки месторождений вследствие того, что зачастую пласты сильно обводняются из-за их неправильной эксплуатации, неоптимально подобранных режимов добычи, что в итоге приводит к снижению нефтеотдачи и невозможности добыть большой объем нефти, остающейся в пласте. Одним из важных направлений совершенствования технологий разработки месторождений является создание и сопровождение ПДГДМ (постоянно действующих гидродинамических моделей) месторождений [1]. В современных подходах управления режимами выработки участков залежи все большее значение начинают приобретать методы реального времени с технологиями периодичного оценивания гидродинамических параметров участка по данным натурных измерений [2]. Одна из главных проблем идентификации полей гидропроводности коллектора заключена в устойчивости оценок по отношению к ошибкам измерений [3].

В представленном исследовании на основе численной имитации процесса гидропрослушивания локального участка коллектора анализируется корректность процедуры МНК оценивания гидродинамических параметров пласта. Конечномерная зонально определенная модель локального участка пласта, представленная на рис. 1, в соответствии с принятой нумерацией зон характеризуется переменными входо-выходных состояний системы: $P_i(t)$ — среднезональные давления, $i = 1\ldots19$; $q_i(t)$ — объемные расходы по нагнетанию ($q_i > 0$) и отборам ($q_i < 0$); и гидродинамическими параметрами: $w_{ij} = w_{ji}$ — гидропроводности перехода между i-й и j-й сопряженными зонами; τ_i — гидроупругие объемы порового пространства пласта i-й зоны, вмещающие фильтруемые флюиды; H_i — средняя глубина залегания i-й зоны от горизонтали на поверхности.

Если $H_{\text{ср}} = \dfrac{1}{N}\sum_{i=1}^{N} H_i$ — уровень средней горизонтали, то приведенная к среднему уровню гидродинамическая модель i-й зо-

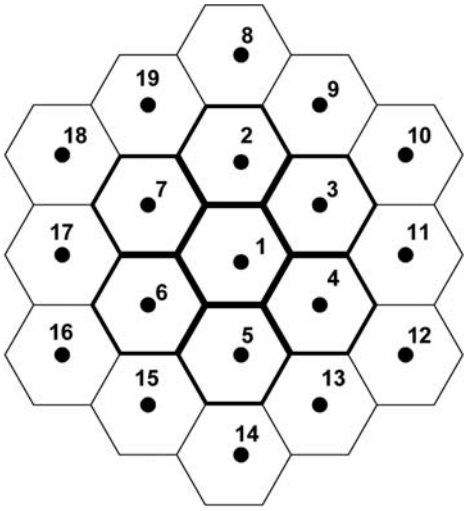


Рис. 1. Модель нефтяного месторождения, разбитая сеткой из шестигранников

ны, согласно линейной теории фильтрации, запишется следующим образом:

$$\tau_i \frac{dx_i(x)}{dt} = -\sum_{j \in J(i)} w_{ij}\left(x_i(t) - x_j(t)\right) + q_i(t) + \delta q_i, \qquad (1)$$

где $x_i(t) = P_i(t) - \gamma(H_i - H_{\text{ср}})$ — давление в i-й зоне, приведенное к средней горизонтали, γ — удельный вес фильтруемого флюида, δq_i — возможная ошибка приведения по уровню, $J(i)$ — номера окаймляющих зон относительно i-й зоны.

В рамках введенных обозначений задача идентификации первой зоны отражается следующей формальной записью: $\hat{c}_1 = U(I_1)$, в которой $\hat{c}_1$ — оценки вектора параметров $c_1 = [w_{12}w_{13}\ldots w_{17}\tau_1\delta q_1]^T$, полученные на основе обработки данных измерений

$$I_1 = \langle x_1(k)\ldots x_7(k),\ q_1(k),\ k = 1\ldots N\rangle, \qquad (2)$$

где $x_j(k) = x_j(t_k)$, $t_{k+1} = t_k + \Delta t$, Δt — дискретность измерений по времени. Применительно к первой зоне модель объекта идентификации, приведенная согласно (1) к регрессионному виду, может быть записана следующим образом:

$$q_1(k) = c_1^T v(k), \qquad (3)$$

где $v(k) = [x_2(k) - x_1(k), \ldots, x_7(k) - x_1(k), -\dot{x}_1(k), 1]^T$ — вектор регрессионных переменных. Отсюда оценки по МНК находятся на решениях системы линейных алгебраических уравнений

$$F_1\hat{c}_1 = b_1, \tag{4}$$

где матрица F_1 и вектор b_1 формируются по уравнениям $F_1 = \sum_k \lambda(k)\, v(k)\, v(k)^T$, $b_1 = \sum_k \lambda(k)\, v(k)\, q_1(k)$, $\lambda(k) \geq 0$, $\sum_k \lambda(k) = 1$ (в простейшем случае $\lambda(k) = 1/N$).

Процедура вычислительного анализа состояла из этапа моделирования гидродинамических процессов с различными программами пусков и остановов скважин и формирования таблицы данных измерений (2) и этапа идентификации: составление пар $<F_1$ и $b_1>$ и решения системы (4).

Анализ устойчивости счета оценивается по критериям точности идентификации трех видов:

1) абсолютная погрешность (евклидовая метрика)(abs_^2):

$$\delta c_A = \sqrt{\frac{1}{N}\sum_{i=1}^{N}\left(\hat{c}_i - c_i\right)^2}, \tag{5}$$

2) абсолютная погрешность (средний модуль) (modulo):

$$\delta c_M = \frac{1}{N}\sum_{i=1}^{N}\left|\hat{c}_i - c_i\right|, \tag{6}$$

3) относительная погрешность (rel_^2):

$$\delta c_O = \sqrt{\frac{1}{N}\sum_{i=1}^{N}\left(\frac{\hat{c}_i - c_i}{\overline{c_i}}\right)^2}. \tag{7}$$

Примеры типичных графиков погрешностей оценивания по обозначенным критериям приведены на рис. 2. Точками на графике обозначены значения, при которых опознанные параметры нарушают естественные ограничения (например, опознаются как отрицательные).

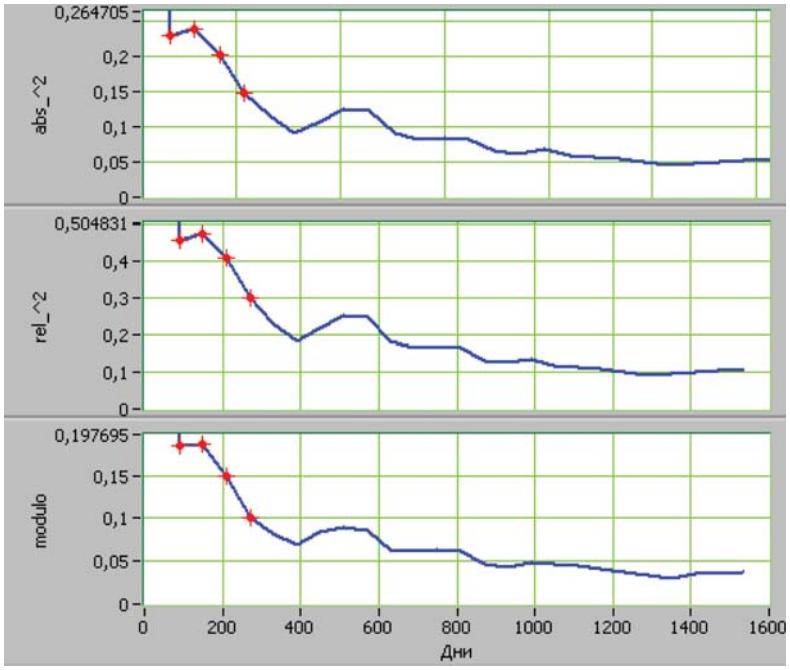


Рис. 2. Выборка w_{ij} = 40 (без разброса), τ_i = 3 (без разброса)

Таблица данных измерений искажалась высокочастотной помехой с амплитудой в 10 % от диапазона вариации полезного сигнала. Подавление шумов осуществлялось на основе предварительной симметричной непараметрической фильтрации выборки. Многовариантность анализа обеспечивалась следующими подходами: исследовались выборки, полученные для разных возмущающих воздействий (векторов управления); исследовались зашумленные и незашумленные выборки; выборки формировались на модели с одинаковыми гидродинамическими параметрами для всех зон и с разбросом этих параметров; идентификация проводилась с использованием и без использования фильтров осреднения.

Результаты вычислительного эксперимента свидетельствуют: 1) выборки сформированные без разброса параметров определяются лучше, чем созданные с разбросом; 2) выборки, в которых центральная скважина возмущается, определяются луч-

ше, чем те, в которых она не возмущается; 3) алгоритм МНК оценивания при наличии шумов в измерениях без применения фильтров оказывается неработоспособен; 4) фильтры позволяют приблизить найденные параметры к реальным, но делают это малоэффективно, в том числе потому, что частота помехи в 10 раз меньше частоты сигнала; 5) устойчивость оценок параметров зависит от интенсивности возмущающих процессов по скважинам.

Основная проблема низкой устойчивости процедуры оценивания — в априорно низкой информативности вектора полезного сигнала $v(k)$. Основное направление совершенствования метода — организация иерархической схемы оценивания на классе множественных моделей с различной степенью детальности описания процессов, совместная идентификация только возмущенных зон.

Литература

1. *Ведерникова Ю.А.* Оценивание локальных гидродинамических характеристик нефтяных коллекторов / Ю.А. Ведерникова, И.Г. Соловьев // Автоматизация, телемеханизация и связь в нефтяной промышленности / ВНИИОЭНТ. — 2005. — № 12. — С. 16 — 20.

2. *Соловьев И.Г.* Иерархия адаптивных технологий нефтедобычи реального времени / И.Г. Соловьев // Автоматизация, телемеханизация и связь в нефтяной промышленности / ВНИИОЭНТ. — 2008. — № 2.

3. Efficient real-time reservoir management using adjoint-based optimal control and model updating / Sarma Pallav et al. // Computational Geosciences. — 2006. — № 10. — P. 3 — 36.

УДК 622.271.332

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА ПОСТАНОВКИ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ

В.Н. Рождественский, А.В. Смирнов

Сохранность откосов уступов, поставленных в предельное положение, определяется целым рядом факторов как природного, так и технологического характера, но в первую очередь технологией ведения буровзрывных работ (БВР) с помощью контурного взрывания. Выбор и обоснование параметров буровзрывных работ при постановке уступов в предельное положение определяет

качество заоткоски. Оценка качества заоткоски является не такой простой задачей, как это может показаться на первый взгляд. Широко применяемая в практике некоторых карьеров визуальная оценка качества заоткоски экспертным методом специалистов карьера носит весьма субъективный характер, не отражающий фактического состояния откосов уступов, в этом случае разброс оценок одного участка может колебаться от 2 до 5.

Основным требованием, предъявляемым к буровзрывным работам при постановке уступов в предельное положение, является минимальное нарушение законтурного массива горных пород, позволяющее сохранить его устойчивое состояние при заданных углах наклона и стремление получить сравнительно ровную поверхность откосов уступов и отметок горизонта. При этом отклонение отметок не должно быть выше допустимых, принятых в проекте. Выполнение этих основных требований на карьерах осуществляется применением специальной технологии БВР по отработке приконтурных целиков и заоткоске уступов.

В настоящее время достаточно точно обоснована и разработана технология достижения заданных углов заоткоски уступов с помощью буровзрывных работ. Суть этой технологии состоит в следующем:

— исходя из принятых параметров массовых взрывов определяется ширина приконтурной зоны, с подходом к которой производится опережающее создание контурной щели, которая должна обеспечить защиту законтурного массива от разрушения и заданную длительную устойчивость уступов при максимально возможных углах их заоткоски;

— экранная отрезная щель создается одновременным взрыванием контурных зарядов в скважинах, пробуренных в соответствии с трещиноватостью и прочностью пород, применяемым диаметром скважин, углом наклона и линейной массой контурного заряда. Контурные скважины бурятся в плоскости формируемого уступа в соответствии с заданным углом откоса;

— взрывание зарядов в контурных скважинах производится мгновенно до начала отбойки приконтурной ленты.

Требования к соблюдению параметров БВР при производстве контурного взрывания постоянно возрастают. Сейчас фактические значения параметров БВР не должны отличаться от проектных больше чем на: ±0,3 м для длины забойки, ±0,25 для расстояния между скважинами и рядами скважин; ±1° для угла наклона скважин, ±0,5 % для массы заряда ВВ в скважинах.

Создание контурной щели должно производиться с опережением технологического взрыва на 7 — 15 суток для предотвращения зашламовывания ее продуктами дробления, или может производиться с замедлением 75 — 150 мс от основного массового взрыва. После него начинается отгрузка взорванной горной массы, зачистка заоткошенного откоса уступа экскаватором, ликвидация завышений горизонта и его выравнивание. Только после качественного выполнения всех этих операций могут проводиться наблюдения и даваться оценки заоткошенному участку. При такой технологии ведения буровзрывных работ качество заоткоски предлагается оценивать по трем основным критериям: процент сохранившихся следов контурных скважин на откосе уступа K_1; среднее отклонение угла откоса уступа от его проектного (заданного) положения K_2; величина отклонений отметок поверхности бермы K_3.

Оценка качества производства БВР и полученной заоткоски проходит в два этапа. По завершении отгрузки взорванной горной массы и зачистки откоса уступа экскаватором производится оперативная оценка в баллах по всем трем выбранным критериям, причем каждому из них придается вес в долях единицы в зависимости от его значимости. На первом этапе вес доли K_1 примем равным 0,5, K_2 равно 0,4, а K_3 0,1. Тогда комплексная оценка качества заоткоски

$$K' = 0{,}5K_1 + 0{,}4K_2 + 0{,}1K_3.$$

В случае обнаружения отклонения отметок берм от проектных (K_3) они сразу же устраняются и выявляются причины их появления. Опыт показывает, что завышения отметок берм происходит при уменьшении длины скважин или некачественной зарядке скважин при обводненности массива.

На втором этапе наблюдения проводятся через определенные промежутки времени (3 — 6 — 12 месяцев), оценка заоткоски ведется по критериям K_1 и K_2, а их вес принимается, соответственно, $K_1 = 0{,}3 \div 0{,}4$, $K_2 = 0{,}6 \div 0{,}7$. В этом случае комплексная оценка производится по формуле: $K'' = (0{,}2 \div 0{,}4)K_1 + (0{,}6 \div 0{,}8)K_2$.

Условия выставления оценок по критериям K_1 — K_3 приводятся по величинам, указанным в табл. 1 — 3.

Инструментальные измерения критериев K_1, K_2, K_3 производятся с помощью лазерного сканера LMS-Z420i, а также дополнительно по фотографиям исследуемого участка. Основные тех-

Таблица 1

Оценка K_1 в баллах	Процент сохранившихся следов скважин
5	Сохранились хорошо на 50 — 60 % длины скважин, за исключением верхней части в районе перебура при отбойке вышележащего уступа и нижней части, скрытой осыпью породы
4	Сохранились на 30 — 40 % длины скважин (непрерывные и на отдельных участках)
3	Сохранились лишь на коротких участках, занимающих по протяженности менее 30 % всей длины скважин
2	Отдельные фрагменты следов скважин на наблюдаемом участке

Таблица 2

Оценка K_2 в баллах	Процент количества точек, удаленных на величину не более ±10 % от расстояния между контурными скважинами
5	Не менее 60 % равномерно на площади откоса
4	Не менее 30 % как равномерно на площади откоса, так и на отдельных участках
3	На разрозненных участках, занимающих на откосе площадь не менее 30 %
2	Только отдельные группы точек

Таблица 3

Оценка K_3 в баллах	Величина отклонений отметок поверхности бермы от проектной
5	Отсутствие отклонений
4	±0,5 на 10 — 20 % на отдельных участках
3	±0,5 м на 20 — 40 % участка
2	±0,5 м на ≥50 % по длине участка заоткоски

нические характеристики лазерного сканера LMS-Z420i приведены ниже:

Диапазон измерения расстояний, м	2 — 800
Точность измерения расстояний, мм:	
одиночного импульса	10
среднее	0,5
Скорость сканирования, точек/с	3000 — 10 000
Поле зрения сканирования, град	80×360

Общая (K) шкала оценок может быть представлена в следующем виде:

$K = 5{,}0 \div 4{,}1$ — отлично;
$K = 4{,}0 \div 3{,}5$ — хорошо;
$K = 3{,}5 \div 2{,}5$ — удовлетворительно;
$K < 2{,}5$ — неудовлетворительно.

Методика оперативной оценки качества постановки уступов в предельное положение опробована на карьерах ОАО «Ванадий».

УДК 553.068.41:54+553.45](571.76)

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ РАССМОТРЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ГИПЕРГЕНЕЗА, ПРОТЕКАЮЩИХ В СУХИХ ХВОСТАХ ОЛОВОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОМСОМОЛЬСКОГО РАЙОНА*

А.В. Савченко, В.П. Зверева, А.М. Костина, О.В. Коваль

Оловорудная промышленность в Комсомольском районе развивается около шестидесяти лет. Это оловянные, медно-оловянные и оловополиметаллические месторождения, которые отрабатывались как открытым, так и подземным способом. Руды перерабатывались комплексно с извлечением Sn, Cu, Pb и Zn. Все месторождения, кроме Фестивального, закрыты, хотя запасы руд не отработаны. В районе две обогатительные фабрики,

* Работа выполнена при поддержке ДВО РАН, проекты № 09-2-СО-08-008 и № 09-III-В-08-454.

из которых в настоящее время работает одна, и три хвостохранилища. Первое находится рядом с фабрикой и в непосредственной близости к пос. Горный (около 100 м). Отходы там накапливались с 1963 по 1997 г., его площадь 20 га, запасы 10,4 млн. т, среднее содержание олова в хвостах 0,13 %. Второе расположено около другой фабрики и вблизи г. Солнечный (500 — 700 м). Здесь накапливались отходы с 1969 по 2001 г. Оно по площади самое большое — 40,3 га, запасы 24,09 млн. т, среднее содержание олова в хвостах 0,207 %. Хвосты на этих двух хвостохранилищах находятся в сухом виде. Самое молодое, третье, хвостохранилище закрыто сверху шламовыми водами. Запасы его составляют 6,8 млн. т, площадь 30,5 га, а находится оно в 5 км от пос. Горный в направлении к г. Солнечный. Развитие горнорудной промышленности привело к появлению многочисленных канав, расчисток, карьеров, штолен и хвостохранилищ, что способствовало созданию горнопромышленной техногенной системы площадью десятки гектар. Так как при развитии горнорудной промышленности в районе санитарные нормы не были соблюдены, то жилые зоны — пос. Горный и г. Солнечный — оказались расположены в пределах горнопромышленной техногенной системы.

Благодаря увеличению поверхности соприкосновения открывающихся сульфидных руд в горных выработках и отходов горнорудного производства — хвостов с агентами выветривания (кислород, поверхностные воды, градиенты температуры и т. д.) гипергенные процессы активизируются. Главными сульфидными минералами, которые в процессе гипергенеза интенсивно окисляются, являются сульфиды: пирит, пирротин, арсенопирит, халькопирит, галенит и сфалерит. Окисление сульфидов и появление гипергенных растворов, видимо, правильнее описывают уравнения, относящиеся к условиям среды с pH ≤ 3 [1]. Процесс окисления сульфидов начинается в микропорах и микротрещинах, где образуется раствор с повышенной концентрацией кислых ионов, в том числе и HSO_4^-, в связи с чем первыми продуктами окисления сульфидов, скорее всего, будут комплексные катионы типа $[AHSO_4]^+$, где A — Fe^{+2}, Fe^{+3}, Cu, Pb, Zn — в зависимости от окисляющегося сульфида, и соответствующие комплексные катионы $[FeHSO_4]^+$, $[FeHSO_4]^{+2}$, $[CuHSO_4]^+$, которые в дальнейшем при разбавлении растворов могут испытывать гидролизные превращения по схеме $[AHSO_4]^{+2} + H_2O \rightarrow [A(OH)SO_4]^+ + 2H^+$. В результате в пределах горнопромышленной техногенной сис-

темы возможна кристаллизация широкого спектра гипергенных и современных техногенных минералов Fe, Cu, Pb и Zn [2], главным образом из класса сульфатов. Проведенные одним из авторов минералогические исследования [1, 3] позволили в рассматриваемой горнопромышленной техногенной системе установить более 80 гипергенных минералов, из которых 35 кристаллизуются в виде современных техногенных моно- и полиминеральных форм из концентрированных рудничных и поровых вод.

Поровые растворы, дренажные и концентрированные рудничные воды, из которых кристаллизуются вышеперечисленные минералы, выносятся круглосуточно ничем не сдерживаемые и попадают в поверхностные и грунтовые воды на протяжении многих десятилетий. Они выносят огромные количества различных элементов, значительно изменяя гидрохимический фон района, а также ухудшая состав поверхностных и грунтовых вод, из которых происходит водозабор питьевых вод.

Сильные ветра, характерные для данного района, способствуют загрязнению атмосферы тонкодисперсными отходами горного производства — хвостами, которые, попадая в почву, благодаря процессам гипергенеза окисляются. Кислые растворы, обогащенные рудными элементами, способствуют их накоплению в растениях, что приводит к изменению биохимического фона района.

Наличие горнопромышленных техногенных систем и активно протекающих в них гипергенных процессов привело к тому, что Комсомольский оловорудный район по показателям загрязнения водного и воздушного бассейнов характеризуется как территория с критической и катастрофической экологической ситуацией. Поселок Горный и город Солнечный находятся в данной зоне. С каждым годом границы этой зоны расширяются, а площади увеличиваются [4].

Дорогостоящие мониторинговые работы в горнорудных районах позволяют оценить экологическое состояние экосферы в определенный промежуток времени, а также прогнозировать процессы ее загрязнения на ближайшее время. К сожалению, они не дают полной картины окисления сульфидов и не позволяют количественно оценить широкий спектр элементов, выносимый из хвостохранилищ горнопромышленной техногенной системы. Использование же программного комплекса «WinSel» (разработчики И.К. Карпов, К.В. Чудненко, В.А. Бычинский) физико-химического моделирования позволяет методом мини-

Таблица 1

Схема физико-химического моделирования экологической ситуации на хвостохранилищах

Модель		Характеристика местонахождения и состояния отходов горнорудного производства	Факторы, учитываемые при моделировании процессов гипергенеза
I модель		Хвосты после удаления рудного концентрата (в трубопроводе)	Состав шламовых вод
II модель	I вариант	Действующее хвостохранилище, закрытое полностью шламовым озером, объем хвостов возрастает	Состав шламовых, дождевых и талых вод
	II вариант	Неработающее хвостохранилище, закрытое частично шламовым озером, объем хвостов постоянный	
III модель		Осушенное хвостохранилище, объем хвостов постоянный	Состав дождевых и талых вод

мизации термодинамического потенциала (энергия Гиббса) рассчитать объемы многих токсичных элементов, выносимых из хвостохранилищ, и сделать прогноз на десятилетия и даже столетия.

Все стадии, через которые проходит хвостохранилище, и изменения, происходящие в хвостах, можно представить в виде ряда физико-химических моделей (табл. 1). Начальный процесс изменения 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, табл. 1). В качестве реагентов в данном 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 жидких хвостов на хвостохранилище они подвергаются воздействию гипергенных агентов (вода, кислород

воздуха и др.), так как происходит активное разбавление пульпы дождевыми и талыми водами. Пока горнорудное предприятие работает и сбрасывает отходы на хвостохранилище, оно действующее и сверху закрыто шламовым озером. Шламовые воды частично дренируют и уже в виде дренажных вод попадают в поверхностные и грунтовые. При создании критической ситуации 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, табл. 1). Далее хвосты десятилетиями находятся в сухом виде (III модель, табл. 1) 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 хвостохранилище в зависимости от развития горнорудной промышленности в районе и его возраста проходит все три стадии, а длительность стадий различна (см. табл. 1).

Следует отметить, что при создании физико-химических моделей учитываются и климатические факторы: годовое количество осадков — 570 мм, что составляет $0{,}15 \cdot 10^9$ кг воды, средняя скорость ветра — 25 м/с, температура воздуха, которая посезонно изменяется от –40 °С до +40 °С, и давление 1 атм.

Физико-химическое моделирование проводилось авторами для условий: T = +25 °С, общее давление 1 атм и соответствующего валового химического состава хвостов (табл. 2).

Модели были открыты к атмосфере. Химический состав атмосферы рассчитан по Хорну [5]. Состав 100 кг атмосферы в молях: O — 1414,847, C — 1,036, N — 5394,787. В расчетах учитывались 678 зависимых компонентов, из которых 365 растворённых частиц, 16 газов и 297 минералов и твердых растворов (наиболее вероятные гипогенные и гипергенные минералы) [6]. Коэффициенты активности рассчитывались по уравнению Дебая — Гюккеля в модификации Хельгесона [7]. Исходная термодинамическая информация (энергия Гиббса, энтальпия, энтропия, коэффициенты для уравнения теплоемкости) взяты из публикаций [8 — 13]. Если в сводках были указаны только логарифмы

Таблица 2

Валовый химический состав хвостов (в %)

Компонент	Состав хвостов		Компонент	Состав хвостов	
	СОФ	ЦОФ		СОФ	ЦОФ
SiO_2	67,00	62,60	MnO	0,16	0,13
TiO_2	0,16	0,41	P_2O_5	0,52	0,23
Na_2O	0,81	0,76	Cu	0,13	0,38
K_2O	1,12	1,75	Zn	0,25	0,11
CaO	1,29	0,35	Pb	0,32	0,03
MgO	1,50	0,65	As	0,20	0,69
Fe_2O_3+FeO	15,90	15,90	S	1,87	1,94
Al_2O_3	10,20	10,20			

констант устойчивости, то авторами были рассчитаны энергии Гиббса соответствующих комплексных соединений микроэлементов по формулам:

$$\Delta G^0_{298} = -0{,}001987 \text{ ккал/град} \cdot 298{,}15 \cdot 2{,}303K. \quad (1)$$

$$\Delta G^0_{298} = -\lg K \cdot 1{,}364. \quad (2)$$

ΔG^0_T можно определить по уравнению

$$\Delta G^0_T = \sum \Delta G^0_{T,\ \text{продуктов реакции}} - \sum \Delta G^0_{T,\ \text{реагентов}}, \quad (3)$$

где ΔG^0_T — стандартная свободная энергия образования компонента при температуре T (в кельвинах). ΔH^0_T и ΔS^0_T означают, соответственно, стандартную энтальпию и стандартную энтропию реакции.

Разнообразие зависимых компонентов и внутренняя согласованность термодинамической информации по ним обеспечивает надёжность полученных результатов, верификация которых проводилась по основному минеральному составу [1, 3].

Наиболее актуальной на данном этапе является III модель, так как в настоящее время в Комсомольском районе два хвостохранилища из трех осушены. Как показало моделирование, окисление сульфидов хвостов происходит в следующем порядке: халькопирит — пирит — сфалерит — галенит (СОФ) и халькопирит — сфалерит — галенит — пирит (ЦОФ). В результате этого из 1 кг хвостов в окружающую среду поступает большое количество тяжелых металлов (табл. 3).

Таблица 3

Количество элементов, выносимых из хвостов осушенных хвостохранилищ (мг/л)

Элемент	СОФ	ЦОФ
Fe	0,02	2,58
Cu	0,09	83,79
Zn	4227,00	212,00
Pb	415,20	384,60
S раствор.	312000,00	3693000,00

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, поскольку содержание кислорода с глубинной резко снижается. По экспериментальным данным, до 35 % сульфидов, находящихся при постоянном контакте с воздухом и при достаточном количестве влаги, окислится за 6 месяцев [14]. Толщину окисленного слоя можно получить, учитывая коэффициент диффузии кислорода, влажность и рыхлость хвостов, скорость растворения и последующего смыва дождевыми водами минералов, содержащихся в хвостах. Расчет показал, что ежегодно в гидросферу выносится до сотен тысяч тонн элементов (табл. 4).

Физикохимическое моделирование также позволило сделать прогноз на будущее. Полное окисление сульфидов хвостов на первом хвостохранилище при наиболее благоприятных для окисления условиях произойдёт за 210 лет. Медь из хвостохранилища в гидросферу будет поступать в течение 160 лет, цинк 205, свинец 210, а железо 200. Полное окисление сульфидов хвостов

Таблица 4

Ежегодное поступление элементов из хвостохранилищ в гидросферу (кг)

Элемент	СОФ	ЦОФ
Fe	6,95	294,35
Cu	31,29	9552,06
Zn	1469384,24	24168,00
Pb	144331,28	43844,40
S раствор.	108457034,00	421002000,00

на втором хвостохранилище при наиболее благоприятных для окисления условиях произойдёт за 170 лет. Загрязнение медью будет продолжаться в течение 30 лет, цинком — 160, а свинцом и железом около 170.

Литература

1. *Постникова В.П.* Минералогия зоны гипергенеза оловорудных месторождений Комсомольского района / В.П. Постникова, Л.К. Яхонтова. — Владивосток: ДВНЦ АН СССР, 1984. — 122 с.

2. *Яхонтова Л.К.* Минералы зоны гипергенеза / Л.К. Яхонтова, В.П. Зверева. — Владивосток: Дальнаука, 2007. — 164 с.

3. *Зверева В.П.* Экологические последствия гипергенных процессов на оловорудных месторождениях Дальнего Востока / В.П. Зверева. — Владивосток: Дальнаука, 2008. — 166 с.

4. *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.

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

6. *Яхонтова Л.К.* Основы минералогии гипергенеза / Л.К. Яхонтова, В.П. Зверева. — Владивосток: Дальнаука, 2000. — 336 с.

7. *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 standart 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.

8. *Карпов И.К.* Моделирование природного минералообразования на ЭВМ / И.К. Карпов, А.И. Киселев, Ф.А. Летников. — М.: Недра. — 1976. — 255 с.

9. *Allison J.D.* A geochemical assessment model for environmental systems: user's manual / J.D. Allison, D.S. Brown, K.J. Nova-Gradac. — Athens: Georgia, 1991.

10. *Johnson J.V.* SUPCRT92: 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. Geoscie, 1992. — Vol. 18. — P. 899 — 947.

11. *Shock E.L.* Correlation algorithms for ionic species and equation of state prediction to 5 Kb and 1000 °C / E.L. Shock, H.C. Hegelson // Geoch. Cosmoch. Acta. — 1988. — Vol. 52. — P. 2009 — 2036.

12. SUPCRT1992 — 1998. Database: http://zonvark.wustl.edu./geopig.

13. User's manual for Selector-A / D.I. Kulik et al. — Brooklyn—Kiev, 1997.

14. *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.

15. *Подуст А.Н.* Техногенные образования как источник загрязнения окружающей среды / А.Н. Подуст // Техноген-98. Вторая выставка и НТК по переработке техногенных образований (Екатеринбург, 10 — 13.02.98): офиц. каталог: тез. докл. / Координац. совет по реализации программы, ГНЦ, Урал. Институт металлов и др. — Екатеринбург, 1998. — С. 24 — 25.

УДК 622.271.332

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ ВЫСОТЫ УСТУПОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ ОТ ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ФАКТОРОВ

Г.Г. Саканцев, А.В. Смирнов

Одним из основных параметров глубоких карьеров является высота уступов, от которой зависят в той или иной степени многие параметры и показатели работы карьеров, включая тип, параметры и производительность горно-транспортного оборудования, параметры буровзрывных, выемочно-погрузочных и транспортных работ. Высота уступа — это основа всех параметров и показателей рабочей зоны, в том числе удельной длины активного фронта горных работ, углов откоса рабочих бортов, режима вскрышных и добычных работ, интенсивности горных работ и т. д. Основой установления целесообразной высоты уступа служит зависимость ее от основных определяющих факторов. Такая зависимость может быть установлена по разработанной взаимосвязи параметров и показателей рабочей зоны, а также зависимости угла откоса рабочего борта карьера от тех же параметров [1]:

$$Д = \frac{h_c t \left(B_{min} + h_y \mathrm{ctg}\alpha \pm h_y \mathrm{ctg}\beta\right)}{A\left(h_y - h_c t\right)}, \qquad (1)$$

$$\varphi = \mathrm{arcctg}\varphi \frac{\left(B_{min} + A\right) Д_а + B_{min}\left(1 - Д_а\right) + h_y \mathrm{ctg} d + \dfrac{h_y B_в}{L_в i_в}}{h_y}, \qquad (2)$$

где Д — удельная длина активного фронта горных работ;

h_c — скорость понижения горных работ, м/год;

t — норматив обеспеченности готовыми к выемке запасами горной массы;

h_y — высота уступа, м;

B_{min} — ширина минимальной рабочей площадки, м;

A — ширина выемочной заходки, м;

α — угол откоса уступа, град;

β — угол падения рудного тела;

$B_в$ — ширина вскрывающих выработок (съездов) в рабочей зоне карьера, м;

$h_в$ — протяженность уступа или его части, вскрываемой одной выработкой (съездом), м;

$i_в$ — руководящий уклон съезда.

Разрешив зависимость (2) относительно удельной длины активного фронта $Д_а$, получим зависимость:

$$Д_а = \frac{h_у \mathrm{ctg}\varphi - B_{\min} - h_у \mathrm{ctg} d - \dfrac{h_у B_b}{l_b i_b}}{A}. \qquad (3)$$

В свою очередь, приравняв правую часть выражения (1) к правой части зависимости (3) и разрешив полученное выражение относительно высоты уступа, получим ее зависимость от определяющих технологических параметров горных работ, включая угол откоса рабочего борта

$$h_у = \frac{B_{\min} + h_с t \mathrm{ctg}\varphi - h_с t B_b / h_в i g \pm h_с t \mathrm{ctg}\beta}{\mathrm{ctg}\varphi - \mathrm{ctg}\alpha - \dfrac{B_в}{L_в i_в}}. \qquad (4)$$

При этом для каскадной схемы формирования рабочей зоны $B_{\min} = B_{тр}$, для тупиковой $B_{\min} = \left(\dfrac{h_у}{h_э}\dfrac{K_р}{K_ф}\right)A$, для сквозной $B_{\min} = \left(\dfrac{h_у K_р}{h_э K_ф}\right)A + B_{тр}$. Но в тупиковой и сквозной схемах в выражение минимальной ширины рабочей площадки входит высота уступа $h_у$, которая является искомым параметром. Наиболее простым способом разрешения этой проблемы является использование положений Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом [2], согласно которым высота уступа (максимально возможная по условиям безопасности) может изменяться от $h_у = h_э$ до $h_у = 1{,}5\ h_э$ ($h_э$ — максимально возможная высота черпания экскаватора). Исходя из этого отношение $h_у$ к $h_э$ можно заменить относительным коэффициентом высоты уступа $K_у$, изменяющимся от 1 до 1,5. Тогда для тупиковой схемы $B_{\min} = \left(\dfrac{K_у K_р}{K_ф} - 1\right)A$, для сквоз-

ной $B_{\min} = \left(\frac{K_{\text{у}} K_{\text{р}}}{K_{\text{ф}}} - 1 \right) A + B_{\text{тр}}$.

Задавшись различными значениями определяющих факторов, можно установить степень их влияния на высоту уступа. В качестве исходных данных для расчетов принят массив параметров и показателей, отражающих прогнозируемые условия работы глубоких карьеров (табл. 1). В результате исследования зависимости высоты уступов от определяющих факторов, представленных в табл. 1, установлена степень их влияния, которая приведена в табл. 2 и на рис. 1.

Согласно полученным данным, наибольшее влияние на высоту уступа оказывает угол откоса рабочего борта, параметры и показатели буровзрывных работ (ширина выемочной заходки, коэффициенты разрыхления взорванной горной массы и формы развала), коэффициент высоты уступа и ширина транспортных площадок. Кроме того, к этим факторам относится объем строительно-дорожных работ как функция переменный высоты искомого параметра — самой высоты уступа. Как видим, высота уступа является функцией параметров и показателей фактически всех технологических процессов открытых горных работ. Все они оказывают прямое или косвенное влияние на затраты производства. Поэтому объективная оценка высоты уступа может быть сделана на основе определения суммарных затрат на выполнение указанных выше процессов с отражением влияния на затраты углов откоса рабочих бортов.

Исходя из изложенного целесообразная высота уступа может быть установлена путем минимизации приведенных затрат $З_{\text{пр}}$, определяемых по условию

$$З_{\text{пр}} = \sum \frac{\left(C_{\text{бв}} + C_{\text{вп}} + C_{\text{сд}} + C_{\text{т}} \gamma S_t \right) V_t}{(1+E)^t} \to \min, \qquad (5)$$

где $C_{\text{бв}}$, $C_{\text{вп}}+C_{\text{сд}}$ — соответственно, себестоимость буровзрывных, выемочно-погрузочных, дорожно-строительных работ; руб/м^3;

C_t — себестоимость 1 тонн перевозки горной массы в t-м году, руб.;

S_t — расстояние транспортирования горной массы в t-м году, км;

V_t — объем вскрышных работ в t-м году, м^3;

γ — плотность горной массы, т/м^3.

Таблица 1

Массив исходных данных для исследования высоты уступов

Фактор	Условное обозначение	Принятое значение		
		min	среднее	max
Ширина выемочной заходки, м	A	15	25	35
Коэффициент разрыхления	$K_р$	1,1	1,25	1,4
Коэффициент формы развала	$K_ф$	0,6	0,7	0,8
Коэффициент высоты уступа	$K_у$	1,0	1,25	1,5
Скорость понижения горных работ, год	$h_с$	10	15	20
Угол откоса рабочего борта, град	φ	15	20	25
Угол откоса уступа, град	α	60	70	80
Ширина транспортной площадки, м	$B_{тр}$	10	20	30

Таблица 2

Зависимость высоты уступа от определяющих факторов

Фактор	Сквозная схема			Тупиковая схема			Каскадная схема		
	X_{min}	$X_{ср}$	X_{max}	X_{min}	$X_{ср}$	X_{max}	X_{min}	$X_{ср}$	X_{max}
Угол откоса борта φ	15,4	21,8	29,1	9,5	13,4	17,9	5,3	8,9	10,6
Ширина выемочной заходки A	16,6	21,8	26,9	8,2	13,4	18,6	8,9	8,9	8,9
Коэфф. высоты уступа $K_у$	17,1	21,8	26,5	8,7	13,4	18,1	8,9	8,9	8,9
Коэфф. разрыхления $K_р$	20,6	21,8	24,6	12,5	13,4	16,2	8,9	8,9	8,9
Коэфф. формы развала $K_ф$	25,7	21,8	18,9	17,3	13,4	10,5	8,9	8,9	8,9
Угол откоса уступа α	24,2	21,8	20,0	15,0	13,4	12,2	10,0	8,9	8,6
Скорость понижения горных работ $h_с$	21,6	21,8	21,9	13,2	13,4	13,5	8,7	8,9	9,0
Ширина транспортной площадки	17,6	21,8	26,0	13,4	13,4	13,4	4,7	8,9	13,0

Для определения целесообразной высоты уступов по условию (5) должны быть установлены зависимости себестоимости буровых, взрывных, выемочно-погрузочных и дорожно-строительных работ, а также углов откоса рабочих бортов от высоты уступов и других определяющих факторов.

Таким образом, с целью определения целесообразной высоты уступа по условию (4) должна быть установлена зависимость углов

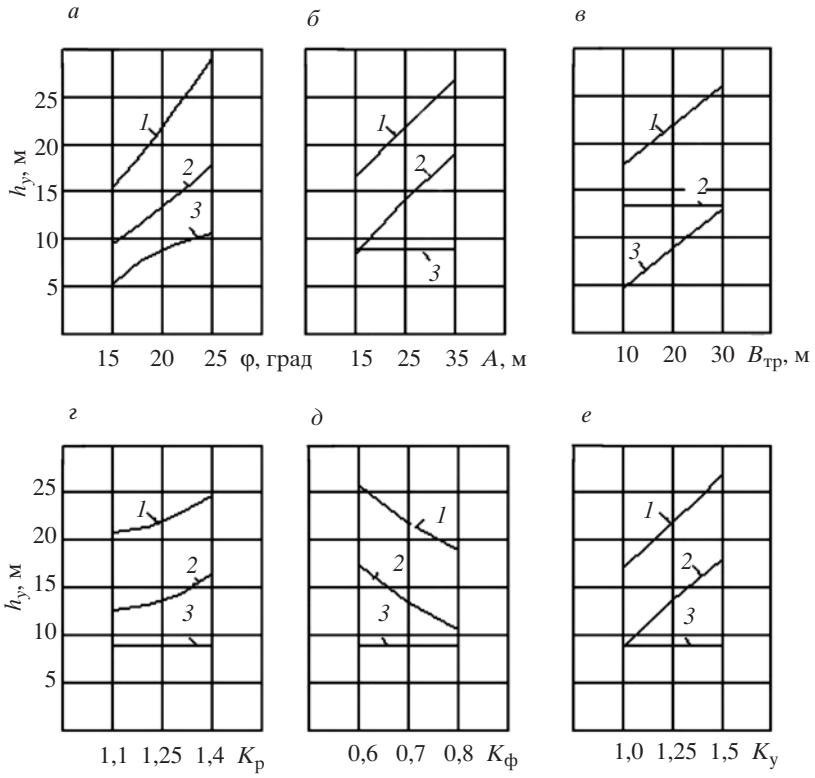


Рис. 1. Зависимость высоты уступа от:
а — угла откоса рабочего борта; *б* — ширины выемочной заходки; *в* — ширины транспортной площадки; *г* — коэффициента разрыхления взорванной горной массы; *д* — коэффициента формы развала; *е* — коэффициента высоты уступа; *1* — сквозная схема, *2* — тупиковая схема; *3* — каскадная схема

откоса рабочих бортов от указанных определяющих факторов. Зависимость углов откоса рабочих бортов от определяющих факторов рассчитывается по условию (2), а входящая в него удельная длина активного фронта горных работ — по условию (1).

В результате проведенных исследований установлены зависимости углов откоса рабочих бортов от определяющих факторов для сквозной, тупиковой и каскадной технологических схем при условиях $K_у = 1$, то есть при соответствии (равенстве) высоты уступа максимально возможной высоте черпания экскаватора, и при условии $K_у = 1{,}5$ — высоте уступа, равной полуторной высоте черпания экскаваторов (рис. 2 и 3).

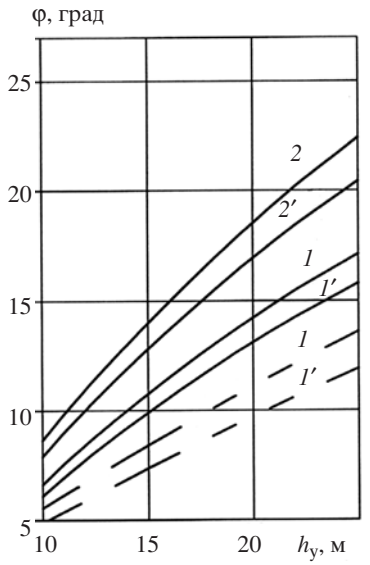


Рис. 2. Зависимость угла откоса рабочего борта от высоты уступа при сквозной схеме формирования рабочей зоны:
— $K_у$ = 1; – – $K_у$ = 1,5; *1*, *1′* — $K_ф$ = 0,5; *2*, *2′* — $K_ф$ = 0,75; *1*, *2* — *A* = 12,5 м; *1′*, *2′* — *A* = 25 м

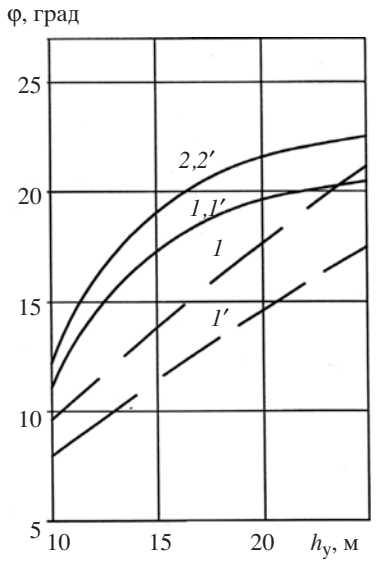


Рис. 3. Зависимость угла откоса рабочего борта от высоты уступа при тупиковой схеме формирования рабочей зоны:
— $K_у$ = 1; – – $K_у$ = 1,5; *1*, *1′* — $K_ф$ = 0,5; *2*, *2′* — $K_ф$ = 0,75; *1*, *2* — *A* = 12,5 м; *1′*, *2′* — *A* = 25 м

Углы откоса рабочих бортов карьеров в сквозной и тупиковой схемах в наибольшей степени зависят от высоты уступов, ширины выемочных заходок и коэффициента формы развала взорванной горной массы. С увеличением высоты уступа и коэффициента формы развала угол увеличивается, а с увеличением ширины выемочной заходки и коэффициента высоты уступа — уменьшается. Наибольшее увеличение углов обеспечивает увеличение высоты уступов. В среднем увеличение высоты уступа на 1 м ведет к увеличению углов на 0,8 — 1,0 град, увеличение коэффициента формы развала на 0,1 ведет к увеличению углов на 8 — 20 %. Увеличение ширины выемочной заходки на 1 м ведет к уменьшению углов с 0 до 0,5 град. Такое уменьшение угла откоса рабочего борта при увлечении ширины выемочной заходки вызвано тем, что ее увеличение происходит интенсивнее, чем уменьшение удельной длины активного фронта горных работ. В свою очередь, при высо-

те уступа, равной высоте черпания экскаватора ($K_у$ = 1), угол откоса имеет более высокие значения, чем при высоте уступа, принятой при $K_у$ = 1,5. Это различие выражается в 1,5 — 2,5. Оно обусловлено более интенсивным увеличением ширины развала взорванной горной массы и, соответственно, ширины рабочей площадки по сравнению с увеличением коэффициента высоты уступа.

При широко применяемых в настоящее время экскаваторах с максимальной высотой черпания 14 — 18 м и при эффективном сочетании других определяющих факторов максимально возможное значение углов откоса рабочих бортов в сквозной схеме может доходить до 17 — 19°, в тупиковой до 22 — 27°.

В каскадной схеме угол откоса рабочего борта в основном зависит от высоты уступа и от ширины транспортной площадки, но практически не зависит от других факторов, влияние которых нейтрализуется возможностью размещения развала взорванной горной массы на нескольких уступах. В среднем увеличение высоты уступа на 1 м ведет к увеличению угла откоса рабочего борта на один процент и более и при высоте уступа $h_у$ = 15 м составляет 18 — 19°, при $h_у$ = 20 м 22 — 24°, при $h_у$ = 25 м 28 — 30° и т. д. При этом данная схема в отличие от сквозной и тупиковой схем позволяет оптимизировать параметры и показатели буровзрывных работ (ширину выемочной заходки, параметры развала взорванной горной массы, ее грансостав, расход ВВ и др.) практически без уменьшения угла откоса рабочего борта.

Таким образом, высота уступа зависит от значительного числа параметров и показателей буровзрывных, выемочно-погрузочных дорожно-строительных работ, а также от угла откоса рабочего борта карьера. Поэтому целесообразную высоту уступа можно определить только на основе комплексной стоимостной оценки данных процессов и технологий (факторов). При этом целесообразное значение высоты уступа может быть определено на основе решения целевой функции, в которой себестоимость буровых, взрывных и дорожно-строительных работ, а также углы откоса рабочих бортов представлены зависимостями определяющих их факторов, включая высоту уступа.

Литература

1. *Саканцев Г.Г.* Внутреннее отвалообразование на глубоких рудных карьерах / Г.Г. Саканцев. — Екатеринбург: УрО РАН. — 2008. — 225 с.

2. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом: утв. Госгортехнадзором России 09.09.02. № 57. — М.: Госгортехнадзор, 2002. — 96 с.

УДК 622.271.35

О РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРАХ АВТОМОБИЛЬНЫХ ОТВАЛОВ

Н.А. Свещинская

Современные отечественные карьеры по добыче большинства видов минерального сырья, особенно черных и цветных металлов, характеризуются большой глубиной и значительными объемами вскрышных пород. Коэффициент вскрыши на отечественных карьерах в среднем в четыре раза выше, чем на карьерах в основных добывающих странах [1]. В будущем ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений открытым способом приведет к дальнейшему увеличению средних коэффициентов вскрыши и, следовательно, к увеличению объемов отвалов и занимаемых ими подотвальных площадей. Это повлечет за собой еще большее увеличение затрат на отвалообразование (в основном транспортное), а также затрат, связанных с отчуждением занимаемых отвалами земель.

Основой снижения общих затрат на отвалообразование является совершенствование технологических схем формирования отвальных массивов на основе оптимизации их параметров с учетом минимизации транспортных затрат и затрат, связанных с выплатами за отведенную под отвалы землю.

Вариативность факторов, влияющих на затраты, связанные с транспортированием горной массы от мест погрузки в карьере до мест разгрузки на отвале, анализ их взаимосвязи исследовались для установления оптимальных параметров отвала. За критерий был взят минимум транспортных расходов, так как они составляют около 90 % в общих затратах на отвалообразование. Базой послужили исследования, проведенные в Унипромеди с участием автора и опубликованные в [2]. Установлено, что существенное влияние на транспортную работу по перемещению породы в пределах отвала оказывают его форма и размеры в плане отвала и ярусов. Существуют формы с соотношением размеров яруса в плане, обеспечивающие минимальное средневзвешенное расстояние транспортирования породы по поверхности ярусов и, следовательно, минимальную транспортную работу при формировании отвала. Доказано, что оптимальная форма отвала — прямоугольная с соотношением сторон от 1:1,5 до 1:2.

Близка к ней эллиптическая форма, при которой транспортные затраты больше лишь на 4 %. Влияние формы и соотношения размеров в плане на землеемкость (при прочих равных условиях) незначительно.

Важными параметрами являются высота отвала, количество и высота ярусов, которые определяют транспортные затраты в процессе отвалообразования, и площадь занимаемых земель. С увеличением высоты отвалов (особенно одноярусных) резко снижается расстояние транспортирования породы по поверхности ярусов, но возрастает средневзвешенное расстояние подъема породы на отвал, что увеличивает транспортные расходы. Наибольшие затраты приходятся на одноярусные отвалы большой высоты.

Несмотря на то, что в предыдущих исследованиях [2] для определения оптимальных значений высоты отвалов ($H_о$), количества ярусов ($N_я$) и их высоты, а также соотношения сторон основания отвалов (m) были разработаны весьма детальные алгоритмы решения задачи, они не нашли применения в практике проектирования из-за их громоздкости и трудоемкости подготовки исходной информации. На сегодняшний день важным недостатком этих исследований является отсутствие учета ценности земли при выборе оптимальной высоты отвала. Чтобы исправить это положение, на основе разработанных алгоритмов было проведено экономико-математическое моделирование оптимальных параметров отвалов с объемами от 10 до 300 млн. м^3, количеством ярусов от 1 до 6 с соотношением сторон от 1:1 до 1:2. Угол откоса отвала принят 38°. Методами статистического анализа получены следующие зависимости, позволяющие определять высоту, количество ярусов, а также рациональное соотношение сторон основания отвала:

$$H_о = 3{,}5V_о^{0{,}52}, \text{ м} \qquad (1)$$

где $H_о$ — оптимальная высота отвала по условиям минимизации текущих затрат на его возведение, м;

$V_о$ — объем отвала, млн. м^3;

$$r_н = 0{,}936;\ \sigma_н = 5{,}6\ \%\ ;\ F_о = 11{,}3.$$

$$N_я = 0{,}6 + 0{,}04H_о, \text{ м}, \qquad (2)$$

где $N_я$ — оптимальное количество ярусов отвала;

$$r_N = 0{,}902;\ \varepsilon_N = 15{,}6\ \%;\ F_N = 7{,}0.$$

$$m = 2{,}1 - 0{,}01H_{\text{о}}, \qquad (3)$$

где $r_m = 0{,}893$; $\varepsilon_m = 13{,}9$ %; $F_m = 5{,}8$;

$r_{\text{н}}$, r_N, r_m, $\sigma_{\text{н}}$, ε_N, ε_m, $F_{\text{о}}$, F_N, F_m — соответственно, корреляционное отношение, среднеквадратическое отклонение и критерий Фишера для высоты, количества ярусов и соотношения сторон основания отвала.

Полученные зависимости с достаточно высокой достоверностью позволяют определять оптимальные значения основных параметров автомобильно-бульдозерных отвалов при низкой ценности земли. Однако недоучет влияния ценности земли при выборе оптимальных параметров отвала может привести к нежелательным последствиям.

Анализ использования земельных отводов карьеров страны показал, что одним из основных источников нарушаемых земель являются не карьеры, а внешние отвалы. При глубине открытых горных работ 500 — 1000 м площадь отвала превышает площадь карьера в 4 — 7 раз [3]. Уменьшение подотвальных площадей, обоснование оптимальной высоты отвала для земель разной ценности, а также обоснование экономической целесообразности увеличения высоты имеющихся отвалов в период доработки карьера вместо расширения площади отвалов за счет изъятия новых земель с учетом фактора времени стало целью дальнейших исследований. Разработан экспресс-метод, который с достаточной достоверностью позволяет определить оптимальную высоту отвала заданного объема с учетом цены на отчуждаемую земельную площадь (в нее включена защитная зона [4]):

$$H_{\text{о}} = 2{,}7V_{\text{о}}^{0{,}52}\text{Ц}^{0{,}18}t^{0{,}21},\ \text{м}, \qquad (4)$$

$$\sigma_{\text{н}} = 6{,}7\ \%;\ R = 0{,}883;\ F = 20{,}9;$$

Ц — затраты, связанные с изъятием земли под отвалы, цена от 1 до 30 тыс. $;

t — средний лаг между изъятием земли и ее возвратом для последующего использования, лет.

Большое влияние на расстояние транспортирования по поверхности ярусов оказывают схемы движения автосамосвалов от мест въезда на отвал до мест разгрузки. Веерная схема обеспечивает наикратчайшее расстояние транспортирования от

въезда на ярус до места разгрузки, однако ее реализация затруднена, так как невозможно поддерживать всю поверхность отвала в пригодном для проезда состоянии. Прямоугольная схема приводит к увеличению расстояния транспортирования на 10 — 30 %, кольцевые схемы увеличивают его в 1,5 — 3,5 раза. Наиболее рациональна комбинированная схема, при которой от места въезда на поверхность яруса автосамосвалы следуют по основным дорогам, затем, до места разгрузки, по вспомогательным. Расстояние транспортирования породы по комбинированной схеме, при расположении основных дорог с оптимальными углами, приближается к наиболее выгодной — веерной схеме. Технико-экономический анализ показал, что оптимальный угол основных дорог в плане с учетом оптимального соотношения сторон при комбинированной схеме движения автосамосвалов составляет 45°.

Рациональный порядок формирования отвала часто выбирается на основе экономического сравнения вариантов с учетом их преимуществ и недостатков. Например, отсыпка отвала одним ярусом до проектной высоты увеличивает транспортные расходы на 6 — 8 % за счет переподъема при высоте яруса более 30 м. Последовательная отсыпка ярусов имеет следующие преимущества: минимальные транспортные затраты за счет рациональной схемы движения автосамосвалов по поверхности ярусов, возможность формирования отвала с любым заданным углом откоса в рабочем и предельном положении, упрощение организации работ и уменьшение затрат, связанных с выполаживанием откосов для последующей рекультивации. Недостатком является то, что рекультивационные работы, как правило, можно начинать только после окончания отсыпки отвала. При параллельной отсыпке ярусов преимуществом является возможность регулирования расстояния транспортирования пород по мере отсыпки отвала, а недостатком — невозможность реализации рациональных схем движения автосамосвалов по поверхности ярусов, что влечет за собой увеличение транспортных затрат на 25 — 30 %. Интерес представляет комбинированная схема отсыпки ярусов, которая предусматривает различные сочетания первых трех, что позволяет уменьшить влияние недостатков, присущих второй и третьей схемам, хотя увеличивает транспортные затраты по сравнению со второй. Ее вариант был предложен и внедрен нами при проектировании отвалов на Джусинском карьере. Его особенностью является то, что последующий ярус начинает воз-

водиться сразу после того, как транспортные затраты на его формирование становятся равными затратам на перевозку породы на предыдущий ярус, а временно прекращенная отсыпка предыдущего яруса в дальнейшем возобновляется с высоты последующего яруса.

При корректировке горно-транспортной части ТЭО строительства горно-обогатительного комплекса на базе Джусинского месторождения использованы результаты исследований по оптимизации высоты отвалов и количества ярусов, которые позволили изменить проектные решения, разработанные институтом «Гипроруда». Количество ярусов скальных пород с 4 уменьшено до 2, их высота 2 — 12 и 12 м изменена на 6 — 21 и 20 м. Количество ярусов рыхлых пород изменено с 2 на 3, их высота с 10 — 14 изменена на 10 м.

Литература

1. Место России в минерально-сырьевой базе мира // Минеральные ресурсы России. — 1995. — № 6. — С. 4 — 5.

2. Пособие по проектированию автомобильных отвалов: утв. Минметом 07.06.90. № 41-2-9/2 — М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1990. — 88 с.

3. *Михайлов А.М.* Охрана окружающей среды при разработке месторождений открытым способом / А.М. Михайлов. — М.: Недра, 1981. — 183 с.

3. Санитарно-эпидемиологические правила и нормативы: СанПин 2.2.1/2.1. 1200 — 03 Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов: утв. Главным санитарным врачом РФ 3 марта 2003 г. — Дата введения: 15 июня 2003 г.

УДК 622.271.3

ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЕКТНОЙ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА НА ОСНОВЕ МГНОВЕННЫХ СТАТИСТИЧЕСКИХ РАСПРЕДЕЛЕНИЙ

А.С. Семенов

На определение глубины карьера оказывают влияние геологические и технико-экономические данные. Эта информация имеет вероятностный характер, так как погрешность определения запасов полезного ископаемого обусловлена степенью их разведанности, а погрешность используемых в расчетах техни-

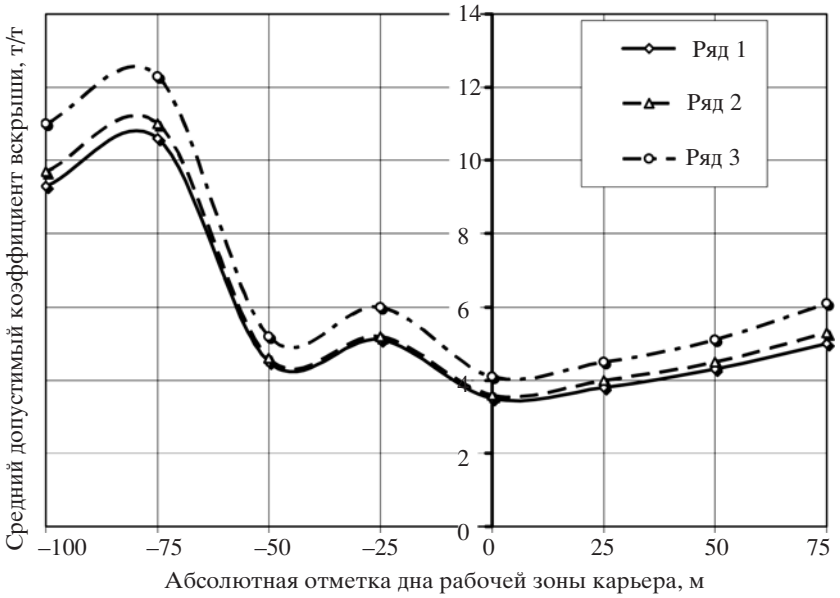


Рис. 1. График изменения допустимого среднего коэффициента вскрыши с глубиной карьера

ко-экономических данных определяется уровнем их соответствия реальным условиям разработки месторождения. Поэтому при определении возможной глубины карьера и при оценке надежности полученного значения, необходимо использовать вероятностные методы.

Проведем оценку надежности определения глубины карьера на основе мгновенных статистических распределений. Методику оценки надежности определения проектной глубины карьера рассмотрим на примере рудного месторождения, где соотношение вскрыши и руды при увеличении конечной глубины карьера представлено на рис. 1, табл. 1, а глубина карьера определяется по методу А.И. Арсентьева — допустимому среднему коэффициенту вскрыши [1]. В силу случайного характера величины запасов руды, находящихся в контуре карьера, средний коэффициент вскрыши по месторождению может принимать значения от минимального до максимального. Доверительный интервал его изменения будет зависеть от относительной средневзвешенной

Таблица 1

Допустимый средний коэффициент вскрыши для 3 вариантов прогнозируемой ценности руды, добываемой в карьере

Вариант	Абсолютная отметка дна рабочей зоны карьера, м							
	+75	+50	+25	0	–25	–50	–75	–100
1	5,0	4,3	3,8	3,5	5,1	4,5	10,6	9,3
2	5,3	4,5	4,0	3,6	5,2	4,6	11,0	9,7
3	6,1	5,1	4,5	4,1	6,0	5,2	12,3	11,0

ошибки подсчета запасов (ε). Примем значение запасов, рассчитанное по данным геологической разведки без учета возможных ошибок за математическое ожидание (P), тогда можно рассчитать границы доверительного интервала среднего коэффициента вскрыши, его математическое ожидание.

$$\overline{n}_{\text{ср}} = \frac{\overline{Q} - \overline{P}}{\overline{P}}, \qquad (1)$$

где $\overline{Q}$ — объем горной массы в рассматриваемых контурах карьера.

Минимальное и максимальное значения доверительного интервала

$$n_{\text{ср}} = \frac{\overline{Q}}{\overline{P}\,(1-\varepsilon)} - 1. \qquad (2)$$

Изменение допустимого среднего коэффициента вскрыши с глубиной обусловлено повышением затрат на добычу и вскрышу и изменением коэффициента (λ), так как с понижением горных работ усложняются условия открытой разработки месторождений доверительный интервал его изменения будет зависеть от предельной относительной ошибки (δ) определения допустимого среднего коэффициента вскрыши. Минимальное и максимальное значения этого доверительного интервала

$$\overline{n}_{\text{ср,д}} = \overline{n}_{\text{ср}}(1 \pm \delta), \qquad (3)$$

где $\overline{n}_{\text{ср}}$ — математическое ожидание допустимого среднего коэффициента вскрыши, т/т;

δ — предельная относительная ошибка.

Предельную относительную ошибку допустимого среднего коэффициента вскрыши можно определить по формуле (4)

$$\delta = 3\sigma_{\text{ср.д}}, \qquad (4)$$

где $\sigma_{\text{ср.д}}$ — относительное среднеквадратическое отклонение $n_{\text{ср.д}}$.

$$\sigma_{\text{ср.д}} = \sqrt{\left(\frac{\partial n_{\text{ср.д}}}{\partial n_r}\right)^2 \sigma_{nr}^2 + \left(\frac{\partial n_{\text{ср.д}}}{\partial \lambda}\right)^2 \sigma_{\lambda}^2 + \left(\frac{\partial n_{\text{ср.д}}}{\partial \mu}\right)^2 \sigma_{\mu}^2}, \qquad (5)$$

где σ_{nr}; σ_{λ}; σ_{μ} — относительные среднеквадратичные отклонения граничного коэффициента вскрыши, коэффициента неравномерности вскрышных работ, доли пород, вынимаемых в период строительства карьера, соответственно.

Частные производные при этом вычисляют для $\overline{n}_r$, $\overline{\lambda}$, $\overline{\mu}$.

Определяющее значение при оценке надежности определения проектных параметров карьера имеет установление закона распределения используемых в расчетах показателей. Установлена тенденция отклонения закона распределения запасов полезного ископаемого от нормального. Это объясняется наличием систематической погрешности в методе определения подсчета запасов. На первом этапе оценки можно воспользоваться законом нормального распределения ошибок геологических показателей и погрешность определения среднего коэффициента вскрыши считать соизмеримой с погрешностью подсчета запасов, а также воспользоваться законом нормального распределения технико-экономических показателей и считать все ошибки случайными. Тогда пересечение доверительных интервалов изменения величин $n_{\text{ср}}$ и $n_{\text{ср.д}}$ образуют область, которая представляет собой множество всех допустимых решений по определению конечной глубины карьера ($H_{\text{к}}$) в зависимости от их изменения. Рациональному проектному решению будет соответствовать допустимый риск в выборе окончательного контура карьера.

В теории статистических решений данную проблему можно решить с помощью методов условной и безусловной оптимизации. Использование классических критериев оптимальности (минимакса, Гурвица, Сэвиджа, Байеса, Неймана — Пирсона и др.) [2] обеспечивает возможность исследовать границы множества допустимых проектных решений, тогда как рациональное

решение может соответствовать точке, находящейся внутри этого множества.

Для учета совместного влияния рассматриваемых факторов на значение глубины карьера наиболее рационально использовать подход, который основан на теории многомерных функций распределения, где совокупность независимых нормальных случайных величин $n_{ср}$ и $n_{ср.д}$ можно представить плотностью вероятности двухмерного нормального распределения

$$f_H = \frac{1}{2\pi\sigma_{ср}\sigma_{ср.д}} e^{-\frac{1}{2}\left[\frac{\left(n_{ср}-\overline{n}_{ср}\right)^2}{\sigma_{ср}^2}+\frac{\left(n_{ср.д}-\overline{n}_{ср.д}\right)^2}{\sigma_{ср.д}^2}\right]}, \qquad (6)$$

где $\sigma_{ср}$ — относительное среднеквадратическое отклонение среднего коэффициента вскрыши.

Значение плотности распределения в точке пересечения $\overline{n}_{ср}$, $\overline{n}_{ср.д}$

$$f_H = \frac{1}{2\pi\sigma_{ср}\sigma_{ср.д}},$$

$$f_H = \frac{1}{2\cdot 3{,}14\cdot 0{,}150\cdot 0{,}084} = 12{,}63. \qquad (7)$$

Полученная плотность распределения конечной глубины карьера показывает, что для данных условий возможные значения глубины карьера распределены по закону, близкому к нормальному. Воспользовавшись плотностью вероятности нормального распределения

$$f_H = \frac{1}{\sigma_H\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left[\frac{\left(H_к-\overline{H}_к\right)^2}{\sigma_н^2}\right]}, \qquad (8)$$

можно определить среднеквадратичную погрешность (σ_H) глубины карьера. При $H_к = \overline{H}_к$ плотность распределения конечной глубины карьера

$$f_H = \frac{1}{\sigma_H\sqrt{2\pi}}. \qquad (9)$$

Таблица 2

Взаимосвязь абсолютных отметок дна карьера и уровня риска

Отклонение от $H_к$	Уровень риска, %	Абсолютная отметка дна карьера по десяти разрезам, м									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$-3\sigma_H$	0	68	39	–39	–102	–90	**–107**	–79	–56	–41	–25
$-2\sigma_H$	2,3	65	36	–44	–107	–95	**–113**	–84	–61	–47	–30
σ_H	15,9	64	27	–46	–113	–101	**–119**	–89	–65	–54	–35
0	50,0	62	25	–50	–119	–106	**–125**	–94	–70	–60	–40
$+\sigma_H$	84,1	60	23	–54	–124	–112	**–131**	–99	–74	–62	–45
$+2\sigma_H$	97,7	57	21	–58	–130	–117	**–136**	–104	–79	–73	–50
$+3\sigma_H$	100	55	19	–62	–135	–123	**–142**	–109	–84	–79	–55

Так как значения $f(H_к)$ нам известны из проведенных ранее расчетов плотности распределения $f_H(\overline{n}_{ср}, \overline{n}_{ср.д})$, то, используя формулу (9), можно рассчитать среднеквадратичную погрешность определения глубины карьера

$$\sigma_H = \frac{1}{f_H\sqrt{2\pi}} = \frac{1}{12,63\sqrt{2\cdot 3,14}} = 0,031.$$

Взаимосвязь конечной глубины карьера и уровня риска представлена в табл. 2, рис. 2.

Наибольшую опасность с точки зрения эффективности горного производства представляет неподтверждение запасов в отрицательную сторону. Как видно из рассматриваемого примера, это неподтверждение ведет к занижению возможной глубины разработки. Риск невыполнения проектного решения по глубине карьера

$$R = \frac{\int_{H_0}^{H_i} f_H(H_к)\,dH_к}{\int_{H_0}^{H} f_H(H_к)\,dH_к}, \qquad (10)$$

где H_0, H — возможные значения глубины карьера;

H_i — принятое проектное значение глубины карьера.

Окончательное решение о приемлемом значении глубины карьера должно приниматься с учетом психологических и эконо-

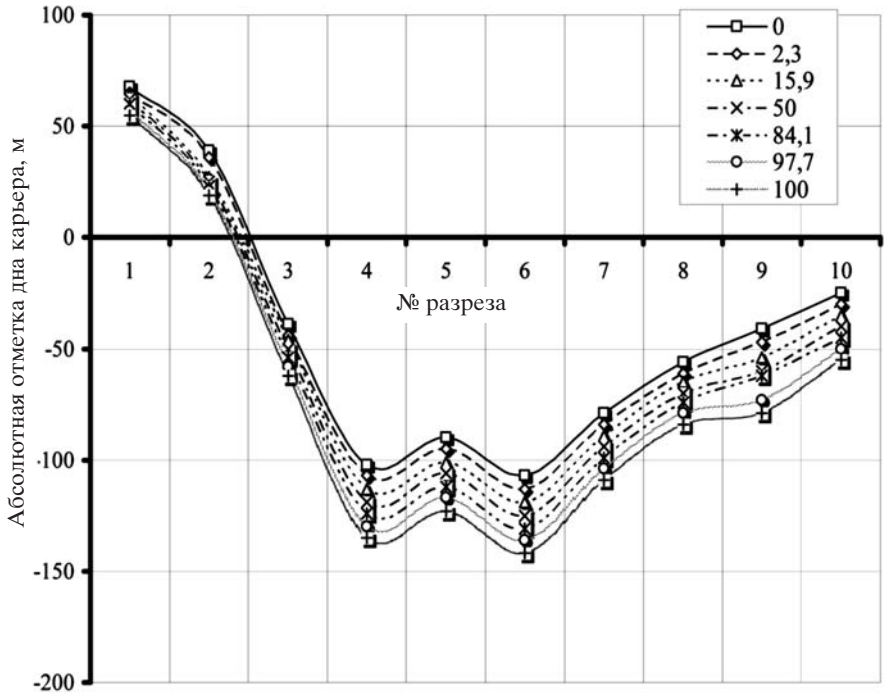


Рис. 2. График изменения глубины карьера по разрезам для различных значений уровня риска

мических факторов. Погрешность запасов полезного ископаемого равновероятны как в отрицательную, так и в положительную сторону, поэтому при проектировании наиболее целесообразно определять два значения конечной глубины карьера с соответствующими им техническими решениями: первую глубину с риском менее 50 %, вторую с риском более 50 %. При этом первоначально отработку месторождения следует вести в границах с первым значением глубины карьера. В случае, если в процессе отработки месторождения выяснится, что запасы полезного ископаемого подтверждаются в положительную сторону, то необходимо перейти на вторую или близкую к ней глубину карьера.

При определении надежности принимаемой глубины открытых разработок на основе совместного учета погрешностей геологических и технико-экономических данных можно получить

более эффективную, т. е. обладающую меньшей мерой случайного разброса относительно истинного значения, оценку, чем с точки зрения учета только геологических или только технико-экономических данных.

Литература

1. *Арсентьев А.И.* Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков. — М.: Недра, 1994.
2. *Hill J.H.* Geological and economical estimate of mining projects / J.H. Hill. — London, 1993.

УДК 622.271(075.83)

УЧЕТ ДИНАМИКИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ПАРАМЕТРОВ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИХ БОРТОВ

Г.А. Холодняков, П.В. Андриевский

Открытая разработка крутопадающих месторождений характеризуется нестабильными текущими объемами вскрыши, которые в ряде случаев могут превышать среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши на 50 — 60 %, и необходимостью их регулирования. Технологии и способы регулирования могут быть различными. Известны такие способы, как изменение ширины рабочей площадки, регулирование интенсивности ведения горных работ на участках рабочих бортов карьера, применение системы разработки с поперечными заходками, а также способы, характеризующиеся оставлением в рабочей зоне карьера участков временно нерабочего борта (ВНБ).

Основные части проекта открытой разработки месторождения, которые определяют режим горных работ и при регулировании эксплуатационного коэффициента вскрыши остаются неизменными: глубина карьера и его граничный контур, схема вскрытия карьерного поля и система разработки, производительность карьера по полезному ископаемому, порядок разработки месторождения и направление углубки горных работ. Регулирование вскрышных работ при условии, что все эти элементы определены или заданы, остается возможным лишь при изменении угла наклона рабочего борта (или, как отмечалось ра-

нее, ширины рабочей площадки), формы рабочего борта (ломаный профиль борта с оставленными ВНБ) и при оставлении в рабочей зоне карьера целиков ВНБ.

Выбор технологии регулирования текущих объемов вскрыши обусловливается получением максимальной прибыли от работы карьера. Динамику текущих объемов вскрыши целесообразно анализировать с использованием графика календарного плана горных работ $V = f(T)$ или $V = f(H)$ в зависимости от решаемой задачи (T и H, соответственно, год работы карьера и глубина разработки). Применение различных технологий регулирования обеспечивает соответственно разные результаты динамики вскрышных объемов. Принятие конечного решения о способе стабилизации при проектировании карьеров осуществляется по методу сравнения вариантов изменения вскрышных объемов, а значит и сравнения показателей экономических эффектов разработки месторождения по каждому из этих вариантов. Это позволяет сделать вывод о том, что определение параметров участков ВНБ следует начинать с приведения календарного плана горных работ к оптимальному виду, т. е. с получения некоторой последовательности вскрышных объемов, обеспечивающей максимальный экономический эффект. Поиск такого решения предлагается осуществлять с помощью метода, основанного на использовании графика минимальных текущих объемов вскрыши [1], который заключается в трансформации исходного графика $V(f) = T$, характеризующего залегание полезного ископаемого, форму конечного контура карьера, систему разработки месторождения, направления развития горных работ и ряда других особенностей карьера, влияющих на форму и возможности усреднения графика текущих вскрышных объемов.

Эффективность определения параметров ВНБ при помощи найденного рационального графика изменения вскрышных объемов отмечается также в работе [2], где авторы отмечают целесообразность разработки месторождения с эксплуатационным коэффициентом вскрыши, равным среднеэксплуатационному в контурах карьера или по возможности близким к нему. Метод определения параметров ВНБ состоит в выделении первоочередного контура карьера. Период достижения горными работами его границ по поверхности приходится на момент выхода на эксплуатационную мощность, а борта промежуточного первоочередного карьера являются временно нерабочими. К недостаткам данного метода можно отнести то, что расчеты параме-

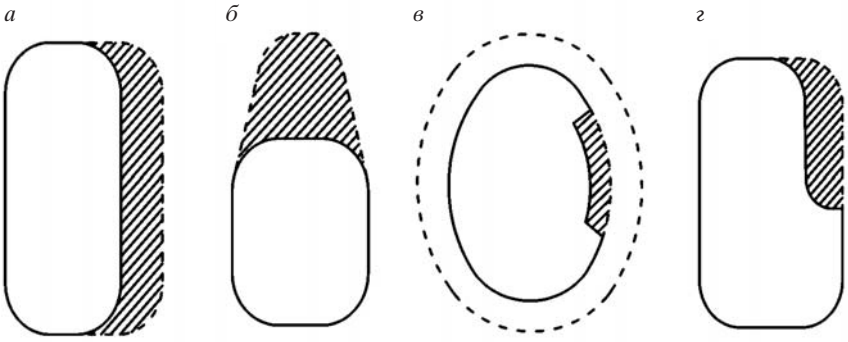


Рис. 1. Схемы расположения ВНБ в карьере:
а — вдоль контура; *б* — в торце карьера; *в* — зональный; *г* — комбинированный

тров ВНБ осуществляются при помощи поперечных разрезов карьера, которые не позволяют определить размещение участка ВНБ в карьерном пространстве и изменение его параметров по мере понижения горных работ. Для учета этих характеристик необходимо использовать погоризонтные планы месторождения. Взаимосвязь динамик рабочей зоны карьера и параметров ВНБ определяет количество текущих вскрышных объемов.

Динамика параметров ВНБ определяется в зависимости от его пространственного размещения. В этом случае основным изменяющимся параметром является длина временного борта по мере понижения горных работ. Основными схемами рационального размещения ВНБ являются [2]: вдоль висячего (лежачего) контура карьера, в торце контура залежи, на участке контура залежи (зональный), комбинированный ВНБ (рис. 1).

При случае размещения вдоль висячего (лежачего) контура карьера ВНБ ограничивается лишь конечным контуром (его торцевыми частями). Следовательно, временный борт не контактирует с рабочей зоной. Динамика длины ВНБ в этом случае на каждом горизонте отличается характерным понижением (рис. 2, *а*). Однако суммарная длина неактивного фронта горных работ, приходящаяся на временный борт, с понижением горных работ возрастает по кривой, показанной на рис. 2, *б*. Аналогичная ситуация наблюдается и при размещении временного борта в торце карьера. В случае оставления зонального ВНБ будет наблюдаться несколько иная ситуация. Длина ВНБ на каждом отдельном горизонте будет возрастать. Для примера на рис. 2, *в* показано изменение длины временного борта на горизонтах при

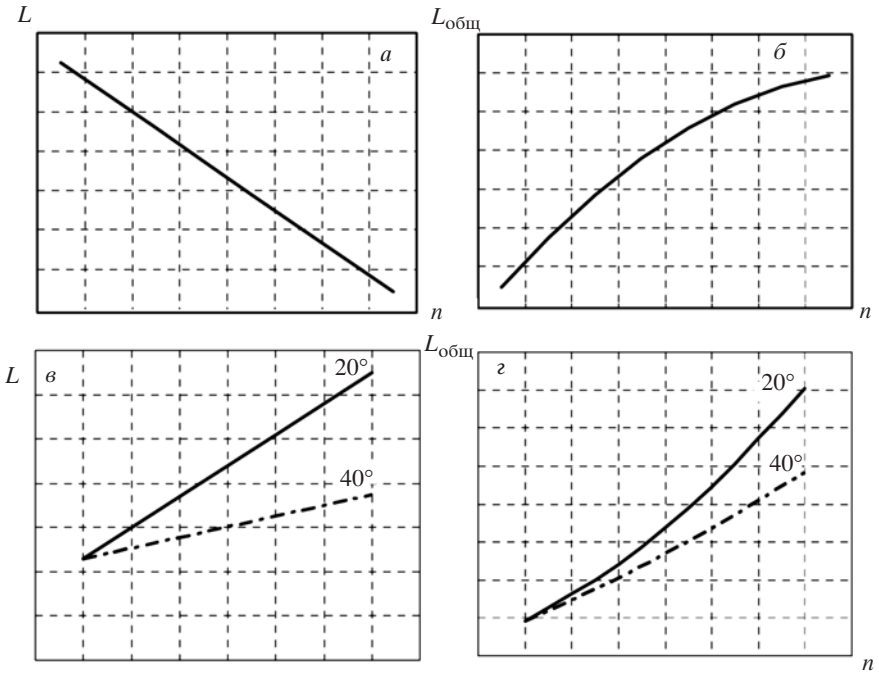


Рис. 2. Динамика параметров ВНБ в карьере

изменении угла ВНБ в его торцевых частях 20° и 40°, соответственно. На рис. 3 показана схема процесса формирования ВНБ при изменении угла наклона торца борта на участках в контакте с рабочей зоной карьера. Динамика общей длины ВНБ в этом случае также будет иметь иной характер (см. рис. 2, *г*).

Таким образом, можно сделать вывод, что формирование ВНБ в торцах карьера весьма жестко ограничивает текущие объемы вскрыши при разработке, так как не позволяет их уменьшить или увеличить. Следовательно, при определении параметров ВНБ необходимо учитывать взаимосвязь параметров рабочей зоны карьера и временно нерабочей зоны, а также их динамику. Для определения параметров временных бортов с учетом данной взаимосвязи предлагается метод, учитывающий динамику рабочей зоны карьера, суть которого состоит в управлении активной и неактивной (ВНБ) рабочей зоной карьера. Формирование ВНБ — это переход в определенный момент вре-

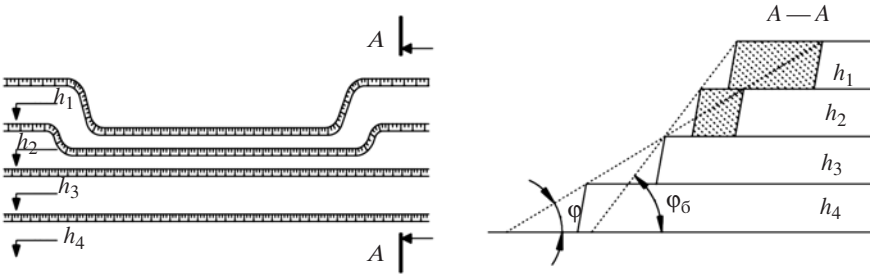


Рис. 3. Процесс формирования ВНБ при изменении угла наклона торца борта на участках в контакте с рабочей зоной карьера

мени части рабочего фронта горных работ на горизонте и по карьеру в целом во временно нерабочий фронт. На рис. 4 показан график изменения объемов горной массы в зависимости от этапа отработки при условии постоянной скорости углубки и подвигания забоя с максимальным углом наклона рабочего борта, а также график изменения соответствующей общекарьерной длины активного фронта работ. Таким образом, зная производительность, можно задавать суммарную длину фронта работ на каждом горизонте разработки, а также управлять этим параметром для обеспечения равномерных текущих объемов вскрыши.

Определяли календарный план вскрышных горных работ и значение среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши по методу, представленному в работе [2]. На плане первого горизонта в момент времени, когда карьер станет работать со среднеэксплуатационным коэффициентом вскрыши, отмечаются контуры этого промежуточного этапа. В следующий момент времени длина контура и текущие объемы вскрыши должны возрастать, однако, определяя необходимую разницу сокращения длины активного фронта работ, т. е. переводя эту часть из активного фронта во временно неактивный (участок ВНБ), возможно поддерживать производительность карьера на необходимом ранее запланированном уровне.

Для определения параметров ВНБ необходимо учитывать не только высоту борта в плане, но и его размещение в карьерном пространстве, а также динамику параметров самого борта и их взаимосвязь с параметрами рабочей зоны карьера, что оказывает существенное влияние на текущие объемы вскрыши и создает предпосылки к увеличению эффективности разработки месторождения.

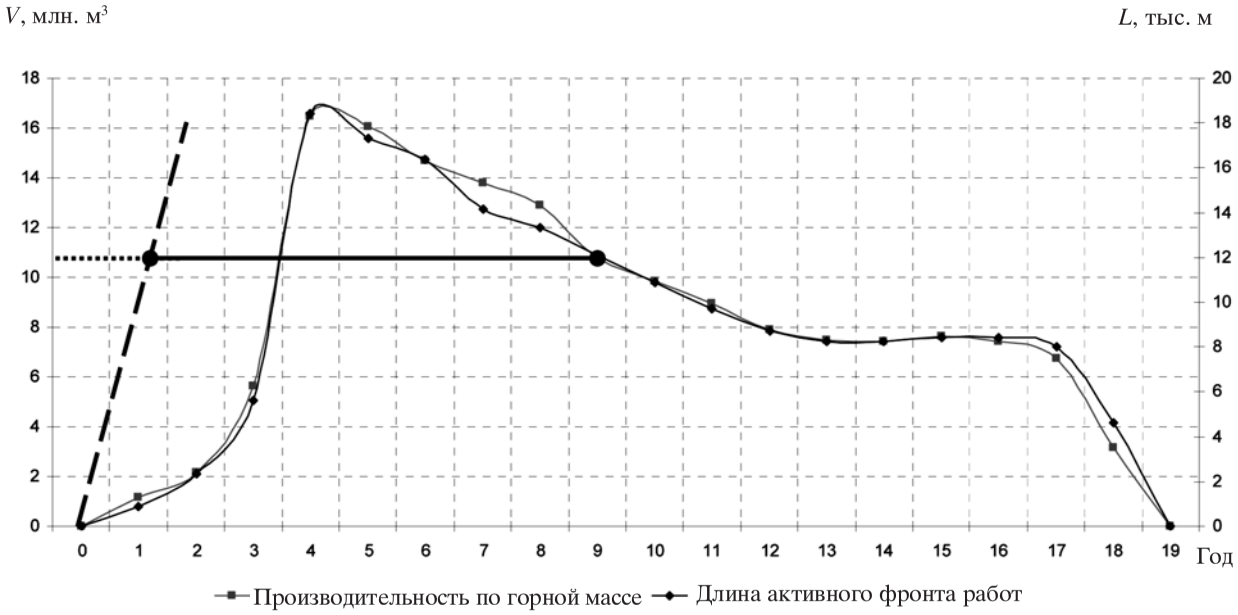


Рис. 4. График зависимости объемов вскрыши и длины фронта горных работ от периода разработки, построенный для карьера Озерный

Литература

1. *Холодняков Д.Г.* Усреднение производительности карьера по вскрышным породам с использованием графика их минимальных текущих объемов / Д.Г. Холодняков, П.В. Андриевский // Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения: труды 5-ой межрегиональной научно-практической конференции 3-го международного северного социально-экологического конгресса. — Воркута, 2007.

2. *Оводенко Б.К.* Временные нерабочие борта в карьерах / Б.К. Оводенко, С.С. Аршинов. — Л.: Наука, 1977.

УДК 622.235

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ НИСХОДЯЩИХ СКВАЖИН С ОТБОЙКОЙ РУДНОГО МАССИВА ПЛОСКИМИ ЗАРЯДАМИ В КАЗСКОМ ФИЛИАЛЕ ОАО «ЕВРАЗРУДА»

Л.М. Цинкер, Х.Х. Нагаев, М.В. Нагаев

В институте ВостНИГРИ разработана технология бурения нисходящих скважин* с отбойкой рудного массива плоскими зарядами на базе лабораторных экспериментов. Установлено влияние формы заряда на количественные и качественные показатели взрыва, при этом степень использования энергии взрыва зависит от концентрации последней в единице поверхности соприкосновения заряда ВВ с разрушаемой средой. Выявлено, что увеличение поверхности соприкосновения заряда ВВ со средой при его постоянных объеме и массе позволяет большую часть энергии взрыва использовать на полезное разрушение среды. Следовательно, увеличивая поверхность соприкосновения заряда необходимого объема с взрываемой средой, можно увеличить долю энергии, расходуемой на дробление горной породы. Так, плоский заряд, расположенный широкой стороной параллельно обнаженной поверхности блока, обеспечивает больший объем разрушения (на 25 — 30 %) и лучшее качество дробления среды, чем цилиндрический, а плоский заряд, расположенный широкой стороной перпендикулярно обнаженной поверхности, уменьшает объем разрушения на 10 — 15 % по сравнению с цилиндриче-

* Совершенствование технологии бурения нисходящих скважин / Х.Х. Нагаев и др. // Горный журнал. — 1991. — № 6. — С. 40 — 42.

ским. Существенные преимущества плоского заряда ВВ по сравнению с цилиндрическим предопределяют целесообразность создания буровых машин для бурения щелевых полостей. В породах ниже средней крепости успешно применяются резание или сверление, соответственно, бурение щелевых полостей не представляет больших трудностей. Значительно труднее выполнить щелевые полости в крепких горных породах, где в основном применяют ударно-вращательный способ бурения.

Институтом разработаны два типоразмера устройства для бурения параллельно-сопряженных скважин — УБПС-105Н и УБПС-155Н. Устройства (рис. 1) применяются при бурении скважин станками НКР-100М с погружными пневмоударниками с использованием буровых коронок К-100В, БК-155 и КНШ-

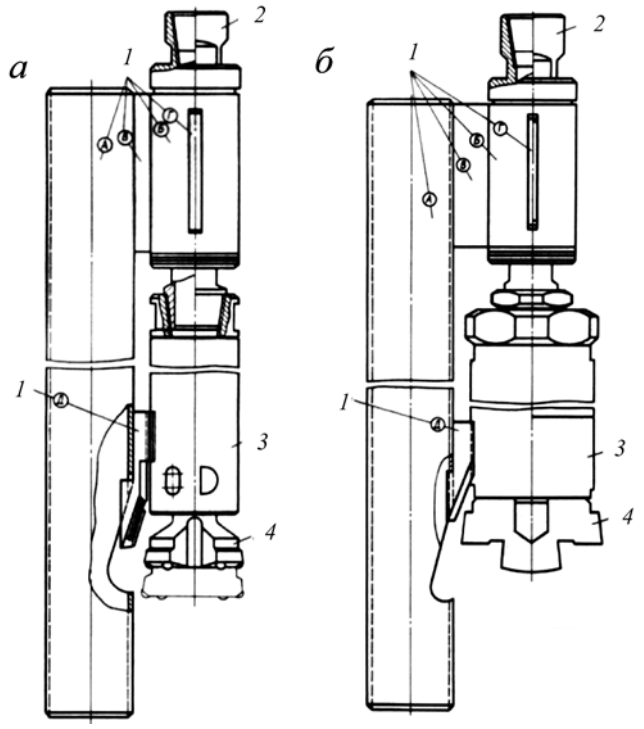


Рис. 1. Устройство для бурения нисходящих сопряженных скважин диаметром: *а* — 105 мм (УБПС-105Н); *б* — 155 мм (УБПС-155Н); *1* — корпус, включающий направляющую А, втулку Б, соединительную планку В, полоз Г, опору с клинком Д; *2* — вал; *3* — пневмоударник; *4* — буровая коронка

105У. Эффективность бурения повышается благодаря постоянной очистке забоя скважины от бурового шлама, который, не подвергаясь передрабливанию, смывается отработанным энергоносителем (воздушно-водяной смесью) в подсечную выработку через передовую (пилотную) скважину. Диаметр сопряженной скважины 105 или 155 мм. Диаметр передовой скважины 105 мм. Глубина бурения — до 60 м. Номинальное давление сжатого воздуха 0,5 МПа. Расход воздуха 0,045 $м^3$/с. Ударная мощность 2,6 кВт. Масса в комплекте с пневмоударником и буровой коронкой 61 кг. Применение устройства не требует каких-либо существенных изменений в операциях замены буровых коронок, наращивания и разборки буровых штанг, так как параметры присоединительных резьб на его валу соответствуют параметрам бурового станка НКР-100М.

Устройство работает следующим образом. Станком НКР-100М по обычной технологии бурят передовую скважину диаметром 105 мм до выхода ее в подсечную выработку. Затем к шпинделю станка присоединяют вал устройства УБПС с пневмоударником и после введения трубчатой направляющей в передовую скважину бурят сопряженную.

Щелевые полости, образованные сопряженными скважинами, могут использоваться для формирования плоских зарядов при отбойке рудного массива. Устройство можно применять при бурении нисходящих сопряженных скважин в скальных породах различной крепости и трещиноватости с расположением сопряженных скважин по дуге.

Испытания опытной партии устройств для бурения нисходящих параллельно-сопряженных скважин диаметром 105 мм и способов отбойки рудного массива зарядами ВВ в щелевых полостях были проведены в блоке № 22 шахты Казского филиала ОАО «Евразруда» (рис. 2). В ходе испытаний пробурено 4625 м нисходящих параллельно-сопряженных скважин на полную высоту этажа (60 м).

На шахте принята система разработки этажного принудительного обрушения взрыванием пучков нисходящих параллельно-сближенных скважин, пробуренных по окружности и дуге станками НКР-100М на глубину до 40 м при высокой траншейной подсечке, выполненной веерами восходящих скважин глубиной до 25 м (рис. 2, *а*). Расчет параметров БВР производился по разработанной в институте методике при дифференцированном распределении энергии взрыва.

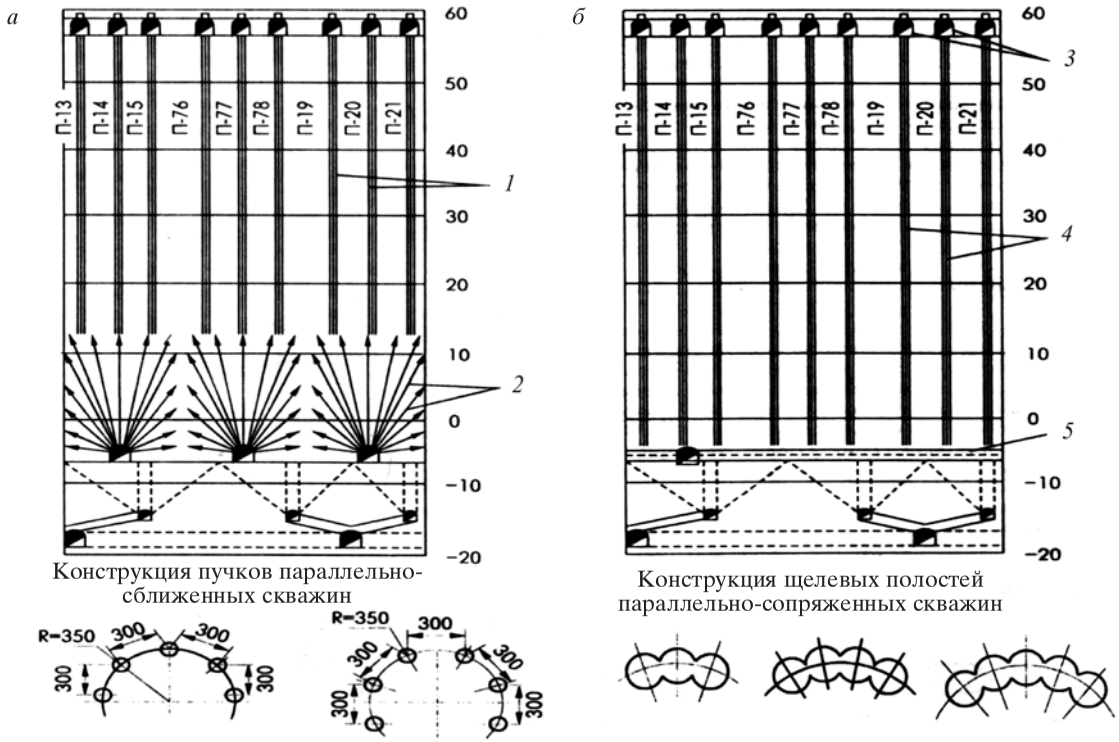


Рис. 2. Отбойка рудного массива:

а — зарядами ВВ пучков нисходящих параллельно-сближенных скважин диаметром 105 мм; *б* — плоскими зарядами ВВ щелевых полостей, выполненных нисходящими параллельно-сопряженными скважинами диаметром 105 мм;
1 — пучки нисходящих параллельно-сближенных скважин; *2* — восходящие веера скважин; *3* — буровые выработки гор. +50 м; *4* — щелевые полости из нисходящих параллельно-сопряженных скважин; *5* — подсечной горизонт

При отбойке руды зарядами ВВ щелевых полостей (рис. 2, *б*), выполненных только нисходящими параллельно-сопряженными скважинами на полную высоту этажа, исключается возможность отклонения скважин от заданного направления. Вращающийся пневмоударник удерживается от каких-либо смещений кольцевой опорой, прочно прикрепленной к направляющей штанге, и сохраняет параллельное расположение относительно направляющей штанги. Поэтому сопряженная скважина не изменяет своего положения в пространстве относительно начальной скважины. В результате образуется глубокая щелевая полость, состоящая из двух, трех и более параллельно-сопряженных скважин.

Щелевые полости заряжали россыпными ВВ (граммонит М21) в один прием на всю глубину сопряженных скважин зарядной установкой ЗМБС-2А на полную вместимость щелевых полостей. Величина заряда на заряжание щелевых полостей из 2, 3 и 4 скважин составила, соответственно, 18,4; 27,6 и 36,8 кг/м. Технико-экономические показатели представлены в таблице.

Экономический эффект от применения способа отбойки и дробления рудного массива плоскими зарядами ВВ щелевых полостей достигается в результате снижения затрат на бурение взрывных скважин, сокращения расхода ВВ для изготовления боевиков, детонирующего шнура и электродетонаторов для монтажа взрывной сети, удельного расхода ВВ и СИ на вторичное дробление руды, снижения затрат на выпуск и погрузку руды.

Технико-экономические показатели отбойки и дробления рудного массива (блок № 22) плоскими зарядами ВВ

Объект взрыва	Объем отбиваемого рудного массива, тыс. т	Заряжаемая длина скважин, м	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т	Удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т
Оформление отрезной щели	2,0	226	1,066	0,010
	2,8	226	1,905	0,010
	3,3	293	0,787	0,010
	4,5	399	0,964	0,010
Оформление компенсационной камеры	18,5	1056	0,551	0,039
Отбойка панели	55,2	2922	0,497	0,041
Отбойка панели	164,0	9018	0,496	0,051
Всего по блоку	250,3	14 180	0,520	0,046

Технология бурения, разработанная на основе лабораторных и промышленных испытаний обеспечила высокую производительность бурения и меньшую себестоимость, более высокую эффективность по сравнению с применяемым способом отбойки зарядами ВВ параллельно-сближенных скважин.

УДК 622.274

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ С ЗАКЛАДКОЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД В ОХРАННЫХ ЦЕЛИКАХ ТАШТАГОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Л.М. Цинкер, С.М. Смирнов, М.А. Воронин, М.В. Нагаев

Таштагольское железорудное месторождение эксплуатируется с 1941 г. Расположено в юго-западной части Кондомской группы железорудных месторождений, в 200 км к югу от г. Новокузнецка. Рельеф месторождения хорошо освоен. На Таштагольском руднике открытым и подземным способами добыто свыше 135 млн. т руды, из которой получено 108 млн. т концентрата. Рудная зона прослежена на глубину 1,5 км от поверхности без признаков выклинивания. Балансовые запасы по категориям $A+B+C_1$ составляют 446,5 млн. т, по категории C_2 296,4 млн. т до горизонта с абсолютной отметкой –1000 м. В целом по месторождению запасы руды превышают 1 млрд. т. Однако рудные тела располагаются в основном под существующей промплощадкой, р. Кондомой и на очень глубоких горизонтах, что требует для их выемки разработки специальных способов добычи [1]. Среднее содержание железа в рудах 44,9 %, по участку Глубокий 48,2 %, что выше, чем на других рудниках. Таштагольский рудник — самый глубокий, его новый скиповой ствол Сибиряк пройден до отметки –1050 м. Башенный копер с подъемной машиной возвышается на 110 м. Осуществляется переход на отработку запасов под охраняемыми объектами с использованием систем с твердеющей закладкой. Указанная технология будет способствовать снижению опасности горных ударов.

Таштагольское месторождение вскрыто четырьмя стволами: Новый Капитальный до гор. –300 м, Западный до гор. –350 м, Северный Вентиляционный до гор. –350 м, «Южный Вентиляци-

онный» до гор. –210 м. Существующая схема вскрытия не позволяет вести эффективную планомерную отработку месторождения, так как из общего количества балансовых запасов 29044,8 тыс. т по участку Восточный, а также 12 377 тыс. т по участку Северо-Западный находятся в охранных целиках.

Для отработки запасов охранных целиков рекомендуется этажно-камерная и подэтажно-камерная системы разработки с твердеющей закладкой выработанных пространств. В настоящее время на Таштагольском филиале завершается строительство комплекса по приготовлению закладочной смеси. Одновременно начата подготовка к выемке основной части запасов железной руды с высокими качественными показателями (Fe = 47,4 %) в количестве 36 700 тыс. т, в охранных целиках под р. Кондома. Среднегодовой приток воды в шахту в последние годы стабилизировался и составляет 400 — 460 $м^3$/ч. При отработке запасов с закладкой северо-западного фланга месторождения приток воды в шахту будет увеличиваться, так как эта часть месторождения наиболее обводнена. Притоки в шахту в течение года не постоянны и связаны с подсечением трещинных вод горными выработками, эксплоразведочными скважинами и разведочными скважинами, а также с весенними паводками и летне-осенними длительными дождями. В связи с этим проходка капитальных и подготовительных горных выработок с возможным подсечением трещинных вод осуществляется с бурением опережающих гидрогеологических скважин.

Основным фактором, осложняющим ведение горных работ, является горное давление, которое проявляется в виде динамических явлений (горнотектонические удары, микроудары, толчки, стреляния, обрушения и интенсивное заколообразование). Горное давление в шахте приводит к снижению устойчивости горных выработок, отрезных щелей и очистного пространства и требует большого объема крепления и восстановления выработок. В наихудших условиях напряженно-деформированного состояния находится искусственный массив первичных камер при отработке камер второй очереди. К этому времени более жесткий рудный массив уже отсутствует и нагрузка от вмещающих пород распределяется на массивы камер первых очередей.

Определены минимальное значение коэффициента усадки закладки ($\varepsilon = 0{,}02 \div 0{,}25$) и максимальная полнота закладки выработанного пространства камер ($A = 0{,}985 \div 0{,}99$).

Нормативная прочность закладки при камерной системе разработки зависит от устойчивости вертикального обнажения искусственного массива ($\sigma_{н}^{зак}$) [2]:

$$\sigma_{н}^{зак} = \left(\frac{E_3 \Delta h}{h_3} + \frac{\gamma_3 h_3}{10^6} \right) \cdot K_3,$$

где K_3 = 1,5 ÷ 3,0 — коэффициент запаса прочности закладки;

E_3 — модуль упругости закладки, E_3 = 120 МПа;

$\Delta h \approx 0{,}02$ м — уменьшение высоты выработанного пространства у искусственного обнажения первичных камер, м;

h_3 = 57 м — высота камеры без учета нижнего несущего слоя;

γ_3 = 20 000 н/м^3 — удельный вес закладки.

$$\sigma_{н}^{зак} = \left(\frac{120 \cdot 0{,}02}{57} + \frac{20\,000 \cdot 57}{10^6} \right) \cdot 3 = 3{,}55 \text{ МПа}.$$

Принятая нормативная прочность закладки 4 МПа.

Определена высота h_2 нижнего несущего слоя при применении гидрозакладки во вторичных камерах (рис. 1).

Расчетная высота (толщина) нижнего несущего слоя закладочного массива определена из выражения [3]

$$h_0 = \frac{0{,}0028 \gamma_3 A^2 (1 + K_п)}{\sigma_{сж}},$$

где h_0 — толщина несущего слоя закладки, м;

γ_3 — удельный вес закладки, γ_3 = 20 кН/м^3;

A — пролёт обнажения (ширина камеры), 13,5 м;

$K_п$ — коэффициент пригрузки (1 — 1,5. Принято максимальное значение коэффициента, т. е. 1,5);

$\sigma_{сж}$ — нормативная прочность закладки (4 МПа).

$$\frac{0{,}0028 \cdot 20 \cdot (13{,}5)^2 \cdot (1 + 1{,}5)}{4} = 6{,}4 \text{ м}.$$

Принятая высота нижнего несущего слоя закладки вторичных камер 7 м.

Установлено, что наиболее эффективна последовательная отработка камер через одну, при которой достигается достаточно высокая интенсивность очистных работ при достаточной ус-

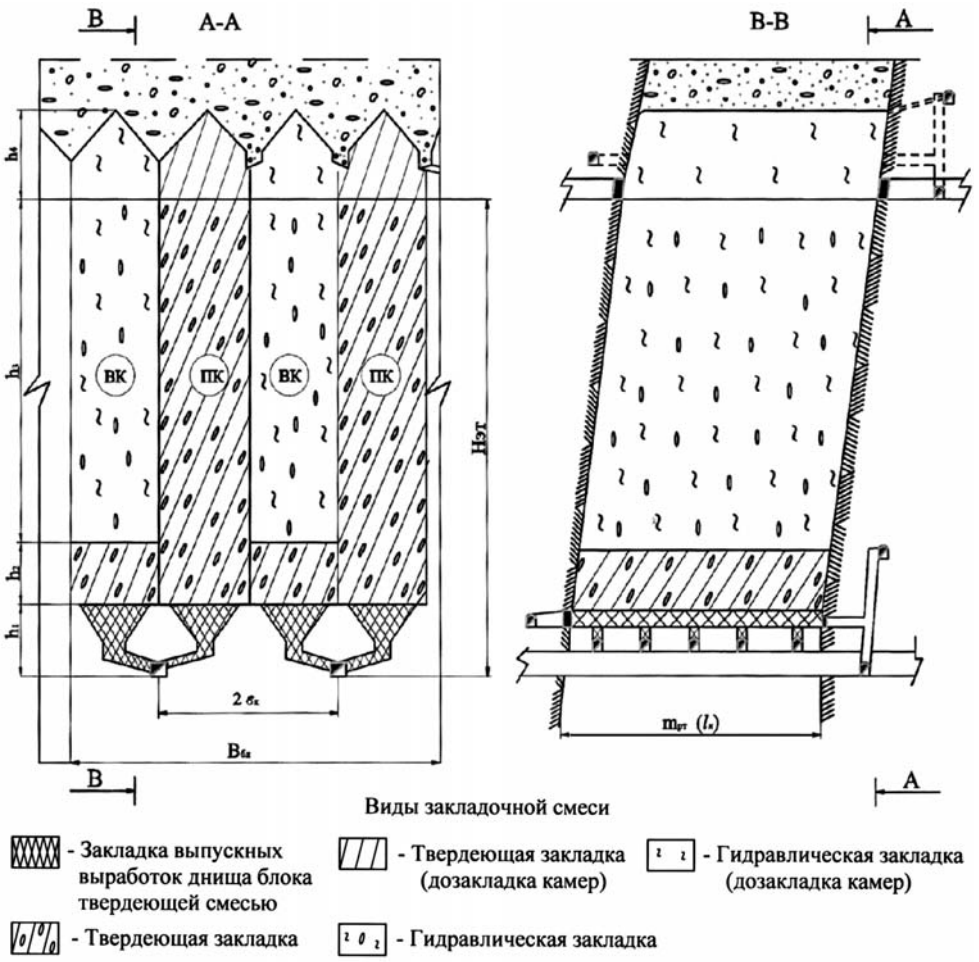


Рис. 1. Закладка первичных (ПК) и вторичных (ВК) камер

тойчивости искусственных целиков и прочности закладки на сжатие.

Этажно-камерный вариант системы разработки массива руд с плоской подсечкой предусматривает отработку 4 камерных технологических блоков через одну камеру. Первичные камеры разбуриваются из откаточного орта верхнего горизонта веерами (пучками) скважин. Вторичные камеры разбуриваются преимущественно почти параллельными скважинами (пучками скважин).

Торцевая часть камеры, граничащая с породами висячего или лежащего бока, на период отработки камеры предохраняется оставлением рудного слоя толщиной, равной линии наименьшего сопротивления. На стадии последнего взрыва в первую очередь погашают предохранительный рудный слой со стороны вмещающих пород и, затем, отбивают слой до проектного контура камеры с противоположной стороны. Этажный вариант системы разработки с камерноподэтажной выемкой предусматривается для отработки запасов руд в охранных целиках в случае неустойчивого состояния обнажений камер высотой 70 м.

Отработку запасов руды в охранных целиках участков Восточного и Северо-Западного на верхних горизонтах (до гор. –210 м) рекомендуется начинать при этажно-камерной системе разработки. Ширина камер 12,0 — 13,5 м, высота 70 м. При подэтажном варианте системы разработки высота камер 35 м.

Применение технологии с твердеющей закладкой выработанного пространства камер в условиях Таштагольской шахты рекомендуется начинать с прямого порядка отработки этажей — нисходящая последовательная выемка этажей сверху вниз с уточнением конкретного порядка отработки запасов на горизонтах на стадии проектирования технологических блоков. Подготовка выработанного пространства к закладке твердеющей смесью заключается в устройстве перемычек и маркшейдерской съемке подлежащих заполнению пустот.

По проектной схеме цепи основного оборудования (рис. 2) на закладочном комплексе применяется мельничная технология приготовления смеси [5]. В рекомендуемый состав закладочной смеси входят твердые компоненты: доменные гранулированные шлаки ОАО «ЗСМК»; цемент марки ПЦ-400; отходы сухой магнитной сепарации ДОФ.

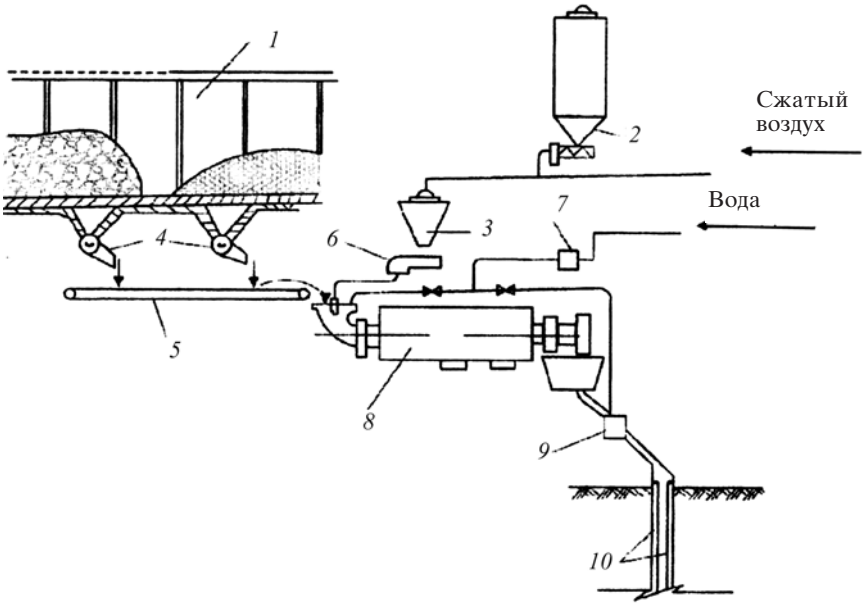


Рис. 2. Проектная схема комплекса по приготовлению и подаче закладочной смеси в шахту:
1 — склад исходных материалов; *2* — склад цемента; *3* — расходный бункер цемента; *4* — дозаторы-питатели; *5* — сборный конвейер; *6* — питатель цемента; *7* — регулятор подачи воды; *8* — шаровая мельница; *9* — контроль качества ЛТС; *10* — закладочные трубопроводы

Совместный помол повышает однородность закладки, активность шлака и цемента за счет разрушения гидратных пленок на его частицах и способствует более активному протеканию процесса твердения.

При мокром совместном помоле компонентов смеси на шаровой мельнице закладочного комплекса необходимо достигать следующих технологических параметров производства:

Часовая производительность	30 — 60 м^3/ч
Плотность закладочной смеси на цементе, доменном граншлаке и отходах сухой магнитной сепарации ДОФ	1,95 — 2,2 т/м^3
Содержание твёрдого в закладочных смесях	68 — 72 %
Тонина измельчения 50 — 70 % фракции	0,14 мм
Естественная вертикальная усадка смеси	10 %
Угол растекания смесей	5±1°

Прочность твердеющей закладки искусственного массива на Таштагольской шахте регламентируется по расходу вяжущих компонентов и заполнителя и оценивается по формуле [4]

$$\sigma = \frac{K\sigma_{\text{пр}}\left[P_{\text{фак}}\lg\left(\frac{100}{n}\right) + A_{\text{д}}\right]}{A\left(P_{\text{фак}} + A_{\text{д}} + \Pi\right)},$$

где σ — прочность твердеющей закладки, МПа;

K = 1,7 ÷ 1,9 т/м^3 — содержание твёрдого в 1 м^3 закладки в массиве;

$\sigma_{\text{пр}}$ — нормативная прочность закладки (4 МПа);

$A_{\text{д}}$ — расход цемента, т;

П — расход заполнителя, т;

n — остаток граншлака на сите 0,14 мм, %;

$P_{\text{фак}}$ — расход гранулированного доменного шлака;

A — расход цемента на 1 м^3 закладки.

На 1 м^3 закладки расход твердых компонентов в зависимости от применяемых марок и времени набора нормативной прочности составляет: цемента 20 — 40 кг, доменного граншлака 290 — 400 кг; отходов сухой магнитной сепарации 1200 — 1400 кг, для гидрозакладки расходуется 150 кг доменного граншлака и 1600 кг отходов.

Определена зависимость прочности рекомендуемой твердеющей закладки от тонкости помола вяжущего: для достижения нормативной прочности смеси в 4 МПа остаток на сите 0,14 мм должен составлять не более 30 %.

Введение в эксплуатацию закладочного комплекса и системы разработки с закладкой камер дает возможность отработать на Таштагольском месторождении высококачественные запасы железных руд в охранных целиках, что обеспечит поддержание мощности и эффективности работы предприятия.

Литература

1. *Цинкер Л.М.* Научный и технический прогресс — основа совершенствования и промышленной безопасности горнорудных предприятий России / Л.М. Цинкер. — Новокузнецк, 2009. — 376 с.

2. Закладочные работы в шахтах: справочник / под. ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. — М.: Недра, 1989. — 400 с.

3. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд: справочное пособие. — М.: Недра, 1993. — 283 с.

4. Типовая технологическая инструкция производства закладочных работ на горнорудных предприятиях Минчермета УССР МЧМ УССР / НИГРИ. — М., 1980. — 81 с.

5. *Корнеева Е.В.* Перспективы применения техногенных отходов металлургического производства для закладки выработанных пространств угольных и рудных шахт / Е.В. Корнеева, С.М. Смирнов, С.И. Павленко // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии / СибГИУ. — Вып. 15. — Новокузнецк, 2005. — С. 116 — 120.

УДК 330.15

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

А.В. Шевараков, Л.А. Мочалова

Минеральное сырье обеспечивает исходные материалы и энергетическую базу производства 70 % всей номенклатуры конечной продукции человеческого общества, являясь безальтернативной основой существования и развития современной цивилизации. Ежегодный мировой объем добычи составляет около 280 млрд. т руды, горючих ископаемых и строительных материалов, а также более 600 млрд. т вмещающих пород [1]. Россия занимает ведущие позиции в мире по разведанным запасам и объемам добычи важнейших видов полезных ископаемых. По оценке акад. Н.П. Федоренко [2], на долю полезных ископаемых приходится 87,7 % современной стоимости национального богатства России. Экономика страны имеет ярко выраженный природно-ресурсный, сырьевой характер. Доля природно-ресурсного комплекса отраслей (добывающая, энергетика, сельское, лесное и охотничье хозяйство и т. п.) превышает 50 % в валовом внутреннем продукте (ВВП) России, около 17 % — в общей численности занятых в народном хозяйстве и около 70 % — в объеме экспорта [3]. Доля отраслей, непосредственно связанных с добычей и первичной переработкой полезных ископаемых, в ВВП по разным оценкам составляет от 20 [3] до 50 % [4, 5].

В 1950 — 1960-х годах большинство экономистов считало, что наличие богатых запасов полезных ископаемых способствует быстрому росту экономики. Сторонники сырьевой теории роста утверждали, что в отдельных районах экономический рост начинается с бума в сфере добычи природных ресурсов, кото-

рый привлекает труд и капитал. По мере его продолжения прибыли сырьевого сектора реинвестируются в местную инфраструктуру и отрасли, создающие добавленную стоимость.

Однако в 1980-е годы данное представление было вытеснено новой теорией, получившей название «ресурсное проклятие». Данный термин был придуман английским экономистом Ричардом Аути в начале 1990-х годов для описания беспрецедентного падения уровня экономики в странах — экспортёрах нефти в 1970 — 1980-х годах. За два с лишним десятилетия, прошедших с момента введения нефтяного эмбарго в 1973 г., вызвавшего резкое повышение цен на нефть, до их рекордного падения в 1998 г., ВВП на душу населения в странах ОПЕК снижался на 1,3 % в год, тогда как остальные развивающиеся страны росли более чем на 2 % в год.

Среди экономистов нет единства по поводу того, каков же механизм «ресурсного проклятия». Одни исходят из того, что доходы бюджета сырьевых стран малопредсказуемы, а это мешает добиться долгосрочного стабильного роста. Другой часто обсуждаемый эффект — «голландская болезнь», когда рост доходов в добывающих отраслях приводит к стагнации перерабатывающей промышленности. Ещё один механизм проявления «ресурсного проклятия» связан с недостаточным развитием в богатых ресурсами странах человеческого потенциала. Выяснилось, что в экономиках, богатых природными ресурсами, отрасли, требующие высококвалифицированного труда, теряют 2 % роста в год по сравнению с теми же отраслями в бедных ресурсами странах.

В ряде недавних научных статей факт «ресурсного проклятия» был подвергнут серьёзному сомнению и приведена ревизия данной теории. Сейчас более обоснованной является версия, что большинство стран, богатых природными ресурсами, использует их менее эффективно, нежели другие виды капитала. Неоднозначность влияния ресурсного изобилия на экономический рост делает более правдоподобной гипотезу «условного проклятия», согласно которой изобилие ресурсов может оказывать как положительное, так и отрицательное влияние в зависимости от качества институтов [6].

Однако какой бы системы взглядов ни придерживались ученые по поводу влияния изобилия ресурсов на экономическое развитие нашей страны, ясно одно: необходима коренная реструктуризация экономики, интенсификация минерально-сырье-

вого комплекса, всемерное ресурсосбережение, разработка и реализация рациональной системы недропользования, что предполагает комплексное решение природно-ресурсных и природоохранных проблем, возникающих при освоении месторождений и проявлений полезных ископаемых. Природоохранные проблемы недропользования связаны с тем, что в недрах Земли образовалось огромное количество полостей, пустот, на поверхности — отвалов горных пород, отходов обогащения, химической и металлургической переработки; сточные воды и газовые выбросы загрязняют гидро- и атмосферу, негативное воздействие испытывают все элементы биосферы. Структура основных загрязнителей окружающей среды в зоне действия горных предприятий представлена в табл. 1. Нарастающий техногенный прессинг на природные экосистемы приводит к их быстрому и часто необратимому разрушению, которое по своим масштабам постепенно принимает глобальный характер.

Наиболее распространёнными изменениями окружающей среды при осуществлении горных работ являются:

— изменения ландшафта урбанизированных территорий, сельскохозяйственных и горнодобывающих районов, деформирование поверхности Земли в результате откачки вод, добычи жидких, газообразных и твёрдых полезных ископаемых, подработки территории подземными сооружениями;

— подъём уровня грунтовых вод и подтопление территорий при строительстве водохранилищ, орошении земель, при добыче, например, угля, при планировке территории с изменением естественных водоразделов и несущей способности грунтов;

— изменение гидродинамического режима, загрязнение подземных и поверхностных вод в результате водозабора, перераспределения стоков, сброса жидких отходов;

— активизация деформационных процессов (оползни, се́ли), эрозии почвы, повышение сейсмичности территорий;

— изменение напряжённо-деформированного состояния и температурного поля массива горных пород.

В целом эти изменения могут привести к необратимым изменениям естественного геологического, гидрогеологического, геомеханического, теплового, геохимического, радиационного и биологического равновесия.

Высокие темпы роста и масштабы добычи поражают и пугают своими последствиями для состояния биосферы. Вместе с тем, как математически доказал лауреат Нобелевской премии

Таблица 1

Структура основных загрязнений окружающей среды в зоне действия горных предприятий (по Ревазову М.А.)

Стадия освоения месторождения	Элемент природной среды			
	Недра	Литосфера	Гидросфера	Атмосфера
Геологическая разведка	Незначительное нарушение структуры недр	Нарушение земель	Загрязнение поверхностных вод	Акустическое, механическое, незначительное химическое загрязнение
Добыча полезных ископаемых	Нарушение структуры недр	Нарушение земель	Нарушение гидробаланса подземных, грунтовых и поверхностных вод	Акустическое, механическое, химическое загрязнение
Обогащение	—	Отторжение земель	Механическое, химическое, тепловое загрязнение	Шумовое, тепловое, механическое, химическое загрязнение
Металлургия	—	Отторжение земель	Механическое, химическое, тепловое загрязнение	Шумовое, тепловое, механическое, химическое загрязнение
Утилизация отходов	—	Отторжение земель	Механическое, химическое, тепловое загрязнение	Шумовое, тепловое, механическое, химическое загрязнение
Складирование отходов	—	Отторжение земель	Механическое, химическое загрязнение	Механическое, химическое, тепловое загрязнение
Транспортирование сырья и отходов	—	Отторжение земель	—	Механическое, акустическое загрязнение

Илья Пригожин, у природы есть своя свобода выбора, которая проявляется в точке бифуркации[1], и поэтому у сложных природных систем будущее столь же непредсказуемо, как и у систем исторических, общественных. А так как свобода выбора связана с творчеством, то можно сказать, что природа в состоянии творить.

Человек, зная механизмы самоорганизации геологической среды, нарушенной горными работами, может сознательно ввести в среду соответствующую флюктуацию[2], т. е. уколоть среду в нужных местах и тем самым направить её движение в нужную сторону. Но направить, опять же, не куда угодно, а в соответствии с потенциальными возможностями самой среды. Итак, свобода выбора у природных объектов есть, но сам выбор ограничен возможностями объекта, поскольку он не пассивен, а обладает собственной «свободой процесса самосборки». И материя — вовсе не пассивная субстанция (по устаревшей механистической картине мира), ей свойственна спонтанная активность.

Снизить негативное воздействие человека на природу в горном деле может переход от открытых систем производства к закрытым системам. Открытая система производства представляет собой карьер, рудник или шахту с обогатительной фабрикой и гидрометаллургическим заводом. Все они загрязняют воздух, вызывая кислотные дожди, гибель флоры и фауны, лёгочные заболевания у людей, потребляют огромное количество дефицитной пресной воды (например, для производства 1 т стали требуется 295 $м^3$ воды, меди — 5000, алюминия — 1500, резины — 2400, пластмассы — 3000, капрона — 5000 $м^3$/т), складируют на больших площадях породу, твёрдые и жидкие хвосты обогащения. Открытая система отличается крайне низким выходом готовой продукции на единицу использованных минеральных ресурсов и огромными площадями изувеченной природы. Состояние технологий очистки не позволяет надеяться на самоочищение и разбавление отходов в водных и воздушных бассейнах. Выход — в переходе к полуоткрытым и закрытым системам производства. Полуоткрытая система производства предусматривает избирательное использование отходов, организацию частичного

---

[1] Точка бифуркации — точка «раздвоения» траектории жизни системы, в которой нельзя точно спрогнозировать, какую именно траекторию она выберет в ближайшем будущем.

[2] Флюктуация — случайное отклонение от среднего значения.

оборота воды в замкнутом контуре, попутное извлечение некоторых ценных компонентов из минерального сырья. Более полная очистка дорогими комплексами вредных выбросов в воздух и в воду возвращает отходы на повторное извлечение из них полезных веществ, а внедрению этих комплексов весьма способствуют жёсткие законы об установлении штрафов за выбросы (в США, например, за каждый килограмм выброшенной в атмосферу серы штраф составляет в различных штатах от 2 до 20 центов).

Закрытая система производства основана на: а) комплексной переработке минерального сырья во множество полезных продуктов, суммарный вес которых иногда выше веса изначального сырья за счёт использования реагентов и вспомогательных материалов; б) извлечении ценных компонентов из твёрдых, жидких и газообразных отходов и выбросов; в) утилизации пустых пород в удобрения и строительные материалы (кирпич, черепица, керамическая плитка, пигментные красители и т. д.); г) замене подземной и открытой добычи руды, её переработки на обогатительной фабрике — на прямую переработку сырья подземным и кучным выщелачиванием, в том числе используя биологическое, электрохимическое и сорбционное выщелачивание.

Создание полуоткрытых и закрытых систем горного производства позволяет решить не только природоохранные, но и природно-ресурсные проблемы. На решение последних направлена ресурсосберегающая политика, являющаяся составным элементом экологической политики в целом. Понятие «ресурсосбережение» характеризует степень снижения совокупной материалоемкости производимой продукции, складывающейся из затрат на производство конечной продукции и затрат на ее эксплуатацию. Ресурсосберегающая политика дает наряду с экологическими существенные экономические результаты. С одной стороны, удовлетворяется интерес получить с соответствующего месторождения как можно больше видов продукции необходимого качества и ассортимента, так как это упрощает организацию удовлетворения потребностей в них, экономит имеющиеся ресурсы, повышает эффективность управления. С другой стороны, ресурсосбережение устраняет главную причину загрязнения окружающей среды, отчуждения сельскохозяйственных угодий и истощения запасов полезных ископаемых — рост количества отходов производства.

Недросберегающая политика на горных предприятиях связана: с обеспечением комплексности и полноты использования добытого сырья и освоения недр; заменой первичного сырья вторичным; использованием новых видов сырья, прогрессивных заменителей традиционных ресурсов; внедрением малоотходных и безотходных технологий. Наиболее полное использование минеральных ресурсов означает следующее.

1. В сфере производства минерального сырья это — комплексное освоение сырьевых регионов, оптимизация плановых потерь при добыче и переработке, использование содержащихся в сырье основных полезных компонентов, утилизация вмещающих пород и отходов производства, пересмотр кондиций и вовлечение в эксплуатацию забалансовой руды на основе новых технологических решений, например, методами физико-химической геотехнологии.

2. В сфере потребления минерального сырья это — снижение расхода и потерь сырья за счёт применения более совершенных технологий, использования вторичного сырья и отходов, замена минерального сырья искусственными материалами и т. д.

К известным мероприятиям по рациональному использованию минеральных ресурсов (табл. 2) можно добавить мероприятия по геомеханическому обеспечению устойчивости горных выработок, снижению опорного горного давления, сдвижений пород, разгрузке вывало- и удароопасных участков массива, приведению неоднородных дифференцированных участков и зон массива в равноустойчивое состояние. К этим мероприятиям относятся и способы поддержания очистного пространства:

1) естественное поддержание рудными и породными целиками (предохранительные целики капитальных выработок, межэтажные, межкамерные и барьерные целики);

2) искусственное поддержание: крепью (распорная, костровая, рамная, станковая); магазинированием рудной массы; закладкой (сухая, гидравлическая, твердеющая); принудительным обрушением налегающих пород.

Для успешной масштабной реализации преимуществ комплексного освоения и использования ресурсов недр целесообразна разработка на фундаментальной основе государственной программы оценки, изучения, освоения и сохранения минерально-сырьевой базы страны и других ресурсов недр, рассчитанной на перспективу 30 — 50 лет.

Таблица 2

Мероприятия по рациональному использованию минеральных ресурсов и охране недр

Группа мероприятий	Круг решаемых задач	Варианты направлений работ
Технологические	Предотвращение потерь, снижения качества сырья, интенсивности разрушения массива	Выбор оптимальных способов отработки месторождения (открытого, подземного и др.), схем вскрытия и систем разработки, щадящей отбойки, способов управления горным давлением, механизации горных работ, транспорта горной массы, вариантов закладки выработанного пространства, использования подземного пространства
	Повышение эффективности освоения недр, снижение негативного воздействия на окружающую среду	Совершенствование техники и технологии добычи и переработки руды, снижение выбросов вредных веществ, вторичное использование подземных пустот, оборотной воды, пород из отвалов, хвостохранилищ
Защитно-профилактические	Охрана некондиционных запасов в недрах водоносных горизонтов, объектов на поверхности	Оставление целиков, применение закладки, упрочнение бортов карьеров, хвостохранилищ и откосов отвалов
	Снижение размеров депрессионных воронок, сохранение качества грунтовых вод	Устройство защитных завес вокруг карьера, зон обрушения, водопонижающих дренажных систем, организация водоснабжения в районах развития депрессионных воронок
	Предотвращение возникновения пожаров	Предотвращение поступления кислорода в самовозгораемую руду, заиливание магазина руды и зон обрушения
Экологические	Обеспечение качества природной среды	Устройство зелёных санитарных зон вокруг предприятий, хвостохранилищ, рекультивация нарушенных земель, предотвращение водной и ветровой эрозии, оползней на отвалах и карьерах, очистка шахтных вод на полях орошения
Организационные	Организация комплексного использования недр и минеральных ресурсов	Планирование использования всего перечня добываемого сырья в регионе, его глубокой переработки, очистки отходов и вторичного их использования в закладке, на стройке. Повышение квалификации специалистов, мониторинг состояния окружающей среды

Рациональное комплексное освоение недр по определению предполагает максимально полное выявление и учет всех видов, разновидностей, специфических особенностей, возможных областей и направлений полезного использования ресурсов недр во всем их многообразии, включая нетрадиционные, в том числе многообразные отходы горнопромышленного комплекса — техногенные месторождения. Обязательным элементом рационального недропользования является изначальное обоснование стратегии разработки каждого месторождения как руководящей идеи и плана осуществления в пределах горного отвода во времени и пространстве открытых, подземных, физико-технических, физико-химических, микробиологических и комбинированных способов выемки георесурсов. Разрабатываемая стратегия должна соответствовать и новому развивающемуся понятию горного предприятия, создающемуся не только для добычи полезных ископаемых, а как многопрофильному хозяйствующему субъекту, комплексно использующему всю совокупность ресурсов земных недр на экономически рациональной основе, предназначенному для преобразования и охраны недр с обязательными экологическими, ресурсовоссоздающими и социально-экономическими функциями и ограничениями. Поэтому рациональное недропользование обусловлено не только поиском, разработкой и реализацией инновационных технических и технологических решений, но и методологической обоснованностью оценки экономической эффективности множества альтернативных вариантов. В частности, эффективности освоения каждого из георесурсов (каждого из его ценных составляющих!) в отдельности и комплексного использования всей совокупности георесурсов конкретного участка недр в данных социально-экономических условиях [7].

Для создания в стране эффективной системы сбора и комплексной переработки различных видов вторичного сырья, техногенных месторождений, горнопромышленных и бытовых отходов, многократного рециклирования ценных химических элементов и их соединений и т. п., необходимым является совершенствование и усиление мер государственного регулирования рыночных отношений в этой специфической сфере. В том числе, предоставление налоговых и других льгот и преимуществ, по крайней мере, на период освоения выпуска новых видов продукции, освоения инновационных ресурсосбере-

гающих технологий и проектных мощностей. Необходимо также повышение образовательного и культурного уровня россиян, пропаганда, воспитание и поощрение с детства бережного отношения к природе, многообразным природным и искусственным ресурсам, национальному достоянию.

Литература

1. *Трубецкой К.Н.* Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества / К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко, Л.И. Бурцев. — М.: Научтехлитиздат, 2003. — 261 с.

2. *Федоренко Н.П.* Россия: уроки прошлого и лики будущего / Н.П. Федоренко. — М.: Экономика, 2001. — 489 с.

3. *Думнов А.Д.* Природно-ресурсный комплекс России: статистическая оценка 90-х годов / А.Д. Думнов // Вопросы статистики. — 2000. — № 5. — С. 23 — 33.

4. *Ноговицын Р.Р.* Методологические основы рационального недропользования на Российском Севере (на примере Республики Саха (Якутия): автореф. дис. … д-ра экон. наук / Р.Р. Ноговицын. — М., 2003. — 44 с.

5. *Федосеев С.В.* Стратегический потенциал базовых отраслей промышленности / С.В. Федосеев. — Апатиты: КНЦ РАН, 2003. — 268 с.

6. *Шеломенцев А.Г.* Методологические основы оценки влияния освоения минеральных ресурсов на социально-экономическое развитие регионов и страны в целом / А.Г. Шеломенцев, Е.Л. Андреева // Роль природных ресурсов в социально-экономическом развитии регионов России: труды Всероссийской конференции / Институт экономики УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2007. — С. 5 — 18.

7. *Ларичкин Ф.Д.* Оценка экономической эффективности комплексного использования минерального сырья: учебное пособие / Ф.Д. Ларичкин. — Апатиты: КНЦ РАН, 2005. — 143 с.

8. *Чантурия В.А.* Основные направления комплексной переработки минерального сырья / В.А. Чантурия // Горный журнал. — 1995. — № 1. — С. 50 — 54.

9. Приоритетные направления научных исследований в области геологических, геохимических и горных наук по изучению, освоению и сбережению недр России / В.А. Жариков и др.; под ред. В.А. Жарикова. — М.: ИПКОН РАН, 1996. — 213 с.

10. *Ларичкин Ф.Д.* Системный анализ экономических проблем комплексного использования минерального сырья / Ф.Д. Ларичкин // Цветная металлургия. — 2004. — № 3. — С. 19 — 27.

УДК 504.55.06:622.3

РЕЗУЛЬТАТЫ АНАЛИЗА СУЩЕСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ И РАЗРАБОТКА НОВОГО СПОСОБА ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПЫЛЯЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ОТРАБОТАННЫХ ТЕХНОГЕННЫХ МАССИВОВ

Ю.В. Шувалов, С.В. Ковшов, Ю.Д. Смирнов

Применяемые технологии закрепления пылящих поверхностей отработанных техногенных массивов (отвалов карьеров, хвостохранилищ, шламовых амбаров и т. п.) имеют ряд принципиальных недостатков, которые не позволяют обеспечивать в условиях постоянно увеличивающихся таких площадей гарантированную защиту атмосферного воздуха от случаев превышения ПДК пыли не только на близлежащих населенных территориях, но и на границе санитарно-защитной зоны горнодобывающих предприятий, в то же время, отличаясь дороговизной, трудоемкостью и большим расходом вяжущих веществ (латекс, жидкое стекло, лигносульфонаты) [1].

В СПГГИ (ТУ) имени Г.В. Плеханова проведена оценка причин снижения эффективности работ по пылеподавлению, а также выявление основных современных негативных факторов в процессах пылеобразования на отработанных техногенных массивах путем проведения натурных наблюдений в июле — августе 2009 г. на хвостохранилищах и отвалах Алексеевского карьера цементного сырья (Республика Мордовия), а также моделирования подобных ситуаций в лабораторных условиях. Сделаны выводы об отсутствии образования защитного покрытия из применяемых в настоящее время вяжущих составов на 50 — 100-метровых участках пляжей, примыкающих к прудку хвостохранилища и влажных поверхностях свеженамытых песков. Так, в лабораторных условиях образцы влажных участков пляжей площадью 0,5×0,5 м, обработанные стандартной латексно-силикатной смесью (ЛСС) с расходом 1,2 л/м, показали отсутствие образования противоэрозионного покрытия необходимой прочности. На поверхности данных лабораторных образцов образовалась рыхлая кристаллическая поверхность белого цвета. Образовавшееся покрытие разрушалось ветровым потоком скоростью выше 4 м/с. Латексная и латексно-силикатная смеси не обеспечили закрепления наиболее неблагоприятной с точки зрения пылеобразования части пляжа, а проведение работ по пылеподавлению при большом объеме атмосферных

осадков резко ослабляет прочностные характеристики покрытия, что требует повторного проведения дорогостоящих работ.

Обязательными условиями повышения эффективности химического закрепления являются проведение работ в короткий срок (не более 3 — 4 недель) и сразу же после схода снежного покрова (обычно с 15 — 20 мая), в противном случае ситуация значительно осложняется переносом песка с необработанных на уже закрепленные участки пляжей. Проанализирована зависимость скорости образования защитного покрытия после нанесения стандартной ЛСС от температуры поверхности пляжа. Лабораторными экспериментами доказано, что при температуре поверхности в интервале 2 — 5 °С время, необходимое для полимеризации и набора прочности наносимого ЛСС-покрытия, увеличивается примерно в два раза. Проанализирован ход ночных и дневных температур за каждые сутки августа — сентября 2009 г.

Невозможно получать эффективное покрытие при дождливой погоде. Отмечены и другие негативные факторы существующей практики ведения работ по пылеподавлению на Алексеевском карьерном комплексе: отсутствие или слабое развитие биопродуктивной среды на закрепленных техногенных массивах; наличие протяженных пологих пляжей, связанных с требованиями промышленной безопасности; отсутствие возможности поднять уровень основного прудка хвостохранилища в зимнее время; недостаточные прочностные характеристики покрытия.

Отмечена достаточно высокая адгезия латексно-силикатной смеси ко многим материалам, что препятствует формированию на основе предложенной смеси биопродуктивной среды, а также недостаточная прочность соединения ЛСС с песком, обусловленная большим отличием коэффициента Пуассона для этих материалов, приводящим к постепенному расслоению, а также невозможность использования закрепленного слоя для задернения поверхности.

Проведен патентный анализ и значительный объем лабораторных работ с использованием вяжущих составов, имеющих значительный биопродуктивный потенциал. Исследования позволили сделать принципиальный вывод о том, что для конкретного вида строительного материала (доломит, песок, песчаник, трепел и др.) требуется разработка специфичной, с определенными набором свойств (стабильность, адгезия, глубина проникновения в грунт, концентрация и соотношение компонентов и др.) бипродуктивной смеси.

Предложенный способ закрепления пылящих поверхностей заключается в нанесении на пылящие поверхности отработанных техногенных массивов смеси, состоящей из биогумуса, полученного при применении дождевых компостных червей Eisenia Foetida и натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ). Закрепление пылящих поверхностей с формированием прочного биопродуктивного слоя осуществляется при естественном или искусственном увлажнении. Натриевая соль карбоксиметилцеллюлозы имеет химическую формулу $(C_6H_7O_2(OH)_{3-x}(OCH_2COONa)_x]_n$, где $n = 300 \div 1000$. Она представляет собой аморфное бесцветное вещество плотностью 1,59 г/см. Обладая температурой размягчения 170 °С, натриевая соль КМЦ растворима в воде, а также в водных растворах щелочей, аммиака и хлорида натрия; степень растворимости обуславливается степенью этерификации целлюлозы. Напротив, в органических растворителях и минеральных маслах КМЦ не растворяется [2]. При растворении в воде КМЦ образует вязкие прозрачные растворы, характеризуемые псевдопластичностью, а для некоторых сортов продукта — и тиксотропией (способностью самопроизвольно восстанавливать разрушенную механическим воздействием исходную структуру). В водных растворах КМЦ, проявляя свойства поверхностно-активного вещества, хорошо смешивается с другими водорастворимыми органическими веществами, например с биогумусом. Соединение деструктируется в водных растворах минеральных кислот и щелочей в присутствии кислорода. Из водных растворов натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы формируются прозрачные пленки, характеризующиеся относительным удлинением 8 — 15 %.

Сухая смесь КМЦ оказывает слабое коррозионное действие; она биологически неактивна и устойчива к биодеструкции, однако ее водные растворы при длительном хранении на воздухе подвергаются ферментному гидролизу. Для предотвращения биодеструктивных процессов при закреплении пылящих поверхностей используют биогумус.

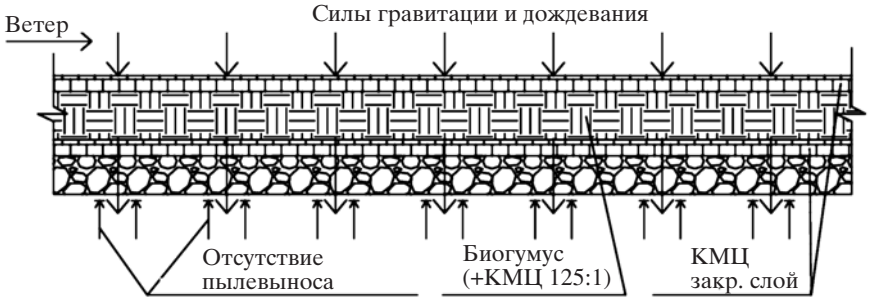
Биогумус — сложный капиллярно-пористый материал, межклеточное пространство которого заполнено водой с малым содержанием сахарозы. В биогумусе, полученном при применении дождевых компостных червей Eisenia Foetida, содержание сухих веществ колеблется от 20 до 25 %, pH имеет слабощелочную среду [3]. Биогумус смешивают с натриевой солью карбоксиметилцеллюлозы в соотношении 125:1 по объему для нейтрализации среды до получения кислотности, равной 7,1 — 7,4, что явля-

ется оптимальным для формирования в дальнейшем биопродуктивной среды на основе закрепленной пылящей поверхности. При этом будет сохранена адгезионная способность натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы, позволяющая сформировать прочный слой на пылящей поверхности, слабо подверженной деструктивным водным и воздушным эрозионным процессам.

Нанесение полученной смеси на пылящую поверхность и ее закрепление вследствие естественного дождевания рационально сельскохозяйственными машинами для внесения органических удобрений. Одновременно необходимо внесение семян трав для последующего задернения поверхности. Перемешивание биогумуса и натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы осуществляется стандартными сельскохозяйственными кольчато-шпоровыми катками, которые разрыхляют верхний слой, внося в него необходимые компоненты, и уплотняют поверхностный. При естественном дождевании и действии сил гравитации происходит проникновение КМЦ между фракциями биогумуса и закрепление пылящего слоя. Натриевая соль карбоксиметилцеллюлозы имеет адгезионное свойство склеивать мелкодисперсную минеральную составляющую биогумуса, что позволяет предохранять образовавшуюся почву от воздействия водной и ветровой эрозии, но при этом сформировать биопродуктивную среду (см. рисунок).

Полученная смесь была исследована на биоэффективность. В качестве индикатора возможности создания такой среды был использован посев газонной травы шелдоу. Из табл. 1 видно, что оптимальным соотношением компонентов для получения наибольшей биопродуктивности обладает состав смеси № 2.

Смеси были испытаны на лабораторной установке. На них действовала искусственно созданная ветровая нагрузка. На раз-



Отвал с нанесенным слоем смеси биогумуса и КМЦ

Таблица 1

Биоэффективность смеси биогумуса и КМЦ

№ смеси	Биогумус, %	КМЦ, %	Всхожесть травяной смеси, %	Цвет ростков (на 60-й день)	Максимальная высота ростков, см	Время жизни, дни
1	100	0	95	Темно-зеленый	14	160
2	**99,2**	**0,8**	**95**	**Темно-зеленый**	**15**	**160**
3	98,5	1,5	50	Желто-зеленый	12	80
4	97	3	20	Зеленый	5	30
5	95	5	—	—	—	—

Таблица 2

Адгезионные свойства смеси биогумуса и КМЦ

№ смеси	Биогумус, %	КМЦ, %	Масса до продувания, г	Масса после продувания, г	Целостность сформированного слоя, %
1	100	0	250	137	95
2	**99,2**	**0,8**	**250**	**245**	**95**
3	98,5	1,5	250	245	80
4	97	3	250	244	50
5	95	5	250	242	20

личные биопродуктивные слои одинаковой массы в течение 1 мин. действовал в горизонтальном направлении ветровой поток скоростью 2,5 — 3 м/с. Из табл. 2 видно, что наиболее прочной и целостной после продувания является смесь с составом № 2: ее подверженность ветровой эрозии минимальна.

По сравнению с известными решениями предлагаемый способ позволяет повысить эффективность закрепления пылящей поверхности при одновременном формировании биопродуктивной среды, что будет способствовать созданию на нарушенных техногенных массивах вторичных экосистем.

Литература

1. *Бульбашев А.П.* Борьба с пылью на карьерах по добыче строительных материалов / А.П. Бульбашев, Ю.В. Шувалов. — СПб.: Изд-во МАНЭБ, 2005. — 208 с.

2. Термические константы веществ: справочник: т. 8 / под ред. В.П. Глушко. — М.: Изд-во АН СССР, 1978. — 213 с.

3. *Ковшов С.В.* Проблема отходов органического происхождения и вермитехнология как вариант ее решения / С.В. Ковшов // Записки / СПГГИ (ТУ). — Т. 181. — СПб., 2009. — С. 217 — 219.

ГЕОЭКОЛОГИЯ,
ГЕОЭКОНОМИКА

УДК 622.272.013

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ КОШАВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Э.Г. Андонов

Хотя дешевый гипс жизненно необходим в строительстве и других отраслях хозяйства, но при наличии нескольких миллиардов тонн запасов на месторождениях гипса в северо-западной Болгарии (рис. 1) вряд ли целесообразно ввозить его из-за границы. Поэтому, несмотря на сложность проблем геологического,

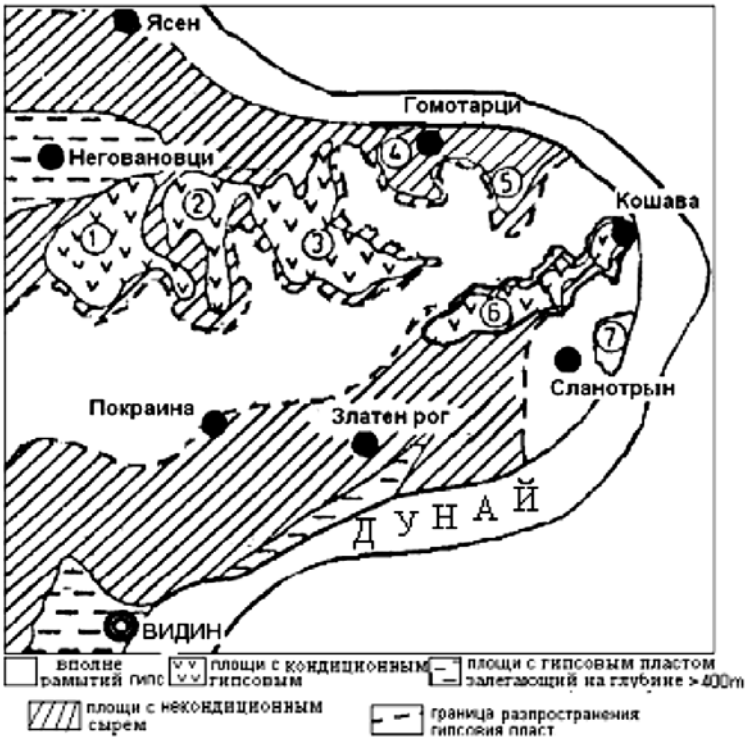


Рис. 1. Распространение залежей кондиционного гипсового сырья в районе г. Видин. Залежи:
1 — Неговановски, 2 — Северопокрайненски, 3 — Западногомотарски, 4 — Гомотарски, 5 — Източногомотарски, 6 — Кошавски, 7 — Сланотрынски

геомеханического и технологического характера в районе, необходимо искать высокоэффективные и экологичные решения разработки отечественных месторождений.

Ряд факторов потверждает уникальность Кошавского гипсового месторождения в сравнении с другими месторождениями в мире. Об этом можно судитъ по технико-технологическим параметрам и показателям, характеризующим физико-механические, прочностные и дефформационные свойства гипса и вмещающих пород. Уникальна и глубина залегания гипсового пласта, что потверждается рисунком 2, построенным по данным Усаченко Б.М. [1]. Коэффициент извлечения *k* низкий. За 44 года существования рудник обеспечивал государство гипсом при среднегодовой добыче 280 — 300 тыс. т. Эксплуатация его начиналась при утвержденных вначале 30 млн. т запасов. После дополнительных геологических изысканий к 1982 г. они возросли до 83 млн. т. По мнению специалистов института-проектанта «Нипроруда», от общих запасов 72 млн. т в пределах поля рудника «Кошава-1», вычисленных к 1985 г. (для всего месторождения они свыше 120 млн. т), разработке подлежит 51 млн. т, из которых ожидается добыть 13,9 млн. т.

Рудник вскрыт двумя вертикальными стволами, расположенными в 68 м друг от друга, на глубине 357 и 302 м. Их местоположение подобрано проектантами в соответствии с условиями, какие были известны в период 1960 — 1965 гг., с явно выраженным стремлением к минимальному блокированию запасов в предохранительных целиках и к сокращению пускового периода. После перемещения пределов рудничного поля на 2 — 3 км в юго-западном направлении (в сторону раскрытия новых запасов) этот способ оказался крайне неудачным с точки зрения обеспечения вентиляции, транспорта и безопасности ведения эксплуатационных работ. Закономерно было принято решение о проведении еще одного ствола, но из-за недостатка средств оно не выполнено. В настоящее время отсутствие резервного выхода на земную поверхность скрывает в себе ряд опасностей.

Подготовка месторождения осуществляется главными транспортными, вентиляционными и оконтуривающими панельными штреками по простиранию на расстоянии 100 — 120 м друг от друга. На руднике главным образом применяли камерно-столбовую систему с барьерными целиками и последующим ги-

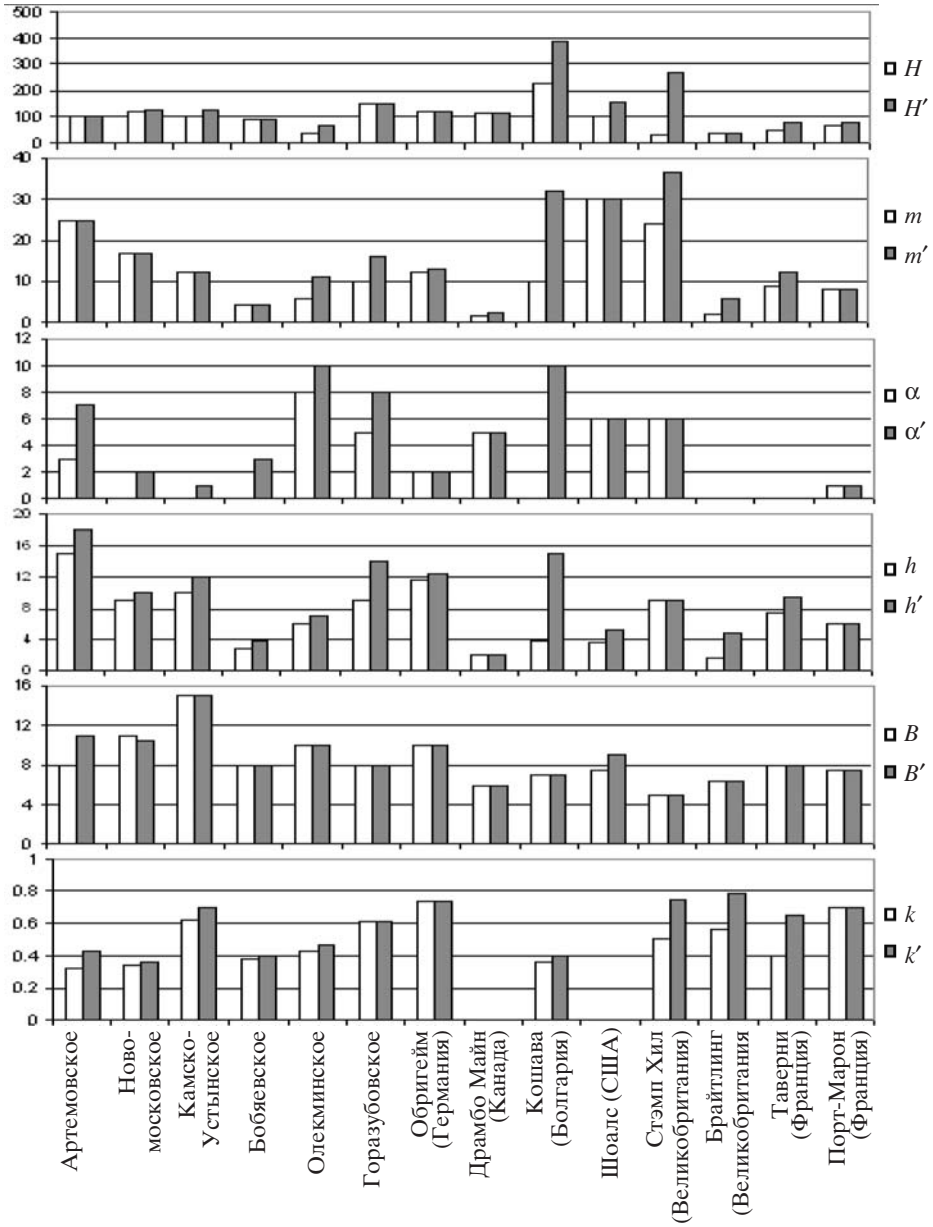


Рис. 2. Технико-технологические параметры и показатели условий на разных месторождениях гипса в мире:

глубина разработки $H_{min–max}$; толщина пласта $m_{min–max}$; угол залегания пластов $\alpha_{min–max}$; высота камер $h_{min–max}$; ширина камер $B_{min–max}$; коэффициент извлекаемости $k_{min–max}$

дрозаполнением. В периферийных зонах поля вплоть до сегодняшнего дня применяется система разработки с квадратными целиками. Считалось, что этой технологией можно увеличить коэффициент извлечения запасов и реализовать экономию от гидрозаполнения, причем рассчитывалось на использование постепенной потери несущей способности целиков с течением времени и осуществление плавного сдвижения вышележащих пород после их разрушения.

После извлечения и транспортировки гипса переходят к гидрозаполнению камер в определенном порядке. Оно началось в 1984 г., а более значительные результаты достигнуты после 1988 г. В начале 1993 г. незаполненные пространства на руднике составляли 1,8 млн. $м^3$.

Одна из основных проблем для рудника «Кошава» связана с безопасным при минимальных потерях извлечением полезного ископаемого. Удаление больших объемов из мощного гипсового пласта усугубляет такие процессы, как трещинообразование в стенах и на потолке выработок, обрушение плит, блоков, ослабление и разрушение целиков. Исследования показали, что характер и степень этих проявлений горного давления обусловлены рядом природных и антропогенных факторов: большой глубиной, сложным строением пласта, изменчивыми параметрами залегания, структурной и техногенной нарушенностью, непостоянными физико-механическими свойствами горных пород, степенью соответствия технико-технологических воздействий конкретным ситуациям на отдельных участках рудничного поля. Сложная обстановка требует введения системного слежения за состоянием камер, целиков, подготовительных выработок и нетронутого массива горных пород. Мнение специалистов о необходимости контроля, наблюдения и управления горным давлением единогласно. Давно созрели предпосылки внедрения на руднике автоматизированной системы геомеханического прогнозирования и беспрерывной стратегии инженерно-технологического обеспечения.

Одним из наиболее существенных факторов аварий на руднике «Кошава» в 1991 — 1992 гг. является подсекание палеокарста (главным образом в приконтурных частях месторождения) горными работами [2]. Его изучение исключительно важно для дальнейшего существования предприятия, так как условия месторождения стали значительно тяжелее после произошедших уже аварий (рис. 3).

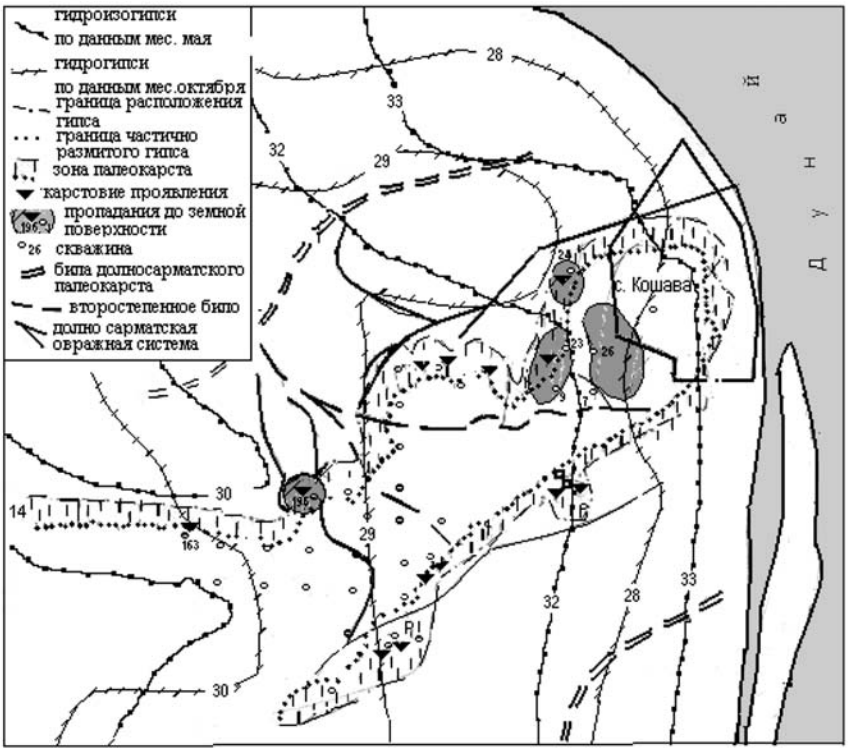


Рис. 3. Места просадок на земной поверхности вблизи д. Кошава

Первое крупное динамическое проявление произошло в 1976 г. Лавинообразное обрушение охранных целиков на северо-восточном участке привело к внезапному сдвижению горных пород на земной поверхности площадью распространения 121 600 м^2 и глубиной 2,8 м. Затронуты дома деревни Кошава. Люди живут теперь в постоянном страхе.

Днища камер были прорезаны посередине естественно образовавшимися каналами глубиной до 0,5 — 1,8 м и шириной 0,4 — 0,8 м. В этих каналах обнаруживали лужи с характерным запахом сернистых соединений (рис. 4 и 5).

23 сентября 1991 г. зарегистрирована просадка в районе кладбища деревни Кошава, обхватившая поле площадью 8000 м^2 и глубиною 1,5 м. Через месяц (28 октября) произошло проваливание на том же самом месте на глубине 9,5 м, а еще через неде-

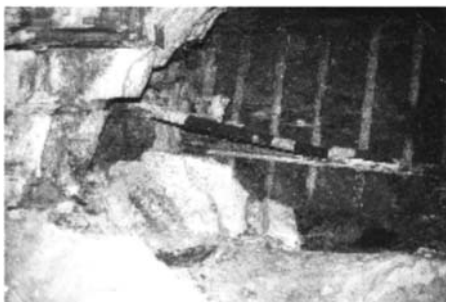


Рис. 4. Целики, вдавленные в слабую глинистую почву пласта

Рис. 5. Просадки земной поверхности

лю распространение мульды охватило уже 10 700 м^2. Объем «пропавшей» массы 34 000 м^3. Характер и размеры проседания, произошедшего 5 марта 1992 г. вблизи этого участка, похожи на те, которые были зафиксированы в 1976 г. В районе рудничного комплекса на поверхности был ощутим толчок, характерный для землетрясений V — VI степени по шкале Медведева. Охвачено примерно 200 000 м^2 высокоурожайных сельскохозяйственных земель.

Новая серия проседания земной поверхности следует в октябре — ноябре 1992 г. в районе устья скважины № 196 на земной поверхности. Характерная особенность этих проявлений — образование самообрушающихся вертикальных труб. В разной форме эти явления продолжались и позднее. На рис. 6 показана ситуация на подземном участке «бермудский треугольник» за 6 месяцев до просадок земной поверхности, где изчезли высокие деревья.

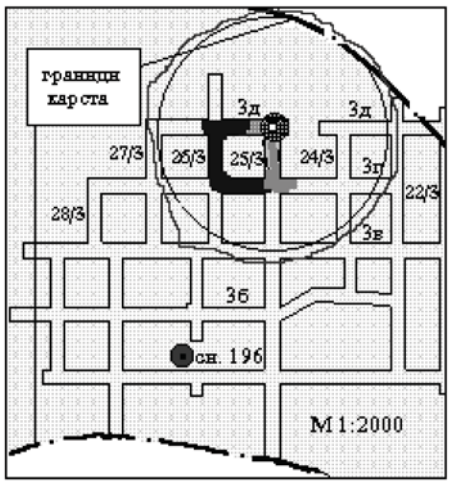


Рис. 6. Ситуация на участке «бермудский треугольник»

Гидрогеологические условия осложняются наличием водоносного горизонта, залегающего выше плиоценских глин и име-

ющего повсеместное распространение. Прямая связь его с рекой Дунаем обусловливает большие запасы подпочвенных вод в районе. Степень подмыва пород зависит и от проводящейся добычи песка из дна Дуная. Песок используется как заполнитель камер в руднике. Необходимо выяснитъ влияние извлечения огромного количества песка из реки на экологию района. Пока неполностью выяснено влияние режима реки на происходящие на земной поверхности процессы. Особо тяжелая экономическая проблема — доставка гидрозаполнителя на расстояние 3 — 4 км.

Приведенные факты дают достаточное основание для разработки превентивных мер по ограничению негативных последствий разработки месторождений гипса, в частности Кошавского. Центральное место в обеспечении существования этого рудника занимают ответы на вопросы управления процессами, происходящими в горном массиве. Их следует решать комплексно геологам, маркшейдерам, геомеханикам, технологам. Выбранные решения должны соответствовать конкретным условиям на отдельных участках рудника. Нужно организовать системное слежение за параметрами, характеризующими состояние горного массива, и сигнализации при достижении ими критических значений. Детальное изучение причин произошедших аварий позволит избегать подобные проявления в дальнейшем. В целом же необходима автоматизированная система прогнозирования, районирования, мониторинга, обеспечивающая безопасное эффективное производство.

Литература

1. *Усаченко Б.М.* Геомеханика подземной добычи гипса / Б.М. Усаченко. — Киев: Наукова думка, 1985.

2. *Андонов Э.* Еще раз о просадках земной поверхности в районе деревни Кошава. Взаимодействие сооружений и оснований — методы расчета и инженерная практика / Э. Андонов // Международная конференция по геотехнике, СПб., 26 — 28 мая 2005.

УДК 622.234+622.772

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛА ХИМИЧЕСКИХ РЕАКЦИЙ МИНЕРАЛОВ ВАНАДИЕВОГО ШЛАКА ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ В ВОДНОМ РАСТВОРЕ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ

Н.Ю. Антонинова, Ф.Ф. Борисков

Качканарское месторождение является основной сырьевой базой ванадия России (96 % производства ванадия в стране) и главным источником железных руд в Свердловской области. Массовая доля железа в рудах изменяется от 14 до 34 % при среднем содержании железа в земной коре (кларк) 5,1, ванадия 0,078 (кларк 0,015), титана 0,0,67 (кларк 0,60), скандия 0,0081 (кларк 0,0006), марганца 0,044 (кларк 0,09), магния 7,02 (кларк 2,1), кальция 11,64 (кларк 3,6 %). Участки Качканарского горного массива с концентрацией железа ~16 % в 3,12 раза больше кларка являются рудными телами. Анализ состава руды показывает также превышение концентрации в ней ванадия в 5,2, скандия в 13,5, магния в 3,34, кальция в 3,23 раза и рассеяние марганца в 2 раза по сравнению с кларками этих металлов в земной коре. Железо концентрируется в магнетите от 8 до 14 % и в силикатах от 4 до 20 %. Ванадий и скандий в виде изоморфной примеси находятся: первый в железосодержащих минералах, второй преимущественно в силикатах, минералы титана — ильменит и ульвошпинель представлены тонкими пластинчатыми включениями в магнетите.

Обогащение руды изменяет распределение этих металлов в руде:

— массовые доли железа, ванадия, титана и марганца в концентрате увеличиваются до 60,5; 0,325, 2,62 и 0,2 %, соответственно;

— содержание скандия, магния и кальция уменьшается с накоплением их в хвостах обогащения.

Разработан проект переработки отвальных хвостов обогащения с извлечением скандия в комплексе с другими компонентами. Низкое содержание и высокая дисперсность титансодержащих минералов исключает пока возможность производства самостоятельных титановых концентратов.

Агломерат и окатыши, полученные из железо-ванадиевого концентрата на Качканарском ГОКе, направляются на Нижне-

Таблица 1

Изменение химического состава продуктов переработки титано-магнетитовой руды Качканарского месторождения (руда — сталь)

Продукт	Элемент, %									
	Fe	V	Ti	Mg	Al	Ca	Si	Cr	Mn	C
Руда	10 (магнетитовое)	0,08	0,64	7,2	3,65	11,6	18,4	0,04	0,04	—
Концентрат	62,0	0,32	1,58	1,67	1,42	1,34	2,22	0,2	0,2	—
Чугун	95,0	0,45	0,22	—	—	—	0,21	0,07	0,32	4,5
Шлак	29,0	10,3	5,1	7,8	—	1,4	8,2	1,7	7,4	—
Сталь	~99,3	—	—	—	—	—	—	—	—	0,7

тагильский металлургический завод (НТМК) на плавку в доменной печи, в результате которой получают ванадиевый чугун и шлак доменного производства. НТМК вырабатывает из ванадиевого чугуна сталь с получением ванадиевого шлака по традиционной технологии путем обработки чугуна дуплекс-процессом: конвертор, конвертор с применением кислорода и получением стали [1].

Металлургическая переработка руд Качканарского месторождения приводит к дальнейшему перераспределению ценных примесей с накоплением в шлаке ванадия, титана и марганца соответственно до 10,3; 5,1 и 7,4 % (табл. 1).

Перспективным вариантом пирометаллургической переработки концентрата является получение металлизованных промпродуктов (губчатое железо, окатыши и брикеты, карбиды железа) методом газового восстановления. Высокое качество промпродуктов гарантируется низким содержанием в исходно ов на основе железа (чугун, сталь). При плавке металлизованных промпродуктов в электропечах осуществляется легирование железа природной примесью ванадия [1]. Ванадиевый шлак НТМК отгружает на предприятия «Ванадий — Тулачермет», Чусовской завод и поставляет на экспорт в Китай и США.

Средний состав конверторного ванадиевого шлака, %: железо 26 — 32, ванадий 10,1 — 10,6, кремний 7,9 — 8,4, магний 7,2 — 8,4, марганец 7,0 — 7,8, титан 4,8 — 5,4, хром 1,4 — 2,0, кальций 0,7 — 2,1, фосфор 0,03 — 0,05, включения частиц стали 9 — 12. На заводе «Ванадий — Тулачермет» шлак перерабатывается на

технический пентаоксид ванадия (V_2O_5) и феррованадий по сложной гидрохимической схеме, которая включает:

— дробление шлака, магнитную сепарацию для выделения металлических включений, измельчение шлака до крупности минус 0,15 мм;

— окислительный обжиг измельченного шлака при температуре T = 700 ÷ 1000 °C в смеси с щелочными (Na_2CO_3, Na_2SO_4, NaCI) или щелочноземельными (CaO, $CaCO_3$) добавками для перевода V^{3+} в растворимое V^{5+} состояние;

— водное и кислотное выщелачивание ванадия;

— осаждение соединений ванадия при T = 90 °C и pH = 1,8 ÷ 2,0;

— сгущение пульпы, сушка и прокалка;

— плавка V_2O_5 [1].

Материальный баланс ванадия по всем переделам следующий:

— извлечение ванадия, %: из руды в железный концентрат ~71, из концентрата в чугун ~83, из чугуна в товарный ванадиевый шлак ~82, из шлака в товарный пентаоксид и другие продукты ~78;

— сквозное извлечение ε ванадия из руды в товары (пентаоксид, феррованадий и т. п.) составляет ~0,38, или 38 % (ε = 0,71 · 0,83 · 0,82 · 0,78);

— потери, %: 62, из них 29 с отвальными хвостами (28 с силикатными минералами, 1 с магнетитом), 33 с отходами пиро- и гидрометаллургии.

Окислительный обжиг шлака, применяемый в традиционной гидрохимической схеме его переработки, используется для перевода плохо растворимых соединений трехвалентного ванадия в растворимые формы пятивалентного ванадия.

Автогенная технология выщелачивания ванадиевого шлака серной кислотой основана на экзотермических реакциях окисления низковалентных ионов Fe, V, Ti, Mn, Cr. Переработка шлака включает дробление, магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля 12 — 20 кА/м для извлечения металлических частиц стали (9 — 12 %) из шлака, измельчение и растворение в серной кислоте [2]. Взаимодействие шлака с разбавленным раствором кислоты протекает медленно, с концентрированной кислотой — бурно с сильным самонагреванием смеси и даже спеканием шлака в твердый агрегат при стехиометрическом соотношении шлак — кислота. Оптимизация T производится изменени-

Таблица 2

Выщелачивание ванадиевого шлака с использованием экзотермических реакций его компонентов с раствором серной кислоты

Продукт	Содержание ванадия, %	Извлечение ванадия, %
Кальциевый осадок	0,084	1,58
Железо-ванадиевый концентрат	6,210	52,88
Железо-ванадиевый промпродукт	2,929	45,08
Магниевый осадок	0,024	0,46
Исходный шлак	2,951	100,00

ем концентрации кислоты в водном растворе. Разложение шлака в растворе с концентрацией 15 — 25 % протекает спокойно с повышением *T* смеси до 70 °С в течение 0,5 — 1,5 мин. После отстаивания продуктов реакции образуется светло-серый осадок и раствор зеленовато-голубого цвета, обусловленный образованием и переходом в жидкую фазу водорастворимых соединений ванадия разной валентности.

Разделение продуктов реакции осуществляется фильтрованием и промывкой осадка. В осадке присутствует значительное количество микроскопических кристалликов гипса. При слабой растворимости гипса (менее 1,76 г/л) [3] почти весь кальций, находящийся в шлаке, переходит в осадок (табл. 2).

Из раствора последовательно выделяются железо-ванадиевые концентрат и промпродукт, а в завершающей операции — магнийсодержащий осадок путем изменения кислотности — щелочности (pH) жидкой фазы смеси.

При объединении железо-ванадиевого концентрата и железо-ванадиевого промпродукта формируется железосодержащее сырье с массовой долей ванадия 4,7 % при извлечении его до 97,96 %, т. е. на 19,96 %, больше, чем при переработке шлака по традиционной гидрохимической схеме, применяемой на предприятиях «Ванадий-Тулачермет», Чусовской завод и стран — импортеров шлака НТМК (США, Китай) [1]. Концентрация ванадия в объединенном продукте превышает содержание ванадия в железном концентрате Качканарского ГОКа в 14,7 раза.

После агломерации или окомкования это сырье можно направлять на плавку в доменную печь или использовать в других технологических операциях. Расчет показывает, что при плавке объединенного ванадийсодержащего продукта можно выпла-

вить чугун с содержанием ванадия 5,3 % в 11 — 12 раз больше, чем сейчас получают на НТМК.

Другие легирующие металлы (Mn, Ti, Cr), которые присутствуют в шлаке, осаждаются в коллективный продукт при повышении pH раствора до ~10. Получение селективных концентратов осуществляется путем точного регулирования величины pH при последовательном осаждении химических соединений каждого металла. Например, выделение осадка $TiO(OH)_2$ производится при pH = 0 ÷ 1,8. Соединения ванадия извлекаются совместно с $Fe(OH)_3$ при pH = 4 ÷ 5, а осаждение $Cr(OH)_3$ при pH до 7 и, наконец, $Mn(OH)_2$ при pH = 8 ÷ 10 [4]. Селективное выделение металлов из раствора может осуществляться также методами экстракции, ионной флотации и другими способами.

Таким образом, разрабатываемая технология выщелачивания шлака отличается от схемы его переработки, принятой на ООО «Ванадий — Тулачермет» и других предприятиях:

— исключением затрат энергии (не требуется нагревание шлака до T = 700 ÷ 1000 °C);

— увеличением извлечения ванадия из шлака с 78,00 до 97,96 %.

Литература

1. Конверторный передел ванадиевого чугуна / Л.А. Смирнов Л.А. и др. — Екатеринбург: Средне-Урал. кн. изд-во, 2000. — 528 с.

2. *Борисков Ф.Ф.* Импульсные и автогенные методы переработки сырья / Ф.Ф. Борисков, В.Д. Алексеев — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2005. — 150 с.

3. *Лурье Ю.Ю.* Справочник по аналитической химии / Ю.Ю. Лурье. — 5-е изд., перераб и доп. — М.: Химия, 1979. — 480 с.

УДК 622.234+622.772

ПРИМЕНЕНИЕ АВТОГЕННЫХ МЕТОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДОВ В НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫХ РАСПЛАВАХ ЩЕЛОЧЕЙ

Н.Ю. Антонинова, Ф.Ф. Борисков

Автогенная плавка сульфидов в жидкой ванне (ПЖВ) А.В. Ванюкова получила распространение в нашей стране и за рубежом. Применение ПЖВ практически полностью исклю-

Таблица 1

Теплотворная способность различных видов топлива и сульфидных концентратов

Топливо	Теплота сгорания, МДж (Мкал)/кг	Содержание золы, %
Бурый уголь	**8,2** (1,96) — **21,0** (5,0)	До 50
Каменный уголь	**20,0** (4,8) — **29,0** (6,9)	До 40
Кокс	**26,0** (6,2) — **32,0** (7,6)	10 — 15
Мазут	**37,0** (8,8) — **96,0** (22,9)	До 1
Природный газ*	**35,0** (8,4) — **37,7** (9,0)	
Сульфидные концентраты	**4,20** (1,4) — **6,90** (1,6)	Выше 66,56**

* В **МДж**/м^3 и Мкал/м^3.
** Оксид железа Fe_2O_3, образующийся при сгорании пирита по выражению (1).

чает потребление энергоносителей при переработке сульфидных концентратов с массовой долей серы больше 28 %. При содержании серы в шихте меньше 28 % применяются природный газ, а в отдельные моменты — уголь в качестве дополнительных источников тепла [1]. По теплотворной способности сульфиды можно рассматривать как один из видов топлива. Пирит, например, выделяет 6,9 МДж/кг при горении [2] — только в 1,2 раза меньше теплотворной способности низших сортов бурого угля (табл. 1):

$$4FeS_2 + 11O_2 \rightarrow 2Fe_2O_3 + 8SO_2 + 6{,}9 \text{ МДж/кг}. \qquad (1)$$

Непрерывная плавка медьсодержащего сульфидного сырья и получение в жидком состоянии штейна (сплав сульфидов железа, меди и т. д.) методом ПЖВ осуществляется за счет экзотермических реакций окисления сульфидной серы S^{2-} пирита, халькопирита и т. п. с добавкой кремнезема SiO_2 для образования расплава шлака.

$$FeS_2 + 2O_2 + SiO_2 \rightarrow FeO \cdot SiO_2 + 2SO_2 + Q. \qquad (2)$$

Для интенсификации реакций окисления применяется дутье, обогащенное кислородом [1].

Недостатками наиболее прогрессивного сейчас процесса ПЖВ являются:

1) высокое содержание меди и цинка (0,5 — 0,8 и 2,5 — 4,0 %) в шлаке;

2) значительная температура $T_{ПЖВ}$ (до 1350 °С) ПЖВ и применение огнеупоров для изготовления и ремонта печей ПЖВ;

3) необходимость реконструкции и строительства обогатительных фабрик для переработки шлаков ПЖВ на месте действующих медеплавильных комбинатов (Средне-Уральский медеплавильный завод) или при переходе медькомбинатов на ПЖВ (Карабашский медькомбинат);

4) образование отвальных хвостов (песок обогащения шлака) с потерями меди, цинка и других металлов и необходимостью отчуждения земель под хвостохранилища.

В.С. Чекушиным и его коллегами установлено разложение сульфидов в расплавах щелочей — гидроксида натрия (NaOH) или калия (KOH) при $T = 400 \div 600$ °С [3]. В результате взаимодействия щелочей и сульфидных продуктов в расплаве образуются сульфиды щелочных металлов (Na_2S и K_2S) и гидрооксиды металлов $Me(OH)_2$, Ме которых входят в состав сульфидных минералов.

Константы скорости (K_c) и энергия активации (Э) сульфидов в расплаве щелочи изменяются в широких пределах (табл. 2) [3]. Энергия активации галенита $Э^{Г}$ = 130,02 кДж/моль — в 10 раз выше $Э^{Х}$ халькозина (13,08 кДж/моль) при $T = 500 \div 600$ °С. Разница в значениях $Э^{Пр}$ пирротина и $Э^{Пт}$ пентландита, основных минералов медно-никелевых руд, еще выше (в 14,6 раз при $T = 400 \div 500$ °С), что позволяет перерабатывать сульфидные концентраты в щелочных расплавах с селективным выделением

Таблица 2

Константы скорости K_c и энергии активации Э разложения сульфидных минералов в расплавах щелочей

Минерал	K_c, мин$^{-1}$ · 10^{-3} при T °С			Э, кДж/моль при T °С	
	400	500	600	400 — 500	500 — 600
FeAsS (арсенопирит)	0,13	0,17	—	16,73	19,18
FeS (пирротин)	0,48	0,63	1,26	2,67	38,24
FeS_2 (пирит)	2,88	10,00	—	47,82	74,27
PbS (галенит)	4,47	26,30	3,16	76,78	130,02
Cu_2S (халькозин)	0,89	6,60	17,73	18,72	13,08
$(Fe, Ni)_9S_8$ (пентландит)	31,60	66,07	630,96	39,11	254,94
ZnS (сфалерит)	0,07	0,10	0,26	15,23	57,30

компонентов. Простые сульфиды галенит, сфалерит и другие взаимодействуют с расплавами NaOH и KOH по схеме:

$$PbS + 2NaOH \rightarrow Pb(OH)_2 + Na_2S, \quad (3)$$

$$ZnS + 2KOH \rightarrow Zn\,(OH)_2 + K_2S. \quad (4)$$

Продуктами разложения полисульфидов (FeS_2, NiS_2 и т. п.) в щелочах являются также гидроксиды металлов перерабатываемых минералов и полисульфиды щелочных металлов.

При исследовании взаимодействия пирита FeS_2 (порошок крупностью –0,5 мм) с расплавом NaOH (T = 322 °C) был установлен экзотермический тип реакции, в результате которой образуются гидроксид двухвалентного железа черного цвета и дисульфид натрия:

$$FeS_2 + 2NaOH \rightarrow Fe(OH)_2 + Na_2S_2 + Q. \quad (5)$$

Гидроксиды, образующиеся в результате реакций (3), (4) и (5), выпадают в осадок, а Na_2S, K_2S, Na_2S_2 и K_2S_2, диссоциированные на катионы (Na^{1+}, K^{1+}), сульфид (S^{2-}) — и дисульфид (S_2^{2-}) анионы накапливаются в расплавах щелочей. Комплекс S_2^{2-} является составной частью дисульфидов. В кристаллической решетке дисульфидов S_2^{2-} образует прочное структурное образование $[S^{2-} — S^{2-}]^{2-}$ с ковалентной связью двух анионов S_2^{2-}, которое сохраняется при реакции (5).

Катионы и анионы отделяются от гидроксидов фильтрованием или выщелачиванием расплава водой. У осадка $Fe(OH)_2$, отмытого от щелочей, цвет изменяется от черного до красно-бурого за счет окисления Fe^{2+} до Fe^{3+} при хранении осадка на воздухе с доступом кислорода в присутствии воды или ее паров:

$$4Fe(OH)_2 + O_2 + 2H_2O \rightarrow 4Fe(OH)_3. \quad (6)$$

Примеси ценных компонентов (золото, серебро и другие), которые находятся в сульфидных минералах, выпадают в осадки гидроксидов металлов в раскрытом состоянии, так как кристаллическая решетка сульфидов полностью разрушается в расплаве щелочей. Осадок обогащается ценными примесями (золото, серебро, медь, цинк, кобальт и другие) при разложении сульфидных концентратов в расплавах щелочей, так как металлоиды (S, As) сульфидов удаляются из гидроксидов металлов в жидкую фазу — расплавы щелочей. Содержание ценных примесей в

осадке увеличивается до 20 % и выше за счет извлечения серы в форме ионов из исходных сульфидов в расплав. В некоторых случаях геотехнологии, основанные на реакциях (3), (4) и (5), могут перевести сульфидные материалы из разряда забалансового сырья в руды с возможностью разработки малоотходных методов их освоения с применением расплава щелочей. Примеси можно выделять из осадка в селективные концентраты комбинированными методами, в том числе с применением гидрометаллургии. Золото выделяется из осадка цианированием, хлоринацией или гравитационными методами.

Переработка галенита при температуре расплава щелочи ($T_щ$) от 400 до 600 °С названа плавкой в [3]. Однако температура плавления галенита ($T_г$) равна 1115 °С [4], т. е. он, как и остальные сульфидные минералы, не переходит в жидкое состояние при обработке его щелочами при $T_щ = 400 \div 600$ °С. Из порошка галенита образуются осадок $Pb(OH)_2$ и Na_2S при $T_щ$ в 1,86 — 2,79 раза ниже чем $T_г$ в результате взаимодействия галенита в твердом состоянии с расплавом NaOH (3). Поэтому разложение сульфидов без плавления в расплавах щелочей, протекающее при $T_щ$, значительно ниже точки плавления этих минералов, следует назвать низкотемпературной переработкой сульфидного сырья в щелочной ванне (НПЩВ). Снижение температуры процесса переработки сульфидных концентратов с 1350 °С (ПЖВ) до 400 — 600 °С при НПЩВ — основное отличие разрабатываемого метода от традиционного процесса ПЖВ.

Новый метод, позволяющий существенно снизить $T_щ$ процесса НПЩВ сульфидных материалов, основан на применении смеси NaOH и KOH, образующих эвтектику с температурой плавления $T_э = 170$ °С при соотношении 50:50 молярных или 1:0,7143 весовых частей [5]. Процесс разложения сульфидов в эвтектической смеси NaOH и KOH был изучен при щелочной переработке пиритного концентрата крупностью –0,5 мм [6]. В прозрачную жидкую эвтектику NaOH и KOH ($T_э = 170$ °С) загружается пиритный концентрат. Реакция протекает по типу (3), (4), (5):

$$2FeS_2 + 2NaOH + 2KOH \rightarrow 2Fe(OH)_2 + Na_2S_2 + K_2S_2 + Q. \quad (7)$$

Быстрое изменение золотисто-желтого цвета пиритного концентрата на черную взвесь гидрооксида железа в эвтектическом расплаве и повышение температуры смеси до 215 °С свидетельствует о том, что реакция разложения пирита в расплаве эвтектики щелочей является экзотермической, т. е. она протекает

в режиме самонагревания. Основой НПЩВ являются обменные реакции (3), (4), (5) и (7) в отличие от реакций окисления сульфидов (1), используемых при ПЖВ. При разложении пирита в расплаве эвтектикой щелочей NaOH и KOH образуются также дисульфиды щелочных металлов, диссоциированные на ионы в расплаве, и осадок гидроксида железа, содержащий в раскрытом состоянии примеси.

Расход тепла Q для разогрева смеси сульфидов с жидкой эвтектикой щелочей ($T_э$ = 170 °C) в реакторе из обычной стали снижается до 8 раз по сравнению с ПЖВ ($T_{ПЖВ}$ до 1350 °C).

Извлечение компонентов в виде отдельных концентратов и подкрепление эвтектического расплава добавкой реагентов позволяет организовать оборот расплавов щелочей по аналогии с выщелачиванием сырья водными растворами. Регенерация щелочей в процессе НПЩВ путем окисления S^{2-}, S_2^{2-} до SO_2, восстанавливая их химическую активность [7], позволяет рационально распределять компоненты, входящие в состав сульфидов, в твердой, жидкой и газовой фазах.

Процесс НПЩВ может использоваться как основа открытых геотехнологий переработки сульфидных продуктов в экологически безопасном автогенном режиме с оборотом расплава эвтектики щелочей при 170 °C для повышения эффективности и экологической безопасности переработки сульфидных продуктов.

Таким образом, использование расплава эвтектики щелочей снижает температуру переработки сульфидов с 1350 до 170 °C и расход огнеупоров; полный оборот щелочей с их регенерацией исключает образование отвальных шлаков и хвостов их обогащения с потерями ценных металлов; сокращается отвод земель под хранилища отходов.

Литература

1. Плавка в печи Ванюкова медно-цинкового сульфидного сырья / А.М. Халемский и др. — Екатеринбург: Изд-во Кедр, 1993. — 80 с.

2. *Некрасов Б.В.* Учебник общей химии / Б.В. Некрасов. — М.: Химия, 1981. — 472 с.

3. *Чекушин В.С.* Разложение сульфидных минералов в щелочных средах / В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова, Ю.М. Горлов // Проблемы комплексного использования руд: 2-й Междунар. симпоз.: тез. докл. / СПГГИ (техн. ун-т), Ун-т Лаваля (Канада), Канад. Ин-т горного дела, металлургии и нефтепереработки и др. — СПб., 1996. — С. 268.

4. *Костов И.* Минералогия / И. Костов. — М.: Мир, 1971. — 584 с.

5. *Некрасов Б.В.* Основы общей химии: в 3-х т.: т. 2 / Б.В. Некрасов. — М.: Химия, 1967. — 400 с.

6. *Борисков Ф.Ф.* Импульсные и автогенные методы переработки сырья / Ф.Ф. Борисков, В.Д. Алексеев. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2005. — 150 с.

7. *Чекушин В.С.* Регенерация щелочных плавов производства чернового свинца / В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова, В.Ю. Гордеев // Проблемы комплексного использования руд: 2-й Междунар. симпоз.: тез. докл. / СПГГИ (техн. ун-т), Ун-т Лаваля (Канада), Канад. Ин-т горного дела, металлургии и нефтепереработки и др. — СПб, 1996. — С. 268 — 269.

УДК 622.363.2.002.68

ВЛИЯНИЕ ПОВЕРХНОСТНЫХ ЯВЛЕНИЙ НА ЭКОГЕОХИМИЮ ПОЛЛЮТАНТОВ-МИКРОПРИМЕСЕЙ ОТХОДОВ КАЛИЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА

А.Ю. Бабошко

Присутствие в хвостах калийных предприятий микропримесей, характеризующихся малыми концентрациями, но высокой степенью опасности для окружающей среды, в последнее десятилетие становится важным аспектом оценки экологической опасности этих отходов. Категория таких поллютантов объединяет две группы загрязнителей: рассеянные элементы, в частности тяжелые металлы (ТМ) и органические вещества. Наиболее опасны в этом отношении техногенные рассолы и глинисто-солевые шламы. Последние содержат ряд маркеров техногенного органического загрязнения [1], а также ТМ в концентрациях, в несколько раз превышающих местный почвенный фон (см. таблицу). Существующий градиент концентрации этих элементов между шламами и природными геосистемами является необходимым, но недостаточным условием их рассеяния в окружающую среду.

Методические подходы к оценке степени экологической опасности отходов, основанные на суммировании вредных эффектов от валового содержания в них индивидуальных нормируемых компонентов, применимы только для рассолов. В случае с глинисто-солевыми шламами они могут дать мнимое представление об уровне негативного влияния на природные геосистемы. Опасность для окружающей среды представляет лишь геохимически подвижная доля поллютантов, которая в случае хвостов обогащения водорастворимых солей, представляет собой веще-

Характер накопления ТМ в твёрдых отходах, мг/кг

Образец	Ni	Mn	V	Ti	Cu	Zn	Ba
Среднее содержание в галитовых отходах	1,2	33	8,6	20,8	3	11,9	179,9
Коэффициент концентрации (%) относительно почв	*2,7*	*4,7*	*8,4*	*0,3*	*8,1*	*10,4*	*100*
Среднее содержание в глинисто-солевых шламах	50	960	190	5400	116	56	600
Коэффициент концентрации (%) относительно почв	***113,6***	***137,1***	***186,3***	*80,6*	***313,5***	*49,1*	***333,3***
Кларк местных почв	44	700	102	6700	37	114	180

ства и элементы, сольвофильные по отношению к концентрированным солевым растворам.

Валовое содержание микроэлементов в глинисто-солевых шламах контролируется преимущественно минеральным составом галогенных формаций, особенно галопелитов. Как показывают результаты исследований, часть ТМ присутствует в виде собственных минералов, другая — в виде примеси, изоморфно замещая основной катион, чем и определяется их растворимость. Так, большая часть (87 — 99 %) сидерофильных (Fe, Ni) и литофильных (Mn, V, Ti) элементов присутствует в виде таких труднорастворимых минералов, как хлорит, гематит, пирит, гидрослюда, карбонатные и силикатные минералы. Вместе с доломитами, ангидритом, кварцем, полевым шпатом и слоистыми силикатами они образуют нерастворимый остаток. Значительная доля (40 — 75 %) халькофильных элементов (Cu, Zn, Pb) может находиться в виде растворимых сульфатов.

В процессе обогащения при контакте с оборотными рассолами и щелоками происходит значительная перестройка минеральной матрицы калийных руд, обуславливающая изменение форм нахождения ТМ и их перераспределение между жидкой и твердой фазами. Водорастворимые формы ТМ выщелачиваются и переходят в технологические растворы, приводя тем самым к снижению их концентраций в глинисто-солевых шламах. Не исключено, что значительную роль в этих процессах играют при-

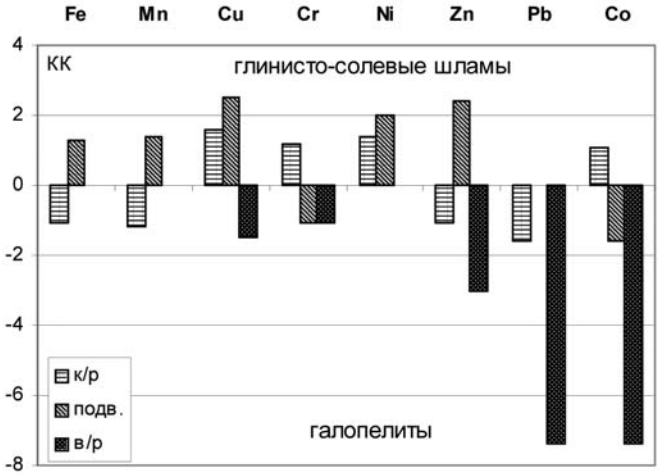


Рис. 1. Характер перераспределения различных форм ТМ между галопелитами и глинисто-солевыми шламами

меняемые органические флотореагенты, приводящие к формированию гидрофобных органо-минеральных комплексов [1, 2]. На этом фоне, а также под влиянием процессов рудоподготовки в шламах происходит концентрирование менее подвижных форм металлов (рис. 1), а многократная циркуляция щелоков в технологическом процессе способствует их существенному насыщению микроэлементами.

Анализ изменения подвижности микроэлементов в технологическом процессе обогащения калийных руд наиболее рационально производить исходя из теории поверхностных явлений в дисперсных системах. Эти явления обусловлены наличием на поверхности раздела фаз избытка нескомпенсированной энергии. Он объясняется тем, что любая молекула в глубине фазы окружена такими же молекулами и их взаимодействие взаимно компенсируется. Энергия же частиц, находящихся на границе раздела фаз, ввиду её особого положения, скомпенсирована подобными ей молекулами лишь частично. Таким образом, нереализованная способность к взаимодействию будет характеризовать свободную поверхностную энергию, вызывающую особый род взаимодействий. О том, насколько весомы эти взаимодействия, говорит тот факт, что технология флотационного обогащения полностью базируется на них. Их спектр весьма широк, а вызы-

ваемые ими явления, очевидно, способны влиять на подвижность поллютантов в техногенно-минеральных образованиях.

Величина свободной поверхностной энергии в гетерогенных системах твердое — жидкое тем больше, чем больше удельная поверхность дисперсной фазы *S*. Поэтому самопроизвольное стремление системы к гашению свободной энергии реализуется путем снижения *S* в результате укрупнения частиц. В качестве примера можно привести природные галопелиты пл. Кр. II БКРУ-2, определение удельной поверхности которых производилось для оценки технологических свойств руды при шламовой флотации. Удельная поверхность исходных галопелитов составляет 83 $м^2/г$. При промывке водой она сокращается до 18,3 $м^2/г$. Удельная поверхность шламов на фабрике этого рудоуправления, которые фактически представляют собой флотационно отделённые галопелиты, составляет 21,3 $м^2/г$ [4]. Такое снижение *S* после технологического передела руды может быть объяснено только коагуляцией глинистых минералов, поскольку выщелачивание доли высокодисперсных растворимых минералов, которые могли бы обуславливать высокую дисперсность природного материала, незначительно ввиду обогащения в насыщенных растворах. Сравнивая эти значения, можно заключить, что снижение удельной поверхности контролируется в большей степени коагуляцией, при подчинённой роли выщелачивания мелкодисперсных частиц. Вместе с уменьшением *S* снижается площадь контакта шламов с потенциальными растворителями, а значит, и вероятность перехода поллютантов в жидкую фазу.

На обогатительных фабриках с целью быстрого осветления щелоков и обесшламливания суспензий процесс коагуляции дополнительно интенсифицируется введением поверхностно-активных веществ (ПАВ), в частности полиакриламида, который прочно сорбируется глинистыми минералами и таким образом оказывается в шламохранилище, в дальнейшем предохраняя флоккулы от разрушения.

Для проведения шламовой флотации традиционно применение и других ПАВ — смесь оксиэтилированных жирных кислот (ОЖК). Молекула ОЖК состоит из полярного аниона жирной карбоновой кислоты RCOO и присоединённого к нему посредствам кислородной связи неполярного эфироподобного радикала, т. е. $(C_2H_4O)_nH$, который обнаруживается на хромато-масс-спектрах гексановой вытяжки ОЖК в виде алифатических и циклических полиэфиров (рис. 2) [2]. Такое строение молекулы обу-

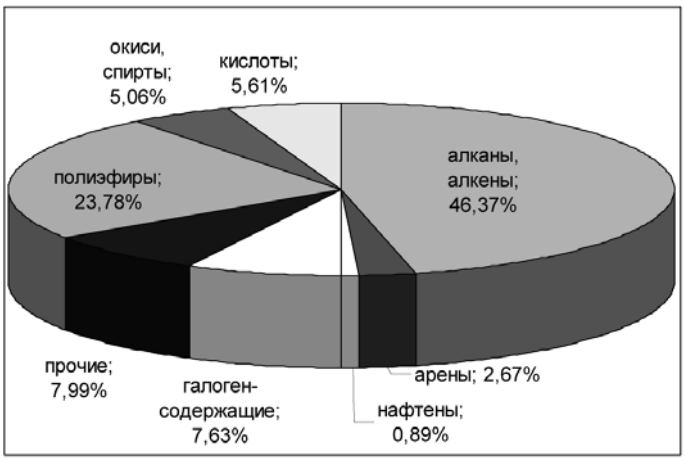


Рис. 2. Состав гексановой вытяжки ОЖК, по данным ХМС

славливает её типичную для ПАВ дифильность. Глинистые частицы активно сорбируют реагент. При этом гидратированность глинистых частиц в насыщенном растворе сильных электролитов обуславливает ориентацию молекул ОЖК в адсорбционном слое согласно правилу уравнения полярностей таким образом, что неполярная часть молекулы направлена в сторону раствора. В результате частица оказывается экранированной от раствора гидрофобным слоем, что не только определяет её флотируемость, но и предохраняет её от взаимодействия с некоторыми растворителями.

Необходимо отметить, что промышленная флотация характеризуется применением широкого спектра флотореагентов, которые могут обладать как синергетическим (например, активаторы хемосорбции аминов), так и антагонистическим (регуляторы селективности сорбции) влиянием друг на друга. Кроме того, промышленные реагенты не являются химически чистыми веществами и содержат ряд недекларируемых соединений (см. рис. 2), которые ещё больше усложняют теоретическое прогнозирование их совместного взаимодействия.

Совершенно очевидно, что описанные процессы способны вносить вклад в формирование геохимических потоков рассеяния поллютантов-микропримесей, скрывая потенциально подвижные элементы внутри флоккул и препятствуя взаимодейст-

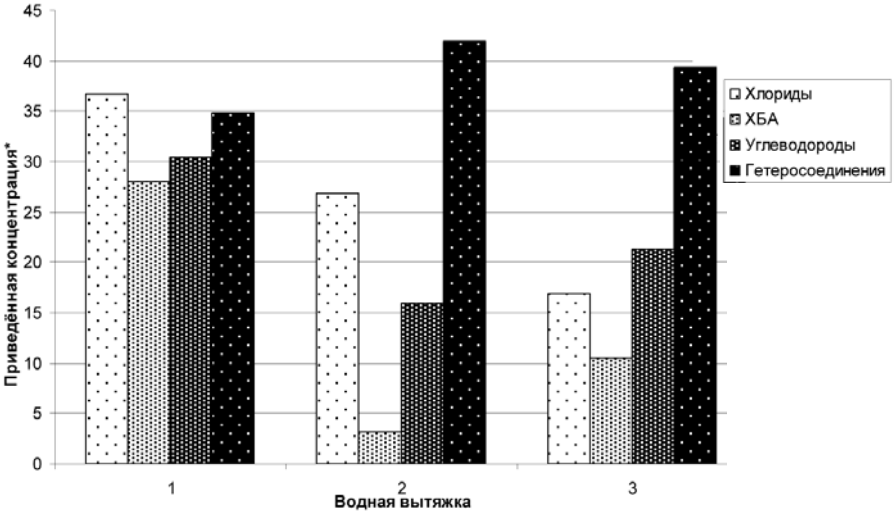


Рис. 3. Характер выщелачивания поллютантов из шламов пресной водой (* концентрации для Cl^- приведены в логарифмическом масштабе)

вию минеральных частиц с растворителем за счет образования сольвофобных адсорбционных оболочек. Вместе с тем существует ряд факторов, способных нарушить равновесие в поверхностных взаимодействиях и изменить направленность обусловленных ими процессов. Так, например, опреснение дисперсионной среды повышает её полярность и изменяет ориентацию ПАВов в адсорбционном слое и ослабляет его связь с минеральными частицами. Обнаружено, что с уменьшением минерализации проб шлама увеличивается извлекаемость растворителями большинства органических веществ (рис. 3). С этими же процессами, по-видимому, связан неравномерный характер перехода в водные вытяжки некоторых ТМ [3].

Таким образом, при изучении геохимических потоков рассеяния отходов обогащения калийных руд для оценки их экологической опасности необходимо учитывать эффекты поверхностных взаимодействий, влияние которых велико, а направленность зависит от многих факторов, в число которых входят условия зоны гипергенеза, такие как минерализация, температурные колебания, влажность, механическое воздействия и т. п.

Литература

1. *Бачурин Б.А.* Эколого-геохимическая характеристика отходов калийного производства / Б.А. Бачурин, А.Ю. Бабошко // Горный журнал. — 2008. — № 10. — С. 88 — 91.

2. *Бачурин Б.А.* Органические вещества в составе техногенно-минеральных образований калийного производства / Б.А. Бачурин, Т.А. Одинцова, А.Ю. Бабошко // Проблемы минералогии петрографии и металлогении: сб. науч. ст., научных чтений памяти П.Н. Чирвинского / Пермский университет. — Вып. 9. Пермь, 2006. — С. 331 — 336.

3. *Бачурин Б.А.* Техногенно-минеральные образования горного производства как источники эмиссии тяжелых металлов / Б.А. Бачурин, А.Ю. Бабошко // Проблемы минералогии петрографии и металлогении: сборник научных статей научных чтений памяти П.Н. Чирвинского. — Выпуск 11. — Перм. ун-т. — Пермь. — 2008. — С. 322 — 326.

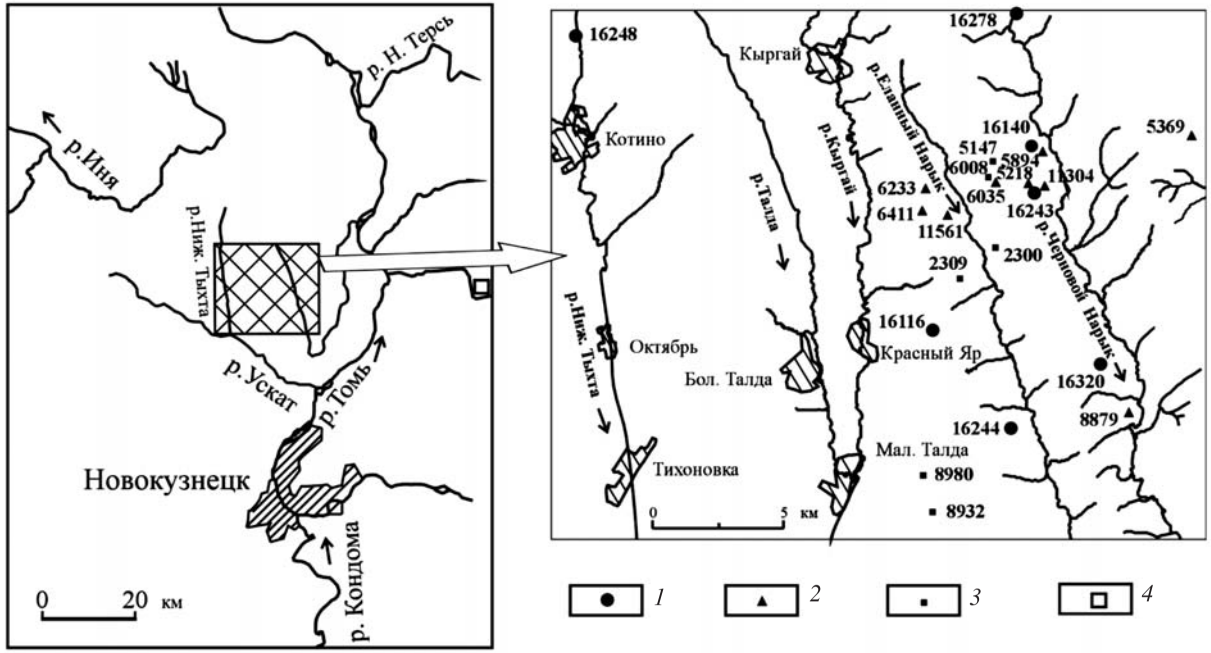
4. Технология флотационного обогащения калийных руд / Тетерина Н.Н., Сабиров Р.Х., Сквирский Л.Я., Кириченко Л.Н. — Пермь. — 2002. — С. 55 — 60.

УДК 550.84:550.461(571.1)

ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ТАЛДИНСКОЙ ПЛОЩАДИ ПРИ УТИЛИЗАЦИИ ОТКАЧИВАЕМЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВОД

Ю.Ю. Белова

Учитывая высокую плотность ресурсов метана в Кузбассе, необходимо помнить, что в этом районе еще многие годы будут вестись горные работы. Поэтому уже сейчас стоит задуматься о влиянии на природную среду попутных технологических вод, извлекаемых при добыче метана из угольных пластов, обогащенного местным газом, без отрицательного влияния на экосистему региона. Поскольку одним из способов утилизации попутных вод является закачка технологической воды в подземные горизонты, необходимо определить экологическое состояние всей окружающей среды района, изучить полный химический состав извлекаемых вод, т. е. макрокомпоненты, тяжелые металлы, микробиологический состав, все параметры, характеризующие качество вод (pH, Eh, цвет, запах, органическое вещество, экологически опасные элементы: As, Hg, U и хлор-органические соединения). В связи с этим, целью наших исследований было определение современного эколого-геохимического состояния природных вод зоны активного водообмена исследуемого Ерунаковского района (см. рисунок).



Карта расположения Ерунаковского района:

1 — глубокие керновые скважины, *2* — скважины, вскрывшие пресные воды, *3* — скважины, вскрывшие солоноватые воды, *4* — район расположения Терсинских минеральных вод

Методика исследований

Использованы материалы, полученные авторами при исследовании в Верхнеобском гидрогеологическом экспедиционном отряде при ТФ ИНГГ СО РАН под руководством Шварцева С.Л., проведенных в период с 2001 по 2009 г., и сведения из литературных источников.

Исследования проходили в несколько этапов. Первый — полевые работы, основной задачей которых являлся качественный отбор проб воды с участков различной степени антропогенной нагруженности и глубины. Полевой химический анализ включал в себя определение таких быстро изменяющихся элементов, как *t*, pH, $Fe_{общ}$, NO_2^-, NH_4, и выполнялся непосредственно на точке отбора. Производился также отбор проб для последующего их изучения в стационарных лабораториях.

Второй этап исследований заключался в химическом анализе отобранных проб. Основные макро- и микрокомпоненты исследовались в аккредитованной проблемной научно-исследовательской гидрогеохимической лаборатории и ядерно-геохимической лаборатории Томского политехнического университета.

Третий этап работ состоял в аналитической и статистической обработке всех полученных материалов. Все результаты были направлены на решение следующих задач: характеристика особенностей вод зоны активного водообмена района, определение современного эколого-геохимического состояния природных вод по широкому комплексу элементов, определение соответствия исследуемых вод установленным экологическим нормативам.

Результаты и их обсуждение

Зона активного водообмена на юге Кузбасса занимает верхнюю часть разреза, сложенную рыхлыми мезо-кайнозойскими (преимущественно четвертичными) отложениями, и зону интенсивной трещиноватости коренных пород кольчугинской серии. Мощность зоны колеблется от 30 до 450 м, наибольшего значения достигает на водоразделах, представленных высокопроницаемыми отложениями, а наименьшая — в долинах рек. На большей части юга Кузбасса мощность зоны активного водообмена составляет 80 — 150 м [1]. Для поверхностных вод зоны характерно развитие HCO_3 — Ca типа вод. Речные воды пресные, преимущественно нейтральные или слабощелочные. Средние значения общей минерализации составляют 0,15 — 0,25 г/л, pH = 7,7. В отдельных пробах речных вод достаточно высоки содержания суммы анионов и катионов, которые до-

стигают 0,96 г/л при значении pH = 9,4. Данные воды относятся не к типичным поверхностным водам, а к водам техногенно измененным. Такие содержания установлены в притоках р. Томи в районе г. Новокузнецка и ниже его по течению реки.

Для подземных вод зоны активного водообмена юга Кузбасса характерно развитие HCO_3 — Ca, Ca — Na и Na — Ca типов вод. Это повсеместно пресные воды с минерализацией до 0,4 — 0,6, реже 0,9 г/л, чаще слабощелочные со средним значением pH для рассматриваемых районов 7,5 — 8,0. С глубиной происходит увеличение роста общей минерализации и pH. Воды постепенно переходят в гидрокарбонатные натриевые (содовые).

Прослеживается изменение химического состава вод зоны и в региональном плане. Оно заключается в увеличении минерализации от 0,2 — 0,3 до 0,6 г/л с востока (от Кузнецкого Алатау) на запад, т. е. в сторону уменьшения отметок рельефа, обусловленного постепенным переходом от одного ландшафта к другому. Подобная зависимость наблюдается и для значений pH [2].

Целью наших исследований является определение современного экологического состояния и качества вод зоны активного водообмена исследуемого района. Критерием оценки является совокупность любых количественных показателей. Критерием качества в соответствии с ГОСТ 17.1.1.01 — 77 считаем характеристику состава и свойств воды, определяющую пригодность ее для различных видов водопользования. В качестве количественной оценки современного эколого-геохимического состояния водных объектов исследуемого региона используем предельно допустимые концентрации (ПДК) химических элементов. Проанализировано 110 проб подземных вод и по 102 пробы поверхностных вод, из них 90 речных и 12 озерных. Подземные воды отбирались с глубины в интервале от 30 до 500 м. Большая часть подземных вод опробована с глубины 40 — 140 м из скважин, предназначенных для хозяйственно-питьевого использования, скважин, расположенных на различных промышленных площадках или территориях угольных разрезов. Речные представлены водами рек Томь, Иня и их притоков. Среди озерных выделяются природные и техногенные.

Собранные результаты разбили по следующему принципу: воды, в которых установлены элементы по содержаниям, не отвечающим нормативным требованиям (превышающие ПДК), отнесены к загрязненным водам, а воды, в которых все элементы находятся в концентрациях, удовлетворяющих нормативным документам, — к чистым водам. Усредненный химический анализ обоих групп представлен в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Содержание химических элементов в чистых водах зоны активного водообмена

Компонент		Подземные воды			Поверхностные воды					
					речные			озерные		
		мин.	макс.	сред.	мин.	макс.	сред.	мин.	макс	сред.
pH	мг/л	6,80	7,9	7,38	6,0	8,5	7,7	7,7	7,7	7,7
Общая мин.		114	892	611,41	128	292,5	154,86	240,5	556,9	384,7
HCO_3^-		55,0	683	423,13	18,3	683,2	148,88	183,0	414,8	210,1
SO_4^{2-}		0,09	232	29,32	0,01	39,50	6,75	0,90	11,00	5,95
Cl^-, мг/л		1,10	86,6	18,29	0,17	39,05	6,62	1,10	1,40	1,25
Ca^{2+}		20,0	158	84,56	4,00	112,0	30,51	40,0	90,0	56,0
Mg^{2+}		2,40	52,5	17,71	0,20	17,08	5,44	9,76	24,4	18,9
Na^+		3,9	110	46,43	1,00	70,0	9,76	5,00	15,0	11,1
K^+		0,50	5,60	1,81	0,10	6,30	1,04	0,40	3,10	1,40
NH^{4+}		0,01	1,00	0,25	0,01	0,10	0,076	0,049	0,30	0,19
NO_3^-		0,90	28,8	7,08	0,067	14,43	3,90	0,59	0,64	0,58
NO_2^-		0,003	0,05	0,015	0,008	0,08	0,03	0,0029	0,017	0,003
$Fe_{общ}$		0,05	0,30	0,27	0,068	0,29	0,27	—	—	—
Si		3,84	9,20	7,05	2,00	5,30	3,35	0,28	4,40	2,46
Al		0,02	0,40	0,14	0,065	0,50	0,29	0,05	0,27	0,19
Sr		0,28	2,50	1,20	0,10	1,70	0,40	0,20	0,70	0,31
Li	мкг/л	1,30	27,0	17,7	1,00	18,5	5,30	8,00	12,0	9,56
Cu		0,10	3,50	1,12	0,20	30,0	2,80	1,07	2,65	1,14
Zn		1,0	90,0	15,35	0,10	71,0	18,12	15,5	123,5	45,7
Pb		0,10	6,40	1,74	0,10	3,80	0,65	0,46	2,30	1,38
Cd		0,01	0,40	0,09	0,10	0,22	0,11	0,053	0,42	0,25
Hg		0,009	0,45	0,18	0,01	0,44	0,13	—	—	—
F		0,11	1,40	0,43	0,006	0,64	0,17	0,21	0,25	0,17
Фенолы		0,11	0,31	0,24	—	—	—	—	—	—
ПО*	мг/л	0,06	3,09	1,26	0,90	4,40	1,92	3,76	7,60	6,20
ХПК		0,70	9,00	5,17	0,65	12,3	6,47	0,70	3,52	2,42
НП		—	—	—	0,026	0,091	0,058	—	—	—
Число проб			45			57			3	

* ПО — перманганатная окисляемость, ХПК — химическое поглощение кислорода, НП — нефтепродукты.

Таблица 2

Содержание химических элементов в загрязненных водах зоны активного водообмена

Компонент		Подземные воды			Поверхностные воды					
					речные			озерные		
		мин.	макс.	сред.	мин.	макс.	сред.	мин.	макс	сред.
pH	мг/л	6,2	8,8	7,38	7,2	9,4	8,2	7,7	9,9	8,4
Общая мин.		129,2	2916	843,9	126,0	920,0	379,3	208,3	920,0	478,5
HCO_3^-		61,0	1830,0	624,34	28,0	573,4	245,23	140,3	525	305,21
SO_4^{2-}		0,90	767,0	137,32	0,01	86,5	18,01	0,90	188	54,61
Cl^-, мг/л		1,42	139,0	36,46	2,1	929,0	45,84	1,10	26,3	7,82
Ca^{2+}		2,40	220,0	72,58	2,4	102,0	53,75	33,0	94,0	70,17
Mg^{2+}		1,20	73,20	22,93	2,4	85,4	16,17	5,40	85,4	26,90
Na^+		8,00	934,0	186,87	0,5	225,0	31,08	5,00	128,0	33,92
K^+		0,30	98,0	7,74	0,2	366,0	18,89	0,40	65,0	11,17
NH^{4+}		0,01	10,10	1,09	0,01	0,87	0,18	0,049	0,30	0,15
NO_3^-		0,35	122,8	29,38	0,003	11,36	1,90	0,01	6,72	1,25
NO_2^-		0,003	6,23	0,37	0,004	10,34	1,00	0,0029	8,80	3,73
$Fe_{общ}$		0,12	12,0	2,06	0,09	2,70	0,91	0,50	1,95	0,93
Si		2,70	10,2	6,38	2,0	5,98	3,44	0,28	5,75	3,37
Al		0,005	0,93	0,29	0,05	0,95	0,32	0,05	0,46	0,28
Sr		0,20	6,20	2,56	0,1	2,30	0,561	0,20	0,70	0,56
Li	мкг/л	1,60	100	38,0	0,002	100,0	8,60	2,00	19,0	12,2
Cu		0,50	16,4	2,52	0,1	8,41	1,62	1,07	6,04	3,22
Zn		1,56	200,0	24,27	0,1	40,0	7,70	1,93	123,5	34,45
Pb		0,10	11,2	1,83	0,1	9,69	1,58	0,46	5,20	3,09
Cd		0,026	0,30	0,129	0,027	7,20	0,60	0,04	0,42	0,15
Hg		0,012	3,55	0,69	0,01	3,94	0,42	0,06	1,90	0,80
F		0,109	190,0	16,15	0,11	18,10	1,66	0,21	350,0	5,69
Фенолы		0,40	184,0	11,13	1,4	12,20	4,06	3,04	9,70	6,37
ПО*	мг/л	0,70	31,40	10,79	—	—	—	3,52	17,5	11,9
ХПК		0,108	1,98	0,39	0,08	0,34	0,21	0,45	0,45	0,45
НП		0,23	0,54	0,29	0,05	0,29	0,23	—	—	—
Число проб			65			45			9	

* ПО — перманганатная окисляемость, ХПК — химическое поглощение кислорода, НП — нефтепродукты.

Воды, отнесенные в группу чистых, являются характерными водами зоны активного водообмена. Сумма анионов и катионов в них колеблется в пределах от 0,11 до 0,89 г/л. Значения pH от 7,0 до 7,7. Наиболее пресными являются речные воды и подземные воды неглубоких горизонтов. С глубиной содержание макрокомпонентов увеличивается и растет общая минерализация, что закономерно. В целом в группе чистых вод отмечено большое содержание: в подземных Si, Sr, Li, Pb, Hg, в речных Al, Cu и нефтепродукты и в озерных Zn и Cd.

Воды, отнесенные в группу загрязненных, по своему составу неоднородны. Минерализация изменяется от 0,12 до 0,9 г/л в речных и от 0,13 до 2,9 г/л в подземных водах. Величина pH в поверхностных водах колеблется от 7,2 до 9,9, а в подземных 6,2 — 8,2. Случаи, когда содержание макрокомпонентов обнаружено в величинах, превышающих ПДК, в водах исследуемого района в зоне активного водообмена, почти всегда обусловлены воздействием техногенных источников.

Повышенное содержание биогенных элементов наиболее часто встречается в водах, где имеются и другие вещества в концентрациях выше ПДК. В целом можно отметить, что для поверхностных вод юга Кузбасса характерно систематическое обнаружение Fe, NO_2^-, NH^{4+} в содержаниях, превышающих ПДК, причем содержания Fe практически в большинстве исследуемых вод. В среднем содержание $Fe_{общ}$ составляет в поверхностных водах 0,9 мг/л, а подземных 2,06. Установлены случаи повышенного содержания NO_3^- в ряде неглубоких скважин. Причина этого, скорее всего, состоит в негерметичности скважин или слабой защищенности подземных вод на данном участке. Целесообразно заметить, что проблема нитратного загрязнения, характерная для речных вод многих регионов мира, для поверхностных вод данного района не актуальна даже вблизи крупных городов [3].

Вследствие активного развития добывающей и перерабатывающей промышленности в исследуемом районе ожидаемо повышенное содержание ряда микрокомпонентов. В речных водах отмечается превышение ПДК по Al, Hg, Li, Cd. Обнаружены указанные элементы в высоких содержаниях в реке Томь, на участке между г. Междуреченском и г. Кемерово, в реках Кондома (у г. Новокузнецка), р. Ускат, р. Кыргай. Максимальное содержание Al достигает 0,95 м/л, Hg 3,94 мкг/л, Li 100 мкг/л, а Cd 9,69 мкг/л. В озерах, расположенных на территории Ерунаковского района, установлено содержание Hg, достигающее

8,08 мкг/л. В районе г. Новокузнецка в нескольких скважинах концентрация Al составляет 0,93 мг/л.

В подземных водах большинство определяемых микроэлементов и тяжелых металлов присутствуют в содержаниях, больших, чем в поверхностных.

Обнаруженные превышения норм по ряду микроэлементов свидетельствуют об антропогенной нагрузке на водные объекты, причем на локальных участках это воздействие на сегодняшний день уже приводит к необратимым изменениям [3].

Отдельно хочется обратить внимание на установленные высокие содержания F в исследуемых водах. В ряде проб речных вод концентрации F составляют 10 — 18 мкг/л (р. Казачка, г. Новокузнецк). В озерах рядом с алюминиевым заводом г. Новокузнецка концентрация F достигает 350 мкг/л. Обнаружено загрязнение F и в подземных водах на отмеченном участке (190 мг/л). Общая минерализация этих вод достигает 2,9 г/л. Подробнее состояние и особенности вод этой территории описано в работе [4]. Выявленные содержания фтора являются наибольшими для данного района.

Нефтепродукты — органическая микропримесь, характеризующая состояние стоков с территории городов, поступающих в канализацию и при неблагоприятном состоянии служащих источником вторичного загрязнения вод. Иногда нефтепродукты поступают в воды в результате неправильной эксплуатации АЗС и хранилищ различного рода. Содержание нефтепродуктов в опробованных нами чистых водах составляет 0,026 — 0,0,91 мг/л, в загрязненных 0,05 — 0,54 мг/л. В большинстве проб, где определялось содержание нефтепродуктов, их концентрация превышает нормативную (всего содержание НП определялось в 19 пробах). Достаточно неожиданным явился тот факт, что в подземных водах, где определялось содержание нефтепродуктов, они установлены в содержаниях, больших, чем в поверхностных.

Фенолы в поверхностных водах содержатся от 1,4 до 12,1 мкг/л, в подземных от 0,4 до 184 мкг/л. Это значительно ниже нормативных значений.

При оценке антропогенного влияния на водные объекты необходимо помнить о том, что некоторые элементы в естественном состоянии могут находиться в концентрациях, очень близких к ПДК или даже их превышать [5]. В таких случаях речь идет не о техногенном, а о природном содержании элементов в водах и, как следствие, загрязнение имеет не техногенный, а природный характер.

На территории исследуемого района содержания $Fe_{общ}$ в природных водах достаточно часто встречается в концентрациях, превышающих ПДК, но в данном случае речь идет не о техногенных изменениях, а о природных геохимических процессах. Содержания F и Li имеют как природное, так и техногенное происхождение. В водах, где минерализация не превышает 0,7 г/л, указанные элементы, содержатся в природных значениях свойственных донным гидрогеохимическим условиям, а вот в водах с меньшей минерализацией и наибольшими концентрациями этих элементов они явно имеют техногенное происхождение. Cd, Hg, нефтепродукты и некоторые другие определяемые гидрохимические показатели, установленные в водах данной зоны, являются признаком техногенного воздействия на водные объекты.

Если сравнивать количественные содержания определяемых элементов в поверхностных и подземных водах, то можно отметить, что большая часть гидрогеохимических элементов в подземных водах обнаружена в больших концентрациях. В поверхностных водах в больших значениях установлены Cd, Hg и Al.

Выводы

Природные воды зоны активного водообмена южной части Кузбасса по своему составу в основном HCO_3 — Ca, Ca — Na, реже Na — Ca, ультрапресные или пресные (общая минерализация не превышает 0,9 г/л). С глубиной наблюдается увеличение содержания макроэлементов и, как следствие, минерализации.

По макрокомпонентному составу признаки загрязнения выявлены только на небольшом участке в районе г. Новокузнецка. В целом для территории содержание макрокомпонентов в поверхностных и подземных водах выше ПДК нехарактерно. В большей части случаев загрязнение природных вод отмечается только по содержанию металлов, биогенных компонентов и нефтепродуктов.

Установленные случаи превышения концентраций различных элементов относительно ПДК имеют как природное, так и техногенное происхождение. Обнаруженные содержания Fe, F, Li и большинства биогенных элементов в основном связаны с естественными процессами выветривания и почвообразования и носят природный характер. Концентрации Hg, нефтепродуктов и ряда других элементов явно имеют техногенное происхождение.

Признаки техногенного загрязнения установлены как в поверхностных, так и в подземных водах. Поверхностные воды в

той или иной степени загрязнены различными компонентами практически повсеместно. Подземные воды загрязнены локально. Хотя нужно отметить, что содержания ряда явно техногенных элементов в подземных водах установлено в больших концентрациях, чем в поверхностных.

В плановом распределении содержаний основных загрязнителей отчетливо прослеживается, что воды зоны активного водообмена в южной части исследуемой территории загрязнены значительно больше, чем воды северной ее части. Наибольшие концентрации определяемых элементов установлены вблизи городов и основных производственных комплексов юга Кузбасса.

Литература

1. *Шварцев С.Л.* Мощность и состав подземных вод зоны активного водообмена юга Кузбасса / С.Л. Шварцев Е.В. Домрочева, М.П. Огнетова // Материалы шестого Сибирского совещания по климато-экологическому мониторингу. — Томск, 2005. — С. 534 — 537.

2. *Домрочева Е.В.* Гидрогеохимичесие особенности угольных районов юга Кузбасса: автореф. дис. … канд. геол.-мин. наук / Е.В. Домрочева. — Томск, 2005. — 22 с.

3. *Савичев О.Г.* Реки Томской области: состояние, охрана и использование / О.Г. Савичев. — Томск: Изд-во ТПУ, 2003. — 202 с.

4. *Людвиг В.М.* Техногенное загрязнение фтором в районе Форштадта города Новокузнецка / В.М. Людвиг // Обский вестник. — 1999. — № 3 — 4. — С. 117 — 119.

5. *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.

УДК 622.363.2:543.27

ГАЗОГЕОХИМИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ РАЙОНА АВАРИЙНОЙ СИТУАЦИИ БКПРУ-1

А.А. Борисов

Первые гезогеохимические исследования на территории Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС) относятся к 1988 — 1989 гг., когда после затопления рудника БКРУ-3 стала очевидна необходимость разработки комплекса методов геолого-геофизических исследований, позволяющих выявлять различного рода геологические неоднородности в во-

дозащитной толще (ВЗТ), представляющие потенциальную угрозу для ее герметичности.

В качестве газов — индикаторов наличия подобных зон повышенной проницаемости рассматривались гелий и аргон [1, 2]. Поскольку данные газы являются химически инертными, их миграция через надсолевую толщу, и прежде всего, в местах природного и техногенного разуплотнения, будет происходить достаточно легко, и аномальные концентрации в приповерхностной гидросфере будут отражать такие участки. Исследования в специально пробуренных скважинах в районе БКРУ-3 показали, что растворение соляного массива сопровождается значительными масштабами выделения и других газов — в зафиксированных газопроявлениях надсолевой части разреза установлено повышенное содержание метана (до 20 %) и водорода. Это послужило основой комплексирования водной гелий-аргоновой съемки с изучением углеводородных компонентов (метан и его гомологи) водорастворенных водоносными горизонтами и сорбированных почвогрунтами газов.

Несмотря на полученные результаты, свидетельствующие о принципиальной возможности использования различных модификаций газовой съемки для уточнения особенностей строения водозащитной толщи и характера ее техногенной трансформации, внедрение этих методов в комплекс производственных геолого-геофизических исследований на ВКМКС не имело широкого распространения. Во многом это было обусловлено высокой трудоемкостью и затратами на реализацию методики: необходимостью бурения специальных скважин до вскрытия выдержанных водоносных горизонтов, применения специальных герметизированных пробоотборников водорастворенного газа, масс-спектрометрического определения изотопного состава гелия и аргона. Также вызывала сомнение однозначность проявления «полезного сигнала» углеводородных газов (миграционных газов-индикаторов) на фоне сингенетичного газового фона приповерхностной части разреза.

Значительное повышение качества химико-аналитической аппаратуры в последние годы обусловило появление новой категории переносных газоанализаторов, характеристики которых сопоставимы с уровнем лабораторных исследований. Использование высокочувствительных переносных экспресс-газоанализаторов позволит частично заменить лабораторный комплекс исследований, на котором основывались ранее разработанные ме-

тодики газогеохимических съемок, что в конечном итоге значимо сократит время и стоимость работ.

В лаборатории геоэкологии горнодобывающих регионов Горного института УрО РАН в последние несколько лет была разработана и опробована атмогазогеохимическая съемка, основанная на изучении состава подпочвенного газа с использованием высокочувствительного экспресс-газоанализатора Ecoprobe-5 (фирма RS DINAMICS Ltd, Чехия) [3]. Измерительными элементами данного прибора являются фотоионизационный (ФИД) и инфракрасный (ИК) датчики. Процесс анализа состава газа, откачиваемого из шпуров глубиной 0,5 — 0,8 м, происходит раздельно в каждом датчике. ФИД-датчик обладает чувствительностью 0,00001 % и измеряет суммарную концентрацию летучих органических соединений (ЛОС). Перечень данных соединений включает более 150 веществ (алканы ряда C_4 — C_{11}, алкены C_2 — C_6, бензол, толуол, этилбензол, ксилолы, органические кислоты, спирты, эфиры, хлорированные углеводороды, азот- и сераорганические структуры и др.). ИК-датчик позволяет фиксировать по отдельным каналам с чувствительностью 0,002 % концентрацию метана, суммарного содержания углеводородов C_1 — C_5, концентрацию диоксида углерода.

При проведении газогеохимического мониторинга в районе аварийной ситуации на БКПРУ-1 в качестве основного параметра, отражающего процессы выщелачивания соленосной толщи, был принят метан, являющийся основным компонентом газов калийных пластов [4]. Контрольное опробование участков, удаленных от зоны аварийной ситуации, показало, что средние фоновые концентрации метана в составе подпочвенного воздуха редко превышают 100 ppm.

Первые газогеохимические исследования, проведенные в октябре 2006 г. на аварийном участке промышленной площадки БКПРУ-1, показали полное отсутствие миграционных компонентов в составе подпочвенного газа. Однако уже в апреле 2007 г. на территории мульды оседания было зафиксировано появление в подпочвенном воздухе метана в количествах до 634 — 4773 ppm (0,063 — 0,477 % об.). Контрольный хроматографический анализ подтвердил наличие в составе подпочвенного воздуха углеводородных компонентов. Кроме того, в его составе было зафиксировано присутствие водорода (0,0012 — 0,0016 %), характерного для газов калийных пластов, что подтверждало предположение о генетической связи выявленных газовых аномалий с дегазацией соля-

ного массива. Последующее опробование показало увеличение как частоты встречаемости метана в подпочвенном воздухе, так и его концентрации (до 20 000 — 60 000 ppm), что однозначно свидетельствовало об активизации процессов выщелачивания соляных пород с высвобождением из них газов. Непосредственно за месяц до формирования провальной воронки, практически на всех пунктах опробования фиксировались аномально высокие концентрации метана, которые по уровню концентрации можно было сгруппировать в две зоны: северо-восточную и южную. Исследования состава сорбированных почвогрунтами газов в районе южной аномальной зоны показали, что концентрация в отдельных образцах достигала 7,45 — 20,56 % об. (фоновые значения 0,066 %). 28 июля 2007 г. в пределах южной аномалии произошло обрушение надсолевых горных пород в карстовую полость, сформированную в результате растворения солей подземными водами. Последующее развитие контура провальной воронки происходило в направлении северо-восточной газовой аномалии. Формирование провала способствовало дегазации горного массива и разгрузке выделяющихся при растворении солей газов через провальную воронку. Это привело к значительному снижению концентраций метана в подпочвенном воздухе вплоть до его полного исчезновения в ноябре 2007 г.

При оценке возможных последствий затопления рудника БКПРУ-1 было установлено, что в приподнятых участках выработанного пространства возможно формирование газо-воздушных смесей, содержащих повышенные концентрации горючих газов (метан и его гомологи, водород). Территориально они приурочены к району пос. Зырянка; юго-восточной и северо-западной частям Семинского пруда и прилегающих к ним береговых участкам; пределам городской застройки г. Березники в прилегающей части Семинского пруда. Не исключалось, что развитие процессов проседания надсолевой части разреза может привести к формированию зон трещиноватости, по которым определенная часть горючих газов может разгружаться в приповерхностную часть разреза. При этом в случае значительной интенсивности данных процессов возможно накопление концентраций горючих газов в подвальных помещениях зданий, что создало бы угрозу для жизнедеятельности населения.

Для своевременного выявления данных процессов было принято решение о проведении режимных газогеохимических наблюдений за приповерхностным газовым фоном в пределах

территории прогнозируемых газо-воздушных скоплений. Программа исследований включает ежемесячное опробование с шагом 50 м по системе профилей, пересекающих территорию предполагаемых газо-воздушных скоплений в выработках. В качестве основного параметра был принят метан. Результаты исследований показали, что в настоящее время концентрация метана в составе подпочвенного воздуха на большей части обследуемой территории не превышает фоновых значений. На отдельных локальных участках зафиксировано более высокое содержание метана в подпочвенном воздухе (до 800 — 2900 ppm), что связывается с наличием зон природно-техногенной трещиноватости, являющихся своеобразными каналами естественной дегазации породного массива надсолевой части разреза. По данным хроматографического анализа сорбированных в почвогрунтах газов, отобранных на аномальных участках, содержание метана в их составе не превышает 0,0006 % об. (0,003 см^3/кг); водород отсутствует, что позволяет утверждать отсутствие генетической взаимосвязи этих аномалий с калийными пластами. Опробование приземных слоев воздуха в пределах выявленных аномалий показало полное отсутствие метана и его гомологов, т. е. поступления опасных компонентов в атмосферу не происходит и зафиксированные явления не представляют опасности для жизнедеятельности. В настоящее время можно констатировать, что на участках мониторинга признаки масштабной дегазации недр и формирования опасных концентраций горючих газов в приповерхностной части разреза отсутствуют.

Вместе с тем, в феврале 2009 г. в районе русла р. Зырянка были зафиксированы поверхностные газовые проявления. Данная территория выходит за рамки мониторинговых наблюдений и находится примерно в 1 км от них. С целью выяснения особенностей приповерхностного газового фона в данном районе 16 — 18 февраля 2009 г. проведено газогеохимическое опробование вдоль участка зафиксированных газопроявлений, в ходе которого были установлены аномально высокие концентрации метана в подпочвенном воздухе (15 588 — 36 458 ppm). Сорбированные почвогрунтами газы характеризуются содержанием метана в количестве 0,14 — 0,53 % об. (0,53 — 0,81 см^3/кг) и присутствием водорода (0,004 — 0,030 %), что позволяет предполагать их возможное формирование за счет выщелачивания калийных пластов. 25 — 28 февраля 2009 г. произ-

ведено вторичное опробование участка зафиксированных газопроявлений, по результатам которого было выявлено значительное снижение концентраций метана в составе подпочвенного воздуха (462 — 4200 ppm). Наиболее вероятным источником данного явления, очевидно, служили надсолевые водоносные горизонты. На это указывает то, что к концу 2008 г. восстановился уровнь подземных водоносных горизонтов, дренировавших в рудник при формировании провальной воронки. На период их обезвоживания в них поступали газы, выделявшиеся из растворившихся соляных пород, а при восстановлении их водонасыщения газы стали оттесняться водой, в результате чего произошла импульсная разгрузка по зоне природной трещиноватости.

Приведенные данные свидетельствуют, что перераспределение высвобождающихся при выщелачивании калийных пластов газов в надсолевой части разреза может иметь сложный характер, а их разгрузка в приповерхностную часть наиболее вероятна по зонам природно-техногенной трещиноватости геологической среды.

Литература

1. *Бачурин Б.А.* Информативность газогеохимических исследований при оценке состояния водозащитной толщи на Верхнекамском месторождении / Б.А. Бачурин Б.А. и др. // Геология и разведка нефтяных и газовых месторождений: межвуз. сб. науч. трудов. — Пермь: ПТИ, 1990. — С. 95 — 102.

2. *Уткин В.И.* Газовое дыхание недр / В.И. Уткин // Соросовский образовательный журнал. — 1997. — № 2. — С. 57 — 64.

3. *Бачурин Б.А.* Современные подходы к проведению газогеохимических исследований при решении нефтепоисковых и геоэкологических задач / Б.А. Бачурин Б.А., А.А. Борисов, А.Ю. Бабошко // Горное эхо: Вестник Горного института. — 2007. — № 2(28). — С. 33 — 38.

4. *Медведев И.И.* Газовыделения на калийных рудниках / И.И. Медведев, Г.Д. Полянина. — М.: Недра, 1974. — 168 с.

УДК 622.323/.324

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОТЕРИ ДЛЯ РОССИИ ОТ СЖИГАНИЯ НА ФАКЕЛЬНЫХ УСТАНОВКАХ ПОПУТНОГО НЕФТЯНОГО ГАЗА

Т.Ю. Жарова, Е.С. Зеленова

> Дольше других живут те общества, которые обеспечивают максимально возможный баланс между природными ресурсами и потребностями людей.
>
> Д. Рифкин, *президент Фонда изучения экономических тенденций («Если нефти больше нет… Кто возглавит мировую энергетическую революцию?»)*

Ежегодно в России сгорает в факелах попутный нефтяной газ (ПНГ) на сумму свыше 360 млрд. рублей. По данным Минприроды РФ, на территории нашей страны сегодня существует 1200 нефтегазоконденсатных месторождений, где добывается 55 млрд. м^3 ПНГ в год, из них 47 % списывается на технологические потери или используется на нужды промыслов, 27 % направляется на переработку на ГПЗ, 26 % сжигается в факелах. Таким образом, на факелах сгорает свыше 20 млрд. м^3 ПНГ. Однако данные спутниковой съемки, проведенной по заказу возглавляемого Всемирным банком государственно-частного партнерства в целях сокращения факельного сжигания газа (GGFR), свидетельствуют о том, что официальная статистика занижена. Реальный объем сжигаемого ПНГ 50 млрд. м^3, что ставит Россию на первое место по этому показателю, которое прежде занимала Нигерия.

Попутный нефтяной газ — это газ, растворенный в нефти. При сепарации нефти на пунктах сбора и подготовки попутный нефтяной газ отделяется и далее сжигается на факеле или используется как топливо и ценное нефтехимическое сырье. Возможности применения ПНГ значительно шире, чем природного газа, так как химический состав его богаче. В ПНГ содержится меньше метана, чем в природном газе, но в нем значительно больше гомологов метана. Чтобы использовать ПНГ более рационально, его разделяют на фракции узкого состава. После разделения получают газовый бензин и этан, которые используются в нефтехимии, пропан-бутановую фракцию и сухой газ (ме-

тан). Потребность в пропан-бутановой фракции как автомобильном топливе на внутреннем рынке с каждым годом растет. За последние 15 лет среднегодовой темп роста составляет 3,6 %. К тому же с экологической точки зрения использование газомоторного топлива предпочтительнее, так как сокращается выброс в атмосферу загрязняющих веществ.

При газохимической переработке попутного нефтяного газа получают множество продукции. Так, ПНГ является наиболее предпочтительным сырьем для полимерной продукции (см. таблицу). Потребление всех основных полимеров в России растет в среднем на 10 % в год. Большой интерес вызывает выпуск тех полимеров, которые полностью или почти полностью импортируются, — поликарбонатов и полиэтилентерефталатов (ПЭТФ). Однако перед полимерной промышленностью, равно как и перед всей нефтехимией, остро стоит вопрос обеспечения сырьем. Вопрос выглядит странным, ведь углеводородного сырья в России достаточно, и его возможный дефицит кажется маловероятным. Между тем сырьем для полимерных предприятий являются не первичные углеводороды, а некоторые ключевые продукты — мономеры их переработки — стирол, этилен, пропилен и т. д. За исключением стирола, избытка на рынке этих мономеров не наблюдается.

Для увеличения их производства необходимо направлять больше углеводородного сырья в пиролизные печи, однако используются лишь несколько видов углеводородного сырья. Одно из лучших — это попутный нефтяной газ, точнее, получаемая из него пропан-бутановая смесь. Но существенные объемы ПНГ сегодня сжигаются на месторождениях Западной Сибири. И этого сырья в России не станет больше, если у нефтяных компаний и дальше не будет стимулов инвестировать деньги в переработку попутного нефтяного газа. Кроме того, удовлетворив возрастающий спрос на полимерную продукцию, можно наладить производство пластмассовых товаров повседневного спроса (пакеты, пластиковые бутылки, бочки), тем самым оживляя средний и малый бизнес, создавая качественную импортозамещающую продукцию, новые рабочие места, что особенно важно в условиях мирового финансового кризиса. Сегодня даже в регионах, где находятся газоперерабатывающие заводы (ГПЗ) и существует разветвленная газосборная сеть, газоперерабатывающие предприятия стоят загруженными на 40 — 50 %, а вокруг них горят десятки старых и зажигаются новые факелы. Обусловлено это

Ключевая полимерная продукция

Полимер	Основные потребительские свойства	Некоторые товары, производимые из этого полимера	Крупнейшие производители в России	Доля в производстве, %
Полиэтилен	Относительно дешевый; гибкий, прочный и эластичный	Упаковочная пленка, пакеты и мешки, пластиковые бочки, металлопластиковые трубы для местного водо- и газоснабжения	«Казаньоргсинтез», «Ставролен», «Томскнефтехим»	78
Полипропилен	Прозрачный, хорошо окрашивается, гибкий и прочный	Упаковочная пленка, пищевая тара (коробки и т. п.), пластиковые бутылки (для продуктов, не требующих жесткой изоляции от воздуха, например для подсолнечного масла), технические волокна	«Нефтехимия» (Москва), «Томскнефтехим» «Полипропилен» (Уфа)	100
ПВХ (поливинилхлорид)	Дешевый; химически стойкий, без спецдобавок, считается экологически опасным, трудно утилизируется	Линолеум, стеклопакеты, кабельная изоляция, сантехнические трубы, искусственная вагонка, искусственная кожа	«Саянск-химпласт», «Каустик» (Стерлитамак), «Пласткард» (Волгоград)	83
Полистирол и его сополимеры (пластик АБС, пластик САН)	Относительно дорогой; легко окрашивается, блестит, жесткий и прочный	Корпуса электроники и бытовой техники, изоляционные пеноблоки, панели автомобилей, одноразовая посуда, игрушки	«Нижнекамскнефтехим», «Пеноплекс» (Кириши), «Салаватнефтеоргсинтез»	75
ПЭТФ (полиэтилентерефталат)	Газонепроницаемый, прочный, износостойкий	Пластиковые бутылки (для воды, соков, пива), полиэфирные волокна	«Сибур-ПЭТФ» (Тверь)	100
Поликарбонаты	Прочные, жесткие и прозрачные	Оргстекло (прозрачный заменитель стекла)	Не производится	—

действующими нормами регулирования в отрасли и недостатком внимания к проблеме как со стороны нефтяников, так и со стороны газопереработчиков.

Широко распространено мнение, что утилизация ПНГ для нефтяных компаний — это исключительно расходы на экологию, которые рассматриваются через призму выполнения ими установленных государством экологических требований. В то же время существует множество технологий утилизации попутного газа, делающих этот процесс прибыльным. Однако однозначного ответа на вопрос о выгодности утилизации ПНГ не существует: для одних месторождений это экономически выгодно, а для других — нет, потому и нужно проводить экономические расчеты рентабельности утилизации попутного нефтяного газа в каждом конкретном случае. Перечислим основные способы утилизации попутного нефтяного газа:

— Сбор ПНГ и транспортировка на ГПЗ. В России осуществляется с советских времен и является самым распространенным способом утилизации ПНГ.

— Применение небольших газовых турбогенераторов и поршневых электростанций для производства электроэнергии и ее использование для собственных нужд или последующая продажа на энергетическом рынке.

— Повторная закачка попутного нефтяного газа в нефтяной коллектор для повышения нефтеотдачи пласта. Используется в качестве вторичного механизма, для которого необходима очистка и компримирование газа. Это требует дополнительных расходов, но в то же время продлевает срок эксплуатации нефтяного месторождения, поскольку в результате отделения газа от нефти на устье скважины и его обратной закачки в пласт обеспечиваются дополнительные объемы добычи нефти.

— Сохранение отработанных газов для переработки на установках, предназначенных для природного газа. Один из наиболее перспективных вариантов такой переработки — конверсия газа в жидкие углеводороды (GTL). Такой проект в настоящее время реализуется в Катаре с использованием запасов газового месторождения «Северное». Технология GTL обеспечивает производство широкого ассортимента продуктов — заменителей нефтяных аналогов: чистого топлива для дизельных и реактивных двигателей, средних дистиллятов, смазочных материалов, олефинов и метанола. Является относительно новой технологией для России. Однако подходит только для крупных месторож-

дений, добыча ПНГ на которых составляет не менее 1 млрд. $м^3$ в год.

В заключение следует отметить, что переработка попутного нефтяного газа для России является одной из первостепенных задач, решение которой обусловит экономический подъем в ряде сопутствующих областей, таких как газохимическая переработка, производство дефицитной полимерной продукции, производство импортозамещающей пластмассовой продукции повседневного спроса, производство газомоторного топлива на основе пропан-бутановой фракции и т. д. Кроме того, оживление вышеперечисленных производств позволит создать новые рабочие места, что особенно важно в современных экономических условиях.

УДК 621.642

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ЗАЩИТЫ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ ОТ ИСПАРЕНИЯ ПУТЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ

О.В. Козачок, В.И. Александров

Основным видом технологических выбросов углеводородов при эксплуатации объектов нефтегазового комплекса, полностью не устранимых на современном этапе развития, являются выбросы из резервуаров. Они определяются потерями нефти от испарения в результате «больших и малых дыханий». В настоящее время потери нефти от испарения при транспортировке и хранении определяются по нормам естественной убыли, разработанным в 80-х годах прошлого столетия. Нормы предназначены для определения потерь нефти в случаях ее фактической недостачи и используются, как правило, при инвентаризации один раз в месяц.

С учетом повышения требований к экологической и промышленной безопасности производственных объектов и технологических процессов нефтегазовой отрасли возникает необходимость разработки современной методики контроля и управления выбросами легких фракций углеводородов. В этих условиях эксплуатации объектов нефтегазового комплекса наиболее важной

задачей является генерация эффективного прогноза аварийных и внештатных ситуаций, выбросов углеводородного сырья и их последствий, рекомендация мероприятий по их предотвращению, а также снижению при этом эксплуатационных затрат и обеспечению заданного качества продукта. В настоящее время методики прогнозирования позволяют ориентировочно определить по заданным параметрам состояние системы и ее поведение в различных условиях в будущем. Это является предпосылкой разработки новых моделей и методик, наиболее полно отражающих процесс хранения нефти и нефтепродуктов.

Повышение эффективности эксплуатации объектов нефтегазового комплекса, в частности, резервуарных парков, невозможно без научно обоснованного определения и прогнозирования потерь нефти, влияющих на экологические и экономические ущербы.

В результате испарения из нефти и нефтепродуктов уходят, главным образом, наиболее легкие компоненты, являющиеся основным и ценнейшим сырьем для нефтеперерабатывающих производств. Потери же легких фракций, например бензина, приводят к ухудшению товарных качеств, понижению октанового числа, повышению температуры кипения.

Для правильной оценки фактических потерь нефти от испарения при хранении в вертикальных стальных резервуарах необходимо четко представить теоретическое описание этого сложного термодинамического процесса, на который влияют такие характеристики, как температура, давление, диффузия вещества. Процесс испарения интенсифицируется при разности концентраций веществ и при изменении химического потенциала, зависящего от взаимодействия элементов. При заполнении и опорожнении резервуара на процесс испарения также влияет изменение уровня нефти или нефтепродукта по высоте в резервуаре. Чтобы более точно описать процесс испарения, необходимо учесть все изменения и влияние всех факторов.

Потери нефти и нефтепродуктов могут быть сокращены в результате улавливания паров с последующей их утилизацией, а также за счет уменьшения открытой поверхности жидкости [1]. Реализация второго направления — различные типы плавающих покрытий. Принято разделять плавающие покрытия резервуаров на две группы — внутренние и наружные. Наружные, или плавающие крыши, применяют в резервуарах, не имеющих стационарной кровли. Внутренние плавающие покрытия применя-

ют в резервуарах со стационарной кровлей. Отсутствие нагрузок от ветра и атмосферных осадков упрощает и облегчает конструкцию, снижает эксплуатационные затраты, позволяет обеспечить чистоту хранимых продуктов. Внутренние плавающие покрытия, в зависимости от наличия контакта их нижней поверхности с большей частью зеркала хранимого в резервуаре продукта, разделяют на понтоны и экраны. Под настилом экранов, поддерживаемых над поверхностью жидкости поплавками, присутствует значительное количество паров хранимой жидкости. Понтоны, непосредственно контактируя с продуктом, практически исключают его испарение и образование паров продукта под их поверхностью.

Понтоны представляют собой жесткую газонепроницаемую конструкцию, закрывающую не менее 95 % поверхности нефтепродукта, снабженную кольцевым затвором, герметизирующим оставшуюся поверхность. Понтоны бывают металлические и синтетические. Металлический понтон состоит из металлических коробов — сегментов, расположенных по окружности и соединенных металлическим настилом (мембраной). Короба бывают открытого (без верхней крышки) и закрытого типа. Понтоны с коробами второго типа более металлоемки, но зато и более надежны — они не могут быть перекошены и даже затоплены из-за попадания в них нефтепродуктов через верхнюю крышку.

Эффективность понтонов во многом зависит от конструкции уплотняющих затворов между ковром понтона и стенкой резервуара. От качества герметизации данного кольцевого зазора во многом зависит величина сокращения потерь нефтепродукта. Уплотняющие затворы в зависимости от конструкции и применяемых материалов разделяют на два типа: жесткие (механические) и мягкие. Затвор жесткого типа состоит из металлического уплотнительного кольца (или пластины), прижимаемого к стенке системой рычагов и пружин, и мембраны из резинотканевого материала, герметизирующей механическую часть затвора. Недостатками этих затворов является наличие газового пространства под мембраной, а также коррозия элементов конструкции.

Мягкие затворы бывают в виде эластичных оболочек с различными заполнителями (жидкости, воздух), из мягкого пористого эластичного материала и из резинотканевых материалов. К сожалению, жидкостные и пневматические затворы недостаточно надежны вследствие быстрого износа эластичной оболочки. Уплотнительный элемент в затворах из резинотканевых матери-

алов со временем теряет жесткость и провисает, открывая зазор между ковром понтона и стенкой резервуара [2].

Решением данных проблем может стать применение новых методов защиты нефти и нефтепродуктов от испарения в резервуарах на основе использования полимерных защитных материалов, которые могут заполнить зазор между стенкой и краями понтона или стать основным материалом для конструкции понтона. Техническим результатом изобретения является повышение эффективности предохранения нефти и нефтепродуктов от испарения в целом и в местах зазора между стенкой резервуара и краем понтона.

Полимерные вещества имеют широкий диапазон физико-химических свойств, которые позволяют принимать им различные агрегатные состояния и формы. В зависимости от условий применения можно учитывать внешний вид полимера (цвет, блеск), удельный вес, твердость, прочность на растяжение, относительное удлинение и нефтепоглощение (водопоглощение). Полимерные материалы являются продуктом нефтехимии, поэтому взаимодействие их с хранимым продуктом в большинстве случаев не повлияет на его свойства, а лишь повысит коэффициент защиты и надежности процесса хранения нефти в резервуарах.

Преимущество применения некоторых подобных материалов заключается в высокой скорости отверждения. Химическая реакция образования полимерного покрытия происходит в интервале от нескольких секунд до получаса, после чего покрытие готово к эксплуатации, независимо от влажности и температуры окружающего воздуха (до –20 °С). Такие материалы сокращают до минимума время простоя, а нечувствительность к условиям окружающей среды сводит к минимуму роль сезонного фактора в строительстве. Следует отметить, что они также отвечают строгим экологическим требованиям. В развитых странах аналогичные покрытия разрешены к применению в емкостях и хранилищах питьевой воды и пищевых продуктов, прудах для разведения рыбы [3].

В качестве полимерных материалов могут использоваться композиционные полимерные материалы. Распределение эластичного полимерного материала может осуществляться в несколько слоев, что поможет достичь требуемого запаса прочности.

Наиболее перспективными методами нанесения полимерных покрытий является литье и напыление. В мире есть системы с

прекрасными рабочими характеристиками, которые обеспечивают высокую точность нанесения и широкие возможности управления. Для получения покрытий необходимо качественно смешивать быстро реагирующие и сравнительно вязкие компоненты полимера, обеспечивать точное объемное дозирование в требуемой пропорции (чаще всего 1:1) при заданных давлении и температуре. Наносить следует на чистую поверхность, обладающую требуемыми адгезионными свойствами к полимерному материалу [4].

Таким образом, использование полимерных защитных покрытий позволит существенно понизить степень испарения по сравнению с другими способами защиты за счет увеличения надежности герметизации зазора между стенкой резервуара и краем понтона. Повысит экономическую эффективность использования полимерных плавающих покрытий за счет увеличения скорости изготовления подобных покрытий и срока их эксплуатации.

Литература

1. *Афанасьев В.А.* Сооружение газохранилищ и нефтебаз / В.А. Афанасьев. — М.: Недра, 1986.

2. *Бабин Л.К.* Основы теории расчета плавающей крыши резервуара / Л.К. Бабин. — Уфа: ООО «ДизайнПолиграфСервис», 1990.

3. *Михайлин Ю.А.* Термоустойчивые полимеры и полимерные материалы / Ю.А. Михайлин. — М.: Профессия, 2006.

4. *Волков С.С.* Склеивание и напыление пластмасс / С.С. Волков, В.И. Гирш. — М.: Химия, 1988.

УДК 504.064

ИЗОЛЯЦИЯ ВЫСОКОТОКСИЧНЫХ ТЕХНОГЕННЫХ МАССИВОВ ПРЕДПРИЯТИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

Д.С. Корельский

Способ разработан для техногенных массивов, представляющих собой потенциальные полезные ископаемые, либо сильно загрязнённые почвы с нулевой биологической продуктивностью. Примером потенциальных полезных ископаемых могут служить

заскладированные на территории хвостового хозяйства отходы обогащения мокрой магнитной сепарации, формирующиеся на ОАО «Михайловский ГОК». Хвостохранилище обогатительной фабрики Михайловского ГОКа — одно из крупнейших в России по площади и объему. Площадь земельного отвода 22,5 км^2. Полезная площадь 17,3 км^2. Объем ежегодно складируемых хвостов обогащения железистых кварцитов превышает 12 млн. м^3; объем хвостов, уложенных с начала эксплуатации, 284,3 млн. м^3.

Основное негативное влияние на окружающую среду оказывает ветровое пыление открытых пляжей хвостохранилища из-за тонкого помола исходной руды (класс –0,04 мм составляет порядка 75 %) и большой (250 — 300 м) ширины пляжной зоны. Запыленность воздуха при средней скорости ветра 7 — 8 м/с на расстоянии 100 м от хвостохранилища составила 30,1 — 137,0 г/м^3 при скорости ветра 2 м/с (с порывами до 5 м/с) и на расстоянии 1000 м 1,1 — 6,1 мг/м^3.

К наибольшему экономическому ущербу приводит воздействие хвостохранилища на сельскохозяйственные угодья. Так, с каждого гектара техногенного массива, сложенного из пород легкого механического состава, ежегодно выносится от 1000 до 1200 т пыли, при отложении которой на поверхность почвенного слоя толщиной 4 — 5 см наступает полная гибель всходов зерновых культур, вызываемая изменением состава почв. Экономический ущерб от ухудшения качества почв и земель под воздействием антропогенных (техногенных) нагрузок выражается главным образом в деградации почв и земель; загрязнении земель химическими веществами (вследствие оседании пыли); снижении продуктивности (урожайности) на запыленных землях и превышает 80 млн. руб. в год.

На территории функционирования хвостохранилища происходит полная трансформация состава подстилающих его грунтовых вод, которые, разгружаясь в поверхностные водоемы и водотоки, являются главным источником их загрязнения. Природным водам наносится эколого-экономический ущерб в размере 8 млн. руб. в год вследствие инфильтрации дренажных вод с территории хвостохранилища в подземные и поверхностные воды; загрязнения поверхностных водоемов и водотоков, используемых для рыбохозяйственных целей.

Эколого-экономический ущерб от потери потенциального минерального сырья вследствие ветровой и водной эрозии с территории хвостохранилища составляет 25 млн. руб.

Целью проведённых исследований являлось снижение описанного воздействия хвостохранилища путём консервации этого техногенного месторождения. Проведенный анализ существующих методов экранирования и пылеподавления отходов показал, что экранирование глинистыми слоями, плёнками из полимерных материалов, отходами нефтепереработки и пр. имеет существенные недостатки: ухудшающиеся со временем изоляционные свойства, возможность перфорации, загрязнение вод поверхностного стока и пр. В этой связи возникла необходимость разработки надежного, экологически безопасного и экономически эффективного способа изоляции техногенного месторождения на основе формирования экранов из полимерных материалов в оплавленном совместно с грунтами состоянии (ПМО). Разработанная технология консервации техногенного месторождения заключается в планировании поверхности хвостохранилища, проведении дренажных мероприятий, укладке отходов полимерных материалов и наполнителей, нагрева смеси экранирующего слоя до температуры плавления композиционного материала, составляющей 150 — 170 °С.

Для создания эффективных экранирующих покрытий были проведены исследования: структуры и свойств ПМО и их зависимости от параметров технологии формирования экрана; закономерностей старения ПМО при воздействии климатических и эксплуатационных факторов; влияния на структуру и свойства ПМО ультрадисперсных наполнителей и возможности улучшения таким способом эксплуатационных характеристик покрытий. При увеличении температуры расплава композиционного материала до 180 °С процесс кристаллизации обрывается на промежуточной стадии, что приводит к формированию экрана с низкими прочностными характеристиками. В случае же формирования структуры экрана в условиях медленного охлаждения и выдержки расплава на каждой ступени охлаждения разрушившиеся центры кристаллизации успевают восстанавливаться. Охлаждение в течение длительного времени создает благоприятные условия для протекания процессов полной кристаллизации, что приводит к повышению устойчивости и износостойкости покрытия в природных условиях.

В настоящее время в СПГГИ (ТУ) ведется разработка механизированного комплекса, реализующего технологию консервации, разработанную для хвостохранилищ обогатительных производств. Технологический процесс консервации включает три стадии: пла-

нирование поверхности хвостохранилища, проведение дренажных мероприятий, создание композитного экрана. На первых двух стадиях процесса консервации техногенного месторождения используется имеющийся на горном предприятии комплекс машин и оборудования (бульдозеры, экскаваторы, автосамосвалы и т. п.). На третьей стадии требуется применение специализированного оборудования — экранирующей машины. Она создается на самоходной базе (колесной или гусеничной), где размещаются силовой агрегат, бункер с отходами полиэтилена, исполнительный орган и узлы управления машиной. Исполнительный орган позволяет наносить полимерное покрытие или композит на профилированную поверхность техногенного месторождения. При нанесении защитного покрытия в виде композиционного материала исполнительный орган выполняет следующие функции: забор дисперсного материала с профилированной поверхности хвостохранилища; перемешивание материала поверхностного слоя с подготовленным связующим (измельченные отходы полиэтилена); нагрев полученной смеси; выстилание нагретой композиционной массы на поверхность массива; уплотнение покрытия для обеспечения большей адгезии материала матрицы с термопластичным связующим. Уплотнение позволяет повысить адгезию материала матрицы и наполнителя композиционного материала, что влияет на прочность покрытия. При нанесении покрытия в виде полимерной пленки исполнительный орган экранирующей машины не включает в себя агрегатов для забора материала поверхностного слоя и перемешивания материала матрицы со связующим.

Предлагаемый способ консервации отходов обогащения позволяет:

- повысить прочность и тем самым сохранить форму покрытия на длительный срок;
- упростить, повысить технологичность процесса получения покрытия, способного реализовать гидроизоляционные свойства в условиях постоянной ветровой нагрузки и воздействия атмосферных осадков, а также в условиях контакта с режущими и колющими предметами или осколками и т. д.
- уменьшить коэффициент фильтрации за счет повышения антифрикционных свойств покрытия, увеличения плотности и монолитности;
- уменьшить водопоглощение покрытия за счет термического взаимодействия композиционного материала и грунтового основания;

• решить основную проблему экранов, а именно разрушающее действие солнечной радиации, нанесением недорогого изолирующего слоя из гравия, гальки и подобных крупнозернистых материалов;

• существенно снизить стоимость экранирования и снизить загрязнение окружающей среды за счет использования отходов полиэтилена и полипропилена;

• сохранить ценные компоненты, содержащиеся в промышленных техногенных образованиях, которые могут быть использованы в будущем, а в настоящее время представляют собой угрозу нарушения естественного состояния окружающей среды и условий существования человека.

УДК 528.44

СОДЕРЖАНИЕ СВЕДЕНИЙ ОБ ОБЪЕКТЕ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ, ПЕРЕДАВАЕМЫХ В ОРГАН КАДАСТРОВОГО УЧЕТА

Т.В. Кузнецова, В.Е. Коновалов

С 1 марта 2008 г. вступил в действие федеральный закон «О государственном кадастре недвижимости» (далее ФЗ «О ГКН») [1], направленный на решение вопросов регистрации недвижимого имущества, информационного обеспечения процессов государственного контроля, управления, экономической оценки и налогообложения недвижимого имущества, а также на совершенствование деятельности в области его формирования. Необходимость в таком законодательном акте объясняется тем, что в настоящее время в Российской Федерации действует сложная многоуровневая система реестров и кадастров недвижимого имущества. Закон предполагает включение сведений в государственный кадастр недвижимости из следующих официальных государственных информационных ресурсов (систем):

— Единый государственный реестр прав на недвижимое имущество и сделок с ним;

— Государственный лесной реестр;

— Государственный водный реестр;

— Государственный кадастр особоохраняемых природных территорий;

— Государственный кадастр месторождений и проявлений полезных ископаемых.

При этом учет недвижимого имущества осуществляется как учет объектов права либо объектов управления в зависимости от целей учета. Вместе с тем системы учета не связаны между собой и не позволяют получить в полном объеме объективные сведения о недвижимом имуществе на территории Российской Федерации. Получение указанных сведений связано со значительными материальными и трудовыми затратами. Кроме того, система не позволяет эффективно реализовывать программы, предполагающие комплексный анализ различных видов недвижимого имущества. Следствием отсутствия единой системы учета является также наличие большого количества неучтенных объектов, в том числе объектов самовольной постройки и земельных участков, появившихся в результате самозахвата земель.

Согласно пункту 2 статьи 1 ФЗ «О ГКН», Государственный кадастр недвижимости является систематизированным сводом сведений об учтенном недвижимом имуществе, а также сведений о прохождении Государственной границы Российской Федерации, о границах между субъектами Российской Федерации, границах муниципальных образований, границах населенных пунктов, о территориальных зонах и зонах с особыми условиями использования территорий, иных предусмотренных настоящим законом сведений. Государственный кадастр недвижимости является федеральным государственным информационным ресурсом.

Таким образом, одними из объектов, регулируемых настоящим законом, являются сведения о недвижимом имуществе. В соответствии со статьей 130 Гражданского кодекса Российской Федерации [2], к недвижимым вещам (недвижимому имуществу, недвижимости) относятся земельные участки, участки недр и все, что прочно связано с землей, то есть объекты, перемещение которых без несоразмерного ущерба их назначению невозможно, в том числе здания, сооружения, объекты незавершенного строительства. Также к недвижимым вещам относятся подлежащие государственной регистрации воздушные и морские суда, суда внутреннего плавания, космические объекты. Но, согласно пункту 6 статьи 1 ФЗ «О ГКН», в государственный кадастр недвижимости не подлежат включению сведения об участках недр, воздушных и морских судах, судах внутреннего пла-

вания и космических объектах, предприятиях как имущественных комплексах. Почему же законодатель исключает сведения об участках недр и о предприятиях как имущественных комплексах из ГКН, ведь права на эти недвижимые вещи подлежат обязательной государственной регистрации?

Конечно, государственный учет участков недр в связи с их особой значимостью для экономики государства должен осуществляться в специальном порядке Федеральным агентством по недропользованию или его территориальным органом. Но, как правильно заметил Н.А. Сыродоев, Гражданский кодекс Российской Федерации относит к недвижимым вещам участки недр, ставя их в один ряд с земельными участками и делая их, по существу, независимыми от последних. На самом же деле участки недр находятся практически в равном положении по отношению к земле и одинаково характеризуются с точки зрения возможности (или невозможности) их перемещения. Участки недр немыслимы в отрыве от земли, они находятся в органической связи с землей [3]. Недра, как и другие природные ресурсы в Российской Федерации, являются основой жизни и деятельности народов, проживающих на соответствующей территории, находятся в ведении органов местного самоуправления. Основным требованием, предъявляемым к пользованию недрами, является не просто оптимальное сочетание экономических и экологических аспектов, а придание этим взаимоотношениям качественно нового содержания. Ограниченность и невозобновляемость полезных ископаемых, содержащихся в недрах, вызывают необходимость соблюдения режима экономии, сбережения при их эксплуатации, недопущения потерь при добыче и в процессе производства. Необходимо жесткое соблюдение интересов общества и природы, полное исключение возможности нанесения вреда человеку и окружающей природной среде и ее составным элементам.

Для добычи полезных ископаемых (из недр или с поверхности), помимо горного отвода, как правило, необходимы соответствующие участки земной поверхности для строительства на них технологических зданий и сооружений. Право на горный отвод само по себе не дает права на земельный участок, но является основанием для ходатайства об отводе земельного участка, порядок и условия которого регулируются Земельным кодексом Российской Федерации [4].

Ранее действовавшим законодательством о недрах они предоставлялись в пользование на основании горного отвода. По

новому законодательству о недрах они предоставляются в пользование специальным разрешением в виде лицензии, которая является документом, удостоверяющим право ее владельца на пользование участком недр в определенных границах (обозначенных в горном отводе) в соответствии с указанной целью в течение установленного срока при соблюдении им заранее оговоренных требований и условий. Лицензия удостоверяет право на проведение работ, указанных в статье 6 Федерального закона «О недрах» [5]. Допускается выдача лицензии на несколько видов пользования недрами. Лицензия предоставляется одновременно с предоставлением земельного участка. Лицензия содержит данные о целевом назначении работ, указание пространственных границ участка недр, границ земельного участка, сроки действия лицензии и сроки начала работ, условия, связанные с платежами, и другие данные.

Рассматривая вопрос предоставления земельных участков для геологического изучения недр, необходимо отметить, что эксперты указывают на неурегулированность этого вопроса. Поскольку для проведения всего цикла разведочных, подготовительных и добычных работ, что уже само по себе суть комплексные работы, необходимо, помимо земельного участка, и другое имущество, которое позволяет подготавливать земельный участок, а потом извлекать на земную поверхность полезные ископаемые, такое имущество рекомендуется именовать горным имуществом.

Одним из основных видов недвижимого горного имущества в нефтяной и газовой промышленности являются скважины (разведочные и эксплуатационные), права на которые подлежат регистрации в соответствии с Федеральным законом от 21 июля 1997 г. № 122-ФЗ «О государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним» [6]. В нем не закреплены ни порядок регистрации горного имущества, ни определения этого термина, ни правовые механизмы, которые помогали бы недропользователю в ускоренном порядке оформлять такую регистрацию. Закон предусматривает только государственную регистрацию прав на земельные участки и объекты недвижимого имущества, входящие в состав предприятия как имущественного комплекса. Что подразумевается под регистрацией горного имущества, закон умалчивает. Также необходимо отметить, что по вышеуказанному закону земельный участок регистрируется отдельно от участка недр.

Необходимо отметить, что нельзя сделать вывод о том, что речь идет об отделении права собственности на землю от правомочия пользования недрами. Но М.Е. Певзнер считает, что законодательство о недрах нуждается в отделении права собственности на землю от права пользования недрами [7]. Право собственности на землю не влечет за собой права собственности на недра. Если у гражданина или юридического лица, собственника земельного участка, забил фонтан нефти, он не является собственником недр и не должен быть им. Таким образом, собственность на землю может быть частной, но собственность на недра — только государственной. Поэтому следует различать право собственности на землю и право пользования недрами. Следовательно, собственник земельного участка необязательно должен быть недропользователем. Для этого существует общий порядок предоставления недр в пользование независимо от права собственности на землю. Но, например, в Соединенных Штатах Америки и некоторых странах Европы собственник земли является собственником недр. Однако для российской политики в области недропользования продажа государством участков недр для добычи полезных ископаемых не может быть приемлема. Поскольку норма, регулирующая передачу в собственность участков недр, может привести к необратимым правовым последствиям, которые сразу отразятся на всем природоресурсном законодательстве. Отмена государственной собственности на недра может привести к тому, что, купив один квадратный метр земельного участка или его доли и весь участок недр, собственник может запретить другим собственникам любое недропользование на своих земельных участках на протяжении всего подземного участка недр. Таким образом, остальные титульные владельцы становятся собственниками уже не земельного участка, а земной поверхности, что ограничивает их, например, в культивировании сельскохозяйственных растений и т. п.

Известен факт, что площади горных отводов для освоения нефтяных и газовых месторождений исчисляются обычно сотнями и тысячами квадратных километров. Однако площади земельных участков, непосредственно изымаемых для производственных целей, как правило, меньше, поскольку наземное оборудование скважин занимает относительно небольшие площадки. Вся остальная территория земельной поверхности месторождения в принципе продолжает использоваться по первоначальному назначению [8].

Таким образом, можно говорить о важности занесения сведений об участках недр, содержащих месторождения полезных ископаемых, в ГКН, если объектом недвижимости является земельный участок. Отсюда также вытекает необходимость информационного взаимодействия между ГКН и государственным реестром участков недр. Однако ни в статье 15 «Информационное взаимодействие при ведении государственного кадастра недвижимости» ФЗ «О ГКН», ни в Положении об информационном взаимодействии при ведении ГКН [9], нет ни слова о том, что эти два информационных ресурса должны осуществлять информационное взаимодействие. Но в этом Положении достаточно подробно говорится об информационном взаимодействии между государственным лесным реестром, и государственным водным реестром.

В настоящее время федеральный закон «О недрах» регламентирует ведение государственного кадастра месторождений и проявлений полезных ископаемых. Таким образом, сведения о данных объектах недропользования могут быть, по аналогии, переданы в органы кадастрового учета объектов недвижимости. Например, в пункте 15 Положения об информационном взаимодействии при ведении ГКН сказано, что «орган государственной власти, осуществляющий ведение государственного лесного реестра, представляет в орган кадастрового учета документы, содержащие сведения о лесах на земельном (лесном) участке, с указанием: а) кадастрового номера, присвоенного этому земельному участку; б) наименований лесничества и лесопарка, номеров лесных кварталов, к которым относится указанный участок (если такие номера имеются); в) целевого назначения лесов — защитные леса (категория защитных лесов), эксплуатационные леса и резервные леса».

В пункте 16 говорится, что «орган государственной власти, осуществляющий ведение государственного водного реестра, на основании сведений, полученных в соответствии с пунктом 21 настоящего Положения, представляет в орган кадастрового учета документы, содержащие сведения о поверхностных водных объектах общего пользования, находящихся на землях водного фонда, с указанием: а) кадастрового номера, присвоенного земельному участку, на котором находится водный объект; б) вида водного объекта; в) наименования водного объекта (если оно имеется)».

Целесообразно считать, что подобное информационное взаимодействие ГКН должно проводиться и с Государственным ре-

естром участков недр. А в пункт 2 статьи 7 «Состав сведений государственного кадастра недвижимости об объекте недвижимости» ФЗ «О ГКН» следует включить подпункт: «сведения об участках недр, содержащих полезные ископаемые, если объектом недвижимости является земельный участок». И тогда в системе земельных отношений станет на один вопрос, связанный с порядком предоставления земли и оформлением прав на нее, меньше. Ведь нельзя забывать о том, что земля, как и участки недр, характеризуется такими исключительными свойствами, как ограниченность, неперемещаемость, невоссоздаваемость и невосполнимость [10].

Литература

1. О государственном кадастре недвижимости: Федеральный закон Российской Федерации от 24 июля 2007, № 221-ФЗ // Российская газета. — 2007. — № 4428.

2. Гражданский кодекс Российской Федерации: часть первая от 30 ноября 1994 г. № 51-ФЗ // Собрание законодательства РФ. — 1994. — № 32. — Ст. 3301.

3. *Сыродоев Н.А.* Регистрация прав на землю и другое недвижимое имущество / Н.А. Сыродоев // Государство и право. — 1998. — № 8. — С. 91.

4. Земельный кодекс Российской Федерации: Федеральный закон от 25 октября 2001 г. № 136-ФЗ // Собрание законодательства Российской Федерации, 2001, № 44.

5. О недрах: Федеральный закон Российской Федерации от 21 февраля 1992 г. № 2395-1 // Собрание законодательства РФ. — 1995. — № 10. — Ст. 283.

6. О государственной регистрации прав на недвижимое имущество и сделок с ним: Федеральный закон от 21 июля 1997 г. № 122-ФЗ // Собрание законодательства РФ. — 1997. — № 30. — Ст. 3594.

7. *Певзнер М.Е.* Современные правовые проблемы недропользования / М.Е. Певзнер // Государство и право. — 2001. — № 4. — С. 39.

8. *Герасин С.И.* Правовая база реформирования земельных отношений в сельском хозяйстве (обзор региональных законодательных актов) / С.И. Герасин // Государство и право. — 1998. — № 12. — С. 71.

9. Об информационном взаимодействии при ведении государственного кадастра недвижимости: Постановление Правительство Российской Федерации от 18.08.2008, № 618 // Российская газета. — 2008. — № 4737.

10. *Сыродоев Н.А.* О соотношении земельного и гражданского законодательства / Н.А. Сыродоев // Государство и право. — 2001. — № 4. — С. 35.

УДК 504.3.054

ЭКОМОНИТОРИНГОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ЗОНЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

М.А. Куликова

Горнодобывающая и перерабатывающая промышленность оказывают значительное негативное воздействие на компоненты окружающей среды. Одной из основных в промышленной экологии является проблема образования, хранения, обезвреживания и переработки отходов. Горнопромышленное производство имеет тенденцию к увеличению. В результате добычи полезных ископаемых, процессов обогащения образуется большое количество отходов, требующих отвода специальных площадей, а также очень часто содержащих примеси, которые, находясь под открытым воздухом и подвергаясь воздействиям климатических изменений и атмосферных осадков, способны мигрировать на значительные расстояния, образуя гидро- и литохимические ореолы загрязнения, что приводит к ухудшению качества земельных ресурсов, поверхностных и подземных вод, к снижению биоразнообразия на прилегающих территориях.

Особое место занимает проблема складирования отходов при разработке и добыче полиметаллических сульфидных месторождений. Основным способом хранения отходов горной промышленности в настоящее время является их складирование на открытом пространстве на специально отведенном участке земной поверхности, часто без специальных изолирующих экранов. Под воздействием атмосферных осадков происходит инфильтрация ливневых вод с образованием серной кислоты и вымыванием примесных элементов (ионы либо комплексные соединения металлов).

Республика Бурятия характеризуется невысоким уровнем развития промышленного и горного производств, а также на территории данного региона находится значительное число объектов природного наследия, находящихся под охраной государства, в том числе и крупнейшее в мире по запасам пресной воды озеро Байкал.

В качестве полигона для исследований было выбрано полиметаллическое месторождение сульфидных руд Озерное (Бурятия), расположенное на возвышенности, оно дренируется ручь-

ем. К 2010 г. на базе месторождения планируется строительство Озерного горно-обогатительного комбината. В связи с этим возникает необходимость размещения более 600 млн. т отходов производства, содержащих сульфидные минералы в соединении со свинцом и цинком. Предполагается отведение земель площадью около 200 га для формирования отвалов и обустройства хвостохранилищ.

Согласно проекту строительства, значительное содержание в перечисленных отходах производства сульфидных минералов обусловливает возможность их отнесения по принятым расчетным методам к IV и III классам — соответственно, малоопасным и умеренно опасным для окружающей природной среды. Однако складирование сульфидсодержащих пород сопряжено с опасностью формирования кислых дренажных вод вследствие загрязнения поверхностных или подземных вод, фильтрующихся через массив сульфидсодержащих пород или отходов ионами H^+ в процессе окисления сульфидных минералов в окислительной обстановке, по следующей схеме:

пирит: $$FeS_2 + 7/2O_2 + H_2O \rightarrow FeSO_4 + H_2SO_4, \quad (1)$$

$$2FeSO_4 + H_2SO_4 + {}^1/_2O_2 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + H_2O, \quad (2)$$

$$FeS_2 + Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O + 3O_2 \rightarrow 3Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4, \quad (3)$$

Cu, Ni, Co: $$MeS + O_2 + 2H_2O \rightarrow Me^{2+} + 4H^+ + SO_4^{2-}, \quad (4)$$

$$MeS + MeSO_4 + H_2O \rightarrow 2MeSO_4 + H_2SO_4. \quad (5)$$

Цель исследований — повышение эколого-технической безопасности функционирования производственных объектов при освоении и эксплуатации Озерного месторождения полезных ископаемых за счет внедрения комплекса средозащитных мероприятий. Для достижения цели необходимо провести первичные мониторинговые исследования, которые позволят проанализировать ландшафтно-геохимическую обстановку прилежащей территории, а также отобрать пробы с отвала для оценки миграционной способности токсичных компонентов. Для исследования процессов формирования ореолов и потоков загрязнения, процессов формирования и миграции кислых дренажных вод в районе расположения предприятий по добыче и переработке сульфидсодержащих руд проводится отбор проб донных отложений.

Содержание некоторых элементов в пробах с отвала

Номер пробы	Содержание токсичных элементов, ppm			
	Pb	Zn	As	Cu
# 1	15193,48	12268,3	1382,92	447,77
# 4	13024,11	52443,57	916,89	372,78
# 7	13771,89	95074,79	569,53	867,39
p1g-1	5074,77	35318,59	365,38	773,52
p1g-2	10011,92	29523,14	519,81	808,12
p1-3n	1637,81	5387,57	149,04	81,32
p1-4n	5434,56	13270,83	361,54	366,07

Летом 2008 г. были проведены мониторинговые исследования отвала разведочной штольни, а также прилежащей территории. На поверхности отвала заложены 4 профиля для отбора проб, который проводился методом конверта с глубины 10 — 15 см. Закладывалась площадка 2×1 м, пробы отбирались в узлах квадрата и на пересечении диагоналей. Затем проводилось квартование образцов для получения представительной пробы на каждой точке. В таблице представлены предварительные полевые результаты количественной оценки токсичных элементов в отобранных образцах по профилю № 1 с применением метода рентгено-флуоресцентной спектрометрии (РФС), а на рис. 1 представлено распределение концентрации токсикантов в зависимости от расстояния.

Для оценки миграционной способности токсичных примесей было произведено обследование ручья, дренирующего отвал, в рамках которого был произведен отбор проб донных отложений с шагом 20 м. Затем в полевых условиях при помощи портативного РФС-спектрометра провели анализ образцов (рис. 2).

Для оценки вертикальной миграции загрязняющих компонентов в отвале разведочной штольни месторождения свинцово-цинковых руд был сделан разрез мощностью 2,6 м, составлено его описание. Отбор проб по разрезу осуществлялся с шагом 0,2 м и по слоям, слагающим разрез. Затем был проведен предварительный количественный анализ проб с применением метода РФС и по его результатам построен график (рис. 3).

Техногенное воздействие на растительность — сложное биохимическое явление, затрагивающее основные метаболические и физиологические процессы, разрушающие структуру расте-

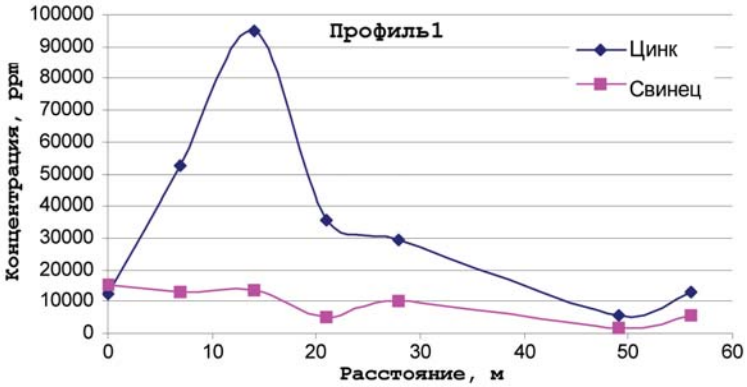


Рис. 1. Распределение концентраций токсикантов по профилю отвала

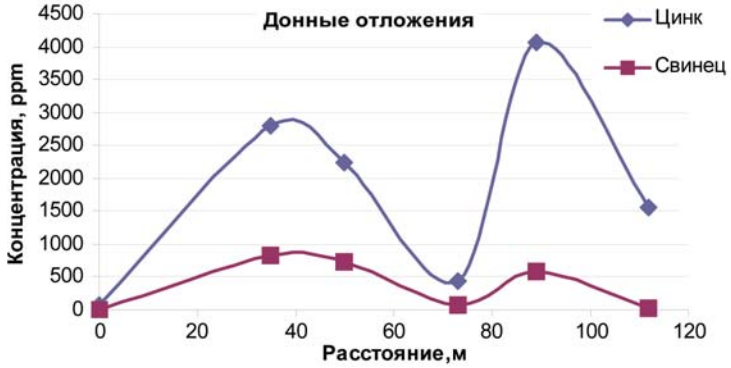


Рис. 2. Распределение концентраций токсикантов в донных отложениях

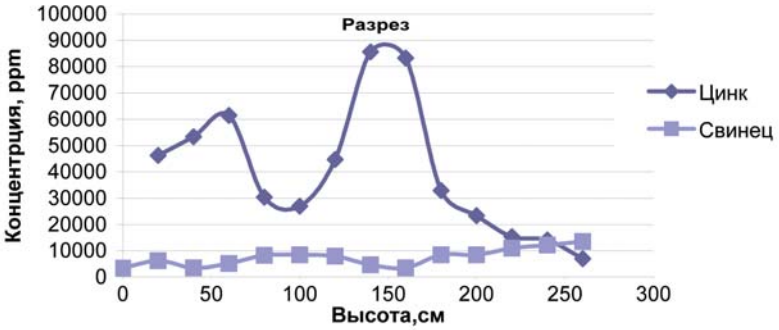


Рис. 3. Распределение концентраций токсикантов по высоте отвала

Рис. 4. Нарушенное состояние деревьев на территории отвала. Наблюдается деформация в радиальном приросте скелетных ветвей, а также пожелтение хвоинок

ния. Степень воздействия на растение зависит от концентрации загрязняющего вещества, продолжительности его воздействия и путей поступления. В результате этого на листьях появляются внешние визуально наблюдаемые повреждения и отклонения от нормы. В процессе изучения влияния промышленных производств на растительность с 2006 по 2009 г. был выявлен ряд диагностических признаков нарушения ассимиляционных органов деревьев. Визуальное обследование территории (рис. 4) расположения отвала Озерного месторождения позволило выявить следующие нарушения: 1) хлорозы и некрозы органов растений; 2) снижение интенсивности линейного прироста ствола и боковых побегов; 3) снижение охвоенности крон с нарушением распределения фитомассы хвои по высоте крон; 4) снижение радиального прироста древесины ствола и скелетных ветвей. Наличие этих признаков нарушения обусловлено подкисленной средой обитания растений (подкисленные почвы и почвенные растворы), а также поступлением ионов тяжелых металлов с почвенными растворами для питания растений. Тяжелые металлы накапливаются в различных органах растений, вызывая некроз и хлороз.

Под воздействием осадков сульфидные минералы способны реагировать с водой с образованием серной кислоты, в результате чего происходит инфильтрация ливневых вод, содержащих серную кислоту и ее соли тяжелых металлов (преимущественно Pb и Zn). Ситуация усугубляется близким расположением (около 10 км от месторождения) Еравнинских озер, являющихся природным достоянием Республики Бурятия и имеющих большое рыбопромысловое значение.

На следующем этапе исследований планируется более детальная разработка методики анализа отобранных проб на рентгено-флуоресцентном спектрометре. По итогам анализа будет произведено моделирование воздействия техногенного массива на прилегающие территории. На основе этих исследований будут рассмотрены и разработаны способы экологически безопасного складирования отходов горной промышленности.

Исследования выполнены при поддержке Американского фонда гражданских исследований и развития (CRDF).

УДК 502.55

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ РАСЧЕТА ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РИСКА НА ГОРНОМ ПРЕДПРИЯТИИ ХАБАРОВСКОГО КРАЯ

Я.С. Липина, Т.Н. Александрова

Целью исследования является разработка моделей оценки эколого-экономического риска на горном предприятии Хабаровского края. Исходя из цели сформулированы следующие задачи: 1. Проанализировать и обобщить литературные данные по названной проблеме. 2. Провести систематизацию методов оценки составляющих эколого-экономического риска для горного предприятия. 3. Обосновать индикаторы эколого-экономического риска. Методологической основой исследований явился диалектический метод с использованием системно-структурного межпредметного подхода, позволяющий рассматривать категорию «риск деятельности промышленного предприятия» как целостное явление, находящееся в тесной взаимосвязи с внутренними процессами развития его экономики.

Термин «риск» получил широкое распространение в научной литературе и опирается главным образом на работы Арента Р.К. [1], Вишнякова Я.Д. [2], Гранатурова В.М. [3]. Для различных областей жизнедеятельности определяют огромное количество специфических рисков (валютный, кредитный, страховой, коммерческий, трансферный риски, риск случайной гибели, политический, экологический, социальный и пр.), отражающих частные особенности неблагоприятных ситуаций различных от-

раслей и видов деятельности. Наиболее общим определением риска является «количественная мера опасности» [4].

Специфические особенности эколого-экономических рисков:

— эколого-экономические риски связаны с ущербом не только для самого отдельного хозяйствующего субъекта, но и для населения, народного хозяйства в целом, а также растительного и животного мира;

— экономический ущерб от экологически неблагоприятных событий может проявиться не только в настоящем, но и в будущем, и его следует учитывать при текущем и стратегическом планировании деятельности предприятия, города, региона и т. д.;

— поскольку эколого-экономический риск включает в себя риск для жизни и здоровья населения, к его уровню на предприятиях — источниках экологической опасности должны предъявляться особенно жёсткие требования;

— эколого-экономический риск образуют как техногенные, связанные с промышленной деятельностью человека, так и природные, не зависящие от человека, источники экологической опасности, которые вместе с тем могут находиться во взаимосвязи и порождать цепные реакции;

— оценка и управление эколого-экономическими рисками должна строиться на использовании специфических областей знаний, базироваться на междисциплинарном подходе к управлению природопользованием, а также на результатах исследований смежных наук (права, охраны окружающей среды, здравоохранения, технологии производства и др.) [5].

Экологический ущерб — это негативные количественные и качественные изменения в таких объектах, как общество, социальная группа, компания, наступающие в результате реализации экологического риска. Поэтому экологический ущерб следует рассматривать как категорию социально-экономическую.

Количественные и качественные изменения в объекте могут происходить также в результате достаточно длительного действия устойчивых, неизменяемых экологических факторов — загрязнения окружающей среды «нормальной» производственной деятельностью предприятия.

В литературе по экономическим проблемам охраны окружающей среды [6] выделяют понятие «нормативного экологического ущерба». Нормативный экологический ущерб создается в результате загрязнения окружающей среды и других техноген-

ных эффектов (шум, радиационное и электромагнитное излучение и т. п.) в пределах действующих экологических нормативов.

Загрязнения и эффекты, более или менее неожиданные для компании, называются чрезвычайными экологическими ущербами. Именно они — результат реализации экологических рисков компаний. Большое значение имеет оценка негативного воздействия горного производства на здоровье человека, являющееся одним из индикаторов эколого-экономических рисков.

Общий экологический ущерб хозяйственной деятельности, создаваемой загрязнением и другими техногенными эффектами, описывается следующей формулой:

$$\text{ОЭУ} = \text{НЭУ} + \text{ЧЭУ} + \text{ЗН}, \quad (1)$$

где ОЭУ — общий экологический ущерб, руб.; НЭУ — нормативный экологический ущерб, руб.; ЧЭУ — чрезвычайный экологический ущерб, руб.; ЗН — экологический ущерб, влияющий на здоровье населения, руб.

Обратимся к первой составляющей ОЭУ — нормативному экологическому ущербу. Цена экологического риска G в операторной форме определяется формулой

$$G = R\text{У}, \quad (2)$$

где R — количественная мера риска;

У — экологический ущерб, определяющий экономический эквивалент потерь вследствие прогнозируемого натурального ущерба.

Экологический ущерб

$$\text{У} = \sum_i C_i W, \quad (3)$$

где W_i — обобщенные составляющие прогнозируемого натурального ущерба;

C_i — стоимость i-й составляющей натурального ущерба на единицу его измерения.

Как правило, обобщенные стоимостные показатели C_i и W_i связывают с оценками ущерба от: загрязнения атмосферного воздуха, водных бассейнов и земель; деградации земель; сверхлимитного размещения отходов; уничтожения биологических ресурсов; уничтожения лесного хозяйства и др. Таким образом, цена риска отражает априорную суммарную величину экономического ущерба с учетом величины ЭР возникновения данной ситуации.

Рассмотрим более детально чрезвычайный экологический ущерб (ЧЭУ), но для начала обратимся к некоторым понятиям. *Авария* — повреждение или выход из строя систем пульпопровода или отдельных сооружений, оборудования, устройств, повлекшие прекращение либо существенное снижение транспортировки объемов пульпы или причинившие ущерб окружающей среде, имуществу юридических или физических лиц и здоровью населения [7]. *Повреждение* — нарушение исправного состояния элемента пульпопровода при сохранении его работоспособности.

По нашему мнению, под аварией подразумевается как собственно авария, так и повреждение, то есть любое негативное событие на коммуникациях золотоизвлекающей фабрики, в результате которого была нарушена целостность трубы с утечками в окружающую среду, и повлекшее за собой материальный, социальный и экологический ущерб одновременно или один из этих ущербов. Авария может развиваться по нескольким сценариям: во время хранения (прорыв пульпопровода), транспортировки (доставка руды автомобильным транспортом) и переработки (непосредственно на золотоизвлекающей фабрике). Рассмотрим более детально аварию, которая может произойти при хранении отработанной руды.

Расчет ущерба от аварий, выполненный по методике [8] на различных инженерных объектах, позволяет выявить материальные затраты от одной аварии на инженерных коммуникациях.

$$П = П_{пп} + П_{ла} + П_{экол}, \quad (4)$$

где $П_{пп}$ — прямые потери, руб.; $П_{ла}$ — затраты на ликвидацию аварии, руб.; $П_{экол}$ — экологический ущерб (урон, нанесенный объектам окружающей природной среды), руб.

Прямые потери в данном случае можно определить по формуле

$$П_{пп} = S_{тр} n_{тр}, \quad (5)$$

где $S_{тр}$ — стоимость 1 м пульпопровода, руб.; $n_{тр}$ — количество метров.

Затраты на ликвидацию аварии составят

$$П_{ла} = S_{кр} n_{кр} + S_{зп} n_{зп} n_{раб}, \quad (6)$$

где $S_{кр}$ — стоимость аренды крана, руб.; $n_{кр}$ — количество смен работы крана, руб.;

$S_{зп}$ — зарплата рабочего за одну смену, руб.; $n_{зп}$ — количество смен рабочих, руб.; $n_{раб}$ — количество рабочих, руб.

Экологический ущерб в данном случае составит:

$$П_{экол} = P_1U_1 + P_2U_2 + P_3U_3, \quad (7)$$

где P_1 — вероятность нахождения поражающего вещества (роданиды, цианиды, хлориды и тяжелые металлы) в почве; U_1 — штраф за загрязнение почвы; P_2 — вероятность нахождения поражающего вещества в растительности; U_2 — штраф за загрязнение растительности; P_3 — вероятность нахождения поражающего вещества в организме человека; U_3 — штраф за ущерб здоровью человека. Для расчета экологического ущерба необходимо исследовать загрязнённость экосистемы в течение 10 лет после попадания поражающего вещества в почву, а также вероятность очищения экосистемы через 1 год, 2 года с помощью марковских цепей. Представлена экосистема, в которой рассмотрена модель загрязнения системы. У молекулы поражающего вещества (ПВ) есть четыре состояния (рис. 1). В начальном состоянии молекула находится в почве («почва» u1). Далее она может

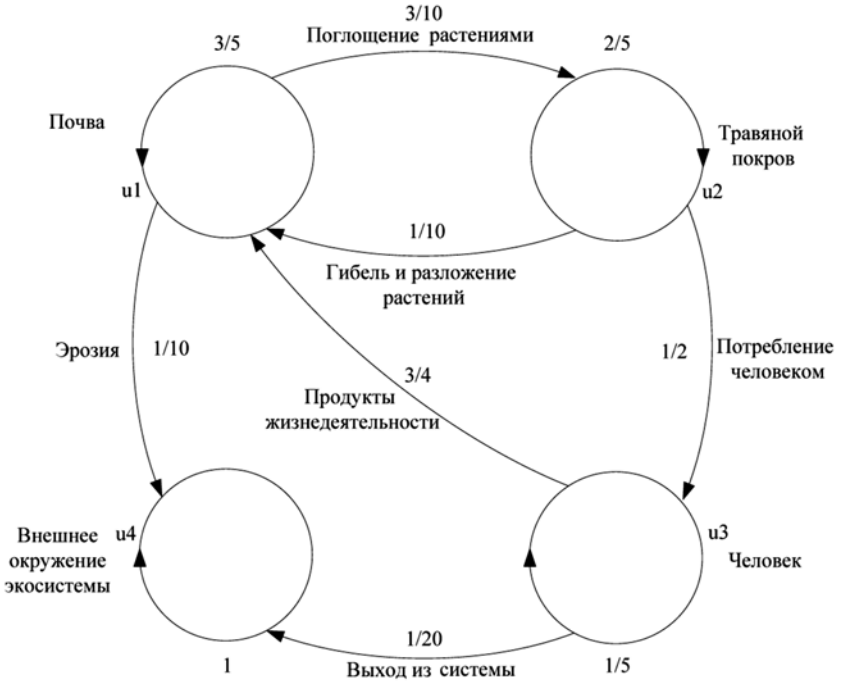


Рис. 1. График состояний ПВ в экосистеме

Уровни экономического ущерба в связи с причинением вреда здоровью населения и среднестатистическая длительность болезней органов дыхания

Нозологические классы	Размер ущерба по группам населения, руб/чел-день болезни			Средняя продолжительность болезни, дней
	I	II	III	
Болезни органов дыхания	648	388	268	10,5

быть абсорбирована каким-либо растением и перейти в травяной покров (u2), через поедание попасть в организм человека («человек» u3) или выйти из экосистемы («внешнее окружение» u4). Однако, как только молекула вышла из экосистемы, она больше в нее не возвращается [9].

Оценка размеров и вероятности возникновения ЧЭУ достаточно редко проводится даже крупными компаниями. Именно эта составляющая общего экологического ущерба (ОЭУ) напрямую связана с экологическими рисками [10].

Для оценки экономического ущерба, вызванного повышенной заболеваемостью населения поселка, были использованы результаты расчетов Института проблем рынка РАН — уровень экономического ущерба в расчете на 1 человеко-день, дифференцированные по группам болезней и категориям населения (I категория — население трудоспособного возраста и работающие пенсионеры; II — дети до 14 лет включительно, III — неработающие пенсионеры), скорректированные с учетом условий хозяйствования рассматриваемого предприятия (см. таблицу).

Таким образом, модель прогнозирования ущерба от заболеваемости населения можно представить следующим образом:

$$ЗН = \sum_{1=1}^{3} 2{,}297 \cdot X_1 \cdot k^1_{бод} \cdot t_б \cdot y^1_б \cdot n, \qquad (8)$$

где ЗН — прогнозный ущерб от заболеваемости населения болезнями органов дыхания, связанной с загрязнением атмосферы, руб.;

2,297 — безразмерный весовой коэффициент, полученный в результате регрессионного анализа заболеваемости населения, связанной с выбросами в атмосферу взвешенных веществ;

X_1 — масса выбросов взвешенных веществ, тыс. т;

$k^1_{бод}$ — весовые коэффициенты заболеваемости для отдельных категорий населения, $\sum_1 k^1_{бод} = 1$;

$t_б$ — средняя продолжительность болезни, дней;

$y_б^1$ — размер ущерба по группам населения, руб/чел-день болезни;

n — количество заболевших.

Для оценки эколого-экономического ущерба от загрязнения экосистем на основе результата расчётов была построена диаграмма (рис. 2).

Выполненный анализ показывает, что платежи за загрязнение окружающей среды, осуществляемые согласно действующему законодательству, (закон «Об охране окружающей природной среды» от 10.01.2002 № 7-ФЗ и постановление правительства РФ № 632 от 28.08.1992 «Об утверждении порядка определения платы и ее предельных размеров за загрязнение окружающей природной среды, размещение отходов, другие виды вредного воздействия»), существенно ниже возможного экономического ущерба окружающей среде и третьим лицам, при существующем уровне загрязнения. В то же время оценки, полученные по разным методам, весьма существенно различаются между собой, что вносит значительную неопределённость в точность полученных оценок. Результаты, основанные на использовании альтернативных методик оценки ущерба как составляющей эколого-экономического риска предприятия, отражают не размер фактической экономической ответственности предприятия за негативные воздействия на окружающую среду, а общую сумму возможных экономических потерь компании при сохранении существу-

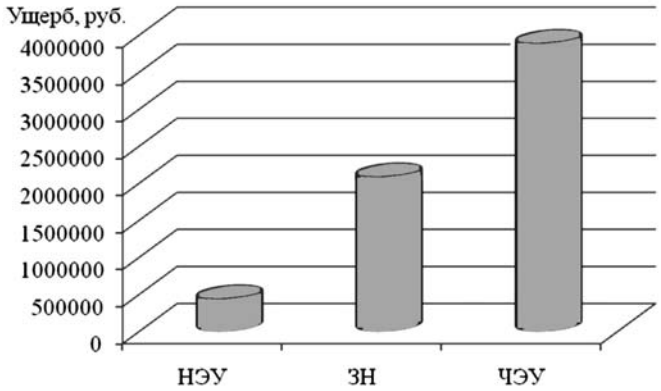


Рис. 2. Сравнительная оценка результата расчётов прогнозируемого ущерба от загрязнения окружающей среды выбросами предприятия

ющего уровня загрязнений и других негативных воздействий на окружающую среду.

Результаты моделирования уровня загрязнения дают лишь представление о масштабах причинения вреда окружающей среде и здоровью населения. Полученные максимальные оценки ущерба по разрабатываемым методикам следует учитывать и рассматривать как пессимистический прогноз эколого-экономического ущерба, возможный при ужесточении экологического законодательства. Несмотря на то, что результаты описанных методик расходятся, полученная на их основе интегральная оценка позволяет утверждать, что возможный эколого-экономический ущерб, наносимый вредными промышленными выбросами в процессе золотодобычи, превосходит существующий уровень платежей за загрязнение экосистемы в несколько раз. Данный подход не позволяет точно оценить вероятность получения оцененной суммы ущерба, однако следует учитывать, что в случае наступления неблагоприятного экологического события, низкая его вероятность не уменьшит вреда, рассчитанного по предлагаемому методу.

Литература

1. *Арент Р.К.* Виды и особенности экологических рисков / Р.К. Арент // Теория и практика экологического страхования: тр. IV всерос. и II междунар. конф. — М., 2000.

2. *Вишняков Я.Д.* Общая теория рисков: пособие для студентов / Я.Д. Вишняков, Н.Н. Радаев. — М.: Изд. центр «Академия», 2007. — 368 с.

3. *Гранатуров В.М.* Экономический риск: сущность, методы измерения, пути снижения / В.М. Гранатуров. — М.: Дело и сервис, 1-е изд., 1999. — 112 с.; 2-е изд., 2002. — 160 с.

4. *Кузьмин В.И.* Безопасность и риск: эколого-экономические аспекты / В.И. Кузьмин, Н.А. Махутов, С.В. Хетагуров. — СПб.: Изд-во СПбГУЭФ, 2006.

5. *Чернова Г.В.* Практика управления рисками на уровне предприятия / Г.В.Чернова. — СПб.: Питер, 2000. — 176 с.

6. Методика определения предотвращенного экологического ущерба. — М.: Госкомэкология РФ, 1999. — 71 с.

7. *Хоружая Т.А.* Методы оценки экологической опасности / Т.А. Хоружая. — М.: «Экспертное бюро-М», 2005. — 224 с.

8. Методические рекомендации РД-03-496-02 «По оценке ущерба от аварий на опасных производственных объектах» (утв. Постановлением Госгортехнадзора РФ от 10 июля 2001 г. № 30).

9. *Девятченко Л.Д.* Стохастические матрицы в исследовании систем: метод. Разработка / Л.Д. Девятченко. — Магнитогорск: МГМИ, 1987. — 32 с.

10. Методика определения предотвращенного экологического ущерба. — М.: Госкомэкология РФ, 1999. — 71 с.

УДК 622.349.21.002.637

РАЗРАБОТКА НОРМАТИВОВ ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМЫХ ВЫБРОСОВ ДЛЯ БОКСИТОВЫХ ШАХТ

О.В. Лущай, Е.М. Цейтлин

Эксплуатация бокситовых шахт тесно связана с обеспечением санитарно- эпидемиологического благополучия населения.

В соответствии с требованиями статьи 12 Федерального закона № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха» [1] в целях государственного регулирования выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух устанавливаются технические нормативы выбросов и предельно допустимые выбросы.

Технический норматив выбросов — норматив выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух, который устанавливается для отдельных видов стационарных источников выбросов, технологических процессов, оборудования и отражает максимально допустимую массу выброса вредного (загрязняющего) вещества в атмосферный воздух в расчете на единицу продукции и другие показатели.

Предельно допустимый выброс (ПДВ) — норматив предельно допустимого выброса вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух, который устанавливается для конкретного стационарного источника выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух и их совокупности (организации в целом) с учетом технических нормативов выбросов и фонового загрязнения атмосферного воздуха при условии непревышения данным источником гигиенических и экологических нормативов качества атмосферного воздуха. В случае невозможности соблюдения предельно допустимых выбросов для источников могут устанавливаться временно согласованные выбросы на период поэтапного достижения предельно допустимых выбросов при условии соблюдения технических нормативов выбросов и наличия плана уменьшения выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух. Предельно допустимые выбросы для конкретного стационарного источника и для юридического лица в целом устанавливаются органами Ростехнадзора, временно согласованные выбросы — органами Ростехнадзора по согласованию с территориальными органами Роспотребнадзора. Предельно допустимые и временно согласованные выбросы устанавливаются при наличии санитарно-эпидемиологического за-

ключения о соответствии их санитарным правилам и планам по их достижению.

В соответствии с требованиями Федерального закона № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха», разработка предельно допустимых и временно согласованных выбросов обеспечивается предприятием, имеющим стационарные источники выбросов. При определении нормативов применяются методики расчета рассеивания выбросов вредных (загрязняющих веществ) в атмосферном воздухе. Критерием является соблюдение на границе санитарно-защитной зоны предприятия предельно допустимых концентраций загрязняющих веществ.

Предельно допустимые концентрации загрязняющих веществ (ПДК) — нормативы, отражающие предельно допустимое содержание вредных (загрязняющих) веществ, при которых отсутствует вредное воздействие на здоровье человека и окружающую среду. Значения ПДК в атмосферном воздухе характеризуются их содержанием в миллиграммах в одном кубическом метре воздуха (мг/м^3). На данный момент ПДК и ориентировочно безопасные уровни воздействия (ОБУВ) установлены для 220 веществ.

Разработка предельно допустимых и временно согласованных выбросов обеспечивается на основе:

- проектной документации в отношении вводимых в эксплуатацию новых и (или) реконструированных объектов хозяйственной и иной деятельности;
- данных инвентаризации выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух в отношении действующих объектов хозяйственной и иной деятельности.

Юридические лица, имеющие источники выбросов, проводят инвентаризацию выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух [2], то есть проводят систематизацию сведений о распределении источников выбросов на территории, количестве и составе выбросов. Для определения количественных и качественных характеристик выделений и выбросов, загрязняющих атмосферу, используются инструментальные и расчетные (расчетно-аналитические) методы. Методики измерения концентраций загрязняющих веществ в промышленных выбросах должны отвечать требованиям действующих государственных стандартов, пройти экспертизу в НИИ Атмосфера и метрологическую аттестацию в органах Госстандарта России.

Методики расчета выделений (выбросов) загрязняющих веществ в атмосферный воздух и программы, их реализующие, проходят тестирование и согласование в НИИ Атмосфера.

При инвентаризации наименования вредных веществ и их коды выбираются по существующему перечню [3].

Для расчета выброса загрязняющих веществ в атмосферу от предприятий горнодобывающей промышленности используют согласованные и включенные в перечень рекомендованных к применению методов, разработанных Институтом горного дела им. А.А. Скочинского, методики [4, 5]. Они содержат сведения об удельных выбросах различных моделей горного оборудования, а также технические характеристики этого оборудования, необходимые для расчета объемов выбросов и дальнейшего рассеивания этих выбросов в атмосферном воздухе с использованием расчетной модели ОНД-86.

Предлагаемые алгоритмы расчета выбросов от процессов образования загрязняющих веществ при проведении горных работ основаны на использовании установленных экспериментальным путем удельных показателей. При этом основными источниками загрязнений являются следующие виды горных работ: буровые, взрывные, погрузо-разгрузочные, транспортирование.

Основными вредными загрязняющими веществами, выделяющимися в атмосферный воздух, являются: при взрывных работах с применением промышленных взрывчатых веществ — оксид углерода, оксиды азота, пыль, при погрузо-разгрузочных работах — пыль, при транспортировании горной массы — оксиды углерода, азота, углерод, углеводороды и пыль, при буровых работах — пыль. Как видим, основным загрязняющим веществом, выделяющимся при проведении горных работ, является пыль, которая методиками [4, 5] квалифицируется как «взвешенные вещества» (код 2902) — не дифференцированная по составу пыль [3]. При этом ПДК взвешенных веществ не распространяются на аэрозоли органических и неорганических соединений (металлов, их солей, пластмасс и др.), для которых устанавливаются соответствующие ПДК.

В соответствии с требованиями статьи 22 Федерального закона № 96-ФЗ «Об охране атмосферного воздуха», при инвентаризации должны быть учтены все поступающие в атмосферу загрязняющие вещества, которые присутствуют в материальном балансе применяемых технологических процессов, от всех стационарных источников загрязнения (организованных и неорганизованных), имеющихся на предприятии, и автотранспорта.

Следовательно, для правильной оценки вредного воздействия выбросов вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный

воздух от бокситовых шахт, необходимо определять качественный состав пыли [6]. Бокситы — алюминиевая руда, состоящая в основном из гидроксидов алюминия, оксидов железа и кремния, следовательно, исходя из материального баланса применяемых технологических процессов, качественный состав пыли определяют эти же химические соединения. Количественное содержание ингредиентов будет определяться их процентным содержанием в руде и породе.

Установление массы и перечня выбрасываемых загрязняющих веществ (нормативов предельно допустимых выбросов), обоснование фактической санитарно-защитной зоны, разработка программы и осуществление производственного экологического контроля должны производиться с учетом конкретизации состава пылей. Такой подход приведет к более правильной оценке вредного воздействия выбросов, а значит, к принятию грамотных управленческих решений. Предлагаемый подход к расчету максимально-разовых, валовых выбросов загрязняющих веществ в атмосферу при добыче бокситов, основанный на конкретном составе пород, может быть использован и для других горных масс, имеющих сложный состав.

Литература

1. Об охране атмосферного воздуха: Федерального закона № 96-ФЗ, ст. 12.

2. Методическое пособие по расчету, нормированию и контролю выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух. — изд. доп. и перераб. — СПб.: НИИ Атмосфера, Фирма «Интеграл», 2004.

3. Перечень документов по расчету выделений (выбросов) загрязняющих веществ в атмосферный воздух, рекомендованный к использованию в 2009 году. — СПб.: НИИ Атмосфера, 2002.

4. Методика расчета вредных выбросов (сбросов) для комплекса оборудования открытых горных работ (на основе удельных показателей) / ИГД им. А.А. Скочинского. — М., 1999.

5. Методика расчета вредных выбросов (сбросов) и оценки экологического ущерба при эксплуатации различных видов карьерного транспорта / ИГД им. А.А. Скочинского. — М., 1994.

6. *Шемякин В.С.* Возможности обогащения бокситов СУБРа // В.С. Шемякин, Н.М. Макаров, С.А. Чепчугов // Горный журнал. — 2004. — № 3. — С. 35 — 38.

УДК 341.227+502.653

ПРАВОВОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ ПЛАТЕЖЕЙ ЗА НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ В РОССИЙСКОМ И ЗАРУБЕЖНОМ ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВЕ

М.П. Любятинская

Рассматривая сформировавшуюся обстановку в отношении регулирования платежей в зарубежном и российском законодательстве, можно сказать, что она весьма разноречива. В российском правоведении отсутствует единая точка зрения, в рамках какой отрасли права следует регулировать отношения недропользования. Некоторые специалисты говорят, что правовой режим недр необходимо рассматривать в рамках земельного права. Например, Хропанюк В.Н. считает, что земельное право регулирует общественные отношения в области использования и охраны земли, ее недр, вод, лесов, что является материальной основой жизнеобеспечения человеческого общества. Однако с подобным подходом можно поспорить, поскольку правовые нормы, которые применяются в землепользовании, крайне затруднительно использовать для регулирования общественных отношений в сфере рационального использования и охраны водных ресурсов и ресурсов недр. В данной области, рассматривающей земельные правоотношения, убедительней кажется точка зрения Аксененка Г.А., который обозначает, что недра являются особым и своеобразным объектом государственной собственности, имеющим ряд специфических черт по сравнению с другими ее объектами, и отношения недропользования регулируются в силу этого особыми нормами горного права.

В отношении одного из положений горного права — платности пользования природными ресурсами в Российской Федерации установлены следующие виды налогов и сборов: федеральные, субъектов Российской Федерации (региональные налоги и сборы) и местные. Все платежи, которые предусмотрены законом РФ «О недрах», можно подразделить на две группы, которые представлены на рисунке.

В зарубежном законодательстве при регулировании отношений недропользования используются разнообразные принципы, например, принципы акцессии и концессии, принципы горной регалии и свободы.

Система платежей за пользование недрами

Принцип акцессии показывает, что недра и заключенные в них полезные ископаемые являются частной собственностью владельца земельного участка. Согласно принципу акцессии, доступ возможен только с согласия землевладельца, данного на определенных условиях (например, долгосрочная аренда, организация совместного предприятия, выкуп имущества собственника и др.).

По *принципу концессии* разведка месторождений полезных ископаемых и их добыча даже на землях, находящихся в частном владении, зависят не от воли землевладельца, а от разрешения государства.

В соответствии *принципом горной регалии* недра и заключенные в них полезные ископаемые признаются собственностью короны (короля или королевы) или государства.

По *принципу горной свободы* недра поступают в свободное распоряжение для проведения горных работ, но горные компании должны заключать соответствующие соглашения с государством для приобретения права на разработку недр на данном участке.

Также в зарубежном законодательстве за право пользования недрами предусмотрены некоторые виды платежей, такие как *бонусы*, которые представляют собой единовременные денежные выплаты компании собственнику недр за получение лицензии, подписание контракта, достижение определенного объема добычи и т. д. Размер бонуса определяется или в результате торгов (как это, например, имеет место в США и Канаде, где побеждает компания, предложившая максимальный бонус), или в результате переговоров (как это, например, имеет место в Индонезии, где выплата компанией бонуса компенсирует затраты государства, связанные с ведением переговоров), или определена законодательством данной страны (например, в Норвегии). Значительный размер бонуса снижает интерес компании к проведению геологоразведочных и добычных работ, поэтому удельный вес бонусов в общих отчислениях в пользу собственника недр, как правило, незначителен. Выплата бонусов при достижении определенного уровня добычи полезных ископаемых применяется редко, поскольку не способствует привлечению инвесторов к освоению месторождений.

Следующий вид платежей за право проведения поисковых и разведочных работ — ренталс — представляет собой ежегодные арендные платежи, установленные за единицу площади использо-

ванного участка недр в зависимости от экономико-географических условий, размера участка недр, вида полезного ископаемого, продолжительности указанных работ, степени геологической изученности участка недр и степени риска. Цель ренталс — содействовать быстрому проведению разведочных и добычных работ за счет сокращения размеров площадей, находящихся в пользовании одной компании, и создания необходимой конкуренции за право пользования недрами. Также ренталс не дает права пользоваться данной территорией для целей, не указанных в лицензии.

Следующие рентные платежи за право разработки месторождения полезных ископаемых — роялти, размер которых представляет собой некий процент от стоимости добытого полезного ископаемого (независимо от условий его последующей реализации). Целью роялти является компенсация владельцу земельного участка и участка недр (чаще всего государству) за истощение запасов в процессе разработки месторождения. Роялти могут рассчитываться: по фиксированной ставке (5, 10, 15 % и т. д.); по скользящей шкале (например, в зависимости от объема добычи, причем с увеличением объема добычи ставка роялти, естественно, возрастает); по формуле. Этот подход, применяемый, в основном, в нефтегазовой промышленности, учитывает такие показатели, как суммарная продукция залежи, дебет скважин, цена продукции. В соответствии с законодательством страны роялти могут взиматься либо продукцией (нефтью, газом и т. п.), либо ее денежным эквивалентом. Обычно роялти выплачиваются ежемесячно на основе замера объемов добытой продукции за предыдущий месяц. В мировой нефтегазовой промышленности разработаны различные теоретические подходы к определению условий получения и размеров роялти. Традиционный подход, когда государство начинает получать роялти с первой тонны добытого сырья, хотя и позволяет существенно увеличить доходную часть бюджета, но, вместе с тем, имеет ряд серьезных недостатков: выплата роялти начинается задолго до того, как инвестор возместит свои первоначальные капиталовложения; выплата роялти ослабляет или вовсе подрывает стимулы к освоению малорентабельных месторождений; выплата роялти приводит к более раннему прекращению эксплуатации месторождения, т. е. конечный коэффициент извлечения полезного ископаемого оказывается меньше возможного. Другой подход заключается в том, что роялти рассматривается как средство изъятия экономической ренты, которая представляет собой разницу между ценой, с одной стороны, и затратами (эксплуатационными и аморти-

зацией), средней прибылью и налогами, с другой стороны. Все многообразие систем роялти на современном этапе разработки месторождений полезных ископаемых имеет целью более полное и комплексное и в то же время экономически эффективное использование минеральных ресурсов. Можно указать еще один момент, что названия перечисленных выше видов платежей (бонус, ренталс, роялти) используются уже и в некоторых законодательных актах Российской Федерации, например, в федеральном законе «О соглашениях о разделе продукции».

Ни для кого не секрет, что в современном состоянии окружающей природной среды, в условиях, когда человечество выступает не только как потребитель богатств Земли, но и как ее загрязнитель, весьма актуальным является тщательное рассмотрение мощной природно-ресурсной аддикции с экономикой. Достаточно важной предпосылкой стабильного развития природно-ресурсного потенциала является неантагонистическое сосуществование экономики и окружающей природной среды. И, что касается российского правоведения, то некоторые моменты весьма значительно могут быть задействованы из зарубежного законодательства, поскольку на сегодняшний день в России весьма актуальна проблема экономических инструментов, поддерживающих стратегии устойчивого развития общества.

Литература

1. Экологическое право: учебник для вузов / под ред. С.А. Боголюбова. — 2-е изд., доп. и перераб. — М.: Высшее образование, 2009. — 481 с.

2. *Бухтоярова Т.Я.* Роялти: теоретические подходы и опыт практического применения в мировой нефтегазовой промышленности / Т.Я. Бухтоярова, В.А. Нестеров, В.И. Датьян // Экономика и управление нефтегазовой промышленности. — 1994. — № 3 — 4.

3. *Клюкин Б.Д.* Законодательство о регулировании недропользования стран Западной Европы и США / Б.Д. Клюкин // Законодательство и экономика. — 1995.

4. *Клюкин Б.Д.* Горные отношения в странах Западной Европы и Америки / Б.Д. Клюкин. — М.: Городец-издат., 2000.

5. *Нестеров В.А.* Мировой опыт фискального регулирования нефтегазовой промышленности / В.А. Нестеров // Экономика и управление нефтегазовой промышленности. — 1994. — № 3 — 4.

6. *Певзнер М.Е.* Горное право: учебник для вузов. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2009. — 376 с.

7. *Перчик А.И.* Обобщение положений горного права и нефтяного законодательства зарубежных стран. — М. — 1992.

8. *Трубецкой К.Н.* О горных терминах / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, С.А. Гончаров // Горный журнал. — 2007. — № 4.

УДК 504.064

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ БУРЕНИЯ В НАСЫПИ КУСТОВЫХ ПЛОЩАДОК

М.М. Малышкин

Деятельность предприятий нефтегазовой отрасли неизбежно приводит к техногенному воздействию на окружающую природную среду. Это выражается, прежде всего, в вырубке лесов, деградации почв и ландшафтов, загрязнении атмосферы, поверхностных и грунтовых вод, приповерхностных отложений нефтепродуктов и токсичных веществ, содержащихся в буровых растворах, а также сероводорода, содержащегося в нефти и газе, что и приводит к негативному воздействию на людей и биоту.

Основные запасы разрабатываемых в России месторождений нефти приурочены к избыточно увлажненным территориям Западной Сибири и севера европейской части страны. В процессе строительства скважин образуется многотоннажный отход — буровой шлам, подлежащий утилизации. Только на территории Западной Сибири его ежегодно образуется более 100 тыс. т. Для утилизации в основном сооружаются земляные емкости, так называемые шламовые амбары — шламонакопители, которые считаются опасными источниками загрязнения. Шламовые амбары — это копаные ямы в теле буровых площадок или примыкающим к ним, заполненные отходами бурения, которые относятся к 4-му классу токсичности. Они подлежат захоронению, которое заключается в засыпке привозными грунтами, но данная технология не только не устраняет источник загрязнения, но и не снижает его опасности. Единственная выгода данного метода рекультивации в отдельных случаях это то, что в амбар не попадают водоплавающие птицы и мелкие животные. Эта незначительная выгода никогда не оправдает колоссальных расходуемых на них средств. Проблема рекультивации шламовых амбаров — важная и значимая для хозяйственной и природоохранной деятельности любой нефтедобывающей компании, а учитывая, что они размещаются в основном на землях Гослефонда, в целом и для государства.

Цель проведенного исследования: снижение техногенной нагрузки на природную среду при разработке и эксплуатации нефтегазовых месторождений за счёт внедрения комплекса средозащитных инженерно-технических мероприятий, направленных на

обезвреживание и последующее использование отходов бурения. Его задачи: комплексный мониторинг площадок скважин, химико-аналитическое исследование буровых шламов, обоснование применения 4-ступенчатой системы очистки бурового раствора с утилизацией отделенного и отжатого шлама, разработка конструкции площадки скважин с размещением отжатого бурового шлама в тело насыпи, оценка эколого-экономической эффективности предложенного комплекса инженерно-технических мероприятий.

Комплексный мониторинг экосистем осуществлялся на одном из месторождений Западной Сибири, расположенном на ландшафте болотного типа в северо-таежной зоне в течение 6 лет. Экспедиционные работы проводились при участии специалистов разного профиля. Изучались степень и скорость естественного зарастания кустовых насыпных песчаных площадок и амбаров, состояние почвенного и растительного покрова, почвенной микробиоты, энтомофауны, наземных позвоночных и птиц, гидробионтов (фито- и зоопланктон, зообентос и ихтиофауна окрестных водоемов), а также оценивался гидрологический режим территории. В качестве биоиндикаторов использовались почвенные микроорганизмы, растения, животные, гидробионты. Изучали состав и свойства буровых шламов (выбуренной породы, содержащей химические реагенты, присадки, буровые растворы).

Основная задача мониторинга — слежение за состоянием и изменением экосистем, прогноз развития возможных негативных процессов и предупреждение ситуаций, опасных для компонентов природной среды.

Буровые площадки представляют собой насыпи площадью 3 — 8 га, возвышающиеся над естественным болотным ландшафтом на 0,5 — 4,0 м. Минимальные высотные отметки занимают песчаные участки, где на период бурения размещаются строительные бытовки; максимальные отметки характерны для обваловок, окружающих амбары, в которые складируются отходы производства. Верхняя часть обваловок, как правило, отсыпается смесью песка и торфа. Лимитирующими факторами для роста растений на песчаных отложениях кустовых площадок является неблагоприятный гранулометрический состав, низкие запасы влаги, бедность питательными веществами, низкая ёмкость катионного обмена. Процесс естественного зарастания таких участков медлен, и проективное покрытие, по данным проведенных обследований, не превышает в целом 5 — 15 %. Относитель-

но активно процесс естественного зарастания происходит на локальных участках, где мощность песчаных отложений не превышает 50 см над поверхностью болота и капиллярная влага доступна для поселяющихся растений — осоки, пушицы, хвощи, зеленые мхи и другие виды. Встречаются единично плодоносящие экземпляры морошки, шикши, голубики. На повышенных участках песчаных отложений встречаются иван-чай, вейник, щавель, мать-и-мачеха.

Наиболее сложные условия для поселения растений создаются в амбарах, где складируется выбуренная порода, содержащая, кроме глины, различные химические реагенты, применяемые при бурении. Отложения амбаров в процессе их складирования имеют полужидкую консистенцию, щелочную реакцию среды (pH = 8,0 ÷ 8,8). Основными лимитирующими факторами для поселения и роста растений в шламовых амбарах являются повышенная минерализация и щелочная реакция среды, значительно отличающаяся от таковых на участках естественного местообитания, имеющих pH = 3,8 ÷ 4,8. Даже при высокой приспособляемости отдельных видов растений к неблагоприятным условиям среды столь резкие перепады кислотности почвогрунтов для большинства растений являются губительными. Кроме того, для попадания растений в амбары должны быть преодолены высотные отметки обваловок, возвышающихся над поверхностью болот на 3 — 4 м. Поселяющаяся растительность является фактором, обусловливающим привлечение на отбуренные площадки диких животных, в частности зайцев, которые были замечены на нескольких буровых площадках.

Результаты мониторинга свидетельствуют о том, что в целом состояние экосистем вокруг кустовых площадок в настоящее время удовлетворительное. Существенных различий в состоянии экосистем как в непосредственной близости от буровых площадок, так и на контрольных участках при буровых работах и добыче нефти за период исследований не выявлено. Зафиксированы локальные изменения компонентов природной среды, обусловленные как природными, так и техногенными факторами, которые в большинстве случаев носят обратимый характер. Например, влияние разработки месторождения на состояние почвенного и растительного покрова незначительное, присутствует в виде присыпок песка с кустовой площадки; влияние на наземных позвоночных и птиц исключительно шумовое, а на почвенную микробиоту и гидробионтов практически отсутствует.

Используя результаты мониторинга и изучив существующие методы рекультивации шламовых амбаров выявлена необходимость разработки такой технологии утилизации отходов бурения, которая была бы эколого-экономически выгодна и прежде всего ускоряла процесс восстановления исходных экосистем или создавала условия для возникновения новых.

Буровой шлам как разновидность отходов промышленности имеет ряд отличий, а именно является горными породами, которые в процессе бурения размельчают и выносят на дневную поверхность буровым раствором. Токсичность буровых шламов определяется содержанием токсичных компонентов в выбуренной породе и применяемых реагентах. В настоящее время в Российской Федерации разработка месторождений ведется в нефтеносных провинциях, горные породы которых не содержат естественных радионуклидов и соединений тяжелых металлов в подвижных формах выше установленных нормативов. Применение экологически малоопасных рецептур глинистого или безглинистого буровых растворов на основе водорастворимых биоразлагаемых полимеров по всем интервалам бурения снижает их негативное воздействие, а также токсичность бурового шлама и буровых сточных вод. Используемые для обработки буровых растворов прочие материалы и химреагенты должны иметь также согласованные в установленном порядке показатели токсичности (ПДК, ОБУВ, $ЛД_{50}$ и др.) и иметь класс опасности не более 4-го. При планировании применения веществ с неизвестными санитарно-токсикологическими характеристиками необходимо затребовать соответствующие документы у производителя или организовать определение необходимых показателей токсичности и класса опасности материалов и образующихся отходов.

Отделение и отжатие (очистка) бурового шлама осуществляется с использованием 4-ступенчатой системы очистки бурового раствора, в состав которого входят: высокоэффективные вибросита; пескоотделители или ситогидроциклонные установки; илоотделители; центрифуги. Использование данной системы позволяет сократить потребление воды на технологические нужды на 60 — 75 %, расход химреагентов на 30 — 40 %, что повышает экологическую безопасность производства буровых работ и снижает возможное воздействие от образующихся отходов.

Шлам, прошедший четырехступенчатую систему очистки, подвергается лабораторным исследованиям на предмет соответствия нормативам, указанным в санитарно-эпидемиологическом

заключении, а также содержания нефтепродуктов, которое не должно превышать 0,5 %. На основании результатов лабораторных исследований принимаются решения о его размещении в конструкциях насыпей площадок. При использовании бурового раствора, обработанного реагентами Kem Pas и Poly Kem D или их сертифицированными аналогами, очищенный (отжатый) буровой шлам вне затапливаемых участков может размещаться в теле насыпей кустовых площадок.

Очищенный буровой шлам из системы очистки с помощью шнеков подается в специально сооруженную в теле насыпи земляную траншею, а буровые сточные воды перетекают во временную гидроизолированную земляную емкость, расположенные параллельно друг другу вдоль оси движения бурового станка. Данная конструкция площадки на всех стадиях строительства скважин обеспечивает раздельное складирование буровых шламов и буровых сточных вод. Конструкции и сечения кустовых площадок приведены на рисунке, схема кустовой площадки является принципиальной. Бурение скважин с использованием выбуренной породы при строительстве кустовых площадок производится вне затапливаемых участков. При этом напротив каждой группы скважин устраивается траншея для размещения очищенного бурового шлама. За траншеей в теле насыпи устраивается временная земляная емкость для буровых сточных вод.

При строительстве площадок скважин участок для устройства емкости под буровых сточных вод отсыпается до проектной отметки площадки с последующей разработкой и использованием грунта в обваловку емкости, что обеспечивает максимальное уплотнение верхнего деятельного слоя торфяной залежи под давлением насыпи, а также максимальной консолидации самой насыпи. Дно емкости поднято над максимальным уровнем грунтовых вод на 0,3 м. Гидроизоляция стенок и дна временной емкости для буровых сточных вод производится с помощью цементировочного агрегата глинистым буровым раствором.

Для сбора жидкой фазы устанавливается лоток из звеньев трубы диаметром 530 мм на опорах из брусьев либо под техпроезд укладываются выбракованные металлические трубы диаметром 325 — 426 мм. Конструкция временной емкости для буровых сточных вод со значительной поверхностью зеркала воды и небольшими глубинами позволяет буровым сточным водам максимально насыщаться кислородом, что также, наравне с биоразлагаемостью реагентов, способствует ускоренным биодеграда-

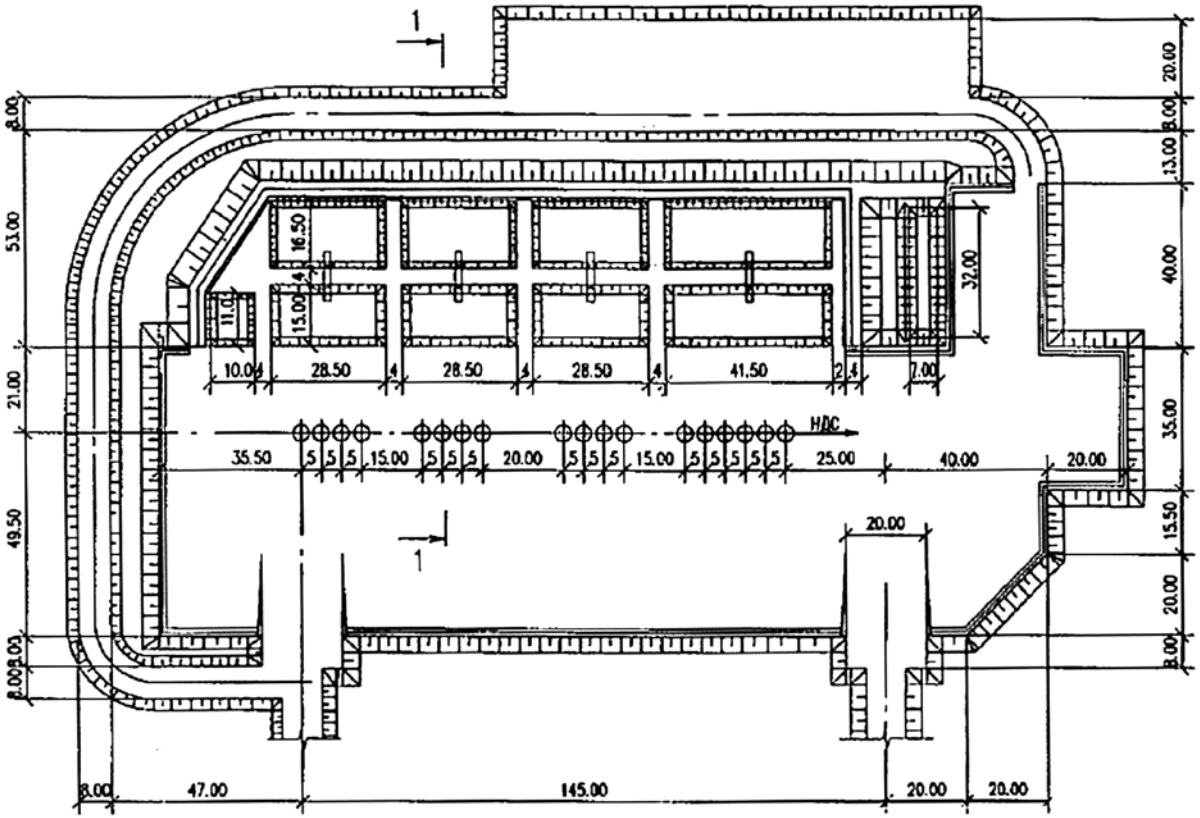


Схема площадки скважин с использованием выбуренной породы (очищенных буровых шламов) в тело насыпи

ции буровых сточных вод, осветлению и утилизации в коллектор.

На кустовых площадках с размещением бурового шлама в теле насыпи предусматриваются следующие виды работ: осветление и откачка буровых сточных вод, хозбытовых стоков в нефтесборный коллектор; разравнивание бурового шлама в траншее с расширением площадки куста до 23 — 25 м от устья скважин и устройство на ней обваловки площадки; планировка территории емкости для буровых сточных вод до отметки не более 0,5 м над поверхностью болот и не более 0,5 м над уровнем грунтовых вод.

В результате исследований установлено, что очищенный буровой шлам после закладки в траншею служит дополнительным противофильтрационным экраном на случай аварийных разливов.

Биологическая рекультивация осуществляется двумя основными способами: путём активизации естественного зарастания и путём подсева многолетних трав и (при обосновании) посадки черенков кустарников. Для посева трав используют сложные травосмеси (%), состоящие из различных видов растений: рыхлокустовых и корневищных из расчета 30 — 50 г на 1 квадратный метр: овсяница тростниковая 40, овсяница красная 10, фестулолиум изумрудный 30, кострец безостый 10, реграс пастбищный 10.

Таким образом, предлагаемый способ утилизации бурового шлама является:

— полезным, поскольку позволяет использовать отходы бурения в качестве грунта для строительства насыпей кустовых площадок и снижает потребление минерального грунта для этих целей, площади земельных участков, занимаемых под площадки бурения скважин;

— природоохранной технологией, поскольку снижает негативное воздействие процесса строительства скважин, исключает размещение и строительство полигонов захоронения и их негативное воздействие, транспортирование буровых шламов.

УДК 622.276.4.002.68

РАЗРАБОТКА СРЕДОЗАЩИТНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПРЕДПРИЯТИЯ ООО «КИНЕФ»

К.А. Моисеева

Наиболее значительной техногенной нагрузке подвергаются компоненты природной среды на территориях складирования нефтесодержащих отходов, поскольку отсутствие современных технологий их ликвидации и обезвреживания превратило значительное число хранилищ из средства предотвращения нефтезагрязнения в угрозу крупномасштабного загрязнения компонентов природной среды (почв, подземных и поверхностных вод, атмосферы) [2].

Серьезной проблемой для предприятий топливно-энергетического комплекса является утилизация избыточных илов и осадков, образующихся при биологической очистке сточных вод. Этот метод является одним из самых эффективных, однако ему присущ крупный недостаток — необходимость переработки образующихся избыточных илов и осадков, в противном случае для их складирования требуются большие по площади и объему иловые карты, аналогичные шламонакопителям.

ООО «Кинеф» ОАЛО «Сургутнефтегаз» является одним из самых крупных нефтеперерабатывающих предприятий Северо-Запада и России. Ежегодно на предприятии перерабатывается более 16 млн. т западно-сибирской и ухтинской нефтей с суммарным потреблением материалов более 17 млн. т. Производство продукции сопровождается образованием большого количества отходов с явно выраженной тенденцией к ежегодному увеличению их объемов. К настоящему времени на территории ООО «КИНЕФ» временно хранится более 184,4 тыс. т отходов. Их состав отличается разнообразием и содержанием групп токсичных веществ со значительным превышением предельно допустимых концентраций (ПДК) (рис. 1).

На территории ООО «КИНЕФ» присутствуют лито- и гидрохимические загрязнения. Это объясняется тем, что на территории функционирования техногенных массивов происходит полная трансформация подстилающих грунтовых вод, которые, разгружаясь в поверхностные водотоки (реки Волхов, Черная, Кересть и Тигода), являются главными источниками их загрязнения [1]. Высокий уровень загрязнения компонентов природной

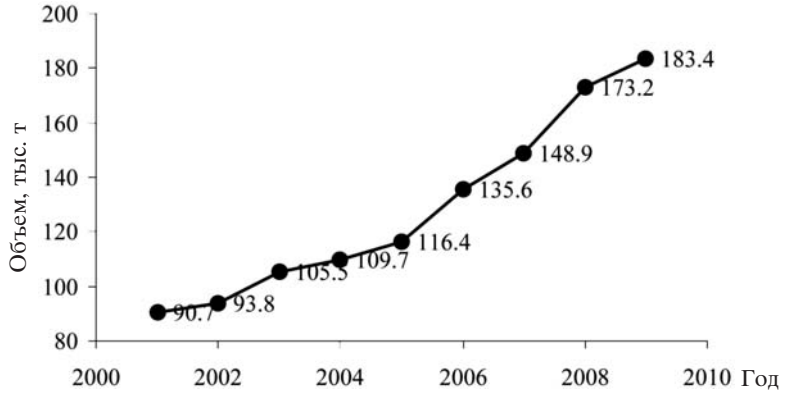


Рис. 1. Динамика по годам накопления био- и нефтешламов

среды высокотоксичными веществами, изъятие площадей более 10 га под хранилища отходов в черте земельного отвода предприятия, а также увеличение количества нефтесодержащих отходов с вводом в эксплуатацию завода глубокой переработки нефти обусловливают необходимость оперативного обезвреживания уже существующих и вновь образующихся нефтяных и биологических шламов.

Собранные в шламонакопителях для временного хранения осадки, загрязненные нефтепродуктами, образующимися при эксплуатации очистных сооружений промканализации, под действием гравитационных сил и термодеструкции расслаиваются. Осадок — нефтешламы, состоящие, в основном, из мазутоподобных веществ с содержанием влаги 12 % и органической части 71 — 84 %, накапливаются в шламонакопителях. В настоящее время возможности накапливания нефтесодержащих отходов в шламонакопителях практически исчерпаны (рис. 2). Ликвидация существующих шламонакопителей на территории ООО «КИНЕФ», а также быстрое оперативное обезвреживание вновь образовавшихся нефтяных и биологических шламов представляются важной мерой по снижению техногенной нагрузки на компоненты природной среды.

В настоящее время существует много различных способов утилизации углеродсодержащих отходов. Каждый метод обезвреживания отходов и технология на его основе имеют определенную нишу, то есть совокупность физико-химических параметров

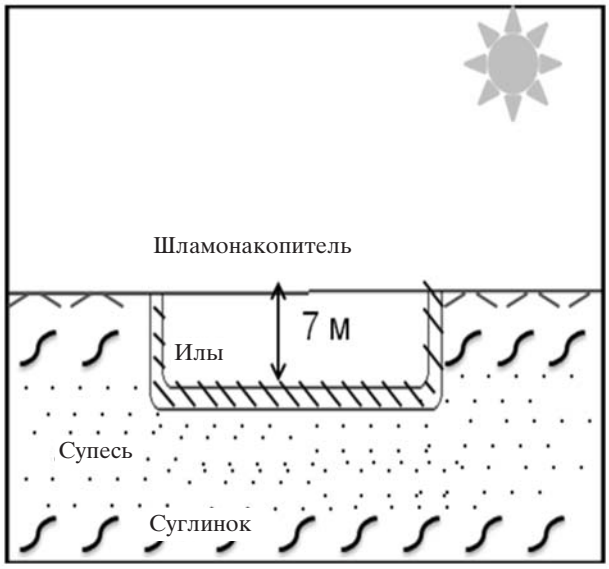


Рис. 2. Профильный разрез шламонакопителя

отходов и возможностей метода, оптимальное сочетание которых позволяет достичь наибольшей прибыли или минимальных затратах на обезвреживание определенного вида отходов при наименьшем экологическом ущербе природе.

При проведении анализа вещественного состава илов (см. таблицу) было выявлено наличие компонентов, которые при должной обработке могут быть направлены в другие отрасли промышленности (никель, марганец, медь, кобальт в концентрациях от 5 до 30 г/л).

В настоящее время существует много различных способов утилизации углеродсодержащих отходов [3]: физико-химические, химические, биологические. Учитывая специфику объекта, состав отходов, а также необходимость извлечения ценных компонентов, было принято решение остановиться на методах «мокрой» химии и экстракции. В основу технологии положено разделение компонентов и удаление органических компонентов, которые могут помешать извлечению ценных компонентов.

На первой стадии будет осуществляться перевод катионов в хлоридную форму при помощи 2-нормальной соляной кислоты. Осадок промывается горячей водой и переходит на вторую ста-

Таблица 1

Результаты вещественного анализа отходов

№ элемента	Элемент	Концентрация г/л
1	Mn	26
2	Ni	18
3	Cu	16
4	Co	14,3
5	Pb	5,8
6	Fe	4
7	Hg_2^{2+}	1,3

дию. В результате получаем раствор катионов свинца и хлорид ртути, готовый к продаже. На третьей стадии производим повышение pH для образования осадка. Раствор отправляется на нейтрализацию слабой соляной кислотой и отводится в оборотную сеть предприятия (снижение объемов водопотребления). Осадок, содержащий гидроокислы марганца, железа, меди, никеля, кобальта, смешивается с нагретой азотной кислотой не высокой концентрации, затем к смеси приливаются гидроксид аммония. Осадок с катионами железа и марганца смешивается с азотной кислотой и отправляется на экстракцию. К раствору, содержащему гидроокислы меди, никеля, кобальта, добавляется 2-нормальный тиосульфат аммония и 2-нормальная серная кислота. В осадок выпадает медь. Раствор направляется на экстракцию.

Основой для дальнейшей работы станет отработка предложенной схемы с подбором аппаратного обеспечения, а также предложение данной схемы предприятию.

Работа выполнена на средства гранта Фонда гражданских исследований и развития.

Литература

1. Мониторинг состояния и управления деятельностью экологически опасных объектов при добыче и переработке полезных ископаемых / СПГГИ (ТУ).

2. О состоянии окружающей природной среды Российской Федерации в 2008 году: государственный доклад. — М., 2009.

3. Утилизация шламов // Материалы отраслевого совещания АНН по экологии, Москва, ГЦКЗ «Россия», 5 июня 2003 г.

УДК 502.55:502.57

АКТИВИЗАЦИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ УГРОЗ ПРИ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ*

К.В. Мячина

Оренбургская область считается крупным недропользователем, масштабным производителем и одновременно потребителем минерально-сырьевых ресурсов. По добыче основных видов минерального сырья она занимает в России одно из первых мест. На 01.01.2007 г. Государственным балансом полезных ископаемых на территории Оренбургской области учтено 209 месторождений углеводородного сырья, по 8 бурого угля и железных руд, 13 золота, а также месторождения каолина, асбеста, калийной и каменной солей [1].

Объекты недропользования образуют с природной средой так называемые геотехнические системы — образования физико-географической размерности, в которых как природные, естественные, но непреднамеренно измененные в процессе строительства и функционирования техники, так и технические части настолько взаимосвязаны, что функционируют в составе единого целого [2]. Технология производства, потоки вещества, энергии и информации обусловливают целостность геотехнических систем. ГТС образуют сферу влияния, нередко весьма специфичную по своей пространственно-временной организации, распространяющуюся на десятки, а иногда и сотни километров от технического объекта. Масштабы антропогенного воздействия при недропользовании в Оренбургской области убедительно свидетельствуют о необходимости комплексного изучения обеих подсистем.

Изменения, происходящие в природной подсистеме в результате функционирования геотехнической системы, являются следствием антропогенного (в данном случае техногенного) воздействия, а воздействия на инженерное сооружение природных процессов, возникающих в результате антропогенного измене-

* Работа выполнена в рамках Программы фундаментальных исследований Президиума РАН № 16 «Окружающая среда в условиях изменяющегося климата: экстремальные природные явления и катастрофы» по теме «Современные изменения природной среды и экологические риски в степных регионах Заволжья и Урала».

ния, рассматривается как обратная связь с геотехнической системой. Могут образовываться достаточно опасные обратные связи, например, активизация экзогенных процессов (подтопление и т. д.). Одной из действенных мер повышения надёжности, устойчивости и экологической безопасности геотехнических систем является раннее выявление возможности наступления неблагоприятных событий, имеющих антропогенное или природное происхождение. Вероятность наступления неблагоприятного события, разрушения экосистем или гибели отдельных популяций и видов под воздействием природных или антропогенных факторов принято называть экологическим риском.

Природными рисками, характерными для какой-либо территории, как правило, являются преобладающие там опасные погодные явления (ОПЯ). Для Оренбургской области они выбраны за достаточно продолжительный период времени (28 лет) по единому критерию, принятому руководящими документами Росгидромета. Анализ данных метеослужбы [3] показал, что на территории Оренбургской области источниками природных рисков являются следующие ОПЯ: очень сильный дождь — за период наблюдения отмечены 25 случаев; крупный град — всего 3; очень сильный снег — 10; очень сильный ветер — 22; сильная метель — 81; сильный гололёд — 2; сильный туман (видимость не более 50 м) в регионе редок, за период наблюдения в Оренбургской области отмечены 5 случаев этого ОПЯ. Опасность перечисленных природных явлений состоит в том, что они могут сами вызывать негативные последствия в экосистеме и выступать факторами, активизирующими источники рисков, существующие в ГТС при недропользовании. Реализованные риски вызывают ту или иную степень дестабилизации всей геотехнической системы и, соответственно, являются инициаторами новых природных рисков. Таким образом, одно явление вызывает цепочку других, порой более катастрофичных (табл. 1 и 2).

Объекты нефтегазопромыслов как источники экологических рисков при недропользовании занимают первое место на территории области по степени распространённости и первое место по степени реализации рисков. Оренбургская область в числе других нефтегазодобывающих регионов характеризуется преимущественно негативными последствиями нефтегазодобычи. Положение усугубляется тем, что область относится к ключевым экологическим регионам. Здесь совмещены уникальные

Таблица 1

Взаимосвязь природных и антропогенных рисков при недропользовании

Наиболее распространённые в области природные риски	Антропогенные риски, инициированные природными рисками	Провоцируемые ими новые природные риски
Сильный ветер, ледоход, ледостав, паводок, половодье, сильный дождь, метели, сильный снегопад	Разрушение грунтовых плотин, прорыв искусственных запруд или плотин; разрушение технических сооружений и строительных коммуникаций; разрушение участков разработки русловых карьеров; нарушения и смещения на участках горных выработок и отвалов; аварии на транспортных коммуникациях	Наводнение, овражная эрозия, эрозия почв, оползни, размывы, намывы

Таблица 2

Структура источников экологических рисков при недропользовании в Оренбургской области и последствия их реализации

Источники экологических рисков при недропользовании	Вероятные экологические риски	Последствия для экосистем в результате реализованных рисков
Объекты горнотехнических разработок (~30 % от общего количества источников)		
Карьеры, торфоразработки, шахты, штольни, терриконы, отвалы	Пожары, обвалы	Оползни, овражная эрозия, потеря земельных и растительных ресурсов; запыление, тепловое и шумовое загрязнение атмосферы; механическое и химическое загрязнение природных вод, почвенного и растительного покрова
Объекты нефтегазопромыслов (~70 % от общего количества источников)		
Скважины (разведочные, добывающие, нагнетательные), пункты первичной подготовки углеводородного сырья, хранилища нефти и газа	Пожары; аварии, связанные с выбросами нефтепродуктов, природного газа и пластовых вод в окружающую среду	Потеря земельных и растительных ресурсов; запыление, химическое, тепловое и шумовое загрязнение атмосферы; механическое и химическое загрязнение природных вод, почвенного и растительного покрова

природные объекты, развитое сельское хозяйство и старопромысловые районы с накопленными экологическими нагрузками.

В нефтегазопромысловых районах формируется определённый набор источников экологических угроз. Их наличие и возможность инициирования складывается из совокупного комплексного воздействия значительного числа факторов, среди которых основными являются угроза пожаров и аварийных разливов нефтепродуктов на любом объекте нефтегазопромысловой структуры. Так, за последние 5 лет в нефтегазодобывающих районах области происходило от 20 до 30 аварийных разливов нефтепродуктов в год. Следствием всегда является некоторый уровень перестройки ландшафтной системы [4].

Собраны, обработаны и проанализированы многочисленные данные с помощью математическо-статистических методов, в частности, метода многомерной группировки. В отношении совокупности административных районов Оренбургской области установлены взаимосвязь и зависимость различных сторон оказываемого воздействия. Результатом анализа стало ранжирование районов нефтегазодобычи по уровню экологических угроз антропогенного происхождения, имеющихся на территориях нефтегазодобычи в Оренбургской области. При ранжировании учитывалось количество источников экологических рисков в районах, качественный состав источников, возможная вероятность реализации экологических рисков. Создана отдельная карта-схема, учитывающая экологические угрозы только от объектов нефтегазодобычи (рис. 1). Сеть нефтегазопромысловых объектов располагается только в западных и центральных районах области, и большая часть этих районов подвержена серьёзной опасности реализации экологических рисков.

Объекты горнотехнических разработок в Оренбургской области занимают второе место по количеству потенциальных источников экологических рисков: в области расположено более 100 объектов ГТС, каждый элемент которых может спровоцировать катастрофическое явление.

Отдельно необходимо упомянуть пожар — один из наиболее опасных и частых рисков (см. табл. 2). Возгорание является наиболее серьёзным и распространённым видом природно-антропогенных угроз. Последствия пожаров могут быть самые разные — от незначительного ущерба до полного уничтожения компонентов окружающей среды, в зависимости от силы пожара, площади его распространения, физических и химических свойств горящих ве-

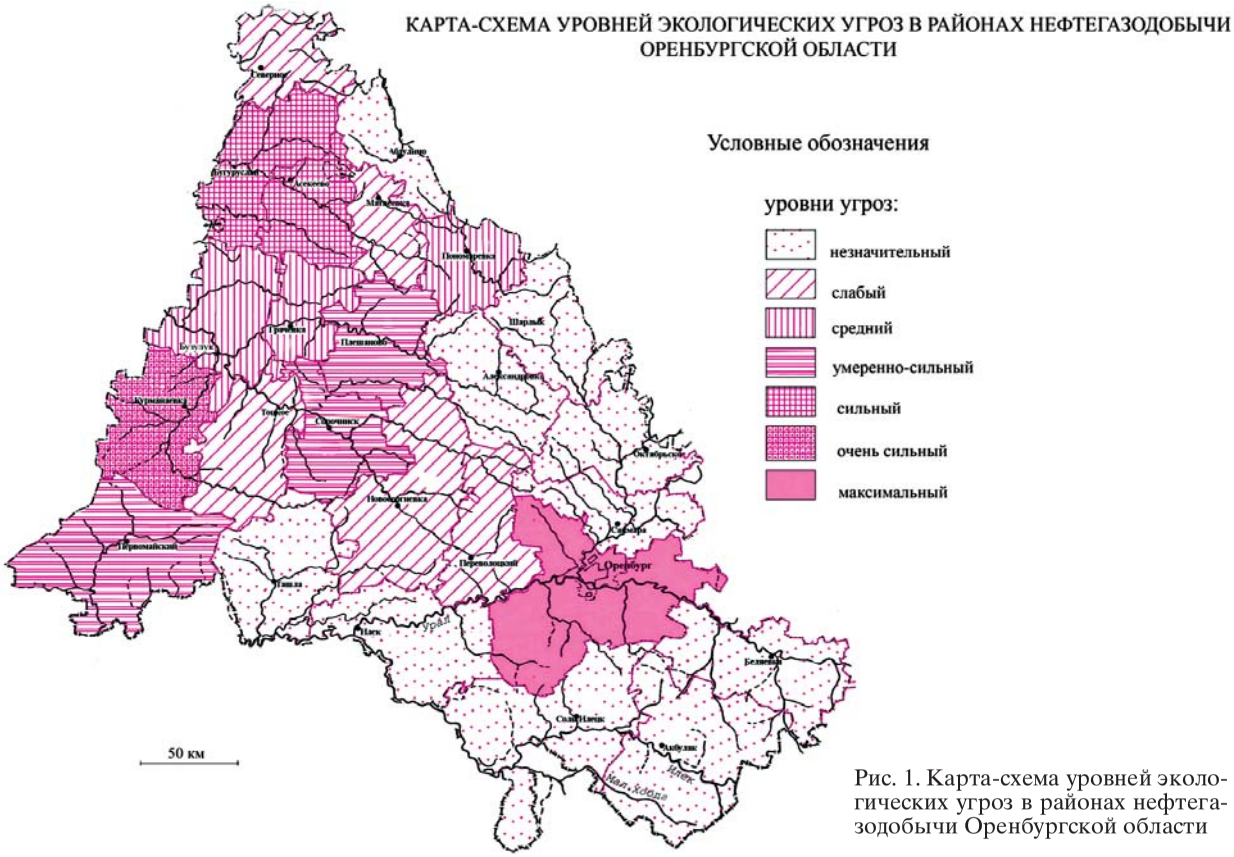


Рис. 1. Карта-схема уровней экологических угроз в районах нефтегазодобычи Оренбургской области

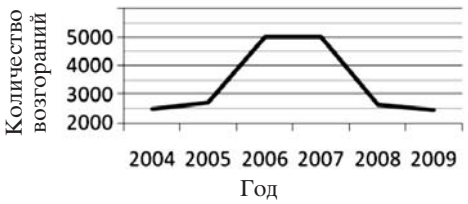


Рис. 2. Динамика возгораний в Оренбургской области за последние 5 лет (расчёт общего количества возгораний проведён на основе данных сайта МЧС Оренбургской области [9])

ществ и материалов, погодных условий и др. При условии своевременного принятия необходимых мер пирогенный фактор в наше время не несёт такой колоссальной опасности, как в древности, когда выгорали целые города. Однако и сейчас пожар относится к видам экологического риска. Серьёзные последствия пожаров усугубляются их количеством. С наступлением летней сухой и жаркой погоды возрастает количество степных и лесных пожаров, а также случаев возгорания сухой травы (рис. 2).

В Оренбургской области соотношение (%) основных причин возгорания: 78 — антропогенный фактор, в том числе аварии на производственных объектах, возгорания транспортных средств, поджоги, неосторожность при обращении с огнём (из них на нарушение пожарного режима приходится 4 %); 19 — приход пожара с прилегающей к области территории, фактор возникновения также, возможно, антропогенный; 3 — природные факторы (удар молнии, самовозгорание сухой травы и мусора). Как указывалось выше, причиной пожаров является в основном антропогенная деятельность, поэтому сезонная закономерность возникновения пожаров почти не прослеживается. Одним из методов снижения ущерба может стать усиление профилактических противопожарных мероприятий.

Таким образом, анализ и оценка экологического риска, возникающего в геотехнических системах при недропользовании, на сегодняшний день являются действиями, необходимыми для нормального функционирования геотехнических систем и оптимизации данного вида природопользования. Подобные процедуры постепенно становятся основным механизмом принятия научно обоснованных решений по уменьшению и предупреждению негативных последствий природных и техногенных катастроф.

Литература

1. Государственный доклад о состоянии и об охране окружающей среды Оренбургской области в 2007 г. — Оренбург: ИПК «Газпромпечать», 2008. — С. 51 — 61.

2. Основы эколого-географической экспертизы / под ред. К.Н. Дьяконова, Т.В. Звонковой. — М.: Изд-во МГУ, 1992. — 240 с.

3. *Неушкин А.И.* Опасные природные гидрометеорологические явления в федеральных округах европейской части России: справочник / А.И. Неушкин, А.Т. Санина, Т.Б. Иванова. — Обнинск: ГУ «ВНИИГМИ-МЦД», 2008. — 312 с.

4. *Чибилёв А.А.* Геоэкологические последствия нефтегазодобычи в Оренбургской области: научное издание / А.А. Чибилёв, К.В. Мячина. — Екатеринбург: УрО РАН, 2007. — 132 с.

УДК 504.61:504.054:550.84

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА ОАО «КАРЕЛЬСКИЙ ОКАТЫШ»

Я.Г. Пантелеева

Костомукшское месторождение железистых кварцитов располагается в Калевальском районе Республики Карелия, является крупнейшим по запасам на Северо-Западе России и разрабатывается с 1982 г. предприятием ОАО «Карельский окатыш». В год оно перерабатывает около 24 млн. т железных руд, выпускает 8,84 млн. т железных окатышей. В настоящее время аэротехногенные выбросы SO_2 предприятия составляют приблизительно 30 тыс. т/год, пыли 7 — 8 тыс. т/год [1]. Длительное влияние железорудного производства обусловило геохимические изменения окружающей среды в зоне его воздействия, а увеличение производственных мощностей, происходящее в настоящее время в связи с разработкой Корпангского месторождения железистых кварцитов, определяет актуальность контроля дальнейших геохимических изменений, так как в непосредственной близости от комбината находится г. Костомукша (население 30,2 тыс. чел.) и природный заповедник «Костомукшский», созданный в 1983 г. для сохранения типичных природных ландшафтов северотаежной подзоны.

Площадь эколого-геохимической съемки включала территорию, в центре которой расположена промплощадка предприятия, к востоку от нее хвостохранилище, к западу и северо-западу — Костомукшское месторождение, участок Северный-2, Корпангское месторождение, на юго-западе изучаемой террито-

рии г. Костомукша. Краевые части территории находились на расстоянии до 10 — 15 км от указанных объектов. Опробование производилось в масштабе 1:200 000 со средней плотностью сети 2×2 км на 114 станциях мониторинга. Основное внимание уделялось гумусовому горизонту почв (114 проб). На 67 точках наблюдения для оценки распространения содержаний химических элементов на глубину опробовался полный почвенный разрез. Для характеристики аккумулятивных ландшафтов отобрано 20 проб торфа. Проведено биогеохимическое опробование 59 проб мха *Sphagnum sp., Pleurozium schreberi*, 37 проб эпигейного лишайника рода *Cladonia rangiferina* и 32 пробы эпифитного лишайника *Alectoria sarmentosa* с ветвей ели обыкновенной *Picea abies (L.) Karst*. На точках ежегодных гидрохимических наблюдений Института водных проблем Севера было отобрано 11 проб донных осадков.

Подготовка навесок и аналитические работы выполнялись в ЦЛ ВСЕГЕИ. Выполнен приближенно количественный спектральный эмиссионный анализ 518 проб (СТЭ-1). В половине проб гумусового горизонта почв, биоматериалов определены содержания Te, Ti, Cd, Bi, As масс-спектрометрическим методом с индуктивной плазмой (ELAN-6100-DRC) с экстрагированием неозоленных проб царской водкой и содержания Ga, Ge, Sc, Zr, Sb, Ni, Co, Cr, V с полным кислотным разложением озоленных проб. Атомно-абсорбционный метод (Юлия-5М) с определением влажности использован для определения содержаний Hg в пробах гумусового горизонта почв и донных осадков. Химические методы использовались для определения pH солевой вытяжки и содержания подвижных соединений калия по методу Б.П. Мачигина.

Объектами исследований являются широко распространенные на территории Карелии подзолистые, подзолисто-глеевые и торфяно-болотные почвы. Подзолистые почвы представлены иллювиально-гумусово-железистыми, иллювиально-железистыми, болотно-подзолистыми разновидностями. Почвообразующими породами являются ледниковые отложения с высоким содержанием обломков кристаллических пород, что определяет малую мощность и неравномерность почвенного покрова. С одной стороны, почвы как депонирующая среда отражают долговременно развивающееся загрязнение территории, мхи и лишайники как кратковременно депонирующая среда отражают текущее загрязнение территории. С другой стороны, состав корен-

ных горных пород во многом определяет геохимические особенности почв и видовой состав произрастающих на них растений.

По результатам факторного анализа (метода главных компонент), гумусовый горизонт почв изучаемой территории геохимически не зависит от разновидностей почвоподстилающих пород. Влияние коренных пород наблюдается с глубиной, по почвенному профилю возрастают содержания Cr, V, Co, Fe, Mg, Y и Sc. В гумусовом горизонте почв наиболее значимым фактором (вес в суммарной дисперсии 41,25 %), влияющим на распределение химических элементов, являются особенности их водной миграции, об этом свидетельствует высокое содержание фульвокислот, определяющее ее кислую реакцию (pH = 5 ÷ 6). В результате была выявлена ассоциация слабо подвижных и инертных элементов в кислой среде Sc, Y, Ba, Ga, Zr, TiO_2, Be, Co. Другую ассоциацию образуют подвижные катионы Ca и Sr, их накопление связано с биогенной аккумуляцией, источниками поступления являются почвообразующие породы и аэротехногенные выбросы предприятия, содержащие щелочноземельные элементы. Вторым по значимости (19,24 %) является биогеохимический фактор, ставший причиной формирования ассоциации Mn, P, Zn и Cu. Почва — современная кора выветривания, в ней высока роль органических кислот, которые разрушают кристаллические решетки минералов, способствуя переходу элементов из минеральной формы в растворы. Затем растения выборочно аккумулируют элементы, которые при опаде могут накапливаться в гумусовом горизонте. Органические остатки, гумус, различные минералы содержат около 98 % биоэлементов. Их можно рассматривать как своеобразный постепенно используемый резерв. В слабокислых почвенных растворах Zn легко соединяется с Cl^-, $[NO_3]^-$, $[SO_4]^{2-}$, образуя легкорастворимые соли, которые усваиваются растениями. Cu имеет большое химическое сродство с гумусом и прочно фиксируется в виде органического комплекса. На изучаемой территории 80 % проб гумусового горизонта почв имеют содержания Cu ниже фонового (20 мг/кг), кислые подзолы (особенно торфянистые) обеднены Cu по сравнению с другими типами почв. Mn относится к слабо подвижным элементам в кислой среде, в отличие от Zn и Cu. Mn и P входят в молекулу хлорофилла растений, являются сильными биофильными и биогенными элементами. Zn и Cu также участвуют в процессах ферментативного переноса, окисления и гидролиза. Процесс почвообразования на содержания Zn и Cu влияет слабо. С третьим фактором (12,82 %) связана ассоциация Cr, Mo и Ni, обусловленная одно-

временно влиянием техногенной деятельности предприятия и фоном коренных пород. Ni имеет бимодальное распределение, т. е. на распределение случайной величины оказали влияние сразу два процесса — выветривание коренных пород и аэротехногенные выбросы предприятия. Закрепление Mo в почвах района, возможно, связано с его литохимическими аномалиями в коренных породах (до 50 г/т).

Четвертый фактор (9,21 %) стал причиной появления ассоциации Ag, Sn и Pb. Для Sn и Pb биологическое накопление не характерно в отличие от Ag. Влияние состава почвообразующих пород на изменение содержаний Pb в почвах несомненно. Только в 25 % проб коэффициенты концентрации Pb превышают фоновые значения в 2 — 3 раза. В 5 % проб превышение ПДК по Pb (32 мг/кг). Содержание Pb в коренных породах колеблется от 5 — $15 \cdot 10^{-3}$ %. Ag преимущественно накапливается в гумусовом горизонте, где медиана Ag составляет 0,15 мг/кг, по почвенному профилю содержания ниже и изменяются от 0,03 — 0,06 мг/кг. Следует отметить, что в комплексных геохимических аномалиях коренных пород района встречается ассоциация Sn, Pb и Ag.

От барьерных свойств почв зависит способ формирования и состав элементных ассоциаций. Миграция химических элементов в элювиальной почве обусловлена, главным образом, выщелачиванием, в результате накапливаются Zr, Ca, K, Sr, источниками которых являются полевые шпаты и циркон. В иллювиальном горизонте почв на окислительном барьере накапливаются Cr, V, Co, Fe, Mg, Y, Sc. Характерно, что их содержания выше, чем в гумусовом горизонте почв. При встрече кислородных вод с глеевой средой возникает глеевый барьер, распространенный в краевой части болот. Для этого барьера характерна концентрация Fe, Mn, Cr, Mo, Cu.

В распределении химических элементов по фитоценозам отмечаются самые низкие концентрации для эпифитных лишайников, увеличение концентраций в ягеле, мхах и максимальные в гумусовом горизонте почв. Как правило, избыток или дефицит определенных элементов в почве сказывается на их содержаниях в растениях. Почва является долговременно депонирующей средой, в отличие от биоматериалов. Наибольшие отклонения содержаний во мхах по сравнению с почвами обнаружены для Ni, Cr, Mo, Ag и Zn. Моховый покров представляет собой биогеохимический абсорбционный барьер. Первый фактор (вес фактора 53,59 %) влияет во мхах на ассоциацию Sr, Ba, TiO_2, V, Cr, Co, Ni,

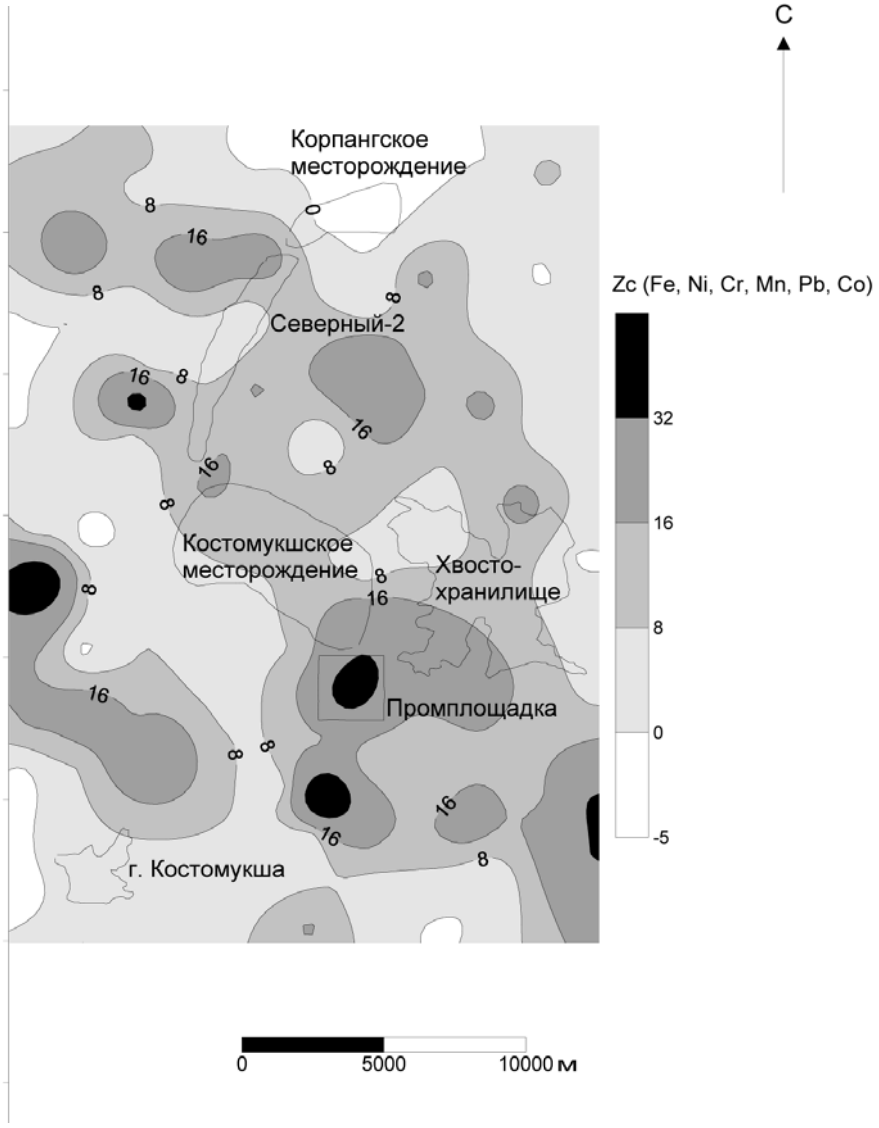
Zr, Sc, Y, Be, Mo, Ga. К подобной ассоциации, наблюдаемой в почвах, добавились Cr Ni, источниками которых являются одновременно фон основных и ультраосновных вулканитов и техногенная деятельность. Второй фактор (16,15 %) влияет на накопление халькофильной ассоциации Zn, Pb и Ag. При этом медианы Zn и Pb находятся на уровне средних содержаний для мхов Костомукшского заповедника. Медианы Ag для мхов Костомукшского района и Кольского полуострова равны и составляют 0,03 мг/кг [2]. Третий фактор (7,08 %) интерпретируется как накопление Mn растениями.

На территории исследования выражена биохимическая дифференциация элементов — эпифитные лишайники и мхи накапливают больше Fe, Zn и Cd, чем ягель, мхи содержат существенно больше Mg и Mn по сравнению с лишайниками. Содержания Mn выше во мхах, чем в гумусовом горизонте и ягеле.

Территория Костомукшского заповедника и г. Костомукша созданы с учетом розы ветров и удалены от промышленных объектов на 13 — 15 км и 30 км, соответственно. Более ранними исследованиями [3], проводимыми в районе Костомукшского ГОКа, было выявлено, что через 5 лет работы комбината вокруг него сформировалась зона запыления почвы до 10 км и зона загрязнения газовыми и аэрозольными составляющими выбросов до 20 — 50 км [4]. Исследование накопления S в лесных подстилках показало превышение ее фоновых показателей в 2 раза. Через 6 лет установлено снижение ее содержания до уровня фоновых (0,11 %) [5], что объясняется падением производства, имевшим место в середине 1990-х гг. В 2001 г. предприятие сократило выбросы SO_2 с 68 тыс.т в год до 30, в том числе за счет установки для экономичного сжигания мазута канадской фирмы «Металл 7», смонтированной на обжиговых машинах.

На рисунке представлена карта суммарных коэффициентов (Z_c) концентрации в 2008 г. и формулы ассоциаций элементов загрязнителей.

В 1990 г. исследователи выделили следующий ряд приоритетных загрязнителей изучаемой территории [3]: Fe > Ni > Cr > Co > Zn > Cd > Pb > Cu > Sr > Mn. В 2001 г. этот ряд таков [6]: Fe > Cr > Co > Ni > Cu > Cd > Mn > Pb > Zn. В настоящее время элементы располагаются в следующем порядке: Fe > Ni > Cr > Mn > Pb > Co. Следовательно, с 1990 г. главными загрязнителями территории остаются Fe > Ni > Cr. С 1993 г. в гумусовом горизонте почвы увеличились содержания Fe, Cr, Ni, Mn, Cu и Zn.



Карта суммарного загрязнения гумусового горизонта почв.
$Z_c < 8$ — минимальный уровень загрязнения (либо загрязнение отсутствует), $Z_c = 8 \div 16$ — низкое (слабое) загрязнение, $Z_c = 16 \div 32$ — среднее (умеренное) загрязнение, $Z_c > 32$ — сильное (высокое) загрязнение

Характер формирования и состав загрязнения определяются барьерными свойствами почв. Исходя из почвенной характеристики территории следует ожидать транзитную миграцию тяжелых металлов, сульфатов и других поллютантов на аккумулятивных ландшафтах, поскольку иллювиально-железистые подзолы характеризуются низким содержанием сорбентов — пылеватых и илистых частиц, от которых зависит накопление влаги и подвижных форм элементов (Zn, Cu, V, Co, Sr, Pb, Cr, Hg, As, Ag). Миграция химических элементов в элювиальной почве состоит из двух противоположных процессов — биогенной аккумуляции и выщелачивания. На биогеохимическом барьере осаждаются Zn, Cu, Pb, V, Mo, Co и Mn. В иллювиальном горизонте формируется окислительный геохимический барьер, для которого характерна концентрация Fe, Mn и Co. Песчаные почвы обладают хорошей водопроницаемостью и низкой водоудерживающей способностью. Каменистость почв и расчлененный рельеф местности обеспечивает хороший дренаж почвенно-грунтовой толщи. Преобладание лесов на территории исследования определяет их противодефляционную роль и повышенный речной подземный сток.

В пылевых эмиссиях предприятия среди тяжелых металлов преобладает Fe. Вокруг промплощадки, хвостохранилища регистрируется зона 5 км с повышенными содержаниями в гумусовом горизонте и мхах, вытянутая на юго-восток от промплощадки. В настоящее время медиана Fe в эпифитных лишайниках на изучаемой территории составляет 700 мг/кг, что соответствует уровню среднего содержания в Костомукшском заповеднике (664 мг/кг), но превышает фоновые концентрации по Карелии (500 мг/кг). Медиана Fe во мхах (4196 мг/кг) значительно превышает фоновые значения по Карелии (200 мг/кг). Медиана Fe в гумусовом горизонте почв (5595 мг/кг) значительно превышает среднее содержание в почвах Костомукшского заповедника (150,77 мг/кг). Содержание Fe в подзолистых почвах Карелии изменяется в широких пределах до 1,5 — 2 %. С глубиной накопление Fe в профиле возрастает в иллювиальном горизонте.

Медианы содержаний Ni: в эпифитах Костомукши 5,26, в ягеле 14,50, во мхах 35,25 мг/кг. Для сравнения: медиана содержаний Ni во мхах Кольского полуострова составляет 5,39 мг/кг. Содержание Ni в почвах Карелии варьирует в широких пределах (5 — 500), в среднем составляя 40 мг/кг. Региональный фон Калевальского района равен 15 мг/кг. Согласно данным монито-

ринга 2000 г. медиана содержаний Ni в почвах равна 22 мг/кг, по данным 2008 г., — 80 мг/кг. При этом медиана содержаний Ni убывает от 80 в гумусовом горизонте до 8 — в элювиальном и составляет 15 мг/кг в иллювиальном. Важно, что проявления и пункты минерализации Ni на изучаемой территории не выделяются. Область повышенных содержаний Ni в гумусовой почве располагается южнее промплощадки.

В 2000 г. медиана содержаний Cr в гумусовом горизонте на исследуемой территории равнялась 29,2 мг/кг, в настоящее время она составляет 65,8, что превышает среднее содержание Cr в почвах заповедника 15,39. Во мхах медиана содержаний Cr равна 15 мг/кг. Медиана содержаний Cu в эпифитах составляет 2 мг/кг, в ягеле — 5, во мхах — 8. В пробах, отобранных рядом с предприятием, отмечаются концентрации Cu во мхах, равные 20 — 25 мг/кг. Для сравнения: содержание Cu в лишайниках Финляндии варьирует от 2,7 до 10,1 мг/кг в зависимости от вида и местообитания, во мхах — до 14 мг/кг. Фоновое содержание Cu для биоматериалов Карелии достигает 5 мг/кг. Среднее содержание Cu в почвах заповедника равно 4,12 мг/кг. На исследуемой территории медиана Cu в почвах составляет 10 мг/кг.

В обследованной почве содержание Mn колеблется в подстилках в пределах 248 — 353 мг/кг, наибольшее количество накапливается на ближайших к комбинату площадках. Медианное значение Mn равно 194 мг/кг, что ниже регионального фона для почв Калевальского района (200 — 550 мг/кг). Мхи сильнее аккумулируют Mn, медиана содержаний этого элемента составляет 387 мг/кг.

Медиана содержаний Pb в эпифитах Костомукши 1,5, в ягеле 2,5, во мхах 4 мг/кг. Вокруг промплощадки фиксируется положительная аномалия Pb во мхах с концентрациями до 20 мг/кг. Содержание Pb в лишайниках Финляндии варьирует в пределах 2,7 — 22, во мхах — до 24 мг/кг. В исследуемых почвах медиана содержаний Pb равна 15 мг/кг, что ниже регионального фона Калевальского района (17 мг/кг). Медиана содержаний Zn равна в эпифитах и ягеле Костомукши 12, во мхах — 30 мг/кг. Вокруг промплощадки фиксируется во мхах положительная аномалия Zn до 55 мг/кг. Для сопредельных территорий Финляндии содержание Zn в лишайниках изменяется в пределах 16 — 92, во мхах — до 78 мг/кг. Медиана содержаний Zn в почвах равна 25 мг/кг, в пределах колебания фоновых содержаний в почвах Карелии 10 — 200 мг/кг.

Изучаемая территория минимально загрязнена элементами первого класса опасности. Максимальные обнаруженные содержания Cd в лишайниках Костомукши для эпифитов равны 0,082, ягеля — 0,12, мха — 0,27 мг/кг. В Финляндии, соответственно, содержание Cd в лишайниках равно 0,21 — 0,7, во мхах до 0,88 мг/кг. В подстилках медианное содержание Cd равно 0,28, As 1,28 мг/кг. Максимальная концентрация Ti в почвах низкая (0,3 мг/кг). Содержания Hg в почвах и донных осадках низкие, не превышают ПДК. Территория, подвергающаяся наибольшему загрязнению тяжелыми металлами, располагается в пределах радиуса 10 км вокруг горнопромышленных объектов. Данный радиус наибольшего воздействия на окружающую среду вокруг промплощадки с течением времени не изменился. Используя карту суммарного загрязнения и станции нашего мониторинга, можно создать регулярную сеть долгосрочного локального мониторинга.

В результате исследования проведена оценка современного состояния и динамики геохимических изменений в различных компонентах окружающей среды: почвах, донных осадках, мхах, лишайниках. Предприятие ОАО «Карельский окатыш» планирует вести добычу железных руд до 2050 г. При этом необходимы оптимизация производственных процессов, совершенствование существующих технологий и надежная тактика развития в части экологического «беспокойства».

Литература

1. *Михайлов О.Ю.* ОАО «Карельский окатыш» — 20 лет / О.Ю. Михайлов // Горный журнал. — 2002. — № 11 — 12 — С. 1 — 5.

2. Clemens Reimann Environmental geochemical atlas of the central Barents Region / Clemens Reimann, Matti Äyräs, Viktor Chekushin. — Norway: Geological Survey of Norway, 1997. — 745 p.

3. Влияние аэротехногенного загрязнения на состояние сосновых лесов северной Карелии / Н.П. Лазарева и др. — Петрозаводск: КНЦ РАН, 1992. — 49 с.

4. *Литинский П.Ю.* Оценка деградации лесов в зоне воздействия выбросов Костомукшского ГОКа дистанционными методами / П.Ю. Литинский // Проблемы антропогенной трансформации лесных биогеоценозов Карелии. — Петрозаводск: КНЦ РАН, 1996. — С. 182 — 192.

5. Интегрированный экологический мониторинг / ред. В.А. Коломыцев, Г.В. Шильцова. — Петрозаводск: КНЦ РАН Институт леса, 1998. — 115 с.

6. *Федорец Н.Г.* Почвенный локальный мониторинг в зоне действия Костомукшского горно-обогатительного комбината / Н.Г. Федорец // Биоэкологические аспекты мониторинга лесных экосистем северо-запада России. — Петрозаводск: КНЦ РАН, 2001. — С. 75 — 181.

УДК 622.7

ОЦЕНКА ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ КАК ИСТОЧНИКА ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ И НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

К.В. Прохоров

В качестве топлива в большинстве случаев используют уголь. В г. Хабаровске на ТЭЦ ежегодно сжигается 4 — 5 млн. т угля и складируется около 600 тыс. т золошлаковых отходов (ЗШО), всего в крае их накоплено около 30 млн. т, размещено около 19 шлакозолоотвалов, занимающих около 660 га. Местная промышленность незначительно использует золу и шлаки, не более 30 — 50 тыс. т в год (рис. 1).

В составе отходящих дымовых газов — диоксид углерода, диоксид и триоксид серы и ряд других компонентов. Теплоэнергетика является также «производителем» огромных масс твердых отходов — «хвостов» углеобогащения, золы и шлаков, их отва-

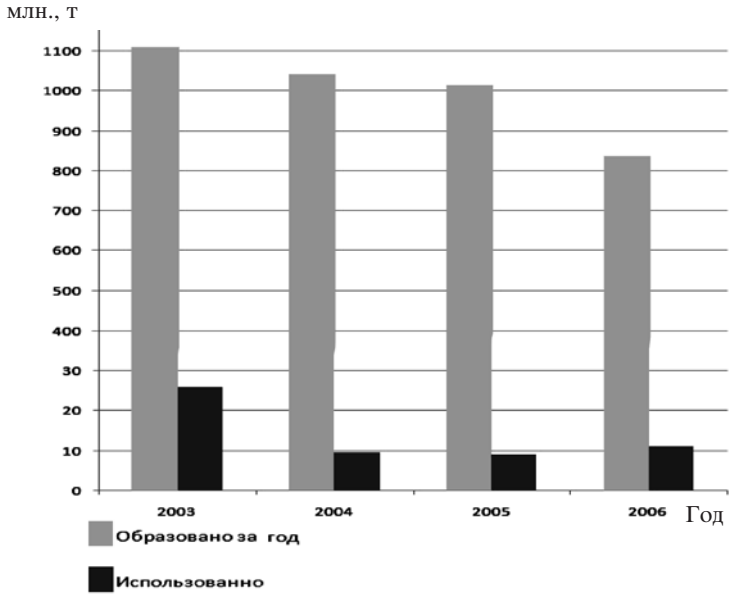


Рис. 1. Накопление и использование ЗШО Хабаровского края

Таблица 1

Классификация некоторых химических элементов, образующихся при термической переработке ископаемых углей

Твердые продукты	Газообразные продукты, не конденсирующиеся при 100 °С
Fe, Al, Ti, Nb, Sc, Li, Y, Ga, Ge	SO_2, SO_3, Re
Hg, Be, Sr, Cd, V, U, ^{40}K, Cr, As, Ni, Co	Hg, F, Cl

лы пылят, «дымят» и резко ухудшают состояние атмосферы и прилегающих территорий [1, 2].

Наибольшую сложность представляет обезвреживание и утилизация промышленных отходов, существенно превосходящих сельскохозяйственные и коммунально-бытовые (табл. 1, рис. 2). Практически все виды отходов содержат ценные вещества, и их рациональная утилизация создает для народного хозяйства дополнительные сырьевые ресурсы, охраняя в то же время биосферу от загрязнения. Проблемы и методы переработки ЗШО все чаще обсуждаются в научных публикациях, однако вопрос изучен еще недостаточно.

Одним из направлений переработки ЗШО является извлечение металлов, которыми так богата зола. В связи с этим целью исследования явилась оценка золошлаковых отходов как источника негативного воздействия на окружающую среду, а также источника ценных компонентов и возможности их извлечения из золы уноса ТЭС. Решались следующие задачи: эксперименталь-

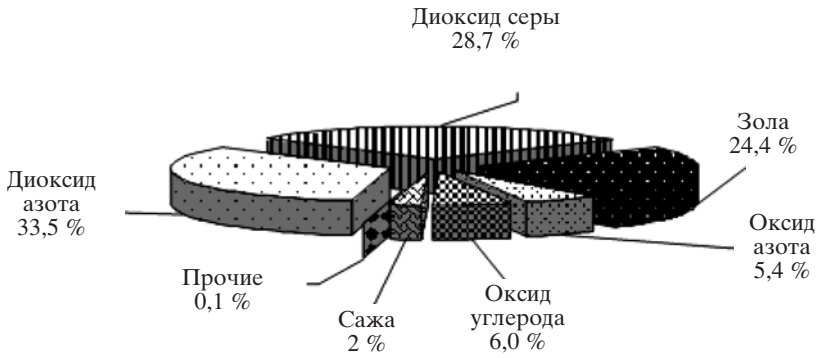


Рис. 2. Доля веществ, загрязняющих атмосферу, в выбросах ТЭЦ-3 г. Хабаровска

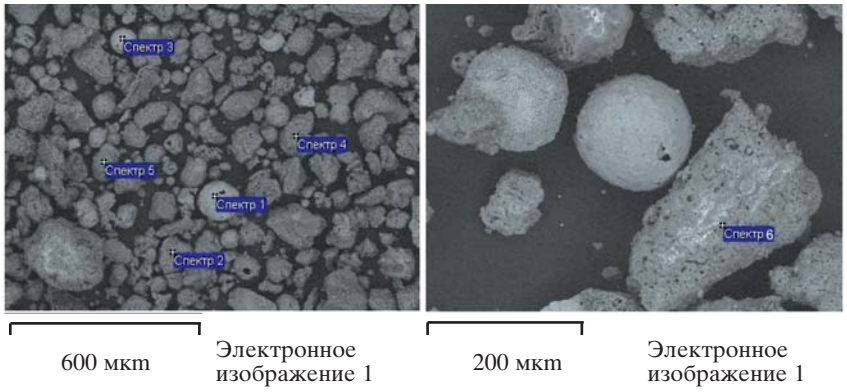


Рис. 3. Электронное изображение ЗШО

ная оценка объекта как источника ценных компонентов с применением современных химических и физико-химических методов анализа (рентгенофлуоресцентного, атомно-адсорбционных, электронно-микроскопических и др.); адаптация технологических методов и режимов, направленных на обеспечение максимального извлечения ценных компонентов; оценка ЗШО с точки зрения токсичного источника загрязнения окружающей среды и промышленной значимости по содержанию компонентов обогащения. Впервые на примере зол уноса Хабаровского и Приморского краев были адаптированы к данным объектам методы извлечения ценных компонентов. Оказалось практически не изученным в Хабаровском крае использование золы и шлаков местной промышленностью.

Объектом исследования явились золы Хабаровской ТЭЦ-3 и Лучегорской ГРЭС. Основным их компонентом является шлак черного, серого, реже беловато-серого цвета, пористой, пемзовой, ноздреватой и плотной текстуры; обломки размером 0,01 — 3,00 мм (рис. 3). Для локального качественного и количественного химического анализа минеральных объектов (табл. 2) применен энергодисперсионный спектрометр (EDX) «INCA-ENERGY» и рентгенофлуоресцентный анализатор (XRF) «Innov-X».

Силикатным анализом установлено, что золы являются средоточием окиси алюминия, кремния, железа, кальция, магния, калия. Предметом извлечения могут являться окислы алюминия (содержание в сырье 20,97 — 24,76 %), кремния (57,05 — 60 %) и железа (5,33 — 11,32 %). В связи с этим опробованы две схемы

Таблица 2

Элементарный состав локальных точек анализа*

Элемент	Весовой %					
	Спектр 1	Спектр 2	Спектр 3	Спектр 4	Спектр 5	Спектр 6
Кислород	36,78	60,67	42,76	51,10	54,20	59,54
Железо	46,80	4,31	44,21	2,28	2,51	1,66
Алюминий	—	13,74	1,54	9,56	14,23	15,30
Кальций	8,70	2,24	6,13	1,06	—	2,69
Калий	—	0,64	—	2,51	1,16	1,01
Кремний	5,46	17,85	1,78	11,70	26,49	15,73
Прочие	2,26	0,55	3,28	21,79	1,41	4,07
Итого	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

* К прочим элементам, обнаруженным в локальных точках, относятся неметаллы: фосфор, сера; металлы: магний, титан, вольфрам, марганец; лантаноиды: лантан, церий, неодим.

переработки ЗШО: мокрая магнитная сепарация (ММС) для выделения концентрата железа, применяемого в металлургии (табл. 3); кислотная экстракция алюминия с получением сульфата алюминия, применяемого для производства глинозема и коагулянтов. При переработке ЗШО по первой схеме получены продукты, представленные в табл. 3.

Таблица 3

Итоговая таблица продуктов переработки ЗШО, %

Продукт	Выход	Минеральный анализ (содержание магнетита)	Выход	Минеральный анализ (содержание магнетита)
	Старый отвал		Новый отвал	
Магнитная фракция, концентрат ММС	3,45	99,9	1,34	99,9
Магнитная фракция, концентрат доводки хвостов	1,46	~96	0,67	99
Итого магнитная фракция	4,91		2,01	
Промпродукт	8,31	10	14,03	15
Хвосты	86,48	15	83,76	9
Углистые (недожог)	0,28	0,1	0,2	5
Всего	100,0		100,0	

В итоге получено до 5 % магнитного концентрата с содержанием железа 48 %. Магнитная фракция представлена: магнетитом черного цвета шаровидной формы, магнитными серебристо-серыми шарами и сфероидами, нередко полыми, тонкостенными, хрупкими, стекловидными шарами с включением магнетита. Немагнитная тяжелая фракция в золах представлена пиритом, ильменитом, нефритом, гранатом, апатитом и др., которые наблюдаются в виде зерен. В ряде технологических концентратов установлено золото (2 — 37 зн) в виде листоватых, чешуйчатых и пластинчатых зерен, самородная медь и единичные пластинки серебра. В монофракции обломочного магнетита рентгенофлуоресцентным анализом установлено: железо 47,34 %, никель 0,03 %, марганец 0,8 %, золото 85 г/т, палладий 6 г/т.

Поскольку концентраты железа содержат хром, никель, молибден, ванадий, то их можно использовать в качестве сырья для металлургической промышленности, получая при этом сплавы с определенными свойствами.

Проведен полный факторный эксперимент (ПФЭ) по кислотной экстракции алюминия и железа из ЗШО. Параметром оптимизации являлся выход металлов. Количество алюминия определяли фотометрическим методом с алюминоном, количество железа — титрованием с KCNS. В пределах исследования выявлено извлечение компонентов 60 %, что составляет 80 % от теоретически возможного.

Поскольку ЗШО представляют собой смесь различных компонентов (элементов и их соединений), они могут негативно воздействовать на окружающую природную среду. Основным показателем, устанавливающим степень воздействия отходов, является их класс опасности. Согласно статье 14 Федерального закона «Об отходах производства и потребления» № 89-ФЗ от 24.06.1998 ред. от 08.11.2007, отходы подразделяются на классы опасности в соответствии с критериями, основанными на расчетном и экспериментальном методах определения класса опасности. В ИГД ДВО РАН была разработана программа расчета класса опасности отходов [5]. В ходе исследования были проведены расчеты класса опасности исходной золы, а также хвостов обогащения, которые при перескладировании будут негативно воздействовать на окружающую среду. ЗШО в основном представлены металлами (оксидами металлов), класс опасности рассчитывался по содержанию компонентов золы (рис. 4).

31300200 04 00 3: Золошлаки от сжигания углей

Добавить Удалить Рассчитать класс опасности Довести до 100%

Наименование компонента	Wi	Ci	Ki
Кремний (по Si)	599,484131	30000	50,04302597
Алюминий	599,484131	10000	16,68100929
Магний	1668,100952	600	0,35969046
Железо (включая хлорное железо)	599,484131	5000	8,34050465
Медь	599,484131	6	0,01000861
Свинец	76,269836	1	0,01311134
Сурьма	17,012548	1	0,05878014
Мышьяк	17,012548	30	1,76340425
Кадмий	17,012548	2	0,11756028
Натрий	599,484131	600	1,00086057
Фосфор элементный (красный)	1	100	100
Барий	215,443436	40	0,18566358
Стронций	599,484131	10	0,01668101
Литий	76,269836	6	0,07866806

Рис. 4. Окно программы расчета класса опасности отходов «Dang Waste»

Показатель степени опасности зол $K_{отх}$ в среднем составляет 210. Класс опасности III (умеренно опасный). После обогащения и извлечения большинства тяжелых металлов в концентрат, класс опасности хвостов обогащения снизился до IV (малоопасный).

С использованием значений порогов «токсичности» элементов справочника «Ценные и токсичные элементы в товарных углях России» проведен сравнительный анализ содержания токсичных элементов золы (табл. 4).

Анализ и сопоставление данных, полученных элементным и другими методами, показал, что большинство элементов (V, Cd, Mn, As, Pb, Sb, Tl, Zn, Cr), определяющих токсические свойства отходов, превышают на локальных участках порог токсичности.

Проведен анализ минимальных содержаний элементов (помимо железа и алюминия), представляющих промышленный интерес (табл. 5). Количество большинства малых (за исключением благородных металлов) элементов, содержащихся в ЗШО, не представляют выгоды при известных методах и технологиях извлечения, поэтому возникает задача разработки новых, менее энергозатратных методов.

Таким образом, с применением современных химических и физико-химических методов анализа проведена оценка ЗШО

Таблица 4

Порог «токсичности» малых элементов

Показатель, г/т	Be	V	Cd	Mn	As	Ni	Hg	Pb	Sb	Ti	Zn	Cr
Порог	50	100	1.2	1000	300	100	1	50	6	0.3	200	100
Новый отвал												
Содержание:												
в золе	4	100	15	600	300	20	Следы	10	15	5	40	3000
в хвостах обогащения	Н.д.	—	Следы	720	Следы	Следы	Следы	18	20	Н.д.	1140	110
Старый отвал												
Содержание:												
в золе	6	40	15	2000	300	10	Следы	30	15	5	100	1000
в хвостах обогащения	Н.д.	—	Следы	270	Следы	40	Следы	35	20	Н.д.	1075	110

Таблица 5

Минимальные содержания малых элементов, определяющих промышленную значимость

Показатель, г/т	Be	V	Hf	Au	In	Cd	Pt	Ti	Zr	Y
Минимальное содержание	20	150	25	0,1	1	5	0,025	5	600	75
Новый отвал										
Содержание:										
в золе	4	100	30	3	2	15	3	5	60	20
в хвостах обогащения	Н.д.	—	—	3	Н.д.	Следы	Следы	Н.д.	74	Следы
Старый отвал										
Содержание:										
в золе	6	40	30	3	2	15	3	5	100	10
в хвостах обогащения	Н.д.	—	—	3	Н.д.	Следы	Следы	Н.д.	176	Следы

как источника негативного воздействия на окружающую среду и, с другой стороны, источника ценных компонентов (железа, алюминия, благородных и др. металлов), представляющих экономическую ценность. Предложен и опробован в лабораторных условиях процесс извлечения железа и алюминия как одного из методов комплексного использования ЗШО с минимальным объемом хвостов и снижением воздействия на окружающую среду. Проведен анализ исходной золы и хвостов обогащения как источника негативного воздействия на окружающую среду.

Литература

1. *Садовникова Л.К.* Экология и охрана окружающей среды при химическом загрязнении: учеб. пособие / Л.К. Садовникова, Д.С. Орлов. — 3-е изд., перераб. — М.: Высш. школа, 2006. — 334 с.
2. *Пашков Г.Л.* Золы природных углей — нетрадиционный сырьевой источник редких элементов / Г.Л. Пашков // Соровский образовательный журнал. — 2001. — Т. 7, № 11. — С. 67 — 72.
3. *Матвеенко Т.И.* Загрязнение почв территорий дальневосточных городов тяжелыми металлами: учебное пособие / Т.И. Матвеенко, А.М. Дербенцева. — М., 2008. — 96 с.
4. Российская Федерация. Законы. Об отходах производства и потребления от 24 июня 1998 г. № 89-ФЗ.
5. Пат. 2009612788 Российская Федерация. Программа расчета класса опасности отходов «Dang_Waste» / Александрова Т.Н., Федосеев А.А; заявитель и патентообладатель Институт горного дела ДВО РАН; заявл. 29.12.2008; опубл. 29.05.2009.
6. Ценные и токсичные элементы в товарных углях России: справочник. — М.: Недра, 1996.

УДК 504.55.06:622

МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗЕМЕЛЬ ЖИРЕКЕНСКИМ ГОКом

С.С. Рязанцев, Ю.М. Овешников

На современном этапе научно-технического прогресса в связи с бурным развитием промышленности охрана природы и рациональное использование природных ресурсов становятся одной из важнейших задач общества. Весьма важное значение приобретает рациональное использование земельных ресурсов, поскольку их

выбытие из сельско- и лесохозяйственного использования в последние годы весьма значительно, основную долю составляют земли, отводимые под открытые горные работы. Это объясняется увеличением масштабов горного производства, вовлечением в разработку более бедных месторождений, ведением горных работ на большой глубине. Объем добычи полезных ископаемых открытым способом в общем объеме добычи превышает 75 % [1]. В результате развития горнодобывающей промышленности, особенно при открытом способе добычи полезных ископаемых, происходят наиболее существенные изменения структуры природных ландшафтов, уничтожающие сложившиеся биогеоценотические связи. Применение передовой техники помогает человеку проникнуть в недра Земли на большую глубину, что приводит к нарушению и полному изменению структуры земной коры. В результате перемещения пород глубинные пласты, неблагоприятные для жизни растений по своим физическим или химическим свойствам, оказываются на поверхности, территории, занятые ими, в течение многих лет могут представлять собой лишенные растительности участки, служащие источником загрязнения окружающей среды. Отходы горной промышленности, часто содержащие вещества, токсичные для человека, растений и животных, загрязняют атмосферу, воду и почву; десятки и сотни тысяч гектаров плодородных земель засыпают отвалами; промышленные разработки изменяют рельеф местности, характер и структуру ландшафта, гидрологический режим; значительно изменяются также растительный покров и животный мир [2].

В общем процессе добычи полезных ископаемых открытым способом очень большое значение имеют рекультивационные работы. Принятое направление освоения нарушенных земель и технология рекультивации во многом определяются параметрами и схемами горных работ. Так, на Жирекенском ГОКе глубина карьера предполагает большие объёмы земляных работ, поэтому особое внимание должно быть уделено рекультивации нарушенных земель как очень важному этапу горных работ.

Объемы утилизации отходов существенно не возрастали на протяжении всего срока отработки месторождения. По-видимому, главным будет использование подавляющей части отходов при рекультивационных работах. Однако по проекту эксплуатации отвалов рекультивация будет проводиться на завершающем этапе эксплуатации месторождения. Рекультивации подлежат карьер, отвальное хозяйство и хвостохранилище.

Техническая рекультивация отвалов заключается в подведении автодорог, террасировании, планировке отвалов, нанесении глинистого и плодородного слоев. Террасирование предполагает использование бульдозеров ДЗ-250. Ширина террас 12 м, уклон 2°. Расстояние между террасами 8 м. Для создания водозащитного экрана предполагается нанесение на террасы и поверхности отвала сначала глинистого слоя толщиной 0,5 м, затем плодородного толщиной 0,6 м. Транспортные работы выполняются автосамосвалами БелАЗ-7522. Общий объём перевозок, связанных с рекультивацией отвалов, составит 1 млн. м^3, из них 400 тыс. м^3 глинистого слоя и 600 плодородного.

Техническая рекультивация карьера предполагает создание водоёма объёмом 18 млн. м^3 и лесотехнические насаждения. Технология технической рекультивации верхних уступов карьера такая же, что и на отвалах. Однако следует учитывать, что параметры террас и уступов различаются. Так как уступы страиваются, расстояние между террасами равно 30 м. Полный объём завозимой почвы равен для глинистого слоя 500 тыс. м^3; для плодородного 800.

Биологическая рекультивация заключается в создании на отвалах и в карьере лесных насаждений, имеющих защитное, санитарно-гигиеническое и рекреационное значение. Для биологической рекультивации следует применять специальную лесопосадочную технику. На 1 м^3 полезного ископаемого приходится 0,068 м^3 почвенного слоя. Для рекультивации 1 га требуется 178 тыс. руб., площадь занимаемых земель под отвалы и хвостохранилище составляет 405 га.

К настоящему времени площадь учтенных горнопромышленных отходов, хранящихся в отвалах на территории Жирекенского ГОКа, превышает 100 га. Отходами, накопленными в хранилище, на свалках и в других объектах, это более 300 га. Годовой объем отходов составляет около 12 млн. т, из них используется и обезвреживается менее 1 %.

Важным показателем, характеризующим использование земли, является коэффициент землеемкости $K_з$, т. е. отношение земельной площади, занимаемой горным предприятием, к количеству добываемого полезного ископаемого [2]. Коэффициент землеемкости главным образом зависит от горно-геологических, физико-географических условий и принятой системы разработки. Коэффициент землеемкости — величина непостоянная и аналогично коэффициенту вскрыши меняется за период разра-

ботки месторождения. Поэтому для более объективной оценки землеемкости предприятия этот коэффициент целесообразно приводить к единому коэффициенту вскрыши. С точки зрения рекультивации земель, нарушенных в процессе добычи полезного ископаемого, $K_з$ целесообразно определять из отношения площади, на которой непосредственно ведутся горные работы, к годовой производительности предприятия [2].

$$K_з = \frac{S_{з.о}}{Q_{п.и}}, \text{ га/т}, \qquad (1)$$

где $S_{з.о}$ — площадь земельного отвода, га;

$Q_{п.и}$ — годовая производительность карьера по руде тыс. т.

Для данного предприятия коэффициент землеемкости будет равен 0,4.

Однако коэффициент землеемкости не может в полном объеме характеризовать использование земельных ресурсов горным предприятием. Оно характеризуется в основном непотребным количеством для производства горных работ, а интенсивностью использования единицы площади земли. Следовательно, необходимо учитывать как количество отработанных земель (это те земли, горные работы на которых прекращены), так и количество рекультивированной площади.

Целесообразно определять коэффициенты интенсивности и экстенсивности использования земель при добыче полезного ископаемого. Интенсивность использования земель характеризуется отношением рекультивированной площади к площади земель, нарушенных горными работами. Экстенсивность использования земель — это отношение отработанных площадей к нарушенным землям [2]. Такие показатели предложены Томаковым П.И. [1] и Мирзаевым Г.Г. [3]. Ими являются коэффициент рекультивации и коэффициент эффективности использования земель.

Режим занятия и рекультивации земель может быть охарактеризован площадями нарушения и рекультивации земель за определенный промежуток времени. Более наглядной характеристикой может служить относительный показатель — коэффициент рекультивации [3].

$$K_р = S_в/S_н, \qquad (2)$$

где $S_в$ — площадь земли, восстановленной за определенный промежуток времени;

$S_н$ — площадь земли, нарушенной за тот же промежуток времени.

Этот коэффициент на данном предприятии равен нулю, так как рекультивация не проводится, а восстановленные земли отсутствуют.

Коэффициент эффективности использования земельного отвода позволяет дать оценку полноты использования земель на действующих предприятиях и выявить участки, которые досрочно можно возвратить прежним землепользователям или использовать для удовлетворения потребностей самого предприятия, например, для организации собственного подсобного сельскохозяйственного предприятия. При проектировании новых и реконструкции действующих горных предприятий по значению коэффициента эффективности использования земель можно оценивать различные варианты расположения технологических объектов и определять оптимальные формы и размеры земельных отводов [3].

$$K_{и.з} = S_н/S_{отв}, \quad (3)$$

где $S_{отв}$ — площади земельного отвода.

Коэффициент эффективности использования земли на Жирекенском ГОКе равен 0,76. Следовательно, интегральный коэффициент землеемкости как произведение интенсивного и экстенсивного коэффициентов наиболее полно характеризует использование земельных ресурсов горнодобывающим предприятием.

Таким образом, можно предложить следующие решения:

- Затраты на проведение рекультивации следует включать в себестоимость добычи полезного ископаемого, так как после отработки месторождения у предприятий недостаточно средств для рекультивации, поэтому она зачастую не проводится.
- Расширять область селективной выемки плодородных и потенциально плодородных пород и складировать их в верхнюю часть отвала пустых пород с помощью выемочного оборудования.
- Создавать условия для быстрейшего и эффективного возврата земель в народнохозяйственное использование. Формировать отвалы на больших площадях таким образом, чтобы они в минимальные сроки достигли конечной высоты с дальнейшим одновременным развитием всех отвальных ярусов. Такой порядок позволит обеспечить поэтапный отвод земель и совместить во времени процессы отвалообразования и рекультивационных работ. Крупноплощадные отвалы исключают всевозможные вклинивания незаполненных участков и разобщенность отвалов.

• Снижать землеёмкость проектируемого предприятия за счет более компактного размещения объектов горного производства.

• Рационально использовать земели при складировании промышленных отходов и отходов потребления.

• Оценить потребности Жирекенского комплекса ГОК-ФМЗ в земельных ресурсах с учетом перспективы развития при признании целесообразным перевод избыточных земель в состав государственного лесного фонда либо земель запаса в соответствии с их исходным и современным состоянием.

Литература

1. *Томаков П.И.* Рациональное землепользование при открытых горных работах / П.И. Томаков, В.С. Коваленко. — М.: Недра, 1984. — 213 с.

2. *Дороненко Е.П.* Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками / Е.П. Дороненко. — М.: Недра, 1979. — 263 с.

3. Экология горного производства: учебник для вузов / Г.Г. Мирзаев и др. — М.: Недра, 1991. — 320 с.

УДК 502.65

ПРИМЕНЕНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ В НЕФТЕГАЗОВОМ ПРОИЗВОДСТВЕ КАК СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ ЕГО РЕНТАБЕЛЬНОСТИ И МЕТОД СНИЖЕНИЯ НЕГАТИВНОГО ВЛИЯНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ ПРИРОДНУЮ СРЕДУ

Е.А. Садчикова

Рядом исследований установлено, что ультразвуковые колебания способны изменять агрегатное состояние вещества, диспергировать, эмульгировать его, изменять скорость диффузии, кристаллизации и растворение веществ, активизировать реакции, интенсифицировать технологические процессы. Воздействие ультразвуковых колебаний на физико-химические процессы дает возможность повысить производительность труда, сократить энергозатраты на производство, улучшить качество готовой продукции, продлить сроки хранения, а также создать новые продукты с новыми свойствами. Известно широкое распространение методов волнового воздействия в различных отраслях

промышленности. Для нефтяной промышленности представляют интерес следующие направления:

— обработка призабойной зоны пласта добывающих и нагнетательных скважин;

— обработка буровых растворов, а также применение технологии волнового бурения;

— обработка нефти при подготовке к транспортировке;

— обработка скважин перед проведением ремонтно-изоляционых работ.

Акустические волны и кавитационные эффекты в призабойной зоне пласта приводят к разрушению поверхностного слоя стенки призабойной зоны скважины, очистке закупоренных поровых каналов продуктивного пласта. Кроме того, акустическое поле существенно влияет на снижение вязкости пластового флюида в призабойной зоне пласта. Для большего эффекта при обработках скважин можно ввести кислотные поверхностно-активные вещества или другой активный состав.

Акустическая кавитация возникает при прохождении звуковых волн высокой интенсивности и амплитуды звукового давления, превосходящей некоторую пороговую величину. Кавитационные пузырьки возникают во время полупериода разрежения на так называемых кавитационных зародышах, которыми чаще всего являются газовые включения, содержащиеся в жидкости и на колеблющейся поверхности акустического излучателя.

Волновые технологии находят различное применение в процессах бурения скважин. Так, СП «Энергомаш» (Украина) разработало и предлагает к внедрению технологию волнового бурения (см. рисунок). Данная технология обеспечивает увеличение скорости проходки скважин. Имеются свидетельства того, что по сравнению с традиционным роторным бурением на технике, используемой в России, механическая скорость бурения может быть повышена на 40 — 60 %. Кроме того, при экспериментах было обнаружено, что волны благотворно влияют на качество бурового раствора, способствуют его гомогенности, продолжению срока службы. Это обусловлено тем обстоятельством, что волны в ряде случаев обеспечивают возникновение таких режимов движения среды, при которых происходит интенсивное перемешивание. Этот же эффект может быть использован при приготовлении тампонажных растворов, используемых при цементировании стенок скважин. В настоящее время проведены лабораторные эксперименты, показывающие, что путем подбора характеристик волн в

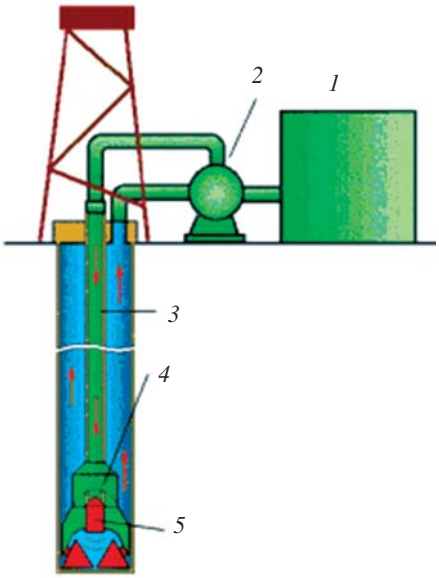


Схема буровой установки с волновым генератором:
1 — емкость с буровым раствором; *2* — насосный агрегат; *3* — колонна бурильных труб; *4* — долото; *5* — волновой генератор

процессе приготовления тампонажных растворов можно существенно (в 5 — 6 раз) повышать их пластичность, увеличивать на 30 — 40 % прочность цементного камня, повысить водонепроницаемость в 2 — 2,5 раза, управлять временем схватывания.

Специалистами ОАО «Татнефтепром» и НПФ «Тимурнефтегаз» совместно разработана гидроакустическая техника и технология бурения и вскрытия продуктивного горизонта скважины. Данная технология объединяет в себе ряд положительных эффектов гидроакустического воздействия. Комплект техники включает в себя долото с гидроакустическим генератором и депрессионное устройство. Опыт бурения на различных месторождениях и регионах показали следующие положительные результаты:

— повышается эффективность разрушения породы и увеличивается скорость бурения от 30 до 80 %;

— повышается срок службы долота в скважине и увеличивается проходка на долото от 40 до 70 %;

— существенно снижается диаметральный износ долота, особенно, калибрующих элементов;

— в процессе бурения буровой раствор подвергается гидроакустической обработке, гомогенизируется, в итоге повышаются его реологические качества;

— сокращается количество химических реагентов, необходимых для образования устойчивого бурового раствора;

— создается тонкий защитный экран вокруг стенки скважины и предотвращается проникновение бурового и цементного растворов в продуктивный и водяные пласты и их загрязнение;

— предотвращаются небольшие (до 20 м^3/ч) поглощения в процессе бурения;

— предотвращается образование наддолотных сальников, обвалов, прихватов при бурении неустойчивых пород и повышается качество ствола (стенки) скважины;

— сроки освоения скважин сокращаются в 1,5 раза по сравнению с нормативным сроком;

— дебит пробуренных скважин с применением данной технологии в 1,5 — 2 раза превышает дебит скважин, пробуренных по обычной технологии без применения дополнительных методов воздействия;

— в итоге снижается степень отрицательного воздействия на окружающую среду в процессе бурения.

Наиболее значительное влияние акустическое воздействие оказывает на реологические свойства буровых растворов: вязкость, седиментационную устойчивость, фильтруемость и пр.

К основным технологическим свойствам буровых и тампонажных растворов относятся плотность, реологические характеристики, в частности, вязкость, предельное напряжение сдвига, фильтрационные свойства, состав и содержание твердой фазы, кинетическая устойчивость. На этапе проектирования бурового или тампонажного раствора важно определить все вышеперечисленные характеристики.

Дисперсные системы, к которым относятся и буровые, и цементные суспензии, в отличие от истинных растворов являются малоустойчивыми. Различают кинетическую (седиментационную) и агрегативную устойчивость. Первая характеризуется способностью дисперсных частиц удерживаться во взвешенном состоянии, вторая определяет способность этих частиц не слипаться, не образовывать агрегаты.

Степень эффективности акустического воздействия на буровой раствор можно определить используя седиментационный анализ, который дает возможность оценить воздействие состава и свойств среды затворения на фракционный состав частиц, на скорость их оседания под действием гравитации.

Методика проведения седиментационного анализа основана на использовании закона Стокса. Малоконцентрированные суспензии подчиняются закону Стокса, согласно которому скорость осаждения сферических частиц описывается уравнением

$$\omega = \frac{2}{9}\frac{r^2 g}{\nu}\left(\frac{\rho_т}{\rho} - 1\right), \qquad (1)$$

где ω — скорость осаждения частиц дисперсной фазы, м/с;

ν — коэффициент кинематической вязкости дисперсионной среды, $м^2/с$;

r — радиус частиц дисперсной фазы, м;

$\rho_т$ — плотность твердой фазы, $кг/м^3$;

ρ — плотность дисперсионной среды, $кг/м^3$;

g — ускорение свободного падения, $м/с^2$.

Очевидно, что, экспериментально определив скорость осаждения твердых частиц в той или иной дисперсионной среде, можно рассчитать радиус частиц.

Дифференциально-интегральный анализ процесса седиментации позволяет определить распределение частиц твердой фазы по радиусам, т. е. оценить диспергирующее или коагулирующее влияние акустического воздействия, определить средний радиус частиц. По полученным значениям средних радиусов и распределения частиц по радиусам, учитывая динамическую вязкость дисперсионной среды, можно сделать выводы о седиментационной устойчивости данной дисперсной системы, а также проследить влияние применяемого воздействия на нее.

Таким образом, волновые технологии позволяют более эффективно управлять технологическими процессами в нефтегазовом деле, снижают степень отрицательного воздействия на окружающую среду, позволяют сократить количество химических реагентов для приготовления устойчивого бурового раствора и, в конечном итоге, обеспечивают повышение рентабельности производства.

Литература

1. *Персиянцев М.Н.* Разработка и эксплуатация нефтяных месторождений ОАО «Оренбургнефть» / М.Н. Персиянцев, Р.А. Храмов. — М.: Недра, 1999. — 528 с.

2. Применение глубинного гидропульсатора для обработки ПЗП / Б.М. Курочкин и др. // Нефтяное хозяйство. — 2004. — № 8.

3. Патент № 2270315 «Гидроакустическое устройство для бурения скважины».

3. *Михеев В.Л.* Технологические свойства буровых растворов / В.Л. Михеев. — М.: Недра, 1979.

4. *Живаева В.В.* Определение гранулометрического состава пород и цементов седиментационным анализом: метод. указ. к лабораторной работе / В.В. Живаева. — Самара: Самар. гос. техн. ун-т, 1999. — 13 с.

УДК 551.733:553.495

РАДИОАКТИВНОСТЬ ОРДОВИКСКИХ ПОРОД В ЮГО-ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ ЛЕНИНГРАДСКОЙ ОБЛАСТИ

Э.А. Садыхов, С.В. Лебедев

Радиоактивность ордовикских пород в юго-восточной части Ленинградской области, лучше всего рассмотреть на примере геологического разреза в районе Саблино, представленного разнообразными по уровню естественной радиоактивности породами — глинами, песками, сланцами, известняками. Крупные обнажения в каньонах рек Тосно и Саблинка на участках от водопадов до слияния двух рек являются отличным объектом радиометрического опробования с целью литологического расчленения пород участка по уровню их естественной радиоактивности [1]. На рис. 1 показаны результаты опробования одного из обнажений, в котором приведены условные обозначения различных по-

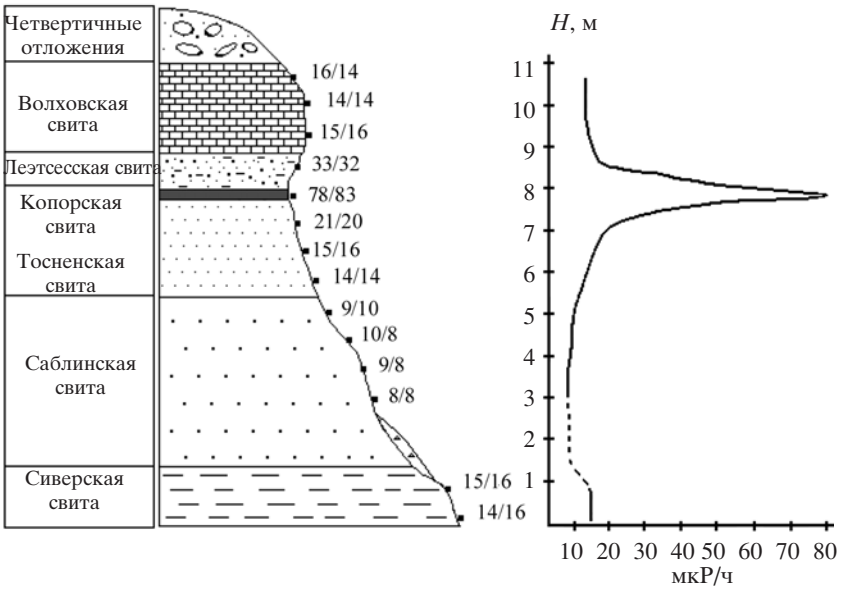


Рис. 1. Результаты радиометрического опробования одного из обнажений

род и показаны точки опробования. Рядом с точками опробования приводятся показания радиометра (СРП-97) при движении снизу вверх и, через слэш, отсчеты при движении по профилю опробования в противоположном направлении (сверху вниз).

Построена диаграмма мощности экспозиционной дозы в точках опробования в зависимости от высоты. Как видно из рассмотренного примера, минимальной радиоактивностью обладают пески саблинской свиты (7 — 10 мкР/ч). Как известно, эти породы более чем на 98 % состоят из кварцевого песка и не содержат каких-либо радиоактивных элементов. Средние показания радиометра в породах средней пачки саблинской свиты могут быть приняты как фоновые. В данном случае фон составляет 8 мкР/ч. Максимальной радиоактивностью (до 80 мкР/ч) отличаются аргиллиты (диктионемовые сланцы), в которых уровень радиоактивности превышает фоновый в десять раз. Уровень радиоактивности синих глин лонтоваcской свиты и известняков волховской свиты примерно в два раза выше фонового. Радиоактивность оболовых песков тосненской свиты в нижней части также составляет два фоновых значения.

Однако она закономерно повышается по мере приближения точек опробования к горизонту аргиллитов. Отчасти такое повышение обусловлено влиянием толщи высокорадиоактивных сланцев на данные радиометрического опробования. Этот же эффект наблюдается и в глауконитовых глинах, песках и мергелях леэтсесской свиты. Здесь наблюдается почти 4-кратное превышение фоновых значений радиоактивности. По данным анализов (рис. 2) вычислялась эффективная удельная активность пород ($A_{эф}$). Установлено, что повышенный уровень радиоактивности пород верхней тосненской и леэтсесской свит определяется содержанием в них естественных радионуклидов и не связан с технической погрешностью радиометрического опробования пород в обнажениях.

Анализируя иллюстрацию значения $A_{эф}$ в пробах различных пород (см. рис. 2), можно сделать вывод о том, что общий уровень радиоактивности синих глин, песков верхней тосненской свиты и глауконитовых песков, глин и мергелей леэтсесской свиты примерно одинаков. В то же время известно, что эти породы существенно различаются по составу и текстуре. Поэтому имеет смысл оценить различие во вкладе Ra, Th и K в суммарную экологически значимую активность пород. Это можно сделать с помощью диаграмм, показанных на рис. 3 [2].

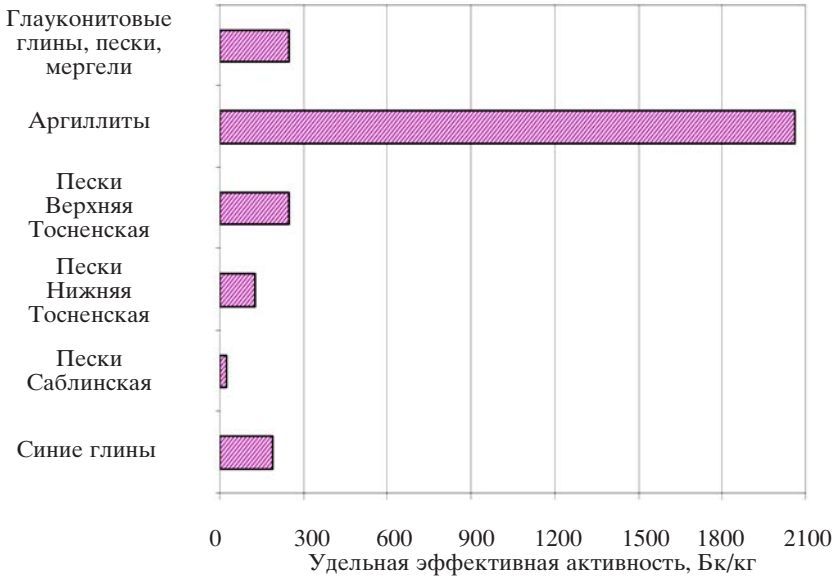


Рис. 2. Результаты анализа проб

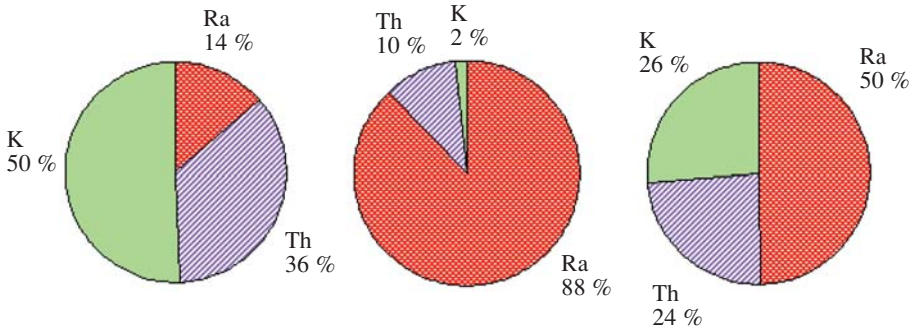


Рис. 3. Сравнение вклада радия, тория и калия в эффективную удельную активность породы:

а — синие глины, *б* — пески верхней тосненской свиты, *в* — глауконитовые пески, глины, мергели

Сравнение радиоактивности диктионемовых сланцев и вмещающих пород ордовика

До наших исследований был приведен эксперимент предыдущими исследователями, которые получили следующие данные. Пробы отобраны на обнажении «Придорожный карьер» по схеме: шесть точек опробования располагались по простиранию пластов на расстоянии 2 м друг от друга. В каждой точке отбиралось по 3 пробы (весом около 500 г каждая): ожелезненные пески (самый верхний слой тосненской свиты), аргиллиты, глауконитовые пески (самый нижний слой леэтсесской свиты). Всего отобрано 18 проб. Образцы пород высушивались, затем, при необходимости, дробились до фракции <3 мм. Пробы анализировали на установке «Радек» в испытательной лаборатории отдела радиационной гигиены ФГУЗ «Центр гигиены и эпидемиологии в городе Санкт-Петербург». Определялась удельная активность проб по торию, радию и калию, значение удельной радиоактивности радия в точках опробования и взаимосвязь распределения радия в тосненских песках (самый верхний ожелезненный слой), аргиллитах и леэтсесских глауконитовых песках (самый нижний слой). Существует определенная корреляция между содержанием радия в аргиллитах и верхних слоях песков тосненской свиты. По расчетам коэффициент корреляции равен 0,47. Корреляции между содержанием радия в аргиллитах и нижних слоях глауконитовых песков леэтсесской свиты нет, что свидетельствует о закономерном накоплении повышенных концентраций ЕРН в терригенных породах (глауконитовых песках) леэтсесской свиты. Статистически значимым считается коэффициент корреляции более 0,7. Поэтому исследования по сравнению радиоактивности аргиллитов и подстилающих пород целесообразно было продолжить с целью получения статистически значимых результатов — увеличить количество точек опробования и расширить список объектов (обнажений) исследуемой территории. Как было указано выше, максимальной радиоактивностью (до 80 — 100 мкР/ч) отличаются аргиллиты (диктионемовые сланцы), в которых регистрируемый уровень мощности экспозиционной дозы превышает фоновый (6 — 8 мкР/ч в песках саблинской свиты) более чем в десять раз. В радиометрии такие значения радиоактивности пород считаются аномальными. Относительно высокорадиоактивными являются также верхние слои ожелезненных песков тосненской свиты, подстилающие аргиллиты и глауконитовые пески, глины леэтсесской свиты, перекрывающие диктионемовые сланцы.

Удельная активность проб

№ точки опробования	Аргиллиты		Пески тосненские		Пески глауконитовые	
	Ra, Бк/кг	U, г/т	Ra, Бк/кг	U, г/т	Ra, Бк/кг	U, г/т
В-1	1110	92	351	29	197	16
В-2	1220	101	205	17	463	38
В-3	1040	86	175	15	2041	169
В-4	1800	149	278	23	236	20
В-5	1180	98	342	28	308	26
В-6	1300	108	445	37	243	20
П-1	1021	85	274	23	128	11
П-5	1514	126	414	34	262	22
П-2	1723	143	454	38	134	11
П-6	1752	145	424	35	107	9
П-3	2040	169	321	27	124	10
П-4	1358	113	320	27	120	10

Целью наших исследований являлось изучение распределения U по разрезу высокорадиоактивных разностей пород. Для этого был проведен отбор проб в местах выхода коренных пород на дневную поверхность в двух обнажениях северной части Саблинского учебного полигона — «Придорожный карьер» и «Саблинский водопад». Точки отбора проб находились на расстоянии примерно 1 м по простиранию пластов пород. В каждой точке отбиралось по три пробы — тосненские пески, аргиллиты, леэтсесские пески — массой около 500 г каждая. Всего отобрано 36 проб в 12 точках опробования. Пробы анализировались на установке «Радек» в испытательной лаборатории отдела радиационной гигиены ФГУЗ «Центр гигиены и эпидемиологии в городе Санкт-Петербург». Определялась удельная активность проб по торию, радию и калию. По данным анализов вычислялась эффективная удельная активность проб и производился пересчет на массовые доли содержания урана. Результаты измерений сводятся к следующему (см. таблицу). Удельная эффективность аргиллитов варьирует от 1100 до 2250 Бк/кг в точках опробования на обнажении «Придорожный карьер» и от 1300 до 2000 Бк/кг в точках опробования у Саблинского водопада. Таким образом, уровень радиоактивности диктионемовых сланцев в исследованных обнажениях может иметь аномально высокое значение до 2250 Бк/кг. В целом опробованные породы относятся к III и IV

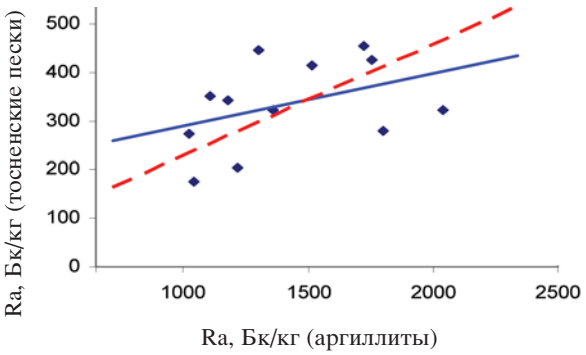


Рис. 4. Удельная активность Ra в пробах аргиллитов и тосненских песков

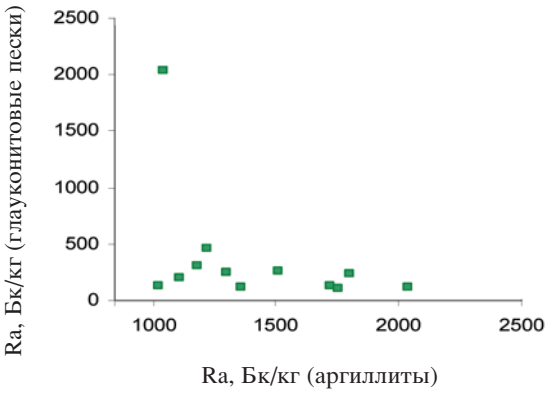


Рис. 5. Удельная активность Ra в пробах аргиллитов и глауконитовых песков

классам строительных материалов, в которых $A_{эф}$ находится в пределах от 740 до 4000 Бк/кг (НРБ-99). Поэтому места выхода этих пород на дневную поверхность представляют определенную радиоэкологическую опасность. Пересчет на массовые доли содержания урана показал, что в среднем концентрация урана в аргиллитах обнажения «Саблинский водопад» составила 105 ± 22 г/т, а диктионемовые сланцы в обнажении «Придорожный карьер» содержат U в количествах 130 ± 30 г/т [2]. В частности, достоверно не установлена корреляция между концентрацией урана в аргиллитах и подстилающих песках тосненской свиты по вертикальному профилю в точках опробования (рис. 4 и 5). Подтвердилось отсутствие корреляции между содержанием урана в

аргиллитах и нижних слоях глауконитовых песков леэтсесской свиты.

Литература

1. Геология СССР: Том 1. Ленинградская, Псковская и Новгородская области. Геологическое описание. Северо-западное территориальное ГУ. — М.: Недра, 1971. — 504 с.

2. *Садыхов Э.А.* Радиоактивность диктионемовых сланцев и вмещающих пород ордовика в районе Саблинского учебного полигона / Э.А. Садыхов, С.В. Лебедев // Школа экологической геологии и рационального недропользования: материалы девятой межвузовской молодежной научной конференции / СПГУ. — СПб., 2008. — С. 306 — 308.

УДК 622.235.26

О ВЛИЯНИИ ПОДЗЕМНЫХ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ НА ПРОЦЕССЫ МИГРАЦИИ ФЛЮИДОВ В ПОДЗЕМНЫХ СИСТЕМАХ

Г.А. Сорокина

При постановке задач по моделированию гидрогеохимических процессов в подземных флюидонасыщенных системах, в числе прочих исходных условий редко учитываются факты проведения на изучаемой территории подземных ядерных взрывов (ПЯВ). Отчасти это объясняется недоступностью информации о проведении взрывов вплоть до 1997 г., когда вышло первое издание книги Министерства по атомной энергии и Министерства обороны РФ «Ядерные испытания СССР» [1]. С другой стороны, при оценке последствий взрывов приходится опираться на результаты экспериментов, проведенных в пределах испытательных полигонов. Основной целью таких экспериментов было изучение поражающего действия ПЯВ на подземные здания и сооружения (возможной степени их разрушения или деформации). Было установлено, что относительный радиус поражающего действия в большинстве случаев не превышает 100 м на взрыв мощностью 1 кт (здесь и далее в тротиловом эквиваленте). При решении большинства геологических задач можно пренебречь зонами деформации горных пород на столь незначительных расстояниях. Очевидно также, что факты проведения ПЯВ не име-

ют большого значения для сейсмически активных районов, где энергии подземных толчков значительно превышают упругую энергию, выделяемую при взрывах. Однако на территориях с низкой сейсмической активностью ПЯВ могут быть значимыми инструментами перераспределения в пространстве накопившихся тектонических напряжений либо являться самостоятельными источниками структурных аномалий.

Для моделирования геомиграции немаловажное значение имеет оценка возможных размеров зон «локальных необратимых разрушений», образовавшихся в результате проведения ПЯВ. Радиусы таких зон на порядок превышают радиусы зон дробления и регулярной наведенной трещиноватости и могут увеличиваться в случае проведения повторных взрывов (в пределах одной геофизической площадки). Образование этих зон сопровождается изменением фильтрационно-емкостных свойств пород-коллекторов, нарушением естественного гидрогеологического режима местности, интенсификацией процессов миграции флюидов.

Подземные ядерные взрывы на территории Российской Федерации

С 1965 по 1988 г. на территории РСФСР за пределами специальных полигонов и площадок было проведено 80 ядерных испытаний (в европейской части РСФСР 48, в азиатской 32), которые отнесены к категории промышленных взрывов. Практически все они были произведены в скважинах. Программа ядерных взрывов в мирных целях предусматривала различные виды технологических работ от глубинного сейсмозондирования (ГСЗ) до интенсификации добычи нефти и газа или тушения пожаров газовых факелов.

В рамках комплексной программы Министерства геологии и АН СССР по изучению геологического строения земной коры с 1971 по 1988 г. проведено 39 подземных ядерных взрывов на 14 профилях ГСЗ суммарной протяженностью 70 тыс. км (рис. 1). С целью глубинного сейсмозондирования на профиле в несколько тысяч километров расставлялись сейсмографы и производились 2 — 4 взрыва. Заряды опускались в скважины на глубину 500 — 700 м, чтобы исключить выход радиоактивных веществ в атмосферу (камуфлетные взрывы). Подсчитано, что для территории Западной Сибири объем геологических исследований был сокращен примерно в 100 раз по сравнению с обычной технологией глубинного сейсмозондирования.

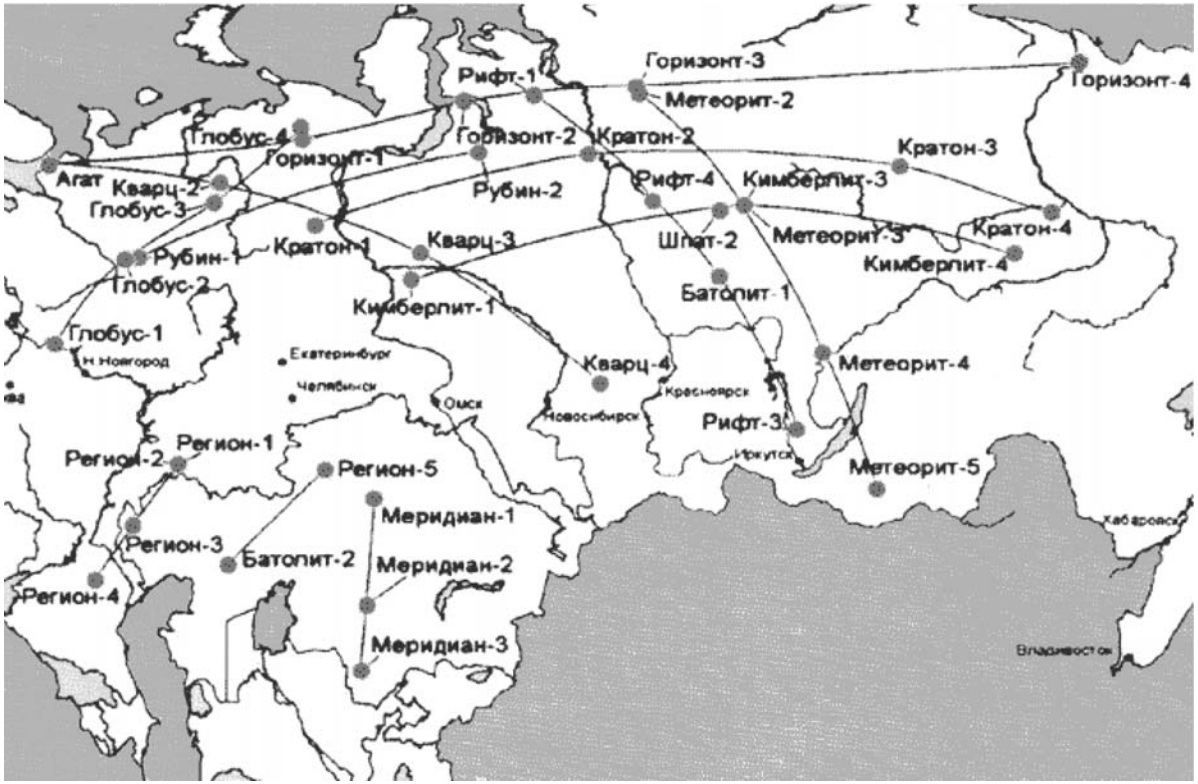


Рис. 1. Карта промышленных ядерных взрывов, проведенных в рамках программы глубинного сейсмозондирования [2]

Радиус действия подземных ядерных взрывов

На начальной стадии развития подземного ядерного взрыва в грунте возникают и распространяются тепловая волна, ударная волна и волна сжатия. В результате их воздействия на окружающие породы в окрестностях взрыва возникают механические колебания, называемые сейсмовзрывными волнами, которые распространяются на большие расстояния. Однако известно, что при ПЯВ в виде упругой энергии выделяется не более 5 %. В эпицентре взрыва под действием тепловой энергии образуется полость. Далее последовательно выделяются следующие зоны: дробления, регулярной наведенной трещиноватости, редких по пространству локальных необратимых разрушений. Зона регулярной наведенной трещиноватости (вновь образованные при взрыве трещины) прослеживается в радиусе 70 — 100 м/кт$^{1/3}$.

При испытаниях в горных массивах было установлено, что зона локальных необратимых проявлений прослеживается в относительном радиусе до 1000 м/кт$^{1/3}$ [3]. Под локальными необратимыми разрушениями подразумеваются: аномально большие необратимые подвижки горной породы, раскрытие тектонических трещин и разломов, то есть те проявления, которые интересуют специалистов главным образом с точки зрения устойчивости среды и размещенных в ней сооружений. Есть все основания предполагать, что зона более мелких локальных разрушений может прослеживаться еще дальше. Эта зона также потенциально интересна гидрогеологам, занимающимся моделированием процессов миграции флюидов в подземных системах, однако крайне сложно оценить ее возможный относительный радиус и иные характеристики.

Остановимся на грубой оценке протяженности зоны необратимых локальных разрушений (после одиночного взрыва). Допустим, мощность ПЯВ 22 кт (например, выполненного с целью глубинного сейсмозондирования), тогда можно предположить проявление необратимых локальных разрушений в радиусе до 22 км. Соответственно, протяженность зоны локальных разрушений будет находиться в пределах 44 км, а ее максимальная площадь (в сечении) составит до 1500 км^2. Породы разного состава, пористости, флюидонасыщенности по-разному реагируют на действие волн сжатия. Из-за тензорного характера реакции среды на нагружение зона необратимых локальных разрушений имеет асимметричную форму.

На Семипалатинском испытательном полигоне (в горных массивах Балапан и Дегелен) изучалась реакция подземных вод на действие подземного ядерного взрыва. Сделаны следующие выводы:

1. Подземный ядерный взрыв приводит к нарушению естественного гидрогеологического режима в области с относительным радиусом до 1000 м/кт$^{1/3}$, что более чем на порядок превосходит радиус зоны наведенной при взрыве трещиноватости и соответствует размеру зоны необратимых локальных нарушений среды.

2. Изменение гидрогеологического режима при взрыве определяется повышением эффективного давления жидкости в водовмещающих породах; изменением механических и, как следствие, фильтрационных свойств пород-коллекторов; образованием новых каналов фильтрации; образованием в результате взрыва подземных пустот и дальнейшим их заполнением подземными водами.

Кроме того, если оценивать протяженность зоны разрушений в вертикальном направлении, то экспериментально установлено, что весь массив горной породы между полостью взрыва и дневной поверхностью подвергается тому или иному разрушению, масштабы которого определяются глубиной заложения, прочностью грунта и мощностью заряда. Последнее обстоятельство является крайне важным, так как свидетельствует о возможности образования дополнительных зон разгрузки для регионально выдержанных водоносных горизонтов.

При проведении повторных взрывов в пределах одной геофизической площадки также было зафиксировано, что необратимые локальные проявления в среде могут возникать при меньших по сравнению с предшествующими взрывами параметрах воздействия.

Предполагаю, что одним из возможных механизмов проявления трещиноватости в осадочных породах под действием ПЯВ может являться следующий.

Триггерный эффект подземного ядерного взрыва

ПЯВ может выступать как в роли самостоятельного источника структурных аномалий, так и в качестве инструмента перераспределения в пространстве тектонических напряжений.

На территориях с низкой сейсмической активностью особое значение приобретает существование в осадочных отложениях напряженности, сосредоточенной в прослоях с повышенной глинистостью. Это явление носит название эндокинетической трещиноватости, которая относится к разряду планетарной, ее мож-

но объяснить следующим образом. В стадии сингенеза осадочный материал воспринимает напряжения, обусловленные ротационным полем вращения Земли. Это поле формирует ортогональную линейную систему повышенных механических напряжений, которая «вмораживается» в осадочные слои. Пространственное положение этой системы находится в зависимости от палеогеографического полюса вращения Земли и является строго определенным для различных стратиграфических уровней. В процессе седиментации глинистые отложения и глинистые прослои в песчаных коллекторах обладают некоторой пластичностью, однако в процессе уплотнения и отжима поровых растворов глинистые отложения становятся хрупкими. Они растрескиваются или находятся в напряженном состоянии, что может быть использовано при планировании проведения гидроразрывов в пласте [4].

Волны сжатия, распространяющиеся при ПЯВ, приводят к нарушению сложившегося геостатического равновесия и реализации напряженного состояния участков глинистых прослоев в виде послойной прерывистой (эндокинетической) трещиноватости. В конечном итоге это оказывает влияние на гидроизоляционные свойства коллекторов и активизирует процессы вертикальной и латеральной миграции флюидов.

ПЯВ на фоне иных промышленных взрывных работ

Как уже было отмечено, при ПЯВ упругой энергии выделяется не более 5 % (обычно меньше). Для взрыва мощностью в 10 кт упругая энергия составит порядка 500 т. Энергии отдельных подземных техногенных взрывов неядерного происхождения (например, при аварийных происшествиях) составляют десятки килотонн и могут быть сопоставимы с энерговыделением при маломощных ПЯВ. Для оценки влияния ПЯВ на свойства пород-коллекторов, помимо общего уровня сейсмической активности исследуемого района, следует учитывать факты аварийных происшествий при проведении буровзрывных и иных работ.

Центральная часть Западно-Сибирского артезианского мегабассейна как арена проведения ПЯВ

В качестве конкретного примера территории, на которой воздействие ПЯВ могло оказать существенное влияние на свойства пород-коллекторов и, как следствие, на процессы миграции флю-

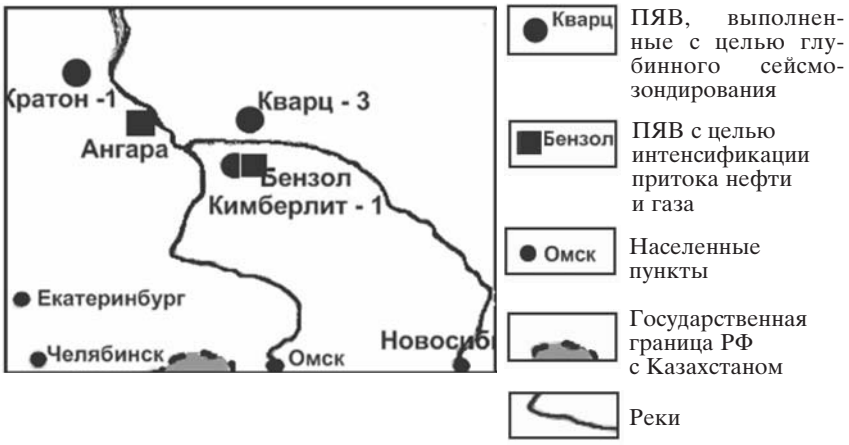


Рис. 2. Карта подземных промышленных ядерных взрывов, проведенных в центральной части Западно-Сибирского артезианского мегабассейна

идов, рассмотрим центральную часть Западно-Сибирского артезианского мегабассейна (ЗСАМБ) (рис. 2 и таблица, составлены автором на основе [1 и 2]). Следует указать год начала промышленной эксплуатации крупнейших месторождений этого района: Мегионского 1964, Самотлорского 1969, Мамонтовского 1970, Федоровского 1973. Именно на период разведки месторождений нефти и газа пришлось время наиболее интенсивных региональных гидрогеологических исследований. К началу осуществления программы подземных ядерных взрывов крупнейшие месторождения уже были запущены в эксплуатацию. Последствия взрывов на указанной территории были крайне слабо изучены из-за сокращения финансирования гидрогеологических работ.

Перечень и характеристики подземных промышленных ядерных взрывов, произведенных в центральной части ЗСАМБ

Название взрыва	Дата проведения	Мощность взрыва, кт ТНТ	Цели проведения
Кратон-1	17.10.1978	22	ГСЗ
Кимберлит-1	04.10.1979	22	ГСЗ
Ангара	10.12.1980	15	Интенсификация притока нефти и газа
Кварц-3	25.08.1984	8,5	ГСЗ
Бензол	18.06.1985	2,5	Интенсификация притока нефти и газа

Центральная часть Западно-Сибирского артезианского мегабассейна характеризуется низким уровнем сейсмической активности. При проведении взрывов с целью ГСЗ заряды закладывались в скважины на абсолютную глубину около 600 м. В центральной части ЗСАМБ отложения на этих глубинах представлены комплексом (преимущественно глинистого состава) турон-олигоценового возраста, который является региональным водоупором. Он экранирует сверху отложения апт-сеноманского водоносного комплекса [5], его высоконапорные соленые воды широко используются на месторождениях Западно-Сибирской нефтегазоносной провинции с целью поддержания пластового давления в продуктивных нефтяных пластах, залегающих ниже.

Толща водоупорных отложений турон-олигоценового возраста отделяет соленые воды апт-сеноманского водоносного комплекса от вышележащих горизонтов пресных вод палеоген-четвертичного возраста, активно используемых в системах хозяйственно-питьевого водоснабжения.

Не исключено, что в результате подземных ядерных взрывов, проведенных в 1970 — 1980 гг., была снижена степень изоляции водоносных горизонтов. Это может привести к просачиванию высоконапорных соленых апт-сеноманских вод в вышезалегающие горизонты пресных вод. Впрочем, процессы вертикальной и латеральной миграции флюидов не могут осуществляться мгновенно. Однако с учетом хозяйственной значимости указанных водоносных комплексов, желательно более глубоко исследовать влияние, которому они подверглись вследствие проведения ПЯВ.

Самая большая глубина заложения взрыва на территории ЗСАМБ 2860 м. Взрыв под кодовым названием «Бензол» был произведен по заказу Министерства нефтяной промышленности СССР. За шесть лет до этого события в том же районе был осуществлен взрыв «Кимберлит-1». Факт повторного проведения взрывов (на разной глубине) в пределах одного небольшого района может свидетельствовать о том, что на данном участке вся толща осадочных отложений мезо-кайнозойского возраста в той или иной степени подверглась деформациям.

Итак, при решении задач, связанных с моделированием миграции флюидов в подземных системах, желательно учитывать факт проведения промышленных подземных ядерных взрывов на исследуемой территории (речь идет о взрывах, произведенных за пределами испытательных полигонов и специальных площадок).

Степень разрушительного действия ПЯВ на горные породы зависит от исходного уровня сейсмической активности территории, физических свойств пород, количества взрывов (последовательно произведенных в пределах одного района) и некоторых других факторов. Под действием ПЯВ изменяются фильтрационно-емкостные и гидроизоляционные свойства пород-коллекторов, и, как следствие, это влияет на геомиграцию в подземных системах конкретного региона.

Известно, что при проведении одиночного ПЯВ относительный радиус зоны локальных необратимых разрушений находится в пределах 1000 м на заряд мощностью 1 кт. При моделировании процессов миграции флюидов следует допускать возможность нарушения гидроизоляционных свойств коллекторов на аналогичных расстояниях от эпицентров производившихся одиночных взрывов и на более значительных расстояниях для повторных взрывов.

Поскольку экспериментально установлено, что весь массив горной породы между полостью взрыва и дневной поверхностью подвергается разрушению, масштабы которого определяются глубиной заложения, прочностью грунта и мощностью заряда, следует допускать возможность появления дополнительных зон разгрузки для регионально выдержанных водоносных горизонтов.

В большинстве случаев не представляется возможным получить количественную оценку воздействия ПЯВ на породы-коллекторы, однако автор рекомендует гидрогеологам и гидрогеохимикам тщательно собирать, анализировать и картировать всю доступную информацию о проведении на исследуемой территории ПЯВ и других мощных подземных промышленных взрывов.

Литература

1. Ядерные испытания СССР: Т. 1: Цели. Общие характеристики. Организация ядерных испытаний. Первые ядерные испытания / под рук. В.Н. Михайлова. — Саров: ВНИИЭФ, 1997.

2. Ядерное разоружение, нераспространение и национальная безопасность / под рук. В.Н. Михайлова. — Саранск: Красный октябрь, 2001.

3. Ядерные испытания СССР: Т. 2: Технологии ядерных испытаний СССР. Воздействие на окружающую среду. Меры по обеспечению безопасности. Ядерные полигоны и площадки / под рук. В.Н. Михайлова. — Саров: РФЯЦ — ВНИИЭФ, 1998.

4. *Белозеров В.Б.* Возможности использования планетарной трещиноватости в разработке залежей нефти и газа / В.Б. Белозеров // Сб. науч. тр. / СНИИГГиМС. — Новосибирск, 2002. — С. 136 — 139.

5. Гидрогеология СССР: Том XVI. Западно-Сибирская равнина (Тюменская, Омская, Новосибирская и Томская области) / под ред. В.А. Нуднера. — М.: Недра, 1970.

УДК 622.012:556.3

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРИРОДНЫХ ГАЗОВ АЛМАЗОДОБЫВАЮЩИХ РУДНИКОВ В ЗАПАДНОЙ ЯКУТИИ

М.К. Сороченко, А.В. Дроздов

Отработка глубоких горизонтов крупнейших алмазоносных трубок в Западной Якутии связана с переходом на подземный способ добычных работ и возникновением при этом сопутствующих комплексных проблем освоения месторождений в экстремальных горно-геологических и нефтегазовых условиях региона [1]. Нефтегазонасыщенность алмазоносной провинции изучалась многими организациями поэтапно с 60-х годов прошлого столетия и продолжается по настоящее время [2—7]. Влияние естественной нефтегазонасыщенности разрабатываемых породных массивов и распространенных на месторождениях высокоминерализованных подземных вод сказывается на ведении горных работ в виде выбросов газоводяных смесей и многочисленных возгораний свободных газовых потоков. Длительность существования газовых струй или выходов рассолонефтегазовых флюидов на отдельных участках и горизонтах в открытых и подземных горных выработках достигает нескольких недель и даже месяцев. Поэтому исследование флюидопроявлений и их состава считается важной задачей при освоении глубоких горизонтов.

Для алмазных месторождений региона характерны две категории битумопроявлений: скрытые (дисперсно рассеянная нефть) и прямые, которые объединяют группу жидких нефтей и битумов разной степени окисленности (мальты — асфальты — асфальтиты) [4, 5]. Во вскрываемом разрезе нефтебитумопроявления отмечаются повсеместно: от архейского фундамента до отложений нижнего — среднего палеозоя. Наиболее распространенной формой является насыщение пород осадочного чехла и кимберлитов углеводородами по трещинам, порам, кавернам. Несмотря на многообразие форм нахождения нефтей и битумов и их внешнего вида, они однотипны и относятся к нефтям метанового состава. Для стратиграфических толщ осадочного чехла в районах разрабатываемых коренных алмазных месторождений характерна тесная взаимосвязь между газо- и битумонасыщенностью пород, что свидетельствует о генетическом родстве углеводородных газов (УВГ) и битумоидов [1].

Газовая составляющая кимберлитовых трубок представляет собой сложные смеси газов воздушного, химического, метаморфического, магматического и радиогенного происхождения с тремя основными типами разновидностей нахождения: свободной, сорбированной и растворенной [5 — 7]. По составу основных компонентов природные газы подразделяются на азотные и углеводородные с их вариациями. Как известно, многокомпонентные смеси одних и тех же газов могут образовываться в результате различных геохимических процессов с преобладанием того или иного из них, в зависимости от конкретной геолого-геохимической обстановки. Установлено, что в газовом составе отмечается метан, тяжелые углеводороды (этан, пропан, бутан, пентан, гексан), водород, азот, углекислый газ, гелий, аргон, непредельные УВГ (этилен, пропилен, бутилен), сероводород. Основу природной газовой смеси составляют азот, метан и его гомологи, водород, углекислый газ (см. таблицу). Сероводород характерен только для подмерзлотного надсолевого водоносного комплекса на юге Западной Якутии (трубки Мир, Интернациональная). Распределение газов во вмещающих породах кимберлитовых трубок носит сложный характер. Состав, масштабы и интенсивность газопроявлений зависят в первую очередь от структурно-тектонической обстановки вблизи месторождения и в той или иной его части.

Газы азотного типа имеют наименьшее распространение и выявлены в многолетнемерзлых породах (ММП) и подмерзлотных водоносных комплексах вблизи тектонических зон. Газонасыщенность подземных вод незначительна и составляет 0,01 — 0,2 $м^3/м^3$. Углеводородно-азотные газы встречаются также ограниченно и только в подземных водах, залегающих вблизи подошвы ММП. Содержание водорастворенных газов изменяется в пределах 0,11 — 0,15 $м^3/м^3$. В их составе азота 51 — 62, УВГ 36-48, тяжелых углеводородов 0,8 — 1,1, углекислого газа 0,1 — 0,4, водорода до 0,5, гелия 0,06 — 0,08 %. На долю тяжелых гомологов УВГ приходится 1,6 — 2,2 % (отн.). Распределение углеводородно-азотных и азотно-углеводородных газов в разрезе характеризуется вертикальной газогидрохимической зональностью. Повышенные содержания азота в подземных рассолах отражают неблагоприятные условия их изоляции до эпохи похолодания верхних водосодержащих отложений и характеризуют привнос газов воздушного происхождения с метеогенными водами в пределах зоны активного водообмена.

Состав и концентрация основных природных газов ниже яруса ММП в алмазных месторождениях Западной Якутии

Трубка	Горизонт, зона, глубина, м	Газоносность		
		Состояние газов	Состав основных газов, %	Содержание газов, $м^3/м^3$
Мир, Интернациональная	Подмерзлотный водоносный комплекс; 360…500	Растворенные	H_2S = 0,8 ÷ 1,0 CH_4 = 45 ÷ 55 N_2 = 35 ÷ 45	0,1 — 0,25
	Нефте- и водонасыщенные зоны и пласты галогенных и подсолевых пород; 550…700; 860…1130; 1200…1300	Свободные, сорбированные нефтью, растворенные	CH_4 = 75 ÷ 85 ТУ* = 8 ÷ 12 H_2 = 0 ÷ 6 N_2 = 2 ÷ 10	0,3 — 2,66
Айхал	Подмерзлотные водоносные горизонты; 235…485; 505…605; 685…950	Свободные, растворенные в водах	CH_4 = 40 ÷ 60 N_2 = 30 ÷ 40	0,12 — 0,27
	Нефтеносные пропластки; 570…590	Сорбированные нефтью, свободные	CH_4 = 70 ÷ 80 N_2 = 15 ÷ 30	0,2 — 0,3
Удачная	Подмерзлотные водоносные комплексы; 90…350; 530…600; 640…1060; 1100…1400	Растворенные, свободные, сорбированные	CH_4 = 75 ÷ 95 ТУ = 1,9 ÷ 10,0 H_2 = 0 ÷ 8,0 N_2 = 2 ÷ 62	0,1 — 1,2
	Нефтеносные пропластки, 250…730; 810…1430	Сорбированные нефтью, свободные	CH_4 = 70 ÷ 85 ТУ = 15 ÷ 30	0,1 — 2,0

* ТУ — тяжелые углеводороды.

Подмерзлотные воды (криопэги) характеризуются повсеместной газонасыщенностью с наибольшим распространением в них УВГ. Вблизи трубки Удачной, начиная с верхнекембрийского водоносного комплекса и ниже, распространенные рассолы насыщены данным типом газовых эманаций с содержаниями до 1,2 м^3/м^3 (рис. 1). Доля метана в них составляет 75 — 95 %; концентрации тяжелых углеводородов (ТУ) возрастают до 1,9 — 10,0; содержание азота падает до 2 — 10; углекислого газа <2,8; водорода 0,1 — 8,0; гелия 0,2 %. Суммарное содержание сорбированных и свободных газов в породах месторождения варьирует от несколько десятков до 7000 см^3/кг. Содержания УВГ во вмещающих отложениях, как по сорбированным, так и по сво-

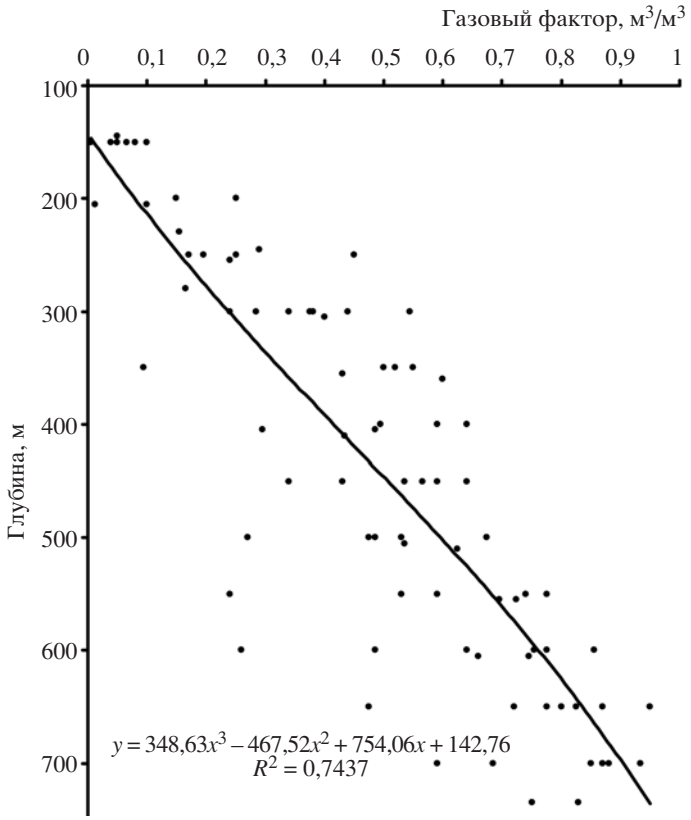


Рис. 1. Газонасыщенность подземных вод с глубиной по трубке Удачной

бодным компонентам, изменяются в широких пределах — от десятых долей до нескольких сотен см^3/кг породы. Распределение УВГ по разрезу носит неравномерный характер, что обусловлено литологическими особенностями и физическими свойствами пород, а также степенью их нефтенасыщенности (рис. 2). Наибо-

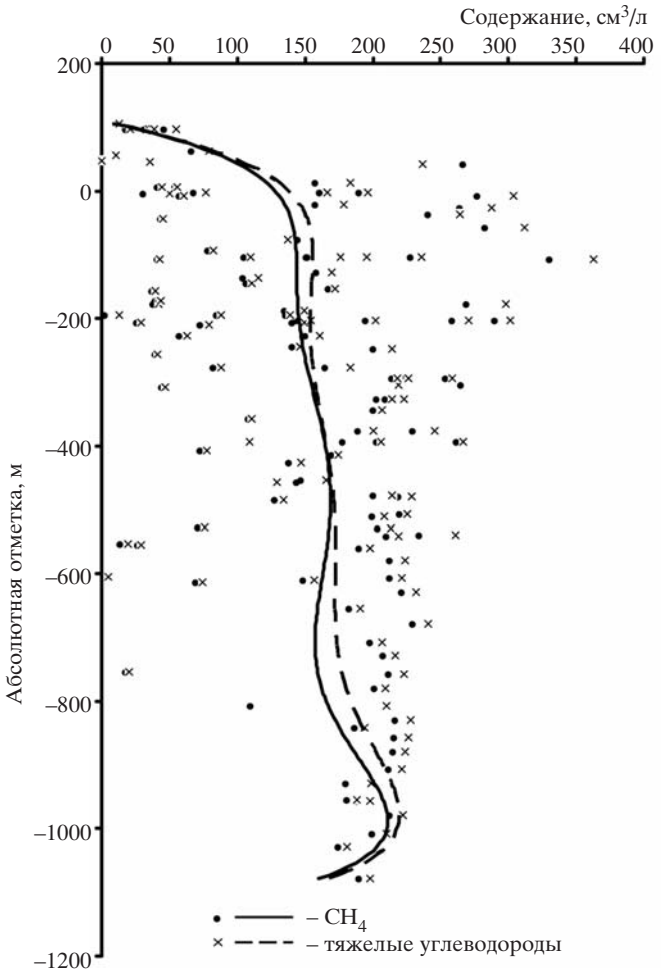


Рис. 2. Содержание CH_4 и ТУ в водорастворенных газах с глубиной по трубке Удачной

лее высокие концентрации УВГ (500 — 900 см^3/кг) и газонасыщенность пород отмечается в интервале 550 — 920 м.

В кимберлитах разных месторождений спонтанные выделения УВГ приурочены к эндогенной трещиноватости разломных зон, контактам разных типов и газовым ловушкам в рудных телах. Помимо рассмотренных общих закономерностей, величина газонасыщенности отдельных проницаемых участков массивов пород тесно связана с разрывными дислокациями, то есть с возможностью миграции газов из глубинных интервалов прилегающего подземного пространства. Это наглядно подтверждается спонтанными газовыми выделениями при вскрытии кимберлитоконтролирующих и приконтактовых зон рудных тел с вмещающими породами.

Присутствие метана и его тяжелых гомологов — результат миграции газовых компонентов с глубоких горизонтов разреза, а его состав типичен для газов платформ. Миграция углеводородов в кимберлитовых трубках происходила снизу вверх фильтрационным способом по микротрещинам и зонам тектонических нарушений. В данном случае при движении смеси углеводородов происходит процесс хроматографической дифференциации, в результате которой осуществляется обогащение мигрирующего газа легкокипящими компонентами. Изучение изотопного состава углерода метана дает возможность проследить закономерности его изменения и сделать выводы об условиях его генерации. Изотопный состав углерода метана (δ^{13}C) в кимберлитовых трубках и вмещающих карбонатных породах варьируется от –48,2 до –20,7 ‰ [3]. Как показали многочисленные исследования, контрастность кинетического изотопного эффекта и его зависимость от температуры значительно смазаны и прослеживается лишь общая тенденция утяжеления изотопного состава углерода метана с глубиной. Согласно зональности метанообразования и в силу специфических условий осадконакопления толщ разреза, верхняя зона газообразования (биохимическая) в регионе отсутствует.

Анализ полученных данных изотопных исследований показывает, что среди всех исследованных газов Якутской алмазоносной провинции [2 — 4] выделяются две группы. Первая — группа термокаталитической генерации углеводородов соответствует интервалу значений δ^{13}C от –48,2 до –35,2 ‰. Газы второй группы отличаются более высоким содержанием тяжелого изотопа углерода (δ^{13}C) в метане от –33,9 до –20,7 ‰. При

этом объем проб второй группы составляет 66,7 % всего объема опробований на изотопию. Очевидно, что метан второй группы образовался на глубинах более 10 км, отвечающих интервалам высоких температур, то есть области глубокого синтеза метана.

Источником CH_4 первой группы является зона каталитической генерации углеводородов (глубина 2,5 — 3,0 км), в которой изотопный состав газа отражает суммарный эффект каталитической зоны и глубинного синтеза. В этой же зоне происходит образование и тяжелых углеводородов, $\delta^{13}C$ которых составляет –40,0±0,2 ‰. На рис. 3, 4 приведены гистограммы распределения изотопа углерода в газах кимберлитовых трубок Далдыно-Алакитского и Мало-Ботуобинского районов, нефтегазовых, газовых и газоконденсатных месторождениях Западной Якутии. В целом газы и битуминоиды, содержащиеся в подземных водах и осадочных породах региона, по своей природе в большей мере являются продуктами преобразования органического вещества (ОВ). С юга на север провинции увеличивается объем содержаний газов глубинного генезиса и, соответственно, уменьшается термокаталитическая (нефтяной) часть объемов отобранных проб. Наиболее высокие значения $\delta^{13}C$ (до –20,7 ‰) фиксируются в растворенных газах трубки Удачной. Следует подчеркнуть, что чем выше изотопный показатель углерода, тем больше интенсивность вертикальной миграции углеводородов (в первую очередь метана) для региона. Это еще одно убедительное доказательство того, что кимберлитовые трубки являются своеобразным гидрогеологическим «окном» для гидравлической связи между различными интервалами пород осадочного чехла. Если сравнить отдельно изотопные показатели газов алмазных месторождений провинции, то можно заметить, что интенсивность миграционных процессов в разрезе Далдыно-Алакитского района значительно выше, нежели в Мало-Ботуобинском районе.

Азот является постоянным компонентом газовой смеси с содержаниями до 90 — 99 % (абс). Считалось, что основное количество азота имеет воздушное происхождение. Действительно, часть азота попала в верхнюю часть земной коры до периодов похолодания через подземные воды зон интенсивного водообмена. Последующие повторяющиеся периоды понижения температур способствовали консервации части газов в верхних этажах криолитозоны. В то же время существуют дан-

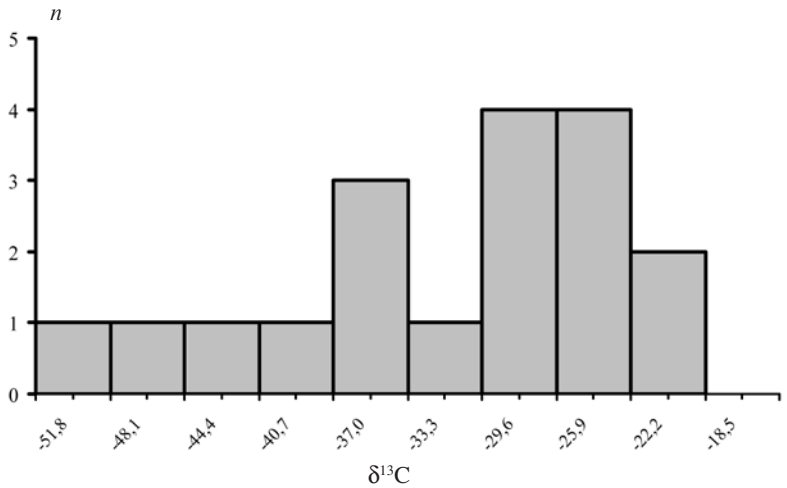


Рис. 3. Гистограмма распределения изотопа углерода в кимберлитовых трубках Западной Якутии

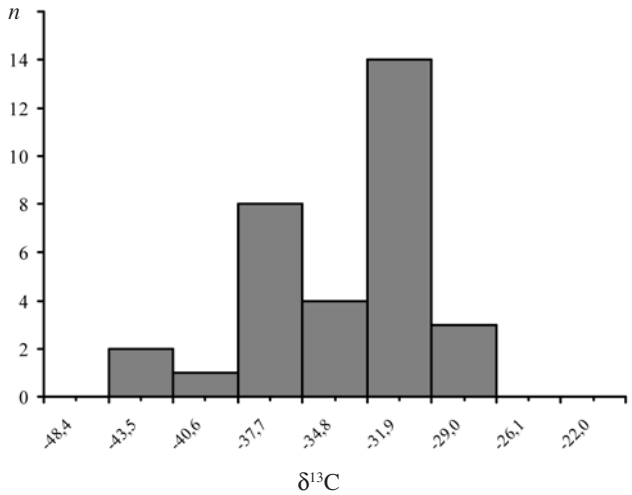


Рис. 4. Гистограмма распределения изотопа углерода в газовых, газоконденсатных и нефтегазовых месторождениях Западной Якутии

ные о том, что азот, содержащийся в закрытых порах и полостях изверженных пород, сингенетичен и имеет глубинный генезис. По данным К.К. Макарова (1969), азот, содержащийся в газах трубки Удачной, на 93 % по аргон-азотному коэффициенту «безвоздушный» [7]. Это позволило увязать его образование с разрушением азотсодержащих компонентов нефти в гипергенной зоне.

Изучение природной газоносности алмазоносных трубок Западной Якутии показало, что в составе компонентов газовой смеси всех форм нахождения постоянно присутствует водород. В кимберлитах выделяется две его генерации — эпигенетическая и сингенетическая. Образование водорода на больших глубинах или в магматических очагах обусловлено различными реакциями, в которых наибольшее значение отводится воде, выступающей в роли донора. При окислении закисного железа, углерода, окиси углерода или углеводородов происходит восстановление водорода. Образование свободного и растворенного водорода также связывается с воздействием магматического расплава на ОВ осадочных толщ чехла, электрохимическими реакциями или бактериальным брожением нефти.

Внутри и вблизи рудных тел разные формы нахождения водорода сопряжены со значительными изменениями кимберлита в процессе карбонатизации и серпентинизации. Данное генетическое представление об этом компоненте вполне увязывается с временной этапностью внедрения кимберлитовых расплавов, в частности по трубке Удачная-Восточная. Здесь ураганные содержания водорода приурочены к последней фазе внедрения кимберлитов, которой свойственны несерпентинизированные разности пород с натровыми карбонатами поздней гидротермально-метасоматической стадии становления [6]. Сорбированные (кимберлитов) и свободные газовые эманации в замкнутых коллекторах этой части рудного тела с неизмененным оливином можно рассматривать как сингенетичные, то есть образованные совместно с длительным формированием трубок в процессе многофазного внедрения кимберлитового расплава на месторождении. Изотопный состав углерода метана спонтанного выделения из этого участка трубки колебался от –2,04 до –2,44 ‰, что свидетельствует об его эндогенной природе. При рассмотрении состава газов серпентинизированных кимберлитов можно отметить совершенно иную

картину. В породах трубки Удачная-Западная до глубины 750 м содержание водорода не превышает 0,15 % и только ниже повышается до 0,86 %.

Концентрации водорода в подземных водах вблизи месторождений, как и для нефтегазовых бассейнов, характеризуются своей полигенностью. Повышенные и ураганные содержания этого компонента (10,3 — 37,5 %, объемных) в газовой составляющей рассолов отмечены в пределах наиболее водообильных зон, приуроченных к тектоническим структурам. По разломным дислокациям наблюдается тенденция увеличения содержания водорода с глубиной, что указывает на глубинную природу происхождения этого газообразного компонента и возможность его миграции по разрывным нарушениям в верхние интервалы разреза.

Углекислый газ распространен достаточно широко на всех алмазных месторождениях провинции. Наиболее высокие его концентрации фиксируются в разных интервалах разрезов, в частности, в зонах контактов кимберлитов разных фаз внедрения и с вмещающими осадочными породами, а также в толще ММП. В.А. Ивановым (1988) выделены следующие генетические его разновидности:

• Углекислый газ, образованный в результате окисления органического вещества кислородом воздуха. Этот процесс происходит повсеместно и в значительных масштабах в зоне интенсивного водообмена до периодов похолоданий, то есть в интервалах ММП. Выделяется генетическая группа карбонатов, образовавшихся при участии углекислоты окисленного органического вещества карбонатных образований ($\delta^{13}C$ менее 10 ‰).

• Углекислый газ, образованный в результате разложения карбонатных отложений от температурного воздействия кимберлитового расплава при внедрении. Процессы метаморфизма — гидротермального и автометаморфизма — характеризуются $\delta^{13}C$ от –5 до 0 ‰ и наследуют изотопный состав углерода исходных пород.

• Некоторое количество углекислого газа было привнесено исходными кимберлитовыми расплавами из магматического очага. $\delta^{13}C$ кальцита из карбонатного цемента кимберлита трубки Удачной, определенный В.А. Бобровым (1991), составляет 6,8 ‰ и близок к изотопному составу углерода алмаза [7]. Это указывает на генетическую связь этих углеродсодержащих

форм. Все рассмотренные пути образования CO_2 не исключают друг друга, а лишь отражают все многообразие его происхождения в природе.

Таким образом, отслеженные геохимические особенности природных газов алмазных месторождений позволяют выделить как общие черты их распространения, так и различия в составе и их концентрациях, что особенно актуально при строительстве и эксплуатации подземных рудников АК «АЛРОСА».

Литература

1. *Дроздов А.В.* Влияние природной газоносности трубки «Удачной» на ход строительства крупнейшего алмазного рудника / А.В. Дроздов // Горный журн. — 2009. — № 6. — С. 71 — 74.

2. *Косолопов А.И.* Геохимические исследования природных вод и газов Западной Якутии / А.И. Косолапов. — М.: Изд-во АН СССР, 1963. — 207 с.

3. Изотопный состав углерода битумных и газовых проявлений в кимберлитовых телах / А.И. Кравцов и др. // Всесоюз. симпоз. по стаб. изотопам в геохимии, VII.: сб. тр. — М., 1978. — С. 252 — 254.

4. Геохимическая характеристика газов и нефтей Ботуобинского района Якутии / Е.И. Бодунов др. / / Геология нефти и газа. — 1981. — № 8. — С. 20 — 28.

5. Геология, гидрогеология и геохимия нефти и газа южного склона Анабарской антиклизы / Е.И. Бодунов и др. — Якутск: Изд. ЯФ СО АН СССР, 1986. — 176 с.

6. Особенности гидрогеологического строения и гидрохимической зональности кимберлитовой трубки «Удачная» / А.В. Дроздов и др. // Комплексные мерзлотно-гидрогеологические исследования. — Якутск: ИМ СО АН СССР, 1989. — С. 145 — 155.

7. *Дроздов А.В.* Криогидрогеология алмазных месторождений Западной Якутии / А.В. Дроздов, Н.А. Иост, В.В. Лобанов — Иркутск: Изд-во ИГТУ, 2008. — 507 с.

8. Особенности обеспечения газобезопасности при освоении глубоких горизонтов алмазных месторождений Якутии / Н.Г. Матвиенко и др. // Горный информационно-аналитический бюл. — 2000. — № 7. — С. 14 — 19.

УДК 553.001.33

ОСОБЕННОСТИ ГОСУДАРСТВЕННОЙ КАДАСТРОВОЙ ОЦЕНКИ ЗЕМЕЛЬ НАСЕЛЕННЫХ ПУНКТОВ, ТЕРРИТОРИАЛЬНО ВЗАИМОСВЯЗАННЫХ С РАЗРАБОТКОЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Ю.Ю. Храмцова

Месторождение полезного ископаемого — скопление минерального вещества на поверхности или в недрах Земли в результате тех или иных геологических процессов, по количеству, качеству и условиям залегания пригодного для промышленного использования [1]. В основу промышленной классификации месторождений положены свойства полезных ископаемых и области их применения. Эта классификация возникла с началом использования человеком минерального сырья и совершенствовалась по мере вовлечения в сферу его деятельности все новых и новых полезных ископаемых. В настоящее время выделяются три промышленных типа месторождений полезных ископаемых (П.М. Татаринов, А.Г. Бетехтин, 1964): 1 — горючие, 2 — металлические, 3 — неметаллические. Каждый тип в свою очередь делится на группы минерального сырья, обладающие каким-либо общим свойством, а последние подразделяются на виды полезных ископаемых (см. таблицу) [2].

Месторождения неметаллических полезных ископаемых широко распространены в Свердловской области. Промышленное значение имеют месторождения вермикулита, различных видов асбеста, талька, магнезита, графита, абразивного сырья, кварца, драгоценных, полудрагоценных и поделочных камней [3].

Малышевский городской округ находится на юге Свердловской области, северо-западнее г. Асбеста, в 108 км от областного центра. Рабочий поселок Малышева образовался как единое муниципальное образование в 1996 г. и теперь наделен статусом городского округа. Датой возникновения первого поселения, на базе которого впоследствии вырос поселок Малышева, можно считать 1833 г., когда крестьянами Карелиным и Голендухиным был открыт Мариинский прииск (Малышевское месторождение изумрудов). Добыча этого самоцвета превратила территорию современного округа в уральские «изумрудные копи» и определила его инфраструктуру. Во время существования Малышевского рудоуправления его предприятия обеспечивали оборон-

Промышленная классификация месторождений полезных ископаемых (по П.М. Татаринову, А.Г. Бетехтину, с упрощениями)

Промышленный тип	Группа	Вид
Горючие	Твердые	Уголь, торф
	Жидкие и газообразные	Нефть, газ
Металлические	Черные металлы	Железо, титан, хром, марганец
	Цветные металлы	Медь, цинк, свинец, никель, кобальт, алюминий
	Благородные металлы	Золото, серебро, металлы платиновой группы
	Редкие металлы	Вольфрам, молибден, олово, ниобий, тантал
	Радиоактивные элементы	Уран, радий, торий
Неметаллические	Горнорудное сырье	Хризотил-асбест, тальк, магнезит, слюда, графит, известняк и доломит, формовочные и стекольные пески, каолины и огнеупорные глины
	Химическое сырье	Минеральные соли, барит, фосфорит, флюорит
	Строительные материалы	Цементное сырье, гипс и ангидрит, мрамор, облицовочные и строительные камни, песок и гравий, глины
	Самоцветные камни	Драгоценные и поделочные камни

Примечание. Важными полезными ископаемыми являются также пресные и минеральные воды.

ную промышленность бериллием, танталом и ураном. В этот период были построены уникальные карьеры и подземный рудник, фабрики по комплексному обогащению редкометалльных и изумрудных руд, освоена добыча урана методом подземного выщелачивания. Малышевское изумрудно-бериллиевое месторождение разрабатывалось до 1994 г. В 1997 г. с целью возобновления эксплуатации месторождения создано ЗАО «Зелен Камень», в феврале 1999 г. ставшее обладателем лицензии на право пользования недрами Малышевского изумрудно-бериллиевого месторождения. ЗАО «Зелен — камень» производит добычу и переработку драгоценных и полудрагоценных камней из ранее накопленных и приобретенных отходов, предоставляет услуги сторонним организациям по взвешиванию грузов, реализует хвосты обогащения. В 2004 г. на предприятие привлечен новый инвестор — корпорация «Царь Эмеральд Корпорэйшн» (Канада). Благодаря поддержке правительства Свердловской области, на руднике начались ремонтно-восстановительные работы. Как считают специалисты Министерства промышленности, энергетики и науки Свердловской области, шахтный комплекс Малышевского изумрудно-бериллиевого месторождения удалось восстановить в короткие сроки [5].

Использование земли в Российской Федерации является платным, формы платы — земельный налог и арендная плата. В целях налогообложения и в иных случаях, предусмотренных Земельным кодексом, устанавливается кадастровая стоимость земельного участка в результате государственной кадастровой оценки земель (ГКОЗ). Работы по государственной кадастровой оценке земель проводятся на основании Постановления Правительства Российской Федерации от 25.09.99 г. № 945 «О ГКОЗ», Постановления Правительства Российской Федерации от 8 апреля 2000 г. № 316 «Об утверждении Правил проведения ГКОЗ» [6, 7].

ГКОЗ проводится для определения кадастровой стоимости земельных участков (ЗУ) различного целевого назначения. При ГКОЗ принимаются во внимание сервитуты, а также иные ограничения (обременения) прав пользования землей, установленные в законодательном, административном и судебном порядке.

ГКОЗ основывается на классификации земель по целевому назначению и виду функционального использования. ГКОЗ городских и сельских поселений осуществляется на основании статистического анализа рыночных цен и иной информации об объ-

ектах недвижимости, а также иных методов массовой оценки недвижимости. В процессе ГКОЗ проводится оценочное зонирование территории. Оценочной зоной признается часть земель, однородных по целевому назначению, виду функционального использования и близких по значению кадастровой стоимости ЗУ.

В зависимости от территориальной величины оценочных зон их границы совмещаются с границами ЗУ с учетом сложившейся застройки и землепользования, размещения линейных объектов (улиц, дорог, рек, водотоков, путепроводов, железных дорог и др.), а также границами кадастровых районов или кадастровых кварталов. По результатам оценочного зонирования составляется карта (схема) оценочных зон и устанавливается кадастровая стоимость единицы площади в границах этих зон.

ГКОЗ проводится с учетом данных земельного, градостроительного, лесного, водного и других кадастров. Результаты ГКОЗ вносятся в государственный земельный кадастр.

Согласно Методике ГКОЗ поселений от 17 октября 2002 г. № П/337, работы по землям населенных пунктов осуществлялись по двум технологическим линиям (ТЛ): по первой ТЛ проводился расчет кадастровой стоимости ЗУ в населенных пунктах с численностью населения свыше 10 000 человек (города), по второй ТЛ — менее 10 000 человек (малые города и поселки, сельские поселения). Кадастровая стоимость определялась для каждого из следующих 14 видов функционального использования земель:

— земли под жилыми домами многоэтажной и повышенной этажности застройки;

— земли под домами индивидуальной жилой застройки;

— земли дачных и садоводческих объединений граждан;

— земли гаражей и автостоянок;

— земли под объектами торговли, общественного питания, бытового обслуживания, автозаправочными и газонаполнительными станциями, предприятиями автосервиса;

— земли учреждений и организаций народного образования, земли под объектами здравоохранения и социального обеспечения физической культуры и спорта, культуры и искусства, религиозными объектами;

— земли под промышленными объектами, объектами коммунального хозяйства;

— земли под административно-управленческими и общественными объектами и земли предприятий, организаций, учреж-

дений финансирования, кредитования, страхования и пенсионного обеспечения;

— земли под военными объектами;

— земли под объектами оздоровительного и рекреационного назначения;

— земли сельскохозяйственного использования;

— земли под лесами в поселениях, под древесно-кустарниковой растительностью, не входящей в лесной фонд;

— земли под обособленными водными объектами;

— прочие земли поселений.

Существующая Методика ГКОЗ поселений, позволяет определить удельные показатели кадастровой стоимости земель поселений в целом и по кадастровым кварталам в составе поселений по видам функционального использования земель [8].

Первый этап ГКОЗ Свердловской области был проведен в 2001 — 2005 гг. Результаты ГКОЗ населенных пунктов согласованы в Росземкадастре 03.12.2002 года № НК/1756 и утверждены главой администрации области 10 февраля 2003 г. № 27. На основании утвержденных результатов ГКОЗ в 2004 — 2005 гг. Управлением Роснедвижимости по Свердловской области была организована работа по определению кадастровой стоимости каждого стоящего на государственном учете ЗУ.[1] В целях организации работ по кадастровой оценке земель на территории Свердловской области Правительством Свердловской области принято постановление от 30 мая 2007 г. № 480-ПП «Об организации работ по актуализации ГКОЗ на территории Свердловской области». В 2007 — 2008 гг. проводились работы по актуализации государственной кадастровой стоимости земель населенных пунктов [9].

Работы проводятся в соответствии с едиными для РФ методическими и нормативно-техническими документами — Приказ Минэкономразвития РФ от 15.02.2007 г. № 39 «Об утверждении Методических указаний по ГКОЗ населенных пунктов».

Кадастровая стоимость определяется для каждого из следующих 16 видов разрешенного использования земельных участков в составе земель населенных пунктов, предназначенные для размещения:

— домов многоэтажной жилой застройки;

— домов индивидуальной жилой застройки;

---

[1] Государственная кадастровая оценка земель проводится не реже одного раза в 5 лет и не чаще одного раза в 3 года.

— дачных и садоводческих, огороднических объединений;

— гаражей и автостоянок;

— под объектами торговли, общественного питания и бытового обслуживания;

— гостиниц; (добавилось);

— административных и офисных зданий, объектов образования, науки, здравоохранения и социального обеспечения физической культуры и спорта, культуры, искусства, религии; (объединили, ранее было 2 вида);

— производственных и административных зданий, строений, сооружений промышленности, коммунального хозяйства, материально-технического, продовольственного снабжения, сбыта и заготовок;

— электростанций, обслуживающих их сооружений и объектов; (добавилось);

— портов, водных, железнодорожных вокзалов, автодорожных вокзалов, аэродромов, аэровокзалов;

— объектов оздоровительного и лечебно-рекреационного назначения;

— сельскохозяйственного использования;

— занятые особо охраняемыми территориями и объектами, городскими лесами, скверами, парками, городскими садами;

— водными объектами, находящимися в обороте;

— разработки полезных ископаемых, размещения железнодорожных путей, автомобильных дорог, искусственно созданных внутренних водных путей, трубопроводов, военных объектов и т. д.; (добавилось);

— улиц, проспектов и т. д., земельные участки резерва; ЗУ, занятые водными объектами, изъятыми из оборота или ограниченными в обороте; ЗУ под полосами отвода водоемов, каналов и коллекторов, набережные.

Методические указания предназначены для определения кадастровой стоимости земельных участков в границах городских и сельских поселений и базируется на статистическом анализе рыночных цен, иной информации об объектах недвижимости и на адаптированных для российской практики подходах и методах массовой оценки недвижимости.

Кадастровая стоимость земельных участков определяется с учетом:

— уровня рыночных цен, ставок арендной платы за земельные участки в границах поселений (принимая во внимание как

застроенные, так и незастроенные земельные участки) и иной информации об объектах недвижимости;

— площади земельного участка;

— вида территориальной зоны и вида функционального (разрешенного) использования земельного участка;

— факторов местоположения и окружающей среды.

Методические указания позволяют определить удельные показатели кадастровой стоимости земель поселений в целом и кадастровых кварталов в составе поселений по видам функционального использования земель. Удельные показатели кадастровой стоимости земель служат основой для расчета кадастровой стоимости земельных участков.

Особенности расчета кадастровой стоимости ЗУ в составе земель населенных пунктов: 1) построения статистических моделей (определение состава факторов стоимости ЗУ в составе земель населенных пунктов, сбор сведений о значениях таких факторов, группировка земель, сбор рыночной информации о ЗУ и иных объектах недвижимости). Состав факторов стоимости (оказывающих существенное влияние на стоимость) определяется для каждого вида разрешенного использования ЗУ в составе земель населенных пунктов; 2) индивидуальной оценки их рыночной стоимости; 3) определение соотношения между средними значениями удельных показателей кадастровой стоимости ЗУ, определение удельных показателей кадастровой стоимости ЗУ. По результатам расчетов устанавливается кадастровая стоимость ЗУ того вида разрешенного использования ЗУ, для которого указанное значение наибольшее [10].

В период между этапами земельно-оценочных работ кадастровая стоимость ЗУ рассчитывается в соответствии с «Методическими указаниями по определению кадастровой стоимости вновь образуемых ЗУ и существующих ЗУ в случаях изменения категории земель, вида разрешенного использования или уточнения площади ЗУ», утвержденными Приказом Минэкономразвития от 12.08.2006 № 222 [11].

В соответствии с Постановлением Правительства РФ от 07.02.2008 № 52 «О порядке доведения кадастровой стоимости земельных участков до сведения налогоплательщиков» сведения о кадастровой стоимости ЗУ в виде кадастрового номера объекта недвижимости и его кадастровой стоимости предоставляются бесплатно [12].

Организация проведения государственной кадастровой оценки земель осуществляется Федеральным агентством кадастра объектов недвижимости и его территориальными органами. Для проведения указанных работ привлекаются оценщики или юридические лица, имеющие право на заключение договора об оценке.

Учитывая особенности поселка городского типа Малышева (численность постоянного населения 10,1 тыс. человек, градообразующие предприятия), отметим, что кадастровая оценка стоимости земли имеет мало общего с реальной рыночной ценой земельных участков, особенно в городах, пригородных зонах и поселках городского типа, то есть именно там, где расположены промышленные предприятия [13]. Соотношение спроса и предложения на этих территориях существенно зависит от масштабов жилищного строительства, развития коммунальной и транспортной инфраструктуры, экологической обстановки, оценки населением социально-бытовой престижности конкретной территории. Кадастровая оценка, естественно, не в состоянии отследить эти и другие факторы, определяющие изменчивость рынка. Поэтому и ставки земельного налога, отталкивающиеся от кадастровых оценок, имеют весьма условный характер. При этом надо понимать, что ГКОЗ поселений была проведена в 2002 — 2003 гг., статистическая база для ее определения была значительно беднее, чем при проведении ГКОЗ населенных пунктов. Как при ГКОЗП, так и при расчетах ГКОЗ населенных пунктов использовались любые косвенные методы — реальная база расчетов отсутствовала.

Отчеты о проведении ГКОЗ населенных пунктов также имеют свои недостатки: практически ни в одном регионе не выдерживаются нормативные требования по составу членов экспертных комиссий, заполняющих анкеты для расчетов ГКОЗП; за базу расчетов редко принимается стоимость земельных участков под каким-либо разрешенным использованием — чаще всего имеется статистика о продаже жилой недвижимости в многоэтажной жилой застройке, либо цена продажи гаражей, либо цена продажи АЗС. Переход к стоимости земельных участков под ними производится самыми невероятными методами. Наиболее сложным является переход от стоимости земельных участков в том функциональном назначении, по которому имеется хоть какая-нибудь рыночная информация, к стоимости земельного участка в другом функциональном назначении — от земель МЖЗ к

землям под коммерческую и промышленную недвижимость. Какие коэффициенты закладываются, почему они именно такие — объяснений нет. Предполагалось, что кадастровая стоимость земельных участков должна быть тесно связана с рыночной. В соответствии со ст. 66 Земельного кодекса РФ, «в случаях определения рыночной стоимости земельного участка кадастровая стоимость земельного участка устанавливается в процентах от его рыночной стоимости» [14].

Все перечисленные выше факторы делают кадастровую оценку весьма отдаленной от реальных цен на земельные участки. Часто кадастровая стоимость, рассчитанная в 2002 г., в 5 — 6 раз превышает рыночную стоимость этих участков в 2006 г. Особенно четко это видно при приобретении земельных участков на аукционах. Установленная аукционом величина — это рыночная оценка, полученная на открытом соревновании инвесторов — была ниже кадастровой оценки.

Все это говорит о необходимости совершенствования методик оценки кадастровой стоимости, совершенствования практики таких расчетов и отработки механизма досудебного обжалования и пересмотра кадастровой стоимости земельных участков.

Это становится особо актуальным в условиях перехода к оценке выкупа стоимости земельных участков под коммерческую недвижимость и промышленные предприятия в процентах от кадастровой стоимости. Как база выкупной стоимости кадастровая оценка приобретает важное значение для экономики предприятий, и объективность и экономическая обоснованность расчетов кадастровой стоимости получает еще большее значение.

Литература

1. http://ru.wikipedia.org.
2. http://www.igg.uran.ru.
3. http://sverdl-invest.midural.ru.
4. Об установлении границ муниципального образования р.п. Малышева и наделении его статусом городского округа: Закон Свердловской области от 12.10.2004 г. № 98-ОЗ.
5. http://mpr.midural.ru.
6. О ГКОЗ: Постановление Правительства Российской Федерации от 25.09.99 г. № 945.
7. Об утверждении Правил проведения ГКОЗ: Постановление Правительства Российской Федерации от 8 апреля 2000 г. № 316.
8. Об утверждении Методики ГКОЗ поселений: Приказ Росземкадастра от 17.10.2002 г. № П/337.

9. Об организации работ по актуализации ГКОЗ на территории Свердловской области: Постановление Правительства Свердловской области от 30 мая 2007 г. № 480-ПП.

10. Об утверждении Методических указаний по ГКОЗ населенных пунктов: Приказ Минэкономразвития РФ от 15.02.2007 г. № 39.

11. Методическими указаниями по определению кадастровой стоимости вновь образуемых ЗУ и существующих ЗУ в случаях изменения категории земель, вида разрешенного использования или уточнения площади ЗУ: Приказ Минэкономразвития от 12.08.2006 № 222.

12. О порядке доведения кадастровой стоимости земельных участков до сведения налогоплательщиков: Постановление Правительства РФ от 07.02.2008 № 52.

13. Земельный кодекс Российской Федерации от 25.10.2001 № 136-ФЗ.

УДК 622.014.3:553.042.004.14

ОЦЕНКА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗЕМЕЛЬ ПРИ ОСВОЕНИИ ГЕОРЕСУРСОВ ПРЕДПРИЯТИЯМИ УРАЛА

Г.М. Чайкина, Н.Ю. Антонинова

Урал — горная система, кладовая невозобновимых природных ресурсов, обладает минеральными, углеводородными и нерудными полезными ископаемыми. По запасам отдельных видов минеральных ресурсов (медных руд, асбеста, калийных солей) Урал занимает ведущее место в мире. Топливные ресурсы представлены нефтью, природным газом, углем, горючими сланцами, торфом. Месторождения нефти сосредоточены в основном в ЯНАО, ХМАО, Башкортостане и Оренбургской области, природного газа — в ЯНАО, Оренбургском газоконденсатном месторождении — крупнейшем в европейской части страны. Месторождения железных руд и руд цветных металлов, сконцентрированных в основном в пределах Уральских гор, разрабатываются по технологиям добычи основного вида сырья четвертое столетие. Углеводородное сырье добывается с XX века в районах Северного, Приполярного и Полярного Урала.

Руды цветных и черных металлов Урала, месторождения углеводородного сырья, как правило, многокомпонентные, что требует их комплексной переработки с последующей утилизацией отходов. Проблемы комплексного освоения месторождений Урала, представленных рудами сложного вещественного состава, являются весьма актуальными для действующих и перспек-

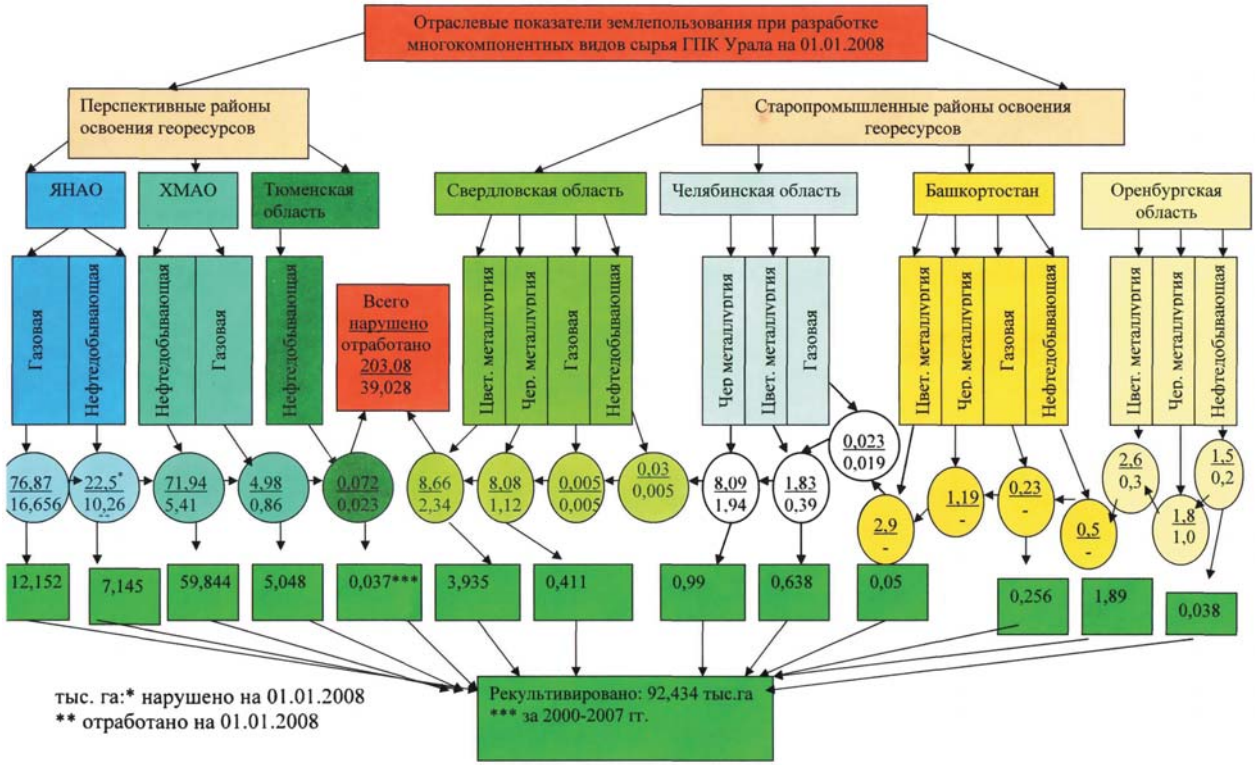
тивных горных предприятий. Решение этих проблем способствует расширению минерально-сырьевой базы горнодобывающих регионов и отдельных предприятий, повышению их эффективности и конкурентоспособности на мировом рынке сырья.

Нарушение земной поверхности — первый этап освоения любого месторождения. Степень нарушенности ландшафта в целом определяется технологиями добычи сырья. Оценка использования земель при освоении георесурсов предприятиями Урала является одним из важнейших аспектов природопользования (см. рисунок). При реализации концепции комплексного освоения месторождений горными предприятиями одновременно с добычей и переработкой полезных ископаемых из природных и техногенных месторождений будут решаться вопросы оптимального землепользования.

Общие тенденции процессов землепользования изучены по основным территориям Урала, объединенным в настоящее время в два административно-территориальных федеральных округа: 1) Уральский — с территориями ЯНАО, ХМАО, Свердловской, Тюменской, Челябинской и Курганской областями; 2) Приволжский — с Оренбургской областью и Башкортостаном. Эти территории имеют существенные различия не только по их зонально-географическим характеристикам и типам почвенного покрова, но и по запасам конкретных видов сырья, технологиям освоения и стадиям использования как природных, так и техногенных георесурсов.

Оценка показателей нарушения земель (см. таблицу) при освоении георесурсов свидетельствует о перемещении центра тяжести из районов Среднего и Южного Урала в северные территории — Полярный и Приполярный Урал. Основными объектами нарушений в Ямало-Ненецком и Ханты-Мансийском автономных округах — новых районах разработки полезных ископаемых являются территории разработки углеводородного сырья, строительства дорог и магистральных трубопроводов. Особенностью территорий Полярного и Приполярного Урала в перспективе будет возрастание нарушенных земель. Увеличение их возможно не только за счет строительства объектов горного производства, но и транспортных магистралей для доставки сырья до северных районов Свердловской области.

В старопромышленных районах Урала с разной степенью интенсивности нарушаются территории добычи твердых видов минеральных ресурсов. Это обуславливает возникновение раз-



Количественные показатели процесса землепользования в административно-территориальных единицах Урала при освоении георесурсов

Сводные показатели нарушения земель ГПК по исследуемым административно-территориальным единицам Урала

Отрасль промышленности	АО		Область					Республика
	ЯНАО	ХМАО	Свердловская	Челябинская	Тюменская	Курганская	Оренбургская[1]	Башкортостан[2]
Цветная металлургия	—	140 / 140	8659 / 3441	1828 / 172	—	—	2621 / 10	2880 / 919
Черная металлургия	—	—	8081 / 248	8092 / 142	—	—	1762 / —	1189 / —
Торфяная	—	—	1865 / 0	25 / —	1182 / 1	—	—	—
Промышленность стройматериалов	182* / 75**	—	6208 / 99	2205 / 189	289 / 28	303 / 8	2203 / 2	807 / 71
Электроэнергетика	4571 / 125	—	3532 / 54	1557 / —	216 / 216	— / 9	40 / —	78 / 13
Угольная	—	—	2104 / 16	3159 / 71	210 / 628	—	1244 / —	778 / —
Геологоразведка	8406 / 4635	10 551 / 16 048	87 / —	160 / 5	72 / 65	3 / 18	723 / —	11 / —
Нефтедобывающая	22 506 / 8860	71939 / 102331	30 / 0	—	2 / —	— / 2	1506 / 72	540 / 2028
Газовая	76 866 / 25 735	—	104 / —	23 / 4	—	— / 1	148 / —	—
Строительство ж.д.	371 / 84	846 / 1249	281 / 268	191 / 2	429 / 897	1 / —	230 / 6	67 / 74
Строительство автодорог	286 / 314	545 / 1428	78 / —	768 / 241	126 / 597	93 / 116	16 / —	445 / 60
Строительство магистралей нефтегазопроводов	5089 / 1672	4982 / 6120	5 / 0	248 / 70	— / 7	18 / 346	76 / 4	74 / 159
Всего по отраслям ГПК	118 277 / 35 820	89 003 / 127 316	31 034 / 4126	18 256 / 896	2526 / 2454	417 / 500	10 569 / 94	6959 / 3324
Всего по области, автономному округу	119 703 / 36 006	90 173 / 129 340	63 622 / 4624	26 310 / 1100	4548 / 2761	1004 / 619	12 714 / 803	16 283 / 3899

* Числитель — на 01.01.08, га **. Знаменатель — всего за 2000 — 2007 гг., га.
[1]Данные по Оренбургской области за 2005 — 2007 гг. [2] Данные по Башкортостану за 2006 — 2007 гг.

ных типов нарушений и требует разных технических решений для их восстановления. Также отмечено постепенное сокращение величины нарушенных земель за счет прекращения изъятия земель и возврата неиспользованных и рекультивированных в повторный народно-хозяйственный оборот.

Многоотраслевая экономика Свердловской области представлена комплексами предприятий, использующих земельные ресурсы. Интенсивность нарушений за анализируемый период снизилась и составила в среднем за год менее 600 га. Однако на балансе предприятий находится более 30 тыс. га нарушенных земель.

Нарушения земель ГПК в современных границах Тюменской области невелики.

Второй этап землепользования на предприятиях горнопромышленных комплексов определяется окончанием использования территории для горных работ с переходом нарушенных земель в категорию отработанных, подлежащих рекультивации.

Показатели рекультивации земель не позволяют с достаточной полнотой оценить ее экологическую значимость. Она зависит, в первую очередь, от направлений восстановления структуры нарушенных земель. Общим показателем для всех территорий является выполнение основных объемов рекультивации в целом по территориальному образованию предприятиями ГПК. Этот показатель составил в северных территориях от 80 до 93 %. В лесной зоне Свердловской области — 84, 5 %, в лесостепной — 72 %, и только в степной зоне — менее 70 %. В общей схеме нарушения — рекультивации земель особняком стоит Тюменская область, по которой, в связи с выделением территории ХМАО, все показатели резко снизились.

Проблема восстановления нарушенных земель решается индивидуально в зависимости от многих факторов, как технико-технологических, так и природных.

УДК 553.495

БИОИНДИКАЦИЯ ТЕХНОГЕННОГО ЗАГРЯЗНЕНИЯ ТАЕЖНО-МЕРЗЛОТНЫХ ЛАНДШАФТОВ НА ВИТИМСКОМ ПЛОСКОГОРЬЕ

С.Д. Ширапова, Е.М. Пыжикова, М.Г. Цыренова

Территория северо-востока Республики Бурятия стала подвергаться за последние 10 лет усиленно антропогенному воздействию вследствие разработки уранового месторождения, разлива кислоты, строительства дорог, использования тяжелой техники и вездеходов. Данная деятельность приводит к умеренному сокращению видового разнообразия, изменению численности видов, появлению широко распространенных видов и видов-агрессоров.

Горно-таежные экосистемы криолитозоны на плато базальтов, перекрывающих урановые тела, развиваются в условиях нормального природного радиационного фона, и растительность не имеет выраженных морфологических изменений и отклонений. Единственное отмеченное нами отличие связано с более крупными размерами растений, но это требует дополнительных исследований.

Методика исследований

Ландшафтно-геохимические исследования проведены на покровах базальтов и по водотокам, на полигоне подземного выщелачивания (ПВ), где формируется техногенное загрязнение радионуклидами. По ручью Дренажному на полигоне ПВ проведены режимные экологические наблюдения за динамикой развития техногенного потока в русловом потоке, донных осадках и растительности в течение 2000 — 2009 гг. Определены концентрации радионуклидов и типоморфных элементов на болоте — геохимическом барьере (рис. 1). Биогеохимическое опробование проведено по рекам Тетрах 1-й, Лев, Джилинда и их притокам и на полигоне ПВ для геохимической оценки водосборных площадей, выявления фоновых концентраций рудных элементов, геохимических аномалий в почвах, донных осадках, торфах и растительности. Большая заболоченность речных долин и наличие мохово-торфяного покрова, часто плохо выраженный русловой поток, теряющийся на болоте, затруднял отбор проб донных

Рис. 1. Пункты наблюдений на территории исследования

осадков однородного литологического и гранулометрического состава. Донные осадки подразделяются на минеральные и органоминеральные. Последние представляют собой торф с песчано-илистой составляющей, из которой выделялись минеральные и органогенные части.

Полевые исследования проводятся с 2000 по 2009 г. Они включают комплексное описание элементарных ландшафтов, составление геолого-геоморфологических профилей. За этот период отобрано и проанализировано более 1200 проб биогеохимических, литохимических, гидрохимических, донных осадков на площади 60 км^2 Хиагдинского месторождения урана, опытно-производственного участка — полигона подземного выщелачивания и ряда холодных минеральных источников.

При радиоэкологических исследованиях нами уделено внимание изучению концентрации радионуклидов в растениях таежно-мерзлотных ландшафтов плато базальтов урановых месторождений и проявлений, а также изучению техногенных потоков радионуклидов ([2, 3]. Экологическое состояние ландшафтов, экосистем и биоты наиболее надежно определяется уровнем содержания радионуклидов и тяжелых металлов в организме растений, животных, микроорганизмов и человека. Для исследования были опробованы почвы, мхи, лишайники, лесная подстилка деревьев, древесные (лиственница Гмелина, сосна обыкновенная, береза плосколистная), кустарниковые (береза кустарниковая, брусника, голубика обыкновенная и др.) и травянистые растения (осока мелкая, осока Шмидта, вейник Лангсдорффа).

Растительность района исследования

Растительность исследуемого района, по классификации В.Б. Сочавы (1978), относится к бореальному типу Арктической фратрии и Байкало-Джугджурской горно-таежной области Витимской таежно-плоскогорной провинции. На Амалатском плато базальтов, однородном по литологическому составу горных пород, в условиях криолитозоны пространственная дифференциация растительного покрова определяется рельефом, степенью увлажненности, близостью залегания мерзлоты и слабой экспозицией склонов.

На площади работ формируются таежные экосистемы плоских увалов плато базальтов и речных долин. Для первых характерны заболоченные лиственничные с подлеском ерника леса в

сочетании с верховыми травяно-моховыми болотами, озерами и ерниковыми увлажненными лугами на горных мерзлотно-таежных глеевых и мерзлотно-таежных поверхностно-ожелезненных почвах. Это умеренно теплые (1200 — 1400°), умеренно влажные (1,0 — 1,5) экосистемы на абсолютных высотах 1160 — 1250 м. Таежные экосистемы речных долин представлены лиственничными осоково-моховыми заболоченными лесами, а также осоковыми и вейниковыми сильно увлажненными лугами с ерниковыми и ивовыми зарослями на глееземах, торфянисто-перегнойных, болотных и лугово-болотных мерзлотных почвах. Экосистемы речных долин умеренно холодные (1000 — 1200 °С), влажные (1,3 — 1,8) на абсолютных высотах 1090 — 1160 м. Выделяются несколько типов лесов из лиственницы Гмелина: лиственничники ерниковые, багульниковые, рододендровые.

Небольшие площади на водоразделах занимают смешанные березово-лиственничные леса, основными деревообразующими породами которых являются береза плосколистная, осина, лиственница Гмелина. Подлесок образуют отдельные кусты душекии кустарниковой и рододендрона даурского. Травяной ярус представлен земляникой восточной, геранью луговой, осокой лесолюбивой и хвощом лесным.

В районе исследования широко распространены ерники сообщества с доминированием кустарниковых видов берез. В составе ерниковой растительности района выделены 4 группы ерников: кустарничковые, шмидтоосоковые, разнотравные, заболоченные зеленомошные.

Повсеместно распространены луга. Они приурочены к различным понижениям рельефа: озерным котловинам, распадкам, долинам рек, эрозионным ложбинам стока. Луга занимают освобожденные от леса равнинные участки водоразделов и пологие склоны. Основу травостоя лугов составляют злаки и осоки: лисохвост вздутый, полевица Триниуса, бекмания восточная, вейник Лангсдорфа, осоки Шмидта, прямоколосая, бледная и др., образуя чистые или смешанные травостои. Луговые сообщества характеризуются богатым видовым составом и полидоминантностью.

Прибрежная и водная растительность водораздельных озер богата и разнообразна. Берега оз. Хиагда пологие, окаймлены полосой заболоченного лиственничного леса с березой круглолистной в подлеске. Для озера характерно зарастание прибрежно-сплавинного типа с развитием бордюрной и зарослевой растительности.

Основными сплавинообразователями являются вейник краснеющий, сабельник болотный, спирея иволистная, ирис гладкий. Бордюрные заросли представлены манником трехцветным и осокой острой. Из растений-гидрофитов наиболее обильны рдесты (рдест пронзеннолистный и рдест сжатый), в мелководье встречаются шелковник водяной, уруть колосистая.

Таким образом, однообразие растительного покрова обусловлено суровыми климатическими условиями и монотонным рельефом района исследования. Изменения растительности происходят только в зависимости от изменений микроклиматических условий, характера грунтов, степени заболоченности, глубины залегания мерзлоты и антропогенной нагрузки.

Результаты исследований

Изучено накопление радионуклидов и редких элементов в некоторых видах растений таежных ландшафтов Витимского плоскогорья. Содержание урана в золе растений по ручью Дренажный на полигоне ПВ превышает кларк литосферы в среднем в 7 — 8 раз. Фоновые значения радионуклидов получены по биообъектам лиственничного леса, произрастающего на Амалатском плато базальтов и в рыбах из озера Большая Хиагда и рек Холой и Щербахта.

Амалатское плато базальтов как мощный природный экран полностью ослабляет радиоактивное излучение урановых залежей. Базальты имеют низкий (7 — 14 мкР/ч) природный радиационный фон. Фоновые концентрации радионуклидов в почвах на базальтах равны U 1,5 — 1,7 г/т; Th 3,0 — 7,5 г/т; K-40 1,0 — 2,4 %. Весьма низки концентрации U, Th, Sm, La, Eu, Lu, Sc в золе растений — коры лиственницы, ветвей березы, голубики, брусники, мха и лишайников, а также в гольянах из озера Хиагда. Воды озер Хиагда и Малая Хиагда на базальтах гидрокарбонатно-кальциево-магниевые с минерализацией 27 — 35 мг/л, pH = 6,1 ÷ 6,3. Содержание общего железа 0,40 — 0,85, фтора 0,3 — 0,7 и кремнезема 0,5 — 1,0 мг/л. Воды рек заболоченных долин гидрокарбонатные кальциевые с минерализацией 50 — 70 мг/л, pH = 6,2 ÷ 7,2. Они обогащены органическим веществом, окисляемость их 8 — 25 мг O_2/л. Содержание урана в водах равно 0,14 — 0,40 мкг/л, железа 0,3 — 0,4, фтора 0,15 — 0,4 и кремнезема 3,5 — 6,5 мк/л.

Таёжно-мерзлотные экосистемы на базальтах функционируют в условиях низкого радиационного фона, погребенные базальтами урановые залежи не оказывают влияния на экосистемы.

На территории исследования источниками техногенного загрязнения ландшафтов являются радиоактивные осадки после испытаний ядерного оружия на Семипалатинском полигоне и полигоне ПВ. Радиоактивному загрязнению ^{137}Cs подвержены лиственничные леса. Загрязнение охватило верхние горизонты поверхностно-ожелезненных почв — подстилку и гумусовый горизонт, в которых концентрация ^{137}Cs достигает 40 — 400 Бк/кг. Верхние горизонты почв — это биогеохимический барьер, на котором аккумулируется большая часть выпавших техногенных радионуклидов. Барьер препятствует миграции радионуклидов в нижние минеральные горизонты почв. В почвах лиственничных лесов криолитозоны повышенные уровни концентрации Cs (до 200 — 400 Бк/кг) сохраняются в лесной подстилке 40 — 45 лет после выпадения радиоактивных осадков в районе. Повышены концентрации радиоцезия в ягеле (35 — 40 Бк/кг) и грибах (25 — 50 Бк/кг). Эти наблюдения показывают важную роль лиственничных лесов криолитозоны в локализации аэрального радиоактивного загрязнения.

На полигоне ПВ техногенный поток радионуклидов и редкоземельных элементов по ручью Дренажному формируется в течение 10 лет. По нему сформировался короткий (около 1 км) контрастный комплексный техногенный поток (рис. 2) в результате сброса в ручей вод промышленного раствора. Примечательно, что геохимический спектр лито- и биогеохимического потока аналогичен составу промышленного раствора, из которого в поток, совместно с ураном и торием, поступают скандий, лантаноиды, церий. Техногенное загрязнение радионуклидами четко выявляется по доминантному виду растительного покрова — осоке Шмидта.

Таким образом, поверхностный сток промышленного раствора на ПВ по ручью Дренажный определяет формирование лито- и биогеохимического потока рассеяния радионуклидов, тяжелых и редкоземельных металлов и редких земель. Литохимическая составляющая потока формируется при сорбции из вод указанных элементов тонкодисперсной фракцией донных осадков. Растения вдоль руслового потока активно поглощают из сточных вод и из донных осадков радионуклиды и их спутники. Так по ручью Дренажный формируется комплексный техногенный гидро-, лито- и биогеохимический поток рассеяния. Он локализуется в устье ручья на комплексном геохимическом барьере в мохово-торфяном покрове и не имеет выхода в реку Тетрах 1-й.

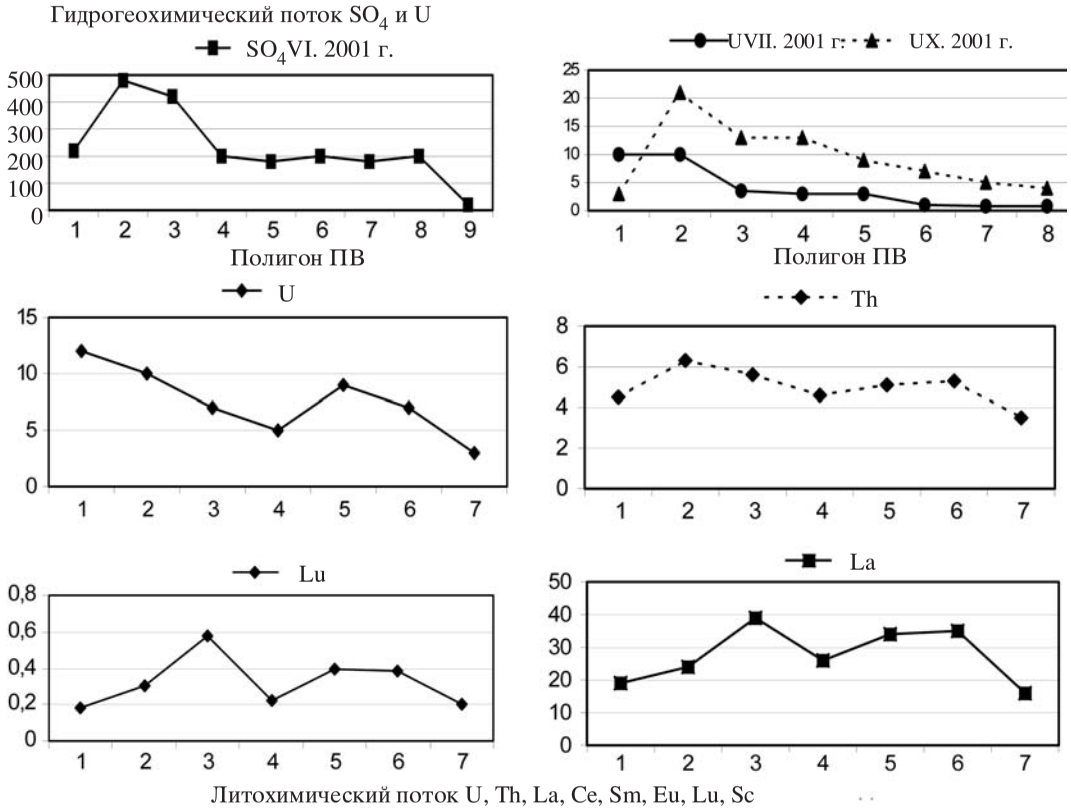


Рис. 2. Техногенный поток ПВ по ручью Дренажному

Таким образом, в таежно-мерзлотных ландшафтах растительность и продукты их разложения активно концентрируют радионуклиды. На этом основывается биоиндикация природного и техногенного радиационного загрязнения и фоновая радиоэкологическая характеристика экосистем.

Литература

1. *Вертман Е.Г.* Метрология гамма-спектрометрического и нейтронно-активационного методов анализа радионуклидов в природных объектах / Е.Г. Вертман, А.Ф. Судыко, В.И. Резчиков // Радиоактивность и радиоактивные элементы в среде обитания человека: материалы I междунар. конф. Томск, 22 — 24 мая 1996 г. / ТПУ. — Томск, 1996. — С. 441 — 445.

2. *Ширапова С.Д.* Биоиндикация техногенного радиационного загрязнения таежно-мерзлотных ландшафтов Витимского плоскогорья / С.Д. Ширапова, Е.М. Пыжикова // Проблемы геологии и освоения недр: материалы VII международного симпозиума студентов, аспирантов, 11 — 17 апреля 2003., г. Томск / ТПУ. — Томск, 2003. — С. 703 — 704.

3. *Тайсаев Т.Т.* Биогеохимическая индикация таежно-мерзлотных ландшафтов ураново-рудных полей Витимского плоскогорья / Т.Т. Тайсаев, С.Д. Ширапова, Е.М. Пыжикова // Проблемы поисковой и экологической геохимии Сибири: труды Всероссийской гидрогеохимической конференции, г. Томск, 25 — 30 октября 2003 г. / ТПУ. — Томск, 2003. — С. 202 — 206.

УДК 622.3.002.68

ОЦЕНКА ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ УТИЛИЗАЦИИ И СЖИГАНИЯ ТВЕРДЫХ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА*

Ю.В. Шувалов, А.Н. Никулин, Н.А. Мироненкова, А.В. Падунов, Е.А. Кочеткова

Открытые горные работы занимают значительные территории, в пределах которых, а также на сопредельных пространствах могут располагаться ресурсы невозобновляемых (уголь, го-

* *Статья подготовлена при поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009 — 2013 гг.», а также субсидировании научных исследований Правительством Санкт-Петербурга в области научной и научно-технической деятельности (2009 г.).*

Таблица 1

Твердые горючие отходы

Отрасль	Отходы	Влажность, %	Зольность, %	Содержание серы, %	Теплота горения, МДж/кг
Угольная	Шлам Отсев	5 — 25 8 — 15	10 — 20 20 — 40	0,5 — 1 0,5 — 2	20 — 25 22 — 30
Лесная	Опилки Щепа	5 — 40 10 — 60	0,4 — 0,6 0,4 — 0,6	0 — 0,3 0 — 0,3	16 — 18 17 — 19
Торфяная	Торф	30 — 55	2 — 9	0,1 — 0,5	19 — 25
Сланцевая	Сланец	10 — 15	45 — 50	1 — 2	14 — 18
Сельско-хозяйственная	Солома Шелуха зерновых	10 — 20 10 — 15	4 — 10 10 — 12	0,05 — 2 0,1 — 0,2	18 — 20 15 — 19

рючий сланец, торф) или возобновляемых (лесные кустарниковые, травянистые) твердых горючих веществ. Только в горном производстве России масса всех видов неутилизированных отходов составляет около 45 млрд. т [1], а под их складирование занято более 250 тыс. га земель. Эти местные топливно-энергетические ресурсы, как показывает положительный опыт ряда регионов и даже стран, могут быть эффективно использованы в топливно- и энергетическом балансе самого предприятия и данного района для нужд тепло-энергоснабжения и получения тепловой и электрической энергии в котельных или в качестве бытового топлива. Дополнительным эффектом в этом случае является экологический эффект в форме предотвращенного ущерба окружающей среде.

Под отходами производства, пригодными для приготовления топливных элементов, понимаются твердые горючие углеродсодержащие малоликвидные вещества, образующиеся в результате добычи, обогащения и переработки полезных ископаемых, а также при обработке биоресурсов в лесопромышленном комплексе и сельском хозяйстве. Основными отраслями, в результате деятельности которых образуется подходящее для облагораживания количество отходов, являются угольная, лесная, торфяная, сланцевая и сельскохозяйственная (табл. 1).

Для анализа перспективности использования твердых горючих отходов производства была разработана классификация российских отраслей промышленности по качественным характеристикам отходов, включающая следующие критерии.

1. По качественным характеристикам 4 категории:

— высокое (зольность (A_d) < 1 %; содержание серы (S_{dt}) < 0,1 %; теплота сгорания (Q_{daf}) > 21 МДж; выход летучих компонентов (M_{daf}) < 30 %) — угольная;

— среднее (A_d = 1 ÷ 10 %; S_{dt} = 0,1 ÷ 0,5 %; Q_{daf} = 9 ÷ 15 МДж; M_{daf} = 30 ÷ 50 %) — угольная и лесная;

— низкое (A_d = 10 ÷ 20 %; S_{dt} = 0,5 ÷ 1 %; Q_{daf} = 15 ÷ 21 МДж; M_{daf} = 50 ÷ 70 %) — торфяная;

— весьма низкое (A_d > 20 %; S_{dt} > 1 %; Q_{daf} = 15 ÷ 21 МДж; M_{daf} > 70 %) — сланцевая.

2. По общим запасам и перспективности использования 4 категории:

— весьма перспективные (>10 млн. т) — лесная и угольная;

— перспективные (1 — 10 млн. т) — лесная и угольная;

— средней перспективности (0,1 — 1 млн. т) — торфяная;

— малоперспективные (<0,1 млн. т) — сланцевая.

3. По удельным выбросам загрязняющих веществ при сжигании 4 категории:

— опасные (CO > 40 кг/т у.т.; SO_x >15 кг/т у.т.; NO_x > 20 кг/т у.т.) — сланцевая;

— средней опасности (CO = 30 ÷ 40 кг/т у.т.; SO_x = 7 ÷ 15 кг/т у.т.; NO_x = 15 ÷ 20 кг/т у.т.) — угольная и лесная;

— малоопасные (CO = 20 ÷ 30 кг/т у.т.; SO_x = 1 ÷ 7 кг/т у.т.; NO_x = 10 ÷ 15 кг/т у.т.) — торфяная и лесная;

— неопасные (CO = 10 ÷ 20 кг/т у.т.; SO_x = 0,5 ÷ 1 кг/т у.т.; NO_x = 5 ÷ 10 кг/т у.т.).

4. По ежегодным объёмам образования 4 категории:

— крупные (>10 тыс. т) — лесная и угольная;

— средние (1 — 10 тыс. т) — угольная;

— малые (0,1 — 1 тыс. т) — сланцевая;

— мелкие (0,01 — 0,1 тыс. т) — торфяная.

Таблица 2

Применение брикетных прессов

Брикетный пресс	Применение
Вальцовый Столовый Ротационный	Брикетирование каменных углей, руд и рудничных концентратов, отходов производства
Штемпельный	Брикетирование каменных и молодых бурых углей, торфа
Кольцевой	Брикетирование зрелых бурых углей
Матричный Гидравлический	Брикетирование каменноугольной мелочи, бурых углей, древесных отходов и отходов производства
Гусеничный	Брикетирование каменных углей, бурых углей и отходов производств
Экструдерный	Брикетирование каменных углей, древесных отходов, торфа

В настоящее время перспективными методами переработки вторичных углеродсодержащих ресурсов (отходов) являются:

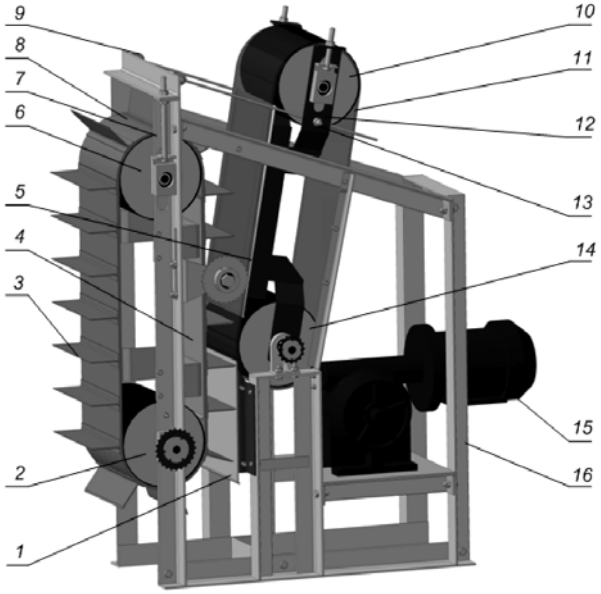
— брикетирование каменноугольной мелочи нетрадиционными способами с применением активных тонкодисперсных связующих материалов или без них;

— брикетирование мелочи низкосортных бурых углей без применения связующих материалов термическим способом (термобрикетирование);

— окускование древесных отходов тонких классов (брикеты, гранулы, пеллеты) для последующего слоевого сжигания в коммунально-бытовых топочных устройствах.

Брикетирование практически всех видов твердых горючих материалов, отходов обогащения углей, может производиться в стандартных гидравлических, штемпельных, ротационных и экструзионных прессах с применением разнообразных связующих материалов и без них (табл. 2).

Усовершенствование технологии брикетирования привело к разработке нового конвейерного брикетного пресса [2], отличающегося простым конструкционным исполнением, позволяющим обеспечить высокую производительность по готовой продукции (1,5 — 2 т брикетов в час) при низком уровне потребле-



Конструкция модуля для брикетирования.

Конвейерный брикетный пресс ШН-01: *1* — плита; *2* — приводной барабан контура *1*; *3* — перегородка; *4* — опора трения контура *1*; *5* — опора трения контура *2*; *6* — натяжной блок контура *1*; *7* — стойка контура *1*; *8* — вертикальный контур с перегородками; *9* — винтовая стяжка левая; *10* — натяжной блок контура *2*; *11* — наклонный контур; *12* — стойка контура *2*; *13* — винтовая стяжка правая; *14* — приводной барабан контура *2*; *15* — мотор-редуктор; *16* — рама. Боковые стенки не показаны

ния электроэнергии (5,5 — 6 кВт/ч). Основу пресса составляют два кинематически связанных с приводом подвижных рабочих органа с возможностью подачи в пространство между ними прессуемой массы (см. рисунок). Таким образом, процесс формования обеспечивается низким давлением прессования (менее 20 МПа) при отсутствии быстроизнашивающихся конструктивных элементов, что позволит снизить стоимость технического обслуживания в процессе эксплуатации и себестоимость готового продукта. Брикетное топливо может изготавливаться на основе твердых горючих углеродсодержащих отходов различных отраслей хозяйства: добычи каменных углей, лесопромышленного комплекса, торфяной промышленности.

Наиболее подготовленным к производству и опробованным в промышленных условиях является технология брикетирования способом всестороннего векторного воздействия. При таком

подходе основным элементом технологии является экструдерный пресс. Технология экструзионного брикетирования была реализована на промышленной площадке угольной шахты в городе Шураб в Таджикистане.

Основные качественные и количественные параметры готовых угольных брикетов:

Зольность	20 — 30 %
Выход летучих	25 — 30 %
Сера общая	0,4 — 0,9 %
Сера в золе	0,1 — 0,4 %
Высшая теплота сгорания	20 — 25 МДж/кг
Низшая теплота сгорания	18 — 20 МДж/кг

Показатели топливных брикетов на основе отходов древесины:

Зольность	10 — 20 %
Выход летучих	40 — 50 %
Сера общая	0,2 — 0,3 %
Сера в золе	0,01 — 0,1 %
Высшая теплота сгорания	14 — 16 МДж/кг
Низшая теплота сгорания	12 — 14 МДж/кг

С такими качественными показателями углебрикетное топливо может использоваться в малой энергетике и для сжигания в котлах с производительностью до 30 т пара в час, или до 20 Гкал в час.

Использование в составе брикетов модификатора горения (сухой спирт) позволило повысить возгораемость, теплотворные свойства и снизить выбросы вредных веществ [3].

Оценить качественные показатели топливных брикетов на основе твердых горючих энергоносителей и отходов можно на основании табл. 3.

Особенностью технологических комплексов по брикетированию твердых углеродсодержащих отходов является то, что они могут применяться блочно (модульно), направленно составляя технологию из отдельных (самостоятельных) решений и придающих ей тот или иной законченный вид.

В зависимости от возможных условий переработки твердых горючих отходов определены три основные схемы расположения оборудования: стационарный технологический комплекс; прирельсовый технологический комплекс; мобильный комплекс

Таблица 3

Показатели углеродсодержащих видов топлива

Топливо	*Q*, кДж/кг	*C*, руб./Гкал	*A*, кг/т у.т.		
			SO_x	NO_x	CO
Мазут	42 245	950	45,1	7,1	7,2
Природный газ ($м^3$)	39 540	182	0,0	2,5	7,3
Уголь каменный	26 430	806	20,0	11,0	22,0
Уголь бурый	18 980	580	16,8	7,9	8,4
Торф кусковой	14 450	468	3,2	28,9	46,9
Торф фрезерный	14 286	422	3,1	29,1	47,0
Сланец	12 450	490	19,0	6,2	20,0
Древесная щепа	11 200	440	0,5	19,2	72,4
Шелуха зерновых	9120	380	0,8	25,0	58,7
Брикет угольный	28 700	460	18,4	7,3	6,4
Брикет буроугольный	22 870	680	16,0	5,0	35,9
Брикет древесный	18 450	680	0,5	18,7	70,0
Брикет торфяной	16430,0	920	3,4	28,9	48,0
Брикет из с/х отходов	14 560	720	1,0	41,0	65,6

Примечание. *Q* — теплотворная способность топлива; *C* — стоимость производства 1 Гкал тепловой энергии; *A* — удельные выбросы загрязняющих веществ на 1 т у.т.

на автомобильной базе с транспортировкой в специальном прицепе дополнительного технологического оборудования.

Экономическая оценка переработки угольного шлама, отсева и древесных отходов приведена в табл. 4. Расчет произведен для 3 вариантов компоновки брикетных комплексов с равной производительностью. Эффективность мобильного брикетного комплекса можно оценить по показателям его работы за 5-летний период (табл. 5). Чистый дисконтированный доход (ЧДД) нарастающим итогом имеет положительное значение на четвертом году работы комплекса после начала финансирования, что означает возврат капитальных вложений. Принимая во внимание окупаемость инвестиций в нормативные сроки и положительный уровень ЧДД, организацию комплекса по переработке твердых горючих отходов следует признать экономически оправданной.

С точки зрения загрязнения окружающей среды предприятия ТЭК являются самыми главными в общем балансе производства нашей страны, составляя по атмосферным выбросам от 30 до

Таблица 4

Основные экономические показатели

Показатель	Единица измерения	Вид комплекса		
		А	Б	В
Годовая производительность по сырью	т	6480,0	6480,0	6480,0
Годовая производительность комплекса по топливным брикетам	т	6000,0	6000,0	6000,0
Годовой расход электроэнергии	тыс. кВт·ч	109,2	203,8	309,4
Численность обслуживающего персонала	чел.	9	9	11
Общая сумма капитальных вложений	тыс. руб.	2419,5	3924,2	6550,4
Годовые эксплуатационные затраты	тыс. руб.	4044,2	4322,5	5959,2
Себестоимость изготовления топливных брикетов	руб/т	612,8	654,9	902,9
Стоимость товарной продукции	руб/т	961,7	1027,8	1417,1

Примечание. Мобильный брикетный комплекс — А, прирельсовый брикетный комплекс — Б, стационарный брикетный комплекс — В.

Таблица 5

Расчет экономической эффективности мобильного комплекса по минимальной производственной мощности, тыс. руб.

Показатели	Год					Всего за 5 лет
	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й	
Капитальные вложения	2419,5	—	—	—	—	2419,5
Эксплуатационные затраты	—	4044,2	4044,2	4044,2	4044,2	16176,8
Амортизационные отчисления	—	170,2	170,2	170,2	170,2	680,7
Прибыль	—	1334,8	1334,8	1334,8	1334,8	5339,2
Налог на прибыль	—	320,2	320,2	320,2	320,2	—
Коэффициент дисконтирования	1,0000	0,8850	0,7831	0,6931	0,6133	—
ЧДД	–2419,5	1048,5	972,8	821,2	726,6	1149,6
ЧДД нарастающим итогом	–2419,5	–1371,0	–398,2	423,0	1149,6	—

40 % и достигая 12 — 16 млн. т в год. Изменить эту ситуацию возможно переводом малых энергетических производств на более чистые источники энергии. Рассмотрим в качестве примера перевод отопительно-производственной котельной шахты Воргашорская ОАО «Воркутауголь» (г. Воркута) с угольного отсева на углебрикетное топливо. Расчеты проводились на основе «Методики определения выбросов загрязняющих веществ в атмосферу при сжигании топлива в котлах производительностью менее 30 тонн пара в час, или менее 20 Гкал в час» и дополнения и изменения к ней, а также «Методического пособия по расчету, нормированию и контролю выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух (дополненного и переработанного)». Установлено, что суммарный газовый выброс при работе котельной на угольном шламе составляет 2980,795 т/год (94,5 г/с), а при переводе на брикетное топливо он сократится на 26 % и составит 2219, 9 т/год (71,4 г/с).

Расчет рассеивания выбрасываемых загрязняющих веществ показал, что при использовании в качестве топлива угольного шлама все точки максимальных приземных концентраций расположены внутри производственной и санитарно-защитной зон (кроме углерода (сажа), значение которого на границе СЗЗ достигает 1,6 долей ПДК). Перевод котельной на брикетное топливо позволил сократить максимальную приземную концентрацию на границе СЗЗ до 0,96 долей ПДК. Также определено, что при переводе отопительно-производственной котельной с угольного отсева на угольные брикеты ежегодная плата за загрязнение атмосферного воздуха сократится на 29 % — с 1361,234 тыс. руб. до 972,996. Таким образом, решение проблемы утилизации твердых органических отходов на месте их образования имеет высокий эколого-экономический потенциал и в конечном счёте для котельной шахты Воргашорская позволит сократить стоимость 1 Гкал тепловой энергии на 70,9 руб. (с 485 до 414,1 руб/Гкал), а общие расходы на производство тепловой энергии — более чем на 4,7 млн. руб/год (в ценах 2008 г.).

Литература

1. *Дворкин Л.И.* Промышленные отходы как источник ресурсосбережения в производстве строительных материалов / Л.И. Дворкин, О.Л. Дворкин, Д.А. Корнейчук // Экотехнология и ресурсосбережение. — 1997. — № 6.

2. Патент на изобретение № 2344164: «Комплекс для изготовления топливных элементов из древесных опилок» приоритет установлен от 14.11.2007 г. /

Ю.Д. Тарасов, Ю.В. Шувалов., А.Н. Никулин, Д.Е. Лунев. Дата установления приоритета — 14.11.2007 (решение о выдаче от 20.01.2009 г.).

3. Патент на изобретение РФ № 2337131 «Способ приготовления топливного брикета» (27.10.2008 г.) / Ю.В.Шувалов, А. Н. Никулин, А.П. Веселов, А.П. Бульбашев.

4. Научное открытие, № 219 от 23. декабря 2002 г. Явление самоструктурирования при брикетировании углеродсодержащих твердых материалов с активным тонкодисперсным связующим / Ю.В. Шувалов, А.А. Бенин, Ю.А. Нифонтов.

УДК 553.494+550.424.4

ГЕОХИМИЯ РЕКУЛЬТИВИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ НА ПРИМЕРЕ ТЕРРИТОРИИ РАЗВИТИЯ ТИТАНО-ИЛЬМЕНИТОВЫХ РОССЫПЕЙ

М.В. Язвинская

Промышленные титано-циркониевые месторождения, установленные в магматических породах, корах выветривания и россыпях, в Украине разрабатываются с 1960-х гг. Среди них — остаточные и россыпные месторождения мезо-кайнозойских кор выветривания габбро-анортозитовых массивов Коростенского плутона, расположенные в северо-западной части Украинского щита [1].

Сопоставление микроэлементного состава почв этого района на разных уровнях их вертикального разреза до начала отработки россыпей и сегодня дало возможность установить существенные различия как в количестве металлов, так и в их содержании (табл. 1). Это может свидетельствовать об изменении характера источника металлов и физико-химических условий их накопления. В частности, по результатам опробования 1965 г., наибольшее количество металлов (9 из 13 исследуемых) с максимальным уровнем содержания отмечено в среднем горизонте (глубина 10 — 30 см) [2, 3, 4]. Результаты опробования 2004 г. свидетельствуют о почти равномерном распределении 5 исследуемых элементов во всех трех горизонтах (глубина от 0 до 60 см).

В 2004 г. на территории Житомирского Полесья в районе разработки титановых россыпей (Коростенский плутон) автором проведено опробование почв и растительности, почвообразующих пород и пород коры выветривания. Объектом служили

Таблица 1

Содержание металлов в вертикальном разрезе почв фонового участка района Иршанского ГОКа, мг/кг

Элемент	Фон по данным 1965 г.			Фон по данным 2004 г.			Рекультивированные (2004 г.)			Хвосты обогащения (2004 г.)		
	0 — 10 см	10 — 20 см	20 — 60 см	0 — 10 см	10 — 20 см	20 — 60 см	0 — 10 см	10 — 20 см	20 — 60 см	0 — 10 см	10 — 20 см	20 — 60 см
Mn	300,0	400,0	260,0	320,0	400,0	100,0	187,5	360,0	580,0	439,2	333,3	183,3
Ni	27,0	10,0	23,0	133,3	56,0	10,0	7,7	3,9	119,0	35,0	16,9	0,7
Co	15,0	3,0	17,0	6,2	5,0	4,0	3,9	3,5	5,8	3,4	4,1	1,0
Ti	2000,0	3000,0	2300,0	1850,0	800,0	800,0	2394,0	1500,0	1160,0	2696,0	3933,0	7667,0
V	52,0	55,0	37,0	22,5	13,3	20,0	25,0	23,3	21,0	29,4	76,7	106,7
Cr	50,0	50,0	50,0	57,4	86,7	5,0	17,8	22,0	31,2	31,2	40,0	16,7
Zr	600,0	700,0	500,0	436,4	366,7	300,0	361,0	466,7	480,0	430,4	833,3	1533,3
Cu	42,0	75,0	37,0	48,6	83,3	40,0	16,0	27,7	50,0	45,1	31,7	5,3
Pb	4,0	7,0	7,0	3,0	4,3	10,0	4,4	5,0	9,6	3,3	3,3	1,7
Sn	—	—	—	3,2	6,7	3,0	2,0	—	4,2	2,5	1,0	1,0
Ga	6,0	8,0	10,0	2,4	5,6	1,0	1,4	1,5	4,8	2,9	5,3	0,8
Be	—	Сл.	Сл.	0,7	0,5	2,0	0,9	1,1	1,8	0,6	0,7	0,5
Y	28,0	50,0	20,0	16,9	12,0	30,0	34,8	21,7	42,0	15,3	16,7	23,3
Sr	50,0	100,0	70,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ba	25,0	50,0	200,0	166,7	150,0	300,0	137,5	—	150,0	125,0	200,0	100,0

подзолистые, дерновые слабо- и среднеподзолистые, глееватые и торфяно-болотные почвы, образованные на флювиогляциальных, реже моренных, отложениях, залегающие на супесях, алевролитах, красно-бурых и пестроцветных миоценовых глинах [5]. Для исследования содержания химических элементов в растениях данной территории были отобраны листья березы, хвоя сосны и мох. Зольность древесной растительности и мха исследуемого района составляет (среднее и — в скобках — интервал колебания значения), %: листья березы 5,13 (1,2 — 9,4); хвоя сосны 6,5 (5,2 — 8,0); мох 2,6 (1,7 — 3,0). Для мха наблюдается наибольший спектр и наивысшие значения содержания элементов, поскольку мох характеризуется наибольшей из растений способностью к безбарьерному их накоплению. Очевидно, интенсивная добыча горных пород и рудных компонентов из них в 1970 — 1990-е годы привела к увеличению содержания металлов во всех компонентах ландшафта в результате их постоянного поступления. Это, вероятно, привело к ослаблению механизмов самоочищения ландшафта.

Исследовано распределение Mn, Ni, Co, Ti, V, Cr, Zr, Cu, Pb, Sn, Ga, Be, Y, Sr, Ba по трём почвенным горизонтам на территории хвостохранилища Иршанского ГОКа, вне зоны его ощутимого влияния и в рекультивированных слоях после разработки россыпи на песках хвостохранилища.

При исследовании распределения металлов в продуктах обогащения (табл. 2) отмечен рост содержания Co, Y и, более всего, Zr — в хвостах обогащения по сравнению с концентратом, а также снижение содержания Ni, Ti, Cr, Cu, Pb.

Распределение металлов по вертикальному профилю почв промышленной зоны ГОКа, вне этой зоны (условно фоновый участок) и на рекультивированном участке (см. табл. 1) позволяет отметить следующее. В почвах фонового участка с глубиной растет содержание элементов, связанных преимущественно с коренными породами: Ba, Sr, Pb, Be, Y и уменьшается содержание Zr, Mn, Ni, Co, Ti, Cr. При этом для многих элементов (Mn, Cr, Cu, Sn, Ga) максимальное содержание замечено в среднем горизонте. Резкое уменьшение содержания Ti на глубине более 10 см связано, очевидно, с его поступлением с частицами пыли при добыче, транспортировке и обогащении руд коры выветривания и россыпей.

В рекультивационном слое участка после отработки россыпного месторождения установлено увеличение с глубиной содер-

Таблица 2

Распределение среднего содержания металлов в продуктах обогащения Иршанского ГОКа, мг/кг

Элемент	Руда	Ильменитовый концентрат	Хвосты обогащения
Mn	Не опр.	200,0	—
Ni	15,0	10,0	7,4
Co	30,0	—	0,7
Ti	Не опр.	>10000,0	7330,0
V	2,0	100,0	105,0
Cr	3,0	100,0	28,3
Zr	63,0	60,0	1633,0
Cu	63,0	60,0	30,2
Pb	4,0	30,0	2,8
Sn	2,5	1,0	0,0
Ga	—	4,0	—
Be	Не опр.	—	—
Y	—	6,0	21,7
Sr	Не опр.	—	—
Ba	—	—	—

жания большинства элементов, значительно Co, Pb, Ga, Ba, Sr, в меньшей мере — Mn, Zr, Cu, Be, Y. Уменьшение содержания зафиксировано только для Ti и V — основных составляющих ильменитового концентрата и малоподвижных элементов; для них преобладающий путь миграции механический, с пылевыми частицами. На этом же участке на глубине 10 — 30 см отсутствует горизонт естественного накопления, присущий фоновым участкам, что зафиксировано результатами работ 1965 и 2004 г.

Из табл. 3 видно, что за 30 лет, прошедших между исследованиями, существенно увеличилось содержание всех, за исключением Co, изученных элементов в зеленой части древесной растительности, что, вероятно, связано с разработкой россыпных апатито-ильменитовых месторождений, а также со значительным увеличением объема камнедобычи и развитием камнеобрабатывающей промышленности (измельчение камня, шлифовальные работы). Однако и на участках, расположенных вблизи территорий отработки месторождений, наблюдается тенденция к разубоживанию в указанном интервале. По результатам 2004 г., в отличие от 1965 г., максимальное содержание части исследуемых элементов (Ni, Co, Ti, V, Zr) фикси-

Таблица 3

Содержание металлов в золе растений территории разработки титановых месторождений, 10^{-3} %

Объект	Данные*	Mn	Ni	Co	Ti	V	Cr	Zr
Береза,	1	1500	5	5	50	1,0	4,4	2,5
листья	2	7875	18	3	194	15,1	3,9	46,3
Сосна,	1	1000	5	1	50	5	5	6
хвоя	2	5556	12	1,5	179	8	49	46,7
Мох	2	933	3,7	6	1433	50	37	127

Объект	Данные*	Cu	Pb	Zn	Sn	Ga	Be	Y	Ba
Береза,	1	10	10	100	5	—	—	—	50
листья	2	42,5	16,3	850	—	1	—	42	1850
Сосна,	1	10	10	50	5	0,5	—	—	—
хвоя	2	43,3	24,4	657	—	1	—	4,6	322
Мох	2	110	103	167		1	3	40	667

* 1 — данные Б.Ф. Мицкевича, 1970 г. [3]; 2 — данные автора, 2004 г.

руется в приповерхностном слое почв (0 — 10 см), а минимальное — на глубине 30 — 50 см. Это свидетельствует о подавляющем поступлении этих металлов в почвы извне — в результате оседания пылевых, аэрозольных частиц и с атмосферными осадками.

Общее содержание наиболее токсичных из исследуемых металлов (Ni, Co, Cu, Pb, Be) даже на участке хвостохранилища Иршанского ГОКа практически не превышает ПДК и незначительно превышает фоновое содержание.

Таким образом, на территории Житомирского Полесья (Украина) при выполнении рекогносцировочных эколого-геохимических исследований наиболее информативным почвенным горизонтом служит иллювий, поскольку преобладающий вид миграции тяжелых металлов механический.

Наибольшей способностью к накоплению большинства химических элементов здесь, как и на других территориях, характеризуется мох. Меньшие значения содержания химических элементов в хвое сосны, чем в листьях березы, объясняются тем, что растение с большей суммарной площадью листьев имеет

большую возможность поглощения химических элементов из пылевых частиц.

Отработка титано-циркониевых россыпей кор выветривания не создает экологической опасности в химическом аспекте, поскольку Ti и V не принадлежат к токсичным элементам и мало влияют на живые существа, а также чрезвычайно медленно трансформируются в естественных приповерхностных условиях.

Основными факторами экологического риска исследуемой территории является нарушение целостности педосферы и преобразование рельефа, а также общий рост уровня техногенной нагрузки. Последнее может быть оценено по распределению Ni, Mn, Cu, Co, Sn, Cr и их подвижных форм.

Литература

1. Особенности образования россыпей дотретичного возраста на территории Украинской ССР / М.Ф. Веклич и др. // Закономерности размещения полезных ископаемых: т. IV. Россыпи. — М.: АН СССР. Гос. науч.-техн. изд-во лит-ры по горному делу, 1960. — С. 99 — 106.

2. Ландшафтно-геохімічна карта України. М-б 1:50 000 / под. ред. А.І. Зарицького. — Київ, 1999.

3. *Міцкевич Б.Ф.* Геохімічні методи розшуків та умови їх застосування на Україні і в Молдавії / Б.Ф. Міцкевич. — Київ: Наукова думка, 1965. — 128 с.

4. *Міцкевич Б.Ф.* Геохімічні ландшафти України. — Київ: Наукова думка, 1971. — 174 с.

5. *Язвинська М.В., Жук О.А.* Важкі метали в грунтах техногенних ландшафтів Житомирського Полісся / Сучасні проблеми геологічної науки: Зб. наук. пр. ІГН НАН України / П.Ф. Гожик, від. ред. — К. 2003. — 352 с.

ГЕОМЕХАНИКА,
РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

УДК 622.281.74

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАВИСИМОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ОТ ВРЕМЕНИ РЕЛАКСАЦИИ НАПРЯЖЕНИЯ

К.А. Алпысбаев

Массив по своей природе разрушается от воздействия различных факторов, как внешних, так и внутренних. Эти процессы протекают обычно за определенный период времени в зависимости от интенсивности сил, приложенных на массив. Наряду с этим, техногенное воздействие на массив вызывает резкое изменение напряженно-деформированного состояния и времени релаксации. Как известно [1], массив находится постоянно в напряженном состоянии при соблюдении баланса сил. Отметим, что тектоногенное явление — это высвобождение потенциальной энергии упругого сжатия в зоне повышенной концентрации за счет деформированного массива, то есть повышенная концентрация напряжений аккумулируется через раскрытые трещины, сдвиги, надвиги, но в данном случае, учитывая параметры обнажения, релаксация протекает гораздо интенсивнее. Влияние техногенного воздействия на массив достаточно ощутимо, что вызывает разрушение массива горных пород, которые проявляются в конструктивных элементах системы вследствие перераспределения горного давления.

Опыт показывает, что при обнажении массива опорное давление перемещается на два радиуса, то есть происходит релаксация напряжения [2]. Масштабы и объемы обнаженных поверхностей выработанного пространства по сравнению с раскрытыми трещинами, сдвигами и надвигами, а также флексурными перегибами на несколько порядков выше, поэтому чем больше обнаженной поверхности, тем больше масштабы разрушения и опорное давление, что соизмеримо с распределением напряженного состояния внутри массива. Однако необходимо отметить, что на участках с тектоническими нарушениями в процессе изменения структуры в массиве остается остаточная концентрация напряжения, что при техногенном воздействии вызывает различного рода проявления признаков горного давления. Ранее проведенные экспериментальные исследования и наблюдения за процессом и характером разрушения конструктивных элементов системы, а также обрушения показывают, что время релаксации массива длится в горноподготовительных выработках от восьми

часов до трех суток, а в случае обрушения до момента резкого разрушения налегающего слоя непосредственной кровли [3].

В целях определения времени релаксации напряжения в процессе ведения горных работ были проведены экспериментальные исследования в районе Акчий-Спасска. Задача заключалась в установлении времени релаксации в процессе разрушения и самооформления горных выработок, а также эллипсования шпура. На момент обследования горных выработок отмечено интенсивное перераспределение горного давления после буровзрывных работ в течение восьми часов, которое сопровождалось звуковыми эффектами в виде треска, стрелянием и отслоением с кровли, бортов, вследствие чего выработка принимала шатрообразную форму сечения со смешенным сводом, что показано в табл. 1. Динамика перераспределения горного давления вокруг выработки во времени представлена в работе [3]. В дальнейших исследованиях рассмотрена и набрана статистика деформирования шпура на различных участках панелей 1 и 3 горизонта –20 м шахты 73/75. Необходимо отметить разницу между выработкой и шпуром, так как воздействие вектора напряжения на сечения штрека можно пронаблюдать по характеру разрушения и смещения свода кровли (табл. 2), а в случае со шпуром — по всему диаметру. В связи с этим полученные результаты механизма деформирования шпура, а также уточнения времени релаксации позволяют объективно оценить ранее установленное воздействие вектора напряжения в массиве горных пород на геометрическую фигуру.

Объекты исследования выбирались с учетом сложности горно-геологических и горнотехнических условий месторождения, чтобы учесть воздействия тектонических нарушений на обнаженную поверхность. Наблюдения проводились в шахтных условиях с 1994 по 1997 г., замеры деформации сечения шпура осуществлялись с помощью штангенциркуля с целью повышения точности до микрона, так как деформация массива горных пород происходит при 0,00299 мм под нагрузкой 1250 кг/см^2 [2, 3].

В процессе наблюдения за деформированием шпура (табл. 3) отмечено, что после обуривания забоя буровой установкой шпуры диаметром 51 мм в течение 7 — 8 ч приобретали форму эллипса в среднем до глубины 0,5 — 0,6 м от устья шпура. Так как замерить величину деформирования на такой глубине не было возможно, замеры производились от устья шпура. Деформирование его подтверждалось также тем, что засылать в шпур патрон-боевик диаметром 32 мм в некоторых случаях практически

Таблица 1

Интенсивность распределения горного давления на участках

Панель	Горизонт	Залежь	Признаки проявления горного давления					
			Отслаивание кровли	Разрущение МКЦ	Обрушения на поверхности	Звуковой эффект	Стреляние	Эллипсовидность шпура
Участок № 1 в районе шахт Анненская и Восточная								
П-13-13[а]	160	Ан-2-I-II	+	+		+		
П-18	220	Ан-5-I	+	+		+		
БЛ-20	170	Ан-7-III-I	+	+				
П-5	75	Ан-2-V	+	+		+	+	
П-60	300	Ан-8-II	+	+		+		
БЛ-18		Ан-6-I	+	+		+	+	
БЛ-6		Ан-7-II	+	+		+	+	
Участок № 2 в районе шахт 65 всп., 65, Петро, № 55, 73/75; 67; 63; 62; 44; 45[бис]								
П-64	100	ПЮЗ 6-1-2	+	+				
П-1	100	ПЮЗ 9-1	+	+	+	+		
П-2	100	ПЮЗ 9-1	+	+	+	+		
П-8	100	ПЮЗ 9-1	+	+		+		
П-59[а]	180	ПЮЗ-6-1	+	+		+		
П-49	180	ПЮЗ-6-1	+	+		+		
П-1-2	220	ПЮЗ-6-2	+	+				
Штр. 2	–90		+			+	+	+
Штр. 1	–90		+			+	+	+
П-1	–20	АС-7-1	+	+		+	+	+
П-3	–20	АС-7-1	+	+		+	+	+
П-16	–20	АС-8-2	+			+	+	+
Штр. 5	–140		+			+	+	+
Транспортный штр.	–20		+			+	+	+
Штр. 2	–20		+			+	+	+
Штр. 2	–140		+			+	+	+
Штр. 1	–140		+			+	+	+

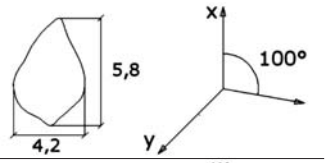
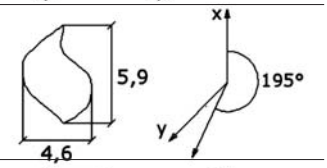
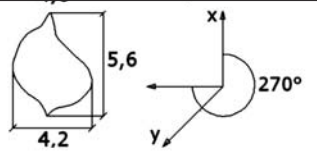
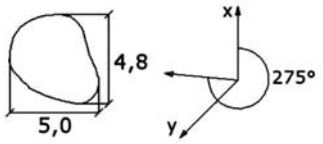
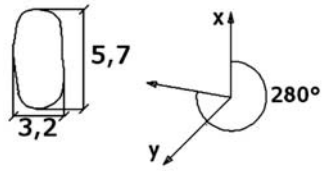
Таблица 2

Классификация характерных случаев проявления горного давления

Место проявления горного давления	Ориентирование выработок в пространстве	Краткое геологическое описание района	Формы динамических проявлений горного давления	Площадь сечения выработок, м^2
Штр. 6, гор. –20 м (в районе сопряж. Со штр. 7) шх. 73/75	Под углом 47° к линии горизонта	В кровле перемежающиеся слои красных и серых песчаников мощностью 1,2 — 2,4 м	Интенсивное отслоение в кровле, заколообразование и шелушение	$S_ф$ = 38,3 м^2 $S_{пр}$ = 24,1 м^2
Штр. 2, гор. –140 м, шх. 67	Субширотное направление (90°)	Кровля сложена красным алевролитом и мелкозернистым красным песчаником	Интенсивное стреляние, шелушение, заколообразование, треск	$S_ф$ = 34,7 м^2 $S_{пр}$ = 24,0 м^2
Сбор. вент. штр. П-1, гор. –20 м, шх. 73/75	Под углом 245° в субширотном направлении	В кровле переслаивание пластов серого и красного песчаника мощностью 0,5 — 1,0 м	Вывалы в кровле, интенсивное заколообразование, треск	$S_ф$ = 18,95 м^2 $S_{пр}$ = 18,1 м^2
Трубный ходок ОД шх. 73/75, гор. –90 м	Под углом 155°	По бортам и в кровле серый среднезернистый песчаник разбит межпластовыми трещинами, заполненными кальцитом	Интенсивное заколообразование, вывалы в кровле, стреляние	$S_ф$ = 19,7 м^2 $S_{пр}$ = 13,14 м^2
Разрезной штрек П-3 шх.73/75, гор. –20 м	Под углом 10°	В кровле серый среднезернистый песчаник мощностью 5 — 6 м, выше расположен красный песчаник. С кровли капеж воды. Разбит пологими и секущими трещинами	Отслоение с кровли пластин горной массы, треск, стреляние	$S_ф$ = 17,5 м^2 $S_{пр}$ = 16,8 м^2
Панельный штрек П-1 гор. –20 м, шх. 73/75	Под углом 280°	В кровле чередующиеся породы красного и серого песчаника, разбит на трещины различной ориентации	Отмечено несколько разотслоений с кровли, борта, стреляние, треск	$S_ф$ = 18,4 м^2 $S_{пр}$ = 16,8 м^2
Штрек 2, гор. –20 м (камера заезда ремпункта)	В субмеридиональном направлении (0°)	В кровле мелкозернистый песчаник, по бортам переслаивающиеся слои красных и серых песчаников	Отслоение в кровле, шелушение и заколообразование по бортам	$S_ф$ = 24,9 м^2 $S_{пр}$ = 21,0 м^2

Таблица 3

Деформирование шпура в зависимости от направления горных выработок

Дата	Наименование выработки	Общий вид деформированного шпура
10.03.94.	Штрек 4, гор. –20 м, шх. 73/75, направление 100°	
05.03.97.	Вент. штрек П-1, гор. –20 м, шх. 73/75, направление 195°	
10.09.97.	Вент. разр. штрек П-1, гор. –20 м, шх. 73/75, направление 270°	
10.04.97.	СВШ П-1, гор. –20 м, шх. 73/75, направление 275°	
04.07.97.	Панельный штрек П-1, гор. –20 м, шх. 73/75, направление 280°	

не было возможным. Форма и характер разрушения шпура дают возможность оценить влияние преобладающего направления вектора напряжения на конструкцию системы. Наблюдается также аналогия в характере и форме разрушения штрека и шпура. Основная цель исследования — установить зависимость времени релаксации от процесса деформирования поверхности на примере шпура. Поэтому исследования и замеры велись непосредственно в шахтных условиях в период технологического процесса. По результатам эксперимента набрана статистика

времени релаксации напряжения, проведена обработка полученных данных, что позволило установить время релаксации напряжения в пределах семи часов в шпурах после бурения, тогда как релаксация напряжения вокруг горноподготовительных выработок после буровзрывных работ протекает в течение одних — трех суток. Наблюдения за процессом разгрузки массива на очистных забоях показали, что в основном релаксация протекает намного быстрее, то есть через полторы смены (12 ч).

Аналитическим путем выведена зависимость времени релаксации напряжения от площади обнажения на примере шпура и сечения горноподготовительных выработок. Интерпретация диаметра шпура с сечением горнопроходческого забоя осуществляется путем приведения к геометрической форме шара, тем самым сечения штрека на основании округляется. Необходимо отметить, что при проведении горнопроходческого штрека с проектным сечением предусмотрена разгрузка по почве, поэтому деформация шпура происходит условно как с почвы, так и по кровле. При этом высота штрека будет соответствовать диаметру, далее по эмпирической формуле определяем площадь шара S.

На рис. 1, где показана зависимость времени релаксации от площади обнажения, четко видно, как массив релаксируется на трещины во времени: если сечение 0,08 м^2 (на шпур диаметром 51 мм), то в течение 8 ч, если сечение 0,01 м^2, то время релаксации составит 1 ч, тогда как при сечении 15,89 м^2 (S = 21,4 м^2) время составляет 72 ч.

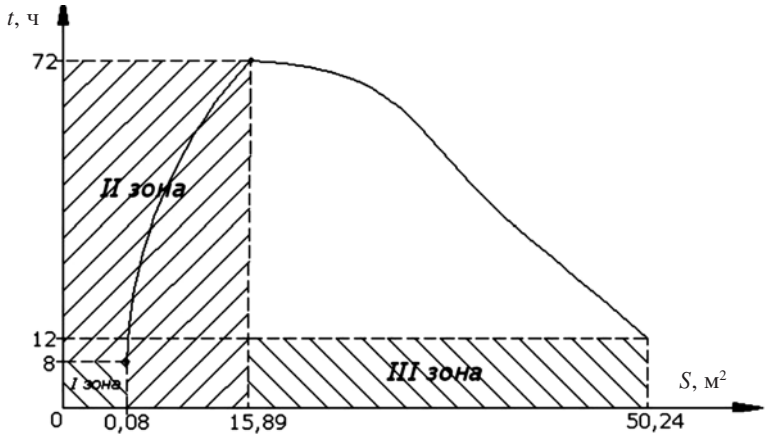


Рис. 1. Зависимость времени релаксации от площади обнажения

Проходческий забой разгружается шпурами при ведении буровых работ, хотя по сечениям суммарный объем шпуров в 29 раз меньше относительно сечения самаго штрека. Если рассмотреть процесс масштабно, то, возможно, без разгрузки массива на шпуры сам горнопроходческий штрек испытывал бы концентрацию напряжения, влияющего на протяжении восьми часов.

Аналитический вывод времени релаксации на очистном пространстве с сечением более 50 м^2 зависит от многих факторов, не только от распределения концентрации напряжения в массиве горных пород, но и от техногенных воздействий, вызывающих дополнительные импульсы. Наложение двух факторов, влияющих на массив, на физико-механические свойства горных пород создает наиболее благоприятные условия для протекания процесса деформирования и принятия массивом более устойчивого состояния.

Как ранее отмечено в работе [3], скорость перераспределения напряжения в массиве горных пород зависит от интенсивности ведения горных работ, поэтому прогнозное аналитическое определение времени релаксации на данном графике не представляется возможным, так как очистное пространство по своей сути в массиве работает как аккумулирующая подушка для избыточного напряженного состояния массива, создаваемого за счет природного поля и техногенного воздействия.

Поэтому на рис. 2 зависимость площади деформирования от концентрации напряжения имеет три функции на момент факти-

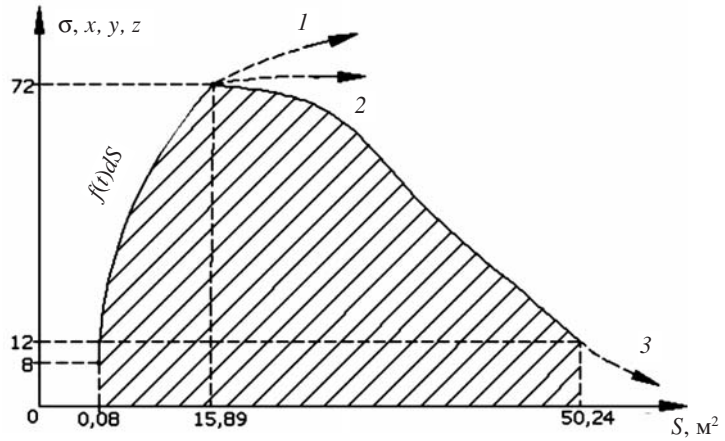


Рис. 2. Зависимость концентрации напряжения от функции времени и площади обнажения

ческого состояния: время нарезных работ в панели; время оформления первого ряда междукамерных целиков; время при развернутых забоях. Следовательно, время релаксации напряжения зависит от площади обнажения: на малых масштабах есть возможность прогнозировать разрушения конструктивных элементов системы, а на очистных забоях необходимо рассматривать масштабы обнажения выработанного пространства, как указано на рис. 2.

Литература

1. *Хаин В.Е.* Общая геотектоника / В.Е. Хаин. — М.: Недра, 1964.
2. *Николаев Е.И.* Методы непрерывного контроля состояния выработанного пространства и закладочного массива при отработке пологих рудных залежей: автореф. дис. … д-ра техн. наук / Е.И. Николаев. — Бишкек, 1992.
3. *Алпысбаев К.А.* Разработка адаптивной технологии выемки руд, обеспечивающей полноту извлечения запасов, на участках подверженных тектоническим нарушениям: автореф. дис. … канд. техн. наук / К.А. Алпысбаев. — Жезказган, 2001.

УДК 622.231

ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ РЕЗОНАНСНЫХ ГРОХОТОВ И ПИТАТЕЛЕЙ

А.И. Афанасьев, Д.Н. Андрюшенков, А.Ю. Закаменных, А.А. Чиркова

Снижение потребления энергии в настоящее время стало актуальным во всех отраслях промышленности. В горной промышленности России используются питатели с линейным электромагнитным двигателем типа ПЭВ, ПВГ, работающие в области резонансной частоты, и грохоты ГРЛ-62, ГРЛ-72 с эксцентриковым приводом и упругим шатуном. Электромагнитные резонансные вибротранспортные машины (ВТМ) работают с относительно большой частотой, кратной частоте промышленной электросети, и имеют относительно небольшую (до 3 мм) амплитуду колебаний рабочего органа. Характеристики резонансных ВТМ: производительность P, мощность двигателя Q, критерий энергетической эффективности $K_э$ [1,2], комплексный критерий энергетической эффективности $K_к$ [3] масса пабочего ор-

Таблица 1

Параметры работы и критерии энергетической эффективности ВТМ

Марка ВТМ	Q, м/с	P, кВт	$K_э$, (кг·м)/(с·кВт)	$K_к$ 10^4, м/(с·кВт)	$m_{р.о}$, кг
ГРЛ-62	0,041	13	19	315	500
ГРЛ-72	0,066	17	28,1	257	1100
ПВГ-1,0/2,5	0,18	11	40,9	117	3500
ПВГ-1,6/6,5	0,17	28	39,5	30,8	12 800
ПВГ-2,6/6,0	0,25	34	44,2	34,7	12 700
ПВГ-1,2/5,7	0,166	17	55,6	181	3080
ПЭВ-3-4-2-19	0,21	8	64	97	6790

гана $m_{р.о}$. Углы наклона рабочего органа α этих ВТМ 0 — 8 град, а угол вибрации β 20 — 50 град. Из табл. 1 видно что комплексный критерий энергетической эффективности [3] имеет широкий диапазон и зависит от конструктивного исполнения рабочего органа.

Резонансные машины, разработанные в УГГУ, имеют относительно низкую частоту колебаний и амплитуду — до 5 Гц и до 30 мм, соответственно. При таких параметрах вибрации эти ВТМ обеспечивают «быстроходный», «полубыстроходный» и «тихоходный» режимы транспортирования. В качестве вибровозбудителя в этих машинах используются два типа двигателей: линейный импульсный магнитоиндукционный и электромагнитный [4]. Энергозатраты, а следовательно, тепловая нагруженность, надёжность и производительность резонансной вибротранспортной машины существенно зависят от движущего усилия, которое пропорционально току в его обмотке. Питание магнитоиндукционного двигателя [4] осуществляется относительно короткими импульсами тока (время действия движущего импульса меньше четверти периода собственных колебаний).

Для поддержания стабильной амплитуды колебаний при резонансной частоте 5 Гц через обмотку за 30 — 60 мс необходимо пропускать значительный по амплитуде ток. Это вызывает существенный нагрев всех частей двигателя. Время протекания по обмотке тока ограничивается временем заряда накопителя энергии — конденсаторов и временем коммутации тиристоров. Для электромагнитного двигателя постоянного тока время действия движущего усилия может быть в 2 — 3 раза больше, что позволяет существенно уменьшить тепловые потери в обмотке по сравнению с магнитоиндукционным.

Таблица 2

Результаты эксперимента резонансного грохота

$f_р$, Гц	V, см/с	$m_{гр}/m_{р.о}$, кг/кг	P, кВт	$K_к$ 10^4, м/(с·кВт)	Тип вибровозбудителя
3,33	22,7 20 11 — 12	0,039 0,089 0,17	0,575	155 310 325 — 370	Магнитоиндукционный
3,6	20 — 22 15 — 16 12 — 14	0,052 0,128 0,166	0,190 0,205 0,240	540 — 600 900 — 1020 960 — 1340	Электромагнитный

На кафедре ГПТ были проведены эксперименты на ВТМ по определению энергозатрат (табл. 2). При испытаниях α = 30 град, β = 5,5 град, относительная нагрузка рабочего органа $m_{гр}/m_{р.о}$ = 0,05 ÷ 0,2 кг/кг. Параметры рабочего процесса резонансной ВТМ замерялись при помощи стандартной измерительной аппаратуры. Геометрические параметры грохота с электромагнитным и магнитоиндукционным вибровозбудителем были близки к параметрам грохота ГВЛ-500. Энергопотребление магнитоиндукционного двигателя (энергия в единицу времени, т.е мощность) при его работе определялось по энергии заряда конденсаторов по известной формуле $P = 0{,}5CU^2f_р$, где C — ёмкость конденсаторов, Ф; U — напряжение заряда конденсаторов, B; $f_р$ — резонансная частота, Гц.

Энергия (Дж), потребляемая электромагнитным двигателем из сети за цикл колебаний, определялась после фиксирования тока в обмотке и напряжения на её зажимах по формуле

$$E = I_{max}\left[t_1 \cdot \frac{U_x \cdot 2U_р}{6} + U_р t_2\right],$$

где U_x — напряжение на зажимах обмотки двигателя в момент подключения его к источнику питания, В; $U_р$ — напряжение на зажимах обмотки при максимальном токе, В; I_{max} — максимальный ток в обмотке, А; t_1 — время нарастания тока до максимума, с; t_2 — время протекания максимального тока в обмотке, с.

Мощность электромагнитного двигателя определялась из уравнения $P = E/T$, где T — период собственных колебаний рабочего органа, с.

Следует отметить, что относительная нагрузка рабочего органа в реальных условиях эксплуатации не превышает 0,2. При этом обеспечиваются приемлемые производительность и эффективность грохочения. Анализ данных, приведенных в табл. 2, показывает, что при относительной нагрузке, близкой к 0,2, комплексный критерий энергетической эффективности ВТМ с электромагнитным двигателем практически в 3 раза больше, чем у ВТМ с магнитоиндукционным. При относительной нагрузке $m_{гр}/m_{р.о} < 0{,}05$ энергетическая эффективность резонансных ВТМ неприемлемо низка. При увеличении относительной нагрузки больше 0,2 значительно уменьшается скорость вибротранспортирования горной массы, что уменьшает производительность машины. Средняя удельная производительность грохота при грохочении шлака металлургического производства крупностью –10 мм составила 8000 кг/м^2·ч. Среднее значение комплексного критерия энергетической эффективности было равно 350·10 м/с·кВт, что в 1,5 — 2 раза больше, чем у вибропитателей ПВГ, ПЭВ.

Таким образом, резонансные ВТМ с линейными электромагнитными двигателями имеют по сравнению с известными вибротранспортными машинами существенно больший комплексный критерий энергетической эффективности.

Литература

1. *Потураев В.Н.* Резонансные грохоты. М.: ЦНИЭИ-уголь, 1963. — 94 с.

2. *Спиваковский А.О.* Вибрационные конвейеры, питатели и вспомогательные устройства / А.О. Спиваковский, И.Ф. Гончаревич // М.: Машиностроение, 1972. — 326 с.

3. *Афанасьев А.И.* Комплексный критерий эффективности рабочего процесса вибротранспортных машин / А.И. Афанасьев, Е.В. Братыгин, А.А. Чиркова // Проблемы карьерного транспорта: материалы VIII международной научно-практической конференции, 20 — 23 сентября 2005 г. / ИГД УрО РАН. — Екатеринбург: УрО РАН, 2005. — С. 48 — 52.

4. *Афанасьев А.И.* Параметры рабочего процесса магнитно-индукционного импульсного двигателя виброгрохота / А.И. Афанасьев, А.А. Чиркова // Известия вузов. Горный журнал, № 7, 2007. — С. 94 — 98.

УДК 556.3

УЧЕТ ПРИРОДНЫХ ФАКТОРОВ ЕСТЕСТВЕННОЙ ЗАЩИЩЕННОСТИ ВОДОНОСНЫХ ГОРИЗОНТОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКОВЯЗКИХ НЕФТЕЙ И ПРИРОДНЫХ БИТУМОВ

Р.Ф. Вафин

Работы, проводимые на всех стадиях «жизни» месторождений высоковязких нефтей (ВВН) и природных битумов (ПБ) приводят к значительным изменениям геологической среды (ГС) [1, 2, 3], которые заключаются в следующем:

- падение внутрипластовых давлений и напряженного состояния пород;
- переформирование гидрогеологических условий (замещение выкачиваемой нефти водой, усиление водообмена, смешение вод, образование новых водоносных горизонтов (ВГ));
- вторичные изменения режима подземных вод (ПВ);
- фильтрационные деформации пород вплоть до гидроразрыва водоносных слоев в связи с законтурным и внутриконтурным заводнением.

По мнению ряда исследователей [1, 2, 3], важнейшим этапом прогнозирования техногенного изменения ГС и своевременного принятия мер по предотвращению или сокращению негативных последствий разработки ВВН и ПБ, является типизация, или типологическое районирование, территории, позволяющее:

1. Выявлять участки с общими гидрогеологическими условиями и близкой реакцией среды на техногенное воздействие.
2. Обоснованно проводить экстраполяцию полученных данных на однотипные территории.
3. Рационально размещать сеть режимных наблюдений (скважины, пункты геофизических измерений).
4. Более целенаправленно проводить мероприятия по предотвращению или снижению влияния техногенных процессов.

Наиболее сложный вопрос при типизации — это выбор классификационных признаков. Типологическое районирование должно быть основано на анализе природных факторов, отражающих объективную реальность. При типизации должны учитываться такие условия территории, на фоне которых развиваются техногенные процессы, как климатические, геолого-структурные (геологический разрез территории, структура), геомор-

фологические, инженерно-геологические; гидрогеологические (состав и свойства вод, водонасыщенных пород, активность водообмена). В качестве основного классификационного признака рекомендуется природная (естественная) защищенность ПВ, иными словами, перекрытость водоносного (нефтегазоносного) горизонта сверху и снизу слабопроницаемыми отложениями, которые препятствуют в случае с ВГ проникновению в него загрязняющих веществ, а в случае с нефтебитумной залежью — защищают от разрушения.

Среди природных факторов, характеризующих защищенность ПВ, важнейшими являются геолого-гидрогеологические условия:

- строение и свойства зоны аэрации;
- строение горизонтов ПВ (толщина, литологическое строение, направление и уклон потока, фильтрационно-емкостные и иные физические свойства пород);
- строение и свойства водоупоров (толщина, литологическое строение, наличие так называемых литологических окон и «трещин»);
- гидродинамическая связь ВГ;
- тектонические условия и современная тектоника, с которыми связаны зоны разломов, трещиноватости;
- развитие карстовых процессов в зоне распространения пресных ПВ.

Количество учитываемых факторов в каждом случае зависит от конкретных геолого-гидрогеологических условий района или участка.

Применительно к нефтегазовой геологии, можно выделить 4 основных компонента ГС, характеризующих естественную (природную) защищенность ГС [1, 2, 3, 5].

Зона аэрации (ЗА), под которой понимают верхнюю часть земной коры, расположенную между земной поверхностью и зеркалом грунтовых вод, где происходят процессы переноса веществ и обмена энергией, в том числе солнечной. В пределах ЗА поры частично или полностью заполнены воздухом, что определяет ее трехкомпонентный состав (минеральный скелет, вода, воздух). ЗА воспринимает основную антропогенную нагрузку. Изучение структуры данного интервала геологического разреза имеет большое значение при определении защищенности пресных ВГ сверху.

На нефтебитумных месторождениях загрязнение сверху (с дневной поверхности) происходит при порывах трубопроводов

из-за коррозии, при фильтрации соленых вод из земляных амбаров, негерметичности устьевой арматуры на скважинах и др. Ежегодно на нефтепромысловых объектах накапливается более 4400 $м^3$ нефтесодержащих осадков [4].

Участки увеличенной толщины ЗА, представленные породами с хорошими фильтрационными свойствами (литологические «окна»), служат путями проникновения загрязнителей, которые фильтруются в грунты непосредственно или с дождевыми водами. Отсутствие должного внимания к определению свойств и состава пород ЗА может сыграть негативную роль в освоении месторождений нефти и газа. В качестве примера можно привести осолонение родников в Лениногорском и Азнакаевском районах Татарстана в начале 1980-х гг. из-за фильтрации соленой воды из земляных амбаров при бурении эксплуатационных скважин.

Прогнозирование структуры ЗА (выделение участков, сложенных относительно хорошопроницаемыми породами) существенно при размещении нефтедобывающих объектов, бурении и опробовании разного рода скважин.

Зона пресных подземных вод. Качественная оценка природных условий защищенности ВГ месторождений ВВН и ПБ обуславливает необходимость учета глубины распространения подземных вод. Для исключения перетоков, смешения вод различного состава при бурении скважин любого назначения должны быть перекрыты все пресные ВГ и отделены от соленых ПВ. Определение границы залегания пресных и соленых ПВ необходимо проводить для выбора оптимальной конструкции скважин, своевременного принятия мер при интенсивном освоении скоплений ВВН и ПБ.

Карстовые процессы — важнейший природный фактор, характеризующий защищенность ГС. Разработка месторождений ВВН и ПБ на участках закарстованности часто приводит к таким неблагоприятным последствиям, как просадка, сдвиг и другие деформации, которые нарушают устойчивость массивов пород и находящихся на них сооружений.

Одним из негативных процессов являются перетоки водонефте-битумной жидкости, возникающие при разработке месторождений. Они приводят к значительным изменениям ГС, вызывая загрязнение ПВ, обводнение или разрушение залежей ВВН и ПБ. Заколонные перетоки жидкости возможны при наличии определенных перепадов пластовых давлений между отдельными взаимосвязанными горизонтами. Этому способствуют нали-

чие путей перетока — несцементированного кольцевого пространства скважин, дизъюнктивных нарушений и литологических «окон». В качестве последних при оценке защищенности ПВ снизу рассматривается обычно наличие карста. Изучать зоны закарстованности необходимо для объективной оценки гидрогеологических условий, прогноза зон поглощений при проектировании различного рода скважин.

Тектонические нарушения. Тектонические условия представляют собой важнейший фактор природной защищенности ГС, который необходимо учитывать на стадиях разработки месторождений ВВН и ПБ, залегающих в различных слоях осадочного чехла. Как правило, зоны развития разломов, повышенной трещиноватости характеризуются резким изменением свойств горных пород, их напряженного состояния, а также гидрогеологических условий.

Тектонические нарушения являются естественными путями фильтрации загрязнителей, особенно это актуально в случае преобладания в разрезе карбонатных отложений, слагающих осадочный чехол. Как известно, карбонатные породы наименее пластичны и более других пород подвержены растрескиванию. Развитию трещиноватости способствовала и способствует тектоническая активность. Сильная тектоническая нарушенность и подвижность обуславливают широкое распространение в осадочном чехле зон повышенной трещиноватости. Тектонические разрывные нарушения, зоны разуплотнения, дробления и трещиноватости, пересекающие водоупоры, являются одним из основных путей восходящей и нисходящей миграции загрязняющих веществ.

Зоны тектонических нарушений должны учитываться при оценке защищенности ПВ снизу, к тому же негерметично зацементированные участки стволов скважин, пересекающие зоны разуплотнения пород, являются дополнительными путями загрязнения ПВ; возможно разрушение скоплений нефти верхних горизонтов при перетоках флюидов из заводняемых пластов.

В качестве выводов можно выделить следующее:

◇ при разработке месторождений ВВН и ПБ наблюдаются значительные изменения такого компонента ГС, как гидросфера. Эти изменения заключаются в основном в переформировании гидрогеологических условий в глубоких горизонтах и в загрязнении пресных ПВ, зоны активного водообмена;

◇ важнейшим этапом при прогнозировании антропогенного воздействия на ГС при разработке месторождений ВВН и ПБ яв-

ляется типологическое районирование территории и разреза месторождений;

◇ в качестве основного классификационного признака при типизации геологической среды рекомендуется пользоваться природной (естественной) защищенностью ПВ;

◇ выделены 4 основных компонента ГС, характеризующих природную защищенность ГС — зона аэрации, зона пресных ПВ, карстовые процессы и тектонические нарушения. Данные компоненты необходимо учитывать при разработке месторождений ВВН и ПБ в целях защиты ПВ от загрязнения.

Литература

1. *Анисимов Б.В.* Основные принципы типизации геологической среды нефтедобывающих районов в природоохранных целях / Б.В. Анисимов, Р.Л. Ибрагимов, А.Г. Пухов // Тр. / ТатНИПИнефть. — Т. 2. — Бугульма, 1980, 152 с.

2. *Анисимов Б.В.* О необходимости создания сети наблюдательных скважин на пресные водоносные горизонты нефтяных месторождений / Б.В. Анисимов, А.Г. Пухов // Тр./ ТатНИПИнефть. — Т. 2. — Бугульма, 1980.

3. *Боровский М.Я.* Геоэкология недр Республики Татарстан: геофизические аспекты / М.Я. Боровский, Н.Х. Газеев, Д.К. Нургалиев. — Казань: Изд-во «Экоцентр», 1996. — 316 с.

4. *Котенев Ю.А.* Экологические аспекты функционирования нефтегазовых техноприродных систем: учебное пособие / Ю.А. Котенев, В.Е. Андреев, В.П. Давыдов. — Уфа: Изд-во УГНТУ, 1998. — 101 с.

5. *Вафин Р.Ф.* Экологическая нефтегазовая экология: учебное пособие / Р.Ф. Вафин. — Казань: Изд-во Казанского университета, 2008. — 84 с.

УДК 622.235.535.2

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ НА РАСПРОСТРАНЕНИЕ СЕЙСМИЧЕСКИХ ВОЛН ПРИ РЕГИСТРАЦИИ ЭФФЕКТА ОТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ

А.С. Ведерников

На Урале исторически обусловлено, что жилые и другие социально значимые объекты располагаются в непосредственной близости от горнодобывающих предприятий, например, жилые микрорайоны в г. Нижний Тагил расположены вблизи шахты Магнетитовая, на промплощадке также находятся сооружения

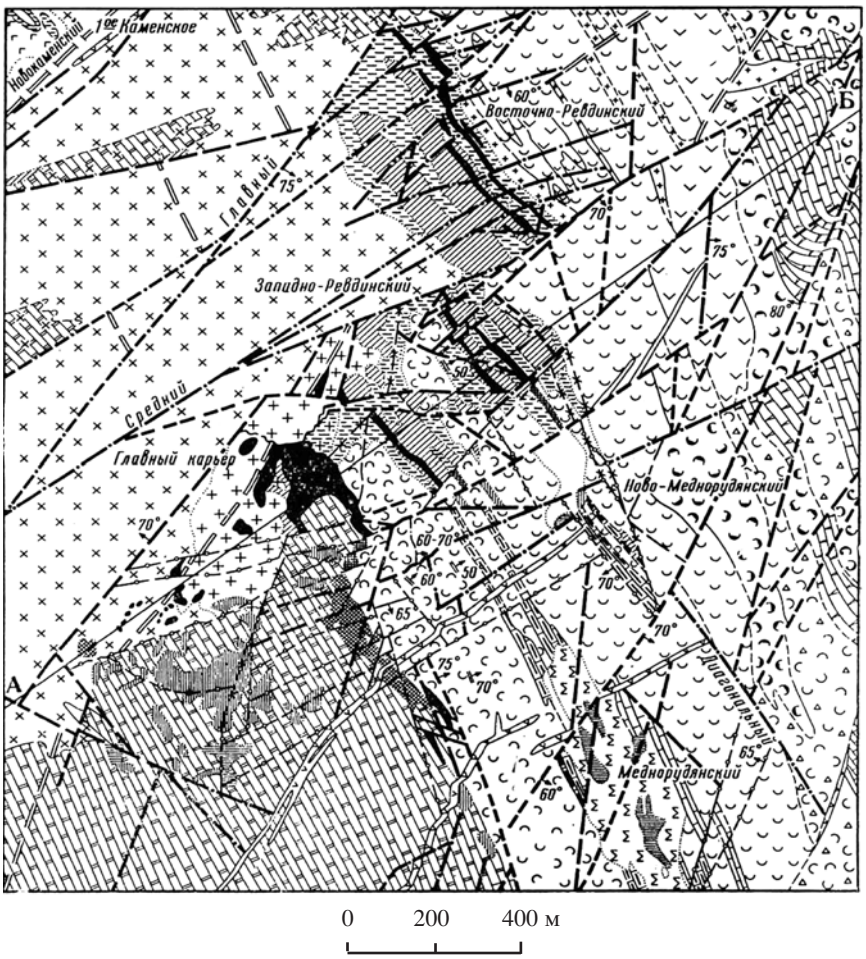


Рис. 1. План расположения тектонических нарушений в районе Высокогорского месторождения

промышленной инфраструктуры. Извлечение руды ведется с помощью взрывных работ под землей и на поверхности, поэтому остро встает вопрос о сейсмической безопасности.

Как практически любое месторождение на Урале, Высокогорское месторождение пересекается многочисленными разломными зонами (рис. 1). Структура крупных тектонических блоков осложняется большим количеством нарушений второго и треть-

его порядков, которые создают мелкоблоковую структуру месторождения. Отдельные мелкие части крупных блоков перемещены относительно друг друга на единицы, реже десятки, метров. Таким образом, структура Высокогорского месторождения, благодаря развитой системе тектонических нарушений, имеет блоковое строение, при этом четко выражена иерархия блоков. Такое обширное развитие тектонических и техногенных нарушений оказывает свое влияние на распространение сейсмических волн, возбужденных технологическими взрывами в шахте Магнетитовая. На данный момент нет достоверного механизма оценки влияния тектонических нарушений на распространение сейсмических волн.

В настоящее время взрывные подземные работы на шахте Магнетитовая ведутся на горизонтах от –370 до –580 м. Пространство горных пород над ними в значительной степени насыщено различными выработками, каждая из которых оказывает некоторое влияние на прохождение сейсмической волны, возбужденной взрывом на нижележащих горизонтах. Кроме того, как было сказано, все месторождение разбито многочисленными тектоническими нарушениями, которые также оказывают свое влияние на прохождение сейсмических волн.

В то время как пустые выработки оказывают на волну ослабляющее воздействие, нарушенные зоны могут оказывать как ослабляющее, так и усиливающее воздействие, в этом случае можно назвать такую нарушенную зону волноводом. Эффект усиления возникает из-за резко различающейся акустической жесткости нарушенной зоны и вмещающих пород. Наличие подобного волновода на пути следования сейсмической волны, особенно вблизи от очага взрывания, может привести к тому, что энергия взрыва дойдет до дневной поверхности без особого ослабления, что может послужить повреждению находящихся на поверхности зданий и сооружений даже на значительном расстоянии от эпицентра взрыва.

Цель проводимых в связи с этим мониторинговых исследований сейсмического эффекта от взрывов на шахте Магнетитовая, помимо традиционного уже контроля уровня воздействия взрывов на здания и сооружения с целью обеспечения безопасности промышленных и гражданских объектов, состоит в накоплении информации о возможном влиянии тектонических нарушений на энергию и распространение упругих волн, возникающих при проведении технологических взрывов. На одном из жилых до-

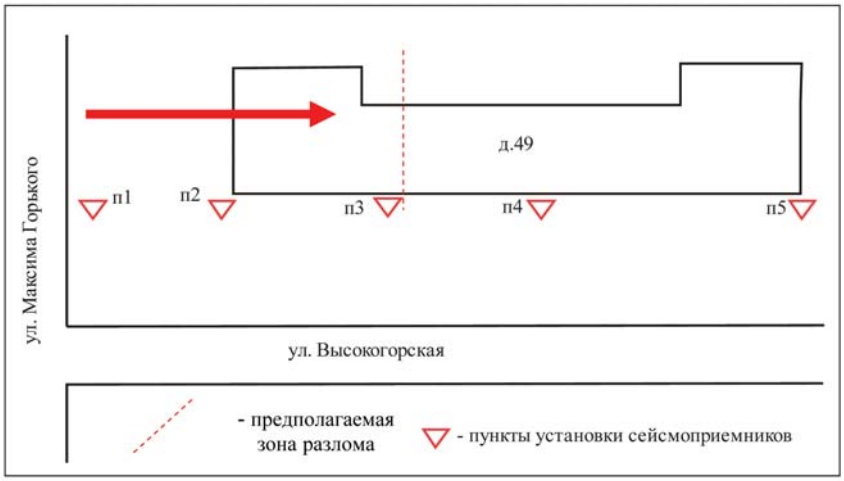


Рис. 2. План расположения пунктов установки сейсмоприемников

мов (рис. 2), находящихся на довольно близком к шахте расстоянии — 600 м до эпицентра взрыва, была отмечена вертикальная трещина по всей высоте дома, которая, предположительно, является следствием расположения под домом границы нарушенной зоны.

Из табл. 1 видно, что значения, полученные на точках регистрации, находящих за предполагаемым тектоническим нарушением, в 2 — 4 раза отличаются от значений, полученных до зоны нарушения. Пункты 1, 4, 5 и 2, 3 разнесены в таблице, так как представлены различными сейсмоприемниками.

Рассмотрим также последнюю на данный момент регистрацию сейсмического эффекта. Результаты, полученные в прошлые годы, не годятся для рассмотрения по данной проблеме без

Таблица 1

Результаты регистрации воздействия взрывов на здания

Пункт регистрации	П1	П4	П5	П2	П3
Скорости смещения, см/с	0,946	0,416	0,462	0,601	0,164
Смещения, мкм	97	45	47	59	17

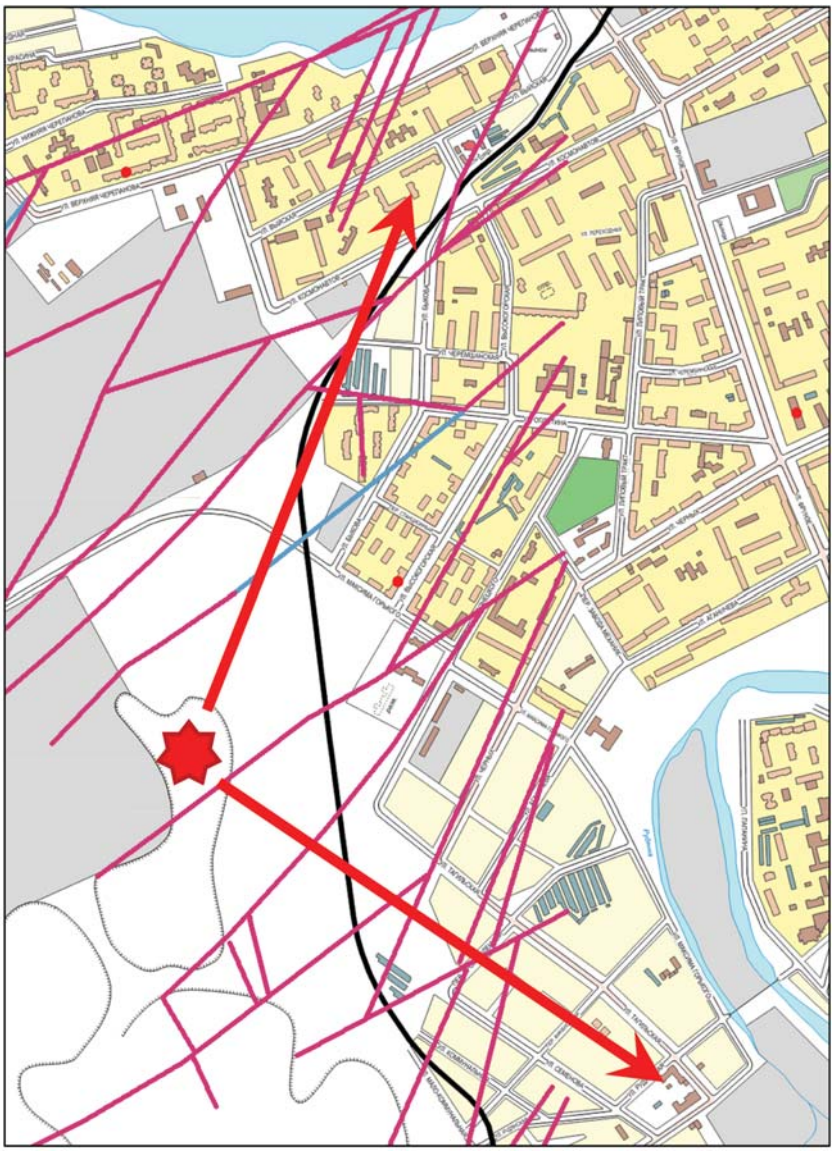


Рис. 3. Схема расположения тектонических нарушений в г. Нижний Тагил и направления от эпицентра взрыва к объектам регистрации

Таблица 2

Результаты регистрации сейсмического эффекта

Направление	Скорость смещения, см/с			Смещение, мкм		
	Минимум	Максимум	Среднее	Минимум	Максимум	Среднее
Перпендикулярно тектоническим нарушениям	0,308	0,416	0,355	35	44	40
По направлению тектонических нарушений	0,438 +42 %	0,810 +94 %	0,661 +86 %	30 –14 %	91 +107 %	55 +38 %

дополнительной интерпретации в силу различия условий проведения регистрации — различные веса ВВ, расстояния до объектов и т. д. Во время последней проведенной регистрации в качестве объектов были выбраны два жилых дома на примерно одинаковом расстоянии от эпицентра взрыва (рис. 3). При этом направление от эпицентра взрыва до одного из них практически совпадает с преобладающим направлением развития тектонических нарушений, а до другого — перпендикулярно ему. В табл. 2 приведены суммарные значения по трем компонентам скорости колебания и смещения.

Практически по всем показателям наблюдается значительный прирост значений. Однако пока проведен только один подобный эксперимент, еще рано делать какие-либо выводы. Данные результаты лишь подтверждают общеизвестные факты. Планируется продолжение исследований с учетом известных данных по тектоническому строению исследуемого района.

УДК 622.73.734

ЗАВИСИМОСТЬ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ В ЦЕНТРОБЕЖНОЙ МЕЛЬНИЦЕ ЦМВУ-800 ОТ ЕЁ РАБОЧИХ РЕЖИМОВ И ЗАГРУЗКИ

В.Р. Винокуров

В процессе испытания центробежной мельницы ЦМВУ-800 с проектной производительностью 6 т/ч в составе рудообогатительной установки МПРОУ [1] на ряде золоторудных объектов был зафиксирован большой выброс пыли при работе в открытом режиме (рис. 1). В связи с этим были проведены специальные исследования процесса пылеобразования и разработка рекомендаций по пылеподавлению.

Основные исследованные параметры: концентрация запыленности вблизи работающей мельницы и грансостав измельченного геоматериала при разной производительности мельницы.

Рис. 1. Выброс тонкодисперсной пыли при работе мельницы ЦМВУ-800 в открытом режиме

Концентрация пыли (мг/м^3) в разных точках и при разной производительности ЦМВУ-800

Точка отбора проб	Производительность мельницы, т/ч				
	2	3	4	5	6
	В закрытом режиме работы				
Разгрузка мельницы	51,1	62,8	82,7	61,9	45,9
После циклона	44,9	56,8	74,8	53,8	38,9
	В открытом режиме работы				
Разгрузка мельницы	71,7	85,6	118,5	91,7	62,8
После циклона	25,9	37,9	52,8	41,9	23,9

Для вывода образующихся при измельчении пылевидных фракций к мельнице ЦМВУ-800 [2] через патрубок был подсоединен вентилятор ВД с пылеулавливающим циклоном. Исследования проводились при работе центробежной мельницы в открытом и закрытом режимах; под первым подразумевается работа ЦМВУ в первичном исполнении с одним защитным кожухом, а под вторым — работа мельницы с установленным дополнительным защитным кожухом. Концентрация пыли определялась пробоотборником АПП 3/4, пробы отбирались непосредственно при работе центробежной мельницы с разной исходной загрузкой. Исходным геоматериалом служила черносланцевая руда, класс крупности –10 +2,5 мм. Полученные результаты сведены в таблицу.

При работе мельницы в закрытом режиме концентрация пыли на точках отбора проб, который производился в местах наибольшей концентрации пыли (после пылеулавливающего циклона и на разгрузке мельницы), практически одинакова, тогда как при работе центробежной мельницы в открытом режиме концентрация пыли на разгрузке мельницы выше, чем после пылеулавливающего циклона более чем в два раза. Таким образом, установка дополнительного защитного кожуха и работа мельницы в закрытом режиме позволяет значительно сократить выброс пыли и вывести около 50 % образовавшейся тонкодисперсной пыли с помощью пылеулавливающего отсасывающего устройства.

Следует отметить также, что выделение и наибольшая концентрация тонкодисперсной пыли происходит при работе центробежной мельницы производительностью 3—4 т/ч, что под-

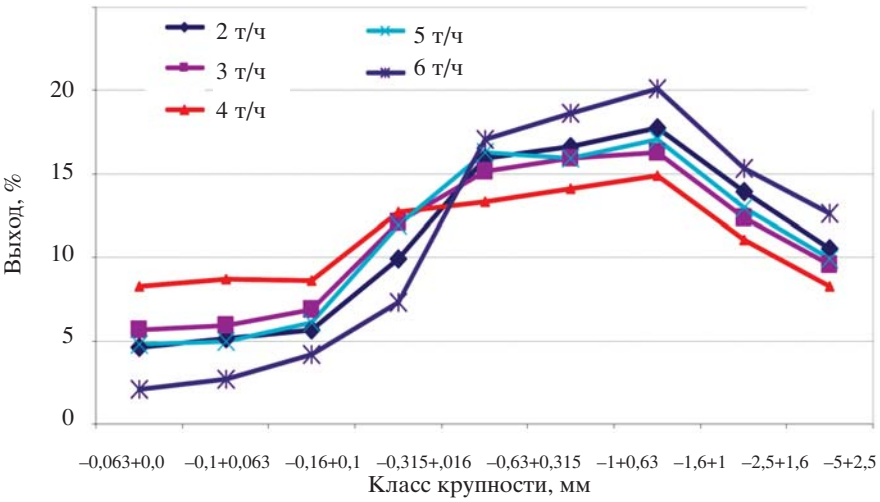


Рис. 2. Гранулометрическая характеристика продуктов измельчения при разной производительности мельницы

тверждается и гранулометрическим составом измельченных проб (рис. 2). Ранее проведенными исследованиями зависимости выхода контрольного класса крупности –0,1 мм (рис. 3) от производительности мельницы при измельчении в центробежной мельнице ЦМВУ черносланцевых руд крупностью –12 + 5 мм выявлено, что максимальный выход наблюдается при производительности от 4 до 6 т/ч.

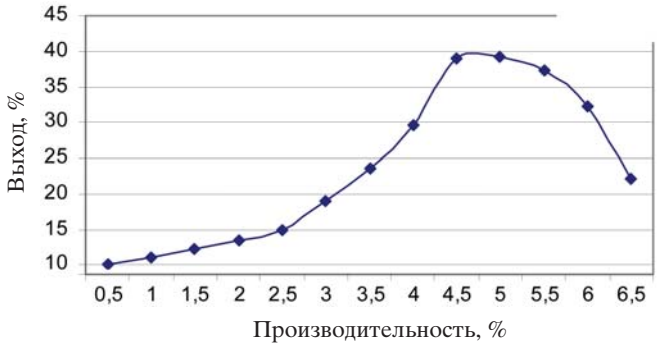


Рис. 3. Гранулометрическая характеристика продуктов измельчения при разной производительности центробежной мельницы ЦМВУ

Таким образом, экспериментально подтверждается, что наибольшая эффективность измельчения руды [4] в ступенчатой мельнице ЦМВУ-800 и, соответственно, максимальная концентрация запыленности достигается при производительности 4 т/ч. Предлагается модернизировать защитный кожух мельницы для наиболее полной герметизации рабочей камеры и использовать пылеулавливающее отсасывающее устройство.

Литература

1. *Матвеев А.И.* Перспективы применения модульных передвижных рудообогатительных установок / А.И. Матвеев, В.П. Винокуров, В.М. Федоров. Якутск: Изд-во ЯНЦ СО РАН, 1997. — С. 43 — 45.

2. *Львов Е.С.* Новая установка для дезинтеграции полиминерального сырья / Е.С. Львов, А.И. Матвеев, В.Р. Винокуров // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф. / УГГГА. — Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. — С. 391 — 394.

3. *Винокуров В.Р.* Сравнительные испытания центробежных установок ударного действия для тонкого размола / В.Р. Винокуров // Материалы всероссийской научно-технической конференции с международным участием. — Улан-Удэ, 2006. — С. 68.

4. Центробежные установки ударного действия для тонкого размола / А.И. Матвеев и др. // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч-техн. конф. / УГГГА. — Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. — С. 394 — 399.

УДК 622.23.05

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАЧАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГРУНТОВЫХ ЧАСТИЦ ВОЗДУШНЫМ ПОТОКОМ ПО ВРАЩАЮЩЕМУСЯ ТРУБОПРОВОДУ ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Д.А. Воротников, Е.С. Мамиконян

Бестраншейные способы сооружения коммуникаций играют важную роль в подземном строительстве современных городов. Основными причинами этого являются высокая насыщенность подземного пространства различными коммуникациями, переход большинства подземных сооружений на более глубокие горизонты. Подземное строительство открытым способом в подавляющем большинстве случаев практически невозможно.

Бестраншейные технологии в наибольшей мере позволяют решать усложняющиеся проблемы городского подземного строительства и обладают большим потенциалом развития [1]. Этим объясняется актуальность совершенствования способов сооружения подземных каналов.

По принципу образования скважины все способы проходки можно объединить в следующие основные группы: радиальное вдавливание грунта в массив без его извлечения, разрушение и удаление грунта с одновременной или последующей обсадкой скважины, радиальное вдавливание некоторой части грунта и удаление оставшейся его части. Первый метод реализуется в основном пневмопробойниками. Так получают скважины диаметром до 250 — 300 мм. Это ограничение обусловлено значительным возрастанием энергоемкости процесса при увеличении диаметра скважин [2]. Второй метод реализуется буровыми установками и устройствами для продавливания полого металлического кожуха. Третий способ сооружения скважин в определенной мере является сочетанием первого и второго способов. Привлекательность такого сочетания заключается в новых потенциальных возможностях, главной из которых является возможность достижения прочности и устойчивости стенок скважин без применения буровых растворов или других дополнительных материалов. Уплотнение грунта является простым и эффективным способом упрочнения механических связей между его частицами. Скважины с уплотненными стенками сохраняют устойчивость в течение весьма длительного периода времени. Отпадает необходимость использования буровых растворов для укрепления стенок скважин [2].

Важной задачей для практической реализации рассмотренного комбинированного способа проходки является надежное удаление разрушенного грунта из скважины. Для этих целей применяются механические и гидравлические системы транспортирования. Механические системы находят ограниченное применение ввиду громоздкости и недостаточной надежности. Гидравлическое транспортирование применяется в установках направленного горизонтального бурения. Применительно к прокладке скважин под инженерными сооружениями недостатки гидравлического бурения заключаются в опасности размывания каверн. Кроме этого, следует отметить сложность производства работ при отрицательной температуре, необходимость доставки к месту работы больших объемов воды и сложность утилизации отработанного бурового раствора, смешанного с грунтом.

В качестве очистного агента в транспортных устройствах непрерывного действия может использоваться воздух. При этом технологический процесс значительно упрощается. Отсутствует необходимость доставки к месту производства работ значительных объемов очистного агента. Отделение породных частиц от очистного агента после завершения процесса транспортирования осуществляется достаточно просто и быстро. Существует возможность построения технологического процесса с высоким уровнем санитарно-гигиенических показателей. Такого рода «сухая» технология может использоваться круглогодично, включая периоды с отрицательной температурой воздуха.

Основная проблема способа транспортирования воздушным потоком заключается в его низкой надежности. Частицы грунта оседают на дно транспортного канала, образуя подстилающий слой. Проходное сечение канала при этом уменьшается. В дальнейшем этот слой может перерасти в пробку. Надежность процесса горизонтального транспортирования разрушенной породной массы воздушным потоком можно обеспечить сочетанием двух технических решений: в качестве транспортного канала необходимо использовать размещенный в скважине трубопровод; трубопровод в процессе транспортирования должен вращаться вокруг своей продольной оси, например, вместе с инструментом, формирующим скважину. Непрерывное вращение трубопровода исключит или существенно затруднит возможность образования неподвижного подстилающего слоя на дне транспортного канала из частиц породы, выпадающих из транспортного потока. Кроме того, такое техническое решение позволяет избежать разрушающего воздействия скоростного шламо-воздушного потока на стенки скважины.

Преимущества способа транспортирования по вращающемуся трубопроводу по сравнению с традиционным вытекают из иной физической сущности процесса движения частиц материала. При транспортировании материала по неподвижному трубопроводу потоком очистного агента важное значение имеют силы, удерживающие частицы во взвешенном состоянии (рис. 1). Это гидродинамические силы и силы, появляющиеся при турбулентности газового потока. Физическая картина движения частиц во вращающемся трубопроводе во многом отличается от рассмотренной выше. Силы, удерживающие транспортируемые частицы во взвешенном состоянии, не имеют определяющего значения, так как транспортирование частиц возможно и без

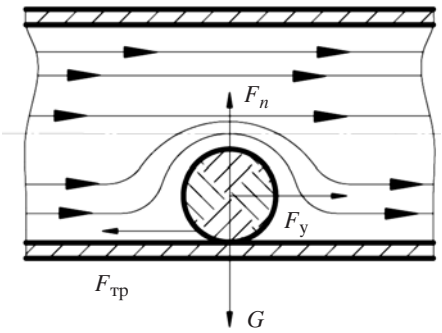


Рис. 1. Силы, действующие на частицу в горизонтальном трубопроводе

подъема их со дна силами газового потока. При повороте трубопровода на некоторый угол частицы материала, соскальзывая по стенке трубы, начинают движение относительно трубопровода независимо от воздействия воздушного потока. Частицы могут подниматься, а затем соскальзывать по стенке, одновременно продвигаясь вдоль трубопровода вместе с газовым потоком. При таком характере движения затрудняется образование подстилающего слоя из осевших на дно частиц, так как они приводятся в движение в результате вращательного движения трубопровода. Это движение трубопровода является существенным фактором повышения надежности транспортирования. Важным обстоятельством является то, что во вращающемся трубопроводе движение вдоль его оси возможно при значительно меньшей скорости газового потока, чем это необходимо для транспортирования в неподвижном трубопроводе. На частицу, лежащую на стенке трубопровода после его поворота на некоторый угол, действует совокупность сил, направленных в двух плоскостях. Для анализа процесса движения частицы рассмотрим совокупность действующих на нее сил, когда она расположена на наклонной плоскости и при этом на нее действует сила давления воздушного потока. Основное отличие в этом случае от рассмотренного выше процесса движения частицы в неподвижном трубопроводе (см. рис. 1) заключается в том, что на наклонной плоскости уменьшается сила трения частицы о стенку и появляется скатывающая сила, являющаяся равнодействующим вектором от действия силы тяжести и реакции опоры (рис. 2).

Таким образом, имеются две силы, способные сдвинуть частицу относительно стенки трубопровода: сила лобового давления на частицу со стороны воздушного потока F_5 и скатывающая сила F_2. В случае горизонтального расположения оси вращающегося трубопровода эти силы расположены в плоскости, параллельной оси трубопровода, и направлены перпендикулярно

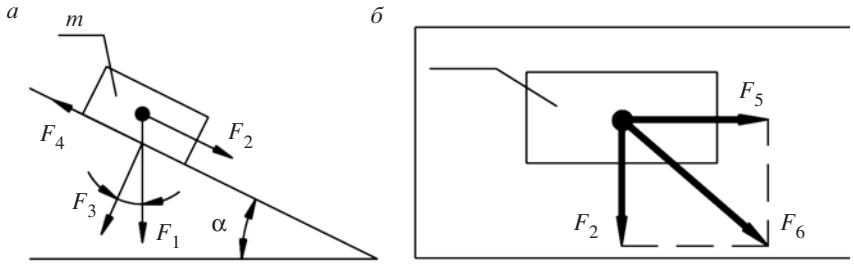


Рис. 2. Схема действия сил на частицу, лежащую на наклонной плоскости, в потоке воздуха:

а — проекция в вертикальной плоскости; *б* — проекция в плоскости скольжения; F_1 — сила тяжести; F_2 — скатывающая сила; F_3 — сила нормального давления; F_4 — сила трения; F_5 — боковая сила (сила давления воздушного потока); F_6 — результирующая сила (равнодействующая)

друг другу. Если силы действуют одновременно, то их равнодействующая F_6 направлена под некоторым углом к оси трубопровода и по касательной к его окружности в точке контакта с частицей. По мере увеличения угла поворота трубопровода происходит увеличение скатывающей силы F_2 и уменьшение силы трения F_4. Движение частицы по стенке трубопровода начнется тогда, когда величина равнодействующей F_2, превысит силу трения F_4. При этом сила давления воздушного потока F_5 может быть меньше силы трения F_4. Следовательно, движение частицы во вращающемся трубопроводе будет происходить при скорости воздушного потока, меньшей, чем скорость трогания и скорость подъема. При этом ее движение будет направлено под некоторым углом к оси трубопровода; чем выше скорость воздушного потока, тем меньше этот угол. Однако при этом уменьшается роль и влияние на процесс движения скатывающей силы F_2, что нерационально с точки зрения экономичности, так как в этом случае процесс, по сути, приближается к процессу транспортирования по неподвижному трубопроводу.

Для практического подтверждения представлений о физической сущности процесса движения частиц в полости вращающегося трубопровода и проверки обоснованности утверждений о потенциальных преимуществах такого способа транспортирования по вращающемуся трубопроводу, а также с целью уточнения некоторых исходных данных для расчета параметров пневмотранспортной системы были проведены эксперименты по физическому моделированию процесса движения грунтовой частицы по наклонной плоскости под действием двух движущих сил. Экс-

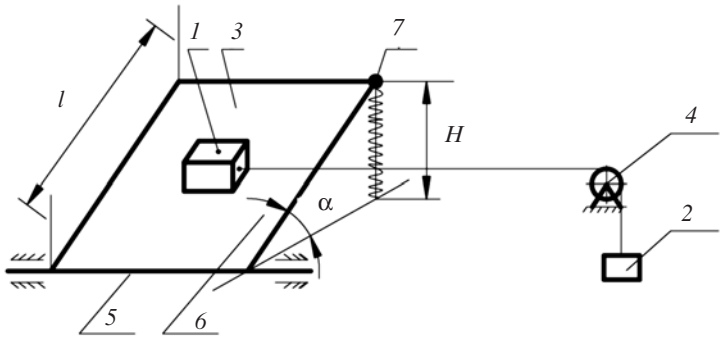


Рис. 3. Схема экспериментального стенда для моделирования движения грунтовой частицы под действием скатывающей силы и силы давления воздушного потока:
1 — грунтовый блок, *2* — груз для создания боковой силы, *3* — опорная плита, *4* — блок, *5* — ось поворота, *6* — винт, *7* — гайка

перименты проводились на специальном стенде, позволяющем плавно изменять угол наклона опорной плиты, на которой располагается грунтовая частица (рис. 3). Увеличение угла наклона плиты к горизонту до значения, при котором грунтовая частица начинает скользить вниз, соответствует по физическому смыслу повороту трубопровода на тот же угол, соответствующий началу соскальзывания частицы по внутренней стенке трубы. Моделью частицы служил грунтовый блок, в форме прямоугольного параллелепипеда размером $100 \times 100 \times 40$ мм и массой от 2,75 до 4 кг. В процессе опытов в некоторые моменты от грунтового блока самопроизвольно откалывались небольшие куски. Поэтому масса блока уточнялась перед каждым опытом. Сила лобового давления воздушного потока имитируется натяжением нити, направленной перпендикулярно линии скольжения частицы. Натяжение создавалось грузом изменяемой массы, который подвешивался на нити через опорный блок. При определении силы учитывались потери на трение в блоке.

Число повторений одноименных измерений принималось в пределах от 3 до 12, что обеспечивало при коэффициенте вариации менее 15 % и доверительном интервале, не превышающем 15 %, получение доверительной вероятности (надежности результатов опытов) от 0,85 и выше. Указанными значениями величин обычно задаются при исследовании грунторазрабатывающих машин [6, 7, 8].

Таблица 1

Результаты первого этапа экспериментов

№ образца	H, мм	Путь груза от края листа с момента трогания, мм	Масса грунтового образца $m_{тр}$, г
1	580	340	3926
2	575	400	3926
3	575	440	3926
4	560	130	3926
5	555	110	3926
6	560	330	3926
7	570	520	3926

На первом этапе проведения опытов определялся коэффициент трения грунта о сталь. В качестве материала при изготовлении грунтового блока была выбрана супесь как наиболее распространенный тип грунта на территории Новосибирской области. Грунтовый блок помещался на поверхность стальной плиты. Затем при помощи винтового упора производился подъем одного края плиты до момента начала скольжения грунтового блока по наклонной поверхности плиты. В этом положении производилось измерение высоты края плиты над горизонтальной плоскостью H_N, в которой находилась ось ее поворота. Результаты отражены в табл. 1.

Измерение линейных размеров производится проще, чем измерение угла наклона плиты к горизонту и, в итоге, дает большую точность. Тангенс угла наклона плоскости плиты к горизонту, который и является коэффициентом трения, вычислялся по геометрическим формулам. Расчетная схема представляет собой треугольник, вершинами которого являются точки A, B и C (рис. 4). В нем известны длина катета AC и гипотенузы AB.

Из рис. 4 следует: BC = $\sqrt{(l)^2 - (H)^2} = 859$ мм; $K_{тр}$ = tgα = = AC/BC = 0,6. В технической литературе приводятся значения коэффициента трения грунта о сталь в интервале от 0,4 до 0,8. Полученное в результате обработки опытных

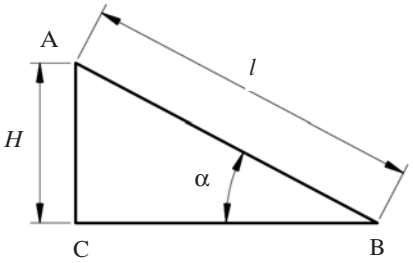


Рис. 4. Расчетная схема для первого этапа экспериментов

Таблица 2

Результаты второго этапа экспериментов

№ образца	H, мм	Масса грунтового образца $m_{гр}$, г	Масса противовеса $m_п$, г
1	0	3630	2550
2	0	3630	3000
3	0	3630	2650
4	0	3630	2630
5	0	3620	2800
6	0	3620	2630
7	0	3620	2650

данных значение коэффициента находится в середине рекомендованного интервала значений, что косвенно подтверждает справедливость результатов опытов.

Второй этап опытов (табл. 2) имел своей целью определение коэффициента полезного действия отклоняющего блока для более точной оценки величины усилия, эквивалентного силе давления воздушного потока. Угол наклона плоскости к горизонту в этих опытах был равен нолю. Масса груза 2 плавно увеличивалась до начала движения грунтового блока 1 по горизонтальной плоскости. После этого, с учетом значения коэффициента трения, установленного в ходе первого этапа, вычислялся к.п.д. блока. Число повторений опытов равнялось 7.

Значения величин, необходимых для вычисления к.п.д. определялись следующим образом:

Сила тяжести противовеса $F_т = m_п g = 2{,}7 \cdot 9{,}8 = 26{,}46H$, где $m_п$ — масса противовеса, g — ускорение свободного падения.

Сила трения грунтового блока об опорную плиту $F_{тр} = m_{гр} K_{тр} g = 3{,}63 \cdot 0{,}6 \cdot 9{,}8 = 21{,}34H$, где $m_{гр}$ — масса грунтового образца, $K_{тр}$ — коэффициент трения грунта о сталь.

Коэффициент полезного действия блока $\eta_б = \dfrac{F_{тр}}{F_т} = \dfrac{21{,}34}{26{,}46} = 0{,}8$, где $F_{тр}$ — сила трения, $F_т$ — сила тяжести.

Получены все необходимые данные для третьего этапа эксперимента, задача которого заключалась в подтверждении возможности движения грунтового блока в сторону натяжения нити одновременно со скольжением блока вниз при

Таблица 3

Результаты третьего этапа экспериментов

№ образца	H, мм	Масса грунтового образца $m_{гр}$, г	Масса противовеса $m_п$, г	Координаты смещения	
				a, мм (вертикаль)	b, мм (горизонталь)
1	272	2760	1000	258	234
2	347	2760	800	258	145
3	403	2760	600	241	80
4	438	2760	400	248	46

значениях боковой силы, имитирующей действие воздушного потока, меньших, чем сила трения. Для этого устанавливался различный угол наклона плиты, в том числе и предельно возможный, при котором грунтовый блок еще не соскальзывает вниз по наклонной плоскости. В этом положении производилось плавное увеличение массы груза *2*, тянущего нить в направлении, перпендикулярном линии ската. В определенный момент грунтовый блок начинал движение вниз и в сторону натяжения нити. После этого измерялась масса груза *2* и производились необходимые вычисления по определению значений силы трения и боковой силы. Условия и результаты опытов отражены в табл. 3 и на рис. 5. Проведено по шесть опытов при каждом из четырех значений массы противовеса. Значения высоты подъема края плиты в каждой строке таблицы являются среднеарифметическим значением по результатам шести опытов.

По мере уменьшения массы противовеса увеличивается угол наклона плиты и возрастает величина скатывающей силы, необходимая для того, чтобы совместно с боковой силой сдвинуть грунтовый блок с места. Горизонтальное смещение грунтового блока находится в прямой зависимости от величины боковой силы. Движение блока в горизонтальном направлении может происходить при величине боковой силы, в несколько раз меньшей, чем сила трения, действующая на грунтовый блок, лежащий на горизонтальной поверхности. Следовательно, сила, необходимая для движения в продольном направлении частицы, соскальзывающей по стенке вращающегося трубопровода, также меньше силы, необходимой для начала движения частицы, лежащей на дне неподвижного трубопровода.

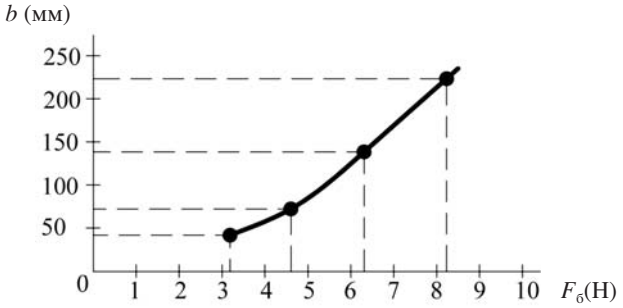


Рис. 5. Зависимость величины перемещения грунтового блока по горизонтальной составляющей b, от боковой силы $F_б$

Из рис. 5 следует:

$$F_т \le F_р \ge F_{тр},$$

$$F_б = mg\eta_б, = 1 \cdot 9{,}8 \cdot 0{,}8 = 7{,}8H,$$

$$F_{ск} = m_{гр}\sin\alpha = 1 \cdot 9{,}8 \cdot 0{,}27 = 2{,}6H,$$

$$F_{тр} = mgK_{тр}\cos\alpha = 2{,}76 \cdot 9{,}8 \cdot 0{,}28 \cdot 0{,}96 = 7{,}2H,$$

$$F_р = \sqrt{F_{ск}^2 + F_б^2} = \sqrt{2{,}6^2 + 7{,}8^2} = 8{,}2H.$$

Таким образом, в результате проведенных экспериментов подтверждено, что для пневмотранспортирования частиц по трубопроводу, который вращается вокруг своей оси, требуется меньшая скорость воздушного потока, чем для транспортирования тех же частиц по неподвижному трубопроводу.

Способ сооружения скважин с частичным удалением грунта заключает в себе возможность создания новой технологии бестраншейной прокладки коммуникаций, в значительной мере отвечающей современным требованиям подземного строительства.

Задача непрерывного удаления разрушенного породного материала из рабочей зоны наиболее просто в техническом отношении может быть решена с использованием пневмотранспортного канала в виде вращающегося вокруг продольной оси шламопровода.

Уточнено значение коэффициента трения супеси и стали, которое находится в интервале от 0,6 до 0,66.

Экспериментально установлено, что если грунтовая частица скользит по наклонной плоскости, то усилие, необходимое для ее движения в боковом направлении, может быть в 2 раза меньше силы трения, действующей на частицу на поверхности ее контакта с опорной плоскостью.

Литература

1. Пневмопробойники в строительном производстве / А.Д. Костылев и др. — Новосибирск: Наука, 1987.
2. Пневмопробойники / К.С. Турков и др. — Новосибирск: Наука, 1990.
3. *Данилов Б.Б.* Определение относительной плотности стенок грунтовых скважин при сооружении их комбинированным способом / Б.Б. Данилов, Б.Н. Смоляницкий // Известия ВУЗов. Строительство. — 2004. — № 1. — С. 49 — 53.
4. *Петреев А.М.* Проходка скважин пневмопробойниками и ударными устройствами с кольцевым инструментом / А.М. Петреев, Б.Н. Смоляницкий, Б.Б. Данилов // ФТПРПИ. — 2000. — № 6. — С. 53 — 58.
5. *Данилов Б.Б.* Повышение эффективности бестраншейных способов подземного строительства за счет применения пневмотранспорта / Б.Б. Данилов // ФТПРПИ. — 2007. — № 5. — С. 52 — 61.
6. *Зеленин А.Н.* Физические основы теории резания грунтов / А.Н. Зеленин. — М.: Изд-во АН СССР, 1950. — 353 с.
7. *Зеленин А.Н.* Основы разрушения грунтов механическими способами / А.Н. Зеленин. — М.: Машиностроение, 1968. — 436 с.
8. *Федулов А.И.* Ударное разрушение мерзлых грунтов / А.И. Федулов. — Новосибирск: Наука, 1975. — 136 с.

УДК 622.233

СТАНОК СБР-400 ДЛЯ БУРЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ, ДЕГАЗАЦИОННЫХ И ТЕХНИЧЕСКИХ СКВАЖИН

А.П. Гуртенко, Б. Кубанычбек

Развитие угольной промышленности в России и за рубежом в последней четверти XX века, совершенствование технологии и техники для подземной добычи угля в соответствии с требованиями мирового рынка обусловило появление высокопроизводительных забоев с нагрузкой от 5 до 20 тыс. т в сутки. Их применение в значительной степени предопредило повышение скорости подвигания забоев и горных выработок, что зачастую заставляет перешагнуть границы зоны газовых барьеров, опреде-

ленных газокинетическими характеристиками пластов и провоцирует внезапные выбросы угля и газа, что приводит к авариям с человеческими жертвами. Для эффективной работы комплексно-механизированных забоев необходимо обеспечить снижение концентрации метана в подземной атмосфере. Это обеспечивается методами предварительной дегазации и интенсивным проветриванием как горных выработок, так и выработанного пространства.

Наиболее результативным методом предварительной дегазации является метод обуривания подготовляемого очистного блока сеткой подземных дегазационных скважин из оконтуривающих выработок. Этот процесс должен осуществляться одновременно с ведением горноподготовительных работ не менее чем за 6 месяцев до начала работы лавы. В угольной промышленности широко применяется отечественная буровая техника (см. таблицу) [1, 2]. В процессе ее эксплуатации производственниками вскрыты недостатки станков: недостаточная мощность, малая степень автоматизации операций в процессе бурения и невозможность бурения в породах крепостью более 12 по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Поэтому в ИГД СО РАН совместно с ОАО «Спецгидравлика» разработан новый буровой станок СБР-400 (рис. 1), который значительно превышает аналоги как по глубине и скорости бурения, так и по бурению крепких пород. Это позволяет применять станок для проведения подземных глубоких разведочных скважин. Его техническая характеристика:

Глубина бурения, м	400
Диаметр скважины, мм	60 — 150
Угол наклона скважины, град	0 — 360
Производительность станка (м/ч) по:	
углю	До 35
породе (8 — 16 ед.)	10 — 5
Диаметр бурильных труб, мм	42; 50

Бурение скважин по углю и породам крепостью до 8 ед. по шкале проф. Протодьяконова производится вращательным способом буровыми коронками или шарошками. При проходке скважин по крепким породам применяется ударно-вращательное бурение при помощи погружного пневмоударника типа П-80С конструкции Серовского механического завода.

Характеристика наиболее известных станков для бурения технических, дегазационных и других скважин

Параметр	СБУ 200	БЖ 45	НКР-100	АБГ-300	БГА-2	БУГ-200с	БП-100	СВР	СБГ-4
Изготовитель (страна, фирма)	Россия, ОАО «Сибгормаш»	Россия, «Анжеромаш»	Россия, Украина	Россия, «СибсельМаш»	Россия, «Анжеромаш»	Россия, КузНИУИ, «Шахтострой»	Россия, ЗАО холдинг	Россия	Россия, ЗАО КЦЭН
Способ бурения	Вращательный		Ударно-вращательный	Вращательный					
Крепость породы	До 8	До 8	До 14	До 8	До 8	До 8	До 14	До 8	До 8
Диаметр скважины, мм	60 — 150	45 — 100	80 — 160	60 — 130	500 — 1100	75 — 250	100	28 — 30	28 — 30
Глубина бурения, м	250	100	100	300	150	—	100	До 3,5	До 3,5
Скорость вращения штанги, $мин^{-1}$	350	500	80	340	—	500	80	700	570
Крутящий момент на штанге, Нм	370	—	60	700	—	1040	110	160	150
Усилие подачи, кН	20	20	12	30	120	200	15	7	4,9
Вид энергии	Гидравлическая	Электрогидравлическая	Пневматическая	Электрогидравлическая	Электрогидравлическая	Гидравлическая	Пневматическая	Пневматическая	Пневматическая
Давление рабочей среды, МПа	10,0	2,0	0,6	16	—	20	0,6	0,6	0,6
Масса, кг	500	200	360	470	1000	4500	390	38	36

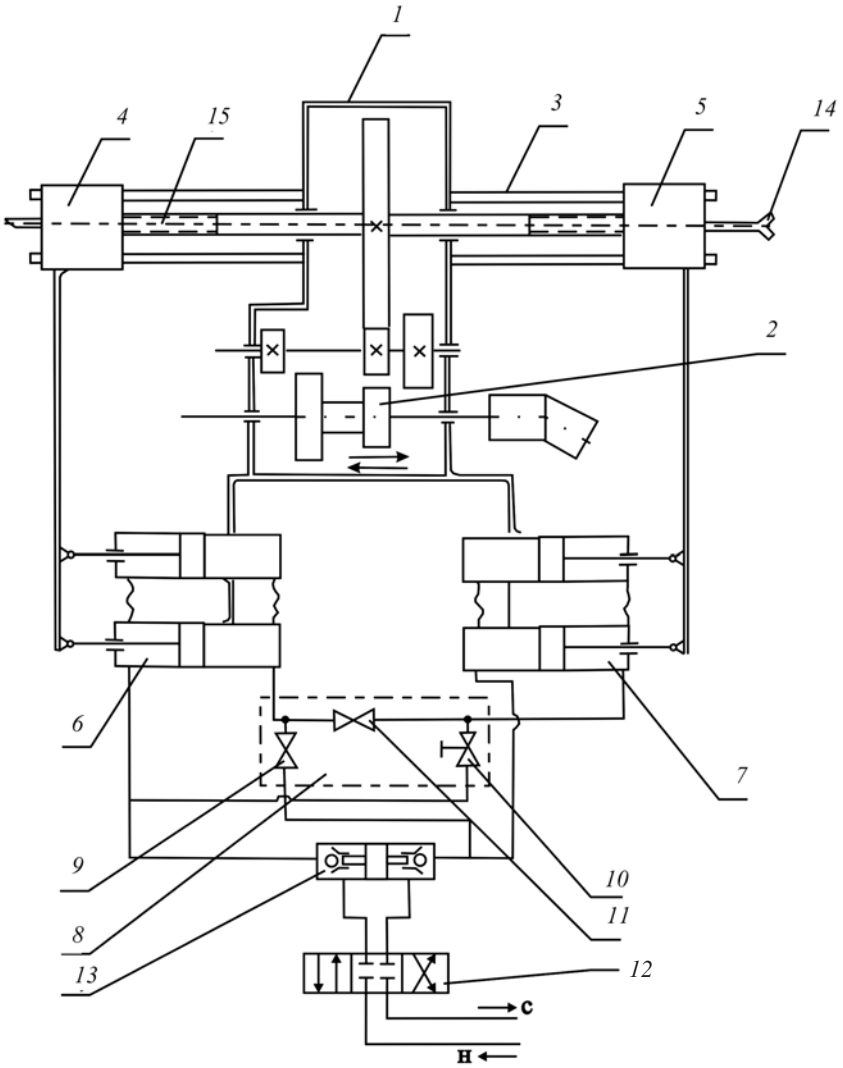


Рис. 1. Кинематическая схема бурильного станка СБР-400

Кинематическая схема: станок включает вращатель *1*, выполненный в виде двухскоростного редуктора с муфтой *2* переключения и направляющими скалками *3*, на которых установлены зажимные гидропатроны *4* и *5*, присоединенные к вращателю *1* при помощи парных двухштоковых гидродомкратов *6* и *7* подачи, блок *8* подпитки с кранами *9*, *10* и *11*, пульт *12* управления и управляемый гидрозамок *13*, установленный в гидромагистраль, которой рабочие полости гидродомкратов *6* и *7* соединены с пультом *12* управления. Вращение буровой штанги *14* передается через зажимные гидропатроны *4* и *5*, поочередно зажимающие ее, и через шлицевый вал *15* вращателя *1*, по направляющим скалкам *3* которого перемещаются зажимные гидропатроны *4* и *5*.

Станок работает следующим образом. Управление им производится с пульта *12*. Наличие двух зажимных гидропатронов *4* и *5* дает возможность производить автоматический перехват буровой штанги *14* на ходу без остановки вращения и получать непрерывную ее подачу. Продольное перемещение зажимных гидропатронов *4* и *5* вместе с буровой штангой *14* осуществляется путем подачи рабочей жидкости от пульта *12* управления к гидродомкратам *6* и *7*. Например, для подачи левого (по чертежу) зажимного патрона *4* рабочая жидкость подается в левые полости гидродомкрата *6*. При этом поршни со штоками гидродомкрата *6* перемещаются слева направо (по чертежу), вытесняя рабочую жидкость из его правых полостей через систему трубопроводов и блок *8* подпитки в правые полости гидродомкрата *7*, перемещая его поршни со штоками справа налево (по чертежу). При этом в блоке *8* кран *11* открыт, а краны *9* и *10* закрыты. Поскольку правые и левые полости гидродомкратов *6* и *7* равны по объему, а их штоки присоединены к зажимным гидропатронам *4* и *5*, то и величина перемещения поршней со штоками, а следовательно, зажимных гидропатронов одинакова. Это обеспечивает синхронность перемещения зажимных гидропатронов, при котором один из них совершает рабочее движение, перемещая вращающуюся штангу *14*, а другой совершает холостой ход, проскальзывая по штанге *14*. По окончании хода гидродомкрата *6* поток рабочей жидкости подается в правые полости правого (по чертежу) гидродомкрата *7*, и далее последовательность операций повторяется. Синхронность работы гидродомкратов *6* и *7* обеспечивается определенным объемом рабочей жидкости, заключенной в объеди-

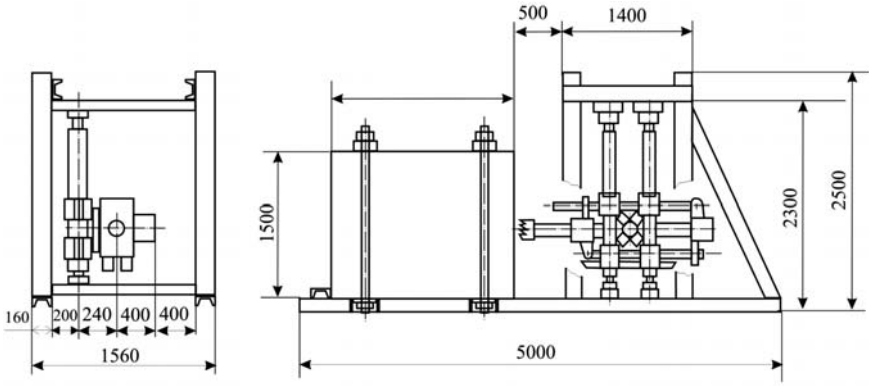


Рис. 2. Стенд для испытания СБР-400

ненных трубопроводами и блоком *8* подпитки их полостях. Наличие управляемого гидрозамка *13*, установленного в гидромагистрали, которой соединены рабочие полости гидродомкратов *6* и *7* с пультом *12* управления, предотвращает изменение этого объема. В случае рассогласования ходов гидродомкратов *6* и *7*, например, вследствие непредвиденной утечки жидкости, ее потерянный объем может быть восстановлен при помощи блока *8* подпитки и кранов *9*, *10* и *11*.

Станок СБР-400 изготовлен ОАО «Спецгидравлика» и испытан на натурном стенде смонтированном на площадке «Зеленая горка» ИГД СО РАН (рис. 2). Стенд представляет собой пространственную раму, в которой раскрепляется станок. На нижнем основании рамы установлен углецементный блок. Предел прочности блока 45 МПа. В процессе испытаний пробурено 25 скважин диаметром 93 мм при разных режимах бурения. В качестве режущего инструмента использовался забурник, оснащенный твердосплавными сменными зубцами. При этом достигнута скорость бурения 1,5 м/мин. Стендовыми испытаниями доказана работоспособность станка и правильность принятых решений при его конструировании.

В июле 2009 г. станок был представлен на международной выставке «Уголь Майнинг» в г. Новокузнецке, где награжден золотой медалью как лучший экспонат (рис. 3). В настоящее время СБР-400 готовится к промышленным испытаниям на одной из угольных шахт Кузбасса.

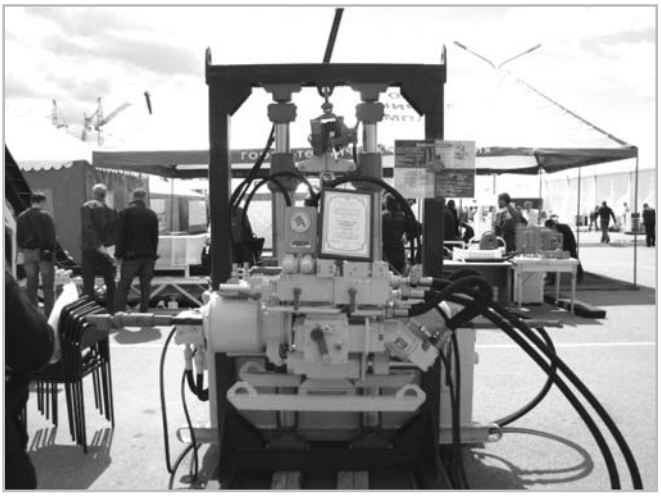


Рис. 3. Станок СБР-400 на международной выставке «Уголь Майнинг», г. Новокузнецк

Литература

1. *Плотников В.Н.* Станок для бурения дегазационных, увлажнительных и технических скважин / В.Н. Плотников, Д.И. Кокоулин, Ю.С. Фокин // Уголь. — 2002. — № 7 . — С. 25 — 26.

2. *Клишин В.И.* Развитие бурового оборудования для угольных шахт / В.И. Клишин, Д.И. Кокоулин, Ю.С. Фокин // Уголь. — 2007. — № 4. — С. 25 — 27.

УДК 622.831

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЛАЗЕРНОЙ СКАНИРУЮЩЕЙ СИСТЕМЫ ПРИ ИЗУЧЕНИИ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМИРОВАНИЯ КОНТУРА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

А.В. Евсеев

В последние годы на рынке геодезического оборудования появился новый тип приборов — лазерный сканер. Основными областями его применения являются съёмка сложного технологического оборудования, контроль процесса строительства различных сооружений, мониторинговые измерения промышленных объектов,

создание трехмерных моделей памятников истории и культуры. На горных предприятиях лазерное сканирование может применяться для съёмки карьеров и отвалов с определением объёмов вынутой и перемещенной породы. В результате проведенного исследования была отработана методика изучения с его помощью процессов деформирования контура горных выработок.

Мониторинговые исследования процессов деформирования горных выработок в процессе ведения горных работ направлены, как правило, на выявление основных закономерностей происходящих процессов. Наиболее распространенным и простым способом их изучения является метод глубинных и контурных реперов. Как правило, смещение реперов измеряется при помощи рулеток, индикаторов часового типа, индукционных датчиков, реостатных стоек или других самопишущих устройств. Данный метод позволяет определять расслоение пород, однако результаты измерений носят точечный характер. Но в ряде случаев необходимо определить факторы, влияющие на устойчивость выработки. В таких условиях применение вышеописанной методики затруднено из-за необходимости установки и последующего измерения оседаний большого количества контурных реперов, расположенных на большой площади как вдоль, так и поперек выработки.

Данная проблема успешно решается применением лазерных сканирующих систем, при этом отсутствует необходимость заложения контурных реперов, а измерения выполняются с высокой скоростью и точностью [1]. Рассмотрим процедуру проведения мониторинговых исследований на примере рудника БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий». На этом руднике ведение горных работ в юго-восточной части сопровождается активным проявлением горного давления, которое заключается главным образом в потере кровлей устойчивости. Скорость её деформирования может достигать 7 мм/сут. Использовалась лазерная сканирующая система Trimble GX (рис. 1), технические характеристики сканера см. в таблице.

Рис. 1. Лазерная сканирующая система Trimble GX

Технические характеристики лазерного сканера Trimble GX

Метод измерений		Измерение времени распространения лазерного луча
Диапазон сканирования	Горизонтальный Вертикальный	360° 60°
Максимальное разрешение	Расстояние между точками по горизонтали Расстояние между точками по вертикали Плотность точек	До 3,2 мм на 100 м До 1,8 мм на 100 м 18 точек/см^2
Дальность измерения	С функцией OverScan Рекомендуемая	350 м 200 м
Скорость измерения		До 5000 точек/с
Погрешность измерения расстояний	До 50 м До 100м До 150 м До 200 м	1,4 мм 2,5 мм 3,6 мм 6,5 мм
Угловая погрешность	По горизонтали По вертикали	12″ 14″
Точность определения положения точки	По 3 м координатам В расстоянии	12 мм на 100 м 7 мм на 100 м

Особенностью мониторинговых исследований является необходимость размещения опорных точек. Принимались 4 репера с резьбой. Перед выполнением очередного цикла измерений на данные репера устанавливались плоские марки-отражатели. Места расположения опорных реперов выбирались таким образом, чтобы максимально исключить вероятность их повреждения и деформирования в течение всего срока проведения исследования. Координаты опорных марок в условной системе координат были определены во время первого цикла измерений и впоследствии использовались как известные, при этом в целях контроля неподвижности взаимное положение этих реперов контролировалось в каждом цикле измерения.

Так как мониторингу подвергалась значительная по длине часть выработки, сканирование выполнялось с нескольких станций. Для обеспечения высокой точности сшивки облаков точек в рамках конкретного замера по длине выработки дополнительно расставлялись сферические марки.

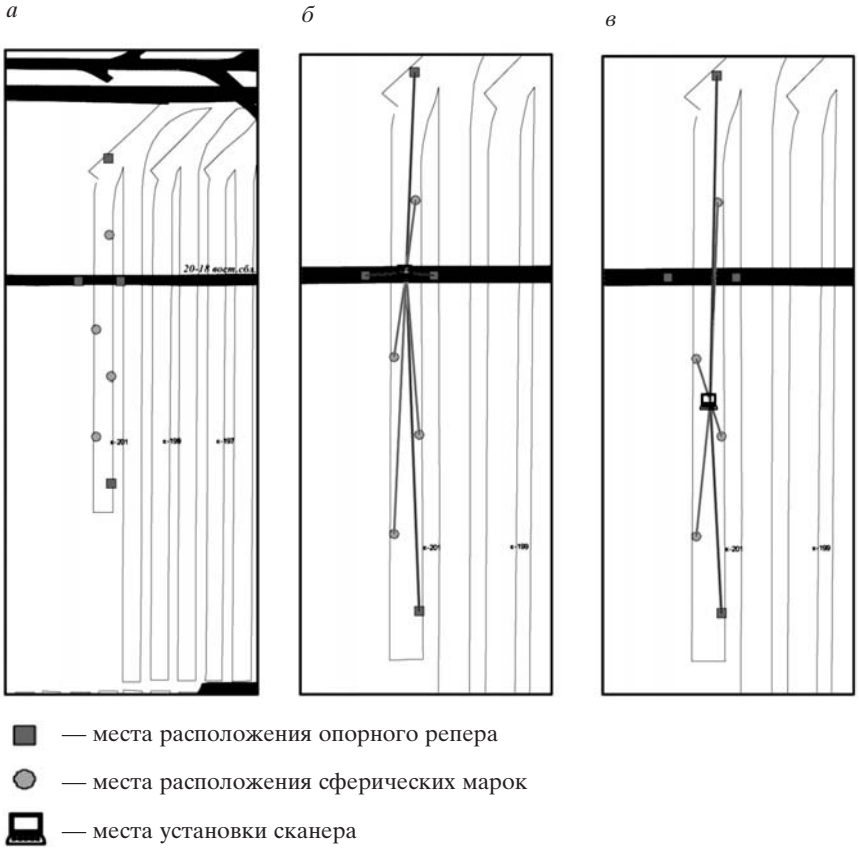


Рис. 2. Места расположения опорных и сферических марок (*а*) и этапы проведения замера (*б*, *в*)

В каждом цикле измерения первая станция выбиралась всегда таким образом, чтобы с неё были видны все 4 опорных репера (рис. 2, *б*). С этой станции выполнялось сканирование части выработки, а также определялись координаты сферических марок. При выполнении измерений на других станциях выполнялось сканирование этих сферических марок, что позволяло соединить облака точек с разных станций в единое облако (рис. 3, *а*).

Результатом выполнения каждого цикла измерений является облако точек, по которому в дальнейшем строится модель выработки (рис. 3, *б*). После проведения нескольких циклов измерений путем сравнения моделей (рис. 4) определяются деформации [2].

а *б*

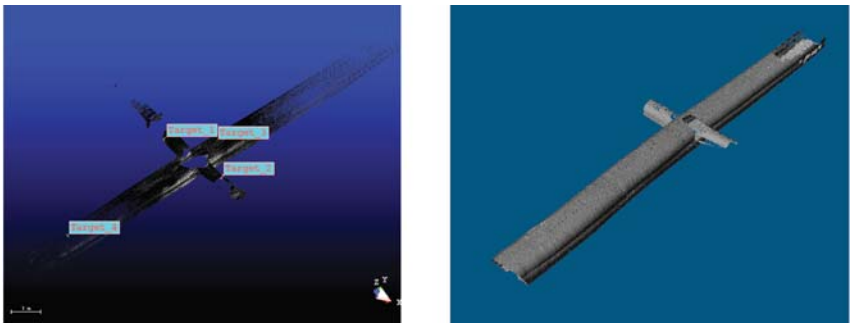
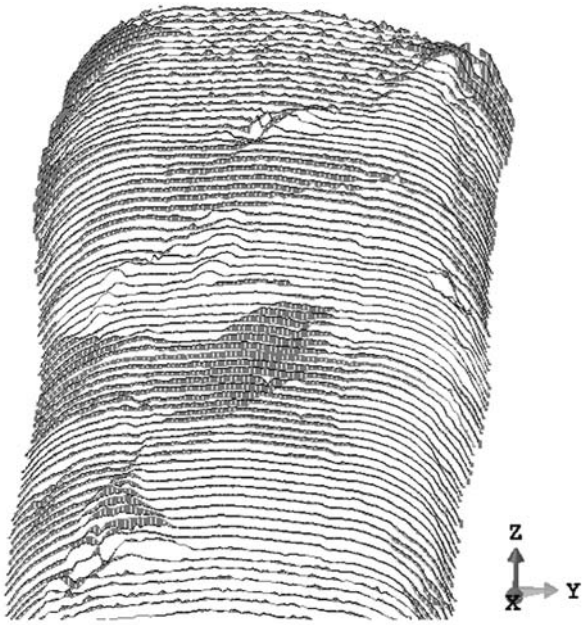


Рис. 3. Облако точек (*а*) и полученная модель выработки (*б*)



— места интенсивного деформирования кровли очистной камеры

Рис. 4. Результаты измерения оседания кровли, полученные путем лазерного сканирования

При отсутствии измерений сразу после проходки выработки лазерное сканирование так же может применяться для определения деформаций выработок, пройденных комбайновыми комплексами. В этом случае сравниваются сечение выработки в настоящее время, определенное путем сканирования, и типовое сечение комбайна. Данный метод определения менее точный, однако при больших деформациях (например, система разработки с податливыми целиками) может дать хороший результат.

Таким образом, применение лазерного сканирования для мониторинговых исследований деформирования контура горных выработок позволяет избежать установки большого количества контурных реперов, а также сократить время, необходимое на выполнение измерений. Вместе с тем лазерное сканирование не может заменить глубинные репера. Совместное выполнение лазерного сканирования и визуального осмотра выработок позволяет определить величины критических деформаций, при которых происходит обрушение, а также объёмы вывалов. Благодаря тому, что измерения производятся дистанционно, есть возможность выполнять работы в условиях активного проявления горного давления, например, при расслоении пород кровли и зависании заколов.

Литература

1. *Богданец Е.С.* Исследование точностных характеристик лазерной сканирующей системы / Е.С. Богданец, А.В. Евсеев // Молодежная наука ГНФ: сб. статей / Пермский государственный технический университет. — Выпуск 1. — Пермь, 2006. — С. 51 — 54.

2. RealWorks Survey. Руководство пользователя. — Trimble, 2005.

УДК 622.235.527.4

ОПЕРАТИВНЫЙ ПРОГНОЗ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МАССИВА, ПОДГОТАВЛИВАЕМОГО К ВЕДЕНИЮ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

С.Н. Жариков, С.В. Корнилков, В.Г. Шеменёв

Главной характеристикой свойств горных пород при организации БВР является их крепость. От коэффициента крепости по шкале М.М. Протодьяконова и трещиноватости массива

зависит проектный и фактический удельный расход ВВ, а также достоверность планирования буровых и эффективность взрывных работ. Крепость горных пород в подготавливаемом к взрыванию технологическом блоке может быть охарактеризована трудностью бурения технологических скважин. Например, техническая скорость шарошечного бурения [1] связана с параметрами режима бурения взрывных скважин и показателем трудности бурения

$$v_т = \frac{P_о n^{0,8}}{П_б^{1,6} D}, \quad м/ч, \qquad (1)$$

где $P_о$ — осевое усилие, кН; n — частота вращения, мин$^{-1}$; $П_б$ — показатель трудности бурения; D — диаметр долота, см.

Тогда при известных параметрах режима и скорости бурения показатель трудности бурения может быть вычислен из соотношения

$$П_б = \left(\frac{P_о n^{0,8}}{v_т D} \right)^{0,625}, \qquad (2)$$

Это означает, что прочностные характеристики пород в подготавливаемом к взрыву блоке могут быть определены в процессе бурения технологических скважин.

С другой стороны, соотношение между коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова и показателем трудности бурения может быть установлено на основании закона об упругой деформации, так как при упругой деформации напряжения, возникающие в горной породе, прямо пропорциональны действующей нагрузке (силе) при одноосном сжатии. В дополнение к сказанному нами установлено, что для условий Главного карьера Качканарского ГОКа [2] зависимость показателя трудности бурения и коэффициента крепости пород по Протодьяконову М.М. описывается эмпирическим соотношением

$$П_б = 0,968f. \qquad (3)$$

Коэффициент корреляции составляет 0,97. Поэтому, имея информацию о скорости и параметрах процесса бурения в этих условиях, можно уточнять не только буримость, но и крепость горных пород в подготавливаемом блоке.

В условиях Главного карьера КГОКа был проведён хронометраж (табл. 1) бурения взрывных скважин в оливиновом и диаллаговом пироксенитах (буровой станок СБШ-250МНА-32, диаметр долота 244,5 мм). Измерения проводились по строчкам наклонных и вертикальных скважин (блок № 3270; горизонт 190; № скважин 22 — 36, 187 — 196; сетка скважин 5,0×5,0 м; блок № 3334; горизонт 175; № скважин 151 — 210; сетка скважин 5,5×5,0 м. В первом случае (оливиновый пироксенит) замеры произведены на длину буровой штанги, во втором случае (диаллаговый пироксенит) — на половину длины штанги.

Для временных интервалов рассчитаны значения среднего $П_б$. В табл. 2, показаны результаты измерений и вычислений, а также приращений показателя по буримости, приведённого к середине оцениваемого интервала.

$$\Delta П_б = \frac{П_{бi+1} - П_{бi}}{H_{i+1} - H_i} \qquad (4)$$

где $П_{бi+1}$ — показатель трудности бурения в конечной точке промежутка, $П_{бi}$ — показатель трудности бурения в начальной точке промежутка, H_{i+1} — конечная относительная интервала измерений отметка, H_i — начальная относительная отметка интервала. На основании данных, показанных в табл. 2, по выражению (3) вычислен коэффициент крепости пород на тех же отметках по глубине скважин (табл. 3 — 5). В результате по приведённой методике построены плоские модели изменения крепости горных пород по высоте уступа (рис. 1 — 3).

Согласно рисункам 1 и 3, крепость горной породы по высоте уступа может изменяться достаточно произвольно. Поэтому для повышения эффективности использования энергии взрыва при разрушении горных пород необходимо учитывать трудность бурения технологических скважин, при этом появляется возможность корректировки параметров зарядов ВВ индивидуально по взрывным скважинам.

Верхняя часть уступов, согласно расчётам в среднем имеет меньший коэффициент крепости, чем в середине, что, вероятнее всего, обусловлено влиянием предшествующих взрывов при отработке вышележащего горизонта. Дальнейшие исследования этого явления связаны с определением рациональной величины перебура в конкретных условиях, обеспечивающего достаточ-

Таблица 1

Результаты хронометража строчки вертикальных скважин № 22 — 36 блока № 3270

Показатель	Скваж. № 22				Скваж. № 31				Скваж. № 30				Скваж. № 29				Скваж. № 28				Скваж. № 36			
	Глубина бурения, м																							
	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5	0 — 6	6 — 14	14 — 17	17 — 18,5
Измеренные данные																								
Ос. усил., кг/см^2	60	75	70	70	70	65	60	60	70	65	65	65	70	70	65	65	60	80	70	70	70	70	65	65
Частота вращ.	80	85	80	80	80	75	80	80	70	85	90	90	80	80	70	70	70	70	70	70	75	85	70	70
Время бур., мин	16,3	31,3	13,0	2,3	15,2	31,0	9,4	4,1	17,1	32,5	9,2	4,5	13,0	39,4	10,5	7,5	16,0	31,4	17,3	4,4	12,5	21,2	8,4	4,1
Расчётные показатели																								
Средн. время бур. 1 м	2,7	3,9	4,3	1,5	2,5	3,8	3,1	2,8	2,9	4,1	3,1	3,0	2,1	4,9	3,5	5,0	2,6	3,9	5,8	2,9	2,1	2,7	2,8	2,7
Технич. скор. бур., м/ч	22,0	15,3	13,8	39,0	23,7	15,7	19,1	21,7	21,0	14,8	19,6	20,1	28,5	12,2	17,1	12,0	23,1	15,3	10,4	20,4	28,9	22,6	21,4	22,1
*Мом. вращен. Нм	2794	3905	3521	3521	3521	3151	2794	2794	3521	3151	3151	3151	3521	3521	3151	3151	2794	4302	3521	3521	3521	3521	3151	3151
Мощн. вращ., кВт	29,25	43,43	36,86	36,86	36,86	30,92	29,25	29,25	32,25	35,04	37,10	37,10	36,86	36,86	28,86	28,86	25,59	39,40	32,25	32,25	34,55	39,16	28,86	28,86
$П_б$, Ржевского В.В.	5,9	8,8	8,7	4,5	6,2	7,4	6,4	5,9	6,2	8,2	7,1	6,9	5,5	9,4	6,8	8,5	5,4	8,3	9,7	6,4	5,3	6,6	5,9	5,8

Таблица 2

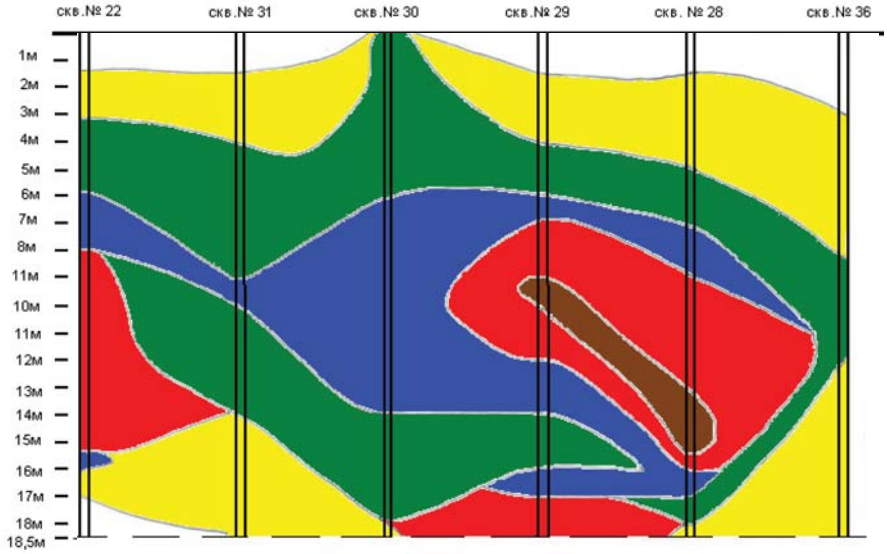
Расчёт $П_б$ по глубине на вертикальных скважинах

Показатель	Скв. 22	Скв. 31	Скв. 30	Скв. 29	Скв. 28	Скв. 36
Принятое значение $П_б$ на отметках						
Отм. глубины, м						
3	5,9	6,1	6,3	5,5	5,4	5,3
10	8,7	7,4	8,2	9,4	8,3	6,6
15,5	8,6	6	7,1	6,8	9,7	5,9
17,75	4,5	5,9	7	8,5	6,3	5,8
$\Delta П_б$ на промежутке глубины						
Промежуток, м						
3 — 10	0,4000	0,1857	0,2714	0,5571	0,4143	0,1857
10 — 15,5	–0,0182	–0,2545	–0,2000	–0,4727	0,2545	–0,1273
15,5 — 17,75	–1,8222	–0,0444	–0,0444	0,7556	–1,5111	–0,0444
$П_б$ по глубине скважины						
Глубина скважины, м						
1						
2						
3	5,9	6,1	6,3	5,5	5,4	5,3
4	6,3	6,3	6,6	6,1	5,8	5,5
5	6,7	6,5	6,8	6,6	6,2	5,7
6	7,1	6,7	7,1	7,2	6,6	5,9
7	7,5	6,8	7,4	7,7	7,1	6,0
8	7,9	7,0	7,7	8,3	7,5	6,2
9	8,3	7,2	7,9	8,8	7,9	6,4
10	8,7	7,4	8,2	9,4	8,3	6,6
11	8,7	7,1	8,0	8,9	8,6	6,5
12	8,7	6,9	7,8	8,5	8,8	6,3
13	8,6	6,6	7,6	8,0	9,1	6,2
14	8,6	6,4	7,4	7,5	9,3	6,1
15	8,6	6,1	7,2	7,0	9,6	6,0
15,5	8,6	6,0	7,1	6,8	9,7	5,9
16	7,7	6,0	7,1	7,2	8,9	5,9
17	5,9	5,9	7,0	7,9	7,4	5,8
17,75	4,5	5,9	7,0	8,5	6,3	5,8

Таблица 3

Данные расчёта коэффициента крепости оливинового пироксенита на строчке вертикальных скважин (блок № 3270)

Глубина, м	№ скважины					
	22	31	30	29	28	36
1						
2						
3	6	6	7	6	6	5
4	7	6	7	6	6	6
5	7	7	7	7	6	6
6	7	7	7	7	7	6
7	8	7	8	8	7	6
8	8	7	8	9	8	6
9	9	7	8	9	8	7
10	9	8	8	10	9	7
11	9	7	8	9	9	7
12	9	7	8	9	9	7
13	9	7	8	8	9	6
14	9	7	8	8	10	6
15	9	6	7	7	10	6
15,5	9	6	7	7	10	6
16	8	6	7	7	9	6
17	6	6	7	8	8	6
17,75	5	6	7	9	7	6



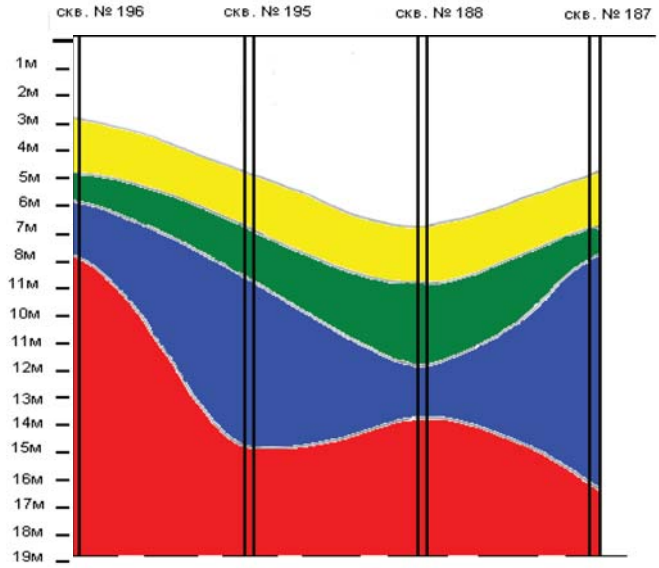
Крепость горной породы — *f* = до 5; *f* = от 5 до 6; *f* = от 6 до 7; *f* = от 7 до 8; *f* = от 8 до 9; *f* = от 9 до 10

Рис. 1. Изменение крепости горной породы на участке блока № 3270 (технологические скважины № 22 — 36)

Таблица 4

Данные расчёта коэффициента крепости оливинового пироксенита на строчке наклонных скважин (блок № 3270)

Глубина, м	№ скважины			
	196	195	188	187
1				
2				
3	5	4	4	4
4	6	4	4	5
5	6	5	5	5
6	7	6	5	6
7	8	6	5	6
8	8	7	6	7
9	9	7	6	8
10	9	8	7	8
11	9	8	7	8
12	9	8	7	8
13	9	8	8	8
14	9	8	8	8
15	9	8	9	8
16	9	9	9	8
16,5	9	9	9	8



Крепость горной породы: *f* = до 5; *f* = от 5 до 6; *f* = от 6 до 7; *f* = от 7 до 8; *f* = от 8 до 9

Рис. 2. Изменение крепости горной породы на участке блока № 3270 (технологические скважины № 196 — 187)

Таблица 5

Данные расчёта коэффициента крепости диаллагового пироксенита на строчке вертикальных скважин (Блок № 3334)

Глубина, м	№ скважины							
	151	162	169	180	187	197	204	210
1								
1,5	7	5	4	5	5	4	5	5
2	7	6	5	6	6	5	6	6
3	9	7	7	7	8	6	8	9
4	11	8	9	7	9	7	10	11
4,5	12	9	9	8	10	7	11	12
5	12	9	10	8	11	8	11	11
6	12	10	10	8	11	9	11	11
7	13	10	11	9	12	10	11	10
8	13	11	11	9	12	11	10	9
9	13	11	11	10	12	10	9	9
10	12	10	11	10	11	9	9	9
11	12	10	11	10	10	8	8	9
12	12	10	11	10	9	7	7	9
13	12	10	10	10	10	8	8	9
14	12	10	10	10	11	9	9	9
15	13	10	9	10	12	10	10	10
15,5	13	10	9	11	13	11	10	10
16	12	10	9	10	12	10	9	9
17	10	9	9	9	9	8	7	6
17,75	8	8	8	8	8	6	5	4

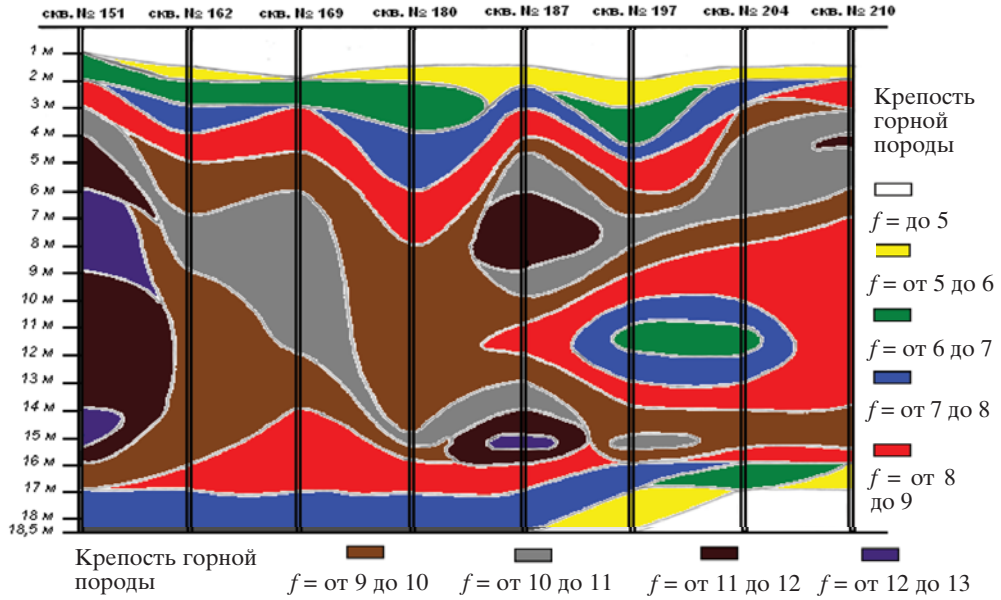


Рис. 3. Изменение крепости горной породы на участке блока № 3334 (технологические скважины № 151 — 210)

ную проработку подошвы при минимальном воздействии взрыва на нижележащий горизонт.

Для применения указанной методики при производстве взрывных работ информация о параметрах процесса бурения должна поступать по современным средствам связи с бурового станка на ЭВМ инженерно-технического персонала непрерывно в реальном времени. Для этого требуется специальное оборудование по автоматическому замеру и передаче данных о бурении скважин.

Литература

1. Технологические расчёты параметров и процессов открытых горных работ: руководство по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Основы горного дела» для студентов специальности 130403 — Открытые горные работы (ОГР) направления 130400 — «Горное дело» / В.С. Хохряков и др. — Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. — 66 с.

2. Геологический отчёт по Гусевогорскому месторождению с подсчётом запасов титаномагнетитовых руд по состоянию на 01.01.1988 г. / Нижне-Тагильская геологическая экспедиция; рук. И.Г. Полянский. — Нижний Тагил, 1988. — 300 с.

УДК 622’17:622.271(470.21)

ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И ОСОБЕННОСТИ ТОНКОЗЕРНИСТОГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ПРЕДПРИЯТИЙ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ

Е.В. Земцовская

В результате деятельности горно-перерабатывающих предприятий Мурманской области образовались скопления большого объёма отходов производства. В первую очередь их представляют породные отвалы (при открытой разработке), хвостовые и шлакозольные отвалы (при переработке добытых полезных ископаемых). Эти отходы зачастую содержат полезные компоненты, которые могут быть извлечены уже в настоящее время с большим экономическим эффектом. Поэтому компактно размещенные отходы считаются техногенными месторождениями минерального сырья, но при этом следует учитывать их негативное воздействие на окружающую среду. Накопленное техногенное сырьё чаще всего размещено на дневной поверхности в разного рода отвалах

или складах на промплощадках рудников, обогатительных фабрик, металлургических заводов и тепловых электростанций. Это предусматривает открытый способ разработки техногенных месторождений.

Актуальность разработки техногенного сырья, представленного *отходами обогащения руд и золами тепловых электростанций*, объясняется снижением содержания полезных компонентов в добываемых рудах до уровня их содержания в лежалых хвостах, а также благоприятным размещением тонкозернистого техногенного сырья вблизи фабрик, отсутствием вскрышных работ и необходимости дробить и измельчать добытый материал перед обогащением. Направления использования хвостов можно объединить в две группы: 1) использование с переработкой, но без вторичных отходов (изготовление кирпича, блоков, твердеющей закладки и т. п.); 2) использование с переработкой для извлечения компонентов основного производства или попутных компонентов. Перед разработкой эффективных технологических схем отработки техногенных месторождений должны быть определены свойства слагающих их пород с учётом изменения во времени и пространстве.

В разные годы в процессе исследования возможности освоения хвостохранилищ Мурманской области Горным институтом проводилось определение некоторых физико-механических свойств материалов хвостохранилищ, влияющих на технологические процессы (табл. 1), для таких предприятий, как ОАО «Ковдорский ГОК», ОАО «Апатит», ОАО «Апатитская ТЭЦ».

Для отбора проб и проведения необходимых испытаний использовались следующие приборы: полевая лаборатория Литвинова ПЛЛ-9У1 (рис. 1); сдвиговой прибор ВСВ-25 (рис. 2); прибор для определения угла естественного откоса в сухом состоянии, изготовленный в Горном институте (рис. 3); прибор для определения угла естественного откоса под водой (рис. 4); прибор для зондирования поверхности площадок хвостохранилища — ударник У-1, изготовленный Горным институтом (рис. 5).

Испытания по определению физико-механических свойств проводились как в лабораторных условиях, так и в полевых (рис. 6) на экспериментальном карьере.

Основные физико-механических свойства хвостов обогащения и золошлаковых смесей предприятий Мурманской области представлены в табл. 2. К ним можно добавить следующее по основным предприятиям:

Таблица 1

Перечень основных физических свойств техногенного сырья, которые необходимо учитывать при вовлечении его в переработку

Свойства материала	Параметры разработки месторождения, которые зависят от свойств материала
Плотность в естественном и разрыхленном состоянии	Несущая способность грунта; подсчёт запасов, потерь и разубоживания; схема намыва дамбы; вид транспорта; транспортная работа; производительность карьера
Угол естественного откоса в сухом состоянии и под водой	Углы откоса уступов и бортов в рабочем и конечном положении; ширина берм безопасности и рабочих площадок; высота уступа; выемочная техника
Полная влагоёмкость	Высота рабочего уступа и уступа в конечном положении; несущая способность грунта
Сжимаемость	Несущая способность грунта
Сцепление	Ширина берм безопасности, высота рабочего уступа и уступа в конечном положении; схема намыва дамбы; угол откоса уступа
Угол внутреннего трения	Углы откоса уступов и бортов в рабочем и конечном положении; высота рабочего уступа и уступа в конечном положении; схема намыва дамбы
Гранулометрический состав*	Несущая способность грунта; устойчивость рабочих уступов и параметров уступов в конечном положении; технологическая сортность; коэффициент фильтрации
Пористость*	Несущая способность грунта; формирование намывной дамбы
Модуль деформации	Углы откоса уступов и бортов в рабочем и конечном положении; несущая способность грунта
Коэффициент фильтрации	Обводнённость и интенсивность обводнённости месторождения; водопритоки; расчет водоотлива
Естественная влажность*	Несущая способность грунта; плотность; углы откоса рабочих уступов; транспорт, устойчивость складов

* Эти свойства влияют на плотность материала, находящегося в естественном состоянии.

Рис. 1. Полевая лаборатория Литвинова ПЛЛ-9У1

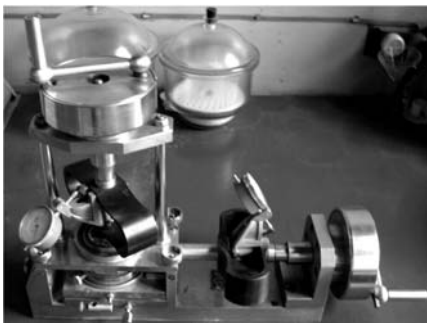


Рис. 2. Сдвиговой прибор ВСВ-25

Рис. 3. Прибор для определения угла естественного откоса

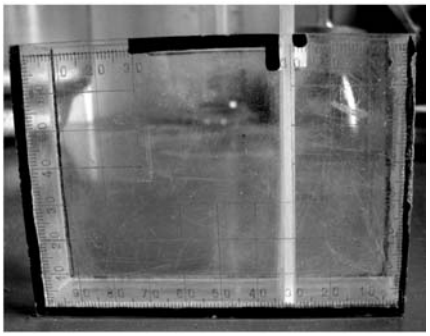


Рис. 4. Прибор из полевой лаборатории для определения угла естественного откоса материала под водой

Рис. 5. Приборы для натурных испытаний (слева У-1, в центре ПЛЛ, справа ВСВ-25)

Рис. 6. Отбор проб, находящихся в естественном залегании

Таблица 2

Физико-механические свойства хвостов обогащения и зол основных предприятий Мурманской области

Предприятие	Объект	Плотность, г/см^3	Пористость, %	Коэффициент фильтрации, м/сут	Естественная влажность, %	Угол естественного откоса, град		Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град
						в сухом состоянии	под водой		
ОАО «Кольская горно-металлургическая компания»	Отвалы хвостов ОФ-1	1,45	Н. д.	Н. д.	5 — 7	Н. д.		Н. д.	Н. д.
	Отвалы хвостов ОФ-2	1,45	Н. д.	Н. д.	5 — 7	Н. д.		Н. д.	Н. д.
	Шлаковые отвалы плавцеха	1,96	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.		Н. д.	Н. д.
	Отвалы хвостов Мончегорской ОФ	1,5 — 1,65	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.		Н. д.	Н. д.
ОАО «Олкон»	Отвалы хвостов ДОФ	1,58 — 1,7	41	Н. д.	5 — 7	Н. д.		Н. д.	Н. д.
ОАО «Ковдорский ГОК»	I поле хвостохранилища	1,74	Н. д.	0,1 — 1,4	5 — 7	45	29	0,005 — 0,02	24 — 31
	II поле хвостохранилища	1,75	44	2,37 (при t = 10 °С)	5,7	38	23	0,018 — 0,058	18 — 25,5
ОАО «Апатит»	АНОФ-1	1,7	Н. д.		Н. д.	24 — 31		Н. д.	Н. д.
	АНОФ-2	1,54 — 1,86	43 — 57	0,5 — 0,7	Н. д.	24 — 31		Н. д.	Н. д.
	АНОФ-3	1,65	Н. д.	Н. д.	Н. д.	24 — 31		Н. д.	Н. д.
ОАО «Апатитская ТЭЦ»	Золошлаковый отвал	1,35 — 1,45	55	0,1	30 — 41,8	35		0,036	26

ОАО «Кольская ГМК». Флотационные хвосты обогатительных фабрик № 1 и 2 ОАО «Кольская ГМК» очень схожи по своим физико-механическим свойствам и представляют собой мелкофракционные пески (фракции <40 мкм 65 %) серого цвета.

Близкие по составу отвальные шлаки руднотермической и обеднительной плавок представляют собой плотные и прочные гранулы черного цвета с раковистым изломом и стеклянным блеском. По зерновому составу шлак соответствует крупному строительному песку.

С 1935 по 1978 г. функционировала Мончегорская обогатительная фабрика ОАО «Комбинат Североникель» с выдачей хвостов флотационного обогащения медно-никелевых руд. В настоящее время медно-никелевые месторождения Мончегорского плутона не эксплуатируются.

ОАО «Олкон». Материал хвостохранилища дробильно-обогатительной фабрики (хвосты мокрой магнитной сепарации и гравитации железистых кварцитов) ОАО «Олкон» относится к мелкофракционным пескам с крупностью частиц: >0,315 мм 40 %; 0,14 — 0,315 мм 34 %; <0,14 мм 26 %. Модуль крупности песка 1,1 — 1,2.

ОАО «Ковдорский ГОК». Хвостохранилище имеет два поля. Первое поле сформировалось до ввода в строй апатит-бадделеитовой обогатительной фабрики (АБОФ), когда производился только железорудный концентрат, а второе поле — после запуска АБОФ. Первое поле хвостохранилища представлено тонкоизмельчённым песчаным материалом, 96 — 98 % которого имеет зерна размером не более 0,6 мм, остальные 2 — 4 % приходятся на фракцию 0,6 — 1 мм. Среднее содержание класса –0,071 мм составляет 22,7 % (табл. 3).

Как известно, насыпной или пульпообразный материал при отсыпке или сливе в отвал распределяется не равномерно по крупности, а по закону сегрегации. Так, на хвостохра-

Таблица 3

Гранулометрический состав лежалых хвостов первого поля Ковдорского ГОКа

Класс крупности, мм	0 — 0,063	0,063 — 0,1	0,1 — 0,2	0,2 — 0,4	0,4 — 0,63	0,63 — 1,0	>1
Содержание, %	15,1	21,2	48,3	13,3	1,8	0,2	0,1
Выход по минусу, %	15,1	36,3	84,6	97,9	99,7	99,9	100,0

нилищах более крупный материал размещается в зоне слива, а более мелкий — в зоне отстойников [1]. В ряде случаев более тонкие фракции хвостов труднее обогащаются при повторной флотации. Так, на первом поле количество мелкой фракции увеличивается в направлении водной акватории по мере удаления от пунктов слива и в глубину долины ручья Можель. Поскольку первое поле разрабатывается, то были выделены технологические сорта по их обогатимости, определяемой крупностью песков. Наиболее тонкозернистые труднообогатимые пески отнесены к III сорту (рис. 7) [2]. Кроме этого, в теле залежи имеются маломощные (до 1 м) линзы водонасыщенных пылеватых песков на 98 % крупностью класса — 0,071 мм.

Плотность хвостов в хвостохранилище: во влажном состоянии 1,87 г/м^3, в сухом 1,74 г. Массив первого поля хвостохранилища загрязнён остатками неудалённого леса, остатками труб хвостопровода диаметром 1 1,2 м, железобетонными строительными остатками.

Хвосты второго поля хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК» представляют собой мелко-тонкозернистые пески в основном с содержанием класса до –0,63 мм. В среднем содержание класса <0,4 мм составляет 99 %; <0,071 мм 45,8 % (табл. 4).

Средние значения плотности хвостов в сухом состоянии: в разрыхленном состоянии 1,41 г/см^3; в естественном залегании 1,75; в уплотнённом (утрамбованном) состоянии 1,95.

На рис. 8 представлены диаграммы распределения гранулометрического состава материала хвостов на первом и втором полях хвостохранилища, на которых видно, как изменился состав хвостов второго поля после извлечения из одних и тех же руд фосфорной составляющей, которая ранее не выделялась, а вся сбрасывалась с отходами в первое поле.

Таблица 4

Гранулометрический состав материала хвостов второго поля Ковдорского ГОКа

Класс крупности, мм	<0,045	0,045—0,071	0,071 — 0,1	0,1 — 0,16	0,16 — 0,2	0,2 — 0,4	0,4 — 0,63	>0,63
Содержание, %	32,07	16,69	16,17	23,56	5,56	5,15	0,30	0,52
Выход по минусу, %	32,07	48,75	64,92	88,48	94,04	99,18	99,48	100,0

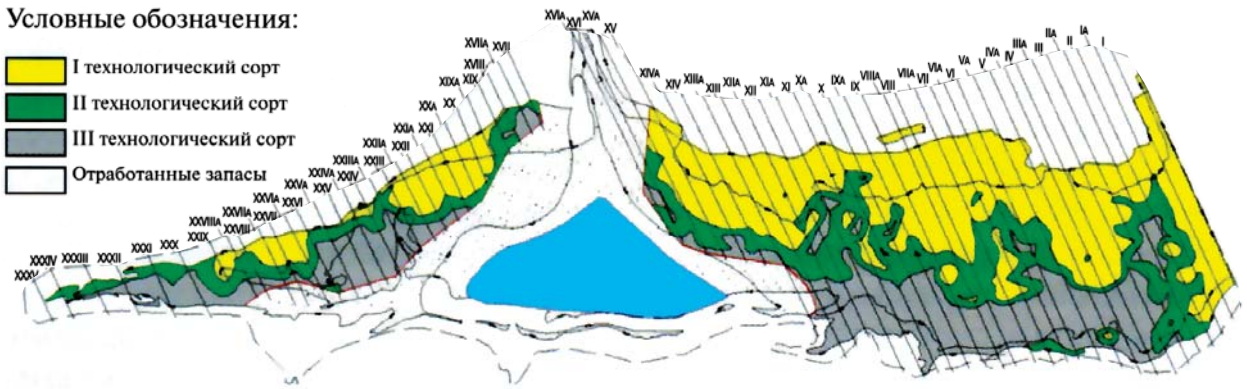


Рис. 7. Геолого-технологический план техногенного месторождения песков первого поля хвостохранилища

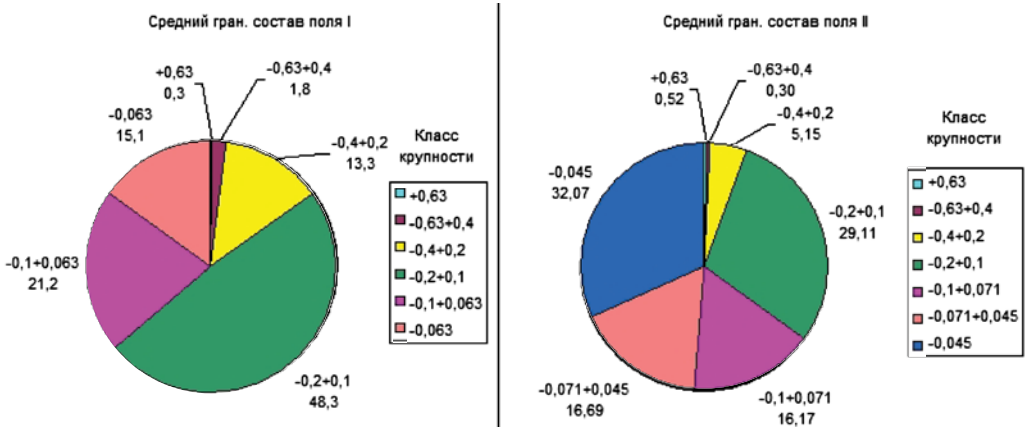


Рис. 8. Диаграммы гранулометрического состава материала хвостов I и II полей хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК»

Таблица 5

Гранулометрический состав материала хвостов АНОФ-2 ОАО «Апатит»

Размер фракции, мм	0,224	0,16	0,09	0,071	–0,071
Содержание фракций по данным 1984 г., %	24,4	12,55	20,8	14	28,25
Содержание фракций по пробоотборнику в 2005 г., %	20,15	12,9	18,6	14,9	33,45

ОАО «Апатит». Хвосты флотации апатито-нефелиновых руд обогатительных фабрик АФОН-1, АФОН-2, АФОН-3 ОАО «Апатит» по литологическому типу представляют собой мелкий несвязный песок серого цвета с модулем крупности 1,1 и значительным содержанием пылеватых фракций. По АНОФ-2 физико-механические свойства определялись в более широком диапазоне, чем по АНОФ-1 и АНОФ-3. Средневзвешенный диаметр частиц АНОФ-2 по пробоотборнику фабрики составляет 0,128 мм, на пляже, где сосредоточены более крупные фракции, средний диаметр частиц составляет 0,202 мм. Гранулометрический состав в разные периоды заполнения хвостохранилища менялся, поэтому для сравнения приведены данные 1984 г. и данные 2005 г. из отчётных материалов АНОФ-2 (табл. 5).

Плотность хвостов в хвостохранилище составляет сухих 1,54 г/см^3, влажных (при влажности 12 %) 1,6, водонасыщенных (при влажности 18,13 %) 1,86, плотность минеральной части 2,7 — 3.

ОАО «Апатитская ТЭЦ». По зерновому составу золошлаковые смеси ТЭЦ представлены преимущественно мелкофракционной зольной частью. Зёрна шлака крупнее 5 мм присутствуют в незначительном количестве (менее 1 %). Физико-механические показатели соответствуют следующим значениям: содержание шлакового продукта 24 %, количество материала крупностью –0,1 мм 91 % (табл. 6); среднее значение плотности сухой золошлаковой смеси в рыхлом состоянии 1,35 г/см^3; в плотном 1,45. Удельный вес равен 2,3 г/см^3.

Результаты лабораторных и натурных исследований физико-механических свойств хвостов обогатительных предприятий и золошлаковых смесей тепловых электростанций Мурманской

Таблица 6

Гранулометрический состав материала золоотвалов Апатитской ТЭЦ

Размер фракции, мм	0,315	0,2	0,16	0,1	0,063	0,05	–0,05
Содержание фракции, %	0,2	1,0	1,1	6,7	31,0	8,5	51,5

области и горнотехнические условия их размещения показали техническую возможность разработки этих техногенных месторождений открытыми горными работами сухим способом экскавации и транспортировки.

Литература

1. *Ялтанец И.М.* Технология и комплексная механизация открытых и горных работ. Часть 3 / И.М. Ялтанец. — М.: Изд. Мир горной книги, 2006. — 546 с.

2. Интенсификация использования природных и техногенных минерально-сырьевых ресурсов / А.В. Туголуков и др. // Горный журнал. — 2007. — № 9. — С. 14 — 19.

УДК 622.831.3

ГОРИЗОНТАЛЬНОЕ СДВИЖЕНИЕ ПОРОД НА УЧАСТКЕ САРАНОВСКОГО РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

П.И. Зуев

В Пермском крае добываются и перерабатываются стратегически важные полезные ископаемые, такие как уникальные каменные соли, а также уголь, роль которого в топливно-энергетическом балансе страны устойчиво возрастает. Большая часть добычи полезных ископаемых в регионе обеспечивается наиболее опасными подземными технологиями. Условия труда горняков по тяжести относятся к экстремальным.

Добычу хромовой сырой руды подземным способом осуществляет ОАО «Сарановская шахта «Рудная»; объем добычи 120 тыс. т в год; используется камерная система; отбойка руды производится буровзрывным способом. Сарановское месторождение расположено в западном крыле среднего Уральского поднятия. Приурочено к двум небольшим выходам ультраосновных пород Сарановско-

Рис. 1. Типичное разломное обрушение на Сарановском месторождении

го гипербазитового поля. Оба хромитоносных массива вытянуты в СЗ близмеридиональном направлении на 15 — 19 км при ширине 150 — 200 м и имеют крутое падение на восток. Рудное тело пересечено дайками габбродиабазов и осложнено тектоническими нарушениями. Послерудными разрывными нарушениями рудные тела разбиты на системы мелких блоков с амплитудой перемещения до нескольких метров. Здесь встречается уваровит — редкий травянисто-зеленый гранат.

Разработка месторождения сопровождается различными инженерно-геологическими явлениями — сдвижением пород, их обрушением, воронкообразными провалами дневной поверхности (рис. 1). На дальнейшей стадии образования воронок на подработанной территории образуются провалы, прямым образом распространяющиеся по геометрическим краям тектонических блоков, составляющих крутопадающий (80 — 85°) габбро-гипербазитовый массив, что определяется тектоническими нарушениями. Интенсивное сдвижение пород также связано с тем, что месторождение находится на активизированном краю Русской платформы.

Для обеспечения безопасности объектов, находящихся в зоне интенсивного сдвижения от неблагоприятного влияния подземных разработок на месторождении проводится изучение совре-

менных геодинамических движений технологиями спутниковой геодезии GPS. Полученные данные о смещениях геодезических пунктов в соответствии с математическими методами механики сплошной среды переводятся в поля деформаций с представлением в изолиниях значений главных горизонтальных деформаций растяжения или сжатия и наклонов — параметров сдвижения, которые регламентируются требованиями нормативных документов о безопасности.

По результатам измерений за 2006 — 2007 гг. были получены сведения о сдвижениях дневной поверхности. Горизонтальные движения, по данным наблюдения растяжения/сжатия, между геодезическими пунктами на этом промежутке времени составили в среднем 5 мм. Максимальное растяжение/сжатие составило 10 мм, минимальное 0.

На рис. 2 более тёмные места представляют собой более подвижные в растяжении участки. На рис. 2, *б* показано годовое из-

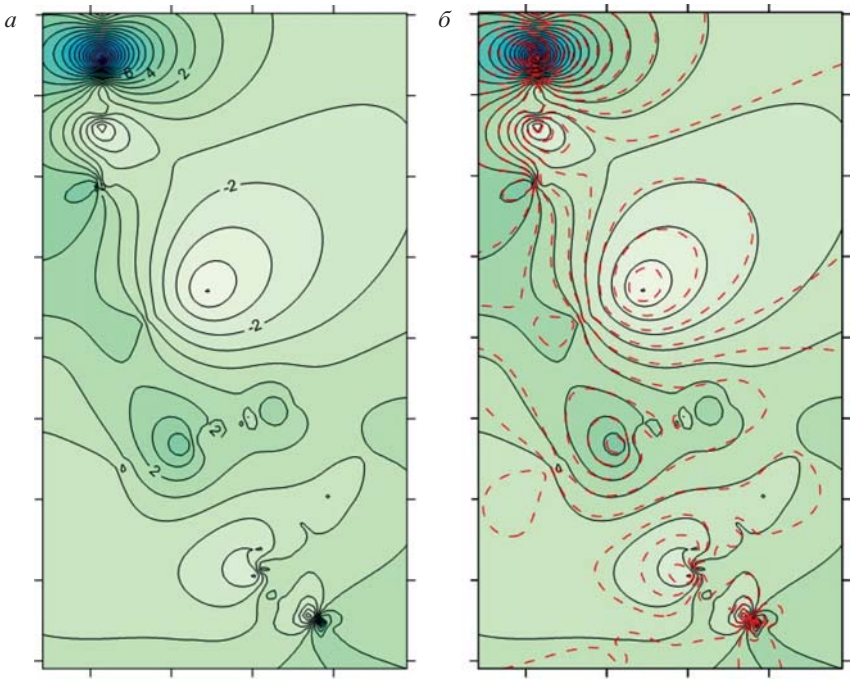


Рис. 2. Карты горизонтальных сдвижений

менение горизонтальных сдвижений, красным пунктиром показан характер движения, то есть чёрные изолинии начало, а красные конечное положение сдвижения. Для наглядности карты данные о сдвижении увеличены.

Таким образом, наблюдая геодинамику месторождения можно сделать выводы о закономерностях сдвижения, процессах, происходящих в выработках; получить прогностические данные и разработать технические рекомендации для того или иного объекта. В данном случае исследования показали, что сдвижение происходит плавно, при возникновении риска обрушения изменить условия разработки и безопасности подверженных риску объектов вполне возможно, своевременно следуя техническим рекомендациям.

УДК 551.2+551.4

ВЫЯВЛЕНИЕ ГЕОДИНАМИЧЕСКИ АКТИВНЫХ ЗОН КОМПЛЕКСОМ ГАЗОГЕОХИМИЧЕСКИХ И СТРУКТУРНО-ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ

А.В. Клещенков

Изучение проявления современных геодинамических процессов на земной поверхности приближает нас к пониманию взаимосвязи между явлениями, происходящими на границе геосфер, и условиями жизнедеятельности человека. Необходимость изучения этой взаимосвязи обусловлена тем, что современные движения земной коры оказывают значительное влияние как на развитие естественных ландшафтов и природно-технических систем, так и на возможность возникновения опасных геологических процессов. В результате исследований, проведенных в конце XX — начале XXI в. [1, 2, 3], сформировалось устойчивое понимание того, что наряду с современными движениями земной коры орогенных областей в пределах платформенных территорий существует геодинамическая активность, проявляющаяся в ландшафте. Изучать ландшафтные индикаторы современных движений земной коры необходимо в рамках обеспечения устойчивого функционирования природно-технических систем.

Целью данной работы было установить и изучить компоненты ландшафта, которые позволяют идентифицировать геодина-

мически активные зоны в пределах Восточного Донбасса в области сочленения Донецкого складчатого сооружения (ДСС) и Южного склона Воронежской антеклизы (ЮСВА). Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

— разработка цифровой модели рельефа (ЦМР) территории. Проведение на ее основе структурно-геоморфологических исследований и построение морфометрических карт;

— изучение потока эндогенных газов в пределах линейных геоморфологических аномалий, обусловленных геодинамически активными зонами земной коры;

— выявление связи между локализацией участков повышенной аварийности на трассе М4 «Дон», геодинамически активными зонами и их проявлением в ландшафте.

Для рассмотрения рельефа в качестве ландшафтного индикатора геодинамически активных зон современных вертикальных движений земной коры решалась задача структурно-геоморфологических исследований на основе современных ГИС-технологий с использованием цифровой модели рельефа (ЦМР) исследуемой территории и выявления геоморфологических аномалий, обусловленных СВДЗК. Решение этой задачи осуществлялось на базе программного комплекса ArcGIS 9.1. Работа проходила в несколько этапов.

1. На первом этапе в среде данной программы была создана цифровая модель рельефа территории, так как такая модель является основной формой представления данных о рельефе для последующей автоматизированной обработки в ГИС. Для построения ЦМР мы использовали оцифрованные горизонтали рельефа исследуемого участка с вертикальным сечением 20 м, проинтерполировав которые, получили регулярную сетку из ячеек размером 62,5 м, имеющих пространственные координаты в трех измерениях (широта, долгота, высота), и назвали ее ЦМР1.

2. На втором этапе на основе данных из открытых источников базы данных NASA (Космическое агентство США), базы данных CGIAR-CSI (Консорциум пространственной информации консультативной группы для международного исследования сельского хозяйства) и комплекта пространственных данных, распространяемых разработчиками программы ArcGIS, были построены еще три ЦМР исследуемой территории: SRTM версии 2, ЦМР 2 и GTOPO 30, соответственно.

3. На третьем этапе все четыре ЦМР были сведены в одинаковых пространственных границах, в единой системе координат

(Гаусса—Крюгера) и с одинаковым размером ячейки (62,5 м). Для дальнейших структурно-геоморфологических построений необходимо было выбрать одну модель, наилучшим образом соответствующую исходным данным (высотам рельефа в опорных точках). В качестве опорных точек использовались отметки высот, оцифрованные по топографической карте масштаба 1:100 000 и расположенные на различных уровнях рельефа (в днищах долин и балок, на склонах и на водоразделах). Для этого был проведен статистический анализ имеющихся цифровых моделей рельефа. Он заключался в сравнении массива фактических значений высот опорных точек с массивом значений высот цифровой модели рельефа в этих же точках (имеющих одинаковые пространственные координаты). В качестве статистических критериев, используемых при оценке качества, были выбраны стандартное отклонение и абсолютная средняя ошибка. В результате, основной моделью для дальнейших морфометрических построений была выбрана SRTM v.2, которую будем именовать просто ЦМР.

4. В дальнейшем на основе выбранной ЦМР осуществлялись морфометрические построения с выделением геоморфологических аномалий. В качестве рассматриваемых параметров были выбраны: вершинная поверхность, локальные остатки вершинной поверхности, горизонтальная расчлененность, вертикальная расчлененность, общая расчлененность (дисперсия рельефа).

Кроме того, построены продольные профили рек Деркул, Глубокая и Большой Калитвенец. На них выделены участки аномальных падений рек и построены графики относительной деформированности русел рек.

5. Путем типизации поверхностей исследуемых параметров статистическим путем были выделены аномалии распределения исследуемых параметров. Эти аномалии можно разделить на три типа: положительные, приуроченные к крутым бортам долин рек; отрицательные, приуроченные к днищам долин и поверхностям водоразделов; положительные, трассирующиеся через всю исследуемую территорию в субширотном и северо-западном направлениях.

6. На основе совместной интерпретации результатов структурно-геоморфологического анализа, которая проводилась с привлечением данных геолого-геофизических исследований области сочленения ДСС и ЮСВА и результатов дешифрирования материалов космических съемок, обнаружено наличие

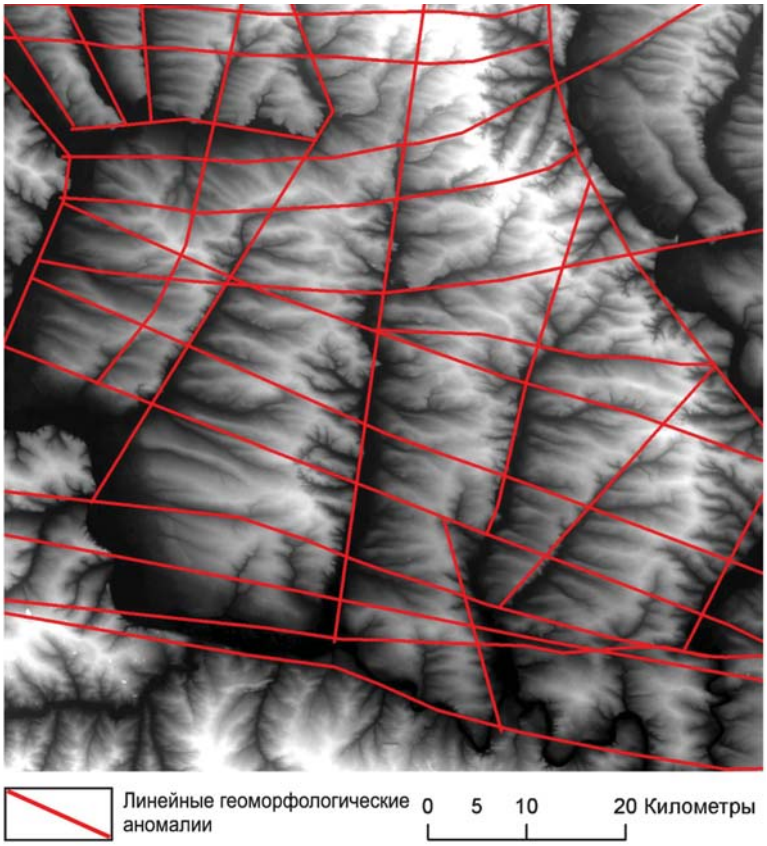


Рис. 1. Карта линейных геоморфологических аномалий

на территории исследования не известных ранее геодинамически активных зон, проявляющихся в линейных геоморфологических аномалиях (рис. 1). Их полевые исследования проводились в пределах трех ключевых участков, расположенных на севере, в центре и на юге исследуемой территории и названных Миллеровским, Глубокинским и Каменским, соответственно. В пределах этих трех ключевых участков в полевые сезоны 2007 — 2008 гг., наряду с визуальными наблюдениями и фотодокументацией рельфа, были проведены газогеохимические исследования.

Почвенный воздух представляет собой нижнюю часть воздушной толщи, которая формируется непосредственно под воздействием процессов, проистекающих в земной коре и, прежде всего, современных движений земной коры. Комплексная гезогеохимическая съемка производилась путем отбора газовых проб в естественных условиях с определением непосредственно на месте отбора концентраций исследуемых газов в почвенном воздухе. Измерения проводились по профилям, заложенным вкрест простирания линейных геоморфологических аномалий в однородной природной обстановке (преимущественно лесополосы) с целью установления современной геодинамической активности исследуемых структур. Всего было изучено 11 газогеохимических профилей общей протяженностью более 20 км и произведено опробование на 200 точках наблюдений. Шаг между точками наблюдений выбирался в соответствии с задачами исследования и предполагаемыми размерами геодинамически активных зон и составил 100 м.

На каждой точке наблюдения изучалось содержание радона в почвенном воздухе, а на ряде профилей оно производилось совместно с изучением содержания водорода и метана. Содержание радона в почвенном воздухе анализировалось с помощью радиометра радона РРА-01М-01 «Альфарад», содержание метана с помощью газоанализатора ПГА-7, а содержание водорода с помощью газоанализатора водорода ВГ-2.

Газогеохимические исследования на ключевых участках показали, что геоактивные зоны отражаются в аномалиях повышенного содержания водорода, радона и метана, которые имеют значительную согласованность с линейными геоморфологическими аномалиями (рис. 2). Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности использования состава почвенного воздуха в качестве геоиндикатора современных движений земной коры и подтверждают приводимые в литературе представления о взаимосвязи движений и пространственной изменчивости газовых полей [4].

Была установлена взаимосвязь между современными движениями земной коры и их проявлением в ландшафте Восточного Донбасса в области сочленения Донецкого складчатого сооружения и Южного склона воронежской антеклизы. Установлено, что геодинамически активные зоны находят свое отражение в таких ландшафтных индикаторах, как рельеф — в виде линейных геоморфологических аномалий, разграничивающих морфо-

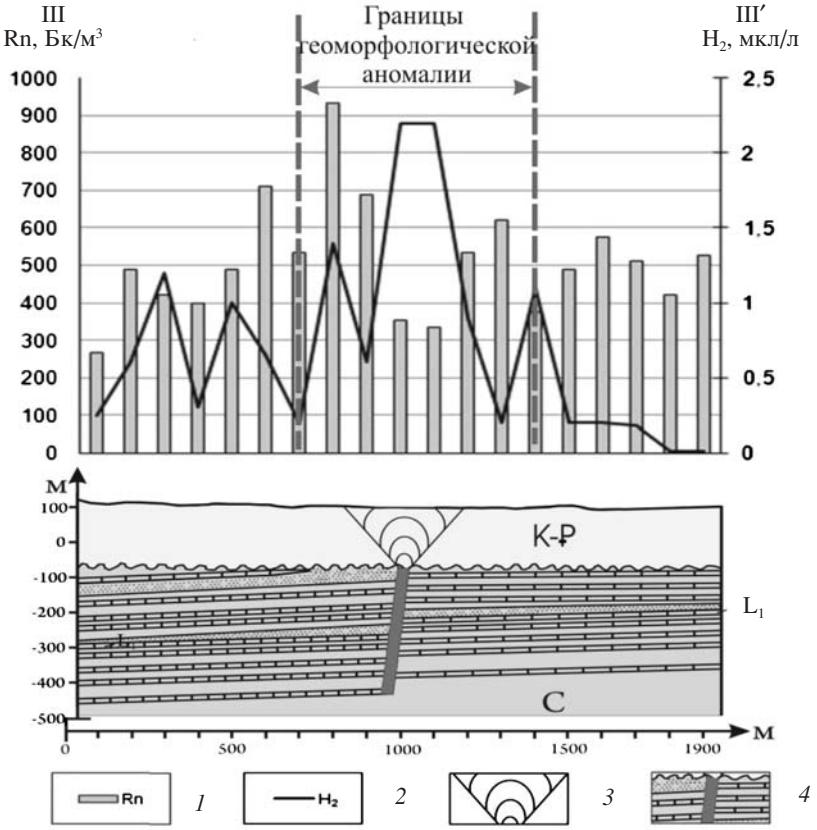


Рис. 2. Графики содержаний радона и водорода в почвенном воздухе по профилю III—III′ (Миллеровский ключевой участок):
1 — содержание радона; *2* — содержание водорода; *3* — конус рассеяния потока газов; *4* — Соколовско-Журавский сброс

структурные блоки, и как почвенный воздух — в виде увеличения концентрации в нем эндогенных газов (радон, водород, метан).

Отмечается согласованность планового расположения изопахит плиоценовых и четвертичных отложений и участков высоких абсолютных значений локальной составляющей вершинной поверхности.

Выделяющиеся на картах горизонтальной, вертикальной расчлененности и дисперсии рельефа аномальные участки мож-

но разделить на три типа: положительные аномалии, приуроченные к крутым бортам долин рек, положительные аномалии, трассирующиеся через всю исследуемую территорию, отрицательные аномалии, локализующиеся на днищах долин рек и балок и водоразделах.

На продольных профилях рек Глубокая и Большой Калитвенец, расположенных в соседних долинах, точка перехода знака относительных деформаций находится практически на одном расстоянии от устья. Это позволяет утверждать, что деформации продольных профилей этих рек контролируются геодинамически активными зонами. Было установлено, что геодинамически активные зоны трассируются изменением состава почвенного воздуха. В их пределах наблюдается увеличение концентрации таких газов, как радон, водород, метан.

По итогам работ предложен комплекс методов, включающий в себя структурно-геоморфологические и газогеохимические исследования, который позволяет выявлять геодинамически активные зоны земной коры. Разработан алгоритм стуктурно-геоморфологического анализа в среде программы ArcGIS 9.1. Выявлены закономерности проявления геодинамически активных зон в ландшафте.

Литература

1. *Николаев Н.И.* Новейшая тектоника и геодинамика литосферы / Н.И. Николаев. — М.: Недра, 1988. — 491 с.

2. *Сидоров В.А.* Современные движения земной коры осадочных бассейнов / В.А. Сидоров, Ю.А. Кузьмин. — М.: МГК АН СССР, 1989. — 184 с.

3. Field investigation of dynamic displacements in zone of tectonic breaking / A.D. Sashourin et al. // Rock mechanics — a challenge for society: Proceedings of the ISRM regional symposiym EUROK 2001, Espoo, Finland, 3—7 June 2001. — Rotterdam: Balkema, 2001. — P. 157 — 162.

4. *Уткин В.И.* Радон как «детерминированный» индикатор геодинамических процессов / В.И. Уткин, А.К. Юрков И.И. Косякин // Активные геологические и геофизические процессы в литосфере. Методы, средства и результаты изучения: материалы XII международной конференции, 18 — 23 сентября 2006 года: в 2-х т.: т. 2. — Воронеж: Воронежский государственный университет, 2006. — 336 с.

УДК 622.725

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ ПОЛИХРОМНОЙ ФОТОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ НА РУДАХ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

А.С. Кобзев, И.В. Чепрасов

Перспективы развития отечественного минерально-сырьевого комплекса связаны главным образом с созданием и применением новых конкурентоспособных эффективных технологий переработки полезных ископаемых, какими являются методы предварительного обогащения, позволяющего значительно повысить содержание полезных компонентов в руде при уменьшении ее массы; получить товарные кусковые концентраты для прямого металлургического передела; отделить нерудную составляющую для последующего производства строительных материалов.

Перспективным направлением предварительного обогащения является новый полихромный фотометрический метод сепарации (ПФМС). Современный вариант фотометрической сепарации руд, использующий оптические системы высокой светосилы и разрешения в совокупности с высокоскоростной цифровой обработкой изображения, обеспечивает реализацию разделения в покусковом режиме руд и пород по их цветностным характеристикам, как интегральным, так и поминеральным. Данный метод основан на сравнении цветностных характеристик разделяемых объектов в цветовой модели RGB, благодаря чему возможно определение до 500 000 цветов; аппаратура позволяет перерабатывать руду с высокой производительностью при широком диапазоне крупности материала — от 300 до 0,5 мм.

Проведенные в 2006 — 2007 гг. испытания на золотосодержащих рудах показали перспективность данного метода [1, 2]. Положительные результаты были получены при проведении в октябре 2003 г. промышленных испытаний данного метода на платиносодержащих хромитах в Южной Африке [3]. Проиллюстрируем возможности метода ПФМС на примере серии проведенных технологических испытаний в ФГУП ВИМС на марганцевых рудах различных месторождений.

При оценке обогатимости марганцевой руды месторождения Селезень (см. таблицу, А) было установлено, что выход сепарируемых классов –100+5 мм составляет 55 % при извлечении в них марганца более 72 %. Руды характеризуются благоприятной кон-

Результаты испытаний ПФМС

Показатель	Месторождение (проба)				
	А	Б	В	Г	Д
Класс, мм	–20+5	–25+5	–20+5	–20+5	–10+5
Выход, %	23,64	19,99	20,5	26,97	14,14
Контрастность *M*	1,11	0,56	0,42	0,22	Н. д.
Содержание Mn, %	21,83	9,67	33,78	37,22	1,99
Концентрат					
Выход, %	29,89	34,67	55,66	66,83	4,63
Содержание Mn, %	42,48	19,87	41,68	38,79	30,00
Извлечение Mn, %	58,15	70,27	65,60	79,69	69,89
Промпродукт					
Выход, %	28,82	23,56	44,34	29,04	23,48
Содержание Mn, %	26,72	9,79	24,81	37,10	1,42
Извлечение Mn, %	35,27	23,84	8,77	15,17	16,75
Хвосты					
Выход, %	41,29	41,77	—	4,13	71,89
Содержание Mn, %	3,48	1,35	—	23,01	0,37
Извлечение Mn, %	3,57	5,89	—	5,14	13,39

трастностью (в зависимости от класса крупности $M = 1{,}12 \div 0{,}9$). В результате проведенной сепарации классов крупности –20+5 мм были получены следующие продукты: хвосты с содержанием Mn 3,45 %, выход которых превышает 40 %; промпродукт с содержанием Mn 26 % и концентрат с содержанием Mn 43 %. При этом в хвосты было выделено более 80 % Fe и 50 % SiO_2, а в концентрате в 2 раза снизилось соотношение Mn/P.

Оксидные марганцевые руды Ванданского марганцеворудного района (Б) также характеризуются благоприятным гранулометрическим составом, выход сепарируемых классов –100+5 мм составил 90,56 %. Однако показатель контрастности ($M = 0{,}56$) характеризует руду как низкоконтрастную. В результате сепарации из классов крупности –25+5 мм были выделены: 35 % обогащенного продукта с содержанием 20 % Mn, при извлечении 70 %; 23 % промежуточного продукта с содержанием Mn 9,8 % при извлечении 23 % и 42 % отвального продукта с содержанием марганца менее 2 %. Из-за низкой контрастности задача получения кондиционного кускового концентрата на данных рудах не решается.

Изучение гранулометрического состава проб окисленной малофосфористой (В) и окисленной фосфористой (Г) руды Елагин-

ской рудной площади показало, что выход «машинных» классов — 100+5 мм, обогащаемых методом ПФМС, составляет около 40 %. По существующей классификации изученные пробы руды относятся к категории неконтрастных и низкоконтрастных (M = 0,22 ÷ 0,42), т. е. труднообогатимых при решении задачи предварительного обогащения с выделением отвальных хвостов. По эффективности фазового раскрытия ($Э_ф$ = 0,41 ÷ 0,65), определяющего возможность получения конечного марганцевого концентрата, руды относятся к категории обогатимых и хорошообогатимых.

В процессе испытаний малофосфористых руд (В) получен кондиционный марганцевый концентрат с содержанием 41,68 % Mn при извлечении 65,6 %, а также промпродукт с содержанием 24,81 %, направляемый на переработку методами глубокого обогащения. При обогащении фосфористых руд (Г) выделены три продукта: марганцевый концентрат с содержанием 38,79 % Mn и 0,47 % P; промпродукт с содержанием 37,10 % Mn и 0,98 % P и хвосты с содержанием 23,01 % Mn и 4,20 % P. Как видно, ПФМС фосфористой руды (Г) позволяет вывести в хвосты более 40 % фосфора и, благодаря этому, снизить его содержание в концентрате, направляемом на последующую переработку методами глубокого и химического обогащения, с 0,86 до 0,47 %. Промпродукт направлялся на последующую переработку в отдельном цикле.

Проба руд Сейбинского рудного узла (Д) характеризуется малым выходом машинного класса +5 мм (14,14 %), и исследование возможности применения ПФМС носило методический характер. При этом было установлено, что из руды с содержанием Mn менее 2 % возможно получение концентрата с содержанием Mn 30 % при извлечении около 70 %.

Таким образом, применение полихромного фотометрического метода сепарации при переработке марганцевых руд позволяет решать задачи получения кускового концентрата, выделения хвостов и разделять на сорта по содержанию вредных примесей.

Литература

1. Метод полихромной фотометрической сепарации золотосодержащих руд / В.К. Рябкин и др. // Горный журнал. — 2007. — № 12. — С. 88 — 93.

2. Технология предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Сухой Лог методом полихромной фотометрической сепарации / Э.Г. Литвинцев и др. // Руды и металлы. — 2008. — № 2. — С. 64 — 74.

3. *Raidel F.* Pre-concentration by Sensor-Based Sorting Devices in Mineral Processing / F. Raidel, H. Wotruba // International Seminar on Mineral Processing Technology (MPT-2004): 19 — 21 February 2004 / Edit. G.V. Rao, Vibhuti N.; Indian Institute of Mineral Engineers. — Misra: Allied Publishers, 2004. — P. 37 — 44.

УДК 622.831.325

ИЗМЕНЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КАК СЛЕДСТВИЕ ИЗМЕНЕНИЯ СОЛНЕЧНОЙ АКТИВНОСТИ

Р.В. Криницын, К.В. Селин, А.А. Ершов, И.В. Бирючев

Напряженное состояние и геодинамическая активность верхней части земной коры как среды обитания и техногенной деятельности человека были всегда в центре внимания. Периодически изменяющаяся интенсивность геодинамических явлений в виде землетрясений и горных ударов красноречиво свидетельствует об изменяющемся во времени уровне напряжений в недрах [2]. На рис. 1 представлены графики изменений солнечной активности (СА) и количества землетрясений с магнитудой более 7 в период с 1960 по 2008 г.

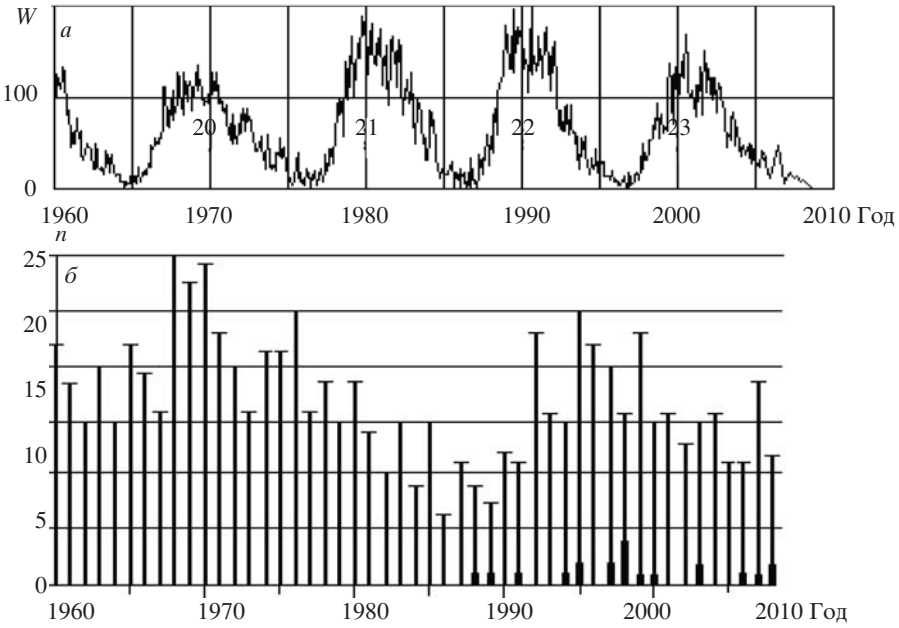


Рис. 1. Изменение солнечной активности *W*, количества землетрясений в мире с магнитудой более 7 и количества горных ударов на шахте Естюнинская (выделено жирным), соответственно, *а* и *б*

В годы минимума СА Земля максимально сжата, геодинамические явления имеют максимальную энергетику. В годы нарастания СА напряженное состояние земной коры уменьшается и наблюдается максимальное число геодинамических явлений, но меньшей энергетики. В годы максимума СА напряжения минимальны и наблюдается минимум геодинамических явлений. В годы спада СА напряжения растут, число геодинамических явлений со средней энергетикой увеличивается. Как отмечал Ривин Ю.Р. [1], знак полярности магнитного поля Солнца меняется через 22 года, т. е. мы имеем дело с бициклами — четный и нечетный циклы. На рис. 1 видно, что геодинамическая активность соответствует бициклическому изменению, и максимум событий соответствует середине бицикла, т. е. стыку четного и нечетного циклов. Именно в это время наблюдались минимумы СА (1975 — 1977 гг., 1995 — 1998 гг.) В то же время в мировой практике нет данных об абсолютной величине пульсирующих тектонических напряжений $\Delta\sigma_т$, в земной коре в течение цикла СА. С учетом вышесказанного закономерности формирования природных напряжений в земной коре можно представить зависимостями:

$$\sigma_z^п = \gamma H + \sigma_{zт} + \Delta\sigma_{zт};$$
$$\sigma_3^п = \gamma H + \sigma_{3т} + \Delta\sigma_{3т};$$
$$\sigma_1^п = \gamma H + \sigma_{1т} + \Delta\sigma_{1т}; \qquad (1)$$

где $\sigma_z^п$ — природное вертикальное напряжение, МПа; γ — удельный вес налегающих пород, МН/м^3; H — мощность налегающих пород, м; $\sigma_{zт}$ — вертикальная статическая тектоническая сила, МПа; $\Delta\sigma_{zт}$ — изменяющийся во времени и пространстве вектор вертикальной тектонической силы, МПа; $\sigma_3^п$ и $\sigma_1^п$ — горизонтальные составляющие главных напряжений, МПа; $\sigma_{3т}$ и $\sigma_{1т}$ — главные статические составляющие тектонических сил, МПа; $\Delta\sigma_{3т}$ и $\Delta\sigma_{1т}$ — изменяющиеся во времени и пространстве вектора тектонических сил (пульсирующие напряжения), МПа.

Исследования непосредственно пульсирующих напряжений в земной коре Урала были начаты Институтом горного дела УрО РАН в 1998 г. Для этого на рудниках были оборудованы наблюдательные деформационные станции в городах Краснотурьинск, Нижний Тагил, Березовский и Гай, соответственно, на глубинах 600, 460, 712, 512 и 830 м, а также на поверхности в районе городов Среднеуральска — Верхней Пышмы. Измерения производились 3 — 4 раза в год.

Под землей наблюдательные станции включают 3 — 5 разно ориентированных реперных линий на базах 30 — 50 м.

В г. Краснотурьинск наблюдениями с 04.1998 г. по 02.2000 г. была зафиксирована пульсация напряжений с частотой 12 месяцев и амплитудой 5 — 10 МПа. Затем станции были уничтожены шахтерами. Следующий цикл наблюдений начался на глубине 620 м с 01.2003 г. К 07.2008 г. зафиксирован рост сжатия массива на 6 — 7 МПа. В г. Нижний Тагил наблюдения на глубине 460 м ведутся с 09.1998 г. по 08.2008 г. С 1998 г. по 2001 — 2003 гг. сжатие массива уменьшилось на 25 МПа, а затем стало расти, и это увеличение достигло 10 МПа. В г. Берёзовский наблюдения были начаты 10.1998 г. на глубине 712 м, но к 07.2000 г. шахта была затоплена. Наблюдения возобновились в 04.2003 г. на глубине 512 м. Зафиксирован рост сжатия на 6 МПа. В г. Гай наблюдения на глубине 830 м ведутся с 11.1998 г. К 2001 — 2003 гг. было зафиксировано уменьшение сжатия массива на 15 МПа, а затем начался рост сжатия на 7 — 15 МПа. В районе городов Верхняя Пышма — Среднеуральск на поверхности в период с 07.1998 г. по 2001 — 2003 гг. сжатие массива уменьшилось на 1 МПа, а к 2008 г. возросло на 0,1 МПа. Если принять, что 23-й цикл солнечной активности имел минимум в 1995 — 1997 гг., а следующий будет в 2008 — 2009 гг., то наблюдениями 1999 — 2008 гг. максимальное сжатие земной коры на Урале еще не зафиксировано. Поэтому наблюдения в 2009 — 2011 гг. чрезвычайно важны. Прямым подтверждением активизации геодинамических явлений в период минимума солнечной активности является то, что в г. Нижний Тагил в 1994 — 1998 гг. произошло 30 горных ударов в шахте и техногенных землетрясений на прилегающей территории, по энергетике эквивалентных взрыву до 100 т ВВ. Сжатие земной коры с середины 1998 г. до середины 1999 г. уменьшилось на 25 МПа (это только часть возможной амплитуды пульсации). В результате, в 1999 — 2002 гг. было всего лишь четыре слабых горных удара. В марте 2003 г. произошел один толчок с энергией до 60 т ВВ, $M = 2{,}3$, который привёл к уменьшению сжатия массива на 8 МПа, а через 2 месяца сжатие увеличилось на 6 МПа. В 2006 г. горный удар соответствовал 30 т ВВ, в сентябре 2007 г. имел $M = 3{,}1$, а в феврале 2008 г. $M = 1{,}6$.

Следует отметить, что самые крупные сейсмические события в районе шахты Естюнинская (г. Нижний Тагил) произошли не в шахте, а по Тимано-Кокчетавской тектонической зоне, которая расположена параллельно рудному телу на расстоянии 2 — 4 км от него.

На подземном руднике в г. Гай в ноябре 1998 г. (на глубине 830 м от дневной поверхности) и в январе 2004 г. (на глубине 910 м от дневной поверхности) были произведены измерения аб-

солютных величин напряжений. На шахте Естюнинская (г. Нижний Тагил) измерения были сделаны в марте 2005 г. В обоих случаях появилась возможность проследить изменение горизонтальных напряжений за весь период наблюдений, приняв за точку отсчета $\Delta\sigma_т$ время измерения напряжений и сложив полученные их значения с измеренным приращением напряжений (рис. 2, *а*). Аналогично построены графики изменения горизонтальных напряжений на шахте Северопесчанская (г. Краснотурьинск) и шахте Центральная (г. Березовский) (рис. 2, *б*).

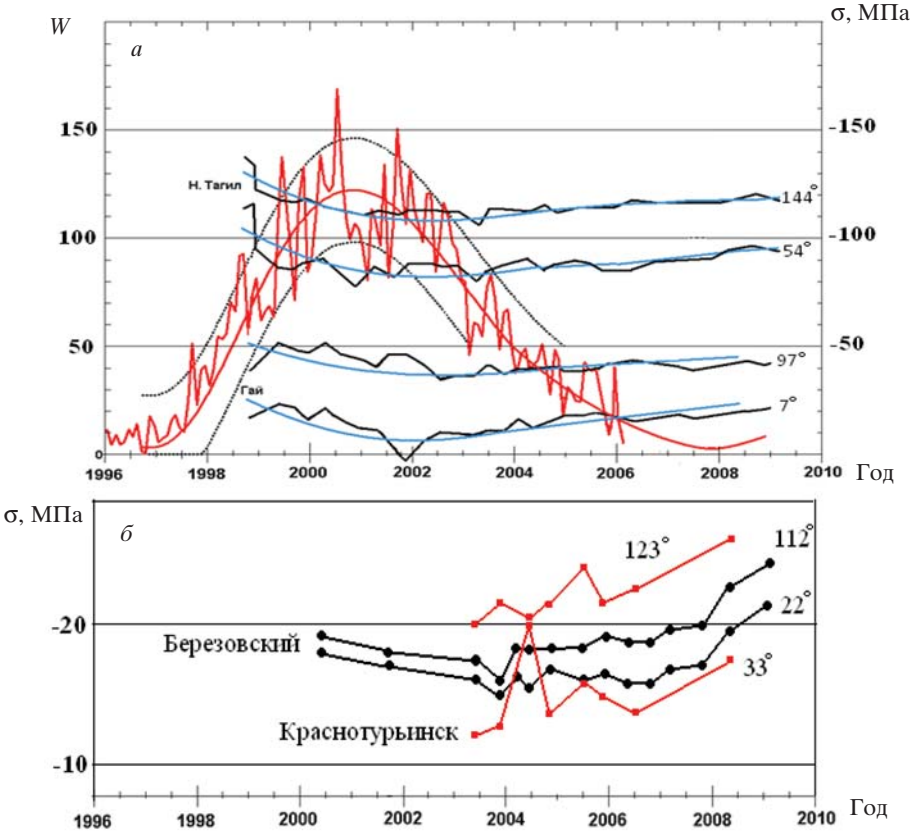


Рис. 2. Изменение горизонтальных напряжений в массиве σ_x и σ_y с азимутами их действия на фоне 23-го цикла СА (*W*) на шахтах Естюнинская (г. Нижний Тагил) и на Гайском руднике (г. Гай) и на шахте Северопесчанская (г. Краснотурьинск) и шахте Центральная (г. Березовский), соответственно, *а* и *б*

Литература

1. *Ривин Ю.Р.* Циклы Земли и Солнца / Ю.Р. Ривкин. — М.: Наука, 1989. — 165 с.

2. *Яковлев Д.В.* О взаимосвязи геодинамических событий в шахтах и рудниках с циклами солнечной активности / Д.В. Яковлев, Б.Г. Тарасов // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: труды междунар. конф. / ИГД СО РАН. — Новосибирск, 2001.

УДК 528.7+528.92:65.56

ТРЕХМЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОБЪЕКТОВ МЕТОДОМ НАЗЕМНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ

Д.В. Крутиков, Н.С. Барабанщикова

Большинство промышленных объектов в Российской Федерации было построено много лет тому назад. Внедрение современных технологий, расширение возможностей предприятия по организации производства перспективной продукции требует реальной технической оценки производственных зданий и сооружений, но часто при проведении реконструкции новые собственники сталкиваются с утратой или нехваткой исполнительной документации.

При обследовании технического состояния эксплуатируемых объектов необходимо проводить геодезический контроль в соответствии с требованиями действующих нормативно-технических документов РФ, поскольку он является важнейшей частью системы управления технической эксплуатацией предприятия.

Как правило, на промышленных предприятиях все производственные цеха загружены технологическим оборудованием и системой коммуникаций, что осложняет геодезические работы. К тому же заказчику не только необходимо знать техническое состояние зданий, сооружений и оборудования, но надо иметь представление о реальных отклонениях геометрических параметров строительных конструкций и их элементов от проектных для обеспечения безопасной эксплуатации объектов. Кроме того, на основе полученных геодезических данных для эффективного планирования монтажных работ собственник хочет самостоятельно создавать рабочие чертежи и разрезы, необходимые в процессе реконструкции.

Оптимальным решением этих задач является создание высокоточной и детальной трехмерной модели промышленного объекта. Существует два способа их создания. Первый — стандартная геодезическая съемка тахеометрами. Однако тахеометр выполняет единичные измерения и этим ограничивает возможность отображения полной и детальной информации об объекте. Поэтому эффективней для создания трехмерных моделей промышленных площадок, загруженных технологическим оборудованием, использовать второй метод — наземное лазерное сканирование, то есть дистанционное зондирование поверхности. На сегодня это наиболее прогрессивная технология создания трехмерных моделей существующих зданий, поскольку позволяет снизить трудозатраты по сравнению с традиционными методами и улучшить качество и полноту полученных измерений. Сам принцип действия данной технологии аналогичен принципу действия электронных тахеометров, но основным отличием является высокая скорость получения и информативность данных. Наземный лазерный сканер производит десятки тысяч измерений в секунду в пределах заданной области и с заданным шагом. Измерение координат точек выполняется в автоматическом режиме неразрушающим методом. Результатом сканирования является цифровая модель всего окружающего пространства в виде набора точек с пространственными координатами. Встроенная цифровая фотокамера позволяет отображать точки в реальных цветах. Твердотельная трехмерная модель объекта строится с помощью специального программного обеспечения с детализацией, необходимой заказчику: это могут быть как мелкие металлические конструкции, так и трубы диаметром менее сантиметра.

Специалисты ФГУП «Уралгеоинформ» используют лазерный сканер Leica ScanStation 2 — импульсный сканер со скоростью сканирования до 50 000 измерений в секунду и с точностью определения пространственных координат 6 мм, а расстояния — с точностью 4 мм. Наша компания имеет большой опыт применения технологии наземного лазерного сканирования на промышленных объектах. Работы выполнялись для наполнения геоинформационных систем трехмерными моделями, которые стали основной базой данных для внесения атрибутивной информации по газопроводам и технологическому оборудованию. Также проводились работы по заказу ряда металлургических компаний для создания трехмерной модели промышленных площадок с целью

Рис. 1. Главный корпус Сорской горно-обогатительной фабрики

восстановления утраченной рабочей документации и оценки технического состояния трубопроводов.

В 2008 г. были созданы трехмерные модели производственного комплекса Сорской горно-обогатительной фабрики, находящейся в г. Сорск, в 110 км от столицы Республики Хакасии — Абакана. Город был основан в 1940-е годы в связи с открытием месторождения молибденовых и медных руд. Производственный комплекс занимается добычей, переработкой руды, выпуском медного и молибденового концентратов и производством ферромолибдена, являясь крупнейшим в России. Основные здания производственного комплекса фабрики — корпуса дробления, измельчения и флотации, склад руды. Всего 14 производственных корпусов (рис. 1).

На первом этапе было выполнено построение трехмерной цифровой модели корпуса мелкого дробления, назначение которого — дробление руды с предварительным грохочением. Обследуемое здание прямоугольной формы, площадью 4500 м^2. Отметка низа стропильных конструкций 18 м. В корпусе установлено 9 дробилок для мелкого дробления типа КМД-3000Т, а также питающие их рудой конвейеры с лентой шириной 1200 мм. Во время полевых работ выполнялась плановая реконструкция основных технологических узлов производственного корпуса. В ходе реконструкции в работоспособном состоянии поддерживались шесть инерционных грохотов и шесть дробилок. Все технологическое оборудование связано системой конвейерных линий, обеспечивающих работу дробильного комплекса. Цех оборудован мостовым краном и перезагружен технологическими элементами.

В качестве основного метода съемки выбрано наземное лазерное сканирование. В таких местах, как подвальные помещения, конвейерные галереи, дренажные системы, съемка осуществлялась электронным тахеометром. Очень многие измерения выполнялись обычными электронными лазерными дальномерами, поскольку доступ сканера и тахеометра в ряд помещений был ограничен из-за сильной запыленности и невозможности установки прибора на штатив в очень ограниченном пространстве.

Условия, существовавшие на момент съемки в корпусе мелкого дробления, сильно осложняли и ограничивали время проведения полевых работ, в частности время работы лазерного сканера: наличие мелкодисперсной пыли и вибрации конструкций позволили использовать сканер только по 3 ч в день при остановке цеха для плановых ремонтных работ. В результате за 1,5 месяца полевых работ шестью специалистами были выполнены все полевые измерения и построена детальная трехмерная модель корпуса мелкого дробления (рис. 2, 3). Полученная модель включает в себя все объекты, находящиеся в корпусе: электрические тали, дренажные системы, несущие конструкции, щиты управления и т. д. Все элементы разнесены по слоям в соответствии с их функциональным назначением. Посредством обменного формата все данные из специализированного программного продукта для обработки точек лазерных отражений были переданы в среду AutoCad. Помимо полевых измерений, на объекте была проведена паспортизация, которая наполнила полученную трехмерную модель таблицами атрибутивных данных. Каждый трубопровод определен по назначению, всем технологическим объектам присвоены инвентарные номера в соответствии с нумерацией на заводе, за каждым оборудованием закреплен его технический паспорт и время ввода в эксплуатацию.

На основании полученной модели можно решать задачи обратного проектирования (рис. 4): выполнять построение планов помещений с указанием несущих конструкций, колонн, связей, пилонов, стен, перегородок, балок, дверных и оконных проемов; выносить точные габаритные размеры всех вышеперечисленных конструкций, а также размеры, показывающие их взаимное расположение; перевести имеющиеся только в бумажном виде чертежи в цифровой вид; выполнить построение технологических схем, а также произвести контроль монтажа.

Зная все геометрические параметры, заказчик может определять общие перемещения технологического оборудования, по-

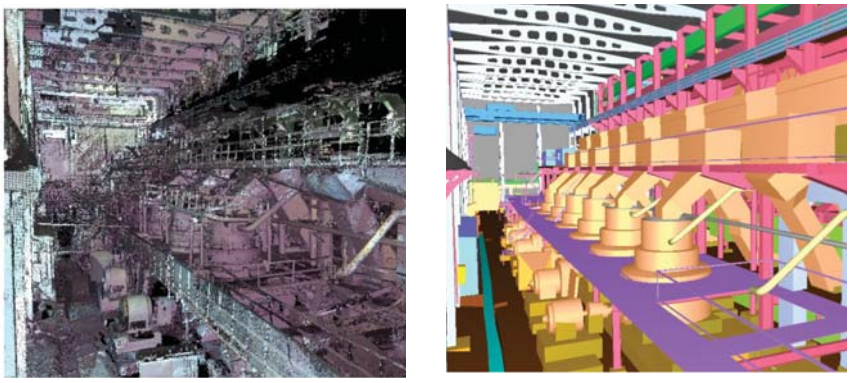


Рис. 2. Дробильные установки

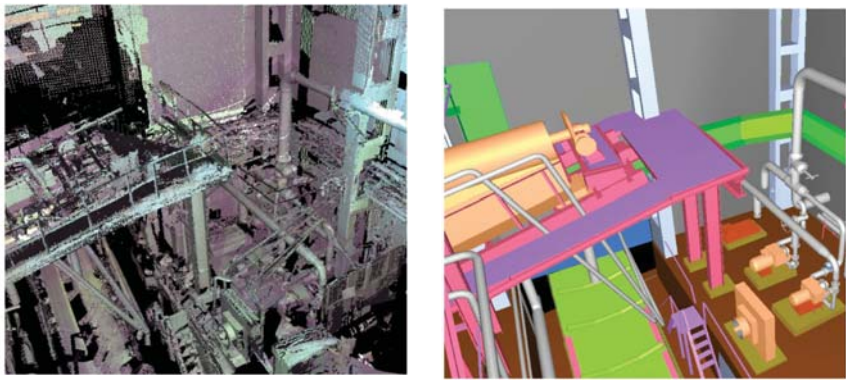


Рис. 3. Узел распределения технической воды

ложение всех несущих конструкций в пространстве и между собой, определять деформации элементов.

Технология лазерного сканирования описывает точками всю поверхность каждого элемента съемки, тем самым обеспечивает большой объем контрольных точек, по которым осуществляется сбор информации о контролируемых параметрах. Плановые измерения позволяют обеспечить сплошной контроль вертикальных элементов здания и получить прогибы и отклонения колонн от осей, а высотные — прогибы и наклоны горизонтальных элементов.

Следует отметить проблемы обработки данных полевых измерений. К примеру, рассмотрим на одном из участков обогати-

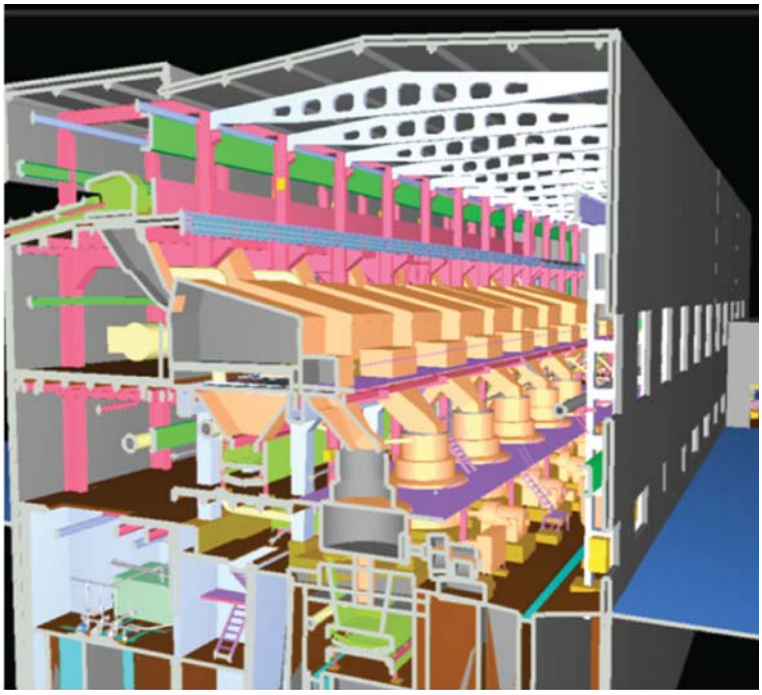


Рис. 4. Разрез корпуса мелкого дробления

тельной фабрики съемку системы коммуникаций водоснабжения и несущих конструкций для геодезического контроля с последующим построением трехмерной модели. Система коммуникаций, идущая вдоль несущих конструкций, представлена множеством труб протяженностью более 100 м с постоянно меняющимися направлениями в пространстве. При стандартной геодезической съемке оператору необходимо производить точечные измерения по каждой трубе в отдельности, указывать изменения направления дополнительными измерениями и составлять абрис, делать фотографии с указанием направления снимка, чтобы обработчику было понятно, с какой стороны был отснят тот или иной объект, его пространственное нахождение, формы, размеры, тогда обработчик может представить себе общую картину объекта. Плюс к этому о результатах измерений можно будет судить только при камеральной обработке.

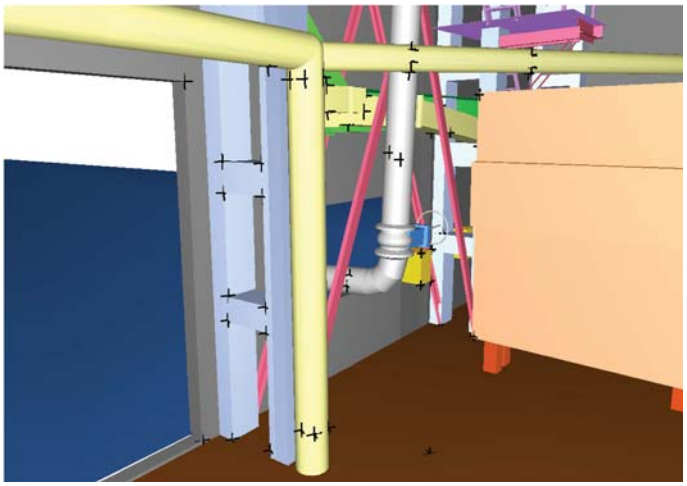


Рис. 5. Тахеометрическая съемка

Поскольку при тахеометрической съемке мы получаем единичные измерения, то и построения будем производить путем наложения графических примитивов на характерные точки (рис. 5), что приводит к увеличению погрешности при моделировании и значительным затратам времени. При лазерном сканировании мы получаем полную информацию об измеряемом объекте в режиме реального времени, при этом полнота и качество данных позволяют вести обработку данных без составления дополнительных абрисов и в кратчайшие сроки. При камеральной обработке данных лазерного сканирования мы в автоматическом режиме вписываем элементы правильной математической формы в «облако точек», тем самым сводя к минимуму влияние «человеческого фактора» (рис. 6). Для сравнения: время, затраченное на создание трехмерной модели фрагмента, представленного на рис. 5 и 6, методом тахеометрии, составило 8 ч/чел, а с помощью лазерного сканирования — 3 ч/чел.

Среди отличительных особенностей лазерного сканирования следует отметить три основные:

1. В технологии полностью реализован принцип дистанционного зондирования, позволяющий собирать информацию об исследуемом объекте, находясь на расстоянии от него. При этом получаемые данные приходят в виде координат точек поверхно-

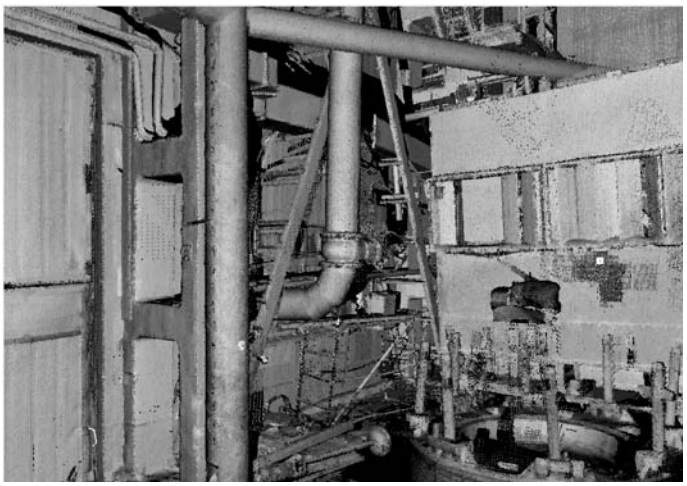


Рис. 6. Лазерное сканирование

сти, что значительно расширяет возможности дальнейшей компьютерной обработки результатов. Эта особенность позволяет значительно снизить трудозатраты, повысить эффективность и безопасность проведения измерений.

2. По полноте и детальности получаемой информации лазерное сканирование превышает все ранее реализованные методы. Плотность определяемых точек может исчисляться миллиметрами, что дает возможность адекватно отображать объекты самой сложной «нематематической» формы и практически неограниченно расширяет сферу применения технологии.

3. Лазерное сканирование отличается непревзойденной скоростью работы. Информация об объекте в виде «облака точек» собирается за считанные минуты, иными словами, оно дает уникальную возможность оперативного мониторинга.

УДК 622.68

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГРОХОТИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ

Ю.В. Лаптев, Р.С. Титов

Функционирование грохотильно-перегрузочных пунктов (ГПП) в карьере при предобогащении минерального и техногенного сырья зависит от ряда факторов: длины грохота, размера щели, коэффициента живого сечения грохота, угла его наклона. В значительной степени эффективность грохочения на ГПП зависит от параметров горно-транспортного оборудования, разгружающего горную массу на грохот. Это в свою очередь определяет параметры разгрузочной площадки и, в конечном итоге, параметры ГПП.

Важным начальным этапом расчета и оптимизации основных параметров, характеризующих процесс грохочения, является установление зависимости и расчет показателей, определяющих начальное движение горной массы при подаче ее на поверхность грохота от параметров горно-транспортного оборудования, таких как производительность выгрузки транспортного средства на поверхность откоса грохота $Q_о$, начальная толщина слоя по питанию грохота h_0 и начальная скорость движения горной массы по откосу грохота v_0. Показатели движения массы рассчитываются на основе модели процесса автомобильной выгрузки (см. таблицу).

Основные параметры автосамосвалов и кинематические характеристики выгрузки горной массы

Тип	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м^3	Ширина кузова a, м	Производительность выгрузки $Q_о$, м^3/с	Начальная скорость движения горной массы по откосу v_0, м/с
БелАЗ-540	30	18	3,5	0,9	2,50
БелАЗ-548	40	26	3,6	1,3	2,60
БелАЗ-549	75	46	5,4	2,3	3,15
БелАЗ-7512	120	61	6,2	3,1	3,5

Важным параметром, характеризующим процесс грохочения, служит величина слоя потока материала в i-м сечении грохота h_i, рассчитываемая по модели Маслобоева В.Г. [2].

$$h_i = \frac{h_0 v_0}{v}\left\{1 - \left\backslash p_i\left[\frac{n}{3k\cdot\sqrt{h_0 v_0}}\left(v_i^{1,5} - v_0^{1,5}\right)\right]\right\rangle\right\}^2, \qquad (1)$$

где v_0 — начальная скорость движения сыпучей массы, м/с;

v_i — скорость движения сыпучей массы по грохоту, м/с;

h_0 — начальная толщина слоя по питанию (связана со средним размером куска подаваемой на грохот горной массы), м;

p_i — доля мелкого класса в исходном продукте, дол. ед.;

$n = \lambda_{жс}\mu(g\cos\alpha)^{0,5}$.

Скорость движения сыпучей массы по грохоту рассчитывается по формуле

$$v_i = \sqrt{v_0^2 + 2ky} = \sqrt{v_0^2 + 2gy\left[\sin\alpha - f_д'\left(1 - \lambda_{жс}\mu^2\right)\cos\alpha\right]}, \qquad (2)$$

где $\lambda_{жс}$ — коэффициент живого сечения;

$g = 9{,}81$ м/с^2 — ускорение свободного падения;

$f_д'$ — коэффициент внешнего трения движения горной породы в сыпучем состоянии;

y — текущая координата по длине грохота, м ($y = 5, 10, 15, 20, 25$);

α — угол наклона поверхности грохота, град ($\alpha = 36°, 40°, 44°, 48°, 52°$);

$k = g[\sin\alpha - f_д'(1 - \lambda_{жс}\mu^2)\cos\alpha]$;

μ — коэффициент затрудненности просеивания, зависящей от физико-механических свойств материала и разрешающей способности сита. Для рудной горной массы можно принять $\mu = 0{,}05$.

$$\lambda_{жс} = \frac{S_ж}{S_{общ}} = \frac{d_р}{d_р + b_р}, \qquad (3)$$

где $S_ж$ — площадь свободного отверстия грохота, через которое непосредственно происходит отсеивание материала, м^2;

$S_{общ}$ — площадь ячейки грохочения с учетом толщины сетки (решетки) грохота, м^2;

$d_р$ — размер щели (связан с размером задаваемого куска подрешетного продукта), м;

$b_р$ — ширина рельса, м.

Величина h_i определяет в конечном итоге выход надрешетного и подрешетного продуктов по длине грохота. Эффективность грохочения связана с содержанием подрешетного продукта в исходном материале и с выходом подрешетного продукта. Выход материала в подрешетный продукт определяется из выражения

$$\gamma_i = 1 - \frac{Q_{нi}}{Q_0^г}, \qquad (4)$$

где $Q_{нi}$ — расход по надрешетному продукту в i-м сечении грохота, м^3/с;

$Q_0^г$ — производительность грохота по питанию, м^3/с.

Изменение расхода надрешетного продукта $Q_н$ по длине грохота определяется следующей формулой:

$$Q_{нi} = h_i v_i a, \qquad (5)$$

где a — ширина просеивающей поверхности грохота, соизмеримая с шириной h_i (ширина кузова автосамосвала), м.

$$Q_0^г = h_0 v_0 a, \qquad (6)$$

где h_0 — начальная толщина слоя материала по питанию, м;

v_0 — начальная скорость движения сыпучей массы, м/с.

Определение параметров процесса грохочения на ГПП осуществляется исходя из заданного относительного содержания класса крупности подаваемого материала на поверхность грохота при условии равномерного распределения его внутри класса. Для расчетов было задано два класса крупности: 0 — 150 мм — нижний класс (подрешетный) и 150 — 1000 мм — верхний класс (надрешетный) с долями относительного содержания по мелкому классу в исходном подаваемом материале 0,25, 0,5 и 0,75.

Принимаем во внимание, что уравнения (1) и (2) параметров h_i и v_i связаны с начальными величинами процесса грохочения h_0 и v_0, конструктивными параметрами грохота α, $b_р$, y, физико-механическими свойствами подаваемого материала $f_д'$, а также с относительной долей мелкого класса в исходном продукте p_i, тогда для расчета по этим уравнениям определяем следующие зависимости и соотношения:

Толщина слоя по питанию

$$h_0 = \bar{d}_0 B, \tag{7}$$

где B — коэффициент, связанный с производительностью выгрузки автосамосвала;

$\bar{d}_0$ — средний размер куска в исходном материале, м.

Коэффициент B рассчитывается из выражения

$$B = Q_0/Q_0^{\min}, \tag{8}$$

где Q_0 — производительность выгрузки автосамосвала, м^3/с;

$Q_0^{\min}$ — производительность выгрузки принятого автосамосвала с наименьшей грузоподъемностью (30 т), при $B = 1$, м^3/с.

Соответственно, $\bar{d}_0$ определяется из выражения

$$\bar{d}_0 = \frac{\bar{d}_{\text{н}} p_{i\text{н}} + \bar{d}_{\text{в}} p_{i\text{в}}}{p_{i\text{н}} + p_{i\text{в}}}, \tag{9}$$

где $\bar{d}_{\text{н}}$ — средний размер куска по нижнему классу, м;

$d_{\text{в}}$ — средний размер куска по верхнему классу, м;

$p_{i\text{н}}$ — доля мелкого класса в исходном продукте (0,25; 0,5; 0,75), дол. ед.

$p_{i\text{в}}$ — доля крупного класса в исходном продукте ($p_{i\text{в}} = 1 - p_{i\text{н}}$), дол. ед.

Конструктивные параметры грохота задаются исходя из следующих соображений:

— размер щели грохота $d_{\text{р}}$ определяется в соответствии с заданным гранулометрическим составом подаваемой на его поверхность горной массы по нижнему классу крупности (подрешетный продукт). В расчетах принят нижний класс 0 — 150 мм, соответственно, по максимальному куску этого класса $d_{\text{р}} = d^{150} = 0{,}15$ м;

— ширина элемента поверхности $b_{\text{р}}$ принимается исходя из принятой конструкции просеивающей поверхности грохота $b_{\text{р}} = 150$ мм = 0,15 м;

— конечная длина грохота равна стандартной длине рельса 25 м. Для расчета параметров процесса грохочения задано шесть точек координат по длине грохота соответственно равных $y = 0$, 5, 10, 15, 20, 25 м;

— угол наклона грохота α принимается в пределах изменения 35 — 55 град. Для расчета приняты $\alpha = 36°$, 40°, 44°, 48°, 52°.

Физико-механические показатели процесса грохочения учитываются коэффициентом трения f потока материала, движущегося по наклонной поверхности [6].

Коэффициент внешнего трения движения горной породы в сыпучем состоянии

$$f'_{д} = \mathrm{tg}\rho'. \qquad (10)$$

где ρ' — угол внешнего трения разрыхленной породы ($\rho = \varphi = 36°$, равный углу естественного откоса).

В качестве примера на рис. 1, 2 приведены результаты расчетов толщины слоя потока материала в i-м сечении грохота

Рис. 1. График изменения толщины слоя по длине грохота:
1; *2*; *3* — соответственно, при p_i 0,25; 0,5; 0,75

Рис. 2. График выхода материала в подрешетный продукт по длине грохота:
1; *2*; *3* — соответственно, при p_i 0,25; 0,5; 0,75

h_i, скорости движения сыпучей массы по грохоту v_i, выхода материала в подрешетный продукт γ_i и расхода по надрешетному продукту $Q_н$ для автосамосвала грузоподъемностью $Q_а$ = 75 т и угла наклона грохота $\alpha = 40°$.

Для определения оптимальных параметров грохотильно-перегрузочных пунктов принята расчетная схема построения обобщенной функции желательности. В качестве оптимизируемых принимаются два критерия (параметры функции желательности): выход материала в подрешетный продукт γ; расход надрешетного продукта по грохоту $Q_н$. В качестве оптимизационного параметра автотранспортного оборудования, разгружающего горную массу, служит скорость и производительность выгрузки на грохот (см. таблицу). Алгоритм построения обобщенной функции желательности [1, 4, 5] включал в себя следующее: построение шкалы желательности, устанавливающей соотношение между значением отклика $f(x)$ и соответствующим значением частной функции желательности d; вычисление частных функций желательности d; вычисления обобщенной функции желательности D.

$$D = \sqrt[n]{d_1 d_2 \ldots d_n} = \left(\prod_{i=1}^{N} d_1 \right)^{1/n}, \qquad (11)$$

где d_i — частные функции желательности.

Значение $d = 0$ соответствует абсолютно неприемлемому значению целевой функции, а при $d = 1$ значение целевой функции соответствует ее лучшему, предельному, значению. Если $d = 0$, то обобщенная функция желательности D также равна нулю. С другой стороны, если все $d_i = 1$, то и $D = 1$. Наилучшему результату оптимизируемых параметров соответствует максимальное значение функции D_{max}.

Частная функция желательности имеет экспоненциальную зависимость вида

$$d = \exp\{-\exp[-f(x)]\}. \qquad (12)$$

Функция D имеет оптимум, если выполняется условие

$$\sum_{1}^{N} f'(x_i)\exp\left[-f\left(x_i\right)\right]=0, \qquad (13)$$

где $f'(x_i)$ — производная от функции $f(x_i)$ по x.

Приняв $f(x_i) = b_0 + b_1x_i$, будем иметь

$$\sum_{1}^{N} b_1\exp\left[-\left(b_0+b_1x_i\right)\right]=0, \qquad (14)$$

где x_i — фактор оптимизации;

b_0, b_1 — коэффициенты, определяемые заданными интервалами изменения $f(x)$.

Значение функции $f(x_i)$ находится из условий

$$\left.\begin{array}{l} x_{\min}\le x\le x_{\max} \\ -f_i\le f\le f_i \end{array}\right\}. \qquad (15)$$

В данном случае $f = -f_i$ ставится в соответствие с наихудшим значением фактора x; $f = f_i$ ставится в соответствие с желательным или наилучшим значением x.

При оптимизации функции $f(x_i)$ был задан интервал ее изменения от –2 до +2. Согласно условиям (15) получаем:

$$\text{для } Q_{\text{н}} \quad \left.\begin{array}{l} Q_{\text{н}}^{\min}\le Q\le Q_{\text{н}}^{\max} \\ -2\le f\le 2 \end{array}\right\}; \qquad (16)$$

$$\text{для } \gamma \quad \left.\begin{array}{l} \gamma_{\min}\le \gamma\le \gamma_{\max} \\ -2\le f\le 2 \end{array}\right\}. \qquad (17)$$

Для фактора γ параметр $f_{\gamma}^{\max} = 2$ ставится в соответствие с $\gamma_{\max}$, а $f_{\gamma}^{\min} = -2$ в соответствие с $\gamma_{\min}$ (рис. 3, *а*). Для фактора $Q_{\text{н}}$ параметр $f_{Q_{\text{н}}}^{\min} = -2$ ставится в соответствие с $Q_{\text{н}}^{\min}$, *а* $f_{Q_{\text{н}}}^{\max} = 2$ в соответствие с $Q_{\text{н}}^{\max}$ (рис. 3, *б*).

Обобщенная функция желательности (11) определяется решением частных функций (12), являющихся экспоненциальными зависимостями, где $f(x_i) = b_0 + b_1x_i$. Решение функции $f(x_i)$ находится из преобразования факторов оптимизации в соответствующую фактору функцию f. В соответствии с условиями определения f находим коэффициенты b_0, b_1 для преобразования γ в f_{γ} и

Рис. 3. Изменение параметра функции желательности в зависимости от факторов оптимизации:
а — выход материала в подрешетный продукт; *б* — производительность надрешетного продукта по грохоту $Q_н$

$Q_н$ в $f_{Q_н}$. Считаем $f_\gamma^{max} = 2$; $f_\gamma^{min} = -2$ и $f_{Q_н}^{max} = 2$; $f_{Q_н}^{min} = -2$. Принимаем, что при $\gamma = \gamma_{max}$ $f = 2$, а при $\gamma = \gamma_{min}$ $f = -2$, так же при $Q_н = Q_н^{max}$ $f = 2$, а при $Q_н = Q_н^{min}$ $f = -2$, тогда

$$\text{для } \gamma \left.\begin{matrix} b_0 + \gamma_{max} b_1 = 2 \\ b_0 + \gamma_{min} b_1 = -2 \end{matrix}\right\}, \tag{18}$$

$$\text{для } Q_н \left.\begin{matrix} b_0 + Q_н^{max} b_1 = 2 \\ b_0 + Q_н^{min} b_1 = -2 \end{matrix}\right\}. \tag{19}$$

где γ_{max}, $Q_н^{max}$ — факторы оптимизации с наибольшим числовым значением;

γ_{min}, $Q_н^{min}$ — факторы оптимизации с наименьшим числовым значением.

Из решения системы уравнений (18), (19) определяются коэффициенты b_0, b_1 функции $f(x_i)$.

Затем рассчитываются частные функции желательности

$$d_{Q_{\text{н}i}} = \exp\{-\exp[-f(Q_{\text{н}i})]\}, \tag{20}$$

$$d_{\gamma_i} = \exp\{-\exp[-f(\gamma_i)]\}. \tag{21}$$

Определяется обобщенная функция желательности

$$D = \sqrt{d_{Q_{\text{н}i}} d_{\gamma_i}} = \left(d_{Q_{\text{н}i}} d_{\gamma_i}\right)^{1/2}. \tag{22}$$

Оптимизация параметров грохотильно-перегрузочных пунктов производится в два этапа. Первым является оптимизация угла наклона грохота ГПП, производимая по следующему алгоритму: в заданном интервале углов наклона грохота (α = 36 ÷ 52°) и параметров грузоподъемности автосамосвалов ($Q_{\text{а}}$ = 30, 40, 75, 120 т) рассчитываются показатели процесса грохочения γ и $Q_{\text{н}}$; производится расчет частных d_i и обобщенной D функций желательности. В качестве примера на рис. 4 представлены результаты расчета оптимизационных функций желательности для автосамосвала грузоподъемностью 75 т.

Вторым этапом оптимизации параметров ГПП являлся расчет функции D, определяющей оптимальную грузоподъемность автосамосвалов, подающих горную массу на грохот. Оптимизация производилась по параметрам грузоподъемности автосамосвалов, равной 30, 40, 75 и 120 т, и оптимальному углу наклона грохота α = 40 ÷ 42° с учетом доли мелкого класса в исходном

Рис. 4. График зависимости функции D от угла наклона поверхности грохота

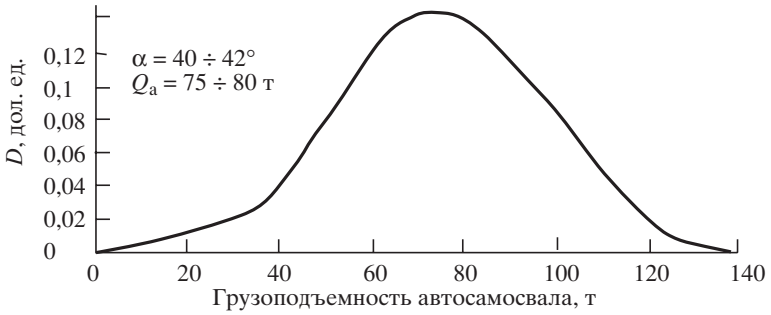


Рис. 5. График зависимости функции *D* от грузоподъемности автосамосвалов

продукте 0,25; 0,5 и 0,75 дол. ед. Оптимизационными показателями в расчетах являлись выход материала в подрешетный продукт γ и изменение расхода надрешетного продукта $Q_н$ по грохоту.

На рис. 5 представлен оптимизационный график зависимости функции *D* от параметров грузоподъемности.

На основе проведенных исследований установлено следующее:

— оптимальный угол наклона грохота равен 40 — 42° практически для любого гранулометрического состава исходного сырья, подаваемого на грохочение;

— оптимальные параметры грузоподъемности автосамосвалов, загружающих ГПП, равны 75 — 80 т для любого гранулометрического состава исходного сырья, подаваемого на грохочение;

— оптимальные параметры автотранспорта определяют линейные размеры разгрузочных площадок в верхней части ГПП.

Литература

1. *Рубинштейн Ю.Б.* Математические методы в обогащении полезных ископаемых / Ю.Б. Рубинштейн, Л.А. Волков. — М.: Недра, 1987. — 296 с.

2. *Маслобоев В.Г.* Математическая модель процесса грохочения / В.Г. Маслобоев // Изв. вузов. Горн. журн. — 1987. — № 7. — С. 109 — 122.

3. *Перов В.А.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / В.А. Петров, Е.Е. Андреев, Л.Ф. Биленко. — М.: Недра, 1990. — 301 с.

4. *Рузинов Л.П.* Планирование эксперимента в химии и химической технологии / Л.П. Рузинов, Р.И. Слободчикова. — М.: Химия, 1980. — 104 с.

5. *Ахназарова С.Л.* Оптимизация эксперимента в химии и химической технологии / С.Л. Ахназаров, В.В. Кафаров. — М.: Высшая школа, 1978. — 213 с.

6. *Барон Л.И.* Характеристики трения горных пород / Л.И. Барон. — М.: Наука, 1967. — 206 с.
7. *Васильев М.В.* Внутрикарьерное складирование и перегрузка руд / М.В. Васильев. — М.: Недра, 1968. — 184 с.
8. *Лаптев Ю.В.* Перспективы грохотильных схем рудоподготовки на горных предприятиях / Ю.В. Лаптев, А.В. Гальянов, Д.В. Корешков // Сб. научн. тр. / ИГД УрО РАН. — Вып. 1(91). — Екатеринбург, 2003. — С. 67 — 76.

УДК 622.73

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОДУКТОВ ДРОБЛЕНИЯ КАМЕННО-БУТОВОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА КУБОВИДНОГО ЩЕБНЯ НА ДРОБИЛКЕ КОМБИНИРОВАННОГО УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ ДКД-300

Е.С. Львов

Область применения щебня широка и охватывает практически все основные виды строительных работ. Щебень используется в производстве бетона, железобетонных конструкций, при изготовлении мостовых конструкций, дорожных и аэродромных покрытий, в строительстве авто- и железных дорог. Проведены экспериментальные исследования по дроблению камней и оценке выхода различных фракций щебня на дробилке комбинированного действия ДКД-300 (рис. 1). Дробилка состоит из корпуса *1*, имеющего делитель исходного материала *2*, располагаемого ниже питающего патрубка *3*, пары роторов первичного *4*, дополнительного (нижнего) *5* и вторичного *6* дробления, разгрузочного патрубка *7*. Центры вращения пар роторов (первичного и вторичного дробления) располагаются симметрично по линии окружности, образованной одним радиусом от центра корпуса. Геометрический центр корпуса совпадает с центром вероятной зоны ударного столкновения горных пород, вылетающих при ударе рабочей поверхностью всех роторов. Корпус дробилки *1* обеспечивает симметричную двухпоточную подачу исходного материала по наклонным боковым внутренним стенкам на роторы первичного дробления *4*, которые сообщают кускам ударный импульс. Под его действием куски породы соударяются в рабочем пространстве дробилки под углом более 90 градусов. Далее породы с разрушенной структурой отбрасываются по направлению результирующего вектора скорости к ударной поверхности

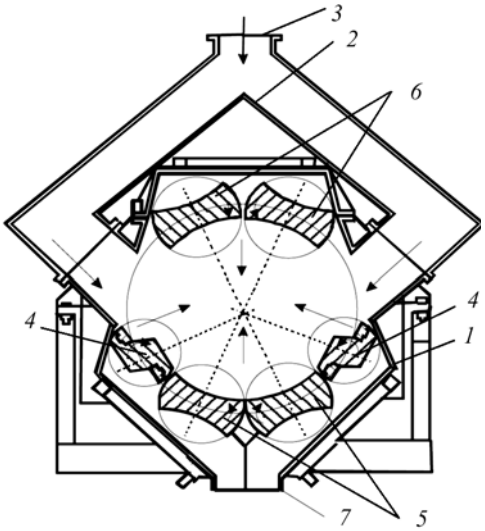


Рис. 1. Кинематическая схема дробилки ДКД-300

встречно вращающихся верхних роторов *6* вторичного дробления, где происходит следующая фаза дезинтеграции кусков. Затем разрушенные частицы отбрасываются к нижним роторам дополнительного дробления *5*, сталкиваются с частицами, которые не смогли разгрузиться через зазоры между лопастями вращающихся роторов первичного и дополнительного дробления. После очередного цикла столкновения материал в последующем разгружается через разгрузочный патрубок *7*, просыпаясь между роторами.

В качестве основного материала для щебня использовались крупные фракции речной гальки. Эксперименты по определению динамики гранулометрического состава продуктов дробления проводились в трех вариантах крупности исходного материала. Первый вариант крупности –100+70 мм, второй –150+100, третий –200+150. Основными регламентированными фракциями щебня являются фракции: –10+5 мм, –20+5, –20+10, –40+20.

Результаты проведенных исследований представлены на рис. 2. Из графика на рис. 1 видно, что наибольший выход дробленого материала приходится на второй вариант исходной фракции и составляет 23,92 %, для фракций –10+5 мм выход составляет 15,96 %. Выход общего класса крупности –20+5 мм составляет 39,88 %. Выход средних фракций (–40+20 мм) составляет 12,92 %.

При рассмотрении трех вариантов исходной крупности существенного различия в выходе продуктивных классов не наблюдается и максимальное отклонение находится в пределах 3 %. Следовательно, при принятой исходной крупности –200+70 мм речной гали результат дробления по выходу фракций щебня –40+5 мм не меняется, это можно их использовать в качестве прогнозируемых параметров по выпуску строительных материалов.

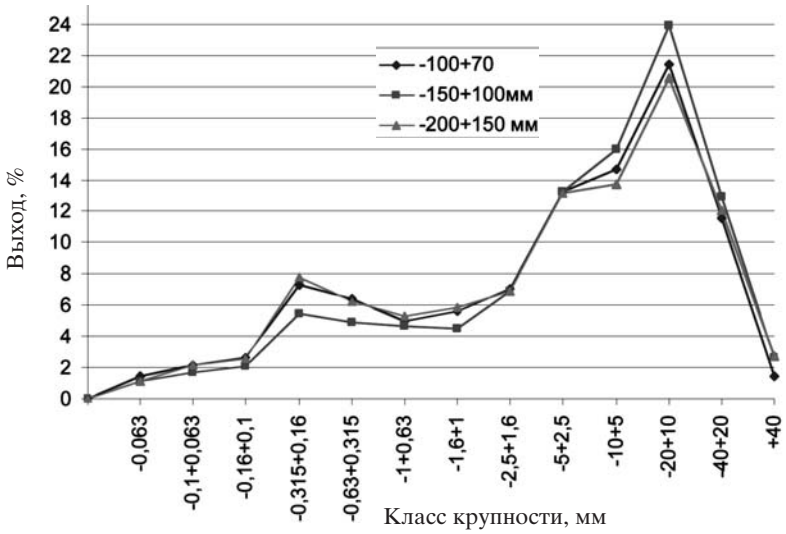


Рис. 2. Гранулометрическая характеристика продуктов дробления

Анализ формы частиц щебня показал, что в полученных классах щебня содержание зерен пластинчатой и игловидной форм (лещадность) не превышает 10 % для фракции –40+20 мм и 15 % для фракций крупностью –20+10 и –10+5. Это означает, что по классификации по группам в зависимости от лещадности щебень, получаемый в процессе дробления на дробилке ДКД-300, является кубовидным, более качественным строительным материалом.

УДК 622.838.5

ОЦЕНКА НА УДАРООПАСНОСТЬ МЕЖДУШТРЕКОВЫХ ЦЕЛИКОВ

А.В. Мелешко

Проблема борьбы с горными ударами (ГУ) является актуальной для многих рудных и угольных районов. ГУ обычно происходят на шахтах при глубинах разработки более 200 — 400 м. Они создают опасность для жизни и здоровья людей, нарушают

нормальное ведение горных работ, требуют применения специальных мер обеспечения безопасности и повышают себестоимость добычи полезных ископаемых. Поэтому очень важным является прогнозирование возможного развития горных ударов и принятие мер по их предупреждению. В целом по характеру проявления горные удары можно разделить на удары в краевых частях подготовительных выработок, в краевых частях очистных выработок и горные удары в целиках. Последние характеризуются наибольшей разрушительной силой.

На шахте Котинская (Ерунаковское месторождение, Кузбасс), согласно рекомендациям ВНИМИ и проведенным расчетам, подтвержденным натурными измерениями при отработке нижнего горизонта пласта 52, необходимо оставлять междуштрековые целики (МШЦ) шириной 30 м. Выбранный размер обусловлен горно-геологическими условиями: глубиной залегания пласта, физико-механическими характеристиками угля и др. По заключению ВНИМИ был сделан вывод, что пласт 52 с глубины ниже 180 м от поверхности будет иметь склонность к горным ударам. Следовательно, необходимо оценить возможность развития ГУ в оставленных целиках и, в случае подтверждения таковой, предпринять меры по их предупреждению.

В работе МШЦ были изучены в 5 сечениях, представленных на рис.1.

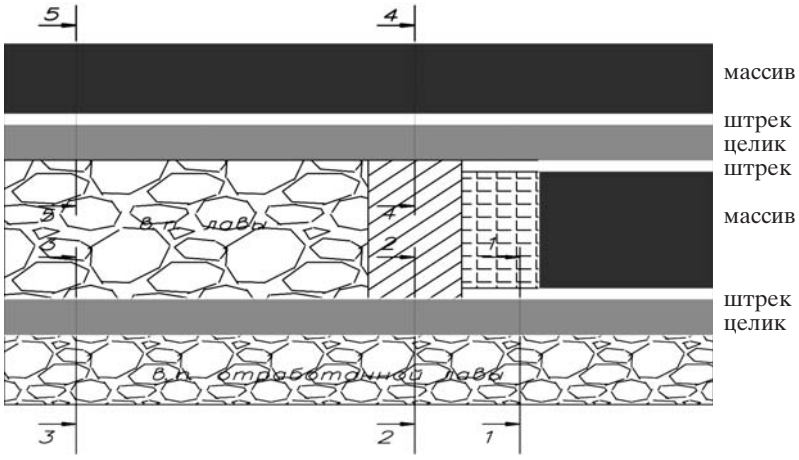


Рис. 1. Общая схема для оценки фактических нагрузок $P_м$, приходящихся на МШЦ

Сечение 1 — 1: целик находится в зоне опорного давления действующей лавы и испытывает повышенные нагрузки. Сечения 2 — 2 (целик у конвейерного штрека) и 4 — 4 (целик у вентиляционного штрека) располагаются в зоне, испытывающей дополнительную пригрузку (50 — 60 м) от зависающих слоев кровли. Сечения 3 — 3 и 5 — 5 находятся на значительном удалении от забоя. Прочностные и деформационные характеристики на каждом из полученных участков учтены в рассматриваемых расчетных схемах.

В общем случае развитие ГУ оценивается соотношением модулей спада M и упругости E в «очаге» формирования динамического явления: $\xi = M/E$; при $\xi > 1$ возможно развитие ГУ.

Отметим, что одним из равнозначных условий возникновения в МШЦ горного удара является выполнение условия, когда достигается предельная нагрузка на целик $P_п > P_м$, где $P_п$ — фактическая нагрузка, передаваемая породами на целик; $P_м$ — максимальная (предельная) нагрузка, воспринимаемая МШЦ. Параметр $P_м$ может быть определен по формуле [1]

$$P_м = K_f \sigma_0 S,$$

где K_f — коэффициент формы; σ_0 — прочность МШЦ на одноосное сжатие, в работе принята равной 12 МПа; S — площадь продольного сечения целика ($S = 2L \cdot l$; $2L = 30$ м — ширина целика; l — «единичная» длина целика). Тогда параметр S для рассматриваемой «геометрии» МШЦ составит $S = 30 \cdot 1 = 30$ м^2.

Коэффициент формы определяется по формуле [1]

$$K_f \approx \frac{1+\sigma'_*}{2} + e_0 \cdot \frac{L}{h},$$

где σ'_* — нормированная (по σ_0) величина остаточной (σ^*) прочности угля. $\sigma'_* = \sigma_* / \sigma_0$; $2L$ — ширина МШЦ; $2h$ — высота МШЦ; e_0 — эмпирический параметр, изменяющийся для углей в диапазоне 0,6—0,8.

Возможный диапазон колебаний величины σ^* в среднем оценивается значениями (0,2 — 0,4) σ_0 (для пласта 52 $\sigma_0 = 12$ МПа).

$$\sigma'_* = \frac{\sigma_*}{\sigma_0} = \frac{0,2 \cdot 12}{12} = 0,2,$$

$$K_f \approx \frac{1+\sigma'_*}{2} + e_0 \cdot \frac{L}{h} = \frac{1+0,2}{2} + 0,6\frac{15}{2,25} = 3,8.$$

Следовательно, предельная нагрузка на МШЦ $P'_м \approx 3,8 \cdot 12$ МПа $\cdot$ 30 м$^2 \approx 137 \cdot 10^3$ т.

В нашем случае расчеты $P_п$ могут быть реализованы только на базе предварительного анализа полей напряжений σ_y. Данные поля для соответствующих участков приведены на рис. 2 — 11. Распределение поля напряжений σ_y было получено на основе вычислительной программы, основанной на применении метода граничных элементов в модификации Крауча [2]. На основании анализа полей σ_y установлены фактические нагрузки, приходящиеся на рассматриваемые целики в данных горно-геологических условиях, отраженных в приведенных расчетных схемах.

Определив величины «средневзвешенных по ширине целика» компонент тензора напряжений, находим параметр $P_п$ по

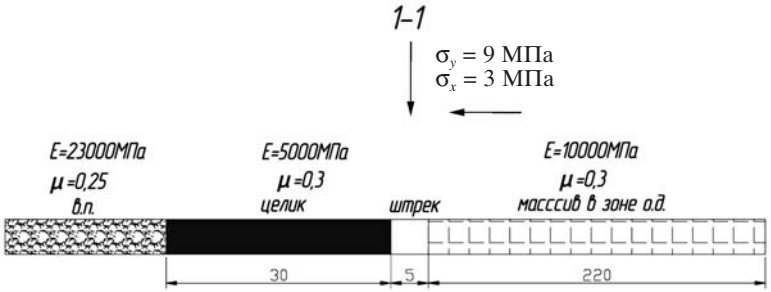


Рис. 2. Расчетная схема для оценки фактической нагрузки $P_п$, приходящейся на МШЦ (сечение 1 — 1)

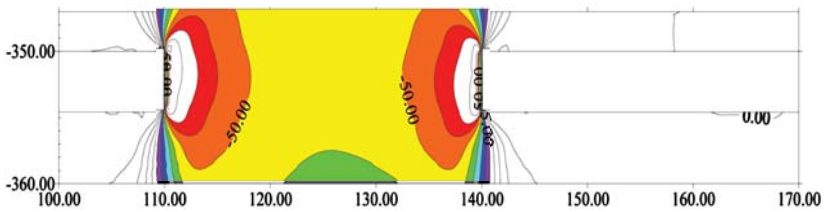


Рис. 3. Эпюра σ_y в МШЦ (сечение 1 — 1)

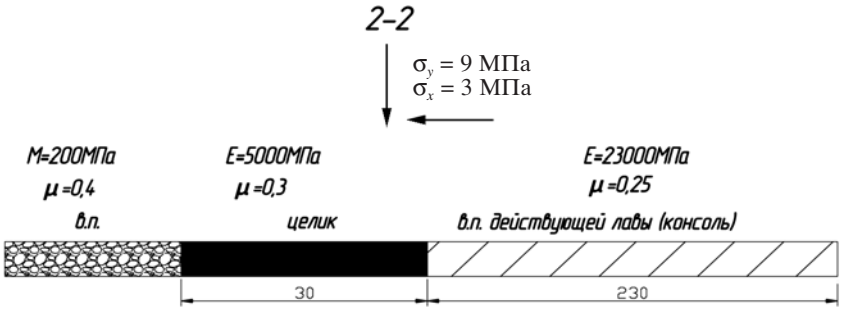


Рис. 4. Расчетная схема для оценки фактической нагрузки $P_п$, приходящейся на МШЦ (сечение 2 — 2)

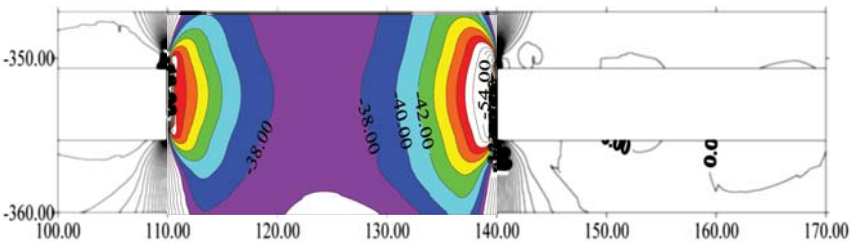


Рис. 5. Эпюра σ_y в МШЦ (сечение 2 — 2)

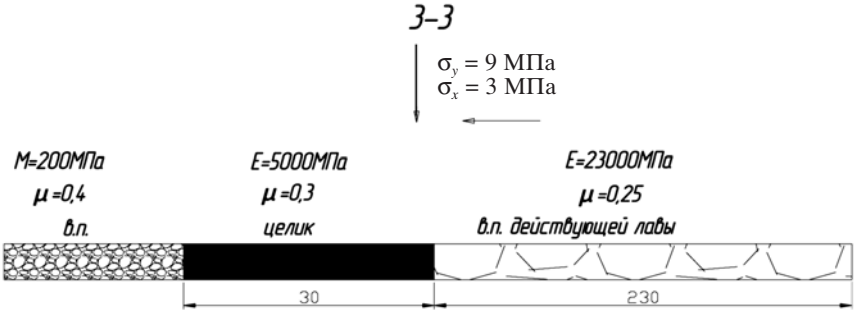


Рис. 6. Расчетная схема для оценки фактической нагрузки $P_п$, приходящейся на МШЦ (сечение 3 — 3)

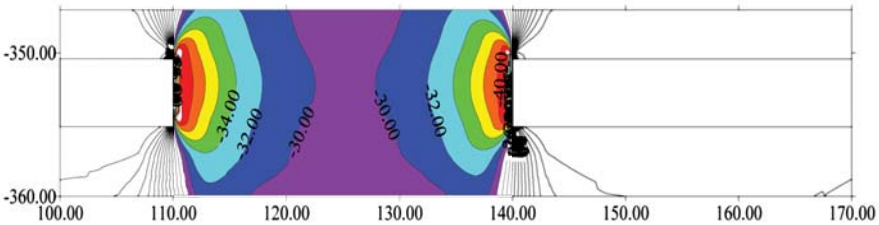


Рис. 7. Эпюра σ_y в МШЦ (сечение 3 — 3)

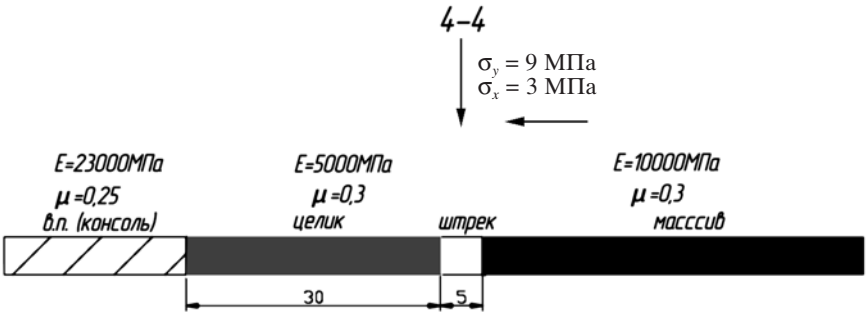


Рис. 8. Расчетная схема для оценки фактической нагрузки $P_п$, приходящейся на МШЦ (сечение 4 — 4)

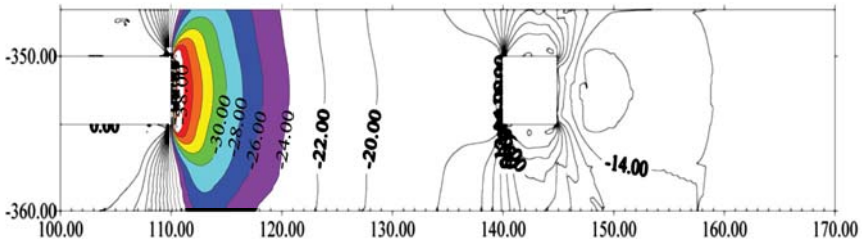


Рис. 9. Эпюра σ_y в МШЦ (сечение 4 — 4)

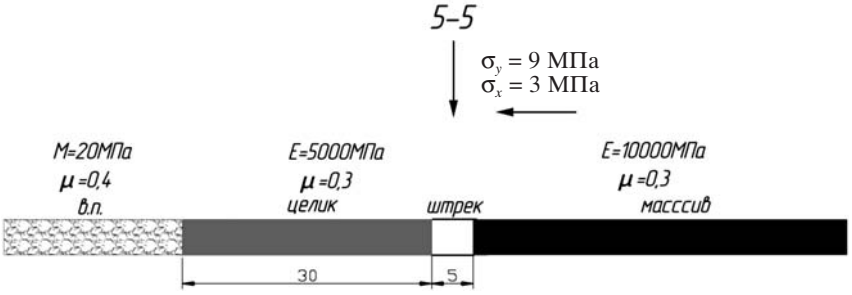


Рис. 10. Расчетная схема для оценки фактической нагрузки $P_п$, приходящейся на МШЦ (сечение 5 — 5)

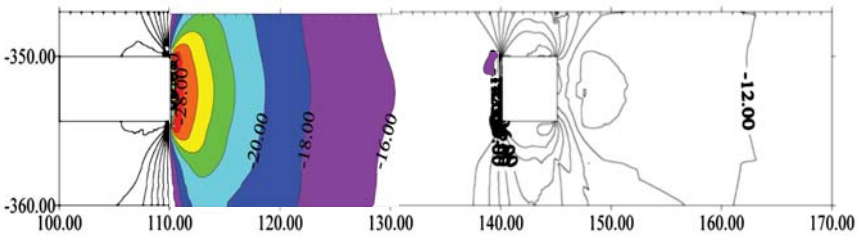


Рис. 11. Эпюра σ_y в МШЦ (сечение 5 — 5)

формуле $P_п \approx \sigma_{ус.в}S$. Полученные значения $P_п$ и $\sigma_{ус.в}$ представлены в табл. 1. По полученным соотношениям $P_м$ и $P_п$ оценивается возможность развития (или отсутствие таковой) для конкретного МШЦ динамического явления в виде ГУ (табл. 2).

Из полученных результатов следует, что состояние МШЦ в зоне опорного давления (сечение 1 — 1) и в целике у конвейерного штрека в зоне дополнительной пригрузки от зависающей кровли (сечение 2 — 2) возможно развитие горного удара. В других же сечениях (3 — 3, 4 — 4, 5 — 5) состояние целиков оценивается как неудароопасное. Следовательно, необходимо применение специальных мер по приведению целиков в неудароопасное состояние. Основными и наиболее широко применяемыми являются способы предотвращения горных ударов, предусматривающие изменение механических свойств угольного пласта путем его разрыхления и снижения способности к накоплению потенциальной энергии вблизи обнажения (камуфлетное взрывание, нагнетание воды в пласт, бурение разгрузочных скважин

Таблица 1

Параметр	Индекс сечения (расчетная схема)				
	1 — 1	2 — 2	3 — 3	4 — 4	5 — 5
$\sigma_{ус.в}$, МПа	56	49	35	31	24
$P_п \cdot 10^3$, т	168	147	105	93	72

Таблица 2

Индекс сечения	Условия удароопасности МШЦ	
	Достаточное условие безопасности — отсутствие ГУ ($P_м > P_п$) (тыс. т)	Возможно развитие ГУ ($P_п > P_м$), (тыс. т)
1 — 1	—	168 > 137
2 — 2	—	147 > 137
3 — 3	137 > 105	—
4 — 4	137 > 93	—
5 — 5	137 > 72	—

повышенного диаметра и т. д.). Возможно также приведение участков пласта угля (особенно целиков) в неудароопасное состояние путем подрезки канатной пилой, врубовой машиной с удлиненным баром и др.

Таким образом, в работе сделана оценка механических состояний междуштрековых целиков. Показаны условия формирования удароопасных состояний в междуштрековых целиках при парной схеме подготовки. Результаты могут являться базовыми данными при разработке спецмероприятий по безопасной выемке пласта 52 шахты Котинская, а также предложены мероприятия по приведению целика в неудароопасное состояние.

Литература

1. *Петухов И.М.* Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. — М.: Недра, 1983.

2. *Борисов А.А.* Механика горных пород / А.А. Борисов. — М.: Недра, 1989.

УДК 622.84

ПУТИ СНИЖЕНИЯ ОБВОДНЕННОСТИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ШАХТЕ ДНК

В.В. Мельник, С.В. Семик, И.В. Савельев

В процессе отработки месторождения Миллионное шахтой «Десятилетие независимости Казахстана» (ДНК) в зоне ведения очистных работ на гор. –160 м появилась повышенная обводненность участка, в связи с чем резко ухудшилось качество добываемой руды. Перед Институтом горного дела УрО РАН и специалистами Донского ГОКа была поставлена задача разработать меры осушения массива горных пород в зоне ведения очистных работ. Для ее решения в процессе исследования было проведено комплексное изучение геологических, гидрогеологических и геомеханических свойств горного массива. Определены параметры процесса сдвижения от подземной разработки залежи Миллионной на горизонтах –160 и –132 м, а также выполнены инструментальные исследования массива горных пород в области проявления процесса сдвижения горных пород методами электрометрии и спектрального сейсмопрофилирования и определены границы зоны сдвижения внутри массива горных пород. Изучены методом спектрального сейсмопрофилирования структурные особенности массива, прилегающего к области сдвижения горных пород, выявлена трансформация структуры массива под воздействием процесса сдвижения, определены источники и пути поступления подземных вод в зону очистных работ. Результаты выполненных исследований позволили создать структурно-геомеханическую и гидрогеологическую модели массива горных пород, отражающие строение исследуемого участка, истоки и пути поступления подземных вод в горные выработки и в очистные блоки. Выявленные закономерности положены в основу рекомендаций по их осушению при разработке месторождения.

Горный массив, вмещающий рудное тело, сложен относительно однородными по литологическому составу серпентинитами по дуниту, в которых в виде незначительных включений встречаются серпентиниты по пироксеновому дуниту и серпентиниты по перидотиту. В структурно-геомеханическом отношении некоторые литологические отличия пород не играют существенной роли. С позиции формирования естественных и техногенных водотоков, определяющих обводненность зоны очист-

ных работ, важнейшая роль принадлежит структурным особенностям массива горных пород.

На исследуемом участке массив горных пород имеет ярко выраженное тектоническое строение. Непосредственно рудное тело пересекают два тектонических нарушения. Оба они выходят на борт карьера Миллионной. Кроме крупных нарушений субширотного простирания, в массиве горных пород достаточно широко развиты разрывные нарушения меньшего ранга, имеющие согласные с крупными нарушениями параметры залегания, а также в меньшей степени северо-восточное и северо-западное простирание. Существенную роль в формировании структурно-геомеханической, а следовательно, и гидрогеологической модели играют участки массива горных пород, подвергшиеся техногенному воздействию от открытых и подземных работ. Техногенные составляющие — два карьера: Объединенный на востоке глубиной около 160 м, Миллионный на севере глубиной около 170 м. Карьеры соединены между собой траншеей глубиной 20 — 25 м.

Кроме карьеров, с развитием очистных работ над выработанным пространством горизонтов –160 и –132 м формируется зона сдвижения горных пород, вышедшая в 2005 г. на земную поверхность. Центральной ее частью является зона обрушения, где горные породы полностью теряют свою первичную структуру. Ее обрамляет зона трещин, которой раскрываются существующие структурные нарушения. И, наконец, вокруг зоны трещин образуется зона плавных деформаций, в которой массив деформируется, сохраняя свою естественную структуру.

Карьеры, разрезав водоносные горизонты породной толщи с севера и востока, принимают и аккумулируют все водные потоки с этих направлений в своих выработанных пространствах. Наличие воды в карьерах ведет к поступлению трещинных вод в зону подземных очистных работ.

Образование зоны сдвижения создало в массиве горных пород искусственную дрену, проводящую воды водоносных горизонтов в зону ведения подземной добычи.

Обобщенная схема структурной модели массива горных пород, полученная на основе фондовых геологических материалов и результатов исследований геофизическими методами с земной поверхности представлена на рис. 1. Граница зоны трещин, визуально фиксируемая на земной поверхности, смещена от проекции выработанного пространства в северном, северо-западном направлении. По всей вероятности, это связано со структурными

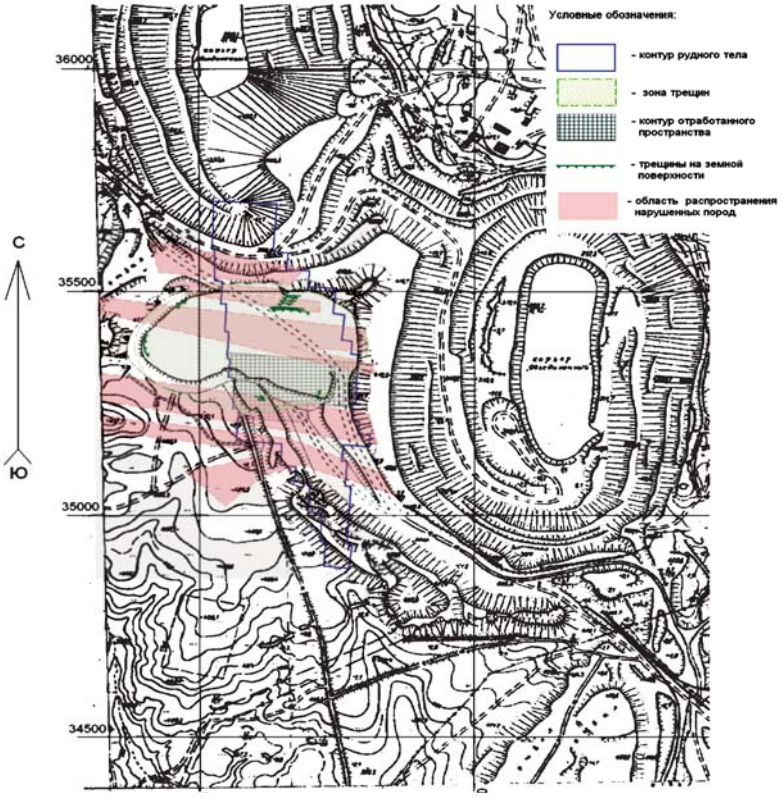


Рис. 1. Структурная схема массива горных пород, по результатам исследования с земной поверхности

особенностями налегающей толщи — падением на юг и субширотным с небольшим отклонением на север простиранием основных структур. Следует отметить, что подобное отклонение наблюдается и на шахте Молодежная.

Результаты исследования структуры массива методом сейсмопрофилирования внутри зоны трещин свидетельствуют о сохранении структурных особенностей в этой зоне, т. е., по крайней мере, в приповерхностной зоне массив пока полностью не претерпел структурных нарушений.

Зоны трещиноватых пород, выявленные в подземных условиях на гор. –70 и –80 м, как и на поверхности, имеют субширотную с небольшим отклонением к северу направленность (рис. 2).

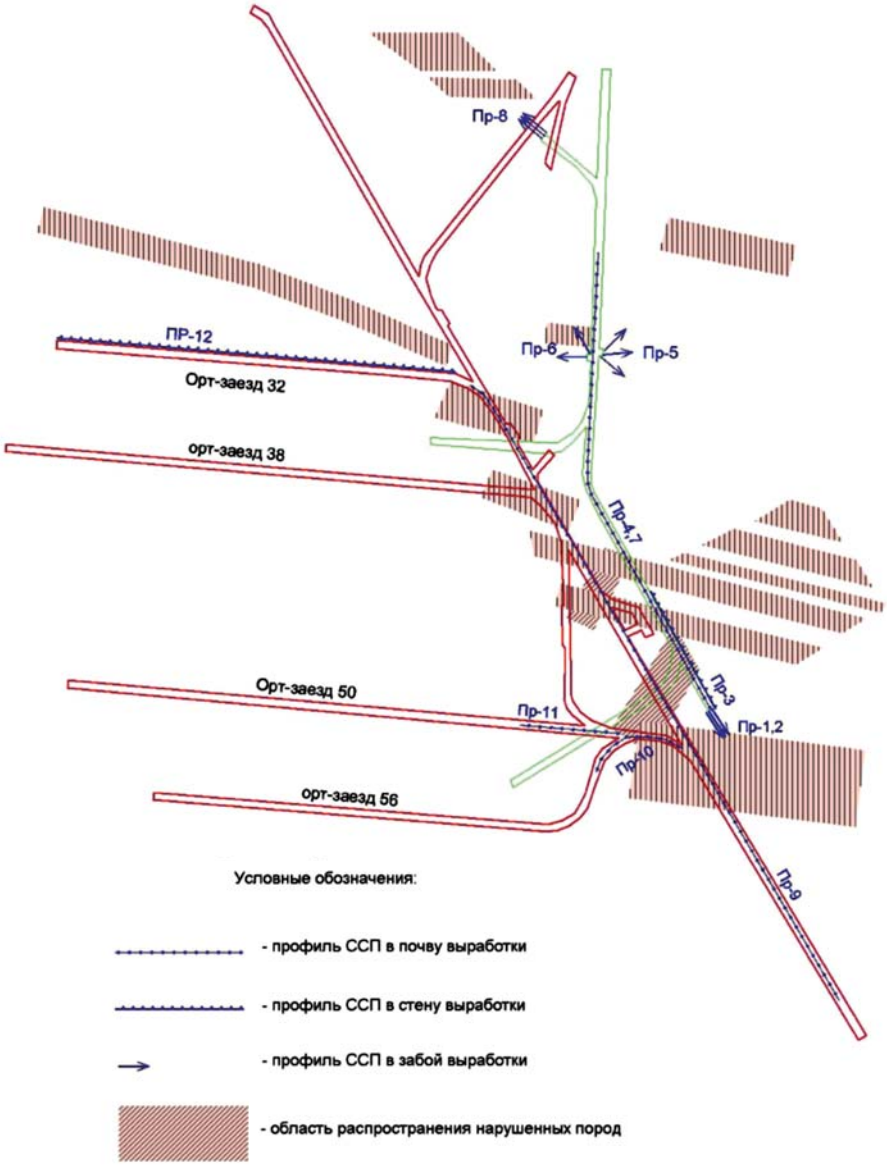


Рис. 2. Структура массива горных пород, по данным ССП

В соответствии с анализом гидрогеологических условий разработки рудного тела месторождения Миллионного и построенной на его основе гидрогеологической моделью зоны ведения очистных работ проблемы осушения очистных блоков обусловлены естественными и искусственными источниками обводнения. К естественным источникам относятся трещинно-грунтовые и трещинно-жильные подземные воды, а также поверхностные осадки, выпадающие непосредственно на территории зоны сдвижения. К искусственным источникам относятся водоемы в отработанных карьерах Объединенном и Миллионном, а также водохранилища Моласай и Жарлыбутак.

В процессе исследований было установлено, что водохранилища практически не влияют на обводнение, чего нельзя сказать о карьерах, которые требуется осушить для облегчения осушения за счет ликвидации части источников обводнения. Предлагается два альтернативных варианта решения: капитальная долгосрочная система осушения; паллиативные локальные меры сокращения поступления вод в зону очистных работ.

Капитальная долгосрочная система осушения включает четыре этапа (рис. 3):

— создание поверхностных дренажных узлов;

— проходка дренажного штрека по гор. 240 м из карьера Миллионный и бурение вертикальных дренажных скважин;

— создание поверхностной дрены-траншеи;

— проходка вертикальных скважин из дренажного штрека вниз и оборудование их погружными насосами.

Идея паллиативных локальных мер сокращения поступления вод в очистные выработки основывается на использовании субширотной структурной и фильтрационной анизотропии массива горных пород, наличия отработанных карьеров, экранирующих зону очистных работ с севера и востока, и невысокой устойчивости руд и пород, вызывающей развитие зоны сдвижения при ограниченных площадях обнажения. Реализация идеи не требует капитальных затрат и включает:

— опережающую отработку в 3 — 4 панелях со стороны висячего бока (с запада) 1 — 4 секций с общей направленностью фронта очистных работ под углом и простиранию рудного тела (рис. 4);

— инициирование развития зоны сдвижения в висячем боку залежи над опережающей отработкой, которая выступает в ка-

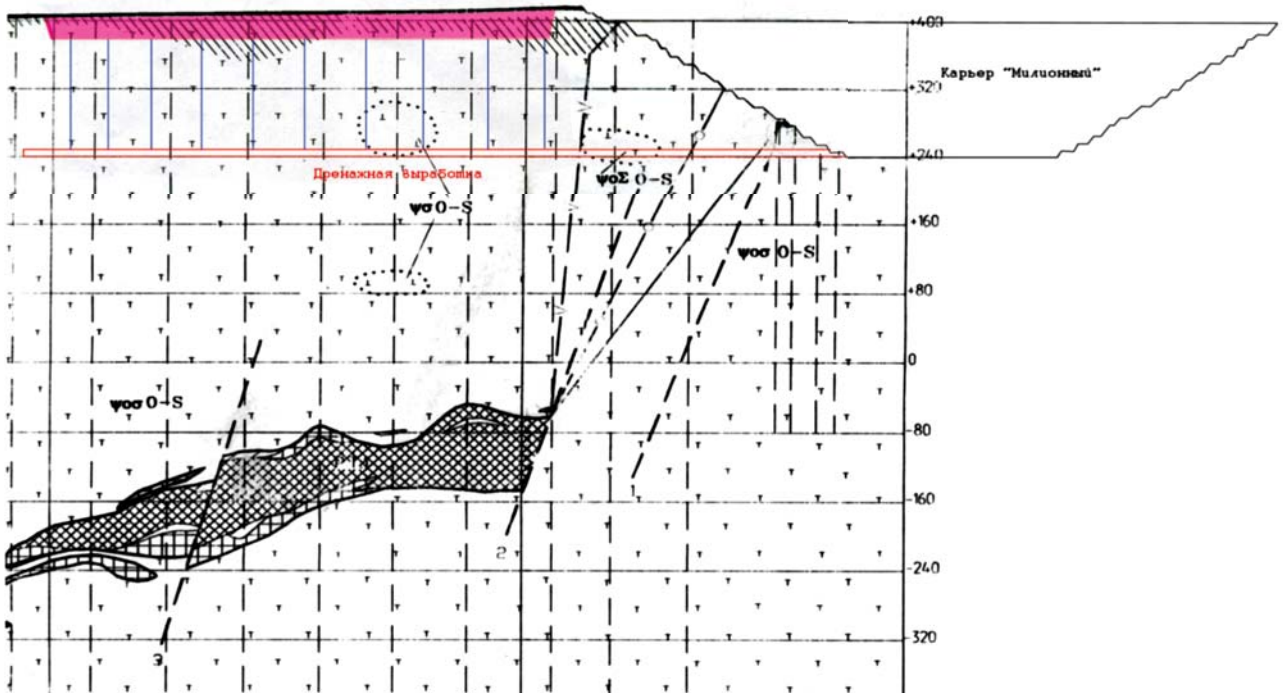


Рис. 3. Вертикальный разрез по дренажному горизонту из карьера Миллионный

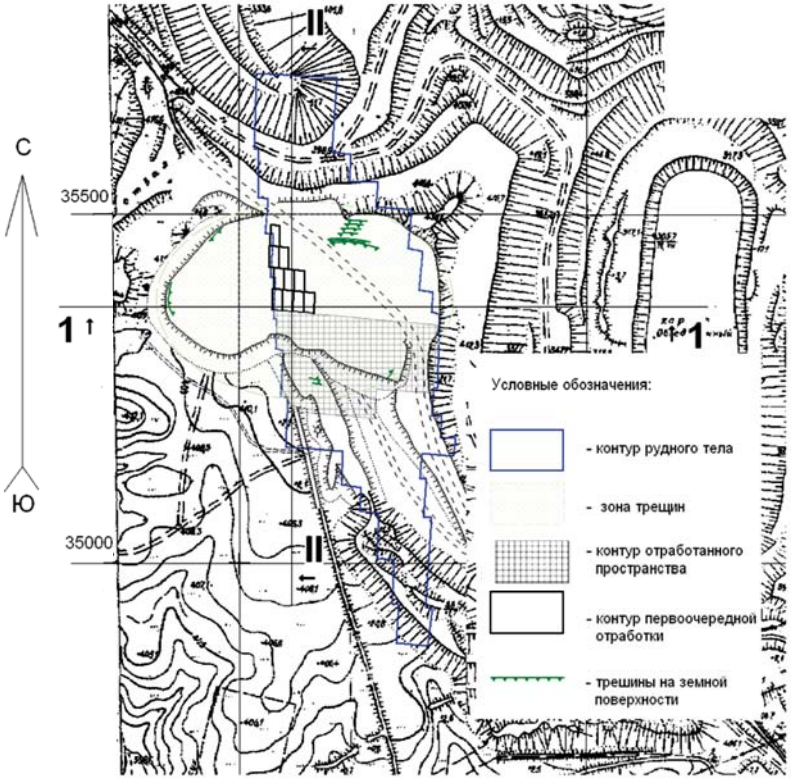


Рис. 4. Рекомендуемая последовательность разработки

честве дрены-ловушки, защищающей разработку остальных частей панелей от водных потоков с запада (рис. 5);

— обеспечение необходимой высоты распространения зоны сдвижения внутри массива, расчеты которой без учета влияния существующей зоны сдвижения свидетельствуют об обеспечении перехвата трещинно-жильных вод и создании благоприятных сухих условий добычи в остальных частях панелей;

— комбинирование паллиативных локальных мер с первым этапом капитальной дренажной системы (оборудование поверхностных дренажных узлов) снизит энергозатраты по откачке перепущенных в шахту приповерхностных вод, частично нейтрализуя недостаток локальных мер по осушению.

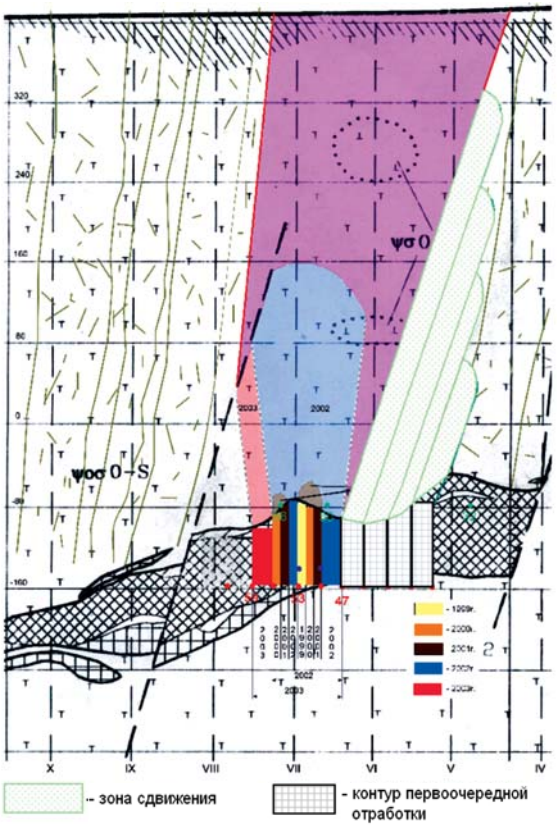


Рис. 5. Развитие зоны сдвижения

Таким образом, выявленные закономерности структурного и гидрогеологического строения массива горных пород, а также полученные параметры сдвижения от очистных работ позволили разработать эффективные мероприятия по снижению обводненности шахты ДНК Донского ГОКа и порядок их реализации.

Литература

1. Исследование структурных характеристик массива горных пород шахты «ДНК» с целью определения гидрогеологических параметров и разработки мер по осушению массива в зоне очистных работ: отчёт о НИР/ИГД УрО РАН; рук. А.Д. Сашурин. — Екатеринбург, 2005. — 85 с.

2. Исследование и выработка мер по сохранности капитальных выработок, зданий и сооружений от влияния подземных горных работ шахта «Молодёжная» Донского ГОКа: техническая информация о результатах исследований за 1992 год / Уральский институт геомеханики; рук. Сашурин А.Д. — Екатеринбург, 1992. — 38 с.

УДК 622.831.1

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ В УСЛОВИЯХ БОЛЬШИХ ГЛУБИН*

А.А. Неверов, С.Ю. Васичев, С.А. Неверов

Выемка залежей с твердеющей закладкой обеспечивает высокий уровень извлечения полезного ископаемого, сохранение земной поверхности, способствуют уменьшению отходов горного производства и создает сравнительно безопасные условия труда. Однако при добыче минерального сырья невысокой ценности при росте стоимости затрат на производство и транспортирование закладки отработка месторождений этими системами не всегда экономически оправдана; возникает необходимость поиска и разработки более производительных и менее затратных технологий добычи. Для отработки вкрапленных руд в условиях Октябрьского месторождения рассмотрен один из перспективных вариантов комбинированной системы разработки [1, 2] с закладкой и обрушением (рис. 1).

Для геомеханической оценки конструктивных элементов комбинированной технологии было проведено численное моделирование НДС массива горных пород методом конечных элементов (МКЭ) [3]. Решения получены в условиях подработанной залежи.

Постановка задачи и исходные данные

Рассматривалась упругая задача определения НДС линейно-деформируемой области отрабатываемого рудного массива в условиях плоской деформации. На глубине 800 м (местоположение

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ № МК-98.2009.5

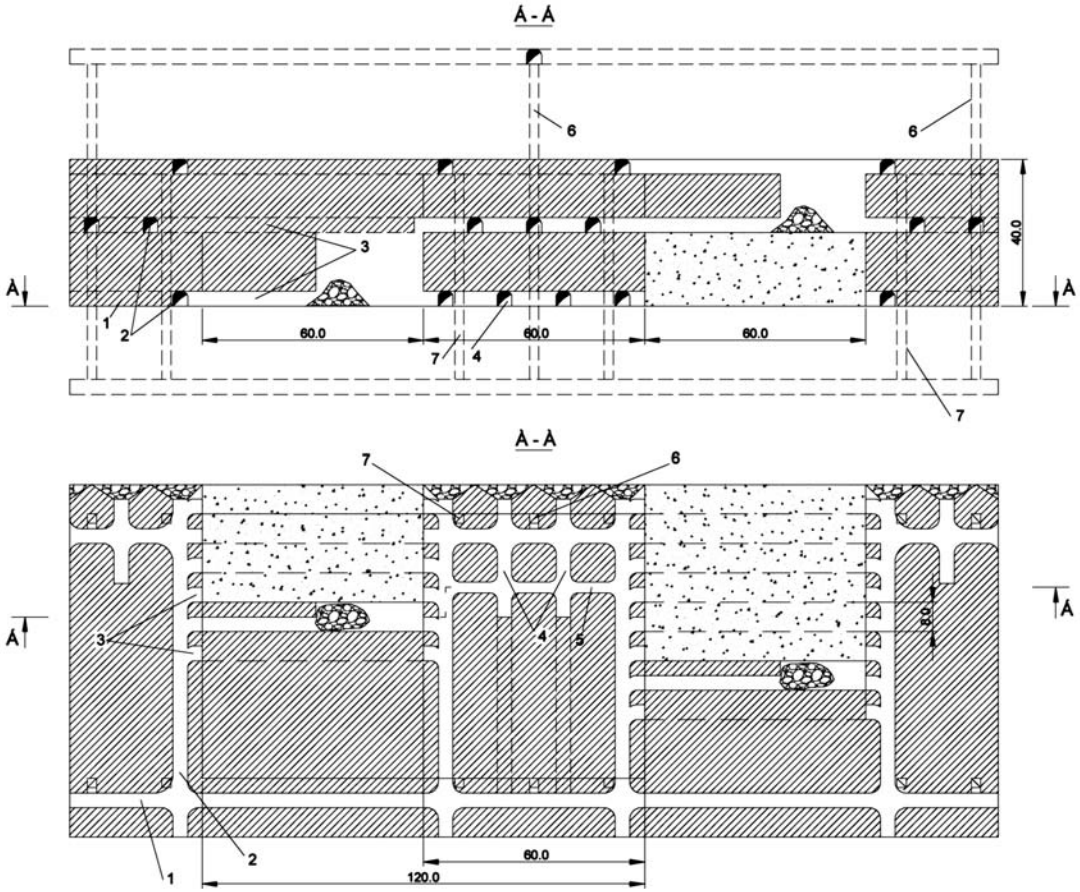


Рис. 1. Комбинированная система разработки с закладкой и обрушением:
1 — транспортный штрек; *2* — слоевой орт; *3* — разрезной штрек; *4* — буро-доставочный орт; *5* — сбойки; *6* — вентиляционно-ходовой восстающий; *7* — рудоспуск

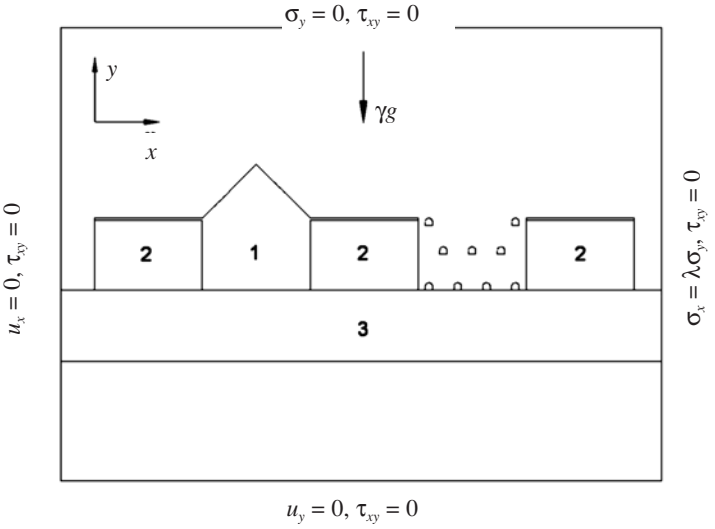


Рис. 2. Схема расчетной области к определению НДС массива:
1 — обрушенная порода; *2* — заложенные камеры; *3* — подстилающий закладочный массив (при отработке богатых руд)

участка) залегает рудное тело мощностью 40 м. Область расчета (рис. 2) включает три отработанные камеры с твердеющей закладкой, два целика (первый из которых погашен, второй находится в стадии отработки), свод принудительно обрушенных пород и подстилающий закладочный массив, сформированный отработкой богатых руд. В расчетах принимались следующие соотношения действующих напряжений в условиях подработки залежи (по данным ВНИМИ):

$\sigma_y = 0{,}8\gamma H$ — вертикальная составляющая;

$\sigma_x = 0{,}75\sigma_y$ — горизонтальная составляющая.

Для учета веса горных пород в расчетной области задавалась объемная сила γg (γ — плотность пород, g — ускорение свободного падения).

Параметры системы разработки следующие. Ширина участков отрабатываемых камерами с твердеющей закладкой 60 м. Ширина временных рудных целиков 1,5 m (где m = 40 м — мощность залежи), высота подэтажа 20 м, расстояние между буродоставочными выработками 16 м. Обрушение налегающих вмещающих пород производится в форме шатра на высоту, обеспечивающую заполнение выработанного пространства на мощ-

Физико-механические свойства массивов

Тип	Объемный вес, т/м^3	Модуль упругости, $E \cdot 10^4$, МПа	Коэффициент Пуассона
Вмещающий массив	2,7	1,8	0,3
Рудный массив	3,0	1,8	0,3
Закладочный массив в камерах	1,8	0,08	0,4
Подстилающий закладочный массив (при выемки богатых руд)	1,9	0,15	0,4

ность залежи. Закладка рассматривается как сплошной материал, имеющий связь с основным массивом, недозаклад составляет 1 м.

На внешних контурах расчетной области принимались граничные условия (см. рис. 2). Вертикальная составляющая напряжений определяется гравитационными силами $\sigma_y = \gamma g H$, горизонтальные напряжения $\sigma_x = \gamma\sigma_y$, где λ — коэффициент бокового распора. Верхняя граница модели соответствует дневной поверхности. Поэтому принято, что она свободна от внешних нагрузок ($\sigma_y = 0$). В расчетах учитывались физико-механические свойства массивов, приведенные в таблице.

Расчеты выполнены для следующих компонент тензора напряжений: нормальных (σ_x, σ_y), главных (σ_1, σ_2) и максимального касательного (τ_{max}). За максимальное главное напряжение принималось σ_1, за минимальное — σ_2, растяжение — со знаком «минус», сжатие — со знаком «плюс». Напряжения σ_1 позволяют определить места концентраций сжимающих напряжений, σ_2 — области массива, в которых действуют растягивающие напряжения, τ_{max} — устанавливают зоны массива, где возможны разрушения за счет возникновения критических сдвигающих усилий. Выявление участков растяжения важно с точки зрения разрушения массива, так как породы, руда и закладка имеют значительно более низкий предел прочности на растяжение, чем на сжатие.

Анализ результатов расчета

Общая картина распределения полей напряжений представлена на рис. 3 — 7. Анализ результатов моделирования НДС массива показал следующее. Максимальные значения го-

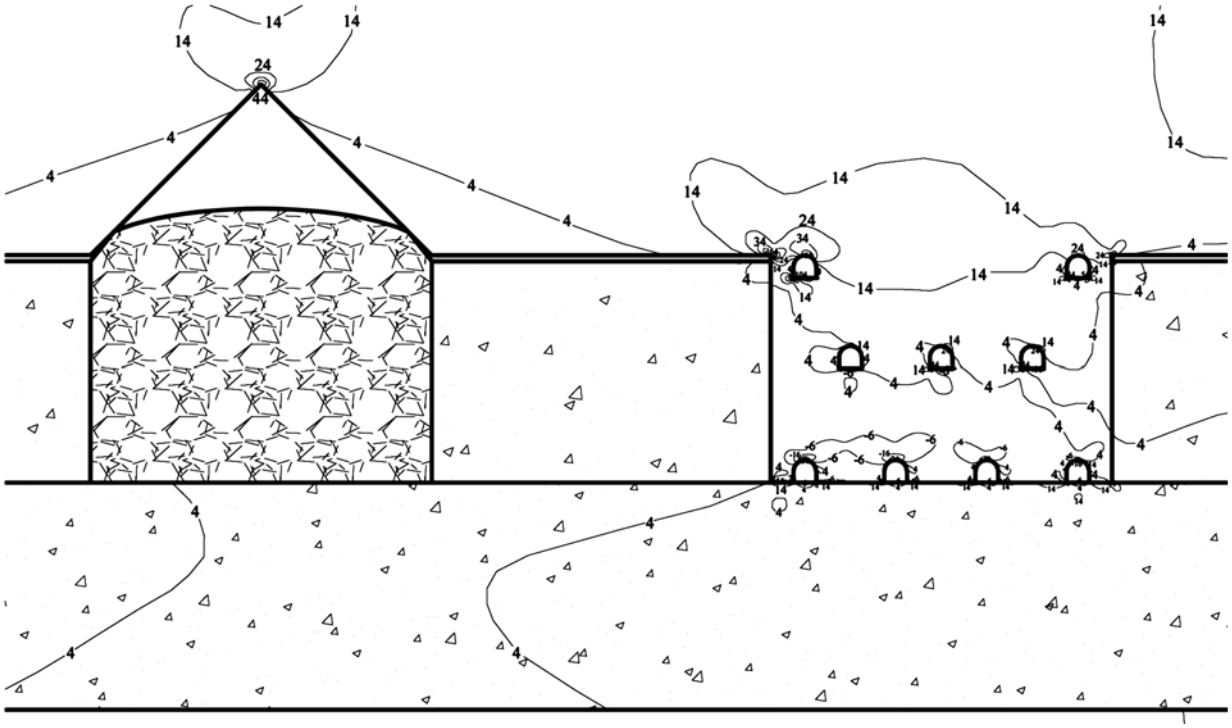


Рис. 3. Характер распределения горизонтальных напряжений σ_x в элементах технологии

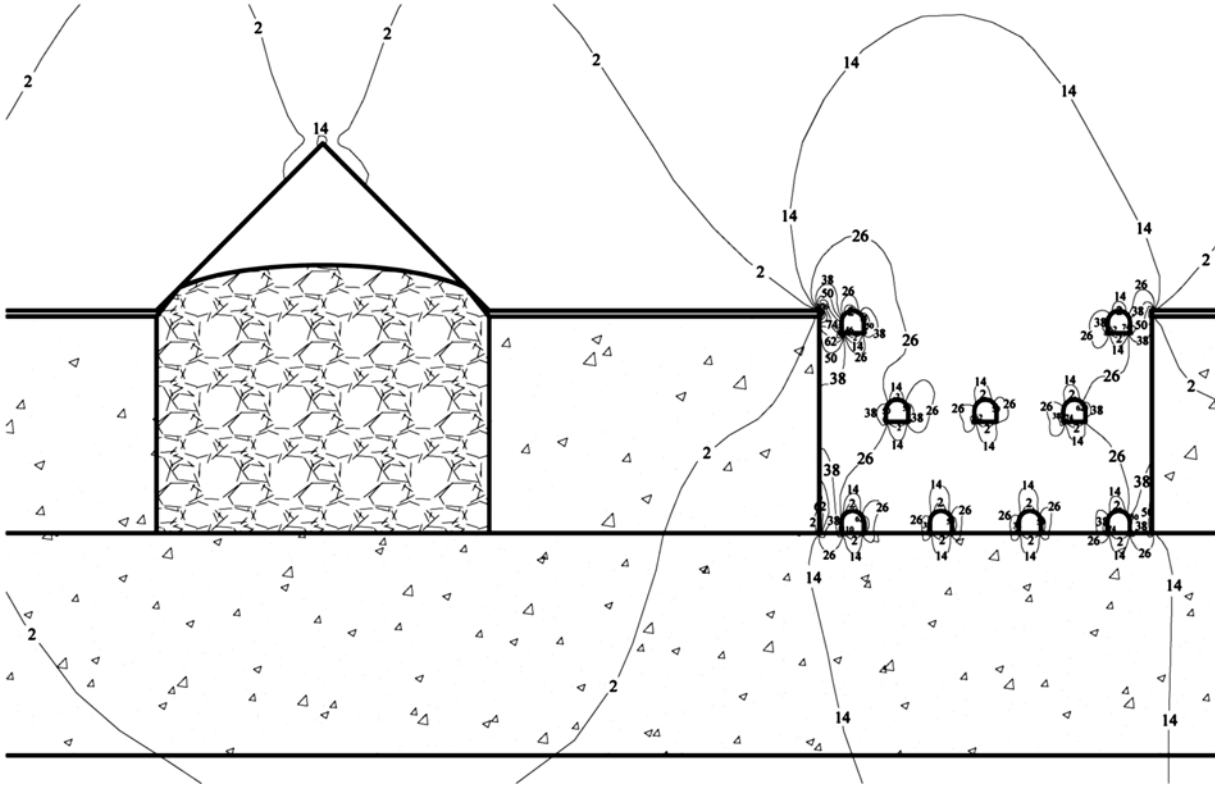


Рис. 4. Характер распределения вертикальных напряжений σ_y в элементах технологии

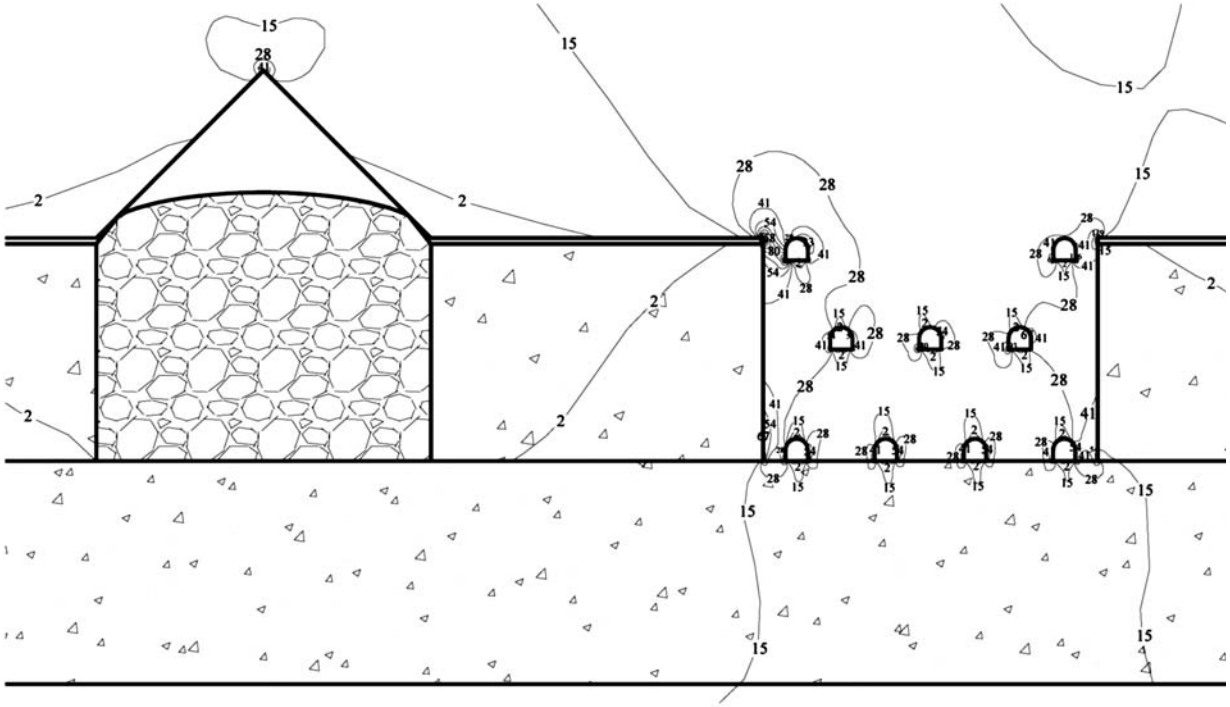


Рис. 5. Характер распределения главных максимальных напряжений σ_1 в элементах технологии

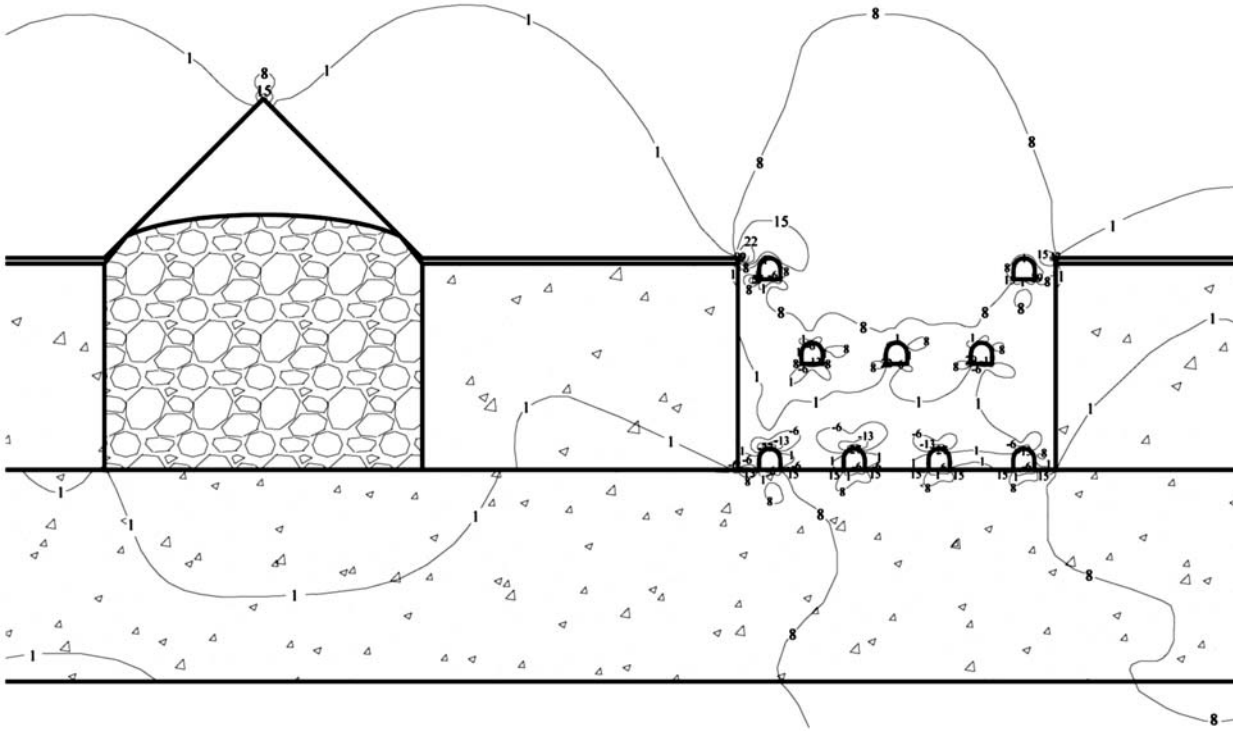


Рис. 6. Характер распределения главных минимальных напряжений σ_2 в элементах технологии

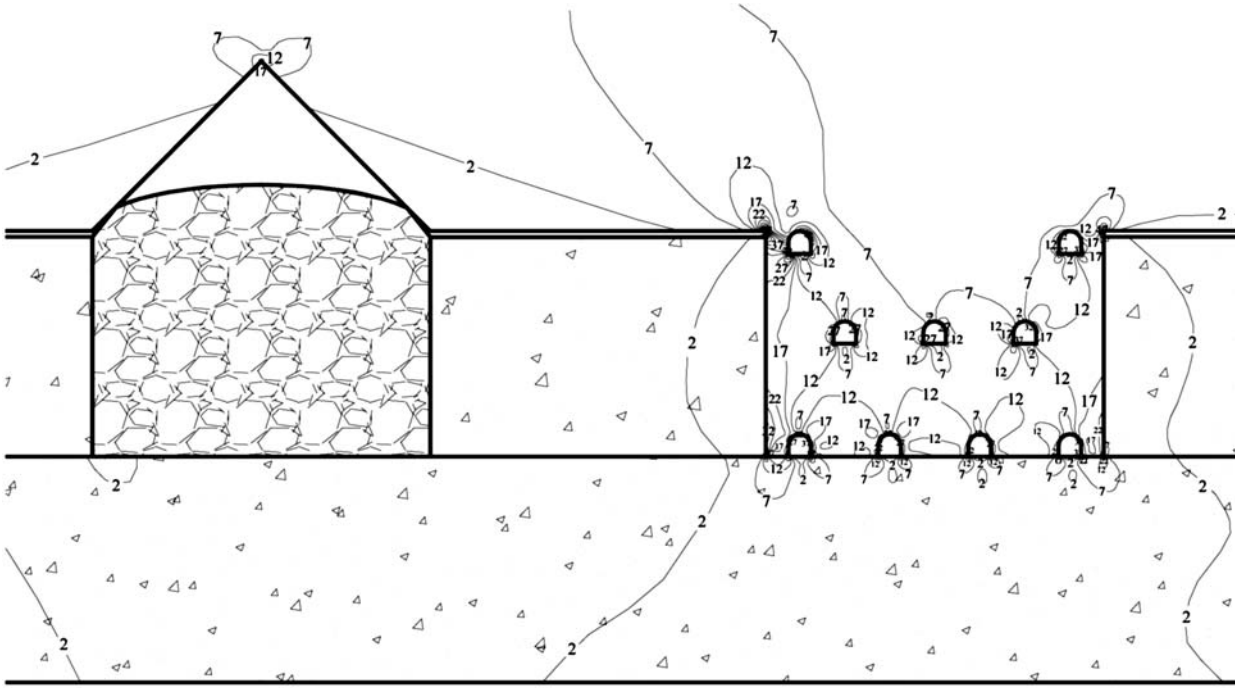


Рис. 7. Характер распределения максимальных касательных напряжений τ_{max} в элементах технологии

ризонтальных напряжений σ_x = 34 ÷ 44 МПа сосредоточены в вершине свода принудительного обрушения налегающих пород (рис. 3). В кровле заложенных камер σ_x изменяется (в границах зоны обрушения к флангам) от 1 до 54 МПа. В основании и центральной части заложенных камер между погашенным целиком σ_x колеблется в пределах 1 — 2 МПа. В заложенной камере при наличии целика σ_x = 1 — 6 МПа. Уровень напряжений σ_x в подстилающем закладочном массиве изменяется под камерами 5 — 1 МПа, под обрушенным целиком 2 — 4 МПа, под отрабатываемым целиком 7 — 10 МПа. Во временном рудном целике наблюдается весьма неоднородная по напряженному состоянию область, переходящая от сжатия в кровле к растяжению в основании (σ_x = (+14) ÷ (–6) МПа). Аналогичная ситуация прослеживается вблизи погрузо-доставочных выработок. Например, в кровле выработок, расположенных в днище целика, растягивающие напряжения составляют σ_x = –16 МПа.

Повышенная концентрация вертикальных напряжений σ_y наблюдается в краевых частях камер и целиков, а также в бортах погрузо-доставочных и в подэтажных выработках (рис. 4). Уровень давления σ_y в заложенных камерах между погашенным целиком не превышает 5 МПа. В рудном целике в направлении от центра к заложенным камерам σ_y изменяется от 20 до 30 — 50 МПа. Напряжения в подстилающем закладочном массиве (на длину пролета отработки) составляют под погашенными запасами 1 — 10 МПа.

Характер распределения главных напряжений σ_1 и σ_2 (рис. 5, 6) согласовывается с распределением σ_x и σ_y. Оценивая напряженное состояние временного рудного целика, можно отметить, что нагрузка в области погрузо-доставочных выработок изменяется от растяжения в кровле и почве к сжатию в боках. В кровле одно из главных напряжений является растягивающим (σ_2 = –22 МПа). В бортах выработок напряжения σ_1 изменяется от 41 до 54 МПа, в почве 0 — 5 МПа. Неблагоприятная ситуация наблюдается в районе расположения краевых выработок в рудном целике, где полученные напряжения предельны.

Максимальные касательные напряжения (рис. 7) имеют повышенные значения в тех же областях массива, что и максимальные главные напряжения σ_1. Так, уровень повышенных напряжений τ_{max} формируется в бортах погрузо-доставочных выра-

боток (τ_{max} = 27 МПа) и краевых частях конструкции. В центральном вертикальном сечении целика τ_{max} изменяется от 7 МПа в кровле до 12 — 17 МПа в основании.

Обобщая результаты моделирования НДС массива, отметим, что наличие зон растягивающих напряжений в краевых участках временного рудного целика снижает его устойчивость. Существует вероятность поступления закладки в выработанное пространство целиков, а также подпучивание подстилающего закладочного массива (горизонтальные и вертикальные смещения в закладке достигают, соответственно, 300 — 510 и 400 — 650 мм, в целике горизонтальные 400, и вертикальные 750 — 800 мм). Все это требует поддержания выработок выпуска руды усиленными видами крепи.

Выполненные расчеты показали, что в рассматриваемых условиях подработки залежей, принятых параметров выемки, физико-механических свойств массива и твердеющей закладки применение комбинированной технологии вызывает определенные трудности. Устойчивость временного рудного целика, особенно в краевых участках, близка к предельной. Выработки выпуска на границе с подстилающим закладочным массивом требуют усиленного крепления. Целесообразно рассмотреть подобную задачу с увеличенными размерами участков с закладкой и обрушением (например, при ширине участков 2 — 3 м).

Литература

1. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока / А.М. Фрейдин и др. — Новосибирск: Наука, 1992.

2. Патент РФ № 1606667. Способ управления давлением / А.М. Фрейдин, В.Н. Какойло, В.А. Шалауров и др. — Опубл. Бюл. — 1990. — № 42.

3. *Зенкевич О.* Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич. — М.: Мир, 1975.

УДК 622.831.32

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ВЫСОКОЙ ИЗМЕНЧИВОСТИ ПАРАМЕТРОВ РУДНОГО ТЕЛА

М.И. Потапчук, Г.М. Потапчук

Одной из наиболее актуальных проблем глубоких рудников Дальнего Востока России является прогноз и предотвращение горных ударов. Горные удары, представляющие собой хрупкое разрушение целиков и краевых частей массива, создают серьезную угрозу жизни работающим, нарушают нормальный ход ведения горных работ и тем самым снижает эффективность горного производства. Прогнозирование характера и масштаба этих опасных динамических проявлений является трудноразрешимой задачей из-за высокой тектонической нарушенности массива пород, сложности геологической структуры и многих других техногенных факторов.

Среди подземных рудников дальневосточного региона, склонных и опасных по горным ударам, можно выделить полиметаллическое Южное месторождение, особенность которого заключается в проявлении горного давления в динамических формах на относительно небольшой глубине (170 — 300 м). Первые горные удары имели место уже на глубине 170 м от поверхности, и в связи с этим месторождение было отнесено к опасным по горным ударам ниже горизонта +760 м (вертикальная глубина 180 — 200 м). Анализ геомеханической ситуации на месторождении свидетельствует, что масштабность и интенсивность проявлений горного давления возрастает и с переходом на нижние горизонты в условиях высокой изменчивости параметров залегания рудного тела прогнозируется рост этих опасных явлений.

Одна из причин этого — несовершенство проектных технологических решений, предусматривающих разработку месторождения системой с магазинированием отбитой руды и отработкой очистных блоков в направлении снизу вверх на уменьшающийся подштрековый целик. Для снижения удароопасности первоначально применявшаяся технология была заменена на технологию отработки очистных блоков системой подэтажных

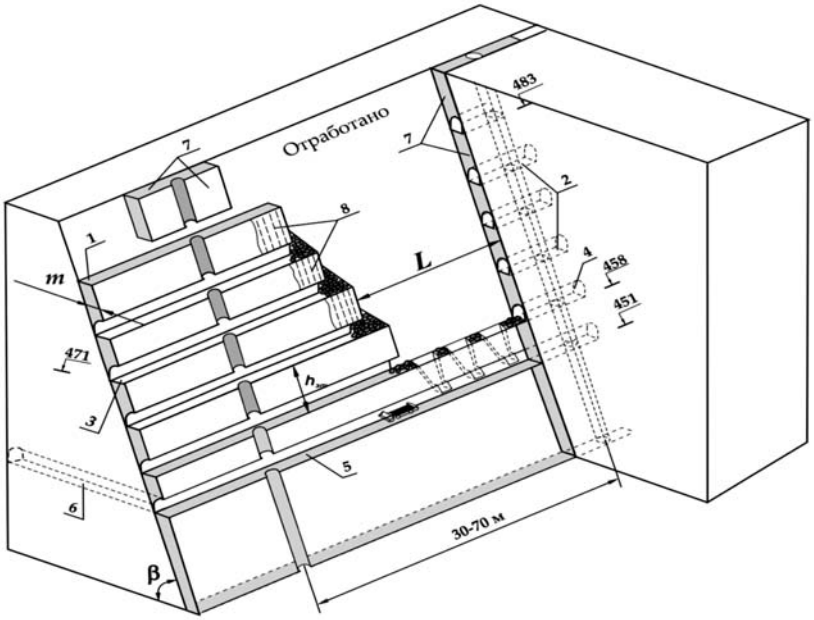


Рис. 1. Обобщенная расчетная схема для моделирования НДС участка, отрабатываемого системой подэтажных штреков:

1 — нижняя граница выработанного пространства, отработанного с распорной крепью; *2* — доставочные подэтажные выработки; *3* — буровой штрек; *4* — подрезной штрек; *5* — скреперный штрек; *6* — транспортный уклон; *7* — междукамерные целики; *8* — рудный массив подэтажей; *m* — мощность жилы; $h_{пэт}$ — высота подэтажа; *L* — длина выработанного пространства; β — угол падения рудного тела

штреков с отработкой подэтажей сверху вниз [1] (рис. 1). Но в условиях высокой изменчивости угла падения рудной залежи для отработки запасов в этаже 440 — 480 м была предложена технология с комбинированием двух систем разработки: подэтажными штреками (для отработки крутопадающих участков блока) при средней мощности рудной жилы и угле падения 40 — 50° и с распорной крепью (приповерхностных и наклонных участков блока, представляющих собой маломощные участки руды с углом наклона 0 — 20°). К основным конструктивным элементам данной технологии следует отнести формирующиеся в процессе подготовки и отработки блоков междукамерные рудные целики и рудные массивы подэтажных горизонтов, которые могут представлять повышенную удароопасность.

Особенности формирования напряженного состояния конструктивных элементов системы разработки в условиях высокой

изменчивости параметров рудного тела были выявлены с применением математического моделирования (метода конечных элементов) в объемной постановке задачи [2]. Граничные условия принимались по данным многолетних экспериментальных исследований [1, 3]. Рудное тело месторождения сложено массивными полосчатыми сульфидными и карбонатно-сульфидными рудами; вмещающими породами являются переслаивающиеся песчаники и алевролиты. Основные физико-механические свойства горных пород, использованные в расчетах, принимались следующие: модуль Юнга для вмещающих пород и руд 59 000 и 53 000 МПа, коэффициент Пуассона 0,25 и 0,27 и плотность 2600 и 3500 кг/м^3, соответственно.

Результаты расчетов представлялись в виде изолиний средних нормальных напряжений (среднего давления) $\sigma_{ср} = (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)/3$ и интенсивности касательных напряжений $\tau_{инт} = \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_{ср})^2 + (\sigma_2 - \sigma_{ср})^2 + (\sigma_3 - \sigma_{ср})^2}$.

По результатам моделирования было установлено, что высокий уровень напряжений наблюдается в двух верхних подэтажах (в области, граничащей с ранее выработанным пространством) и в прилегающих к ним участках междукамерных целиков. Нормальные и касательные напряжения растут прямо пропорционально увеличению длины выработанного пространства L, достигая максимума (100 МПа и более) при полной отработке блока (рис. 2). Также было установлено, что при изменении мощности рудного тела с 3 до 0,75 м происходит снижение напряжений в верхних целиках на 15 — 20 %. Значительно большее влияние на уровень напряжений в конструктивных элементах системы разработки оказывает изменение угла падения рудных тел β и увеличение длины выработанного пространства L. По мере увеличения длины выработанного пространства уровень нормальных и касательных напряжений в охранных целиках шириной 3 м приближается к пределу прочности пород на сжатие, что свидетельствует об их высокой удароопасности. Изменение коэффициента концентрации нормальных напряжений $K_\sigma = \sigma_{ср}/\sigma_{исх}$ в зависимости от длины выработанного пространства L иллюстрируют графики на рис. 3.

С увеличением угла падения жилы происходит также закономерный рост нормальных и касательных напряжений, достигающих максимума в междукамерных целиках при $\beta = 75°$, а в массиве подэтажей — при $\beta = 90°$ (рис. 4).

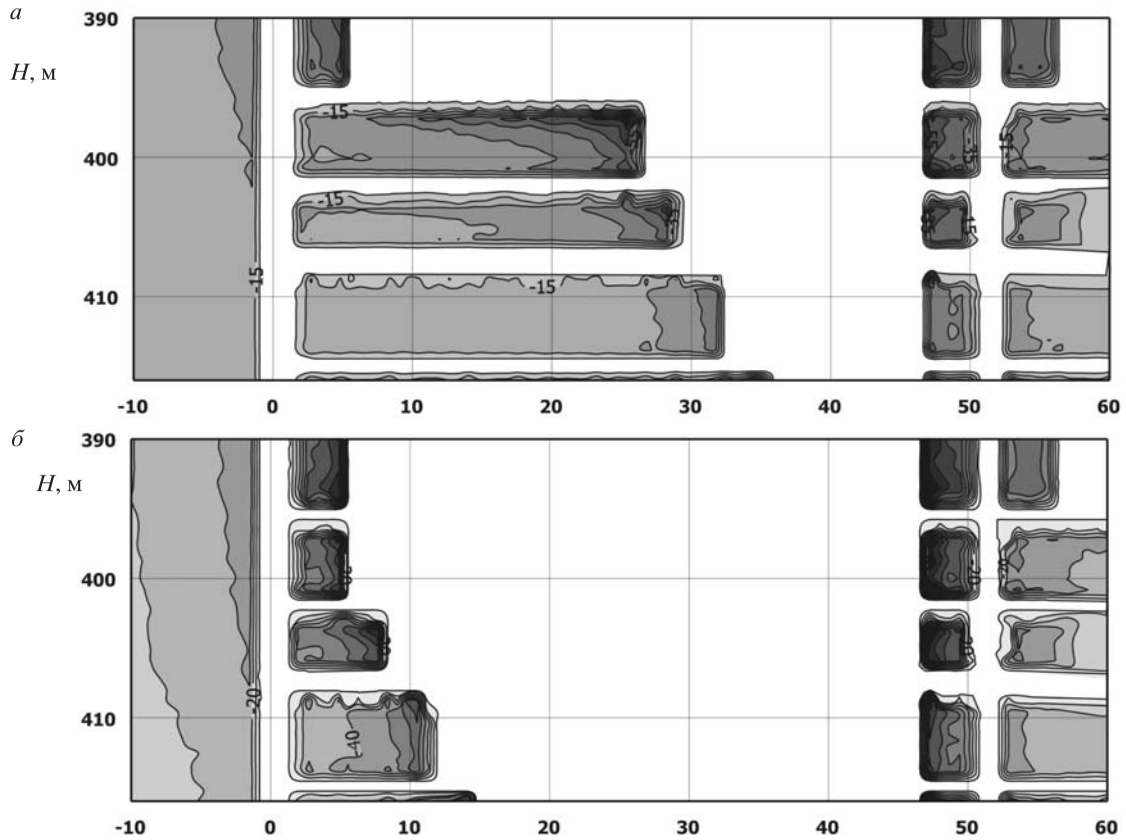


Рис. 2. Распределение средних нормальных напряжений $\sigma_{ср}$ в конструктивных элементах системы разработки месторождения на различных стадиях отработки очистного блока (в проекции на наклонную плоскость при m = 3 м; β = 40°): *а* — L = 20 м; *б* — L = 40 м

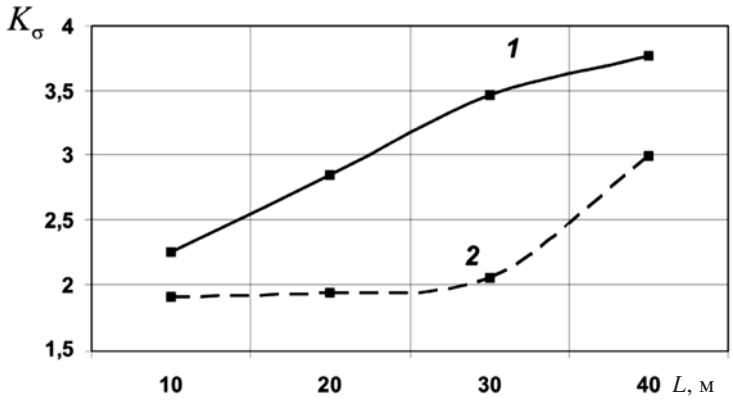


Рис. 3. Изменение K_σ в массиве верхнего подэтажа (*1*) и в соответствующем участке междукамерного целика (*2*) в зависимости от длины выработанного пространства L (при m = 3 м; β = 40°)

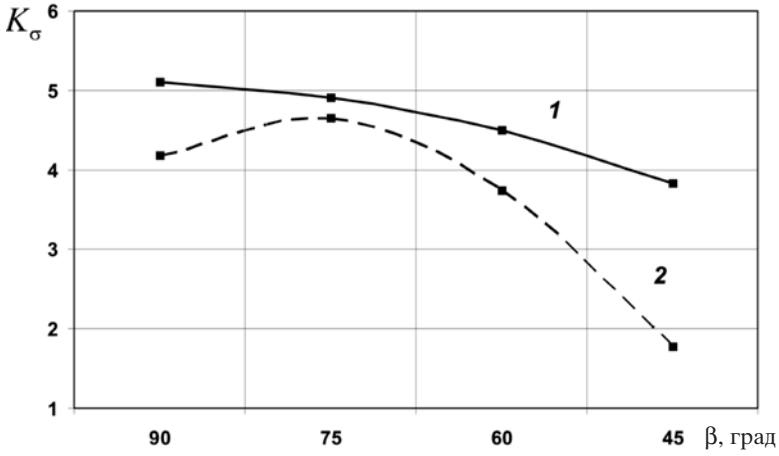


Рис. 4. Изменение K_σ в массиве верхнего подэтажа (*1*) и в соответствующем участке междукамерного целика (*2*) в зависимости от угла падения рудного тела β (при m = 3 м; L = 20 м)

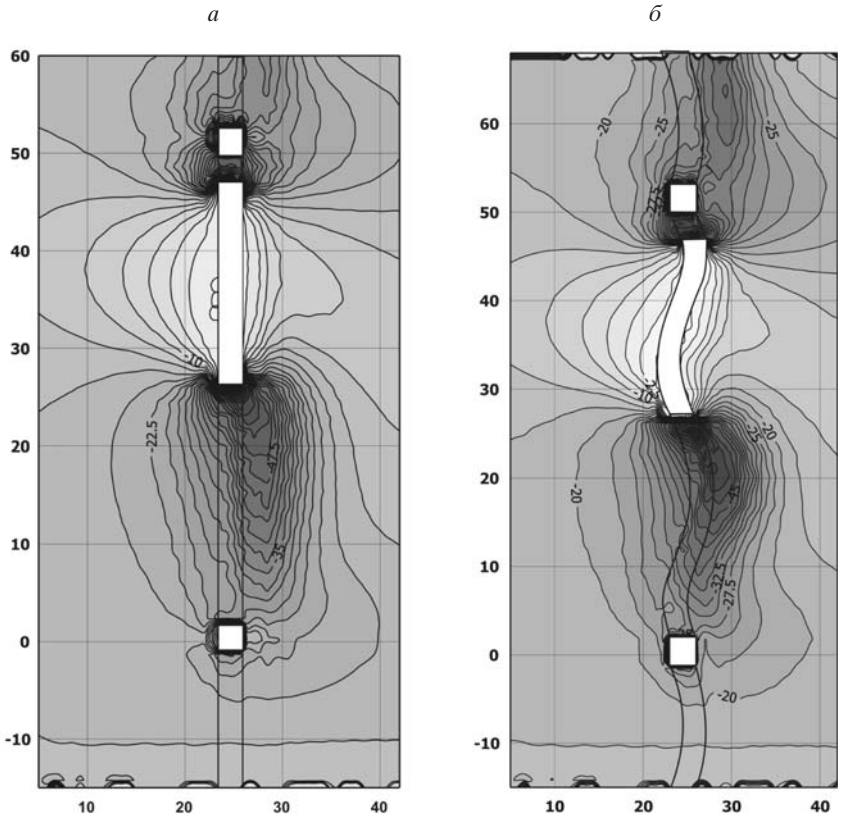


Рис. 5. Распределение средних нормальных напряжений $\sigma_{ср}$ в конструктивных элементах системы разработки месторождения при L = 20 м (в плане при *а* — прямолинейном залегании рудного тела; *б* — криволинейном залегании рудного тела)

В результате можно утверждать, что наиболее высокий уровень напряжений в конструктивных элементах системы разработки будет наблюдаться в рудных телах вертикального залегания с мощностью 3 м на конечных стадиях разработки.

На изменение уровня напряжения в массиве горных пород оказывает влияние и то, что рудное тело по простиранию имеет изогнутую форму, при этом значения напряжений снижаются по сравнению с рудной залежью без изгибов на 15 — 20 % (рис. 5).

Для обоснования мероприятий по предотвращению и управлению горным давлением в динамической форме был рассмотрен вариант увеличения длины междукамерных целиков до 4 м, что позволяет несколько снизить их напряженность (в 1,1 раза) и одновременно повышает несущую способность, но полностью не исключает возможности разрушения данных конструктивных элементов в динамической форме. Кроме того, реализация этого мероприятия увеличивает потери полезного ископаемого. Поэтому при ведении горных работ на глубоких горизонтах Южного месторождения для управления горным давлением и снижения удароопасности был рекомендован комплекс мероприятий, предусматривающий: изменение формы сечения выработок на ассиметричную, щелевую разгрузку наиболее напряженных краевых частей массива и целиков; непрерывный геомеханический мониторинг удароопасного месторождения автоматизированными системами контроля [4].

Литература

1. *Рассказов И.Ю.* Контроль и управление горным давлением на рудниках Дальневосточного региона / И.Ю. Рассказов. — М.: Издательство «Горная книга», 2008. — 329 с.

2. *Фадеев А.Б.* Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. — М.: Недра, 1987.

3. *Рассказов И.Ю.* Численное моделирование современного поля тектонических напряжений в области сочленения Центрально-Азиатского и Тихоокеанского поясов / И.Ю. Рассказов // Тихоокеанская геология. — 2006. — № 5. — Т. 25. — С. 104 — 114.

4. Инструкция по безопасному ведению горных пород на рудниках и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99). — М.: ГП НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2000. — 66 с.

УДК 622.026.3

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ПРИ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОМ БУРЕНИИ ПО ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОМУ СОСТАВУ БУРОВОГО ШЛАМА

А.С. Реготунов

При бурении взрывных скважин ударно-вращательным способом разрушение горной породы забоя буровым инструментом происходит под воздействием на него ударной нагрузки с определённой частотой, крутящего момента, приводящего во вращение буровой инструмент, и осевого усилия. Разрушение горных пород главным образом обусловлено ударными нагрузками. Одновременно крутящий момент и осевое усилие обеспечивают преодоление сил трения вооружения бурового инструмента о забой и перемещение инструмента в окружном направлении, а также прижатие инструмента к забою. Таким образом, основной объём разрушенной породы определяется воздействием динамических ударных сил на породу забоя. Источником мелкой и пылеватой фракций в гранулометрическом составе бурового шлама, по данным Ю.И. Протасова, является нагруженный объём горной породы (ядро сжатия), образующийся в результате воздействия инструмента на массив породы. Форма и размеры ядра сжатия зависят от физико-механических свойств породы и типа рабочей поверхности внедряемого бурового вооружения, армирующего коронку [1]. Вблизи границ ядра сжатия возникают растягивающие напряжения. Расширяясь в область с наименьшей реакцией отпора, ядро сжатия разрушается с образованием тонкодисперсных частиц породы размером около 10 мкм [2]. Крупная фракция >(+1,25) мм образуется в процессе скола породы около лунки при внедрении твердосплавных элементов буровой коронки в поверхность забоя. Также значительная доля крупного шлама получается при скалывании породы вблизи уже имеющихся лунок, вследствие перемещения инструмента в окружном направлении по забою скважины между очередными ударами по нему. Каждой горной породе, в зависимости от её прочностных свойств, соответствует определенное расстояние (шаг поражения) от имеющейся лунки до точки приложения динамической нагрузки. Оптимальный шаг поражения (l_z) обеспечивает преобладание деформаций, вызывающих скол породы. При механиз-

ме разрушения сколом снижаются энергозатраты на разрушение единицы объёма породы и переизмельчение скалываемых фракций. Таким образом, выбирая оптимальную схему вооружения коронки для конкретных физико-механических свойств пород, зависящую от соотношения частоты ударов и вращения, величины энергетического воздействия и шага между инденторами вооружения, обеспечивают достаточные напряжения растяжения и изгиба для поддержания разрушения забоя скважины в режиме крупного скола породы в сторону следа предыдущего удара. При этом не происходит переизмельчения породы и энергия удара используется эффективно, а механическая скорость остаётся в процессе бурения стабильно высокой [3]. Таким образом, важное значение для процессов разрушения, определяющих скорость углубления скважин, имеет шаг между породоразрушающими элементами бурового инструмента и очередными ударными нагружениями.

Рядом исследователей [2 — 4] для различного типа инструмента и вида нагружения предложены теоретические зависимости для расчёта шага поражения (табл. 1). Теоретические зависимости показывают, что шаг поражения, или расстояние между точками приложения нагрузки в забое скважины, определяется прямо пропорционально силе или энергии удара по инструменту и обратно пропорционально показателям прочности свойств горных пород. Однако в настоящее время не установлены зависимости по определению количественного влияния шага поражения на эффективность разрушения породы при ударно-вращательном бурении. Такое влияние целесообразно устанавливать исходя из предпосылки, что оптимальный шаг поражения должен обеспечить максимальный объём отделения породы сколом на свободную поверхность соседних лунок разрушения, образованных предыдущими внедрениями инструмента. Для различного типа пород значения коэффициента взаимного влияния соседних лунок разрушения установлены экспериментально (табл. 2).

Их анализ данных таблицы позволил автору установить, что расстояние между соседними внедрениями инденторов по отношению к их диаметру для каждой породы имеет своё значение. Но для пород одного наименования указанный показатель варьируется незначительно: для песчаника диапазон значений составляет 1,2 — 1,4. Таким образом, шаг поражения зависит от индивидуальных качеств горных пород, выражаемых её механическими и структурно-текстурными особенностями.

Таблица 1

Теоретические зависимости для расчёта шага поражения

Автор	Аналитическая зависимость
Протасов Ю.И. (ударное нагружение)	$l_z = \dfrac{P_у \nu}{\sigma_р B k}$
Барон Л.И., Глатман Л.Б. (шарошечное бурение)	$l_z = 4{,}54 \cdot m_0 \dfrac{P_д}{\sigma_{сж} D} \cdot \dfrac{\operatorname{tg}\dfrac{\alpha}{2}}{\dfrac{0{,}69}{\operatorname{ctg}\dfrac{\alpha}{2}} + \dfrac{\operatorname{tg}\alpha + f_{тр}}{\cos\dfrac{\alpha}{2}}}$
Фёдоров В.С. (шарошечное бурение)	$l_z = \dfrac{P_д \operatorname{ctg}\left(\alpha_z + \theta_{тр}\right)}{\eta_z D \sigma_{ск}}$
«Татбурнефть» (шарошечное бурение)	$l = 2t_{zc} \geq D_{з.р}\ t_{zc} \geq \sqrt{\dfrac{d_ш \xi}{\cos\alpha_к}}$
Блохин В.С. (ударно-вращательное бурение)	$l_z = (6-8) \cdot \sqrt{\dfrac{\sigma_{экв} F\left(Q_0 - \gamma_1 F_к\right)}{P_к F_к \gamma_2}}$

Примечание. ν — коэффициент Пуассона; $P_у$ — усилие на инструменте; $\sigma_р$ — предел прочности; B — геометрический параметр; k — коэффициент, учитывающий отличие реального поведения массива от идеального упругого; m_0 — число шарошек; $P_д$ — осевое усилие; D — диаметр долота; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы при одноосном сжатии; $f_{тр}$ — коэффициент трения; α — угол лунки разрушения породы; α_z — угол при вершине зуба долота; $\theta_{тр}$ — угол трения скольжения металла зуба о горную породу; η_z — коэффициент перекрытия долота; $\sigma_{ск}$ — предел прочности породы при скалывании; $D_{з.р}$ — диаметр зон разрушения, образующихся при вдавливании штампа; t_{zc} — шаг зубьев шарошки (в свету); $\alpha_к$ — половина угла основного конуса шарошки; $t_к$ — время достижения разрушающей нагрузки; ζ — величина деформации породы перед разрушением; $d_ш$ — диаметр штампа; n — число оборотов долота; $\delta_{экв}$ — эквивалентное напряжение; F — площадь упругого контакта вставок; Q_0 — контактная нагрузка на индентор; $F_к$ — плошадь контакта вставок; $P_к$ — контактная прочность буримых пород; γ_1 и γ_2 — коэффициенты прочностных свойств горных пород.

С учётом полученных коэффициентов можно разработать схему поражения забоя скважины и рациональное размещение породоразрушающих элементов на поверхности инструмента, оптимизирующих процесс бурения. Следует отметить, что значения коэффициента должны уточняться для каждой фациально-петрографической разности разбуриваемого массива пород.

Таблица 2

Экспериментальные значения коэффициента взаимного влияния соседних лунок разрушения

Автор	Порода	Коэффициент взаимного влияния
Эйгелес Р.М. (статическое вдавливание)		
Круглые плоскодонные инденторы r = (2,5 — 5) мм	Мрамор	$c/r = 7{,}5 \div 7{,}9$
Инденторы с полусферической вершиной r = 2 мм	Мрамор	$c/r = 5$ $c/b = 8$
Призматические инденторы a = 5 мм; b = 1 мм a = 10 мм; b = 2 мм	Мрамор	$c/b = 7{,}5$
Протасов Ю.И. (динамическое внедрение)	Скальные	$K_{1max} = 2 \div 4{,}3$
Филатов А.В. (динамическое внедрение)	Жежелевский гранит Песчаник Мрамор	$t' = 1{,}5$ $t' = 1{,}2 \div 1{,}25$ $t' = 1{,}25$
Арцимович Г.В. (статическое внедрение)	Коэлгинский мрамор	$t/d = 1{,}8$
	Гранит Песчаник	$t/d = 1{,}56$ $t/d = 1{,}4$
Блохин В.С. (ударно-вращательное бурение)	Скальные	$\alpha = \alpha_1\Delta_1 = (6 \div 8)\Delta_1$

Примечание: c/b; c/r — относительные расстояния между инденторами; t' — приведённый шаг между соседними внедрениями; α — шаг поражения забоя.

Механическая скорость бурения функционально связана с количественной величиной шага поражения и фракционным составом раздробленных частиц породы. Значит, можно установить связь между механической скоростью бурения и гранулометрическим составом продуктов разрушения и применять для оценки эффективности разрушения.

Для определения количественных показателей этой связи нами проведены экспериментальные работы на карьере «Центральный» ОАО «Ураласбест» при бурении скважин штыревой коронкой диа-

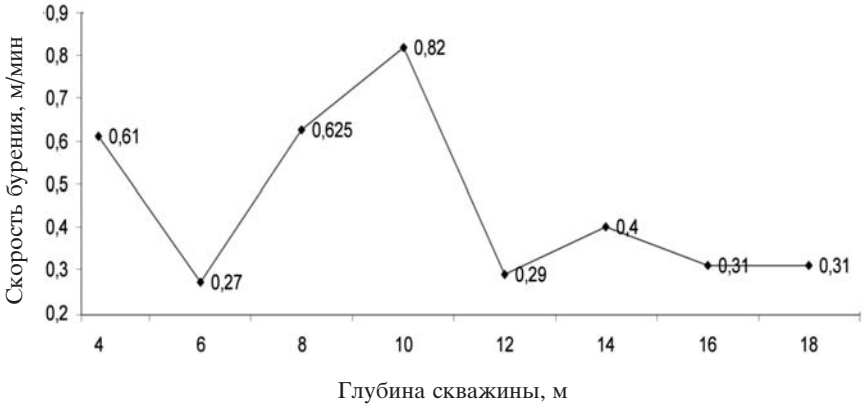


Рис. 1. График скорости бурения скважины штыревой коронкой ∅ 165 мм

метром 165 мм в габбро 17-й категории буримости. Экспериментальные работы позволили установить характер взаимного изменения механической скорости бурения и гранулометрического состава продуктов разрушения. По результатам испытаний установлено:

1. По глубине скважины механическая скорость бурения имеет непостоянный характер и варьируется в диапазоне 0,27 — 0,82 м/мин. Из-за неоднородности участков массива по физико-механическим свойствам процессы разрушения при бурении происходили как с избыточным, так и с недостаточным энергетическим воздействием. Это отразилось на значениях механической скорости бурения. На глубине 4 — 6 и 10 — 12 м отмечалось её снижение. Одновременно развивался процесс переизмельчения бурового шлама. Характер изменения гранулометрического состава проб, отобранных у устья скважины, приведён на рис. 2. Содержание мелкой фракции (+0,16 мм) на глубине 4 — 6 м составляло 19,51 %, а на глубине 10 — 12 м достигало 33,86 % . На участке скважины 6 — 8 м механическая скорость бурения достигала 0,82 м/мин; при этом доля фракции +0,16 мм составила 2,21 %. Для этой глубины характерно наиболее высокое содержание крупной фракции (+2,5 мм) — 38,65 %. С ростом глубины (10 — 16 м) наблюдается обратная зависимость, следовательно, рост мелкой фракции свидетельствует о снижении эффективности бурения.

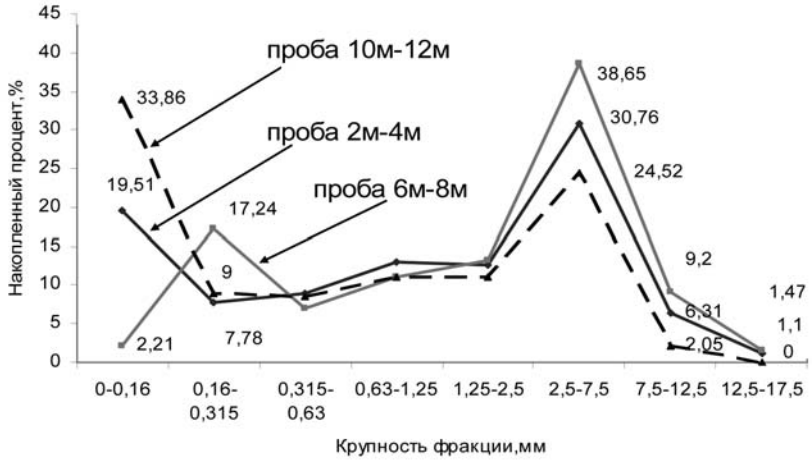


Рис. 2. Гранулометрический состав проб бурового шлама, отобранных на различных глубинах при бурении взрывной скважины коронкой ∅ 165 мм

Таким образом, установлено, что механическая скорость бурения прямо пропорциональна изменению гранулометрического состава продуктов разрушения: $v_б \approx \Delta P_{\%}$.

Для количественной оценки этой связи необходимо продолжение экспериментов и учёт особенностей бурового инструмента, условий выноса бурового шлама и структурно-прочностных свойств массива.

2. В результате анализа гистограмм (см. рис. 2) установлено, что крупность продуктов разрушения распределена по нормальному закону. Наибольший процент составляет фракция +2,5 мм. Но в зависимости от эффективности разрушения появляются пиковые значения у фракции +0,16 мм.

В объёме проведённых исследований выявлено, что гранулометрический состав продуктов разрушения является информативным параметром, применение которого позволяет оценить энергозатраты и эффективность процессов разрушения на забое скважины, а также распределение прочностных свойств локальных массивов при ударно-вращательном бурении.

Литература

1. *Эйгелес Р.М.* Расчёт и оптимизация процессов бурения скважин / Р.М. Эйгелес, Р.В. Стрекалова. — М.: Недра, 1977. — 200 с.

2. *Протасов Ю.И.* Разрушение горных пород / Ю.И. Протасов. — 2-е изд., стереотип. — М.: Изд-во МГГУ, 2001. — 453 с.
3. *Латышев О.Г.* Разрушение горных пород / О.Г. Латышев. — М.: Теплотехник, 2007. — 672 с.
4. *Воздвиженский Б.И.* Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения / Б.И. Воздвиженский, И.П. Мельничук, Ю.А. Пешалов. — М.: Недра, 1973. — 240 с.

УДК 622.274.44

ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОМЕХАНИЧЕСКОГО СПОСОБА ЗАЧИСТКИ ОТРАБОТАННЫХ БЛОКОВ

Р.В. Ситников

Бом-Горхонский рудник разрабатывает маломощное пологонаклонное жильное вольфрамовое месторождение. Средняя мощность рудного тела равна 1,1 м, в раздувах достигает 2,5…6,0 м, в пережимах 0,05…0,2 м. Угол падения изменчив и варьирует от 6 до 50° (в среднем 18…20°). Среднее содержание трехокиси вольфрама (главный минерал гюбнерит связан преимущественно с кварцем) составляет 0,65 %.

При разработке жильного месторождения пологого и наклонного залегания в неровностях почвы отработанных блоков оседает и теряется наиболее тяжёлая и обогащённая металлом мелкая фракция руды. Специальным опробованием рудной мелочи равномерно по всей площади почвы очистного пространства по сетке 5×5 м установлено, что содержание в рудной мелочи по WO_3 изменяется от 0,57 до 1,38 % и в среднем составляет 1,35 %. Одним из средств борьбы с потерями богатой рудной мелочи является её зачистка по мере производства очистных работ или после окончательной отработки блока. В зависимости от климатических и горно-геологических условий залегания рудных тел используют гидравлический, механический, вакуумный, пневматический и ручной способы зачистки рудной мелочи. Последний [2] практически не применяется из-за высокой трудоемкости и весьма низкой эффективности. Он был рекомендован для условий с отрицательными температурами при разработке россыпей подземным способом, а также для тех, где невозможно применение механического и гидравлического способов зачистки рудной мелочи.

Пневматический способ [2] основан на использовании энергии сжатого воздуха, исходящего из насадки пневматической пушки под высоким давлением. Под действием высоконапорной струи воздуха производится перемещение рудной мелочи по почве отработанной плоскости блока. Данный способ применим при крутом и наклонном залегании рудных тел. Недостатками являются повышенная запылённость воздуха при зачистке и увеличенный расход сжатого воздуха.

Вакуумный способ [4] (вакуумная установка) заключается в создании разрежения в трубопроводе, проложенном от установки до места, в котором производятся работы, всасывании через форсунку рудной мелочи и её транспортировании к сепаратору, где отделяется пыль и рудная мелочь. Указанный способ получил применение при разработке месторождений в условиях отрицательных температур. Недостатками являются ограничения по размеру всасываемого куска и затруднённость перемещения установки по очистному пространству.

Механический способ зачистки [3] — это использование механических конструкций типа металлических ершей, перемещающихся по очистному пространству, или скрепера, конструкция которого позволяет следить за неровностями лежачего бока. Основным достоинством этого способа является возможность применения при углах наклона блоков от 0° до 45 — 50°. Недостатком этого способа являются потери обогащённой рудной мелочи в неровностях почвы выработанного пространства.

Гидравлический способ [1] основан на разрушении сил внутреннего сцепления и транспортировании рудной мелочи энергией воды, истекающей из насадки гидромонитора с большой скоростью. Данный способ применим на месторождениях крутого и наклонного залегания (более 35 — 40°) и является наиболее эффективным. Недостатком гидравлического способа зачистки является низкая производительность и высокий расход воды при пологом залегании рудных тел (менее 35 — 40°) и значительном расстоянии доставки, а также потери обогащённой металлом мелкой рудной фракции (шламы) в связи с выносом её водой из отстойников.

Существующие углы падения жил на месторождении не обеспечивают самотека рудной мелочи при отбойке руды в блоке и с течением времени рудная мелочь, заполняя неровности, сглаживает шероховатость лежачего бока, уплотняется и цементируется глинкой. Для пологих жил Бом-Горхонского место-

рождения с незначительным водопритоком наиболее рациональным является использование высоконапорной гидравлической зачистки рудной мелочи в комбинации с механическим способом, т. е. гидромеханической зачистки. При таком способе рудная мелочь вначале смывается на скреперную дорожку, а затем транспортируется до аккумулирующей выработки (орт-заезда) с помощью скреперной установки. Применение гидромеханического способа обеспечивает качественную (без потерь) зачистку обогащённой рудной мелочи с почвы выработанного пространства за счёт высоконапорного гидросмыва, высокую производительность труда в связи с сокращением расстояния гидротранспортирования и скреперной доставки сконцентрированной на дорожке рудной мелочи до аккумулирующей выработки. Работы по гидромеханической зачистке рудной мелочи (табл. 1) осуществлялись в блоках С1-25/5, 25/6, 25/7 бис, 25/1, 25/2 и 25/3 жилы № 1 гор. 1110 м. Промышленные испытания проводили только одним ручным гидромонитором. При этом были испытаны насадки диаметром 10, 15, 20 и 25 мм. Рудную мелочь транспортировали скреперной лебёдкой 2ЛС-10. Испытаны насосы 80-50-200 (подача 50 м^3/ч, напор 50 м), К100-65-250 (подача 100 м^3/ч, напор 80 м) и ЦНСГ 13-105 (подача 13 м^3/ч, напор 105 м). Из испытанных установок наиболее эффективен насос ЦНС с большим напором и с диаметром насадок от 10 до 15 мм. Смытая рудная мелочь накапливалась на скреперной дорожке и далее с помощью скреперной лебёдки транспортировалась до аккумулирующего орт-заезда. После зачистки блока демонтировались дренажные перемычки, в орт-заезд устанавливалась погрузочная машина ППН-1С, с помощью которой производилась погрузка горной массы в вагонетки. За период проведения опыт-

Таблица 1

Объём выполненных работ гидромеханическим способом

Объект зачистки	Объём добычи рудной мелочи, т	Содержание полезного компонента в мелочи, %	Объём добычи металла, т
Блок 25/5 гор. +1110 м	30	1,41	0,42
Блок 25/1 гор. +1110 м	499	1,36	6,78
Блок 25/2 гор. +1110 м	379	1,29	4,89
Блок 25/3 гор. +1110 м	219	1,32	2,89
Итого	1097	1,35	14,80

Таблица 2

Производительность труда при гидромеханической зачистке

Месяц производства работ, блок	Объём добычи, т	Трудозатраты, чел-см	Производительность труда, т/чел-см
Декабрь, 25/5	30	7	4,3
Март, 25/1	110	24	4,6
Апрель, 25/1	153	36	4,25
Май, 25/1	236	48	4,9
Июнь, 25/2	168	34	4,9
Июль, 25/2	181	38	4,7
Август, 25/3	219	44	4,9
Итого	1097	33	4,65

ных работ средняя производительность труда на гидромеханической зачистке составила 4,65 т/чел-см в зависимости от толщины намываемого и зачищаемого слоя, угла падения и расстояния транспортирования (табл. 2).

Таким образом, опытно-промышленное внедрение гидромеханического способа зачистки рудной мелочи (табл. 3 и 4) показало значительное превышение содержания полезного компонента в рудной мелочи в сравнении с содержанием в жильной массе и при отбойке руды в среднем на 70 %. Полученный экономический эффект от повышения производительности труда и извлечения практически всей ранее отбитой и обогащённой руды составил 2 600 000 рублей.

Таблица 3

Показатели гидромеханической зачистки при опытно-промышленном внедрении

Объект зачистки	Объём зачистки, т	Высота слоя рудной мелочи, м	Ср. содержание металла в руде, %	
			в жильной массе	в рудной мелочи
Блок 25/5	30	0,096	0,76	1,41
Блок 25/1	499	0,131	0,82	1,36
Блок 25/2	379	0,179	0,78	1,29
Блок 25/3	219	0,113	0,80	1,32
Итого	1097	0,129	0,79	1,35

Таблица 4

Технико-экономические показатели гидромеханической зачистки при опытно-промышленном внедрении

Показатель	Ед. изм.	Значение показателя
Площадь, зачищенная гидромеханическим способом	$м^2$	3785
Объём смытой рудной мелочи	т	1097
Средняя мощность рудной мелочи в блоке	м	0,129
Превышение содержания полезного компонента в рудной мелочи над содержанием в жильной массе при эксплуатации	%	70
Расход оборотной воды на:		
зачистку 1 $м^2$ площади блока	$м^3$	0,023
смыв 1 т рудной мелочи	$м^3$	0,073
Зарплата на добычу гидромеханическим способом 1 т рудной мелочи	руб.	162,6
Производительность труда при гидромеханическом способе	т/чел-см	4,65
Экономический эффект	руб.	2 600 000

Литература

1. *Ерзиков Г.* Гидравлическая зачистка рудной мелочи — эффективный путь снижения потерь руды / Г. Ерзиков // Цветные металлы. — 1964. — № 23. — С. 7 — 9.

2. *Белобрицкий В.* Зачистка отработанных блоков на руднике центральный / В. Белобрицкий, Е. Гуров, М. Разуванов // Цветные металлы. — 1964. — № 23. — С. 5 — 7.

3. *Попов Л.* Исследование механического способа зачистки отработанных блоков / Л. Попов, А. Иванов, Ю. Жеребцов // Колыма. — 1976. — № 6. — С. 15 — 16.

4. *Павлов А. М.* Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания (на примере Ирокиндинского месторождения): дис. … канд. техн. наук: 25.00.22 / А.М. Павлов. — Иркутск, 2006. — 173 с.

УДК 622.831.3

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ШАХТАХ ДОНСКОГО ГОКа ГЕОФИЗИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

С.Н. Семенов, А.Л. Замятин

Основная задача данного исследования — получение геотектонических параметров горного массива в окрестностях ствола «Клетевой» на горизонте –560 м шахты Десять лет независимости Республики Казахстан (ДНК) с целью выявления закономерности изменения геомеханического состояния массива в процессе развития горных работ. Применялся метод георадарного зондирования совместно с методом спектрального сейсмопрофилирования (ССП), который хорошо зарекомендовал себя в процессе выявления зон тектонических нарушений в массиве на шахтах Донского ГОКа.

Геотектоника как наука объединяет огромный массив знаний о тектонических движениях и деформациях. Тектонические нарушения, представляющие собой разного рода трещины либо зоны трещиноватости в массиве, могут наблюдаться геологами с дневной поверхности только при отсутствии осадочного чехла. Там, где осадочные породы закрывают собой кристаллический фундамент, однозначно судить о наличии тектонических нарушений до сих пор было невозможно. Кроме того, визуальный осмотр тектонических нарушений возможен в тех случаях, когда они подсечены подземными горными выработками. При этом тектоника видна либо при осмотре стенок этих выработок, либо их кровли и почвы.

В соответствии с существующей практикой, все подземные горные выработки и сооружения подвержены в большинстве случаев негативному воздействию горного давления и, следовательно, рано или поздно разрушаются или деформируются. Как оказалось, основным фактором, определяющим разрушение выработки, является пересечение выработкой зоны тектонического нарушения. Практика показала, что использование ССП позволяет надежно оценивать и прогнозировать геомеханические процессы в различных участках массива. При этом оказалось, что на какой бы глубине не находилось инженерное сооружение (в частности, подземная горная выработка), оно будет подвержено влиянию со стороны зоны тектонического нарушения, выяв-

ленной при профилировании как по дневной поверхност, так и непосредственно в подземных горных выработках шахты.

Специалистами научно-инженерного центра Донского ГОКа совместно с сотрудниками Института горного дела УрО РАН проводились исследования состояния породного массива на проблемных, с точки зрения геомеханики, участках шахтного поля. Наблюдательные профильные линии ССП были заложены:

— шахта ДНК на горизонтах +160 м;+80 м; ±0 м; –70 м; –160 м; участок шахтной поверхности в границах ведения очистных работ (карьер Объединённый);

— шахта Молодежная, в штольне карьера 40 лет КазССР;

— в шахтостроительном цехе на горизонтах –560 м; –480 м; –252 м, шахты ДНК;

— в стволе Вентиляционный (КС-5) и штольнях № 1 и 2.

После проведения опытно-промышленных испытаний метода ССП на характерных проблемных участках шахтного поля шахты и получения положительных результатов, подтверждающих фактическое состояние исследуемых участков массива, были проведены уже более конкретные исследования состояния приконтурного массива в районе пройденных горных выработок с целью получения достоверной геомеханической информации о геоструктурном состоянии массива. Конечная цель проведения исследований геоструктурного состояния массива — выявление и районирования отдельных нарушенных зон массива, в которых по каким-либо причинам произошло изменение геомеханического состояния массива в процессе развития горных работ и применения георадарного зондирования. Работа выполнялась аппаратурой ССП и георадаром ГРОТ-10.

Геофизические натурные исследования состояния породного массива в окрестностях ствола Клетевой шахты ДНК выполнены на горизонте –560 м с целью выявления закономерностей изменения геомеханического состояния массива в процессе развития горных работ. Были проведены инженерно-геофизические работы методом спектрального сейсмопрофилирования и георадарного зондирования по профильным линиям, представляющим наибольший интерес с точки зрения последующей проходки горных выработок и устойчивости околоствольного пространства.

Георадарное зондирование проведено в общей сложности по 3 профильным линиям различной длины: 2 — в стенки по бетону и 1 — в почву выработки. Шаг между точками зондирования составлял 0,2 м. Спектральное сейсмопрофилирование было проведено по тем же профильным линиям: 2 профиля в стенки

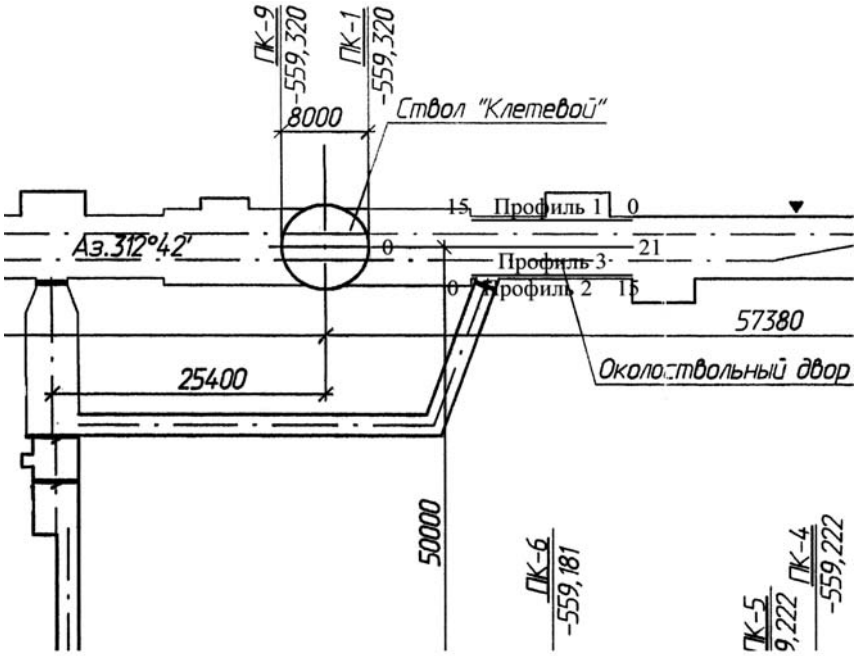


Рис. 1. Схема расположения профилей ССП и георадарного зондирования (профили совпадают) на горизонте –560 м шахты ДНК. Масштаб 1:500

по бетону и 1 профиль в почву выработки, шаг между точками составил 1 м (рис. 1). Выбор одних и тех же профилей как для ССП, так и для георадара обусловлен необходимостью получения информации о строении массива горных пород различными геофизическими приборами, использующими различные способы воздействия на массив горных пород.

Результаты зондирования. Зондирование методом ССП в стенки горной выработки показал наличие на профилях № 1 и 2 зон повышенной трещиноватости массива на всем протяжении профильной линии. Зона трещиноватости на профиле № 1 (рис. 2) простирается до глубины 16 — 19 м на протяжении профиля; в центре профиля наблюдается небольшое увеличение глубины до 23 м. На профиле № 2 (рис. 2) зона трещиноватости простирается на глубину до 20 м. Георадарное зондирование массива горных пород на профилях № 1 и 2 показало также наличие зоны трещиноватости (рис. 3). Зондирование массива в почву

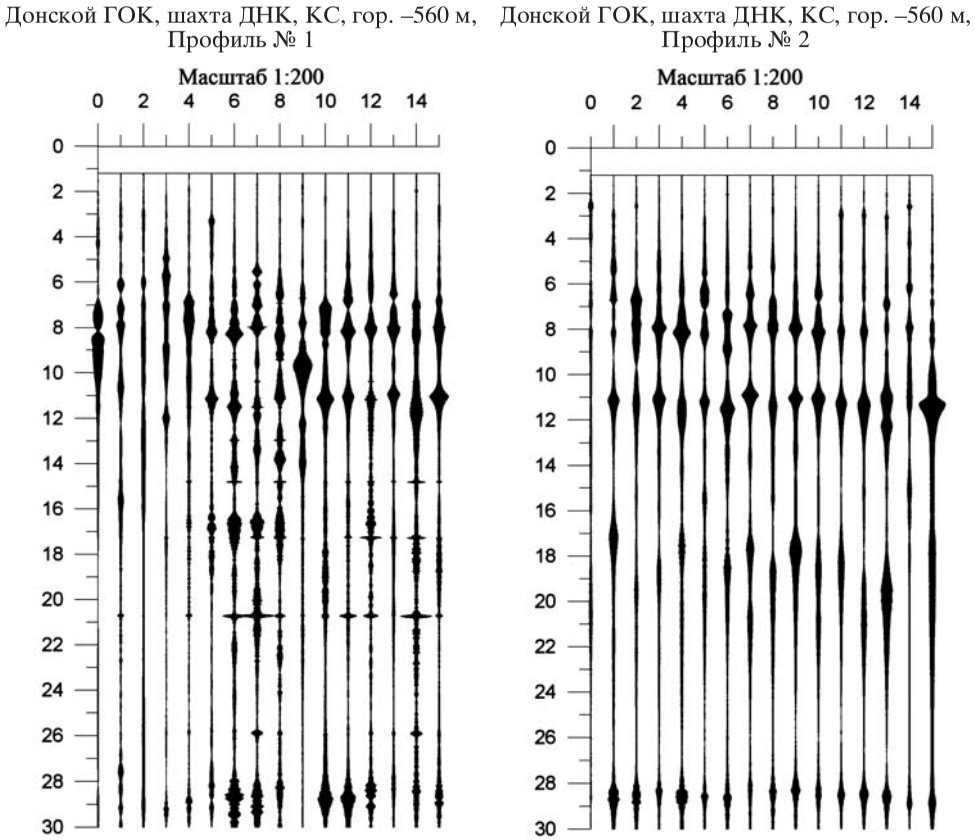


Рис. 2. Результаты исследований методом ССП на гор. –560 м шахты ДНК

Донской ГОК, шахта ДНК, КС, гор. –560 м, Профиль № 1

Донской ГОК, шахта ДНК, КС, гор. –560 м, Профиль № 2

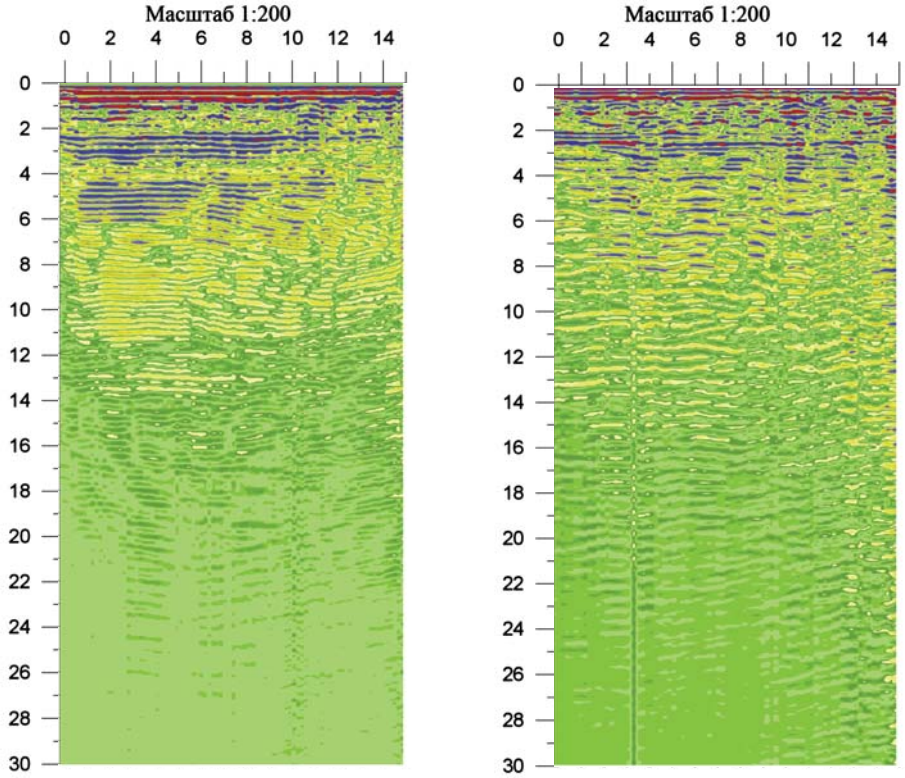


Рис. 3. Результаты исследований георадаром на гор. –560 м шахты ДНК

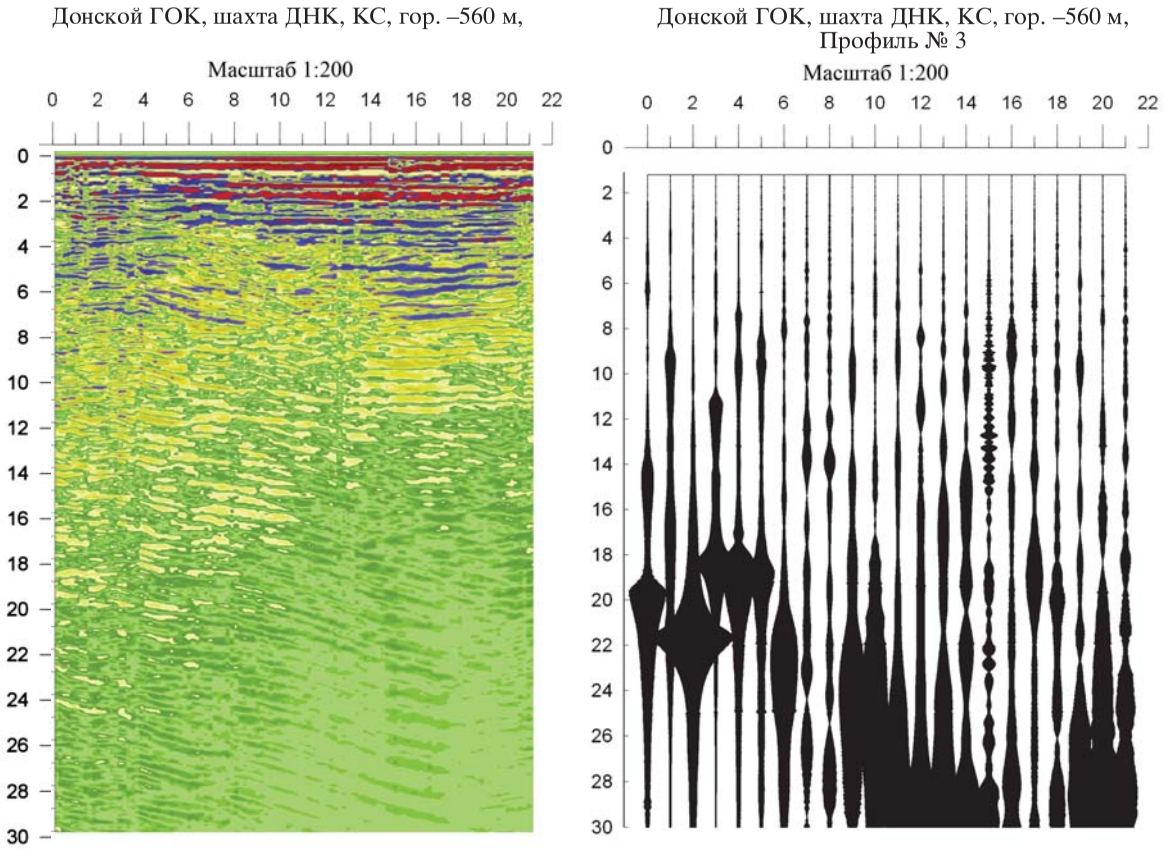


Рис. 4. Результаты исследований методом ССП и георадаром на гор. –560 м шахты ДНК

выработки методом ССП (рис. 4) показало наличие зоны трещиноватости на глубину до 28 м. Следует отметить, что глубина зоны трещиноватости изменяется от 20 м в начале профиля до 30 м в середине и достигает глубины 22 м в конце профиля. Георадарное зондирование в почву (рис. 4) позволило диагностировать зону трещиноватости массива горных пород до 24 м. В середине профиля наблюдается провал до глубины 28 м. Полученные разрезы свидетельствуют о наличии слабой трещиноватости массива горных пород на профилях, пройденных в бетонные стенки выработки и в почву выработки. Таким образом, можно заключить, что деформация крепи и приконтурного массива ствола, вызывающая расслоение массива по трещинам, отсутствует.

Применение георадара ГРОТ-10 на шахтах Донского ГОКа возможно как отдельно, так и вместе с аппаратурой ССП, используемой также для выявления зон повышенной трещиноватости в массиве. В отличие от ССП георадар ГРОТ-10 дает более детальную прорисовку структур и пустот, но на меньшую глубину, чем ССП. При сопоставлении результатов, полученных от ССП и георадара ГРОТ-10, мы наблюдали дополнение двух видов аппаратуры друг другом на данном диапазоне глубины. В отличие от ССП съемки георадаром ГРОТ-10 не могут быть произведены на участках, где установлены металлические конструкции (без бетона или аналогичного покрывающего металл материала), поэтому съемку георадаром ГРОТ-10 в шахтах можно будет применять непосредственно в грудь забоя и по выработкам, которые забетонированы (руддворы, камеры ДПК и т. п.). Считаем наиболее приемлемым использование георадара ГРОТ-10 для определения качества заполнения пустот и контроля на местах вывалооброзований.

Литература

1. *Гликман А.Г.* О принципах спектральной сейсморазведки. Геофизика XXI столетия: 2003—2004 годы / А.Г. Гликман // Сб. трудов Пятых и Шестых геофизических Чтений имени В.В. Федынского. — М. — Тверь: ООО Изд-во ГЕРС, 2005. — С. 370 — 375.

2. Определение физико-механических характеристик горных пород месторождений Донского ГОКа: отчет о НИР / СГИ; рук. Краев Ю.К. — Свердловск, 1985. — 34 с.

3. Вопросы подповерхностной радиолокации / под ред. А.Ю. Гринева. — М.: Радиотехника, 2005. — 416 с.

УДК 622.7.016.3:543.22

РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД ЖЕЗКАЗГАНА НА СЕРЕБРО

Н.Е. Сыздыков, С.А. Ефименко, О.Б. Абдыкенов

Характер распределения содержаний Ag в рудах месторождения Жезказган изучался с помощью энергодисперсионного рентгенофлюоресцентного 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 ОКК 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 современным конгломератом двух методик НСАМ: № 192-ЯФ и № 194-ЯФ [3, 4]. Прямому применению упомянутых методик препятствовали следующие особенности руд месторождения Жезказган:

— массовые концентрации Ag в каждой второй пробе, поступающей на анализ, были 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:

$$N_i = N_{\Sigma i} - N_{\text{ф}i} - N_{\text{р}i} - N_{xi}. \quad (1)$$

где N_i — «чистая» плотность потока рентгеновской флуоресценции элементов с порядковым номером i; $N_{\Sigma i}$, $N_{\text{ф}i}$, $N_{\text{р}i}$, 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

$$N_{\text{р}i} = a_1 N_{\text{нк}} + b_1 N_{\text{кг}}; \quad (2)$$

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

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

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 Сі, выведенный из известной формулы Клейна — Нишины — Тамма для дифференциального сечения рассеяния гамма-квантов [6], приближения М.А. Блохина [7] и зависимости $\sigma_j^{\text{р}} = \Phi(\mu_s)$, 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 — $E_{нк}$, 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.

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

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

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

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

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

$$W_{ij} = \frac{\mu_{ij}A_{ij}A_р}{bA_iK_р \sin\varphi}, \text{ если } E_j \leq E_{нк}, \text{ и } j \leq i; \qquad (9)$$

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

$$P_i = \frac{K_iA_р}{bR_рA_i}, \qquad (11)$$

$$Q_i = \frac{aK_i \sin\varphi}{bA_i}. \qquad (12)$$

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

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

$$A_{\text{р}} = \frac{\sin\varphi}{\sin\varphi} + \frac{\mu_{\text{р}i}}{\mu_{ui}}; \quad (14)$$

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

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

где μ_{ui}, $\mu_{\text{р}i}$, μ_{ij} — массовые коэффициенты ослабления первичного (u) и некогерентно рассеянного (р) излучения радионуклида (мишени) и аналитической линии элемента с порядковым номером i; $\sigma_j^{\text{р}}$ — 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_i^m — 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_u^i — массовый коэффициент поглощения первичного излучения в химически чистом элементе с порядковым номером i; a и b — постоянные коэффициенты, определяемые из графика зависимости $\sigma_j^{\text{р}} = \Phi(\mu_u)$ 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.

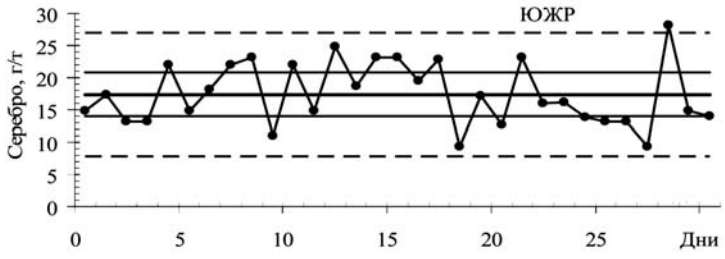


Рис. 1. Динамические ряды среднесуточных содержаний Ag в руде шахт ЮЖР и рудника в целом за декабрь 2004 г.
$C_{Ag(ср)}$; – – – – +/–2σ; —— +/–20 %

Для придания анализу большей наглядности на них нанесены средние содержания Ag в руде $C_{Ag(ср)}$, а также величины $C_{Ag(ср)}$ ± 20 % и $C_{Ag(ср)}$ ± 2σ (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 $C_{Ag(ср)}$ ± 2σ. Это указывает на удовлетворительный уровень колебаний Ag в суточных порциях руды. Среднесуточные содержания Ag в динамических рядах остальных рудников выходят за границы $C_{Ag(ср)}$ ± 2σ 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 частостей содержаний Ag в рудопотоках (рудоспуск, шахта, рудник) всех подземных рудников. Часть этих материалов включена в данную работу: на рис. 2 показаны кривые частостей содержаний Ag по шахтам № 45, 65, 67 и Южно-Жезказганскому руднику в целом. Анализ кривых однозначно указывает на то, что все они 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 ppm Ag / 1 % Cu].

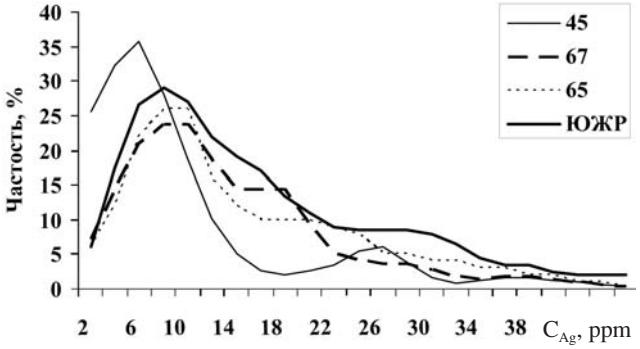


Рис. 2. Частость содержаний Ag в товарной руде шахт № 45, 65, 67 и ЮЖР в целом за июль 2005 г.

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, 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 Σ(Cu+Pb+Zn) по всем рудоспускам всех шахт (см. рис. 2), а также рассчитаны коэффициенты парной корреляции $R_{Ag(Cu)}$, $R_{Ag(Pb)}$, $R_{Ag(Zn)}$, $R_{Ag(Cu+Pb+Zn)}$ (табл. 2 и 3). Из полученных данных следует:

— реальные величины коэффициентов 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»; 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;

— 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 (см. табл. 3);

— по величине параметра «удельное содержание Ag» рудники составили следующий ряд: «Анненский» 5,94; Южный 13,50;

Таблица 1

Удельные содержания 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	$K_{уд(факт)}$ по РЛП-21	В том числе по рудоспускам					$K_{уд(факт)}$ по ОКК
		Р-1	Р-2	Р-3	Р-4	Р-7	
1	7,32	5,45	7,73	7,89	7,00	11,32	7,77
2	7,38	6,28	9,21	7,40	6,82	0	5,73
3	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

Таблица 2

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

Дата опробования	Шахта, рудник	Кол-во порций руды	Среднее содержание		Коэфф. коррел. $r_{(Ag/Cu)}$	Коэф. уравнения $C_{(Ag)} = aC_{(Cu)+b}$		$K_{(Ag)уд} = C_{Ag}/C_{Cu}$
			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	14 072	1,51	24,47	0,784	10,42	8,76	16,23
07.2004 г.	ЮЖР	27 658	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	13 275	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	15 457	1,39	20,96	0,662	11,66	4,70	15,03
12.2004 г.	ВЖР	24 996	1,23	19,04	0,665	12,37	3,88	15,53
09.2007 г.	АЖР	18 137	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

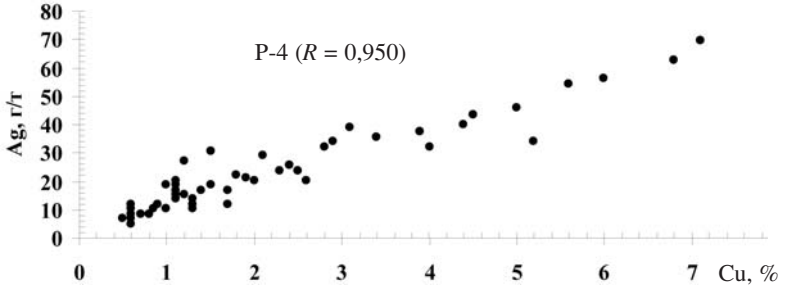


Рис. 3. Поле парной корреляции Ag и Cu в руде, отгруженной в рудоспуск Р-4 шахты № 67 ЮЖР в июле 2004 г.

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 показателю «удельное содержание серебра» следует использовать алгоритм Ag(ppm)/1 % $\left(\mathrm{Cu}+\sqrt[8]{\mathrm{Pb}+\mathrm{Zn}}\right)$ вместо применявшегося до этого алгоритма Ag(ppm)/1% (Cu + Pb + Zn). В этом случае коэффициент парной корреляции увеличивается от 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 забою 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

Таблица 3

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

Дата опробования	Рудоспуск	Кол-во порций руды	Среднее содержание		Коэф. коррел. $R_{Ag(i)}$	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

(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 показателю «удельное содержание Ag», взятому из генерального пересчета запасов. Были обработаны массивы данных РРА на Ag всех вагонных проб ОКК 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 показатели удельного содержания 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 / ВИМС. — М., 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 // М.: ВИМС, 1982. — 21 с.

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

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

7. *Блохин М.А.* Рентгеноспектральный справочник / М.А. Блохин, И.Г. Швейцер. — М., 1982. — 376 с.
8. *Сатпаева М.К.* Руды Жезказгана и условия их формирования / М.К. Сатпаева. — Алма-Ата, 1985. — 205 с.
9. *Сатпаева М.К.* Минералогия руд и зональность залежей Жезказганского месторождения (по материалам рудного района «Анненский») / М.К. Сатпаева, Т.И. Таненов. — Алматы, 1995. — 124 с.

УДК 622.235.5

АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ РЕШЕНИЙ ПЕРЕДВИЖНЫХ ВЗРЫВКАМЕР ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТОВ В КАРЬЕРАХ

С.П. Тарасов

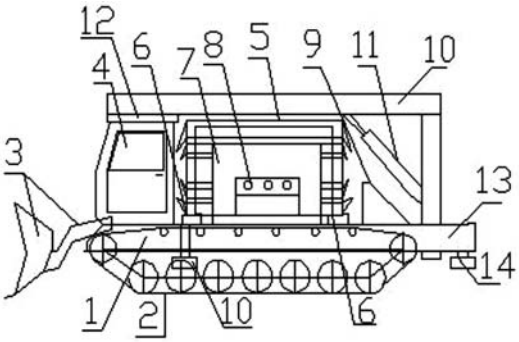
При добыче руды до трех процентов горной массы составляют негабаритные куски, за счет чего снижается производительность карьера и в целом добыча полезного ископаемого [1]. Это затрудняет ведение выемочно-погрузочных операций, транспортирование горной массы, а также подготовку и ведение буровзрывных работ. Вынужденное перемещение негабаритов в пределах карьера на относительно большие расстояния также требует значительных затрат.

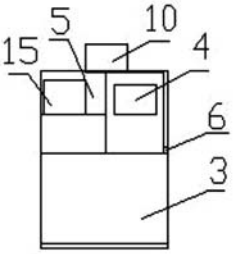
Наиболее эффективным из всех применяемых способов ликвидации негабаритных кусков является их разрушение в карьере при массовых взрывах, хотя требует решения ряда проблем, к которым относится длительная подготовка к взрыванию, остановка работы карьера, вывод людей и техники из карьера и т. д.

Опыт разработки скальных пород показывает, что прогрессивные способы ведения буровзрывных работ и увеличение размеров кондиционного куска за счет применения более мощного оборудования позволяют значительно снизить выход негабарита, но не исключают полного отказа от вторичного дробления, так как применяются либо более дешевые, но менее эффективные взрывчатые вещества, либо удельный вес взрывчатого вещества не соответствует нормам из-за экономии денежных средств. Все это ведет к увеличению выхода негабаритных кусков. Поэтому создание новых, более совершенных, способов вторичного дробления скальных горных пород на карьерах весьма актуально.

Повысить эффективность разрушения негабаритных кусков можно с помощью механизированной передвижной взрывкамеры, позволяющей значительно снизить ручной труд. В состав рассматриваемой передвижной взрывкамеры входит гусеничный транспортер или базовый автомобиль, на котором расположена кабина водителя с броневой защитой; кран грузоподъемностью до 10 т для подъема и перемещения специального укрытия со стрелой длиной до 20 м; буровая установка на стреле манипулятора, которая обеспечивает подготовку к вторичному взрыванию горных пород, ликвидации старых фундаментов и других строительных конструкций; буровое оборудование, аутригеры, а также специальное укрытие.

Работа передвижной взрывкамеры, которая изготавливается в различных вариантах (рис. 1 — 5), заключается в следующем: экипаж передвижной взрывкамеры, состоящий из водителя-крановщика и взрывника, подъезжает к участку карьера, на котором предварительно складируются негабаритные куски. При не-





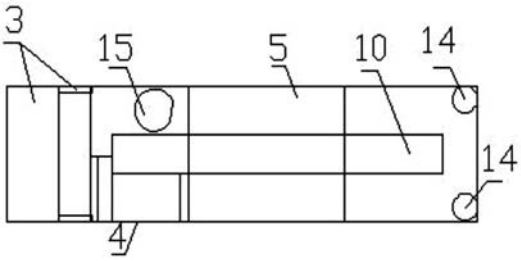


Рис. 1. Передвижная взрывкамера на гусеничном ходу: *1* — транспортное средство (гусеничный транспортер); *2* — гусеничный движитель; *3* — рабочий орган (бульдозер) с креплением; *4* — кабина; *5* — специальное укрытие, *6* — подставка под специальное укрытие; *7* — укрытие для оборудования; *8* — пульт управления взрывом; *9* — компрессор с буровым инструментом; *10* — кран; *11* — гидравлический поршень крана; *12* — подставка для консоли крана; *13* — платформа для установки крана; *14* — аутригеры; *15* — манипулятор с буровой насадкой

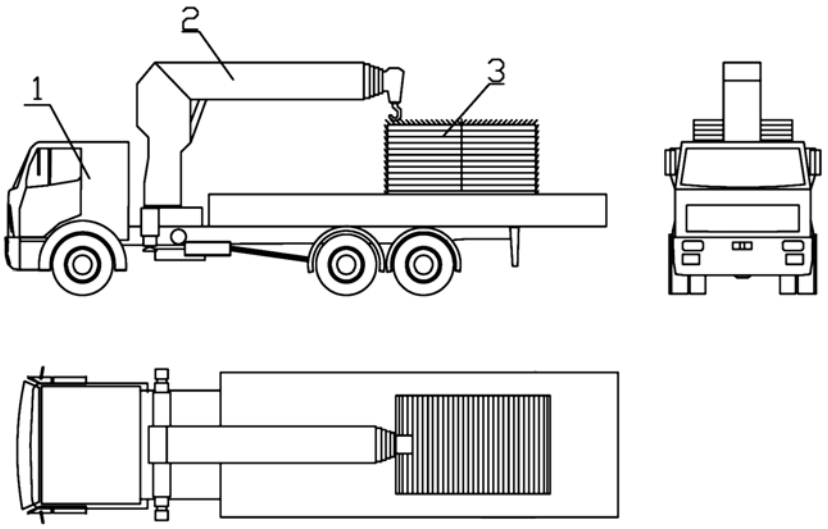


Рис. 2. Передвижная взрывкамера на автомобильном ходу:
1 — транспортное средство (автомобиль); *2* — кран; *3* — специальное укрытие

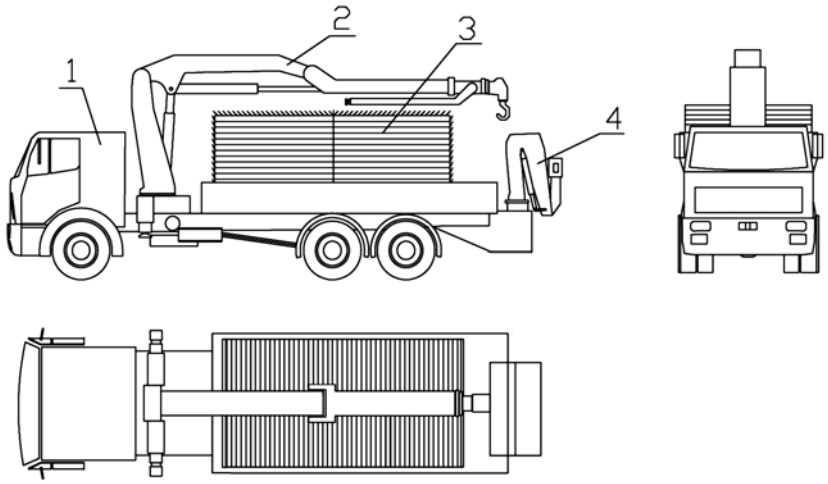


Рис. 3. Передвижная взрывкамера с двумя рабочими органами:
1 — транспортное средство (автомобиль); *2* — кран с буровой установкой; *3* — специальное укрытие; *4* — манипулятор с буровой установкой

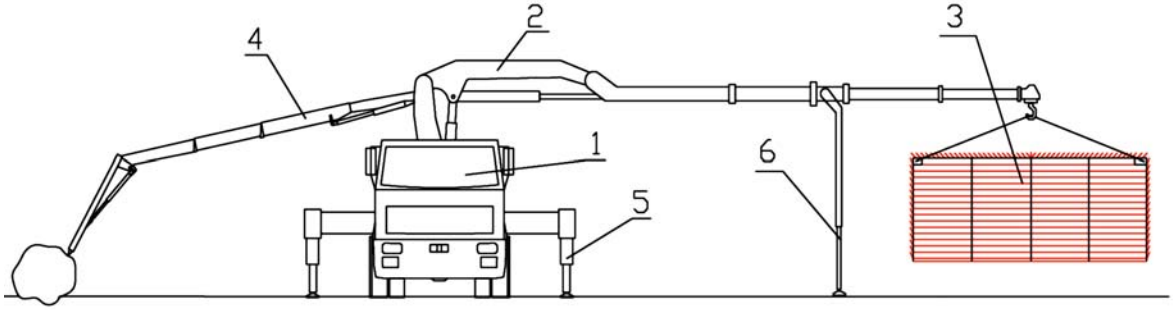


Рис. 4. Передвижная взрывкамера в рабочем положении:
1 — транспортное средство (автомобиль); *2* — кран с буровой установкой; *3* — специальное укрытие; *4* — манипулятор с буровой установкой; *5* — аутригеры, *6* — дополнительная опора

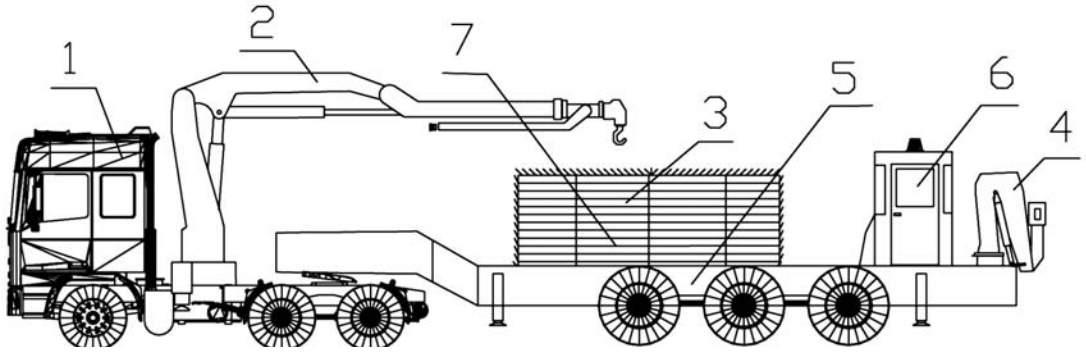


Рис. 5. Передвижная взрывкамера на полуприцепе:
1 — транспортное средство (автомобиль); *2* — кран с буровой установкой; *3* — специальное укрытие; *4* — манипулятор с буровой установкой; *5* — полуприцеп; *6* — специальное укрытие для экипажа; *7* — пневмостанция

обходимости эти негабаритные куски перемещаются рабочим органом передвижной взрывкамеры на удобное для взрывания место. Крановщик с помощью навесного оборудования бурит в негабаритном куске шпур, взрывник закладывает в него взрывчатку и подводит детонирующий шнур. После этого крановщик переставляет с платформы автомобиля специальное укрытие на негабарит, если производится не массовый взрыв, предварительно подготовив автомобиль к данной операции, и закрепляется на месте. Экипаж укрывается в бронированной кабине передвижной взрывкамеры, откуда производится управление взрывом. После осуществления взрыва специальное укрытие поднимается с поверхности земли и устанавливается краном на следующий негабарит или обратно на передвижную платформу и транспортируется до следующего склада негабаритов.

При создании конструкции спецукрытия должно учитываться то, что скорость детонационного превращения составляет 5 — 10 км/с. Это означает, что заряд ВВ массой в 1,2 килограмма превращается в облако раскаленных газов всего за одну стотысячную долю секунды. При этом развивается мощность 600 миллионов киловатт, а давление в продуктах взрыва превышает 1,0 тыс. МПа [3].

Использование передвижной взрывкамеры на горных предприятиях 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.

Основные достоинства разрушения негабаритных кусков с помощью передвижной взрывкамеры заключаются в следующем: не требуется полная остановка карьера и вывод людей и техники из карьера; возможно взрывание негабарита практически в любом месте карьера без помощи дополнительной техники; подготовка негабаритов к массовому взрыву требует меньше

времени и трудовых средств; снижается трудоемкость работ и риск некоторых профессиональных заболеваний, связанных с работой в карьере.

Литература

1. *Маторин А.С.* Исследование эффективности вторичного дробления горных пород на карьерах сосредоточенными динамическими нагрузками: дис. … канд. техн. наук / А.С. Маторин; ИГД Минчермета. СССР. — Свердловск, 1970. — 206 с.

2. *Падуков В.А.* Разрушение гонных пород при ударе и взрыве / В.А. Падуков, В.А. Анатоленко, Д.С. Аодозерский. — Л: Наука, 1971. — 160 с.

3. *Шифрин Е.И.* Взрывание в стенных условиях на объектах энергетического строительства СССР / Е.И. Шифрин, М.Б. Эткин. — М.: МГГУ, 1981. — 42 с.

УДК 621.926.22

КОНСТРУКТИВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ СОВРЕМЕННЫХ ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК УРАЛМАШЗАВОДА

В.О. Фурин, О.А. Великанова, А.А. Холодков

В 2009 г. на Уралмашзаводе изготовлены и отгружены заказчикам щековые дробилки крупного дробления с приемным отверстием 1500×2100 мм и 1200×1500 мм. Заказчики — ОАО «Стойленский ГОК, ОАО «Кузбассразрезуголь» и ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Уралмашзавод с начала 1950-х до середины 1960-х гг. наряду с конусными дробилками, производил щековые дробилки нескольких типоразмеров. Эти машины хорошо зарекомендовали себя: некоторые из них работают на отечественных предприятиях до настоящего времени. В 1960-х гг. в связи с большой загрузкой Уралмашзавода по выпуску конусных дробилок изготовление щековых дробилок по решению Минтяжмаша СССР было передано на Волгоцеммаш (Самарская область). В конце 1990-х гг. Волгоцеммаш перестал выпускать щековые дробилки вследствие изменения собственника и перепрофилирования предприятия.

В связи с дефицитом, возникшим в этом сегменте рынка, свои щековые дробилки российским предприятиям стали предлагать зарубежные производители: Metso Minerals (Финляндия),

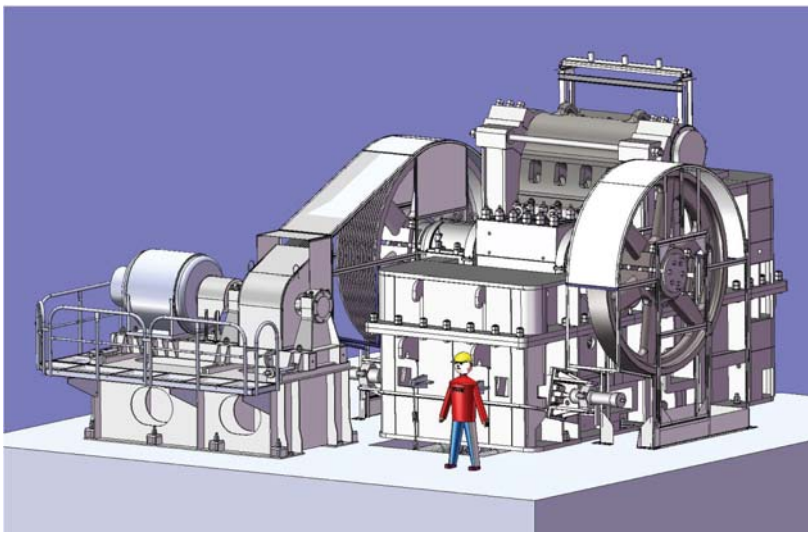


Рис. 1. Общий вид щековой дробилки ЩДП-15×21У

Telsmith (США), китайские компании. По этой причине было принято решение возобновить производство щековых дробилок на Уралмашзаводе (рис. 1 и 2).

На основании проведенных маркетинговых исследований был принят типоразмерный ряд щековых дробилок, ранее выпускавшийся Уралмашзаводом, — с размерами приемного отвер-

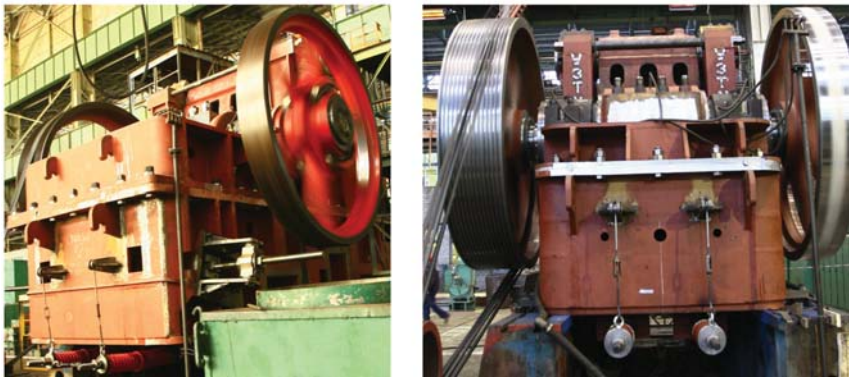


Рис. 2. Щековые дробилки в сборочном цехе Уралмашзавода: ЩДП-15×21У (*слева*) и ЩДП-12×15У (*справа*)

стия 900×1200, 1200×1500, 1500×2100 мм. Но конструкция новых щековых дробилок должна включать в себя все прогрессивные решения, достигнутые за эти годы в мировой практике.

На начальном этапе проектирования важной задачей стал сбор информации об опыте эксплуатации дробилок на предприятиях. Организованы выезды специалистов на места эксплуатации отечественных и импортных дробилок. Проведенные исследования позволили разработать современную техническую концепцию щековых дробилок. При сохранении надежной проверенной эксплуатацией традиционной кинематической схемы удалось создать новые конкурентные преимущества: дистанционное регулирование разгрузочной щели; эффективную систему предохранения от поломки при попадании недробимого тела; автоматическую централизованную систему смазки; систему контроля уровня загрузки; современные средства монтажа; систему управления и диагностики и др.

В новых щековых дробилках Уралмашзавода применен ряд новых конструктивных решений. В частности, машина, изготовленная по заказу ОАО «Стойленский ГОК», — первая российская щековая дробилка с дистанционным регулированием разгрузочной щели (рис. 3). Ранее приходилось останавливать дробилку и тратить несколько часов на регулирование разгрузочной щели, увеличивающейся вследствие износа дробящих плит. Теперь такая регулировка возможна простым нажатием кнопки.

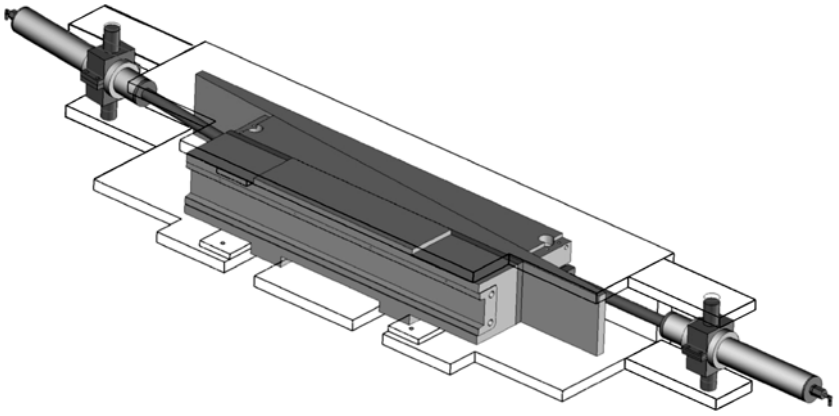


Рис. 3. Система дистанционного регулирования выходной щели щековой дробилки ЩДП-15×21У

В состав системы входят: два регулировочных клина; два гидроцилиндра с измерителями перемещения штока; гидроагрегат с пультом местного управления. Рабочее усилие для перемещения клиньев создается гидроцилиндрами двойного действия, привод которых осуществляется от гидроагрегата. Клинья самотормозящего типа, так что рабочие усилия на них не вызывают выдавливания клиньев. В штоки гидроцилиндров встроены стержневые измерители перемещения, отслеживающие перемещение штока. Индикация перемещения штока и связанного с этим изменения ширины разгрузочной щели производится на пульте управления дробилкой.

Дробилка может поставляться с альтернативными винтовыми механизмами перемещения клиньев, привод которых осуществляется с помощью гидравлического гайковерта.

Система позволяет облегчить процесс регулирования разгрузочной щели и в несколько раз сократить время простоя при регулировании.

Самая большая составная часть дробилки — станина изготовлена сварной вместо традиционно литой. Это позволило повысить качество станины за счет более прогнозируемых прочностных свойств листового металла и сократить сроки ее изготовления. Станина состоит из двух частей — нижней и верхней, соединяемых по фланцу болтами. Верхняя часть имеет кованые вставки в опорах главного вала и подвижной щеки. Передняя и задняя стенки станины для повышения прочности конструкции изготавливаются коробчатого сечения, основные сварные швы проходят ультразвуковой контроль. Станина рассчитана на прочность при действии максимальных нагрузок и на выносливость под действием рабочих нагрузок. Прочностной расчет станины выполнялся методом конечных элементов с использованием современных методов.

Главный вал состоит из основных частей: эксцентрикового вала, корпуса шатуна с крышкой, шкива и маховика. По требованию заказчика главный вал может поставляться в варианте с подшипниками качения или скольжения, а также со встроенными на концах фрикционными муфтами, обеспечивающими защиту дробилки от перегрузок. Базовым же средством предохранения дробилки от поломки при попадании недробимого тела являются фиксаторы подвижной щеки (рис. 4), установленные на внутренних боковых стенках станины и приводимые в действие от электромагнитов. При нормальной работе дробилки электро-

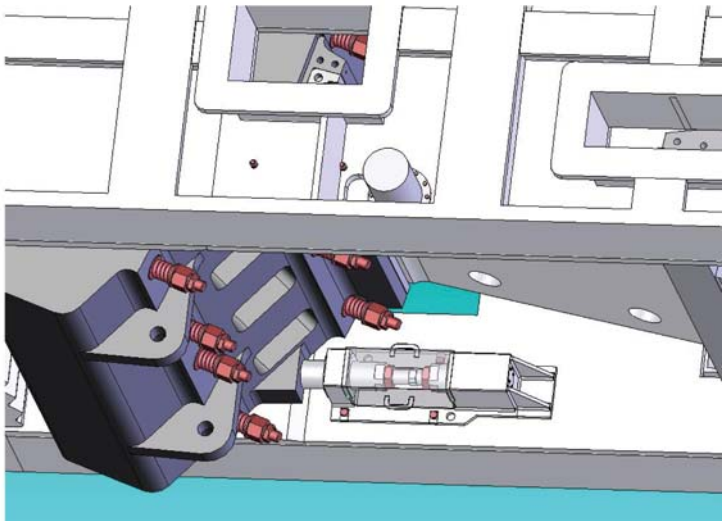


Рис. 4. Фиксатор подвижной щеки

магнит включен, шток электромагнита втянут и толкатель с винтом перемещается синхронно с подвижной щекой. При возникновении перегрузки главного привода по току или при штатном отключении главного привода электромагнит отключается, в результате чего шток электромагнита под воздействием пружины фиксирует толкатель винтом, тем самым, разрывая кинематическую цепь привода подвижной щеки.

Корпус подвижной щеки изготавливается из стального литья. Для обеспечения требуемой прочности и жесткости он выполнен коробчатого сечения с утолщенной до 100 мм передней стенкой. Ось подвижной щеки — кованая из легированной никелевой стали.

Дробилки оснащаются автоматической густой смазкой, системой контроля уровня загрузки, устройством защиты от перегрузок.

Система контроля уровня загрузки камеры дробления (рис. 5), предназначена для исключения перегрузки дробилки и ее завала. Контролю подлежат рабочий и максимальный уровни материала в камере дробления. Им соответствуют контролируемые расстояния от ультразвукового датчика. При превышении рабочего уровня в систему управления питателем подается сиг-

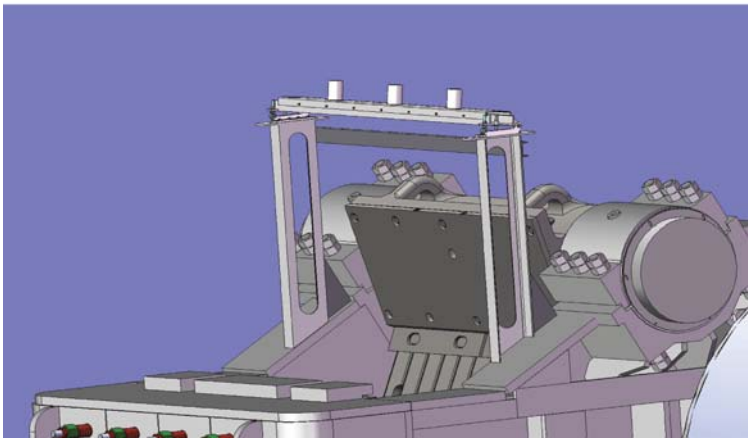


Рис. 5. Система контроля уровня загрузки

нал на снижение скорости подачи материала. При превышении максимального уровня вследствие попадания негабарита подается сигнал на полное прекращение подачи материала, а последующее включение питателя производится оператором после удаления или разрушения негабарита.

Перед отгрузкой заказчикам все машины проходят контрольную сборку и испытания в сборочном цехе. В процессе испытаний проводится контроль правильности сборки, зазоров, температуры подшипниковых узлов, проводятся необходимые регулировки.

Сегодня щековые дробилки являются востребованным на рынке оборудованием. Они широко используются в строительной индустрии и на горно-обогатительных комбинатах. Уралмашзавод приложит все усилия, чтобы выпускаемые им щековые дробилки соответствовали современным требованиям, как в части технологических показателей, так и в части эксплуатационной надежности. Мы также готовы рассмотреть требования заказчиков по специальным исполнениям дробилок, если таковые необходимы по конкретным условиям эксплуатации.

УДК 622.271.3.06:621.926:621.86.016

КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ПОЛУСТАЦИОНАРНЫХ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УСТАНОВОК УРАЛМАШЗАВОДА

В.О. Фурин, А.А. Холодков

Для ряда горнодобывающих предприятий повышение эффективности открытых горных работ может быть достигнуто заменой доли дорогостоящего автомобильного транспорта на более дешевый конвейерный транспорт при использовании циклично-поточной технологии (ЦПТ) и расположением дробильно-перегрузочных установок (ДПУ) в непосредственной близости от добычных забоев. ДПУ обеспечивают подачу на конвейер горной массы заданной кусковатости и состоят, в основном, из накопительной емкости — бункера, дробилки и набора конвейеров.

В зависимости от схемы работы и места установки дробильно-перегрузочные установки подразделяют на самоходные, полустационарные (передвижные, переносные) и стационарные.

На большинстве крупных рудных предприятий по мере развития горных работ обосновано перемещение ДПУ в вертикальном и горизонтальном направлениях для установки на новое место с целью приближения ее к забою. В связи с этим наиболее востребованными здесь являются передвижные и переносные полустационарные ДПУ. Исторически Уралмашзавод поставлял дробильное оборудование для технологических линий ЦПТ, а встраивание и увязка машин осуществлялись проектными организациями заказчика. В настоящее время все большее внимание уделяется решению задач заказчика путем комплектной поставки комплексов ЦПТ и ДПУ к ним.

На сегодняшний день Уралмашзавод предлагает ДПУ с конусными дробилками ККД-1350/160, ККД-1500/180 и щековыми дробилками ЩДП-12×15У, ЩДП-15×21У.

В 2009 г. Уралмашзаводом разработан и представлен потенциальному заказчику — Центральному ГОКу (Украина, г. Кривой Рог) проект переносной ДПУ-2000 «сборно-разборного» типа для Глееватовского карьера (рис. 1 и 2). «Сборно-разборная» конструкция установки обеспечивает возможность перемещения её модулей на новое место стояния с помощью обычных транспортных средств грузоподъемностью до 100 т.

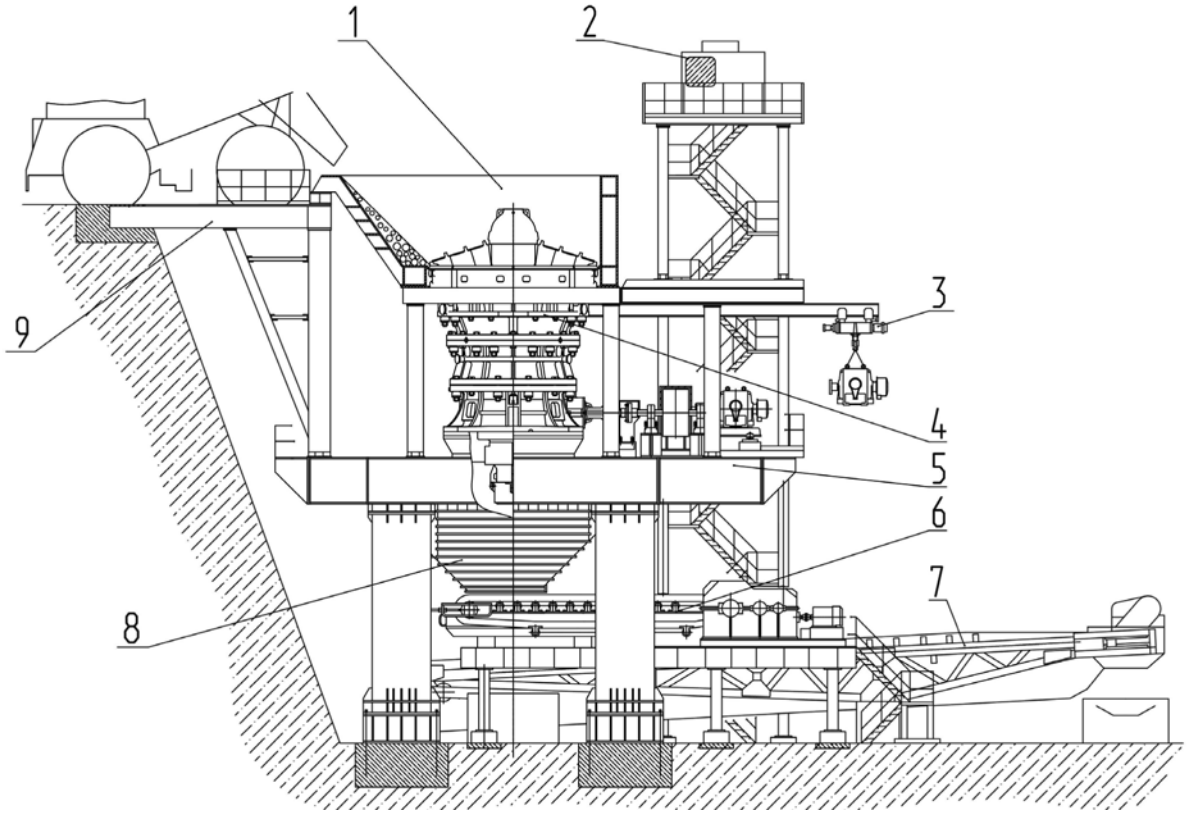


Рис. 1. Общий вид дробильно-перегрузочной установки ДПУ-2000:
1 — приемный бункер; *2* — кабина управления; *3* — грузоподъемное оборудование; *4* — дробилка ККД-1500/180; *5* — опорная металлоконструкция; *6* — пластинчатый питатель; *7* — передаточный конвейер; *8* — разгрузочный бункер; *9* — разгрузочная эстакада

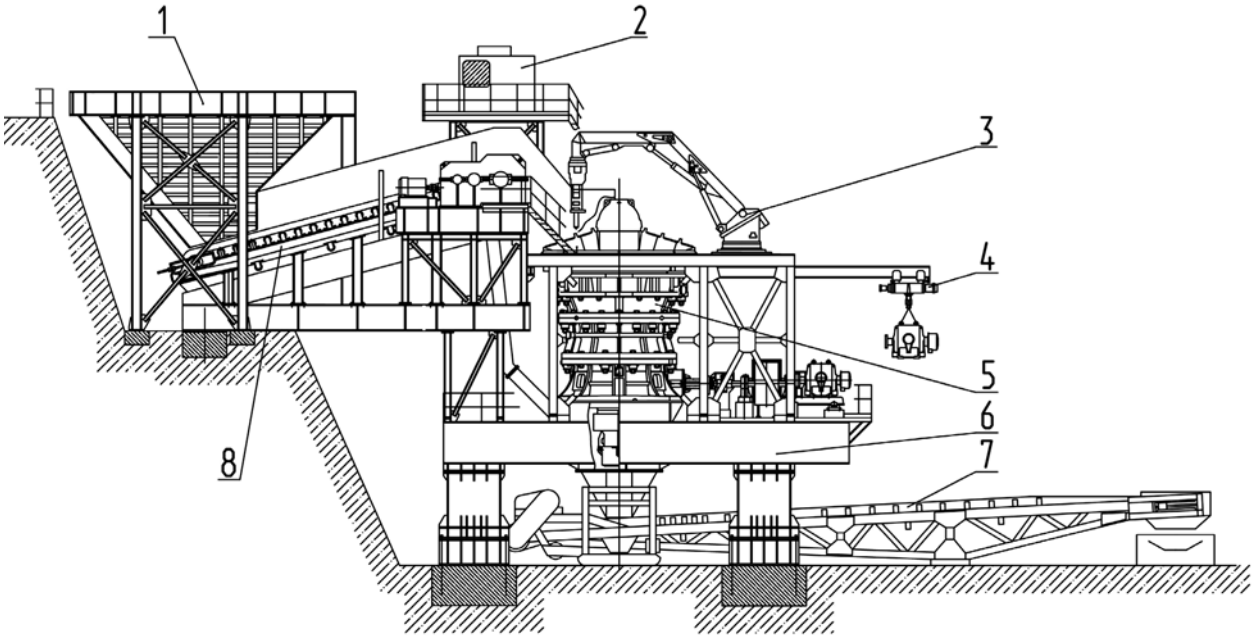


Рис. 2. Общий вид дробильно-перегрузочной установки ДПУ-2000 (вариант исполнения):
1 — бункер; *2* — кабина управления; *3* — манипулятор; *4* — грузоподъемное оборудование; *5* — дробилка ККД-1500/180; *6* — опорная металлоконструкция; *7* — передаточный конвейер; *8* — пластинчатый питатель

Согласно проекту ЦПТ, разработанному институтом «Кривбасспроект», в карьере предусматривается целик размерами примерно 100×100 м для установки ДПУ.

В состав ДПУ-2000 входят следующие основные элементы: дробилка ККД-1500/180, опорная металлоконструкция дробилки с приемным и разгрузочным бункерами, пластинчатый питатель, передаточный конвейер, разгрузочная эстакада, кабина управления, комплект лестниц, площадок и ограждений, вспомогательные металлоконструкции, вспомогательное оборудование, система управления установкой.

Взорванная в забое руда транспортируется автосамосвалами к месту стояния установки и загружается автосамосвалами с разгрузочных эстакад непосредственно в приемный бункер над дробилкой. Разгрузка дробленой горной массы из дробилки производится в разгрузочный бункер опорной рамы. Через выпускное отверстие разгрузочного бункера материал поступает на пластинчатый питатель, который далее перегружает его на передаточный конвейер.

Дробилка ККД-1500/180 является базовым элементом ДПУ-2000. Конструкция основных систем, узлов и деталей дробилки взаимозаменяема с подобными элементами дробилок ККД-1500/180, эксплуатирующихся на крупных горно-обогатительных комбинатах Кривого Рога. Дробилка оснащена системами контроля размера разгрузочной щели и ее дистанционного регулирования; системой жидкой смазки, системой автоматической густой смазки, встроенными средствами механизации операций по ее обслуживанию. На металлоконструкцию дробилка устанавливается через цинковую подливку, которая обеспечивает опирание подошвы станины по всей ее площади и снижение вибрации, передаваемой от дробилки на опорную раму. В комплект дробилки входят главный и вспомогательный электроприводы, система их управления и контроля.

Опорная металлоконструкция дробилки состоит из опорной рамы и силовой надстройки. Опорная рама представляет собой собранную из шести сварных секций на высокопрочных болтах металлоконструкцию из стали 10ХСНД. Рама имеет 4 опорные «ноги», базирующиеся на промежуточные съемные «башмаки», высотой 1 м. Башмаки опираются на железобетонный фундамент толщиной 1,5 м. В нижнюю часть опорной рамы интегрирован разгрузочный бункер установки, предназначенный для приема дробленой руды. Своей нижней частью разгрузочный бункер сопрягается с приемной частью пластинчатого пита-

теля. Разгрузочный бункер облицован футеровками из высокомарганцовистой стали для защиты от абразивного износа потоком дробленого материала. Конструкция опорной рамы способна выдерживать конструктивные и технологические нагрузки в течение всего срока службы установки.

Силовая надстройка представляет собой пространственную металлоконструкцию, в верхнюю часть которой интегрирован приемный бункер дробилки. На силовой надстройке установлена кабина управления установкой, на ней также размещаются лестницы, площадки для обслуживания, опоры вспомогательных устройств и механизмов. Крыша надстройки опорной рамы имеет съемную часть, обеспечивающую доступность составных частей дробилки для демонтажа (монтажа) с помощью крана.

Пластинчатый питатель тяжелого типа длиной 9 м с полотном шириной 2400 мм предназначен для выгрузки дробленого материала из нижнего бункера (расположенного под дробилкой) и перегрузки его на разгрузочный конвейер. Привод питателя размещен в его головной части.

Передаточный конвейер (ленточный) предназначен для перегрузки поступающего с пластинчатого питателя дробленого материала на магистральный конвейер. Одновременно конвейер выполняет функцию подборщика просыпи из-под пластинчатого питателя. Ширина ленты конвейера 2000 мм. Опорная рама конвейера представляет собой собранную на высокопрочных болтах из двух сварных частей металлоконструкцию. Для повышения маневренности рама в головной и хвостовой части опирается на салазки. Привод конвейера осуществляется от электродвигателя мощностью 90 кВт. Привод расположен в головной части конвейера. Устройство для натяжения ленты установлено в хвостовой части конвейера и приводится от электродвигателя мощностью 5,5 кВт через червячный редуктор и винтовую передачу.

В комплект передаточного конвейера входят электропривод, система управления и контроля. Пуск и отключение двигателей привода и натяжения производится как из кабины управления, так и с местного поста.

Разгрузочная эстакада предназначена для подъезда автосамосвалов к приемному бункеру дробилки. Она представляет собой пространственную металлоконструкцию, опирающуюся на подготовленные площадки на разных уровнях уступа.

Кабина управления предназначена для управления установкой, контроля рабочих параметров ее агрегатов, систем и меха-

низмов. Кабина вибро- и шумо-изолированна, герметична, снабжена системами кондиционирования и обогрева воздуха.

Лестницы, площадки и ограждения предназначены для установки вспомогательного оборудования, формирования мест для обслуживания установки и ее составных частей, организации безопасных проходов. Они представляют собой металлоконструкции, опирающиеся на элементы надстройки и опорной рамы.

К вспомогательным металлоконструкциям относятся: направляющие для перемещения локальных грузоподъемных средств, укрытия (боксы) для смазочного и электрического оборудования и другое.

К вспомогательному оборудованию относятся: локальные грузоподъемные средства (тали, тельферы, гидравлические домкраты), сварочная установка, компрессорная установка, система освещения и другое.

Система управления установкой представляет собой систему верхнего уровня для агрегатов и систем, входящих в состав установки. Она получает информацию и передает управляющие сигналы в «агрегатные» системы управления. Система управления установкой размещается в кабине.

Для разрушения негабаритных кусков, попадающих в дробилку, установка может комплектоваться гидромолотом.

Монтаж установки, операции по замене крупных корпусных деталей производятся с помощью мостового крана грузоподъемностью 160 т. Обслуживание небольших механизмов, систем и элементов установки производится с помощью локальных средств грузоподъемностью от 1 до 10 т. Срок монтажа ДПУ-2000 — два месяца.

Для перемещения установки на новое место она разбирается на составные части массой не более 100 т и перевозится с помощью универсальных транспортных средств.

Передаточный конвейер вытягивается из-под модуля дробилки с помощью тягача (через жесткую сцепку) и лебедки. Наличие на передней и задней опорах конвейера салазок повышает его маневренность.

Преимуществом дробильно-перегрузочных установок Уралмашзавода по сравнению с импортными аналогами являются: применение в составе комплекса базовых машин и агрегатов, широко применяющихся и хорошо зарекомендовавших себя на горнодобывающих предприятиях России и СНГ; низкие эксплуатационные затраты; простота монтажа и ремонтопригодность.

УДК 550.838

ТОМОГРАФИЧЕСКАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ДАННЫХ МАГНИТОРАЗВЕДКИ С ЦЕЛЬЮ УТОЧНЕНИЯ МОРФОЛОГИИ НИКЕЛЕНОСНОЙ ИНТРУЗИИ

А.Ф. Шархимуллин

Сульфидное медно-никелевое оруденение Кингашского массива, расположенного в северо-западной части Восточного Саяна, пространственно и генетически связано с интрузивными породами перидотитового состава раннепротерозойского возраста. Кингашское месторождение расположено в пределах Канского зеленокаменного пояса, имеющего протяженность свыше 150 км при ширине от 5 до 30 км, который по структуре, составу и характеру проявления слагающих его пород подобен известным зеленокаменным поясам Земли [1]. По геологическому строению, условиям залегания, рудно-петрографическим особенностям Кингашское месторождение во многом схоже с месторождениями рудного поля Камбалда в Западной Австралии, являющимися крупными по запасам и достаточно богатыми по содержанию никеля.

Одним из основных методов изучения медно-никелевых месторождений является магниторазведка, однако морфология магнитного поля над этими объектами обычно является сложной. Это объясняется тем, что магнитные свойства рудоносных интрузий определяются первичным минеральным составом пород и степенью их вторичных изменений. Установлено, что основным носителем магнетизма для Кингашского месторождения является магнетит, причем этот минерал практически отсутствует в несерпентинизированных разностях, а его содержания зависят от степени проявления процесса серпентинизации [2].

На карте изодинам аномального магнитного поля $(\Delta T)_a$ (рис. 1), построенной по результатам наземной съемки, отчетливо выделяются две крупные аномальные области, разделенные зоной центрального рудоконтролирующего Кингашского разлома. Протяженность Юго-Западной аномальной области $(\Delta T)_a$ с северо-запада на юго-восток около 7 км. Северо-Восточная аномальная область $(\Delta T)_a$ протягивается в том же направлении на расстояние около 13 км и выходит в нормальное магнитное поле. Магнитное поле в пределах этих аномальных областей имеет сложное строение: каждая область включает в себя целый ряд

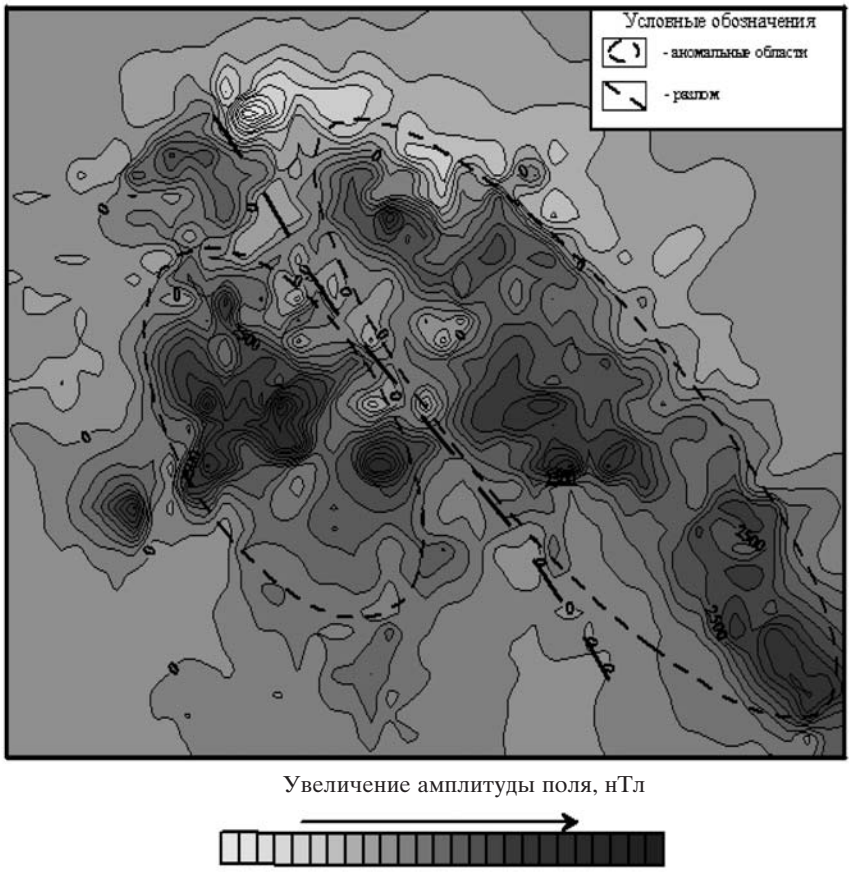


Рис. 1. Карта изодинам аномального магнитного поля $(\Delta T)_a$

различно ориентированных аномалий разной интенсивности, что весьма затрудняет не только количественную, но и качественную интерпретацию геофизических материалов.

По результатам высокоточной крупномасштабной аэромагнитной съемки в пределах Кингашского рудного района выделен ряд локальных магнитных аномалий, предположительно обусловленных потенциально никеленосными массивами базит-гипербазитового состава. Однако получить представление о строении этих массивов в условиях высокой изменчивости их магнитных характеристик при имеющемся дефиците петрофи-

зической информации также весьма сложно. Автором была предпринята попытка интерпретации материалов аэромагнитной съемки масштаба 1:25 000 над Кингашским месторождением путем применения псевдогравитационного преобразования результатов полевых измерений с последующим выполнением томографических построений.

Томографический подход — современное направление в интерпретации геопотенциальных полей, основанное на применении фильтрационных или аппроксимационных алгоритмов приближенного восстановления послойного распределения петрофизических параметров при минимуме априорной информации о возмущающих объектах [3]. Как правило, эти алгоритмы используют сеточные модели геологической среды; обеспечивают обработку больших объемов исходных данных при сравнительно малых затратах машинного времени; допускают многовариантное построение пространственных распределений геоплотностных (геомагнитных) неоднородностей; их программная реализация предусматривает разнообразные способы визуализации полученных результатов (трехмерные диаграммы, их вертикальные и горизонтальные сечения, разрезы, срезы и т. п.). Развитие томографического подхода к интерпретации геопотенциальных полей обусловлено потребностями геофизической отрасли в оперативном анализе весьма значительных объемов цифровых данных и тесно связано с возросшими вычислительными возможностями компьютеров, а также с современными способами визуализации геоизображений. Результаты томографической интерпретации материалов гравиметрической и магнитной съемок в большинстве случаев хорошо согласуются с имеющимися представлениями о геологическом строении исследуемых площадей и подтверждаются данными других геофизических методов (в частности сейсморазведки), а также бурением. Имеются многочисленные примеры эффективного решения широкого круга геологических задач как картировочного, так и прогнозно-поискового характера в различных регионах России и за рубежом, полученные с использованием интерпретационных технологий, базирующихся на томографическом подходе [3].

Практическое применение фильтрационных алгоритмов томографического подхода в магнитометрии ограничено, в частности, наличием «аномалий сопровождения», не связанных напрямую с физическими параметрами возмущающих объектов. Например, магнитная аномалия ΔZ над вертикально падающим на-

магниченным по падению пластом состоим из центрального максимума и двух минимумов, которые при трансформации поля могут неверно отождествляться с объектами, обладающими обратной намагниченностью.

Для устранения эффекта наложения положительных и отрицательных областей соседних аномалий магнитного поля предлагается строить карты псевдогравитационного поля Δg_{ps}, которые позволяют более четко и ясно, чем исходные карты магнитного поля, увидеть общую картину геологического строения изучаемой территории. Псевдогравитационное поле может быть получено с применением алгоритма, базирующегося на истокообразной аппроксимации [4]; для интерпретации аномалий Δg_{ps} применимы все методы, разработанные для аномалий силы тяжести.

В разработанной автором программе APXGravity заложен алгоритм, также основанный на истокообразной аппроксимации гравитационного поля, в котором для выделения источников, локализованных между заданными глубинами, используется пересчет поля в верхнее полупространство на различные уровни h [5]. В первом приближении после пересчета поля на высоту h_1 мы исключаем влияние источников, лежащих выше некоторой эффективной глубины $h_{эф1}$. Соответственно, результаты пересчета поля на высоту h_2 ($h_2 > h_1$) не содержат влияния источников, лежащих выше эффективной глубины $h_{эф2}$. Аномальный эффект горизонтального слоя горных пород, расположенного между глубинами h_1 и h_2, отождествляется с разностью пересчитанных вверх полей Δg_{h1} — Δg_{h2}, при $h_1 < h_2$ (в нашем случае Δgps_{h_1} — Δgps_{h_2}) [6]. С помощью данной программы были построены «гравитационные» эффекты от горизонтальных слоев с различными значениями глубин h_1 и h_2 (рис. 2, Б), а также 3D-диаграмма псевдогравитационного поля (рис. 2, В).

Результаты преобразования $\Delta T \rightarrow \Delta g_{ps}$ иллюстрирует рис. 2, А.

Следует отметить, что различные срезы и сечения трехмерной диаграммы псевдогравитационного поля позволяют получить представление о морфологии Кингашского интрузивного массива и оконтурить в его пределах наиболее магнитные (предположительно — более рудоносные блоки). Остается открытым вопрос о реальных глубинах слоев, выделяемых в процессе интерпретации поля Δg_{ps}. Поэтому переход от томографических построений к адекватным физико-геологическим моделям сре-

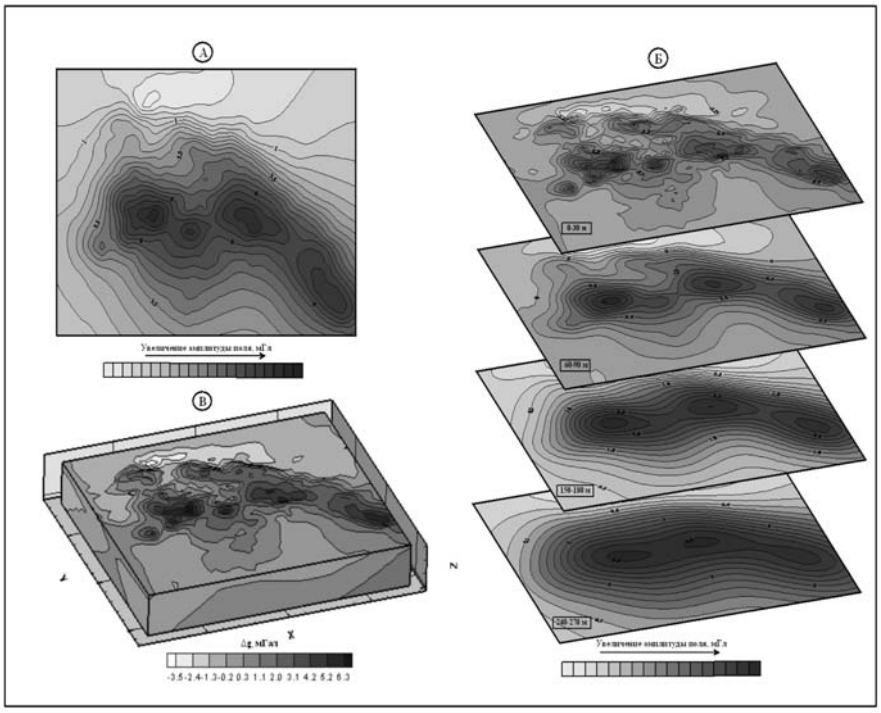


Рис. 2. Псевдогравитационное поле Δg_{ps} — А; гравитационные эффекты горизонтальных слоев — Б; 3D-диаграмма псевдогравитационного поля Δg_{ps} — В

ды является весьма существенной проблемой, которая усугубляется отсутствием функциональной связи между эффективными глубинами $H_{эф}$ и высотами пересчета поля $h_п$. Для оценки взаимосвязи между $H_{эф}$ и $h_п$ предлагаем использовать решение линейной обратной задачи гравиметрии, а также априорные данные о диапазоне изменения плотностей горных пород исследуемого участка.

Рассмотрим следующий пример: гравитационное поле обусловлено горизонтальным слоем с кровлей 1 км и подошвой 2 км, с распределением аномальных плотностей в диапазоне от –0,1 г/см^3 до 0,1 г/см^3 (рис. 3, А). Для решения прямой задачи использовалась программа Gravim3 (автор Бычков С.Г.), затем модельное поле от горизонтального слоя аппроксимировалось с использованием эквивалентных источников и строились «разност-

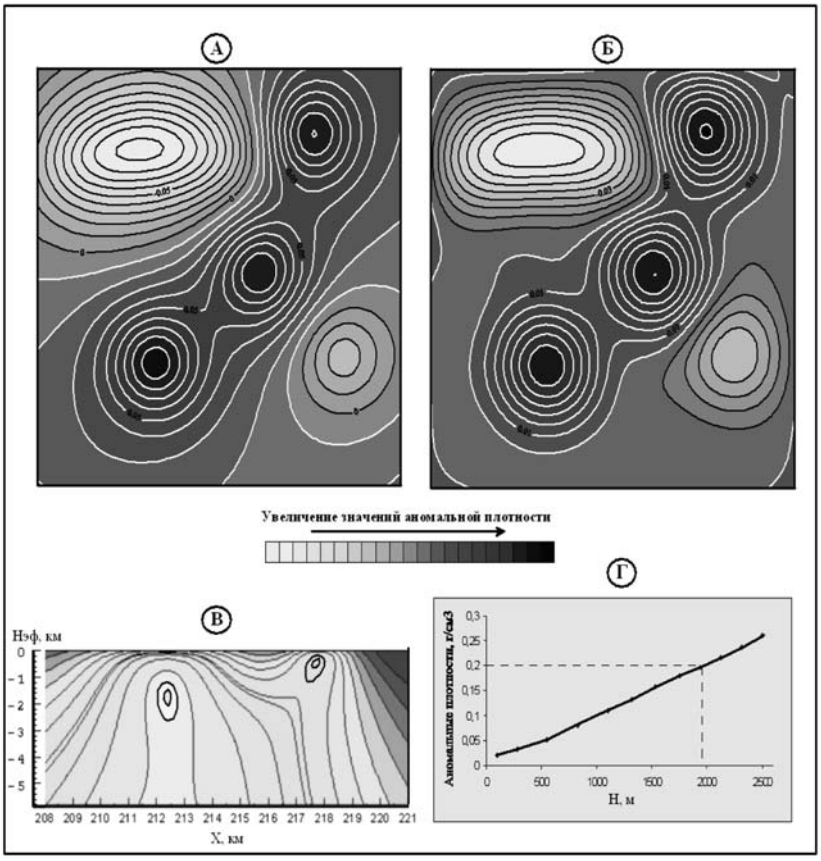


Рис. 3. Распределение плотностей в горизонтальном слое 1 — 2 км — А; распределение плотностей в горизонтальном слое 1,1 — 2,1 км, полученное при решении обратной задачи — Б; вертикальный срез с «куба» по линии при Y = 54 км — В; зависимость глубины горизонтального слоя, выбранного при решении обратной задачи и полученной аномальной плотности — Г

ные» трансформанты поля, отождествляющиеся с гравитационными эффектами от различных слоев.

Далее формировалась 3D-диаграмма («куб данных»), в которой мы получили интегрированное распределение поля с использованием в качестве вертикальной координаты эффективных глубин $H_{эф}$ и сделали вертикальный срез (рис. 3, В). При рассмотрении рис. 3, В заметно, что аномальные по плотности объ-

екты проявляются на вертикальном срезе поля на разных глубинах: более высокочастотная аномалия располагается выше, а низкочастотная, более пологая, — ниже. Из этих двух аномалий только последняя ложится в диапазон реальных глубин (1 — 2 км). Данный эффект, обусловленный частотными характеристиками фильтров, преобразующих исходное поле, может ввести в заблуждение при геологической интерпретации 3D-диаграммы и ее различных срезов. Для уточнения «глубинной привязки» проведем серию решений линейной обратной задачи гравиметрии в программе Gravim3 при использовании в качестве «наблюденного поля» разностной трансформанты $\Delta g_{1км} — \Delta g_{2км}$. В качестве источника поля во всех случаях используется горизонтальный слой мощностью 1 км, но располагается этот слой на различных глубинах. Кросс-плот между истинными глубинами залегания центра слоя и полученными аномальными плотностями (рис. 3, Г) свидетельствует о том, что удовлетворяющим нашему диапазону изменения плотностей является слой, лежащий приблизительно на глубинах от 1,2 до 2,2 км. Таким образом, последовательно перемещая слой заданной вертикальной мощности снизу вверх, к поверхности Земли, и проводя решение линейной обратной задачи гравиметрии, можно установить взаимосвязь между $H_{эф}$ и реальными глубинами картируемых геоплотностных неоднородностей.

Предлагаемая автором интерпретационная технология, впервые использованная для результатов измерений магнитного поля в воздухе в пределах Кингашского медно-никелевого месторождения, позволяет получить представление о морфологии рудовмещающего базит-гипербазитового массива и выделить в его пределах наиболее серпентинизированные блоки. В дальнейшем технология может использоваться в процессе аэрогеофизических исследований, на начальных стадиях поисков нового для нашей страны генетического типа медно-никелевого оруденения, развитого в пределах древних зеленокаменных поясов.

Литература

1. *Туганова Е.В.* Формационные типы, генезис и закономерности размещения сульфидных платиноидно-медно-никелевых месторождений (на примере Восточно-Сибирской и некоторых других провинций) / Е.В. Туганова. — СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ, 2000. — 103 с.

2. Физические свойства горных пород и полезных ископаемых (петрофизика): справочник геофизика / под ред. Н.Б. Дортман. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1986. — 455 с.

3. *Бабаянц П.С.* Интерпретационная томография по данным геравиразведки и магниторазведки в пакете программ «СИГМА-3D» / П.С. Бабаянц, Ю.И. Блох, А.А. Трусов // Вопросы теории и практики геологической интерпретации гравитационных, магнитных и электрических полей: материалы 30-й сессии Международного семинара им. Д.Г. Успенского. — М., 2003. — С. 20.

4. *Долгаль А.С.* Компьютерные технологии обработки и интерпретации данных гравиметрической и магнитной съемок в горной местности / А.С. Долгаль. — Абакан: ООО «Фирма «Март», 2002. — 188 с.

5. *Мартышко П.С., Новоселицкий В.М., Пруткин И.Л.* О разделении источников гравитационного поля по глубине // Электронный научно-информационный журнал «Вестник отделения наук о Земле РАН» № 1(20)'2002. www.scgis.ru/russian/cp1251/h_dgggms/1-2002/scpub-7.htm#begin.

6. *Новоселицкий В.М., Долгаль А.С., Бычков С.Г.* Новый алгоритмический базис технологии векторного сканирования геопотенциальных полей // Геофизические исследования Урала и сопредельных регионов. Материалы Международной конференции, посвященной 50-летию Института геофизики УрО РАН. — Екатеринбург: ИГФ УрО РАН, 2008. — С. 183 — 186.

УДК 622.831.322

РОЛЬ ДИССОЦИАЦИИ КРИСТАЛЛОГИДРАТОВ В ГАЗОВОМ БАЛАНСЕ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

С.А. Шепелева, В.В. Дырдин

Принято считать, что газовые гидраты природных газов могут существовать только в условиях вечной мерзлоты. Вместе с тем исследования, проведенные на озере Байкал, показали, что кристаллогидраты природных газов могут существовать в положительном диапазоне температур при определенных давлениях. В этой связи предпринята попытка представить газовый баланс при внезапных выбросах угля и газа, происходящих при подземной разработке угольных месторождений.

Проблема внезапных выбросов для угольных месторождений обостряется при достижении определенных глубин, значение которых колеблется для разных пластов от 300 до 500 м. С точки зрения предупреждения и прогноза внезапных выбросов остается нерешенным вопрос выявления потенциально выбросоопасных участков в пределах шахтного поля. Несмотря на то, что угольный пласт с определенной глубины отнесен к угрожаемым или опасным по внезапным выбросам угля и газа, выбросы происходят нерегулярно и связаны с дополнительными фактора-

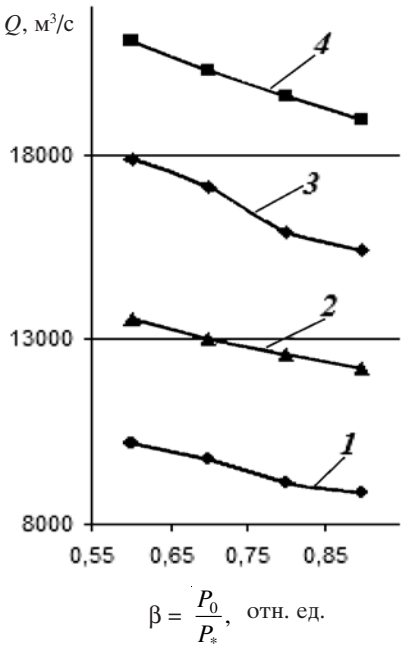


Рис. 1. Зависимость интенсивности газовыделения при диссоциации кристаллогидратов метана от показателя β при различной температуре P_0 — давление, соответствующее системе угольная матрица — вода — газ; P_* — давление газа в пласте, превышающее давление фазового перехода системы в кристаллогидратное состояние при данной температуре.
1 — при T = 0 °С; *2* — T = 3 °С; *3* — T = 5 °С; *4* — T = 7 °С

ми, которые до сих пор не учитывались ни при разработке теории внезапных выбросов, ни при разработке методов их предупреждения. Считается, что значительную роль при внезапных выбросах угля, породы и газа играет свободный газ, заключенный в поровом объеме и локализованный в большом количестве в определенных зонах угольного пласта. В других работах предпочтение отдается сорбированному газу, выделяющемуся при распространении волны разгрузки от свободной поверхности [1]. Но до настоящего времени остаются неизученными процессы кинетики выделения метана при внезапном выбросе. Остается неясным, почему на одинаковых по природной газоносности, механическим свойствам угля и геомеханической ситуации участках пласта в ряде случаев наблюдаются выбросы, а в большинстве случаев они не происходят.

В работах Ю.Ф. Макогона [2], [3], И.Л. Эттингера [4] и других отечественных ученых [5] было высказано предположение о возможном участии газогидратов природных газов во внезапных выбросах. В этой связи по методике [6] нами была рассчитана интенсивность газовыделения (рис. 1) из участка угольного пласта, по размерам соизмеримого с полостью выброса. Из рисунка видно, что чем меньше показатель β, представляющий собой отношение давления в системе угольная матрица — вода — газ к давлению, соответствующему газогидратному состоянию системы при данной температуре, тем выше газовыделение. Также следует, что большая интенсивность газовыделения при равных

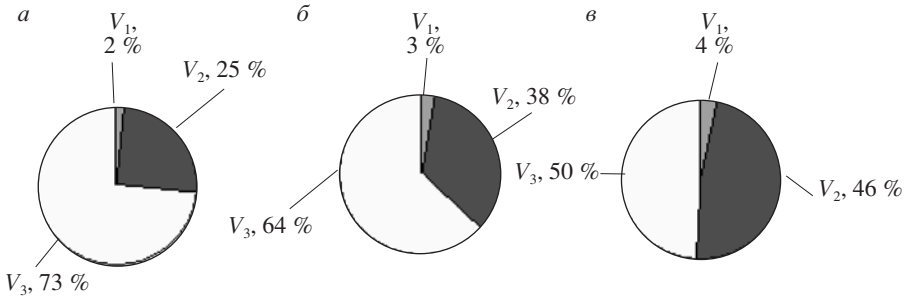


Рис. 2. Газовый баланс трех (*а*, *б*, *в*) внезапных выбросов угля и газа, произошедших на ш. Северная: V_1 — доля свободного газа; V_2 — доля сорбированного газа; V_3 — доля газа, выделившегося при диссоциации газовых гидратов

условиях (пористость, влажность, природная газоносность, газовое давление угольного пласта) наблюдается при более высокой температуре, которая соответствует температуре угольных пластов, находящихся вне зоны влияния горных работ.

Затем были проанализированы внезапные выбросы, произошедшие на шахтах Кузбасса. Составлен газовый баланс внезапных выбросов, где учитывалось, что общий объем выброшенного газа, зафиксированный шахтными службами, представлен суммой свободного газа, заключенного в поровом пространстве угля; газа, сорбированного на поверхности трещин и макропор; газа, который выделяется при диссоциации кристаллогидратов (рис. 2).

Для расчета количества газа, который выделяется при диссоциации, нами была разработана следующая методика: по модели С.А. Христиановича рассчитывалась скорость волны дробления по формуле

$$\frac{v}{a_*} = \sqrt{\frac{k+1}{2k}} \cdot \frac{\left(1+\dfrac{m}{1-m}\right)\sqrt{\dfrac{P_0}{P_*}+\dfrac{k-1}{k+1}}}{\sqrt{\dfrac{\rho_у}{\rho_г}+\dfrac{m}{1-m}}\sqrt{\dfrac{m}{1-m}+\dfrac{b_1}{1-\dfrac{P_0}{P_*}}}},$$

где v — скорость волны дробления, м/с; a_* — скорость звука в газе, м/с; k — показатель адиабаты газа; m — коэффициент пори-

стости; $\rho_у$ — плотность угля, кг/м^3; $\rho_г$ — плотность газа, кг/м^3; b_1 — величина, определяющая количество десорбированного газа; P_0 — давление на свободной поверхности угля, атм; P_* — начальное давление газа в пласте, атм. Затем с учетом размеров полости выброса, рассчитывалось время выброса и объем газа, выделяющегося при диссоциации за время выброса. Доля свободного газа V_1 рассчитана по уравнению Ван-дер-Ваальса с учетом открытой пористости угля, а доля сорбированного газа V_2 — с учетом природной газоносности.

Из полученных результатов следует, что суммарный объем выброшенного газа из свободного и сорбированного состояния не превышает 50 % для разных случаев, а оставшиеся 50 % приходятся на газ, полученный при диссоциации газовых гидратов. Оказалось, что суммарный объем газа за счет этих трех факторов соответствует зафиксированному объему выброшенного газа. Расчеты проведены исключительно для метана. В газе, находящемся в угольных пластах, отмечены и гомологи этого ряда. Была проанализирована зависимость интенсивности газовыделения от различного процентного содержания ингредиентов в составе природного газа (рис. 3).

Молярная масса M = 21,48 г/моль соответствует составу газа: метан 80 %, этан 1 %, пропан 19 %. Молярная масса M = 18,95 г/моль

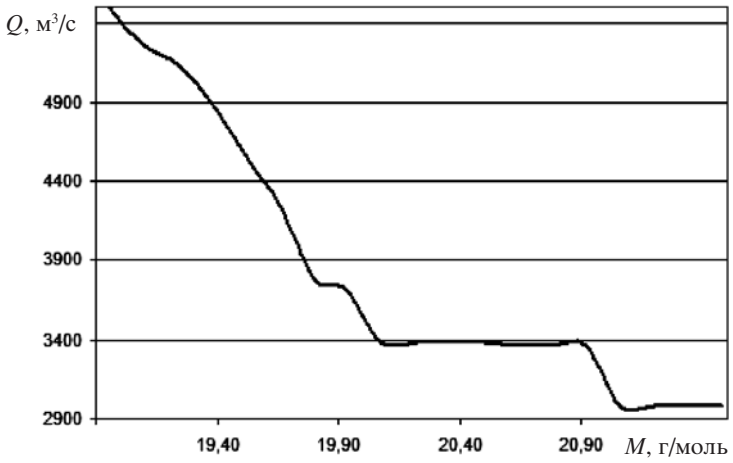


Рис. 3. Зависимость интенсивности газовыделения от молярной массы природного газа

соответствует составу газа: метан 80 %, этан 19 %, пропан 1 %. Из рисунка 3 видно, что при наибольшем процентном содержании этана интенсивность газовыделения наибольшая, что, по-видимому, связано с особенностью сил связи в газовом гидрате.

При сопоставлении наших расчетов с реальными показателями, подтверждается гипотеза о возможном участии кристаллогидратов природного газа в формировании и реализации внезапных выбросов угля и газа.

Литература

1. *Кусов Н.Ф.* Воздействие механической нагрузки на состояние системы метан-уголь / Н.Ф. Кусов, Г.И. Марцинкевич, С.Н. Кузнецова // Вопросы внезапных выбросов угля и газа в угольных шахтах. — М., 1981. — С. 46 — 54. — (Научные сообщения / ИГД им. А.А. Скочинского. — Вып. 195).

2. *Макогон Ю.Ф.* Гидраты природных газов / Ю.Ф. Макогон. — М.: Недра, 1974. — 208 с.

3. *Макогон Ю.Ф.* Внезапные выбросы и участие в них метана в гидратном состоянии / Ю.Ф. Макогон, И.Ф. Морозов // Безопасность труда в промышленности. — 1973. — № 12. — С. 26 — 27.

4. *Эттингер И.Л.* Условия существования гидратов газов в угольных пластах / И. Л. Эттингер // Безопасность труда в промышленности.— 1974. — № 2. — С. 30 — 32.

5. *Зенин А.Г.* Гидраты и внезапные выбросы / А.Г. Зенин // Уголь. — 1973. — № 11. — С. 12 — 14.

6. Теоретические основы и рекомендации к разработке газогидратных залежей / науч. ред. Б.А. Красовицкий. — Якутск: Изд-во Якутского филиала СО АН СССР, 1975.

7. *Христианович С.А.* О волне дробления / С.А. Христианович // Известия АН СССР. ОТН. — 1953. — № 12. — С. 1689 — 1699.

РЕШЕНИЕ

IV Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования»

9 — 12 февраля 2010 г. Институтом горного дела УрО РАН при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований и Президиума Уральского отделения РАН проведена IV Всероссийская молодежная научно-практическая конференция по проблемам недропользования. Партнерами конференции выступили Институт геологии и геохимии УрО РАН, Институт геофизики УрО РАН, Уральский государственный горный университет.

В работе конференции очное и заочное участие приняли более 150 человек, представляющих 45 ведущих академических, отраслевых и учебных институтов, производственных предприятий. Среди них: Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, Институт океанологии ДВО РАН, ОАО «Дробильно-сортировочный завод» (г. Владивосток), Институт горного дела ДВО РАН (г. Хабаровск), Институт горного дела Севера СО РАН (г. Якутск), Институт Якутнипроалмаз АК «АЛРОСА» (г. Мирный), Читинский государственный университет, ИПРЭК СО РАН (г. Чита), Институт горного дела СО РАН, ОАО «Спецгидравлика» (г. Новосибирск), Бурятский государственный университет (г. Улан-Удэ), КузГТУ (г. Кемерово), Томский политехнический университет, Сибирский научно-исследовательский институт геологии, геофизики и минерального сырья (г. Томск), Институт криосферы Земли СО РАН (г. Тюмень), Уральский государственный горный университет, ООО «Центр УралИНЭКО», НОЧУ «Институт инженерной экологии УГГУ», Институт горного дела УрО РАН, МК «Уралмаш» (г. Екатеринбург), Горный институт УрО РАН, Пермский государственный университет (г. Пермь), Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (г. Магнитогорск), Самарский государственный технический университет (г. Самара), Институт геологии Коми НЦ УрО РАН (г. Сыктывкар), ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Новокузнецк), Казанский государственный университет (г. Казань), Институт степи УрО РАН (г. Оренбург), Горный институт Кольского научного центра РАН (г. Апатиты), Южный

научный центр РАН (г. Ростов-на-Дону), Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет) (г. Санкт-Петербург), Афанасьевский карьер цементного сырья филиала ОАО «Лафарж цемент» (г. Воскресенск), ФГУП Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья (г. Москва), Институт геохимии, минералогии и рудообразования имени П. Семененка НАН Украины, Одесский национальный университет имени И.И. Мечникова (Украина), Институт горного дела имени Д.А. Кунаева, «Жезказганцветмет», Филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», КазНТУ имени К.И. Сатпаева, ТОО «Fire Marshall Company», АО «ТНК «Казхром» Донской ГОК, Научно-инженерный центр, ОАО «ССГПО», ВК ГТУ имени Д. Серикбаева, Международный казахско-турецкий университет имени А. Ясави (Республика Казахстан), Горно-геологический университет (Болгария, г. София).

При открытии конференции на пленарном заседании выступили с докладами для молодых ученых ведущие специалисты Уральского отделения РАН в области наук о Земле: член-корр. РАН В.Л. Яковлев (мировые тенденции и российские проблемы в производстве и потреблении минерального сырья), д.т.н., проф. С.В. Корнилков (создание методологии геоинформационного отображения геотехногенных систем горнопромышленных комплексов), член-корр. РАН П.С. Мартышко (об одной вычислительной модификации метода локальных поправок), член-корр. РАН В.И. Уткин (генезис землетрясений).

Очное участие в работе трех секций конференции приняли 75 человек, был заслушан и обсужден 31 доклад.

Тематика докладов секции «Геотехнология» была разнообразна, однако в целом прослеживалась основная направленность на технологии ресурсосбережения: с помощью внедрения современного геоинформационного обеспечения горно-обогатительных комбинатов методом наземного лазерного сканировани, обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом, определения параметров карьеров и отвалов, используемых для размещения отходов, — а также на вопросы внутреннего и внешнего отвалообразования, повышения производительности и безопасности труда с учетом влияния организационных факторов на работу персонала и оборудования, внедрения инновационного горно-транспортного оборудования для открытой и открыто-подземной разработки месторождений, оптимизированного под конкретные условия эксплуатации.

По секции «Геоэкология, геоэкономика» значительный интерес представили доклады, в которых рассмотрены процессы, происходящие в техногенных месторождениях: схемы и технологии утилизации углеродсодержащих отходов в угледобывающей отрасли, моделирования процессов гипергенеза, протекающих в хвостах оловорудных месторождений, применения газохимических методов контроля за процессами техногенеза в геологической среде при освоении ресурсов калийного сырья.

На секции «Геомеханика, разрушение горных пород» было сделано 13 докладов из которых 4 можно отнести к фундаментальным, а остальные к прикладным. Значительный научный и практический интерес представляли доклады, направленные на познание закономерностей формирования напряженного состояния массива горных пород, его физико-механических свойств и механизма разрушения. Большая группа докладов посвящена принципам расчета устойчивости горных конструкций и мониторинга процессов, происходящих в них. В целом доклады охватывают широкий круг вопросов — от перемещения породы во вращающемся трубопроводе до исследования скорости диссоциации газовых гидратов метана при инициировании выбросов угля и газа.

По результатам отмечены 3 лучших доклада:

Шепелевой С.А. «Влияние начальной скорости диссоциации газовых гидратов на развитие внезапных выбросов угля и газа»;

Жаровой Т.Ю., Зеленовой Е.С. «Экономические проблемы для России, связанные со сжиганием на месторождениях попутного нефтяного газа»;

Крутикова Д.В. «Наземное лазерное сканирование как основа для геоинформационного обеспечения при ведении горных работ».

Конференция констатирует:

1. Горнодобывающая промышленность России последних десятилетий характеризуется непрерывным повышением трудоемкости и себестоимости добычи, истощением запасов большинства разведанных месторождений с благоприятными горно-геологическими и горнотехническими условиями. Возникла необходимость освоения запасов месторождений Сибири и Дальнего Востока, находящихся в сложных горно-геологических, климатических условиях, зачастую расположенных в неосвоенных районах, в сотнях километров от населенных пунктов. При освоении таких месторождений определяющими станут ресурсосберегаю-

щие технологии, мобильное автономное горно-транспортное оборудование и проектирование рациональных параметров разработки и расположения технических сооружений с учетом геомеханических процессов и явлений.

2. Актуальными вопросами при доработке существующих и освоении новых месторождений являются:

— ресурсосбережение;

— компьютерные и информационные технологии;

— организация и безопасность технологических процессов;

— процессы, происходящие в техногенных месторождениях, и утилизация отходов.

3. Для дальнейшего развития систем автоматизированного проектирования необходимо:

— при проведении геологоразведочных работ получать информацию о напряженном состоянии массива горных пород, чтобы использовать ее в дальнейшем как основу для расчетов устойчивости горных конструкций;

— проводить исследования, направленные на разработку технологических схем ведения горных работ, обеспечивающих высокую производительность горно-транспортного оборудования, безопасность труда и защиту окружающей среды от вредного влияния горных работ.

4. Совершенствование способов оптимизации параметров горных работ, представленных в докладах, обеспечивает значительное повышение эффективности недропользования.

5. Большое значение имеет применение трехмерных лазерных сканеров для информационного обеспечения горного производства.

6. Результаты исследований, доложенные на конференции, выполнены на высоком уровне и могут быть основой диссертационных работ.

Участники конференции решили:

1. Считать проблемы ресурсосбережения при разработке месторождений полезных ископаемых приоритетными при прочих равных условиях.

2. Продолжить работу по созданию методики применения физико-химического моделирования процессов гипергенеза, протекающих в хвостах при обогащении различных видов полезных ископаемых, для прогнозирования экологического воздействия их на окружающую среду.

3. Рекомендовать продолжение исследований и промышленное внедрение газохимических методов контроля процессов техногенеза в геологической среде при освоении георесурсов.

4. Создание принципиально новых специализированных транспортных средств является перспективным направлением повышения эффективности и снижения затрат при перевозке горной массы в глубоких карьерах и в целом ресурсосбережения при отработке месторождений.

5. Считать необходимым получение информации о напряженном состоянии массива горных пород как основы расчетов устойчивости горных конструкций.

6. Считать важным направлением разработку научно обоснованных технологических схем высокоэффективного ведения горных работ с малыми коэффициентами запаса устойчивости горных конструкций, допускающих в ряде случаев их внезапное разрушение, но без человеческих жертв и с легко восстанавливаемым технологическим процессом.

7. Провести следующую конференцию 8 — 11 февраля 2011 г. в формате конференции-школы с участием ведущих ученых и обсуждением докладов молодых ученых, нацеленным на последующую подготовку и защиту диссертаций.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдыкенов О.Б., геофизик, ПО «Жезказганцветмет», филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Жезказган, Республика Казахстан.

Адилов К.Н., академик НАН РК, Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Аленичев М.В., ведущий инженер, ООО «Уральский центр экспертизы недропользования», г. Екатеринбург, Россия.

Александров В.И., д.т.н., проф., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Александрова Т.Н., зав. лаб., к.т.н., Институт горного дела ДВО РАН г. Хабаровск, Россия.

Алпысбаев К.А., к.т.н., начальник Управления контроля качества ПО «Жезказганцветмет», филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Жезказган, Республика Казахстан.

Андонов Э.Г., д.т.н., Горно-геологический университет, София, Болгария.

Андриевский П.В., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Андрюшенков Д.Н., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Анибаев А.Ж., ведущий инженер, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Антонинова Н.Ю., с.н.с., к.б.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Афанасьев А.И., д.т.н., проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Бабошко А.Ю., м.н.с., Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.

Баланчук В.Р., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Барабанщикова Н.С., ФГУП «Уралгеоинформ», г. Екатеринбург, Россия.

Бектыбаев А.А., к.т.н., ОАО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение», г. Астана, Республика Казахстан.

Бектыбаев А.Д., д.т.н., зав. лаб., Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Белова Ю.Ю., к.г-м.н., м.н.с., Томский филиал Института нефтегазовой геологии и геофизики СО РАН, г. Томск, Россия.

Бирючев И.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Борисов А.А., аспирант, м.н.с., Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.

Борисков Ф.Ф., с.н.с., к.г-м.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Васичев С.Ю., аспирант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Вафин Р.Ф., ассистент, Казанский государственный университет, г. Казань, Россия.

Ведерников А.С., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Великанова О.А., инженер-конструктор III кат., ООО «Уралмаш-Инжиниринг», г. Екатеринбург, Россия.

Винокуров В.Р., м.н.с., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Воронин М.А., м.н.с., ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт», г. Новокузнецк, Россия.

Воротников Д.А., аспирант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Гавришев С.Е., д.т.н., проф., декан, зав. каф., Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Грибанов В.Ф., с.н.с., Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Гуртенко А.П., технический директор, ООО «Спецгидравлика», г. Новосибирск, Россия.

Данилов О.С., инженер, Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Дарибаев Ж.Е., проф., д.т.н., Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Дарибаева Н.Г., доцент, к.т.н., Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Долговых Ю.В., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Доможиров Д.В., к.т.н., доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Дроздов А.В., зав. лаб., к.г-м.н., Институт Якутнипроалмаз АК «АЛРОСА», г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Россия.

Дырдин В.В., д.т.н., проф., Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово, Россия.

Евсеев А. В., м.н.с., Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия.

Емченко М.А., главный маркшейдер, ОАО «Дробильно-сортировочный завод», г. Владивосток, Россия.

Ершов А.А., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Ефименко С.А., к.т.н., главный геофизик, ТОО «Корпорация Казахмыс», Республика Казахстан.

Жалгасулы Н., д.т.н., проф., Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Жариков С.Н., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Жарова Т.Ю., студент, Томский политехнический университет, г. Томск, Россия.

Журавлёв А.Г., с.н.с., к.т.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Закаменных А.Ю., к.т.н., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Замятин А.Л., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Запевалов Г.В., инженер, ТОО «Fire Marshall Company», г. Алматы, Республика Казахстан.

Зверева В.П., в.н.с., с.н.с., д.г.-м.н., зав. каф., Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, Дальневосточный государственный университет, г. Владивосток, Россия.

Зеленова Е.С., студент, Томский политехнический университет, г. Томск, Россия.

Земцовская Е.В., технолог 2 кат., Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия.

Зуев П.И., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Иванов В.В., к.т.н., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Исаков М.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Кава П.Б., магистр, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Каймонов М.В., н.с., к.т.н., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Караулов Н.Г., к.т.н., доцент, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Клещенков А.В., м.н.с., Институт аридных зон Южного научного центра РАН, г. Ростов-на-Дону, Россия.

Кобзев А.С., к.т.н., м.н.с., ФГУП Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья, г. Москва, Россия.

Коваль О.В., аспирант, Институт океанологии ДВО РАН, г. Владивосток, Россия.

Ковшов С.В., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Козачок О.В., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Козловский А.А., начальник БОТ и З рудника ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», г. Магнитогорск, Россия.

Коновалов В.Е., доцент, зав. каф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Корельский Д.С., к.т.н., ассистент, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Корнилков С.В., директор, д.т.н., проф., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Костина А.М., аспирант, Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, Дальневосточный государственный университет, г. Владивосток, Россия.

Кочеткова Е.А., студент, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Криницын Р.В., н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Крутиков Д.В., ФГУП «Уралгеоинформ», г. Екатеринбург, Россия.

Кубанычбек Б., к.т.н., н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Кузнецова Т.В., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Кузнецова Т.С., зам. декана, доц., к.т.н., Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Куликова М.А., м.н.с., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Кутжанова А.Н., к.т.н., и.о. доцента, Международный Казахско-Турецкий университет им. А. Ясави, г. Кентау, Республика Казахстан.

Лаптев Ю.В., зав. лаб., д.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Лебедев С.В., доцент, к.г-м.н., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Липина Я.С., техник, Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Лущай О.В., главный специалист, НОЧУ «Институт инженерной экологии УГГУ», г. Екатеринбург, Россия.

Львов Е.С., м.н.с., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Любятинская М.П., ассистент, Томский политехнический университет, г. Томск, Россия.

Малышкин М.М., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Мамиконян Е.С., аспирант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Мелешко А.В., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Мельник В.В., зав. лаб., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Мироненкова Н.А., ассистент, к.т.н., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Михеев В.А., к.т.н., зав. лаб., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Нерюнгри, Республика Саха (Якутия), Россия.

Моисеева К.А., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Москаленко Т.В., к.т.н., с.н.с., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Нерюнгри, Республика Саха (Якутия), Россия.

Мочалова Л.А., к.э.н., доцент, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Мячина К.В., к.геогр.н., н.с., Институт степи УрО РАН, г. Оренбург, Россия.

Нагаев М.В., м.н.с., ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт», г. Новокузнецк, Россия.

Нагаев Х.Х., в.н.с., ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт», г. Новокузнецк, Россия.

Неверов А.А., к.т.н., докторант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Неверов С.А., к.т.н., докторант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия.

Некерова Т.В., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Никулин А.Н., к.т.н., ассистент каф., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Нуршайыкова Г.Т., преподаватель, Восточно-Казахстанский государственный университет им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск, Республика Казахстан.

Овешников Ю.М., зав. каф., д.т.н., проф., Читинский государственный университет, г. Чита, Россия.

Осипова Н.Ф., инженер, аспирант, Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Павлова Е.В., аспирант, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Падунов А.В., студент, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Панишев С.В., с.н.с., к.т.н., Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск, Республика Саха (Якутия), Россия.

Пантелеева Я.Г., аспирант, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Потапчук Г.М., н.с., Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Потапчук М.И., н.с., Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Прохоров К.В., инженер, Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия.

Пыжикова Е.М., ст. преподаватель, к.б.н., Бурятский государственный университет, г. Улан-Удэ, Россия.

Пыталев И.А., к.т.н., ст. преподаватель, Магнитогорский государственный технический университет им. Носова, г. Магнитогорск, Россия.

Распопов Р.В., аспирант, Институт криосферы Земли СО РАН, г. Тюмень, Россия.

Реготунов А.С., аспирант, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Рождественский В.Н., с.н.с., к.т.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Рязанцев С.С., ассистент, аспирант, Читинский государственный университет, г. Чита, Россия.

Савельев И.В., АО «ТНК «Казхром» Донской ГОК Научно-Инженерный Центр, г. Хромтау, Республика Казахстан.

Савченко А.В., к.х.н., с.н.с., Институт океанологии ДВО РАН, г. Владивосток, Россия.

Садчикова Е.А., аспирант, Самарский государственный технический университет, г. Самара, Россия.

Садыхов Э.А., студент, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Саканцев Г.Г., с.н.с., к.т.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Сангулов У.Е., инженер, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан.

Свещинская Н.А., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Селин К.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Семенов А.С., магистр, ассистент, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Семенов С.Н., ведущий инженер, АО «ТНК «Казхром», Донской ГОК, Научно-инженерный центр, г. Хромтау, Республика Казахстан.

Семик С.В., АО «ТНК «Казхром» Донской ГОК Научно-Инженерный Центр, г. Хромтау, Республика Казахстан.

Ситников Р.В., аспирант, Институт природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН, г. Чита, Россия.

Смирнов А.В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Смирнов С.М., к.т.н., доцент, главный инженер, ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт», г. Новокузнецк, Россия.

Смирнов Ю.Д., к.т.н., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Соловьев И.Г., директор, проф., к.т.н., Институт систем управления и автоматизированных технологий, г. Тюмень, Россия.

Сорокина Г.А., н.с., Сибирский научно-исследовательский институт геологии, геофизики и минерального сырья, Томский филиал, г. Томск, Россия.

Сороченко М.К., м.н.с., Институт Якутнипроалмаз АК «АЛРОСА», Республика Саха (Якутия), г. Мирный, Россия.

Сыздыков Н.Е., начальник геофизической службы рудоуправления ПО «Жезказганцветмет», Филиал ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Жезказган, Республика Казахстан.

Тарасов С.П., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Титов Р. С., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Фурин В.О., вед. инженер конструктор, ООО «Уралмаш-Инжиниринг», г. Екатеринбург, Россия.

Хасанова З.Р., студент, Международный Казахско-Турецкий университет им. А. Ясави, г. Кентау, Республика Казахстан.

Холодков А.А., нженер конструктор II кат., ООО «Уралмаш-Инжиниринг», г. Екатеринбург, Россия.

Холодняков Г.А., д.т.н., проф., Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Храмцова Ю.Ю., аспирант, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Цейтлин Е.М., техник-эколог, ООО «Центр УралИНЭКО», г. Екатеринбург, Россия.

Цинкер Л.М., д.т.н., проф., академик АГН РФ, генеральный директор, ОАО «Восточный научно-исследовательский горно-рудный институт», г. Новокузнецк, Россия.

Цыренова М.Г., н.с., к.б.н., Бурятский государственный университет, г. Улан-Удэ, Россия.

Чайкина Г.М., с.н.с., к.б.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Чепрасов И.В., м.н.с., ФГУП Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья, г. Москва, Россия.

Чиркова А.А., к.т.н., доцент, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Шалабаева Г.С., магистр, Международный Казахско-Турецкий университет им. А. Ясави, г. Кентау, Республика Казахстан.

Шархимуллин А.Ф., аспирант, Пермский государственный университет, г. Пермь, Россия.

Шевараков А.В., студент, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия.

Шеменев В.Г., зав. лаб., к.т.н., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия.

Шепелева С.А., инженер, Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово, Россия.

Ширапова С.Д., доцент, Бурятский государственный университет, г. Улан-Удэ, Россия.

Шувалов Ю.В. , д.т.н, проф., декан, Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), г. Санкт-Петербург, Россия.

Язвинская М.В., н.с., Институт геохимии, минералогии и рудообразования им. П. Семененка, НАН Украины, г. Киев, Украина.

Содержание

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Абдыкенов О.Б., Сыдзыков Н.Е., Ефименко С.А. Вариант комплексной многофункциональной системы рудоподготовки на базе ядерно-геофизических технологий 11

Адилов К.Н., Бектыбаев А.А., Грибанов В.Ф., Бектыбаев А.Д., Жалгасулы Н., Сангулов У.Е., Запевалов Г.В., Нуршайыкова Г.Т. Совершенствование технологии открытой и подземной разработки месторождений на основе применения транспортирования горной массы технологическими крупномасштабными управляемыми селевыми потоками 20

Аленичев М.В. Особенность учета потерь полезных компонентов при применении перерабатывающих технологий 27

Анибаев А.Ж. Определение режимов совместной работы вентиляторов главного проветривания на сложную вентиляционную сеть по критерию минимума затраченной энергии..... 37

Баланчук В.Р. Технологические параметры внутрибортового перегрузочного пункта..... 44

Гавришев С.Е., Пыталев И.А., Козловский А.А. Способы размещения промышленных отходов в карьерах и отвалах..... 49

Гавришев С.Е., Пыталев И.А., Павлова Е.В. Определение параметров карьеров и отвалов, используемых для размещения отходов..... 54

Данилов О.С., Михеев В.А., Москаленко Т.В. Технологический комплекс по производству активных углей с использованием СВЧ-энергии 62

Дарибаев Ж.Е., Дарибаева Н.Г., Кутжанова А.Н., Шалабаева Г.С., Хасанова З.Р. Переработка хвостов обогащения Зыряновского горно-обогатительного комплекса..... 67

Емченко М.А. Совершенствование методики расчета устойчивости бортов карьеров нагорного типа..... 76

Журавлёв А.Г. Исаков М.В. Энергетические затраты технологического мобильного транспорта на перемещение горной массы..... 82

Журавлёв А.Г. Экспериментальные исследования по созданию карьерных автосамосвалов с КЭУ 91

Иванов В.В. Оптимизация календарного плана для группы карьеров в составе единой горнотехнической системы 100

Кава П.Б. Определение высоты уступов рудных карьеров с учетом потерь и разубоживания на примере карьера «Озерный» 106

Караулов Н.Г., Доможиров Д.В., Долговых Ю.В. Обоснование способа вскрытия месторождения природного камня..... 115

Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. Определение оптимальной глубины открытых горных работ при комбинированной разработке месторождений 121

Москаленко Т.В., Михеев В.А., Данилов О.С. Исследование влияния магнитного поля на брикетируемость торфа..... 128

Неверов А.А., Неверов С.А. Перспективные системы разработки при выемке мощных пологих залежей..... 130

Осипова Н.Ф., Панишев С.В., Каймонов М.В. К вопросу выбора оптимальных параметров бестранспортной технологии внутреннего отвалообразования смерзающихся вскрышных пород 136

Распопов Р.В., Соловьев И.Г. Особенности идентификации локальных участков нефтяных коллекторов..... 142

Рождественский В.Н., Смирнов А.В. Методика оценки качества постановки уступов в предельное положение..... 146

Савченко А.В., Зверева В.П., Костина А.М., Коваль О.В. Применение методов физико-химического моделирования для рассмотрения процессов гипергенеза, протекающих в сухих хвостах оловорудных месторождений Комсомольского района 150

Саканцев Г.Г., Смирнов А.В. Исследование зависимости высоты уступов глубоких карьеров от определяющих факторов 158

Свещинская Н.А. О рациональных параметрах автомобильных отвалов..... 165

Семенов А.С. Оценка надежности определения проектной глубины карьера на основе мгновенных статистических распределений 169

Холодняков Г.А., Андриевский П.В. Учет динамики рабочей зоны карьера при определении параметров временно нерабочих бортов 176

Цинкер Л.М., Нагаев Х.Х., Нагаев М.В. Разработка технологии бурения нисходящих скважин с отбойкой рудного массива плоскими зарядами в Казском филиале ОАО «Евразруда»..... 182

Цинкер Л.М., Смирнов С.М., Воронин М.А., Нагаев М.В. Обоснование технологии с закладкой при отработке железных руд в охранных целиках Таштагольского месторождения 187

Шевараков А.В., Мочалова Л.А. Основные направления рационального недропользования 194

Шувалов Ю.В., Ковшов С.В., Смирнов Ю.Д. Результаты анализа существующих технологий и разработка нового способа закрепления пылящих поверхностей отработанных техногенных массивов..... 204

ГЕОЭКОЛОГИЯ, ГЕОЭКОНОМИКА

Андонов Э.Г. Экономические и экологические проблемы разработки Кошавского месторождения 211

Антонинова Н.Ю., Борисков Ф.Ф. Использование тепла химических реакций минералов ванадиевого шлака при выщелачивании в водном растворе серной кислоты..... 218

Антонинова Н.Ю., Борисков Ф.Ф. Применение автогенных методов переработки сульфидов в низкотемпературных расплавах щелочей..... 222

Бабошко А.Ю. Влияние поверхностных явлений на экогеохимию поллютантов-микропримесей отходов калийного производства 228

Белова Ю.Ю. Экологическое состояние Талдинской площади при утилизации откачиваемых подземных вод 234

Борисов А.А. Газогеохимический мониторинг района аварийной ситуации БКПРУ-1 243

Жарова Т.Ю., Зеленова Е.С. Экономические потери для России от сжигания на факельных установках попутного нефтяного газа 249

Козачок О.В., Александров В.И. Совершенствование методов защиты углеводородного сырья от испарения путем использования полимерных материалов 253

Корельский Д.С. Изоляция высокотоксичных техногенных массивов предприятий минерально-сырьевого комплекса 257

Кузнецова Т.В., Коновалов В.Е. Содержание сведений об объекте недропользования, передаваемых в орган кадастрового учета 261

Куликова М.А. Экомониторинговые исследования в зоне воздействия предприятий по добыче свинцово-цинковых руд 268

Липина Я.С., Александрова Т.Н. Некоторые аспекты расчета эколого-экономического риска на горном предприятии Хабаровского края 273

Лущай О.В., Цейтлин Е.М. Разработка нормативов предельно допустимых выбросов для бокситовых шахт 281

Любятинская М.П. Правовое регулирование платежей за недропользование в российском и зарубежном законодательстве 285

Малышкин М.М. Разработка методов утилизации отходов бурения в насыпи кустовых площадок 290

Моисеева К.А. Разработка средозащитных мероприятий предприятия ООО «КИНЕФ» 297

Мячина К.В. Активизация экологических угроз при недропользовании 301

Пантелеева Я.Г. Геохимические изменения окружающей среды в зоне влияния горнопромышленного комплекса ОАО «Карельский окатыш» 307

Прохоров К.В. Оценка золошлаковых отходов как источника ценных компонентов и негативного воздействия на окружающую среду 316

Рязанцев С.С., Овешников Ю.М. Методические подходы к эколого-экономической оценке использования земель Жирекенским ГОКом 323

Садчикова Е.А. Применение ультразвуковых воздействий в нефтегазовом производстве как способ повышения его рентабельности и метод снижения негативного влияния на окружающую природную среду 328

Садыхов Э.А., Лебедев С.В. Радиоактивность ордовикских пород в юго-восточной части Ленинградской области 333

Сорокина Г.А. О влиянии подземных ядерных взрывов на процессы миграции флюидов в подземных системах 339

Сороченко М.К., Дроздов А.В. Геохимические особенности природных газов алмазодобывающих рудников в Западной Якутии 348

Храмцова Ю.Ю. Особенности государственной кадастровой оценки земель населенных пунктов, территориально взаимосвязанных с разработкой месторождений 359

Чайкина Г.М., Антонинова Н.Ю. Оценка использования земель при освоении георесурсов предприятиями Урала 368

Ширапова С.Д., Пыжикова Е.М., Цыренова М.Г. Биоиндикация техногенного загрязнения таежно-мерзлотных ландшафтов на Витимском плоскогорье..... 373

Шувалов Ю.В. , Никулин А.Н., Мироненкова Н.А., Падунов А.В., Кочеткова Е.А. Оценка эколого-экономической эффективности применения технологий утилизации и сжигания твердых углеродсодержащих отходов горного производства..... 380

Язвинская М.В. Геохимия рекультивированных территорий на примере территории развития титано-ильменитовых россыпей 389

ГЕОМЕХАНИКА, РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Алпысбаев К.А. Определение зависимости разрушения горных выработок от времени релаксации напряжения..... 397

Афанасьев А.И., Андрюшенков Д.Н., Закаменных А.Ю., Чиркова А.А. Энергопотребление резонансных грохотов и питателей..... 404

Вафин Р.Ф. Учет природных факторов естественной защищенности водоносных горизонтов при разработке месторождений высоковязких нефтей и природных битумов..... 408

Ведерников А.С. Оценка влияния тектонических нарушений на распространение сейсмических волн при регистрации эффекта от технологических взрывов 412

Винокуров В.Р. Зависимость пылеобразования в центробежной мельнице ЦМВУ-800 от её рабочих режимов и загрузки..... 418

Воротников Д.А., Мамиконян Е.С. Определение начальных условий транспортирования грунтовых частиц воздушным потоком по вращающемуся трубопроводу при реализации технологии горизонтального бурения 421

Гуртенко А.П., Кубанычбек Б. Станок СБР-400 для бурения разведочных, дегазационных и технических скважин 431

Евсеев А.В. Использование лазерной сканирующей системы при изучении процессов деформирования контура горных выработок 437

Жариков С.Н., Корнилков С.В., Шеменёв В.Г. Оперативный прогноз физико-механических свойств массива, подготавливаемого к ведению взрывных работ..... 442

Земцовская Е.В. Физико-механические свойства и особенности тонкозернистого техногенного сырья предприятий Мурманской области 450

Зуев П.И. Горизонтальное сдвижение пород на участке Сарановского рудного месторождения 459

Клещенков А.В. Выявление геодинамически активных зон комплексом газогеохимических и структурно-геоморфологических методов 462

Кобзев А.С., Чепрасов И.В. Результаты испытаний полихромной фотометрической сепарации на рудах черных металлов 469

Криницын Р.В., Селин К.В., Ершов А.А., Бирючев И.В. Изменение напряженно-деформированного состояния горных пород как следствие изменения солнечной активности 472

Крутиков Д.В., Барабанщикова Н.С. Трехмерное моделирование промышленных объектов методом наземного лазерного сканирования 476

Лаптев Ю.В., Титов Р.С. Определение оптимальных параметров грохотильно-перегрузочных пунктов 484

Львов Е.С. Исследование продуктов дробления каменно-бутового сырья для производства кубовидного щебня на дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300 494

Мелешко А.В. Оценка на удароопасность междуштрековых целиков 496

Мельник В.В., Семик С.В., Савельев И.В. Пути снижения обводненности очистных работ на шахте ДНК 504

Неверов А.А., Васичев С.Ю., Неверов С.А. Геомеханическая оценка параметров комбинированной геотехнологии в условиях больших глубин 512

Потапчук М.И., Потапчук Г.М. Исследование особенностей формирования напряженного состояния конструктивных элементов системы разработки в условиях высокой изменчивости параметров рудного тела 523

Реготунов А.С. Оценка эффективности разрушения при ударно-вращательном бурении по гранулометрическому составу бурового шлама . 530

Ситников Р.В. Исследование гидромеханического способа зачистки отработанных блоков 536

Семенов С.Н., Замятин А.Л. Исследование структурных свойств массива горных пород на шахтах Донского ГОКа геофизическими методами 541

Сыздыков Н.Е., Ефименко С.А., Абдыкенов О.Б. Рентгенорадиометрический анализ полиметаллических руд Жезказгана на серебро 548

Тарасов С.П. Анализ конструктивных решений передвижных взрывкамер для дробления негабаритов в карьерах 558

Фурин В.О., Великанова О.А., Холодков А.А. Конструктивные особенности современных щековых дробилок Уралмашзавода 563

Фурин В.О., Холодков А.А. Компоновочные решения полустационарных дробильно-перегрузочных установок Уралмашзавода 569

Шархимуллин А.Ф. Томографическая интерпретация данных магниторазведки с целью уточнения морфологии никеленосной интрузии . 575

Шепелева С.А., Дырдин В.В. Роль диссоциации кристаллогидратов в газовом балансе внезапных выбросов при подземной разработке угольных пластов 582

Решение IV Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» 587

Сведения об авторах 592

Научное издание

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Материалы IV Всероссийской молодежной научно-практической
конференции 9 — 12 февраля 2010 г., Екатеринбург

Рекомендовано к печати
Ученым советом Института горного дела
и НИСО УрО РАН

Редактор Н.У. Макарова

Ответственный за выпуск В.А. Черепанов

Компьютерная верстка И.И. Глазыриной

НИСО УрО РАН 18(10). Подписано в печать 07.09.2010.
Формат 60×84 1/16. Уч.-изд. л. 37,9. Тираж 150.
Заказ 194.

ИГД УрО РАН
620219 г. Екатеринбург, ГСП-936, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Типография «Уральский центр академического обслуживания»
620219 г. Екатеринбург, ул. Первомайская, 91