

АО «СУЭК». ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ, ДИНАМИКА РАЗВИТИЯ

Приведена динамика изменения основных показателей работы на шахтах АО «СУЭК», расположенных в Кузбассе. Анализируется влияние прогрессивных пространственно-планировочных решений на объемы проведения вскрывающих и подготавливающих горных выработок. Приводятся некоторые аспекты, связанные с безопасным ведением подземных горных работ и экологической безопасности угледобывающих предприятий.

Ключевые слова. Добыча угля, нагрузки на очистной забой, проведение горных выработок, дегазация пластов, безопасность производства.

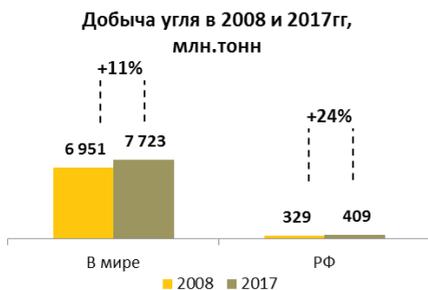
DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-13-22

Введение

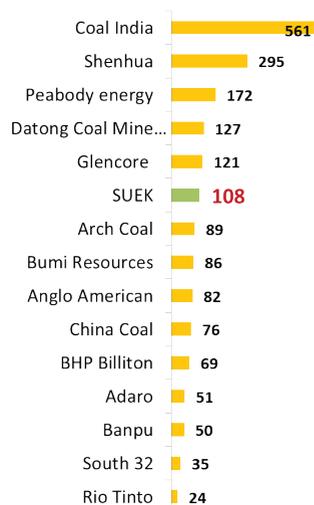
Подземная добыча остается важнейшей составляющей общего объема производства твердого топлива в Российской Федерации. Достигнув к 2005 году 104,7 млн т добыча угля на шахтах практически не меняется и в 2017 составила 105,4 млн т [1]. На 01.01.2017 г. из общего объема балансовых запасов каменных углей (категории А+В+С₁) 88,2 млрд т только 28,6% (25,2 млрд т) приходится на открытый способ добычи, все остальные запасы предполагается добывать подземным способом. При этом балансовые запасы коксующихся углей для открытого способа добычи составляют только 12,2% от их общего объема [2]. Необходимо отметить, что за период с 2010 года средний по отрасли коэффициент вскрыши вырос на 20% с (5,5 до 6,6) [3], соответственно растут удельные затраты на 1 тонну добываемого разрезами угля.

Совокупность этих двух факторов дает основание полагать, что роль подземного способа добычи угля будет сохраняться и в будущем.

В настоящей статье приводятся данные об основных показателях работы АО «СУЭК» в целом и его регионального производственного объединения АО «СУЭК-Кузбасс», дается оценка производственных достижений, полученных на шахтах компании в Кузбассе, анализируются способы их достижения.



Объемы добычи угля мировыми компаниями в 2017г., млн.тонн



В 2017 году мировой объем добычи угля составил 7723 млн тонн, Российская Федерация заняла 6-е место с объемами 409 млн тонн (5,3% мирового объема добычи). За последние 10 лет мировой объем добычи угля вырос на 11%, при этом добыча угля в России возросла на 24%.

Такой серьезный рост производства позволил вплотную приблизиться к рекордному показателю добычи 1988 года, когда предприятия РСФСР добыли 425 млн тонн угля. Фактически потребовалось 30 лет, чтобы восстановить уровень добычи, достигнутый в советское время. Однако сделано это было на качественно новом уровне – производительность труда в угольной отрасли с 1988 года увеличилась примерно в 3,3 раза – с 71 до 231 т/чел/мес.

В рейтинге крупнейших мировых компаний АО «СУЭК» также занимает 6-е место с объемами добычи угля в 2017 году 108 млн т.

Сегодня производство АО СУЭК – это 14 Шахт (10 действующих, 1 создаваемая и 3 ликвидируемых), 26 Разрезом (24 действующих, 1 создаваемый и 1 консервируемый), 10 действующих обогатительных фабрик, 15 вспомогательных предприятий, 5 проектных офисов. СУЭК занимает первое место в РФ по добыче угля – 108 млн тонн (2017г.) и обеспечивает 27% общих объемов по стране. За период с 2005 года добыча угля по компании увеличилась на 25%, при этом на подземном способе рост составил 49%. Производительность труда возросла на 90% и сегодня она на 30% выше среднего значения по отрасли по стране. Компания является ответственным работодателем для 33 тысяч сотрудников.

АО «СУЭК-Кузбасс» является самым крупным территориальным объединением компании, как по общим объемам добычи угля, так и подземным способом, который составляет почти 80% от общего объема по РПО. Поэтому именно на шахтах СУЭК в Кузбассе были реализованы самые масштабные мероприятия, направленные на

повышение операционной эффективности, которые затрагивали все этапы жизненного цикла угледобывающего предприятия, начиная от оптимизации пространственно-планировочных решений и заканчивая модернизацией погрузочных комплексов.



Внедрение на шахтах высокопроизводительных угледобывающих комплексов с мощными очистными комбайнами, применение магистральных конвейеров с шириной ленты 1600 мм, позволило в 2,5 раза увеличить среднемесячные нагрузки на КМЗ, при этом максимальные нагрузки выросли 2,8 раза.



В июне 2017 года на шахте им. В. Д. Ялевского при отработке запасов по пласту 50 был установлен мировой рекорд по добыче угля из одной лавы за месяц в объеме 1567 тыс т. Рекорд был зафиксирован и подтвержден производителем очистного комбайна SL-900 компанией Eickhoff. В августе 2018 года этот рекорд был улучшен – на той же шахте им. В. Д. Ялевского добыча угля из лавы 50–04 составила уже 1627 тыс. т.

Положительная динамика работы КМЗ привела к серьезному росту производительности труда в целом по АО «СУЭК-Кузбасс», которая за период с 2005 года возросла в 2,8 раза с 141 до 402 т/чел/мес.

Необходимо отметить, что с внедрением в производство высокопроизводительных угледобывающих комплексов и ускоренной отработкой

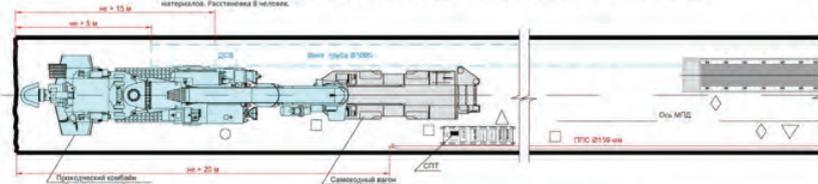
Динамика добычи, численности и производительности ППП ПГР СУЭК-Кузбасс



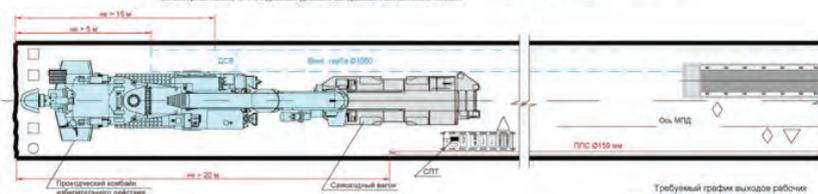
запасов в лавах, мы столкнулись с проблемой отставания по проходке и воспроизводству очистного фронта на шахтах. С целью повышения темпов проходки и увеличения объемов проведения вскрывающих и подготавливающих горных выработок, в компании принята на вооружение техническая политика, направленная на рост доли проходческих комплексов фронтального типа. Кроме того в АО СУЭК подготовлен альбом типовых технологических схем проведения горных выработок с расстановкой численности по процессам, основная цель которого – увеличение среднемесячных темпов и объемов проходки. Схемы разработаны на основе действующих нормативно-технических документов

Расстановка численности при проведении подготовительной выработки с применением комбайна избирательного действия и самоходного вагона (смена по проведению). Разбита на 2 процесса:

1. Проведение выработки: МГВМ управление комбайном; 1 проходчик смещение на комбайне и погрузкой в вагон; 1 проходчик управление самоходным вагоном; 1 проходчик контроль за материалами; электромеханик дачности на смене; 1 ПРП расчистка комбайновой дачи; 1 ПРП и дачник дачки выкатывания. Расстановка в чел./смену.



2. Крепление выработки: МГВМ и 3 проходчика крепление крепи и бруса выработки; электромеханик дачности на смене; 1 ПРП расчистка комбайновой дачи; 1 ПРП и дачник дачки выкатывания. Расстановка в чел./смену.



Требуемый график выходов рабочих

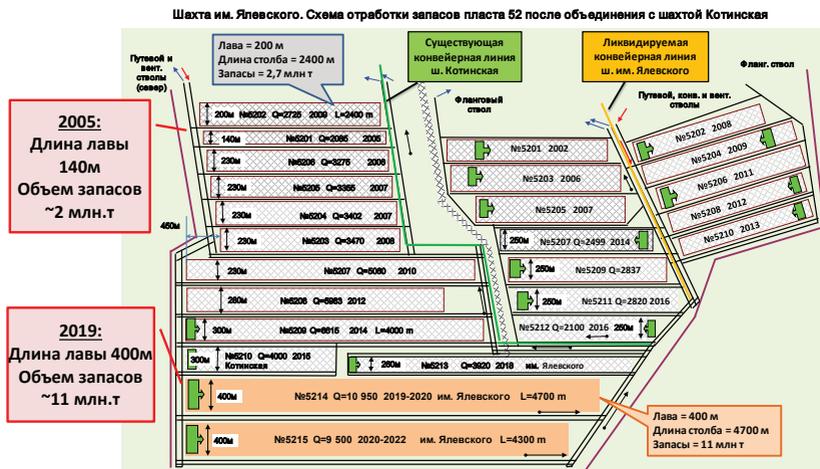
Профессия	Смена	1 смена	2 смена	3 смена
МГВМ	1	1		
Проходчик	3	3		
Эк. вагон	1	1		
Горнорабочий	2	2		
Дачник	1	1		
ВСЕГО	8	8		

и с учетом практического опыта. Численность и расстановка персонала проходческих бригад, предусмотренная схемами, направлена на достижение темпов проходки:

- 240 п.м./мес. для комбайнов избирательного действия;
- 400 п.м./мес. для комбайнов фронтального действия.

Технологические схемы утверждены и планируются к публикации в печати в 2019 году.

Помимо этого, еще одним способом сократить дефицит проходческих работ является оптимизация существующих подходов при планировании горных работ, в т.ч. за счет увеличения запасов в выемочных столбах. Примером может служить шахта им. В. Д. Ялевского, на которой в настоящее время осуществляется подготовка лав с запасами 9,5 и 10,9 млн т. Длина очистных забоев составляет 400 м, а протяженность выемочных столбов 4,3–4,7 км.



Такая раскройка угольных пластов позволяет:

- снизить удельную проходку на 1 тонну добычи;
- увеличить производительное время работы очистного комбайна за счет снижения доли конечных операций;
- сократить число перемонтажей.

В целом по компании средняя длина лавы увеличилась в 1,3 раза, протяженность выемочных столбов в 1,5 раза.

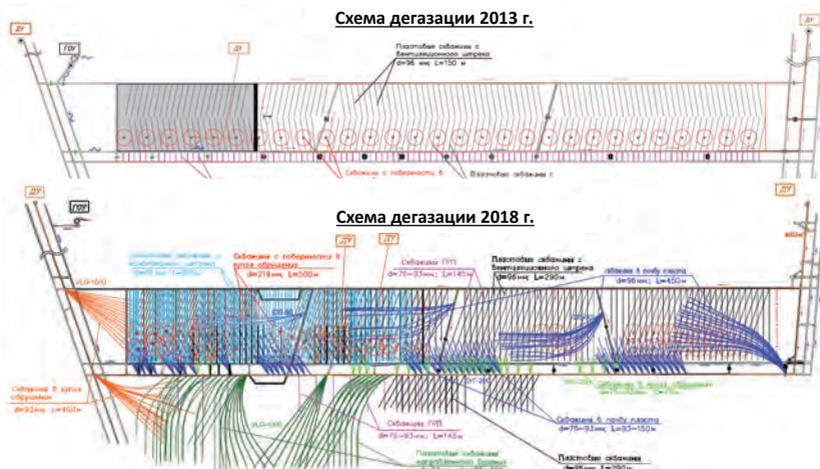
Рост нагрузок на очистной забой и увеличение объемов газовойдегазации требуют осуществлять комплекс дополнительных мероприятий по пластовой дегазации, которые не так давно на шахтах практически не применялись. К ним можно отнести:

- Бурение пластовых скважин в купол обрушения с наклонных стволов для начала работы КМЗ.

- Бурение пластовых скважин в почву пласта.
- Бурение скважин для гидроразрыва пласта (ГРП).
- Применение технологии направленного бурения.



В результате объемы бурения дегазационных скважин за период с 2009 года выросли почти в 9 раз. На рисунке ниже хорошо видно, насколько усложнились схемы дегазации с 2013 года.



В 2017 году объемы извлекаемого шахтного метана составили 354 млн м³, 70% из них утилизируются путем сжигания для электроэнергии и тепла и приносят пользу. Так на шахте им. С. М. Кирова дегазационный газ-метан используется в качестве топлива для котельной и газогенераторов, это позволяет полностью обеспечивать собственное производство теплом и электроэнергией.

Динамика объемов бурения дегазационных скважин, км



Безопасность производства – одно из важнейших направлений деятельности АО «СУЭК». Здесь, кроме дегазации угольных пластов, осуществляется ряд системных проектов, направленных на создание безопасных условий для трудящихся компании.

Сегодня на 5 шахтах Кузбасса внедрена и успешно функционирует автоматизированная система акустического контроля состояния массива горных пород (САКСМ), позволяющая в непрерывном режиме осуществлять мониторинг массива горных пород в очистных и подготовительных забоях. На базе данных, полученных системой, появляется возможность своевременно прогнозировать опасные зоны, в том числе геологические нарушения, наличие которых может провоцировать такие газодинамические явления (ГДЯ) как горные удары, внезапные выбросы угля и газа, выдавливание угольного пласта в забой, разрушение почвы с интенсивным газовыделением. Информация, получаемая системой, в режиме on-line передается на диспетчерский пункт РПО «СУЭК-Кузбасс» и в московский офис компании.

Принципы работы Системы:

- факторы, являющиеся причиной динамических явлений (ГДЯ – горные удары, выбросы угля и газа и др.) отражаются в спектре акустического сигнала;
- акустический сигнал, возникающий при воздействии на массив, содержит информацию о его напряженно-деформированном состоянии;
- прогноз ГДЯ осуществляется путем сопоставления текущих параметров акустического сигнала с эталонными, установленными на неопасном участке выработки.

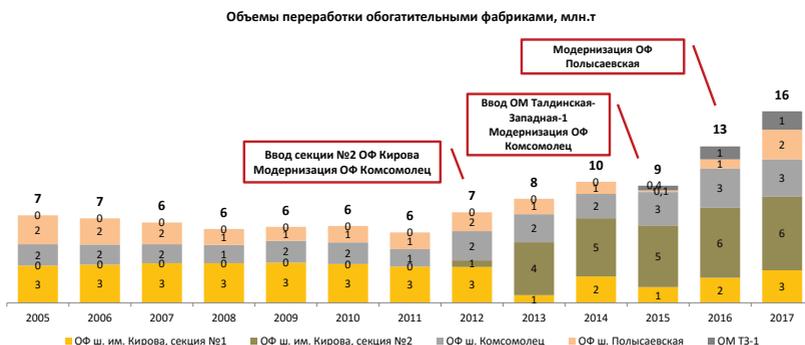
Эффекты работы Системы:

- безопасность ведения подземных горных работ;
- прогноз динамических явлений без прерывания основных технологических процессов;
- сокращение затрат и численности рабочих для проведения прогноза (согласно нормативам, бурение шпуров в очистных забоях

должно производиться каждые 25 м, а в особо сложных условиях каждые 2 метра. САКСМ позволяет не останавливать добычу для бурения шпуров);

- исключение влияния субъективного (человеческого) фактора;
- оценка состояния призабойной части массива горных пород с конкретной плановой и временной привязкой результатов. Прогноз геологических нарушений впереди движущегося забоя;
- контроль эффективности мер предотвращения динамических явлений.

Безусловное влияние на безопасность производства оказывает оперативное управление производственными объектами. В АО СУЭК создан Единый ситуационно-аналитический центр, возглавляемый заместителем генерального директора по производственным операциям. Основные его задачи повышение эффективности и качества управленческих решений, анализ и обеспечение информационного взаимодействия, предотвращение и устранение кризисных и чрезвычайных ситуаций. На уровне АО «СУЭК-Кузбасс» функционирует Единый диспетчерско-аналитический центр и единые диспетчерские центры угледобывающих предприятий, которые осуществляют обработку информации техническими службами, контроль безопасности и принятие управленческих решений.



В условиях обострения конкурентной борьбы за рынки сбыта, особое внимание в компании уделяется вопросам повышения качества выпускаемой продукции. С этой целью в Кузбассе осуществлено строительство новых и модернизация существующих обогатительных фабрик, в том числе:

- строительство обогатительного модуля ш.Талдинская-Западная-1 (производственная мощность 3 млн т);
- строительство секции №2 на обогатительной фабрике шахта им. Кирова (производственная мощность 6 млн т);

- модернизация секции №1 на ОФ им. Кирова (увеличение глубины обогащения до +,-0 мм, отказ от производства шламов);
- модернизация обогатительной фабрики шахты Комсомолец (увеличение производственной мощности в 1,7 раза — с 300 до 500 т/час, отказ от производства шламов);
- модернизация обогатительной фабрики Полысаевская (увеличение производственной мощности в 1,3 раза — с 300 до 380 т/час, отказ от производства шламов).

В результате в 2017 году объемы переработки на фабриках Кузбасса по сравнению с 2005 годом выросли в 2,2 раза.

В АО «СУЭК» большое внимание уделяется снижению вредных воздействий на окружающую среду и реализует масштабные проекты по повышению экологичности производства. Принятый в компании курс на снижение воздействия на окружающую среду включает в себя:

- строительство современных очистных сооружений;
- замыкание водно-шламовых схем на обогатительных фабриках;
- внедрение технологий по использованию шахтного газа;
- снижение объемов накопленных шламов за счет вовлечения их в товарный баланс;
- использование энергоэффективного современного оборудования;
- снижение доли дизельных карьерных экскаваторов в пользу электрических;
- восстановление КГШ для снижения объемов закупки и образования объемов отходов;
- внедрение технологий по переработке таких отходов как КГШ, отработанные масла.

Системный подход компании в области непрерывного совершенствования производственных процессов, разработка и внедрение инноваций, в т. ч. собственных разработок, позволяют АО «СУЭК» прочно удерживать лидирующую позицию на угольном рынке Российской Федерации и показывать стабильно высокие результаты на мировом уровне.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь–декабрь 2017 года. Ежемесячный научно-технический и производственно-экономический журнал Уголь. – 2018. – №3 – С. 58–72.

2. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Российской Федерации, Уголь, том I, Сводные данные – Москва 2017 г. – С. 3.

3. Центральное диспетчерское управление топливно-энергетического комплекса Министерства топлива и энергетики Российской Федерации (ЦДУ ТЭК), формы статистической отчетности УПП-3.12 за 2010–2017 гг. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Артемов Владимир Борисович – доктор технических наук, заместитель генерального директора – директор по производственным операциям АО «Сибирская угольная энергетическая компания», 115054 Российская Федерация, г. Москва, ул. Дубининская, д. 53, стр. 7, office@suek.ru

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 13–22.

Artem'ev V.B.

JSC «SUEK». Underground mining, dynamics of development

The article presents the dynamics of changes in the main indicators of work in the mines of JSC «SUEK», located in Kuzbass. The influence of progressive space-planning decisions on the volumes of opening and preparing mine workings is analyzed. Some aspects related to the safe conduct of underground mining and environmental safety of coal mining enterprises are presented.

Keyword. Coal mining, the load on the stope, the conduct of mining, degassing of layers of safety.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-13-22

AUTHORS

Artem'ev V.B., Doctor of technical Sciences, Deputy General Director-Director for production operations of JSC «Siberian coal energy company», 115054 Russian Federation, Moscow, Dubninskaya str., 53, p. 7, office@suek.ru.

REFERENCES

1. Tarazanov I. G. *Itogi raboty ugol'noj promyshlennosti Rossii za yanvar'–dekabr' 2017 goda* [Results of the Russian coal industry in January–December 2017]. *Ezhemesyachnyj nauchno-tehnicheskij i proizvodstvenno-ekonomicheskij zhurnal Ugol'*. 2018. no 3. pp. 58–72.
2. *Gosudarstvennyj balans zapasov poleznyh iskopaemyh Rossijskoj Federacii* [State balance of mineral reserves of the Russian Federation], *Ugol'*, tom I, Svodnye dannye. Moscow, 2017. p. 3.
3. *Central'noe dispetcherskoe upravlenie toplivno-energeticheskogo kompleksa Ministerstva topliva i energetiki Rossijskoj Federacii (CDU TEK), formy statisticheskoy otchetnosti UPP-3.12 za 2010–2017 gg* [Central dispatching Department of fuel and energy complex of the Ministry of fuel and energy of the Russian Federation (CDU TEK), forms of statistical reporting of SCP-3.12 for 2010–2017].



ФОРМИРОВАНИЕ ДЕЙСТВЕННОГО КАДРОВОГО РЕЗЕРВА – СТРАТЕГИЧЕСКИЙ ХОД СУЭК НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ РАЗВИТИЯ КОМПАНИИ

Значительные результаты в деятельности СУЭК достигнуты на основе масштабных инвестиций в региональные угледобывающие производственные объединения, а также благодаря целеустремленному и организованному труду замечательных коллективов. АО «СУЭК-Кузбасс» вышло в передовые среди компаний, добывающих уголь подземным способом. В условиях постоянно обостряющейся конкуренции дальнейшее движение посредством внешних инвестиций в новое оборудование имеет замедленную динамику. Поэтому основной ресурс следующего этапа развития – это потенциал людей, работающих на этом предприятии, который необходимо вовлечь в решение задач непрерывного улучшения производства. Люди, делающие больше, чем они обязаны делать по своим должностным инструкциям, это состав действенного кадрового резерва. А структура этого действенного кадрового резерва – взаимодействие инновационных групп, которые занимаются конкретными улучшениями. Организация в составе предприятий инновационных групп – это и есть вовлечение персонала в улучшение производства. Ресурсами для такого развития являются внутренние резервы предприятия.

Ключевые слова: компания, развитие, стратегия, кадровый резерв, действенный, формирование.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-23-29

Результаты, достигнутые в АО «СУЭК-Кузбасс», были немыслимы ни 30 лет назад, в 1988 году – в году максимальной производительности Министерства угольной промышленности СССР, ни 20 лет назад, в 1998 году – в году начала массовой приватизации угольной промышленности. А сегодня они достигнуты. Это сделали люди, которые искали решения и находили их, люди, которые принимали эти решения, и люди, которые реализовали эти решения. Сегодня СУЭК – это успешная компания на мировом рынке, АО «СУЭК-Кузбасс» – это успешная компания среди компаний, которые добывают уголь подземным способом в нашей стране. Но, что дальше? Конкуренция обостряется на всех рынках:

угольной продукции, труда, инвестиций и лицензий на право разработки месторождений. Достигнутый успех был основан на том, что оказались эффективными вложения в людей и в технику. Техника в компании самая передовая, мирового уровня. На этой технике были установлены мировые рекорды производительности, которые могут служить ориентиром для организации деятельности. Но нужно идти дальше всей компанией, широким фронтом. В этот процесс движения надо вовлекать тех людей и те ресурсы, которые в него пока не вовлечены. Главный ресурс – это потенциал персонала, каждого работника (рис. 1). Личностный и трудовой потенциал работника могут быть включены и развиваться, если у него достаточная мотивация к самореализации и снижаться, если такой мотивации недостаточно (позиция самосохранения) (рис. 1,в; рис. 3,а-б).

А – часть личного потенциала, не вовлечённая в трудовую деятельность;

Б – часть трудового потенциала, неиспользуемая в трудовой деятельности

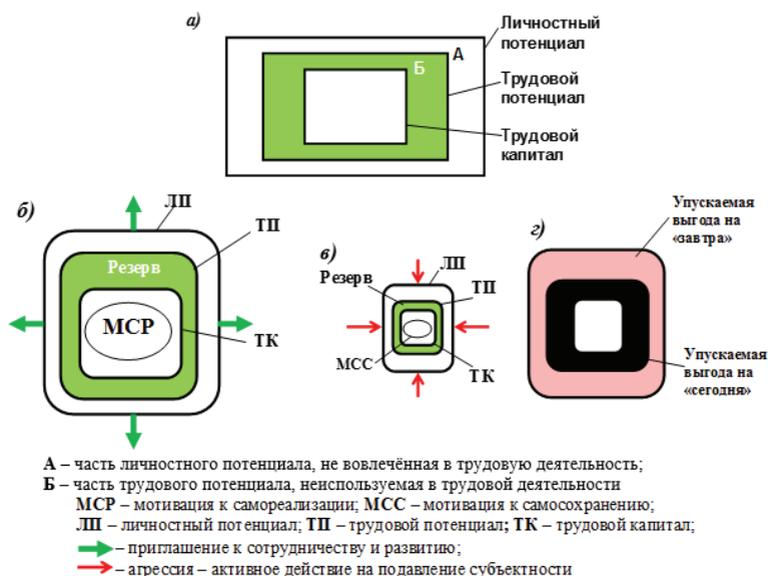


Рис. 1. Структура потенциала субъекта управления в зависимости от типов их мотивации и взаимодействия [1]

Вовлечение этого потенциала в процесс дальнейшего развития компании является стратегическим шагом на современном этапе ее развития. Невовлечение личного потенциала человека в процесс улучшения его жизни, в том числе – трудового потенциала работника

в процесс улучшений производства, приводит не только к потере значительного ресурса развития (рис. 1, в и г), но и ведет к деградации личности, вызывает её сопротивление такому образу трудовой жизни. Поэтому задача вовлечения персонала предприятия в процесс развития является одной из важнейших и требует соответствующей организации.

В капитале компании можно выделить три основных типа актива: материальные, нематериальные и неосязаемые [1, 3, 4]. Материальные активы – это здания, сооружения, выработки, станки, инструменты, материально-технические ресурсы, энергия и деньги. Нематериальные активы – это зафиксированные и легко усваиваемые подготовленными людьми знания для применения на производстве. А неосязаемые активы – это способность и готовность людей к безопасному и эффективному взаимодействию для достижения нужных результатов. В отношении развития материальных активов компанией был предпринят самый большой рывок (рис. 2). Значительный рывок был предпринят в развитии нематериальных активов. Предстоит сделать серьезные шаги в развитии неосязаемых активов. Здесь главным является – вовлечение людей в процесс инновационного развития своих предприятий.

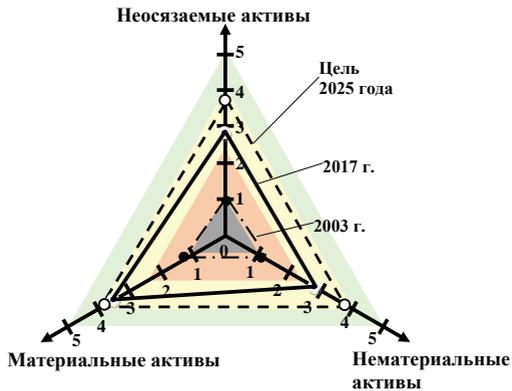


Рис. 2. Структура активов угледобывающего предприятия (на примере ООО «СУЭК-Хакасия») [1, 2, 3]

Возможны следующие основные динамики развития социально-экономических систем: воспроизводственная, которая неизбежно заканчивается угасанием; расширенное воспроизводство при сохранении видов деятельности предприятия; инновационное развитие [1, 4], а также комбинация динамик (рис. 3).

Инновационное развитие осуществляется либо применением известных решений, либо разработкой и освоением новых. Необходимо привлечение к решению этих задач работников, заинтересованных в собственном развитии. Это и есть стратегический ход СУЭК на современном

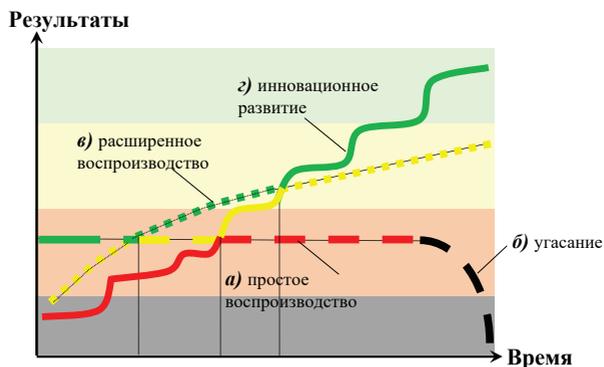


Рис. 3. Сравнительная эволюция социально-экономических систем

этапе развития компании – включение людей в то, чтобы они занялись инновациями, обеспечивающими развитие компании, объединения, ПЕ и своё. То есть, развивать компанию, развивая людей. Поиск новых возможностей и решений для развития предприятия, их реализация позволят улучшить жизнь каждого человека, принимающего участие в этом деле, и компании в целом благодаря лучшему использованию трудового потенциала. Работники, имеющие потребность в личностном развитии, успешно справляющиеся с должностными обязанностями и ответственно участвующие в улучшении производства – это состав действенного кадрового резерва компании. Это дополнительный и очень эффективный ресурс развития предприятия. Структура действенного кадрового резерва – взаимосвязанные инновационные группы, в каждой из которых есть руководитель, работа которого тесно увязана с работой первого руководителя производственной единицы, где эта инновационная группа трудится, и первого руководителя регионального производственного объединения. Работа инновационных групп координируется на предприятии. Задачи для этих групп определяются текущим ходом и логикой развития компании, регионального производственного объединения, предприятия, каждого подразделения, каждого человека. Приоритетность задач зависит от поставленной цели и замысла ее достижения. Источником ресурсов для развития инновационными группами являются внутренние резервы предприятия. Использование части экономического эффекта, полученного в результате реализации и освоения конкретной инновации, для дальнейшего развитие подразделения и вознаграждения участников, является действенным и мотивом, и стимулом для повышения заинтересованности персонала в улучшении производства.

Люди, вовлеченные в процесс инноваций и увлеченные участием в этом процессе, более эффективны, чем люди, принуждаемые зани-

маться этим процессом [5, 6]. Экспертные оценки показывают, что ценность работников в отношении осуществления инновационных процессов отличается в десятки раз (рис. 4).

Прин – принужденный; Прив – привлеченный; Вовл – вовлеченный; Увл – увлеченный

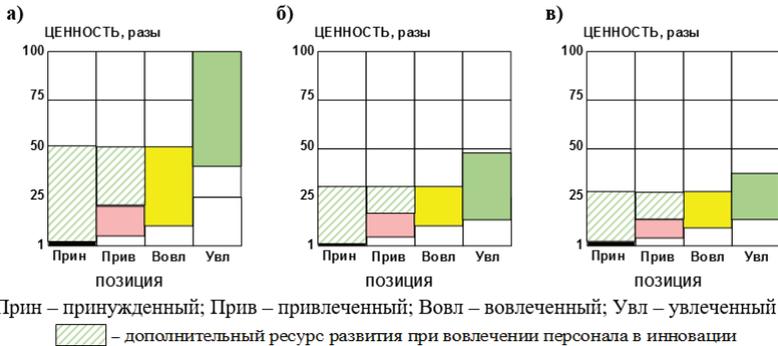


Рис. 4. Относительная ценность участника инновации в зависимости от занимаемой им позиции: а) руководитель; б) специалист; в) оператор [5]

Выигрыш за теми руководителями, которые смогут, вычислив потенциал каждого человека, привлечь, а затем и вовлечь его в процесс улучшений, увлечь его этим, помочь ему достичь результата. Людей, которые будут вовлекаться в процесс улучшений, надо вести от успеха к успеху, не позволяя им быть безуспешными. Для этого все решения надо тщательно готовить, продумывать и давать возможность людям, вовлекаемым в этот процесс, полнее раскрывать свой потенциал, а тем самым приносить большую пользу компании и налаживать лучшую жизнь своей семьи, для которой они и трудятся.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Килин А.Б. и др.* Эффективное развитие угледобывающего производственного объединения: практика и методы /А.Б. Килин, В.А. Азев, А.С. Костарев, И.А. Баев, Н.В. Галкина. – М.: Изд-во «Горная книга», 2018. ISBN 978-5-98672-488-1.

2. *Артемьев В.Б. и др.* Взаимосвязь организации и технологии горного производства /В.Б. Артемьев, А.Б. Килин, В.А. Галкин, А.М. Макаров //Открытые горные работы в XXI веке – результаты, проблемы и перспективы развития-1. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining Informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2017. – № 12 (специальный выпуск 37). – С. 68-76.

3. *Килин А.Б.* Развитие организационной структуры регионального производственного объединения как условие повышения его конкурентоспособ-

ности //Стратегия, тактика и практика инновационного развития угледобывающего производственного объединения: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining Informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2017. – № 12 (специальный выпуск 39). – С. 8-14.

4. Галкина Н.В. Социально-экономическая адаптация угледобывающего предприятия к инновационной модели технологического развития /Н.В. Галкина. – М.: Экономика, 2007. – 248.

5. Галкина Н.В. и др. Формирование синергии для инноваций на горном производстве /Н.В. Галкина, М.Н. Полещук //Известия УГГУ. – 2018. – №2. – С. 142-147.

6. Kaja Rangus, Alenka Slavec. The interplay of decentralization, employee involvement and absorptive capacity on firms' innovation and business performance //Technological Forecasting and Social Change. – Volume 120, July 2017, Pages 195-203. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Артемьев Владимир Борисович – доктор технических наук, заместитель генерального директора – директор по производственным операциям АО «СУЭК», 115054, г. Москва, Россия, pr_artem@suek.ru,

Волков Сергей Александрович – заместитель директора по производственным операциям по вопросам управления персоналом АО «СУЭК», 115054, г. Москва, Россия, e-mail: volkovsal@suek.ru,

Галкин Владимир Алексеевич – доктор технических наук, профессор, председатель правления ООО «НИИОГР», 454048, г. Челябинск, ул. Энтузиастов, 30, оф. 717, niioгр@list.ru,

Макаров Александр Михайлович – доктор технических наук, профессор, исполнительный директор ООО «НИИОГР», 454048, г. Челябинск, ул. Энтузиастов, 30, оф. 717, makarovam_niioгр@mail.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 23–29.

Artem'ev V. B., Volkov S. A., Galkin V. A., Makarov A.M. The formation of an actionable personnel reserve – a strategic move suek at the present stage of development of the company

Significant results in the activities of SUEK have been achieved on the basis of large-scale investments in regional coal mining production associations, as well as through the purposeful and organized work of remarkable collectives. SUEK-Kuzbass JSC was among the leading companies producing coal by underground method. In the context of ever-increasing competition, further movement through external investment in new equipment has a slow dynamics. Therefore, the main resource of the next stage of development – is the potential of the people working at this enterprise, which should be involved in solving the problems of continuous improvement of production. People who do more than they are obliged to

do according to their job descriptions, this is the composition of an actionable personnel reserve. And the structure of this actionable personnel reserve – is the cooperation of innovative groups that are engaged in specific improvements. Organization of innovative groups as part of enterprises – this is the involvement of personnel in the improvement of production. Resources for such development are the internal reserves of the enterprise.

Key words: company, development, strategy, personnel reserve, actionable, formation.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-23-29

AUTHORS

Artem'ev V. B., Doctor of Technical Sciences, Deputy General Director — Director for production operations of Siberian Coal Energy Company, pr_artem@suek.ru, Russia; Volkov S. A., Deputy Operational Director for Personnel management, Siberian Coal Energy Company, Russia,

Galkin V. A., Doctor of technical Sciences, Professor, Chairman of the Board of Research Institute of efficiency and safety of mining production, niogr@list.ru, Russia, Makarov A. M., Doctor of Technical Sciences, Professor, Executive Director of Research Institute of efficiency and safety of mining production, makarovam_niogr@mail.ru, Russia.

REFERENCES

1. Kilin A.B. , Azev V.A., Kostarev A.S., Baev I.A., Galkina N.V. *Effektivnoe razvitie ugledobyvayushchego proizvodst-vennogo ob»edineniya: praktika i metody* [Effective development of coal-mining production Association: practice and methods] / Moscow: Izd-vo «Gornaya kniga», 2018. ISBN 978–5-98672–488–1.

2. Artem'ev V.B., Kilin A.B., Galkin V.A., Makarov A.M. *Vzaimosvyaz' organizacii i tekhnologii gornogo proizvodstva* [The relationship between the organization and the technology of the mining industry]. *Otkrytye gornye raboty v XXI veke rezul'taty, problemy i perspektivy razvitiya-1*. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal) Mining Informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). 2017. no 12 (special'nyj vypusk 37). pp. 68–76.

3. Kilin A.B. *Razvitie organizacionnoj struktury regional'nogo proizvodstvennogo ob»edineniya kak uslovie povysheniya ego konkurentosposob-nosti* [The development of the organizational structure of the regional production Association as a condition of increasing its competitiveness]. *Strategiya, taktika i praktika innovacionnogo razvitiya ugledobyvayushchego proizvodstvennogo ob»edineniya: Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal)* Mining Informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). 2017. no 12 (special'nyj vypusk 39). pp. 8–14.

4. Galkina N.V. *Social'no-ekonomicheskaya adaptaciya ugledobyvayushchego predpriyatiya k innovacionnoj modeli tekhnologicheskogo razvitiya* [Socio-economic adaptation of coal mining enterprises to the innovative model of technological development]. Moscow: Ekonomika, 2007. 248.

5. Galkina N.V., Poleshchuk M.N. *Formirovanie sinergii dlya innovacij na gornom proizvodstve* [The development of synergies for innovation in the mining industry]. *Izvestiya UGGU*. 2018. no 2. pp. 142–147.

6. Kaja Rangus, Alenka Slavec. *The interplay of decentralization, employee involvement and absorptive capacity on firms' innovation and business performance*. *Technological Forecasting and Social Change*. Volume 120, July 2017, pp. 195–203.



М.Г. Иванова

ПАТЕНТОВАНИЕ КАК СРЕДСТВО КОНКУРЕНТНОЙ БОРЬБЫ, И СПОСОБ УПРАВЛЕНИЯ АКТИВАМИ

Описано состояние патентной активности российских заявителей и причины снижения патентной активности. Патентование на современном этапе развития экономики как частного, так и государственного сектора является неотъемлемой частью развития предприятия и повышения его конкурентоспособности как на отечественном, так и на зарубежном рынках. Стимулирование патентной активности является важной составляющей деятельности Роспатента в силу того, что развитие государственной экономики до уровня ведущих стран мира напрямую зависит от количества не только выданных патентов, но и количества используемых патентов. Также в статье описаны меры которые по мнению Роспатента, являются наиболее эффективными для повышения патентной активности не только на уровне, но и на федеральном уровне. В эпоху цифровой экономики представляется необходимым внедрение современных технологий в деятельность не только Роспатента, но и иных государственных структур. Проекты по использованию таких технологий активно внедряются в деятельность федеральной службы. Одним из главных стимулов активизации патентования и коммерциализации интеллектуальной собственности является налоговая политика в этой сфере. В санкционный период потребителю необходимо понимать, что для его удобства государство идет навстречу и не только поддерживает словами, но и напрямую воздействует на финансовую составляющую развития инновационных процессов. При этом, остро стоит вопрос в отношении кадрового обеспечения специалистов в области интеллектуальной собственности. Ключевые слова: инновационная деятельность; результат интеллектуальной деятельности; патентная активность; стимулирование; меры; цифровая экономика; Роспатент.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-30-40

В настоящее время техническое и экономическое развитие в мире опирается на новые и конкурентоспособные продукты и услуги, в разработке и организации производства которых имеют ключевое значение права на интеллектуальную собственность, особенно патенты и их использование.

Основные причины, почему компании занимаются инновационной деятельностью, являются:

- совершенствование производственных процессов в целях снижения затрат и повышения производительности труда;

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 30—40.

© М.Г. Иванова, 2018.

- выпуск новой продукции, которая удовлетворяет потребности покупателей;
- опережение конкурентов и/или расширение своего рыночного сегмента;
- обеспечение соответствия разрабатываемых технологий существующим и возникающим потребностям экономической деятельности предприятия и заказчиков;
- предупреждение технологической зависимости от других компаний.

Понятно, что без интеллектуальной собственности здесь не обойтись, причем важны все ее аспекты: правовая охрана, защита и использование. Интеллектуальная собственность, в частности, патенты, могут быть решающим фактором при превращении новаторских идей в конкурентоспособные продукты. Не случайно наиболее успешные мировые компании — это крупнейшие патентовладельцы.

Однако, патентование не должно становиться тем «хвостом, который виляет собакой». Оно должно вписываться в общую концепцию стратегического менеджмента и обеспечивать извлечение максимальной выгоды от использования инновационного и творческого потенциала предприятия.

Формирование патентной политики компании — сложный и во многом определяющий ее будущее процесс. Основу его составляет комплекс мероприятий, направленных, во-первых, на юридическое закрепление за фирмой прав на объекты интеллектуальной собственности, относящиеся к создаваемой продукции, и, во-вторых, на обеспечение получения доходов от их использования.

Однако далеко не все руководители компаний осознают высокий уровень конкурентных преимуществ, которые возникают в связи с обладанием правами на интеллектуальную собственность.

В последние два года количество подаваемых заявок снижается. В 2017 г. российскими заявителями по сравнению с 2016 г. подано на 15,0 % меньше заявок на изобретения.

Это произошло, в основном за счет снижения патентной активности юридических лиц. Например, в научно-исследовательских институтах снижение составило — 23,5 %, в ВУЗах — 13,8% [1].

Общие причины снижения патентной активности отечественных заявителей

1. Отсутствие достойного гарантированного вознаграждения изобретателей при патентовании разработок.
2. Сокращение финансирования НИОКР.
3. Отсутствие перспектив и сложность возможной коммерциализации, нет системы трансфера технологий.
4. Отсутствие заинтересованности руководства организаций в развитии системы интеллектуальной собственности и качества подаваемых заявок.

5. Отсутствие в организациях и на государственном уровне системы управления интеллектуальной собственностью.

6. Недостаточность квалифицированных специалистов в области интеллектуальной собственности.

7. Недостаточная оценка значимости получения патента в системе рейтинговой оценки НИИ и ВУЗов.

Перечень мер, предлагаемых Роспатентом, по стимулированию патентной активности отечественных заявителей:

1. Стимулирование изобретательской активности, в том числе совершенствование системы выплаты вознаграждения за служебные изобретения, полезные модели, промышленные образцы.

2. Внедрение современных цифровых технологий в деятельность Роспатента – применение удобных сервисов, сокращение сроков рассмотрения заявок.

3. Выделение в 2018-2020 годах не менее 650 бюджетных мест образовательным учреждениям высшего профессионального образования по специальностям, относящимся к сфере интеллектуальной собственности.

4. Увеличение финансирования дополнительного образования для сотрудников ФОИВ и их подведомственных организаций, а также научных, образовательных организаций ОПК по вопросам управления интеллектуальной собственностью и технологического брокерства.

5. Формирование на базе системы Роспатента учебно-методического и научного центра подготовки специалистов по специальности «инженер-патентовед».

6. Усиление контроля за внедрением на предприятиях новой редакции Рекомендаций по управлению правами на результаты интеллектуальной деятельности (с учетом консультационной и методологической поддержки Роспатента).

7. Включение в оценку деятельности руководителей государственных органов власти всех уровней, топ-менеджеров госкорпораций, руководителей НИУ, ВУЗов показателей уровня патентной активности.

8. Разработка предложений по развитию инфраструктуры, поддерживающей трансфер технологий в ВУЗах, НИИ и регионах.

9. Повышение результативности НИОКР, выполненных за счет бюджетных средств, за счет следующих мер:

9.1. Разработка и включение в государственные программы дополнений, касающихся включения в систему целевых индикаторов следующих показателей:

- доля затрат бюджетных ассигнований на НИОКР, в рамках которых разработаны технологии, основу которых составляют ключевые технические решения;

- доля технологий с инновационным потенциалом, внедренных в производство новой (усовершенствованной) продукции (услуг) в рамках инвестиционного блока программы;

9.2. При подготовке и реализации государственных программ, комплексных научно-технических программ и проектов, государственных контрактов, соглашений включать в них требование соответствия достигаемого научно-технического уровня разрабатываемой продукции и технологии ее производства уровню создаваемых и используемых ключевых технических решений (результатов интеллектуальной деятельности).

10. Развитие патентной аналитики.

11. Разработка и утверждение Национальной стратегии интеллектуальной собственности в РФ на 2018-2025 гг.

Кроме того, на уровне отдельных организаций необходимо серьезно заняться разработкой стратегии и тактики патентной деятельности с учетом направления деятельности, целей стратегического развития и организационной структуры организации.

Результатами грамотно разработанной стратегии будут:

- повышение конкурентоспособности на рынках продукции предприятия (внутреннем и международном) и связанных с ней услуг;
- обеспечение защиты экономических интересов и экономической безопасности предприятия;

увеличение капитализации предприятия за счёт правовой охраны результатов интеллектуальной деятельности и их использования, повышение уровня деловой репутации предприятия и его инвестиционной привлекательности.

Особую роль приобретает интеллектуальная собственность в эпоху цифровых технологий.

Мы в Роспатенте видим, как новые технологии могут повлиять на систему администрирования интеллектуальной собственности и, одновременно, мы должны заниматься развитием и поощрением инноваций, связанных, в том числе с использованием технологии блокчейн — технологии распределенных реестров, использованием искусственного интеллекта и сектора больших данных. Мы готовы формировать правовую платформу цифровой среды, в которой экономические процессы получат нужное ускорение и максимально положительный социальный эффект на глобальном уровне.

Отмечу, что сейчас перед нами, специалистами в сфере интеллектуальной собственности, стоит серьезный вопрос – как должна реагировать система интеллектуальной собственности на развитие современных технологий.

В 2018-м году Роспатент продолжит реализацию мероприятий, предусмотренных одобренной Правительством РФ многоцелевой Программой внедрения современных информационно-телекоммуникационных технологий в деятельность Федеральной службы по интеллектуальной собственности.

Мероприятия программы охватывают все сферы деятельности Роспатента и в совокупности нацелены на повышение качества взаи-

действия Роспатента с участниками рынка ИС, на сокращение сроков регистрации объектов ИС в государственных реестрах и осуществление иных процедур, на повышение надежности представляемой правовой охраны.

Современные цифровые технологии богаты IT-инструментами, позволяющими успешно решить эти задачи в правовом поле. В частности, мы планируем в ближайшее время перейти на полный электронный документооборот, полную автоматизацию формальных проверок заявок и заявлений, представляемых заявителем, повысить доступность и расширить ассортимент сервисов, предоставляемых Роспатентом в сети Интернет.

Как и все последние годы, Роспатентом большое внимание уделялось развитию электронного взаимодействия с заявителями. По состоянию на конец 2017 года в Федеральном реестре государственных и муниципальных услуг (функций) и на Едином портале государственных услуг (ЕПГУ) размещена актуальная информация обо всех 26 государственных услугах Роспатента. По большинству из них (25) обеспечена возможность подачи через ЕПГУ запроса (заявки, заявления и т.д.) о предоставлении государственной услуги в электронном виде.

5 государственных услуг (по регистрации изобретений, полезных моделей, промышленных образцов, товарных знаков, программ для ЭВМ и баз данных) предоставляются также через сайт ФИПС.

Преимущества подачи заявок в электронном виде:

- наличие развитых интерфейсов, позволяющих заявителям правильно заполнять необходимые документы;
- поддержка функционирования системы службой технической поддержки ФИПС;
- снижение пошлин.

Для упрощения оплаты государственных услуг в 2016 году обеспечена возможность взимания пошлин за совершение юридически значимых действий в рамках предоставления государственных услуг через систему «Сбербанк Онлайн».

В планах ведомства – на ближайшее будущее обеспечить возможность обращения за предоставлением всех 26 государственных услуг Роспатента в электронном виде.

18 декабря Председателем Правительства России утвержден План мероприятий по направлению «Информационная инфраструктура» программы «Цифровая экономика Российской Федерации» [4], в который включены 4 проекта Роспатента, охватывающие вопросы разработки и ввода в промышленную эксплуатацию:

- открытой платформы поиска патентной информации и средств индивидуализации с включением международных источников патентной информации для негосударственных сервисов;
- системы предоставления услуг регистрации прав на объекты промышленной собственности и средств индивидуализации в цифро-

вом виде (3-D моделей), а также ее интеграции с государственными системами (включая инфраструктуру электронного правительства) и негосударственными платформами;

- автоматизированный сервис (с элементами искусственного интеллекта) по формальной экспертизе заявок на регистрацию объектов интеллектуальной собственности;
- сервиса регистрации предоставления права использования объектов интеллектуальной собственности с использованием технологии блокчейн.

Также Роспатент предлагает ряд законодательных новаций, которые учитывают технологические изменения, происходящие сегодня во всем мире.

I. По организации проведения информационного поиска и предварительной оценки патентоспособности для целей экспертизы по существу заявок на выдачу патента на изобретение или полезную модель аккредитованными Роспатентом организациями.

II. По регистрации трёхмерных моделей заявляемых объектов интеллектуальной собственности.

III. По введению электронных охранных документов, уточнение перечня юридически значимых действий, при обращении за совершением которых необходима нотариально удостоверенная доверенность, предоставления возможности использования простой электронной подписи при обращении за предоставлением некоторых государственных услуг Роспатента.

IV. По предварительным патентным заявкам.

V. По «лицензированию» на стадии заявки.

Новые технологии сегодня – это большой вызов, в том числе и для сложившейся системы интеллектуальной собственности. Отмечу, что разговоры о том, что машинный интеллект полностью заменит людей – это совершеннейшая неправда. Этические аспекты регулирования человеческой деятельности становятся все более основательными.

При этом следует отметить, что Роспатент был инициатором внесения изменений в налоговое законодательство [8] по облегчению налоговой нагрузки на предприятия, осуществляющие разработку и коммерциализацию результатов интеллектуальной деятельности.

18 июля 2017 года Президент Российской Федерации подписал Федеральный закон №166-ФЗ «О внесении изменений в статьи 251 и 262 части второй Налогового кодекса Российской Федерации» [2].

Федеральный закон №166-ФЗ вступил в силу с 1 января 2018 года.

Расширен перечень доходов, не учитываемых при определении налоговой базы по налогу на прибыль.

Статья 251 НК РФ. Доходы, не учитываемые при определении налоговой базы

«3.6) в виде имущественных прав на результаты интеллектуальной деятельности, выявленных в ходе проведённой налогоплательщиком инвентаризации имущества и имущественных прав».

Статья 262 НК РФ. Расходы на научные исследования и (или) опытно-конструкторские разработки

П. 7. «Налогоплательщик, осуществляющий расходы на научные исследования... вправе включать указанные расходы... **в первоначальную стоимость амортизируемых нематериальных активов...** в размере фактических затрат с применением коэффициента 1,5.»

П. 2. К расходам на научные исследования и (или) опытно-конструкторские разработки относятся:

«3.1) расходы на приобретение исключительных прав на изобретения, полезные модели или промышленные образцы по договору об отчуждении либо прав использования указанных результатов интеллектуальной деятельности по лицензионному договору в случае использования указанных прав исключительно в научных исследованиях и (или) опытно-конструкторских разработках».

С 6 октября 2017 г. в соответствии с постановлением Правительства РФ от 23 сентября 2017 г. № 1151 «О внесении изменений в Положение о патентных и иных пошлинах за совершение юридически значимых действий...» [5] **вводятся новые виды пошлин, повышается номинальный размер отдельных пошлин** в связи с инфляционными процессами, а также **расширяются категории заявителей, которым предоставляется льгота** по уплате пошлин, и виды таких льгот.

- Студенты, научные сотрудники до 35 лет уплачивают 10%;
- Научные и образовательные организации уплачивают 35%.

Согласно изменениям размер ряда пошлин увеличен **не более чем в 2 раза**

• Одновременно с увеличением размера пошлин вводятся **дополнительные льготы по уплате пошлин и расширение категорий заявителей, имеющих право на их уплату в уменьшенном размере**

• Перечень видов юридически значимых действий, в отношении которых предусмотрена льгота по уплате пошлин, дополнен действиями, связанными с подачей и рассмотрением заявки на полезную модель, заявки на наименование места происхождения товара. **введение новых льгот направлено на поддержку и интенсификацию патентования указанных объектов в условиях импортозамещения**

• **Введение увеличенных размеров пошлин не затронет интересы льготной категории заявителей** и не приведет к существенному увеличению затрат на их уплату. в отношении указанной категории заявителей **введен новый понижающий коэффициент, составляющий 65-90% от нового размера пошлин.**

При этом номинальные размеры пошлин, уплачиваемых в уменьшенном размере, практически сохранены на уровне действующих.

- **Возврат 50% от оплаченной суммы**, если информационный поиск по заявке не проводится в силу ограничений, предусмотренных п.2 ст. 1386, п.1 ст. 1390 и п.1 ст. 1391 Гражданского кодекса Российской Федерации [6].

Однако без соответствующей подготовки кадров решить проблемы эффективного использования конкурентных преимуществ интеллектуальной собственности не получится.

Осознавая проблему недостаточности наличия на рынке качественных образовательных услуг в сфере интеллектуальной собственности, ФИПС разработал ряд прикладных программ повышения квалификации и профессиональной переподготовки. Более подробно с реализацией этих программ можно ознакомиться на сайте ФИПС.

Кроме того, ФИПС предлагает услуги в области патентной аналитики, а именно по разработке и использованию высокотехнологичных инструментов для аналитики инвестиционных объектов на внутреннем и мировом рынках, в том числе технико-коммерческих предложений и патентных ландшафтов. Данные инструменты позволят максимально эффективно оценить возможные риски и перспективы инвестирования с учетом особенностей правовой среды и тенденций рынка [10, 11]. Учтена возможность постоянной сервисно-консультационной поддержки по внедрению разработанных для конкретных задач инструментов и навигация по всему спектру возможностей Роспатента в целях актуализации и корректировки в оперативном режиме.

Одновременно ФИПС предлагает разработку рекомендаций по применению современных подходов и методик к управлению знаниями, капитализации нематериальных активов (НМА), оценке интеллектуальной собственности (ИС) в инвестиционной деятельности и решению хозяйственных споров, в том числе при использовании объектов НМА в качестве залоговой массы. Также предусмотрена постоянная консультационная поддержка.

В дополнение считаю целесообразным сообщить, что малые организации в целях решения вопросов коммерциализации интеллектуальной собственности могут воспользоваться информационной системой «Бизнес-навигатор МСП», разработанной АО «Корпорация «МСП» — инструментом комплексной информационно-маркетинговой поддержки, позволяющий предпринимателям выявлять рыночные ниши для ведения бизнеса. Она охватывает 171 российский город с численностью жителей более 100 тыс. человек во всех регионах Российской Федерации. С помощью навигатора можно узнать, какой бизнес лучше открыть в своем городе, в каком месте, какие инвестиции и документы для этого понадобятся. Там же можно рассчитать примерный бизнес-план, узнать о спросе на товары и услуги выбранного бизнеса, конкурентах. Адрес в Интернете: <http://www.smbn.ru>. **ФИАБ**

СПИСОК ЛИТУРАТУРЫ

1. Отчет о деятельности Роспатента за 2017 год. Режим доступа: https://rupto.ru/content/uploadfiles/docs/otchet_2017_ru.pdf.
2. Федеральный закон от 18.07.2017 № 166-ФЗ «О внесении изменений в статьи 251 и 262 части второй Налогового кодекса Российской Федерации» // Российская газета, № 160, 21.07.2017.
3. Федеральный институт промышленной собственности. URL: <http://new.fips.ru>.
4. План мероприятий по направлению «Информационная инфраструктура» программы «Цифровая экономика Российской Федерации» (утв. Правительственной комиссией по использованию информационных технологий для улучшения качества жизни и условий ведения предпринимательской деятельности (протокол от 18.12.2017 № 2)) // Официальный сайт Правительства РФ. URL: <http://static.government.ru>.
5. Постановление Правительства РФ от 23.09.2017 № 1151 «О внесении изменений в Положение о патентных и иных пошлинах за совершение юридически значимых действий, связанных с патентом на изобретение, полезную модель, промышленный образец, с государственной регистрацией товарного знака и знака обслуживания, с государственной регистрацией и предоставлением исключительного права на наименование места происхождения товара, а также с государственной регистрацией отчуждения исключительного права на результат интеллектуальной деятельности или средство индивидуализации, залога исключительного права, предоставления права использования такого результата или такого средства по договору, перехода исключительного права на такой результат или такое средство без договора» // Собрание законодательства РФ, 02.10.2017, № 40, ст. 5856.
6. Гражданский кодекс Российской Федерации (часть четвертая) от 18.12.2006 № 230-ФЗ (ред. от 23.05.2018) // Российская газета, № 289, 22.12.2006.
7. Портал бизнес-навигатора МСП. URL: <http://www.smbn.ru>.
8. Налоговый кодекс Российской Федерации (часть вторая) от 05.08.2000 № 117-ФЗ (ред. от 27.11.2018) (с изм. и доп., вступ. в силу с 01.12.2018) // Собрание законодательства РФ, 07.08.2000, № 32, ст. 3340.
9. USA Patent Office statistic. URL: <https://www.uspto.gov/learning-and-resources/statistics>.
10. World Intellectual Property Indicators 2018. URL: https://www.wipo.int/edocs/pubdocs/en/wipo_pub_941_2018.pdf.
11. World Intellectual Property Indicators 2017. URL: https://www.wipo.int/edocs/pubdocs/en/wipo_pub_941_2017.pdf.
12. Herdegen M. Principles of International Economic Law / M. Herdegen. Oxford: Oxford University Press, 2013. 534 p.

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Иванова Марина Германовна — д.с.н., к.э.н., доцент по кафедре менеджмента, заведующий отделом подготовки аналитических материалов и мониторинга использования результатов интеллектуальной деятельности ФИПС, ivanovamg@rupto.ru, Бережковская наб., д. 30, корп. 1, Москва, Г-59, ГСП-3, 125993, Российская Федерация.

Ivanov M. G.

Patenting as means of competition, and way of management of assets

Summary: article is devoted to a condition of patent activity of the Russian applicants and the reasons of decrease in patent activity.

Patenting at the present stage of development of economy of both a private, and public sector is an integral part of development of the enterprise and increase in its competitiveness both on domestic, and on foreign the markets.

Stimulation of patent activity is an important component of activity of Rospatent owing to the fact that development of the state economy to the level of the leading countries of the world directly depends on quantity not only the granted patents, but also the number of the used patents.

Also in article measures which according to Rospatent, are the most effective for increase in patent activity not only at the level, but also at the federal level are described.

During an era of digital economy implementation of modern technologies in activity not only Rospatent, but also other government institutions is obviously necessary. Projects on use of such technologies are actively implemented in activity of federal service.

One of the main incentives of activation of patenting and commercialization of intellectual property is tax policy in this sphere. During the sanctions period the consumer needs to understand that for its convenience the state meets halfway and not only supports by words, but also directly influences a financial component of development of innovative processes.

At the same time, the question concerning staffing of experts in the field of intellectual property is particularly acute. The true level of training of experts is at the high level, however the number of the let-out experts with great difficulty is capable to satisfy requirements of the modern companies for the organization of high-quality work on management of the rights to results of intellectual activity and also providing with necessary legal protection the right to such results.

Keywords: innovative activity; result of intellectual activity; patent activity; stimulation; measures; digital economy; Rospatent.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-30-40

AUTHORS

Ivanova M. I., d.s.s., k.e.s., the associate professor on department of management, head of department of preparation analytical material and monitoring of use of results of intellectual activity of Federal Institute of Industrial Property, Berezhkovskaya nab. 30-1, Moscow, G-59, GSP-3, 125993, Russian Federation, ivanovamg@rupto.ru.

REFERENCES

1. *Otchet o deyatel'nosti Rospatenta za 2017 god* [Report on the activities of Rospatent for 2017]. Rezhim dostupa: https://rupto.ru/content/uploadfiles/docs/otchet_2017_ru.pdf.

2. *Federal'nyj zakon ot 18.07.2017 no 166-FZ «O vnesenii izmenenij v stat'i 251 i 262 chasti vtoroj Nalogovogo kodeksa Rossijskoj Federacii»* [Federal law No. 166-FZ of 18.07.2017 «on amendments to articles 251 and 262 of part two of the Tax code of the Russian Federation»]. Rossijskaya gazeta, no 160, 21.07.2017.

3. *Federal'nyj institut promyshlennoj sobstvennosti* [Federal Institute of industrial property.]. URL: <http://new.fips.ru>.

4. *Plan meropriyatij po napravleniyu «Informacionnaya infrastruktura» programmy «Cifrovaya ekonomika Rossijskoj Federacii» (utv. Pravitel'stvennoj komissiej po ispol'zovaniyu informacionnyh tekhnologij dlya uluchsheniya kachestva zhizni i uslovij vedeniya predprinimatel'skoj deyatel'nosti (protokol ot 18.12.2017 no 2))* [Action plan in the direction of «Information infrastructure» program «Digital economy of the Russian Federation» (approved. Government Commission on the use of information technologies to improve the quality of life and business environment (Protocol of 18.12.2017 no 2)]. Oficial'nyj sajt Pravitel'sta RF. URL: <http://static.government.ru>.

5. *Postanovlenie Pravitel'sta RF ot 23.09.2017 no 1151 «O vnesenii izmenenij v Polozhenie o patentnyh i inyh poshlinah za sovershenie yuridicheski znachimyj dejstvij, svyazannyh s patentom na izobretenie, poleznuyu model', promyshlennyj obrazec, s gosudarstvennoj registraciej tovarnogo znaka i znaka obsluzhivaniya, s gosudarstvennoj registraciej i predostavleniem isklyuchitel'nogo prava na naimenovanie mesta proiskhozhdeniya tovara, a takzhe s gosudarstvennoj registraciej otchuzhdeniya isklyuchitel'nogo prava na rezul'tat intellektual'noj deyatel'nosti ili sredstvo individualizacii, zaloga isklyuchitel'nogo prava, predostavleniya prava ispol'zovaniya takogo rezul'tata ili takogo sredstva po dogovoru, perekhoda isklyuchitel'nogo prava na takoj rezul'tat ili takoe sredstvo bez dogovora»* [Decree of the Government of the Russian Federation dated 23.09.2017 No. 1151 « on amendments to the Regulations on patent and other fees for legally significant actions related to a patent for an invention, utility model, industrial design, state registration of a trademark and service mark, state registration and granting of an exclusive right to the name of the place of origin of goods, as well as state registration of alienation of an exclusive right to the result of intellectual activity or means of individualization, pledge of exclusive right, provision of the right to use such result or such means under the agreement, transfer of the exclusive right to such result or such means without the agreement»]. Sobranie zakonodatel'sta RF, 02.10.2017, no 40, st. 5856.

6. *Grazhdanskij kodeks Rossijskoj Federacii (chast' chetvertaya) ot 18.12.2006 no 230-FZ (red. ot 23.05.2018)* [The civil code of the Russian Federation (part four) from 18.12.2006 № 230-FZ (as amended on 23.05.2018)]. Rossijskaya gazeta, no 289, 22.12.2006.

7. *Portal biznes-navigatora MSP* [SME business Navigator portal]. URL: <http://www.smbn.ru>.

8. *Nalogovyj kodeks Rossijskoj Federacii (chast' vtoraya) ot 05.08.2000 no 117-FZ (red. ot 27.11.2018) (s izm. i dop., vstup. v silu s 01.12.2018)* [Tax code of the Russian Federation (part second) from 05.08.2000 № 117-FZ (as amended on 27.11.2018) (Rev. and EXT., joined. in force from 01.12.2018)]. Sobranie zakonodatel'sta RF, 07.08.2000, no 32, st. 3340.

9. USA Patent Office statistic. URL: <https://www.uspto.gov/learning-and-resources/statistics>.

10. World Intellectual Property Indicators 2018. URL: https://www.wipo.int/edocs/pubdocs/en/wipo_pub_941_2018.pdf.



ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ: СОВРЕМЕННЫЕ ВЫЗОВЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Отмечена роль угля в качестве надежного энергетического ресурса и сырья для металлургического и химического производства. Показано, что несмотря на замедление темпов роста мирового спроса на уголь, увеличения затрат на его добычу, изменений энергетических балансов развитых стран в сторону снижения доли угольной генерации за счет использования природного газа и возобновляемых источников энергии, угольная промышленность была и остается на длительную перспективу важнейшей отраслью мировой экономики. Проанализированы внешние факторы, влияющие на развитие угольной отрасли в России и в мире. Приведены сведения о горно-геологических и горнотехнических условиях отработки пластов на шахтах России. Повышение уровня концентрации и безопасности горных работ, а также реализация концепций «умная шахта» и «невидимая шахта» представлены в качестве основных тенденций развития технологий угледобычи. Применяемые в отрасли технологии рассмотрены на примере подземной угледобычи с позиций достижения обозначенных ООН целей глобального устойчивого развития и формирования экономики замкнутого цикла. Приведены примеры лучших практик добычи угля в ведущих угледобывающих странах, показаны технологические схемы, обеспечивающие полное использование потенциала высокопроизводительного оборудования очистных механизированных комплексов, основные положения концепций «умная шахта», «невидимая шахта». Приведены примеры реализации этих концепций на зарубежных и отечественных шахтах.

Ключевые слова: угольный пласт, подземная разработка, технология, перспективы, концентрация работ, умная шахта, невидимая шахта.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-41-51

Введение

Доказанные мировые запасы угля по данным компании BP [1] составляют 891,531 млрд тонн, что достаточно для поддержания уровня добычи, достигнутого в 2015 году (7,820 млрд т) в течение 114 лет. По отношению доказанных запасов к достигнутому уровню добычи уголь остается самым распространенным энергетическим ресурсом в сравнении с нефтью и природным газом (50,7 и 52,8 соответственно).

ISSN 0236–1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 41–51

© О.И. Казанин, Е.П. Ютяев, 2018.

Вместе с тем, темпы роста потребления угля в 2015 году снизились до 1,8%, что ниже среднего за 10 лет роста 2,1%, а угледобыча в мире по сравнению с 2014 годом упала на 4%. Доля угля в мировом производстве энергии в 2015 году снизилась до 29,2% — самый низкий показатель с 2005 года. Отмеченные тенденции носят долгосрочный характер вследствие общего стремления к снижению выбросов парниковых газов, закрепленного в ряде документов ООН по устойчивому развитию, в том числе Парижском соглашении Рамочной конвенции ООН об изменении климата (РКИК ООН), принятой в 2015 году [2]. Принятые странами обязательства по ограничению выбросов парниковых газов в атмосферу наибольшее влияние оказывают на угольную промышленность. Многие банки и финансовые организации приняли решения о прекращении угольных инвестиций, а также о выходе из угольных активов или отмены инвестиционных планов [3]. По оценке Bloomberg, в целом ожидаемый объем декарбонизации инвестиций к 2020 году достигнет 500 млрд долларов.

В то же время планы по масштабному строительству угольных электростанций есть у Вьетнама, Индии, Индонезии и ряда других стран. В соответствии с долгосрочной программой развития угольной промышленности до 2030 года намечен рост угледобычи в России (в 2017 г. фактический рост на 6%). Растущие потребности мировой экономики в энергии, необходимость обеспечения доступа к энергии для всех нуждающихся, особенно в бедных странах, делает уголь незаменимым источником энергии на длительную перспективу [4]. Кроме того, современные технологии позволяют производить из угля более 130 видов химических полупродуктов, которые в дальнейшем используются для производства свыше 5 тысяч видов продукции, что является еще одним фактором, способствующим развитию угледобычи. Углекимические кластеры сформированы в Европе, Китае, США, Канаде и Австралии.

Угольная промышленность играет ключевую роль в экономиках многих стран, обеспечивая занятость, налоги, экспортные поступления, обеспечивающие развитие инфраструктуры и общее повышение уровня жизни людей, особенно в развивающихся странах. В угольной отрасли в мире напрямую заняты более 7 миллионов человек (более 149 тысяч человек в России), также миллионы рабочих мест созданы в смежных отраслях.

Таким образом, угольная промышленность является важнейшей отраслью мировой экономики, от развития которой во многом зависит достижение глобальных целей устойчивого развития, провозглашенных ООН [5].

Технологии и устойчивое развитие

В качестве общих целей по развитию технологий к 2030 году в отчете ООН по глобальному устойчивому развитию 2016 года обозначены [5]:

- Непрерывное улучшение эффективности производства и потребления мировых ресурсов и стремление обеспечить экономический рост без деградации окружающей среды;
- Достижение более высокого уровня производительности посредством диверсификации, модернизации технологий и инноваций;
- Модернизация инфраструктуры и устаревших технологий с целью сделать их устойчивыми, повысить эффективность использования ресурсов и обеспечить использование «чистых» технологических процессов.

Этим целям соответствуют тенденции развития современных угольных технологий. Непрерывному совершенствованию технологий способствует также ряд современных вызовов, среди которых можно выделить рост конкуренции на мировом рынке, резкие колебания цен на уголь с неуклонным падением в период 2011–16 гг., а также ужесточение экологических требований. Так, по данным [1], по сравнению с пиковыми значениями цен на уголь в 2008 и 2011 годах цены первой половины 2016 года по разным маркам углей упали в 1,6 – 2,7 раза. Это привело к тому, что по разным данным более 30% угледобывающих компаний в мире работают на грани рентабельности или с убытками. В 2013 году угольная отрасль России впервые показала убытки по итогам года порядка 3 млрд долларов и эта тенденция оптимизацией своей операционной деятельности, поиском внутренних резервов снижения затрат и повышения производительности.

Наиболее жестко экологические требования оказывают влияние на угольную промышленность США, где в 2015 году были приняты стандарт по ртути и воздушным токсинам (Mercury and Air Toxic Standard – MATS), правила о водах в США (Waters of the United States Rule – WOTUS), а также план по чистой энергии (Clean Power Plan – CPP). Принятые документы резко ужесточают требования к выбросам, что снижает конкурентоспособность угольной энергетики по сравнению с использованием природного газа. Снижение угледобычи в США в 2015 году по сравнению с 2014 годом составило 9%, а за период 2010–15 гг. – 18%. В 2016 году ожидается дальнейшее снижение добычи еще на 3–4% до примерно 900 млн тонн в год [7]. В целом ожидается, что после адаптации к новым правилам, обновленная угольная отрасль США сократится примерно на 25% от нынешнего уровня.

Из 7,820 млрд тонн угля, добытых в мире в 2015 году, 93% было добыто в 10 ведущих угледобывающих странах. Абсолютным лидером по объемам угледобычи является Китай, на долю которого приходится более 47% мировой угледобычи. Россия с объемом добычи в 2017 году 408,9 млн тонн (в том числе подземным способом – 105,4 млн тонн) занимает шестое место. Всего в мире более 60% угля добывается

подземным способом и с увеличением глубины ведения горных работ данный способ имеет наибольшие перспективы.

Среди основных направлений технологического развития угольной отрасли, соответствующих требованиям устойчивого развития можно выделить следующие:

- Дальнейшее повышение уровня концентрации горных работ;
- Реализация концепции «умная шахта» (Intelligent Mine);
- Комплексное освоение ресурсов угольных месторождений, применение чистых угольных технологий «невидимая шахта» (Invisible Mine).

Повышение уровня концентрации горных работ

Повышение уровня концентрации горных работ на угольных шахтах, т.е. снижение количества действующих очистных забоев при увеличении их производительности, приводит к переходу шахт к структуре «шахта-лава», когда в шахте работает один длинный очистной забой в режиме от 2 до 10 и более млн тонн в год. В 2017 году в России 42 из 61 шахты работают в режиме «шахта-лава». Количество действующих комплексно-механизированных очистных забоев (КМЗ) за период с 2000 по 2017 гг. снизилось со 170 до 70, а среднесуточная нагрузка на КМЗ за этот период возросла с 1324 т/сут до 5105 т/сут [8]. В августе 2018 года на шахте им. В.Д. Ялевского установлен мировой рекорд производительности длинного очистного забоя – 1,627 млн т/мес. Вместе с тем, по мнению специалистов, потенциал современного оборудования на подземных горных работах используется не более, чем на 30%. По данным [9], потенциала современного оборудования КМЗ достаточно, чтобы при отработке пласта мощностью 4,0 м комбайном с шириной захвата 1,0 м и скоростью подачи 25 м/мин в лаве длиной 300 м добыча составит 8400 т/час. При работе комбайна 20 часов в сутки и 300 дней в году добыча составит 50 млн т/год; продвижение очистного забоя 75 м/сут или 22 км/год. Реально достигнутая производительность длинного очистного забоя превышает 10 млн т/год, достижение рубежа 15 млн т/год ожидается до 2020 года.

Рост энерговооруженности и надежности применяемой техники привел к изменению параметров выемочных участков. Так, в наиболее технологически развитой российской угольной компании АО «СУЭК-Кузбасс» за период с 2005 по 2018 гг. средняя длина лавы возросла с 215 м до 400 м. Средняя длина выемочных столбов за этот период возросла с 1,3 км до 2,5 км. Новые участки планируются длиной до 3,5 км. Это позволяет увеличить объем готовых к выемке запасов угля в выемочном столбе и сократить количество дорогостоящих перемонтажей оборудования.

Ежегодный рост длины лавы и длины выемочных столбов является общемировой тенденцией. Так, по данным [10] средняя длина лавы на шахтах США в 2015 году составила 364 м, длина столба 3580 м,

максимальные значения составили 464 м и 6750 м соответственно. Всего в 2015 году на шахтах США работали 45 длинных очистных забоев, из них 35 в режиме «шахта-лава». Средняя производительность длинного очистного забоя составила 4,5 млн т/год (15 тыс. т/сут).

Доля систем разработки пластов короткими забоями в общем объеме подземной угледобычи в мире составляет не более 15%. Наибольшее применение такие системы получили на шахтах ЮАР, Индии, США, применяются также на шахтах Китая. Достигнута производительность короткого очистного забоя с использованием оборудования производства компании Джой более 200 тыс. т/мес. Системы разработки короткими забоями являются более гибкими по сравнению с длинными забоями, стоимость оборудования короткого забоя, как правило, не превышает 30% стоимости оборудования длинного забоя. Вместе с тем, при увеличении глубины разработки требуется увеличение размеров целиков, что увеличивает потери угля, создает опасность горных ударов. Неизвлекаемые целики формируют зоны повышенного горного давления при отработке свит пластов. т.е. область применения таких систем, как правило, ограничивается глубиной разработки.

На шахтах России применение таких систем ограничено. На действующих шахтах применение коротких забоев возможно при отработке участков сложной геометрической формы, т.е. в местах, где невозможно подготовить выемочный столб приемлемых размеров для отработки длинными забоями.

Рост технико-экономических показателей работы комплексно механизированных забоев (КМЗ) является необходимым условием обеспечения конкурентоспособности угледобычи в условиях неблагоприятной рыночной конъюнктуры. При этом, повышение интенсивности воздействия на массив в сочетании с постоянным углублением горных работ, ростом природной газоносности пластов и геодинамической опасности предъявляет особые требования как к качеству проектов отработки пластов, так и к организации мониторинга и контроля технологических процессов и окружающей среды в процессе ведения горных работ. При наличии на шахте лишь одного очистного забоя потери от простоев КМЗ могут составлять 500–2000 долларов в час и более. Причинами простоев могут быть загазирование горных выработок при высоких нагрузках на очистной забой, неудовлетворительное состояние выработок и сопряжений лав, вывалов кровли или разрушения бортов выработок, повышенные водопритоки и пр.

Для обеспечения полного использования потенциала современного оборудования КМЗ и обеспечения безопасности горных работ проектные решения должны приниматься с учетом результатов исследований геодинамических и газодинамических процессов в угленосной толще для минимизации геодинамических рисков и эффективного управления газовойделением. Важным условием обеспечения эффек-

тивного управления газовой выделением является корректное определение допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору. В период 2006—2017 гг. специалистами компании АО «СУЭК-Кузбасс» совместно со специалистами Санкт-Петербургского горного университета и НИТУ «МИСиС» проведен комплекс исследований геомеханических и газодинамических процессов при интенсивной отработке газоносных угольных пластов, разработаны и внедрены технологические схемы подготовки и отработки выемочных участков.

Концепция «умная шахта»

Все больше внимания в плане технологического развития отрасли стало уделяться реализации концепции «умная шахта». Под этим термином понимается предприятие (шахта или разрез) с автоматизированными технологическими процессами, оборудованное системами мониторинга и контроля шахтных подсистем, окружающей среды (шахтной атмосферы, напряженно-деформированного состояния массива, водоотлива), персонала. При этом IT технологии применяются на всех этапах освоения месторождения от разведки и 3D моделирования, до проектирования и управления технологическими процессами, логистикой и системами обеспечения. Цифровая модель месторождения служит основой для дальнейшей эксплуатации шахты. В сочетании с геоинформационными системами работающие проходческие и очистные комбайны, транспортное оборудование с системами позиционирования, а также датчики различных систем обеспечения безопасности формируют огромный поток данных, которые необходимо обработать и представить в удобном и понятном виде ответственным руководителям производства. Это требует применения специализированного программного обеспечения, промышленного интернета для передачи больших объемов данных, дало толчок применению на современных шахтах технологий IoT (интернет вещей).

В качестве примера успешного внедрения отдельных элементов концепции «умная шахта» на шахтах России можно привести созданный в компании СУЭК-Кузбасс единый диспетчерско-аналитический центр ЕДАЦ-СУЭК, к основным функциям которого относятся:

- автоматический контроль параметров, показателей и характеристик производственных объектов;
- коллективное отображение, позволяющее всем участникам проекта просто и доступно получить полный объем информации, имеющейся в диспетчерско-аналитической системе (ДАС);
- автоматическое формирование аварийной и предупредительной сигнализации;
- автоматическое формирование отчетов, сравнительных анализов и рекомендаций;
- сбор всей имеющейся информации, унификация и перевод данной информации в удобный формат;



Рис. 1. Фрагмент видеостены ЕДАЦ-СУЭК, март 2015 г.

- ведение анализа, а также прогнозирование процессов и состояний;
- ведение постоянного контроля и архивирование всех сигналов и значений;
- организация доступа по определенному алгоритму к результатам информации и анализа;
- рассылка ответственными лицами информации в пределах их компетентности.

Применена цветовая индикация оценки работы производственных объектов и систем безопасности: зеленый цвет – работа в штатном режиме; желтый – необходимо обратить внимание; красный – требуется немедленное вмешательство. Диспетчер получает информацию в режиме реального времени от всех работающих очистных забоев шахт и разрезов как схематично, так и через видеокамеры, имеет возможность более детально посмотреть каждый объект. Видеостена состоит из 12 экранов для 80 видеокamer, может показывать 12 экранов текущего состояния шахт, 500 окон текущего состояния и 500 отчетов [11]. Фото фрагмента видеостены, установленной в центральной диспетчерской компании, приведено на рис. 1.

Кроме основного диспетчера, отдельные процессы и оборудование контролируют 6 сервис-инженеров и 4 диспетчера по разным направлениям. Внедрение ЕДАЦ позволило существенно сократить время простоев оборудования, снизить риски возникновения инцидентов и аварий. В дальнейшем планируется включение в состав центра системы регионального и локального геодинамического мониторинга.

Концепция «невидимая шахта»

Следующим этапом развития технологии подземной угледобычи является реализация концепции «невидимая шахта». Это предполагает шахту с минимальным воздействием на окружающую среду за счет комплексного использования ресурсов месторождений, планирования работ «от деревьев до деревьев», переработки и утилизации отходов добычи и обогащения, использования подземного пространства для размещения отходов.

В качестве примера можно привести проект I²Mine, который реализуется консорциумом из 26 организаций, представляющих 10 стран ЕС. В проекте заложена концепция горных технологий замкнутого цикла при отработке месторождений на достигнутых и больших глубинах, формирование невидимой, безопасной, экологически чистой шахты (рудника). Отдельные элементы данной концепции внедрены на горных предприятиях России.

Заключение

Выполненный обзор современных вызовов и тенденций развития технологий подземной угледобычи показывает возрастание требований

к их эффективности, промышленной и экологической безопасности. Обеспечение конкурентоспособности угледобывающих компаний в условиях усложнения горно-геологических условий возможно лишь при научном сопровождении горного производства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. BP Statistical Review of World Energy, June 2016 /www. bp.com/statisticalreview
2. United Nations Framework Convention on Climate Change. Paris Agreement / http://unfccc.int/paris_agreement/items/9444.php
3. Кокорин А.О. Парижское климатическое соглашение ООН: нынешнее и будущее воздействие на экономику России и других стран / Экологический вестник России, №3, 2016, с. 40–43.
4. Coal – Energy for Sustainable Development / World Coal Association, 2012 / www.worldcoal.org
5. United Nations, 2016, Global Sustainable Development Report 2016, Department of Economic and Social Affairs, New York
6. Плакиткина Л.С. Анализ развития добычи энергетического угля в основных странах мира в период за 2000–2014 гг. и тенденции перспективного развития / Уголь, №3, 2016, с. 83–88.
7. Mel Laurila The United States country report / Coal Preparation in the World – current status and global trends: a review. – Gornyi Zhurnal / Mining Journal, June 2016, P. 52–55.
8. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2017 года // Уголь. – №3, 2018, с. 58–72.
9. Advances in Longwall Mining / P.N. Martens, L. Rattmann, S Janssen, T. Kratz – 22nd World Mining Congress &Expo . Volume I. – Istanbul, 2011. – P. 85 – 96.
10. Steve Fiscor U.S. Longwall Operators Scale Back Production / Coal Age, February 2016, P. 18–22.
11. Ютяев Е.П. Современные вызовы и перспективы развития технологии подземной отработки пологих газоносных угольных пластов // Уголь. – 2017. – №5. – с. 30–36. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Казанин О. И. — доктор технических наук., профессор РАН, декан горного факультета, Санкт-Петербургский горный университет, Kazanin_OI@pers.spmi.ru,

Ютяев Е. П. — кандидат технических наук, генеральный директор, АО «СУЭК-Кузбасс», YutyaevEP@suek.ru.

Kazanin O.I., Yutyayev E.P.

Underground Coal Mining Technologies: Current Challenges and Prospects

The role of coal as a reliable energy resource and raw materials for metallurgical and chemical production is noted. It is shown that despite the slowdown in the growth of global demand for coal, increase in the cost of its production, changes in the energy balance of developed countries in the direction of reducing the share of coal generation through the use of natural gas and renewable energy sources, the coal industry has been and remains for the long term one of the most important sector of the world economy. The external factors influencing the development of the coal industry in Russia and in the world are analyzed. Data on geological and technical conditions of coal seams mining on Russian coal mines are given. Increasing the level of concentration and safety of mining operations, as well as the implementation of the concepts of "intelligent mine" and "invisible mine" are presented as the main trends in the development of coal mining technologies. The technologies used in the industry are considered on the example of underground coal mining from the standpoint of achieving the UN goals of global sustainable development and the formation of a closed-cycle economy. Examples of the best practices of coal mining in the leading coal-mining countries are given, technological schemes ensuring full use of the potential of the modern longwall equipment, the main provisions of the concepts "intelligent mine", "invisible mine" are shown. Examples of implementation of these concepts in foreign and domestic mines are given.

Key words: coal seam, underground mining, technology, prospects, concentration of mining operations, intelligent mine, invisible mine.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-41-51

AUTHORS

Kazanin O. I., doctor of technical Sciences., Professor of RAS, Dean of mining faculty, St. Petersburg mining University, Kazanin_OI@pers.spmi.ru, Russia,
Yutyayev E. P., candidate of technical Sciences, General Director of JSC «SUEK-Kuzbass», YutyayevEP@suek.ru, Russia.

REFERENCES

1. BP Statistical Review of World Energy, June 2016 /www. bp.com/statisticalreview
2. United Nations Framework Convention on Climate Change. Paris Agreement / http://unfccc.int/paris_agreement/items/9444.php
3. Kokorin A.O. *Parizhskoe klimaticheskoe soglasenie OON: nyneshnee i budushchee vozdejstvie na ekonomiku Rossii i drugih stran* [UN climate agreement: current and future impact on the economy of Russia and other countries] *Ekologicheskij vestnik Rossii*, no 3, 2016, pp. 40–43.
4. Coal Energy for Sustainable Development / World Coal Association, 2012 / www.worldcoal.org
5. United Nations, 2016, Global Sustainable Development Report 2016, Department of Economic and Social Affairs, New York.

6. Plakitkina L.S. *Analiz razvitiya dobychi energeticheskogo uglya v osnovnyh stranah mira v period za 2000–2014 gg. i tendencii perspektivnogo razvitiya* [analysis of the development of steam coal production in major countries of the world in the period 2000-2014 and trends of prospective development]. *Ugol'*, no 3, 2016, pp. 83–88.

7. Mel Laurila The United States country report / Coal Preparation in the World current status and global trends: a review. *Gornyi Zhurnal / Mining Journal*, June 2016, P. 52–55.

8. Tarazanov I.G. *Itogi raboty ugol'noj promyshlennosti Rossii za yanvar'-dekabr' 2017 goda* [Results of the Russian coal industry in January-December 2017]. *Ugol'*. no 3, 2018, pp. 58–72.

9. Advances in Longwall Mining / P.N. Martens, L. Rattmann, S Janssen, T. Kratz 22nd World Mining Congress &Expo . Volume I. Istambul, 2011. P. 85 96.

10. Steve Fiscor U.S. Longwall Operators Scale Back Production / *Coal Age*, February 2016, P. 18–22.

11. Yutyayev E.P. *Sovremennyye vyzovy i perspektivy razvitiya tekhnologii podzemnoj otrabotki pologih gazonosnyh ugol'nyh plastov* [Modern challenges and prospects of technology development underground mining gas-bearing gently sloping coal beds]. *Ugol'*. 2017. no 5. s. 30–36.



ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И СПОСОБЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

Представлены новые технических решений обработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском, обосновано новое направление конструирования механизированной крепи с управляемым выпуском подкровельной толщи. Выполнено численное и лабораторное моделирование процесса гравитационного движения раздробленной горной массы, исследовано ее взаимодействие с элементами секции крепи.

Ключевые слова. Подземная добыча угля, технология, механизированная крепь, выпуск, численная модель, стендовые испытания, разупрочнение кровли, поинтервальный гидроразрыв, безопасность.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-52-63

Кузбасс является одним из самых крупных угольных бассейнов мира. По современным оценкам прогнозные ресурсы углей бассейна категорий P_1 и P_2 оцениваются в 305 млрд т [1]. Запасы для открытых горных работ 17,9 млрд т (26,8%) от балансовых [2]. Сохранить роль Кузбасса как поставщика коксующих углей в перспективе невозможно без увеличения объемов подземной угледобычи. Отметим, что увеличение объемов открытой добычи угля привело к росту социальной напряженности в Кемеровской области.

Горно-геологические условия залегания угольных пластов бассейна характеризуются очень широким спектром, фактически вобравшим в себя весь возможный диапазон их изменения: мощность пластов от 0,5 до 60 м, углы падения от 0 до 90°, дизъюнктивная нарушенность от 0 до 300 м/га, глубины залегания пластов от первых метров до 2 км [3]. Несмотря на многообразие горно-геологических условий до настоящего времени минерально-сырьевая база бассейна развивалась экстенсивным путем, состоящим в разведке и в передаче в промышленное освоение новых участков угольных месторождений и в разработке наиболее благоприятных запасов ресурсозатратными технологиями [3]. Результатом такой технологической политики явилось снижение количества раз-

веданных запасов на 15 млрд т с 1983 по 2011 г. при добыче около 5 млрд т (т. е. при добыче 1 т угля 3 т разведанных запасов списываются с баланса) [4,5]. Дальнейшее развитие, а в перспективе и само поддержание достигнутых объемов угледобычи возможно только на основе перехода на интенсивный путь, который заключается в разработке и внедрению новых технологий, позволяющих расширить минерально-сырьевую базу и соответственно, повысить стоимостную оценку государственной собственности — недр Российской Федерации [5].

Значительная часть запасов угля сосредоточено в мощных пологих и крутых угольных пластах. Разработаны новые инновационные технологии отработки таких пластов системами с обрушением, в которых заложен физический эффект, основанный на использовании сил горного давления, что позволило придать механическим комплексам дополнительные функции. Научные исследования и технические обоснования таких технологий с выпуском подработанной подкровельной толщи интенсивно проводятся в различных странах [6-11]. Наряду с очевидными преимуществами технологии с выпуском угля, известны и трудности ее реализации. В первую очередь это относится к требованиям полноты выпуска и механизации работ по его осуществлению, а также обеспечению безопасности и эффективности работы очистного забоя.

Известны два варианта технологии отработки пластов с использованием средств механизации с выпуском подкровельной (межслоевой) толщи угля: на забойный скребковый конвейер обрабатываемого слоя, применённый в комплексах КТУ, КНКМ (Россия), VHP-731 (Венгрия) и др. и на дополнительный завальный скребковый конвейер, расположенный в завальной части лавы, например, в комплексах ОКПВ-70, КМ81В (Россия), ZFS (Китай) и др. (рис. 1). Особенности первой технологии заключаются в расположении выпускного отверстия вблизи от забоя, что позволяет иметь небольшой размер секции крепи по длине, но не обеспечивает необходимой подготовки угля выпускаемой толщи к самообрушению из-за малого расстояния от верхняка до люка (рис. 1а). Во второй технологии (при выпуске угля на завальный конвейер) создаются благоприятные условия деформирования и разрушения подкровельной толщи. Однако здесь требуется значительное увеличение размеров секции крепи, а также введение дополнительного завального конвейера (рис. 1б). Таким образом происходит усложнение конструкции крепи и возникает необходимость наличия перегрузочного устройства на сопряжении лавы с конвейерным штреком, что создает дополнительные трудности при его обслуживании.

Институтом угля ФИЦ УУХ СО РАН разработаны и предлагаются технологии и конструкции механизированных крепей для подземной отработки мощных пологих и крутых угольных пластов с управляемым выпуском подкровельной толщи, объединенные общей идеей управления

процессом перемещения предварительно разрушенной горной породы за счет принудительно-управляемого выпуска на забойный конвейер, что открывает новое направление конструирования крепи. Предложенная новая конструкция механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер содержит достоинства известных вариантов и исключает их недостатки (рис. 2а) [12, 13].

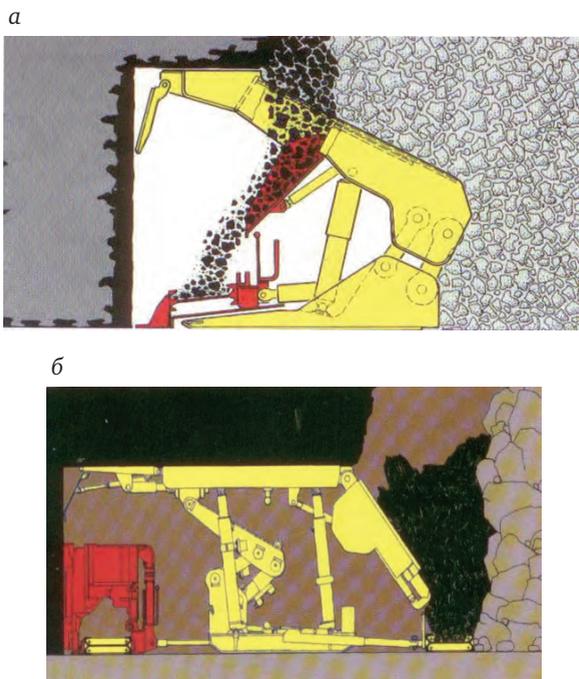


Рис. 1. Существующие средства механизации с выпуском подкровельной толщи: с выпуском угля в верхней части ограждения на забойный конвейер (а); с выпуском угля у почвы пласта на забойный конвейер (б)

Питатель, выполненный в секции механизированной крепи, должен равномерно выпускать уголь по всей площади проема перекрытия. Кроме того, производительность питателя должна регулироваться в широком диапазоне. Техническим решением предусматриваться одновременная работа группы питателей на один забойный конвейер. Количество питателей, работающих в группе, определяется технической возможностью забойного скребкового конвейера. В этом случае контактная граница «уголь-порода» опускается одновременно и достигается площадно-управляемый выпуск. Конструкция питателя рассчитана для работы в тяжелых условиях под завалом угля. Аналогичное решение

предложено и для разработки мощных крутых угольных пластов. Предложенные технологии с выпуском, объединены общей идеей управления процессом перемещения предварительно разрушенной горной массы за счет принудительно-управляемого выпуска на забойный конвейер. Для реализации технологии поэтажного обрушения с выпуском угля предложен механизированный комплекс, обеспечивающий увеличенный размер зоны выпуска угля с возможностью регулирования ширины потока, с помощью последовательного открывания выпускных окон в ограждениях секций (рис. 2б) [14].

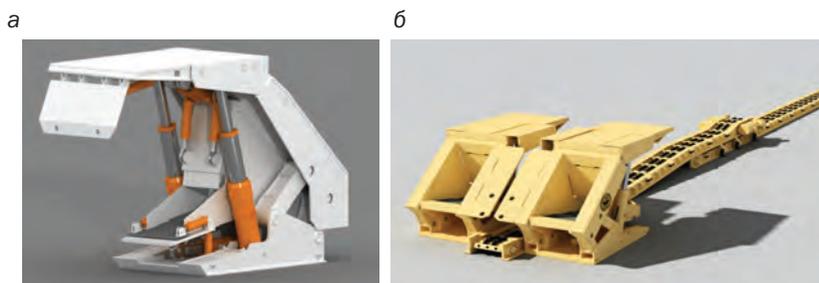


Рис. 2. Секция механизированной крепи с регулируемым выпуском угля на забойный скребковый конвейер для разработки пологих пластов (а) и крепь поэтажного обрушения для разработки крутых мощных угольных пластов (б)

Выполнен цикл теоретических исследований изучения процесса выпуска угля на пологих и крутых пластах, приведены результаты численных расчетов и лабораторного моделирования процесса выпуска предварительно раздробленной горной массы через выпускное окно в секции механизированной крепи [15,16]. Основные элементы модели секции механизированной крепи: верхняк 1 длиной 2.5 м; неподвижная вертикальная заслонка 2 высотой 1.75 м, ограничивающая скорость и объем потока сыпучего материала; питатель 3 длиной 3.575 м, расположенный под углом 12° к горизонтальной плоскости; выпускное отверстие 4 шириной 1 м, закрытое на этапе создания первоначальной конфигурации области; боковые ограждения 5, расстояние между которыми составляет 1 м (рис. 3).

Поверхность питателя задавалась гладкой, а затем на поверхности питателя размещались рифления в виде ступенек длиной 0.15 м, ориентированные параллельно горизонтальной плоскости. В случае гладкого питателя среднее значение показателя M_c составило 47 кг/с, общая масса выпущенного угля — 2 193 кг (рис. 4, а). В случае, когда питатель имеет на поверхности рифления, данные показатели составили 32 кг/с и 1 500 кг соответственно (рис. 4, б).

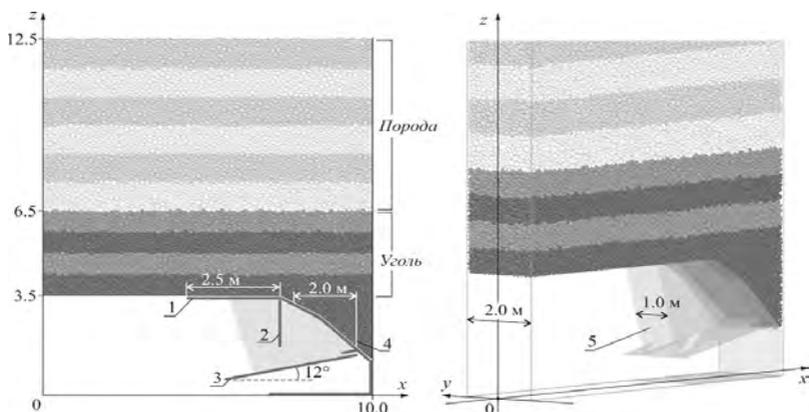
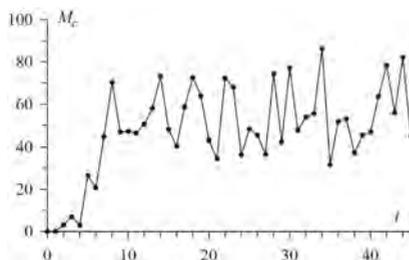


Рис. 3. Схема численного эксперимента

а



б

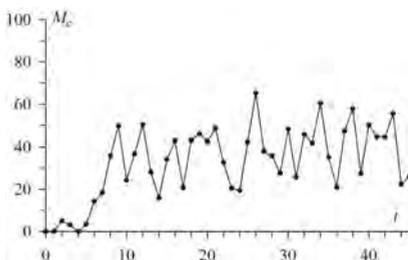


Рис. 4. Массовый расход (кг/с) угля при выпуске с работающим гладким (а) и рифленным (б) питателем

Разработана лабораторная модель механизированной крепи, а также система управления выпуском, позволяющая изменять параметры как питателя (частоту, амплитуду), так и режимы выпуска (индивидуальный, групповой). Создана лабораторная установка, оснащенная регистрирующей аппаратурой, обеспечивающей фото и видео фиксацию процесса управляемого выпуска. Лабораторные исследования включали групповой выпуск в виде волны или индивидуально поочередно каждой секцией (рис. 5)

Численные эксперименты показали, что периодический характер функционирования питателя вызывает периодическое изменение как массового расхода полезного ископаемого, так и нагрузки со стороны движущейся горной массы на элементы механизированной крепи в процессе выпуска. При этом конфигурация поверхности питателя оказывает существенное влияние на исследуемые характеристики. Выполнены тестовые лабораторные исследования процесса выпуска, пока-

зано соответствие теоретических представлений и экспериментальных исследований. Лабораторными и аналитическими исследования установлены основные влияющие характеристики при выпуске угля.

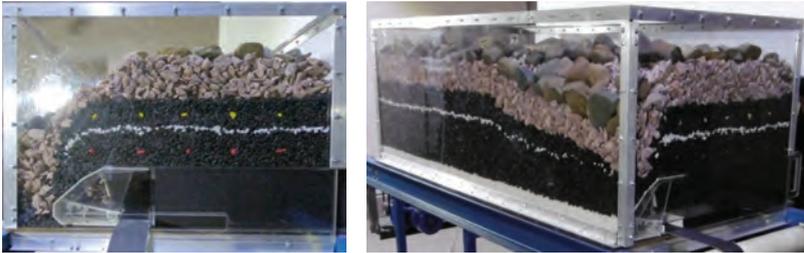


Рис. 5. Лабораторные исследования процесса выпуска в различных режимах

Отработка угольных пластов подземным способом в условиях с труднообрушаемыми кровлями значительно осложняет ведение очистных работ. Одной из основных причин, провоцирующих взрыв метана, является обрушение кровли на значительной площади при отходе лавы, что приводит к образованию избыточного вентиляционного давления, выделению метана и угольной пыли в действующие горные выработки [18-21]. Неожиданные неуправляемые динамические обрушения горного массива наносят большой вред — опасны для людей, разрушают механизмы и горные выработки. Кроме того, зависание кровли вызывает концентрацию горного давления на угольный массив в зоне очистного забоя и на сопряжениях его с горными выработками, что провоцирует горный удар. В таких условиях целики и охраняемые подготовительные выработки также подвергаются действию высокого опорного давления за счет зависания кровли на значительной площади.

Для управления такими кровлями был предложен новый безвзрывной способ направленного гидроразрыва (НГР), что позволяет получить более равномерное и направленное изменение механических свойств массива. После реализации данного метода на шахте «Покуй» (Польша) на первую посадку кровли [6], он широко внедряется польскими специалистами в различных технологических схемах в качестве метода борьбы с горными ударами [22].

Технологические схемы НГР можно условно разделить:

- по функциональному назначению — схемы разупрочнения кровли для инициирования обрушения при отходе механизированного комплекса от монтажной камеры (снижение первичного шага посадки кровли) и последующих обрушений (снижение вторичных осадок кровли);
- по времени выполнения работ по разупрочнению массива — предварительное разупрочнение, осуществляемое из монтажной

камеры до начала очистных работ и из подготовительных выработок впереди очистного забоя вне зоны опорного давления. Оперативное разупрочнение, осуществляемое в зоне ведения очистных работ на сопряжении (или вблизи) лавы и подготовительных выработок либо непосредственно из очистного забоя него с элементами принудительного обрушения массива на свободную поверхность;

- по количеству сторон выемочного столба или подготовительных выработок, из которых бурятся скважины одно- и двухсторонние;
- по количеству ориентированных трещин, создаваемых в монолитном массиве при его разделении на одно- и двухуровневое заложение;
- по способу создания ориентированных трещин — из основных скважин и с развитием трещин над выемочным столбом или в труднодоступных местах с использованием дополнительных скважин.

Изменяя ориентацию скважин и зародышевых щелей в породном массиве по отношению к элементам залегания основной кровли и линии очистного забоя, можно направлять трещину ориентированного гидроразрыва под любым углом к напластованию. Благодаря этому, кроме равномерного предварительного разупрочнения массива по плоскостям напластования, можно решать и другие задачи, например, «обрезание» слоя при первичных и последующих посадках, а также для сохранения подготовительных выработок. Расслоение прочных монолитных кровель является технологической операцией, которая необходима и полезна не только для облегчения работы крепей и выемочных комплексов, но и осуществления борьбы с такими динамическими явлениями, как горные удары и внезапные выбросы угля и газа.

В качестве примере представлен результат разупрочнения кровли методом НГР при выходе механизированного комплекса из демонтажной камеры (рис. 6).

Метанобильность угольных шахт России — одна из важнейших проблем в угольной отрасли. Существующими средствами дегазации, применяемыми в России, извлекается от 20 до 30% общего объема выделяющегося метана. Вследствие малого объема дегазационных работ и недостаточной их эффективности на многих газообильных шахтах России сохраняется газовый барьер, препятствующий достижению высоких скоростей проведения выработок и больших нагрузок на очистные забои. Этим объясняется также низкая производительность труда и высокая степень травматизма при ведении подземных работ.

На основе ориентированного поинтервального гидроразрыва пласта разработаны технологии и технические средства интенсивности газовыделения в дегазационные скважины (рис. 7) [23, 24].

Выводы

Для подземной отработки мощных пологих и крутых угольных пластов рекомендована технология выемки с выпуском подкровельной толщи на базе современной механизированной крепи с регулируемым

управляемым выпуском. В основу конструкции положено использование питателей в секциях крепи, обеспечивающих управляемый площадной выпуск по длине лавы, позволяющий получить повышенные технико-экономических показатели очистных работ, что открывает новые возможности конструирования крепей.

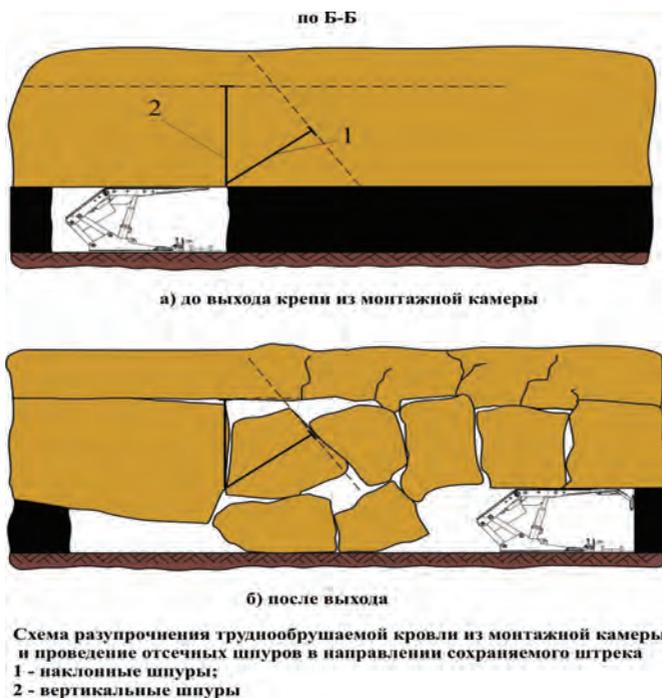


Рис. 6. Механизм разупрочнения труднообрушающейся кровли расслоением и отсечением ее методом ГДС из монтажной камеры



Рис. 7. Технологическая схема интенсификации дегазации метана поинтервальной гидроразрывом пласта через дегазационную скважину

Разработан уникальный безвзрывной метод (НГР) управления трудно-обрушаемыми кровлями, который не имеет аналогов в мире и позволяет эффективно решать проблемы борьбы с динамическими проявлениями горного давления. Предложены технологические приемы по интенсификации процесса дегазации поинтервального гидроразрывом угольного пласта. Метод позволяет осуществить дезинтеграцию (разупрочнение) угля для последующего выпуска его в системах с обрушением. Разработаны технические средства реализации гидроразрыва кровли и угольного пласта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРА

1. Программа лицензирования угольных месторождений на период до 2020 года. Утверждена приказом Минприроды России от 06.12.2016 № 639: М, 2016. — 64 с.
2. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Российской Федерации на 1 января 2017 года. Уголь. Сибирский Федеральный округ. Ч.1. Кемеровская область. — ФГБУ «Росгеолфонд»: М, 2017. — 500 с.
3. *Шаклеин С. В., Писаренко М. В.* Нетрадиционные технологии добычи угля — основа интенсивного освоения минерально-сырьевой базы Кузбасса. // Журнал «Горная Промышленность» №4 (92) 2010, с. 22-25
4. *Шаклеин С. В., Писаренко М. В.* Обоснование необходимости перехода на интенсивный путь развития угольной базы Кузнецкого бассейна. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня. — М.: Изд-во «Горная книга» — 2013. — № 0В.
5. *Шаклеин С. В., Писаренко М. В.* Концепция развития сырьевой базы Кузнецкого угольного бассейна. — ФТПРПИ. — №3. — с. 118-125.
6. *Шундулиди И. А., Марков А. С., Калинин С. И., Егоров П. В.* Выбор параметров технологии отработки мощных угольных пластов с выпуском межслоевых и подкровельных пачек угля. — Кемерово: Кемер. отд-ние Акад. горн. наук, 1999. — 258 с.
7. Alireza Jabinpoura, Alireza Yarahmadi Bafghib, Javad Gholamnejad Application of Vibration in Longwall Top Coal Caving Method. International Academic Journal of Science and Engineering. 2016, Vol. 3, No. 2, pp. 102–109.
8. *Kumar R., Singh A. K., Mishra A. K. and Singh R.* Underground mining of thick coal seams. International Journal of Mining Science and Technology. 2015, Vol. 25, Issue 6, pp. 885–896.
9. *Hebblewhite B. K.* Status and Prospects of Underground Thick Coal Seam Mining Methods. The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey, IMCET2005, Izmir, Turkey, June 09–12, 2005.
10. *Guo J., Ma L., Wang Ye, Wang F.* Hanging Wall Pressure Relief Mechanism of Horizontal Section Top-Coal Caving Face and Its Application — A Case Study of the Urumqi Coalfield, China. Energies, 2017, 10 (9), 1371.
11. *Unver B., Yasitli N. E.* Modelling of strata movement with a special reference to caving mechanism in thick seam coal mining. International Journal of Coal Geology, 2006, Volume 66, Issue 4, pp 227–252.

12. Клишин В. И., Шундулиди И. А., Ермаков А. Ю., Соловьев А. С. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2013. — 248 с.

13. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Коккоулин Д.И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2007. — 135 с.

14. Клишин В. И. Обоснование технологий разработки мощных пологих и крутых угольных пластов с выпуском. // ГИАБ. 2013. ОВ №6. — С.36-48.

15. Клишин В.И., Клишин С.В., Опрук Г. Ю. Математическое моделирование гравитационного движения разупрочненной горной массы в технологии с выпуском подкровельной толщи // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. — 2018. — №. 4. — С. 80–85.

16. Клишин В.И., Клишин С.В., Опрук Г. Ю. Моделирование процесса выпуска угля при механизированной отработке мощных крутопадающих пластов. // ФТПРПИ. — 2013. — № 6.

17. Клишин В. И., Варфоломеев Е. Л., Борисов И. Л., Малахов Ю. В. Обоснование программы и методики лабораторных исследований управляемого выпуска угля подкровельной толщи // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. — 2018. — №. 4. — С. 196–199.

18. Проблемы безопасности и новые технологии подземной разработки угольных месторождений / В. И. Клишин, Л. В. Зворыгин, А. В. Лебедев, А. В. Савченко. –Новосибирск: Издательский дом «Новосибирский писатель», 2011. -524.

19. Оганесян С. А. Авария в Филиале «Шахта Тайжина» ОАО ОУК «Южжуг-бассуголь» — хроника, причины, выводы // Уголь, 2004, № 6, с. 25-28.

20. Цивка Ю. В., Петров А. Н. Гидродинамические явления на руднике Баренцбург архипелага Шпицберген // Уголь, 2005, №7, с.49-50.

21. Клишин В. И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения. — Новосибирск : Изд-во «Наука», 2002. — 200с.

22. Джевецки Я. Новые методы предотвращения опасности горных ударов. Глюкауф, 2002, №2(3).

23. Клишин В.И., Коккоулин Д.И., Кубанычбек Б., Дурнин М. К. Разупрочнение угольного пласта в качестве метода интенсификации выделения метана // Уголь. — 2010. — №4. — С. 40.

24. Klishin V.I., Opruk G.Yu., Tatsienko A. L. Technology and means of a coal seam interval hydraulic fracturing for the seam degassing intensification // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 53 (2017) 012019. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Клишин В. И. — доктор технических наук, профессор, чл.-корр. РАН, директор, Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук, E-mail: klishinvi@icc.kemsc.ru, Ленинградский проспект, 10, г. Кемерово, 650065.

Klishin V.I.

Innovative technology and ways to ensure productivity and safety of underground coal mining

Presented new technical solutions testing of thick flat and steep coal seams with release, substantiated a new direction of designing mechanized roof supports with a controlled release of roof strata. Numerical and laboratory modeling of the gravitational motion of the crushed rock mass is performed, its interaction with the elements of the support section is investigated.

Keyword. Underground coal mining, technology, mechanized support, production, numerical model, bench tests, roof softening, hydraulic fracturing, safety.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-52-63

AUTHORS

Klishin V. I., doctor of technical Sciences, Professor, Chl.-Corr. RAS, Director, Federal research center of coal and coal chemistry, Siberian branch of the Russian Academy of Sciences, E-mail: klishinvi@icc.kemsc.ru, Leningradsky prospect, 10, Kemerovo, 650065.

REFERENCES

1. *Programma licenzirovaniya ugol'nyh mestorozhdenij na period do 2020 goda. Utverzhdena prikazom Minprirody Rossii ot 06.12.2016 no 639* [the program of licensing of coal deposits for the period up to 2020. Approved by order of Ministry of Russia from 06.12.2016 No. 639]: Moscow, 2016. 64 p.
2. *Gosudarstvennyj balans zapasov poleznyh iskopaemyh Rossijskoj Federacii na 1 yanvarya 2017 goda* [State balance of mineral reserves of the Russian Federation as of January 1, 2017]. Ugol'. Sibirskij Federal'nyj okrug. Ch.1. Kemerovskaya oblast'. FGBU «Rosgeofond»: Moscow, 2017. 500 p.
3. Shaklein S. V., Pisarenko M. V. *Netradicionnye tekhnologii dobychi uglja osnova intensivnogo osvoeniya mineral'no-syr'evoj bazy Kuzbassa* [Unconventional technologies of coal mining-the basis of intensive development of mineral resources base of Kuzbass]. Zhurnal «Gornaya Promyshlennost'», no 4 (92), 2010, pp. 22–25.
4. Shaklein S. V., Pisarenko M. V. *Osnovaniya neobkhodimosti perekhoda na intensivnyy put' razvitiya ugol'noj bazy Kuzneckogo bassejna* [Justification of need of transition to an intensive way of development of coal base of the Kuznetsk basin]. Otdel'nyy vypusk Gornogo informatsionno-analiticheskogo byulletenya. Moscow: Izd-vo «Gornaya kniga» 2013. no OV.
5. Shaklein C. V., Pisarenko M. V. *Koncepciya razvitiya syr'evoj bazy Kuzneckogo ugol'nogo bassejna* (Concept of development of raw material base of the Kuznetsk coal basin). FTPRPI. no 3. pp. 118–125.
6. Shundulidi I. A., Markov A. S., Kalinin S. I., Egorov P. V. *Vybor parametrov tekhnologii otrabotki moshchnyh ugol'nyh plastov s vypuskom mezhsloevykh i podkrovel'nykh pachek uglja* [Selection of parameters of technology of mining of thick coal seams with the release of interlayer and underlay packs of coal]. Kemerovo: Kemer. otd-nie Akad. gorn. nauk, 1999. 258 p.
7. Alireza Jabinpoura, Alireza Yarahmadi Bafghib, Javad Gholamnejad *Application of Vibration in Longwall Top Coal Caving Method*. International Academic Journal of Science and Engineering. 2016, Vol. 3, No. 2, pp. 102–109.
8. Kumar R., Singh A. K., Mishra A. K. and Singh R. *Underground mining of thick coal seams*. International Journal of Mining Science and Technology. 2015, Vol. 25, Issue 6, pp. 885–896.

9. Hebblewhite B. K. *Status and Prospects of Underground Thick Coal Seam Mining Methods*. The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey, IMCET2005, Izmir, Turkey, June 09–12, 2005.

10. Guo J., Ma L., Wang Ye, Wang F. *Hanging Wall Pressure Relief Mechanism of Horizontal Section Top-Coal Caving Face and Its Application A Case Study of the Urumqi Coalfield*, China. *Energies*, 2017, 10 (9), 1371.

11. Unver B., Yasitli N. E. *Modelling of strata movement with a special reference to caving mechanism in thick seam coal mining*. *International Journal of Coal Geology*, 2006, Volume 66, Issue 4, pp 227–252.

12. Klishin V. I., Shundulidi I. A., Ermakov A. Yu., Solov'ev A. S. *Tekhnologiya razrabotki zapasov moshchnyh pologih plastov s vypuskom uglya* [Technology reserves development of thick flat seams with the issue of coal]. Novosibirsk: Nauka, 2013. 248 p.

13. Klishin V.I., Fokin Yu.S., Kokoulin D.I., Kubanychbek B. *Razrabotka moshchnyh plastov mekhanizirovannymi krep'yami s reguliruemyym vypuskom uglya* [Development of thick layers of mechanized roof supports with controlled release of coal]. Novosibirsk: Nauka, 2007. 135 p.

14. Klishin V. I. *Obosnovanie tekhnologij razrabotki moshchnyh pologih i krutyh ugol'nyh plastov s vypuskom* [Justification of technologies of development of powerful flat and steep coal seams with release]. GIAB. 2013. OV no 6. pp. 36–48.

15. Klishin V.I., Klishin S.V., Opruk G. Yu. *Matematicheskoe modelirovanie gravitacionnogo dvizheniya razuprochnennoj gornoj massy v tekhnologii s vypuskom podkrovel'noj tolshchi* [Mathematical modeling of gravitational movement of rock mass rasprodano in technology with the release of roof strata]. Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovaniya mineral'nyh resursov. 2018. no 4. pp. 80–85.

16. Klishin V.I., Klishin S.V., Opruk G. Yu. *Modelirovanie processa vypuska uglya pri mekhanizirovannoj otrabotke moshchnyh krutopadayushchih plastov* [Modeling process of coal for mechanical testing of powerful steep seams]. FTPRPI. 2013. no 6.

17. Klishin V. I., Varfolomeev E. L., Borisov I. L., Malahov Yu. V. *Obosnovanie programmy i metodiki laboratornyh issledovanij upravlyaemogo vypuska uglya podkrovel'noj tolshchi* [Substan program and methods of laboratory studies of controlled production of coal of the underlay layer]. Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovaniya mineral'nyh resursov. 2018. no 4. pp. 196–199.

18. Klishin V.I., Zvorygin L.V., Lebedev A.V., Savchenko A.V. *Problemy bezopasnosti i novye tekhnologii podzemnoj razrabotki ugol'nyh mestorozhdenij* [Safety and new technologies of underground mining of coal deposits]. Novosibirsk: Izdatel'skij dom «Novosibirskij pisatel'», 2011. 524 p.

19. Oganesyans S. A. *Avariya v Filiale «Shahta Tajzhina» OAO OUK «Yuzhkuz-bassugol» hronika, prichiny, vyvody* [Accident in the Branch «mine city», OAO OUK Yuzhkuzbassugol chronicle, reasons, conclusions]. *Ugol'*, 2004, no 6, s. 25-28.

20. Civka Yu. V., Petrov A. N. *Gidrodinamicheskie yavleniya na rudnike Barenburg arhepilaga Shpicbergen* [Hydrodynamic phenomena at the mine Barentsburg Svalbard archipelago]. *Ugol'*, 2005, no 7, pp.49–50.

21. Klishin V. I. *Adaptaciya mekhanizirovannyh krep'ej k usloviyam dinamicheskogo nagruzheniya* [Adaptation of powered roof supports to the dynamic loading conditions]. Novosibirsk: Izd-vo «Nauka», 2002. 200 p.

22. Dzhevecki Ya. *Novye metody predotvrashcheniya opasnosti gornyh udarov* [New methods for the prevention of the danger of rockbursts]. *Glyukauf*, 2002, no 2(3).

23. Klishin V.I., Kokoulin D.I., Kubanychbek B., Durnin M. K. *Razuprochnenie ugol'nogo plasta v kachestve metoda intensivkacii vydeleniya metana* [Softening of the coal seam as a method of intensification of methane]. *Ugol'*. 2010. no 4. pp 40

24. Klishin V.I., Opruk G.Yu., Tatsienko A. L. *Technology and means of a coal seam interval hydraulic fracturing for the seam degassing intensification*. IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 53 (2017) 012019.



А.А. Мешков, Е.В. Мазаник,
С.Г. Никитин, К.С. Коликов

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ НОРМАТИВНОЙ БАЗЫ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИСТЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ И ДЕГАЗАЦИИ

В настоящее время нормативные документы, которыми руководствуются при разработке решений по управлению газовыделением, базируются на статистических зависимостях, установленных более 30 лет назад. Использование высокопроизводительной техники, изменение горно-технологических условий приводят к значительному росту газовыделения. Совершенствование нормативной документации является необходимым условием обеспечения аэрологической безопасности. Рассмотрены основные принципиальные положения, которые должны быть учтены при разработке современной нормативной базы.

Ключевые слова: метанобильность, метанобезопасность, охрана труда, безопасность ведения горных работ, прогноз, инструкция, нормативные документы.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-64-70

Условием обеспечения метанобезопасности является эффективное управление метановыделением. Несмотря на многочисленные решения состояния этой проблемы в нашей стране оставляет желать лучшего, что во многом определяется несовершенством нормативной базы проектирования вентиляции и дегазации. В последние годы отмечается устойчивая тенденция снижения количества аварий при добыче угля, однако уровень смертельного травматизма остается на достаточно высоком уровне. Особенно следует отметить крупные аварии, происходящие через 2 года (2007, 2010, 2013, 2016 гг.), что говорит о высоком значении «человеческого фактора» и недостаточном организационном уровне решение проблемы метанобезопасности.

Применение высокопроизводительной техники, обеспечивающей нагрузки 15–20 и более тысяч тонн в сутки, приводит к резкому росту газового фактора, и, как следствие, кардинально возрастают требования по обеспечению безопасных условий для эффективной отработки запасов.

Интенсивный рост нагрузок приводит к необходимости применения дегазации не только на сверхкатегорийных шахтах, но и на шахтах

III и даже II категории. За последние десять лет количество шахт, применяющих дегазацию увеличилось практически в два раза (рис. 1).

Одна из основных составляющих этой проблемы заключается в отсутствии комплексного учета эффективности управления газовыделением добычных участков средствами вентиляции и дегазации. При этом здесь следует выделить две составляющие: первая связана с необходимостью повышения качества горно-геологической информации, а вторая в основном определяется проблемами прогноза метановыделения.

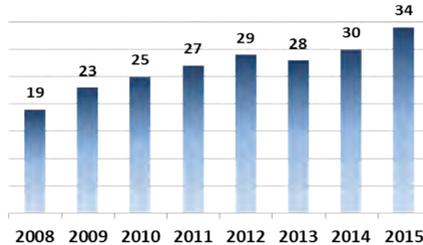


Рис. 1 Количество шахт, применяющих дегазацию

Основные недостатки действующего в настоящее время «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт» [1] заключаются в том, что:

- эмпирические зависимости, предлагаемые для расчетов ожидаемого газовыделения в современных условиях применять недопустимо, т.к. они имеют устаревшую статистическую основу, ограничены скоростью подвигания очистного забоя до 6 м/сут, не учитывают газодинамическое состояние системы «уголь – метан» и сорбционно-кинетические характеристики угля;
- приведенные справочные данные устарели: изменились аэродинамические характеристики вентиляционных сетей.

Следует отметить, что в ряде нормативных документов [2, 3] отсутствует ограничение скорости подвигания очистного забоя, но используемые зависимости для определения допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой базируются на использованных ранее зависимостях [1], имеющих эмпирический характер, и установленных, в первую очередь, для условий Донбасса.

Известным фактом является снижение эффективности дегазации выработанного пространства с увеличением расстояния источника газовыделения до очистного забоя. Однако этот эффект действующими нормативами не учитывается.

Большое значение имеет также качество выполнения работ и контроль эффективности принимаемых решений. В первую очередь речь идет об анализе газообильности и эффективности управления газовыделением как при проведении горных выработок, так и ведении

очистных работ, что необходимо для оперативной корректировки технических решений и прогноза зон повышенного газовыделения.

При этом положением об АГК [4] не предусмотрено требование обеспечения возможности оценки составляющих газовой воздушной среды, а отсутствие требования обязательного анализа информации, получаемой и сохраняемой в системе АГК.

Система дегазации в настоящее время проектируется в полном отрыве от системы вентиляции, без учета применяемых схем и режимов проветривания выемочных участков, при проектировании вентиляции коэффициент дегазации принимается среднестатистическим без учета фактической эффективности.

Таким образом, к основным недостаткам методического характера следует отнести отсутствие в действующей нормативной базе системного подхода к разработке мероприятий по обеспечению аэрологической безопасности ведения горных работ, а также отсутствие жесткой системы с обратной связью, обеспечивающей уточнение и корректировку горно-геологической информации и не допускающего нарушений требований аэрологической безопасности из-за недостатков методической основы вентиляционных расчетов и организации их информационной поддержки.

Следует отметить и недостаточное внимание до последнего времени к такому фактору как газовыделение из разрабатываемого пласта. Ранее выполненные исследования показывают, что при газоносности 20–25 м³/т даже при нагрузках 5–6 тыс. т в сутки снижение газоносности разрабатываемого пласта для решения проблемы метанобезопасности должно составлять 5–6 м³/т, что не может обеспечить предварительная дегазация разрабатываемого пласта без интенсификации его газоотдачи.

В последние годы специалистами Горного института НИТУ «МИСиС» и АО «СУЭК-Кузбасс» разработаны и испытаны ряд технологий воздействия на угольные пласты из подземных выработок. Наиболее технологичным и эффективным на сегодняшний день представляется гидравлическое воздействие на угольный пласт через скважины длиной 35–70 м. Данная технология известна достаточно давно [5, 6], её применение предусмотрено нормативами [7], однако до последнего времени практически не использовалась. Во многом это было связано с тем, что технологические схемы воздействия базировались на применении маломощного оборудования (темп закачки не более 1,5 л/с). Применение современного оборудования обеспечивает темп закачки до 10 л/с и, как следствие, увеличение зоны обработки.

Опытно-промышленные испытания, проведенные на шахте им. С.М. Кирова (АО «СУЭК-Кузбасс») позволили отработать технологическую схему воздействия на угольный пласт и оценить эффективность данной технологии.

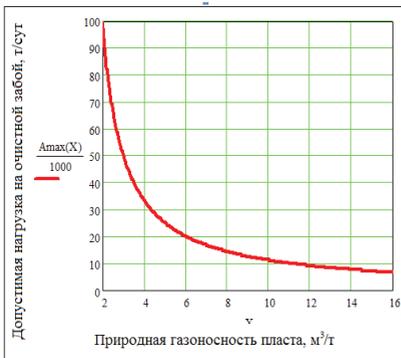
Съем метана в зоне обработки в 4,5 раза больше, чем в зоне сравнения. Снижение газоносности обеспечило и повышение нагрузки на очистной забой.

При разработке нормативной документации важнейшее значение на наш взгляд приобретают организационные вопросы обеспечения аэрологической безопасности и в первую очередь анализ газообильности горных выработок и эффективности управления газовой выделением, обеспечивающем не только корректировку проектных решений, но и уточнение информации о газовом состоянии углепородного массива, а также прогноз аномальных зон.

В последние годы разработаны модели формирования газообильности выемочного участка на базе законов газовой динамики, например, [8]. Однако вопрос корректного прогноза метанообильности горных выработок требует более качественной и расширенной горно-геологической информации, в частности, о величине газового давления, коэффициентах сорбции, проницаемости угольного пласта и пород. В настоящее время данная информация либо отсутствует, либо имеет большую погрешность.

В соответствии с разработанной методикой [4] допустимая нагрузка на очистной забой на 40–60% выше чем при её определении по действующим рекомендациям [1] (рис. 2).

а



б

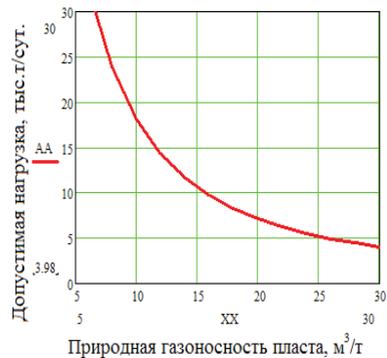


Рис. 2 Допустимая нагрузка на очистной забой в зависимости от газоносности угольного пласта: а – по действующей методике; б – по разработанной на базе законов газовой динамики

Учитывая то, что внедрение данного подхода требует переходного периода предлагается прогноз метанообильности выработок угольных шахт на основании моделирования процесса метановыделения с учетом газового состояния и коллекторских свойств пластов и вмещающих

пород осуществлять только для проектируемых шахт. Для действующих шахт прогноз метанообильности осуществляется по фактической газообильности аналога.

Кроме обновления нормативной документации решение проблемы обеспечения аэрологической безопасности на наш взгляд связано с рядом сопутствующих задач, таких как:

- формирование требований по горно-геологической информации для новых объектов;

- формирование базы данных по газоносности и сорбционно-кинетическим характеристикам углей;

- разработка алгоритма текущей оптимизации обеспечения аэрологической безопасности действующих шахт на основе анализа и контроля газовой обстановки подготовительных выработок и добычных участков;

- разработка новых технологий, обеспечивающих повышение эффективности вентиляции, дегазации угольных шахт;

- создание центров переподготовки кадров, специализирующихся на вопросах метанобезопасности с их обязательным периодическим обучением;

- совершенствование управления метановыделением, на основе жесткой взаимосвязи схем вентиляции и дегазации.

Только комплексный подход обеспечит решение рассматриваемой проблемы, что требует координации усилий как научного сообщества, так и специалистов отрасли.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Макеевка – Донбасс, 1989.

2. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок. Утверждена Приказом Ростехнадзора от 1 декабря 2011 г. N 680. Зарегистрировано в Минюсте РФ 29 декабря 2011 г. N 22815.

3. Методические рекомендации по проектированию вентиляции угольных шахт АО «АрселлорМитталл Темиртау». Согласованы приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан «28» августа 2012 года № 48.

4. Положение об аэрогазовом контроле в угольных шахтах (с изменениями). Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 N 678 (зарегистрированы Минюстом России 29.12.2011, рег. N 22812).

5. Управление газовой выделением на угольных шахтах / С.Г. Калиев, Е.И. Преображенская, В.А. Садчиков и др. — М., Недра, 1980, — 221 с.

6. Коршунов Г.И., Серегин А.С., Шипулин А.В. Увеличение газовой проницаемости угля путем импульсно-волнового воздействия через скважины// Газовая промышленность. – М., 2012. – Вып. 672. – С.46–47.

7. Инструкция по дегазации угольных шахт. Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 N 679 (зарегистрирован Минюстом России 29.12.2011, рег. N 22811).

8. Сластунов С.В., Каркашадзе Г.Г., Коликов К.С., Ермак Г.П. Аналитическая методика расчета допустимой нагрузки на очистной угольный забой по газовому фактору// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. № 6. С.53–59. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Мешков Анатолий Алексеевич – кандидат технических наук, технический директор АО «СУЭК-Кузбасс»;

Мазаник Евгений Васильевич – кандидат технических наук, директор по аэрологической безопасности АО «СУЭК-Кузбасс»;

Никитин Сергей Геннадьевич – горный инженер, Ростехнадзор, заместитель начальника управления по надзору в угольной промышленности

Коликов Константин Сергеевич – доктор технических наук, заведующий кафедры «Безопасность и экология горного производства» НИТУ «МИСиС», kolikovks@mail.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 64–70.

A.A. Meshkov, E.V. Mazanik, S.G. Nikitin, K.S. Kolikov

The present state of regulatory base for the system's ventilation and degassing

Now, the regulatory base which is defining the base solution of a gas emission control based on the statistical dependences established of thirty-year prescription. The use of the high- efficiency equipment, the change of mining technological conditions lead to increase of the gas emission. Improvement of the regulatory base is a necessary condition of ensuring aerological safety. The basic fundamental positions which have to be considered when developing the current regulatory base are reviewed in this article.

Key words: methane emission, methanesafety, safety, mining safety, prediction, instructions, regulations.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-64-70

AUTHORS

Meshkov A. A., candidate of technical Sciences , Technical director of JSC “SUEK-Kuzbass”;

Mazanik E. V., candidate of technical Sciences, Aerological safety director of the JSC “SUEK-Kuzbass”;

Nikitin S. G., mining engineer, Rostekhnadzor (Federal Service for Environmental, Technological and Nuclear Supervision of the Russian Federation), Deputy head of the Department of inspectorate for coal industry of Russia;

Kolikov K. S., doctor of Engineering, Head of Department of “Safety and ecology of mining industry” National University of Science and Technology “MISiS”, kolikovks@mail.ru.

REFERENCES

1. *Rukovodstvo po proektirovaniyu ventilyacii ugol'nyh shaht* [Guide to design of the coal mines ventilation]. Makeevka Donbass, 1989.

2. *Instrukciya po primeneniyu skhem provetrivaniya vyemochnyh uchastkov shaht s izolirovannym otvodom metana iz vyrabotannogo prostranstva s pomoshch'yu gazootsasyvyayushchih ustanovok. Utverzhdena Prikazom Rostekhnadzora ot 1 dekabrya 2011 g. N 680. Zaregistrovano v Minyuste RF 29 dekabrya 2011 g. N 22815* [Manual for use of the mines' extraction sites schemes with the isolated removal of methane from mined-out area by means of the gas-sucking-away installations. It is approved by the Order of Rostekhnadzor of December 1, 2011 N 680. It is registered in the Ministry of Justice of the Russian Federation on December 29, 2011 N 22815].

3. *Metodicheskie rekomendacii po proektirovaniyu ventilyacii ugol'nyh shaht AO «ArsellorMittall Temirtau». Soglasovany prikazom Komiteta po gosudarstvennomu kontrolyu za chrezvychajnymi situatsiyami i promyshlennoj bezopasnost'yu Ministerstva po chrezvychajnym situatsiyam Respubliki Kazahstan «28» avgusta 2012 goda no 48* [Study guide about design of ventilation of coal mines of JSC Arsellormittall Temirtau. Are agreed by the order of Committee on the state control of emergency situations and industrial safety of the Ministry of Emergency Situations of the Republic of Kazakhstan on August “28”, 2012 No. 48].

4. *Polozhenie ob aerogazovom kontrole v ugol'nyh shahtah (s izmeneniyami). Prikaz Rostekhnadzora ot 01.12.2011 N 678 (zaregistrovany Minyustom Rossii 29.12.2011, reg. N 22812)* [4. Regulations on air and gas control in coal mines (with changes). The order of Rostekhnadzor dated 01.12.2011 No. 678 (registered by the Ministry of justice 29.12.2011, reg. N 22812)].

5. *Kaliev S.G., Preobrazhenskaya E.I., Sadchikov V.A. i dr. Upravlenie gazovydeleniem na ugol'nyh shahtah* [Control of gas emission in coal mines]. Moscow, Nedra, 1980, 221 p.

6. *Korshunov G.I., Seregín A.S., Shipulin A.V. Uvelichenie gazovoy pronicaemosti uglya putem impul'sno-volnovogo vozdeystviya cherez skvazhiny* [Increase in gas permeability of coal by the pulse-wave stimulation through bore“]. *Gazovaya promyshlennost'*. Moscow, 2012. Vyp. 672. pp.46–47.

7. *Instrukciya po degazacii ugol'nyh shaht. Prikaz Rostekhnadzora ot 01.12.2011 N 679 (zaregistrovan Minyustom Rossii 29.12.2011, reg. N 22811)* [Manual for the degassing of coal mines. The order of Rostekhnadzor dated 01.12.2011 No. 679 (registered by the Ministry of justice 29.12.2011, reg. N 22811)].

8. *Slastunov S.V., Karkashadze G.G., Kolikov K.S., Ermak G.P. Analiticheskaya metodika rascheta dopustimoy nagruzki na ochistnoj ugol'nyj zabor po gazovomu faktoru* [Analytical technique of the permissible load calculation on a breakage face on a gas factor]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh*. 2013. no 6. pp.53–59.



РЕШЕНИЕ АКТУАЛЬНЫХ ЗАДАЧ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ОЧИСТНОГО ФРОНТА

В период 2008—2016 годы на предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс» была проведена существенная модернизация технологических процессов, в результате производственные показатели выросли на 30—50%. Рост производительности достигался за счет переоснащения шахт высокопроизводительным оборудованием. Реализованы технические решения по раскройке выемочных участков. Требования сегодняшнего дня — переход на длинные лавы 300—400 м. Запасы в столбе лавы будут составлять 3,0—5,7 млн тонн. Выросла потребность в подготовке новых выемочных полей. Основным направлением в совершенствовании подготовительных работ является расширение парка комплексов фронтального действия, увеличение объема проведения горных выработок к 2021 года на 43%. Рассмотрены новые проектные решения в части подготовки и отработки выемочных участков с последующим переходом на многоштрековые технологические схемы, открывающие новые возможности по подготовке очистного фронта.

Ключевые слова. Шахта, выемочной участок, проходка, комплекс, штрек, запасы, технологическая схема, лава, выемочной блок.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-71-78

АО «Сибирская угольная энергетическая компания» представлена в 9 регионах России и остается лидером по добыче угля в России. В Кузбассе филиал АО «СУЭК» образован в 2003 г. В 2007 г. переименован в АО «СУЭК-Кузбасс». Предприятия расположены на территории городов Ленинск-Кузнецкий, Полысаево, Киселевск, а также Прокопьевского района. На данный момент в состав компании входит 7 подземных угольных предприятий, 2 открытых угледобывающих разреза, 5 обогатительных фабрик и 13 сервисных предприятий. Общая численность АО «СУЭК-Кузбасс» составляет 14,7 тыс. человек. За 2017 год угледобывающими производственными предприятиями было добыто 38 220 тыс. тонн угля. Высокие показатели производительности предприятий компании достигаются за счет реализации инвестиционных проектов по оснащению современным оборудованием и внедрению передовых инженерно-технических решений, нацеленных на совершенствования технологических схем, а также повышению уровня промышленной безопасности.

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 71—78.

© А.А. Мешков, 2018.

На начальном этапе (2003—2007г) угледобывающие предприятия АО «СУЭК-Кузбасс» были оснащены преимущественно оборудованием отечественного производства, не отличающегося надежностью и высокой производительностью. Уровень добычи из одного очистного забоя не превышали 300 тыс. тонн/мес., а среднемесячная производительность составляла 50—200 тонн на человека. Длина очистного забоя длина очистных забоев варьировалась в пределах 150—240м с запасами в выемочном столбе от 1 до 2,5 млн тонн.

В период 2008—2016 годы на предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс» была проведена существенная модернизация технологических процессов, в результате производственные показатели выросли на 30—50%. Рост производительности, достигался за счет переоснащения шахт высокопроизводительным оборудованием преимущественно зарубежного производства. Очистные участки оснащались механизированными комплексами JOY, Tagor, DBT, в сочетании с очистными комбайнами KSW-460, 4 LS-20, JOY 6 LS-3, SL-300, SL-500, а также забойно-транспортными комплексами JOY, Анжера, DBT. Были реализованы технические решения по изменению раскройки выемочных участков. В результате длина очистных забоев составляла 220—300 метров, а запасы в столбе лавы увеличились до 2,5—3,5 млн тонн. Добыча из одного очистного забоя достигла 1 млн тонн/мес.

На сегодняшний день Компанией взято направление на переоснащение всех угольных предприятий высокопроизводительным зарубежным оборудованием с переходом на длинные лавы 300—400 м. Запасы в столбе лавы будут составлять 3,0—5,7 млн тонн. Так в 2018 году шахта им. В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс», на которой были реализованы все последние технические направления, показала рекордный результат 1,627 млн тонн/мес.

С ростом производительности очистных участков по выемке угля, резко выросла потребность в подготовке новых выемочных полей. Потребность возросла как в подготовительных, так и в горнокапитальных выработках. Концептуальным решением данного вопроса является совершенствование технологических схем подготовки очистного фронта. Одной из основных задач по данному направлению, состоит в том, чтобы увеличить производительность проходческой бригады, за счет переоснащения подготовительных забоев, с переходом на более эффективные технологические схемы.

Основным направлением в совершенствовании подготовительных работ в Компании является расширение парка комплексов фронтального действия. Целевой показатель производительности для подготовительных забоев, оснащенных данным типом проходческой техники, установлен не менее 400 м/мес.

Реализация принятой технической политики по модернизации подготовительных забоев позволит обеспечить целевые показатели

увеличения объемов проведения горных выработок при снижении количества и укрупнении проходческих бригад, результатом станет увеличение производительности проходчиков. В рамках представленной программы планируется увеличить объем проведения горных выработок до 2021 года на 43%.



Рис. 1. Основные варианты технологических схем в подготовительных забоях

Параллельно оснащению производственных единиц, предусматривается изменение проектных решений в части подготовки и отработки выемочных участков с последующим переходом на многоштрековые технологические схемы, открывающие новые возможности (рис. 2).

Реализация многоштрековой подготовки позволит достичь следующих основных преимуществ при подготовке выемочных участков:

- отсутствие ограничений по длине выемочных участков, при наличии двух выработок со свежей струей воздуха;
- возможность вести монтаж ленточных конвейеров для отработки выемочного участка параллельно с его подготовкой;
- возможность вести доставку и монтаж механизированного комплекса параллельно с демонтажем проходческого оборудования;

Отработка выемочных участков в данном случае также будет иметь ряд преимуществ:

- обеспечение требуемого времени выхода людей и обследования на случай аварийных ситуаций без проведения разрезных печей;
- подача свежего воздуха в очистной забой по двум выработкам;
- минимальная протяженность частично поддерживаемой выработки для газуправления в очистном забое;

- возможность разделения входящих на выемочный участок воздушно-газовых потоков;
- дополнительные возможности по организации вспомогательного транспорта и монтажно-демонтажных работ.



Рис. 2. Варианты технологических схем подготовки выемочного участка

Таким образом с учетом интенсификации угледобычи, подготовка очистного фронта становится одной из наиболее актуальных задач. На сегодняшний день существующий уровень техники позволяет механизировать большинство рабочих операций проходческого цикла. Решение задачи по высокопроизводительному проведению горных выработок

является важным для всех основных производственных процессов – выемки угля, управления качеством, управления проветриванием, вспомогательного транспорта, монтажно-демонтажных работ.

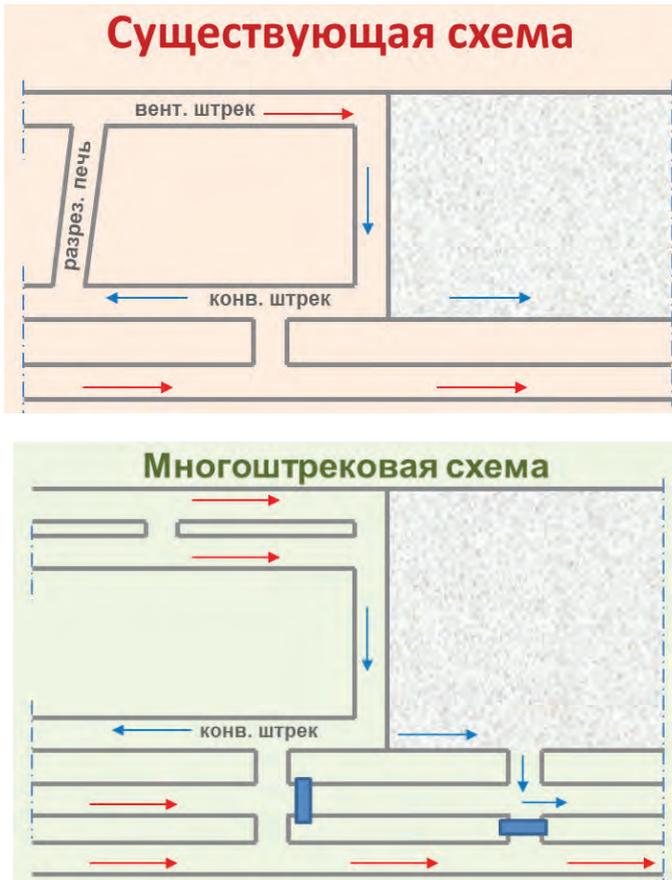


Рис. 3. Варианты технологических схем отработки выемочного участка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Козовой Г.И, Зубов В.П. Шахта «Распадская» – «Распадская угольная компания»: состояние, приоритетные задачи и перспективы развития. Уголь, 2016- №2. – С5–10.

2. Бригада А. Кайгородова шахты имени В.Д. Ялевского АО «СУЭККузбасс» добыла миллионную тонну [Электронный ресурс]. URL: <http://www.uk42.ru/index.php?id=4751>.

3. Бригада Евгения Косьмина шахты «Имени В.Д.Ялевского» первой в России добыла 4 миллиона тонн угля с начала года. Уголь, 2016, №11 с.67.

4. *Benjamin P.F.* Numerical Modeling of Room-and-Pillar Coal Mine Ground Response. Blacksburg. 2016. – 206с

5. *Essie Esterhuizen, Chris Mark, Michael M. Murphy.* The ground response curve, pillar loading and pillar failure in coal mines. Proceedings of the 29th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, 2010.- p.19–27.

6. *Fahimifar A., Oreste P., Ranjbarnia M.* The dimensioning of pillars in the mining rooms and pillars method through a detailed evaluation of the stress conditions in the rock. Advances in Environmental and Geological Science and Engineering. 2015. ISBN: 978–1-61804–314–6, 69.

7. *Singh Satyendra K., Agrawal Harshit, Singh Awanindra P.* Rib stability: A way forward for safe coal extraction in India. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. Vol.27. p.p 1087–1091

8. *Копылов К.Н., Загоршменный И.М., Кубрин С.С., Корчак А.В.* Управление рисками при подземной добыче угля. Уголь. – М.: 2016. № 7. С.39–43.

9. *Копылов К.Н., Кубрин С.С.* Вопросы управления очистным комплексом при отработке высокогазоносных пластов на примере шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс». Уголь. 2016. № 12 (1089). С. 32–36

10. *Копылов К.Н., Кубрин С.С., Загоршменный И.М., Решетняк С.Н.* Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи. Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Горная книга. – 2017. Специальный выпуск 29. С. 43–55.

11. *Кубрин С.С. Решетняк С.Н. Копылов К.Н.* Энергоэффективное операционное управление очистным участком. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет. – 2016. №5 С. 4–10. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Мешков Анатолий Алексеевич – кандидат технических наук, профессор, первый зам. генерального директора – технический директор АО «СУЭК-Кузбасс».

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 71–78.

Meshkov A.A.

The decision of actual problems in the preparation front of extraction

In the period 2008–2016, the enterprises of JSC «SUEK-Kuzbass» carried out a significant modernization of technological processes, therefore of production performance

increased by 30–50%. Productivity growth achieved by re-equipping the mines with high-performance equipment. Implemented technical solutions for cutting the excavation sites. Requirements of today's day – long face 300–400 m. reserves in the pillar of face will be to provide the 3.0–5.7 million tons. The need to prepare new excavation fields has increased. The main direction in the improvement of the preparatory work is an extension of the Park complexes front steps, the increase of mining to 2021 by 43%. New design solutions in terms of preparation and development of the excavation sites with the subsequent transition to multi-track technological schemes, opening up new opportunities for the preparation of the excavation front, are considered.

Keyword. Mine, working bay, excavation of the complex, roadway, workable reserves, technological scheme, face, excavation unit.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-71-78

AUTHORS

Meshkov A. A., candidate of technical Sciences, Professor, first Deputy General Director – technical Director of JSC «SUEK-Kuzbass».

REFERENCES

1. Kozovoj G.I, Zubov V.P. *Shahta «Raspadskaya» – «Raspadskaya ugol'naya kompaniya»: sostoyanie, prioritetye zadachi i perspektivy razvitiya* [Mine “Raspadskaya” - “Raspadskaya coal company”: status, priorities and prospects of development]. Ugol', 2016. no 2. pp. 5–10.
2. Brigada A. *Kajgorodova shahty imeni V.D. Yalvskogo AO «SUEKkuzbass» dobyla millionnyu tonnu* [Kaygorodova mine named after V.D. Eletskeg JSC “Suekkuzbass” has mined its millionth tonne] [Elektronnyj resurs]. URL: <http://www.uk42.ru/index.php?id=4751>.
3. *Brigada Evgeniya Kos'mina shahty «Imeni V.D.Yalvskogo» pervoj v Rossii dobyla 4 miliona tonn uglya s nachala goda* [Team Eugene Kosmin mines “imeni V.D. Eletskeg” the first in Russia produced 4 million tons of coal from the beginning of the year]. Ugol', 2016, no 11. 67 p.
4. Benjamin P.F. *Numerical Modeling of Room-and-Pillar Coal Mine Ground Response*. Blacksburg. 2016. 206 p.
5. Essie Esterhuizen, Chris Mark, Michael M. Murphy. *The ground response curve, pillar loading and pillar failure in coal mines*. Proceedings of the 29th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, 2010. pp. 19–27.
6. Fahimifar A., Oreste P., Ranjbarnia M. *The dimensioning of pillars in the mining rooms and pillars method through a detailed evaluation of the stress conditions in the rock*. Advances in Environmental and Geological Science and Engineering. 2015. ISBN: 978-1-61804-314-6, 69.
7. Singh Satyendra K., Agrawal Harshit, Singh Awanindra P. *Rib stability: A way forward for safe coal extraction in India*. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. Vol.27. pp. 1087–1091
8. Kopylov K.N., Zakorshmennyy I.M., Kubrin S.S., Korchak A.V. *Upravlenie riskami pri podzemnoj dobyche uglya* [Management risk in underground coal mining]. Ugol'. Moscow: 2016. no 7. pp. 39–43.
9. Kopylov K.N., Kubrin S.S. *Voprosy upravleniya ochistnym kompleksom pri otrabotke vysokogazonosnyh plastov na primere shahty «Polysaevskaya» AO «SUEK-Kuzbass»* [Questions of management of the treatment complex at working off of high-gas-bearing layers on the example of mine “Polysaevskaya” of JSC SUEK-Kuzbass]. Ugol'. 2016. no 12 (1089). pp. 32–36

10. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Zakorshmennij I.M., Reshetnyak S.N. *Ekspperimental'nye issledovaniya parametrov raboty ochistnogo kombajna ugol'noj shahty pri razlichnyh skorostyah podachi* [Experimental researches of working parameters of the Shearer in coal mines with different feed speeds]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. Moscow: Gornaya kniga. 2017. Special'nyj vypusk 29. pp. 43–55.

11. Kubrin S.S. Reshetnyak S.N. Kopylov K.N. *Energoeffektivnoe operacionnoe upravlenie ochistnym uchastkom. Izvestiya vysshih uchebnyh zavedenij* [Energy-efficient operational management of the treatment site. News of higher educational institutions]. Gornyj zhurnal. Ekaterinburg: Ural'skij gosudarstvennyj gornyj universitet. 2016. no 5. pp. 4–10.



Секция 1
ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ИННОВАЦИОННЫЙ МЕТОД КОНТРОЛЯ ДЕФОРМАЦИОННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Представлены результаты разработки инновационного метода контроля деформационного состояния массива горных пород. В данной работе ключевым фактором являлась разработка инструмента для контроля состояния массива – это система электронного мониторинга «ЭлМон...» Приводятся результаты разработки. Отражена актуальность ее применения в производстве.

Ключевые слова: система электронного мониторинга, горная выработка, деформационное состояние массива, блок измерения смещений, программное обеспечение, угольная шахта, правила безопасности, инструкция.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-81-86

Введение

Согласно «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» пункта 22 и федеральных нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах» пункта III. Противоаварийная защита, абзац 22 и раздела 6 национального стандарта Российской Федерации «ГОСТ Р 55154-2012. Оборудование горно-шахтное. Системы безопасности угольных шахт многофункциональные. Общие технические требования», утвержденного и введенного в действие приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 22 ноября 2012 года N 1077. **Система должна обеспечивать непрерывный автоматический контроль деформирования угольного массива и горных пород.** [1, 3],

В настоящее время контроль состояния горного массива, на угольных шахтах Российской Федерации, ведется посредством установки и мониторинга механических индивидуальных станций контроля смещений пород кровли типа РГ [2].

У применяемых средств контроля имеется ряд недостатков, таких как:

— отсутствие возможности дистанционно передавать сигнал о смещениях пород кровли на поверхность. В связи с этим отсутствует оперативность определения места возможной аварии;

— смещения на индивидуальных станциях возможно зафиксировать только путем визуального контроля на месте их монтажа – специалист должен выполнять ежесменный обход по всей сети горных выработок и фиксировать изменения, на поверхности заносить их в журнал и анализировать прирост смещений, величины и скорости деформаций пород и крепи;

— присутствие человеческого фактора при снятии замеров в случаях, если отсутствует прямой доступ к станции контроля или снятие показаний производят разные специалисты.

В связи с вышеизложенным остро стоял вопрос о создании проекта для разработки системы ЭлМон.

Цель проекта – совершенствование технологии контроля безопасного деформационного состояния подземных горных выработок; повышение безопасности ведения горных работ, посредством оперативного определения места предполагаемой «аварии» – возможного обрушения пород кровли; оперативное оповещение рабочих, находящихся в горных выработках, на участках возможных обрушений пород кровли, а так же ИТР шахты о необходимости разработки специальных мероприятий; автоматизация процесса контроля смещений пород кровли.

Основной раздел

В настоящее время получен патент на полезную модель № 172963 от 30 августа 2016 года

Разработанные комплектующие системы «ЭлМон...», в рамках проекта, объединены в единую архитектуру (рис. 1). Все комплектующие соответствуют требованиям ГОСТ12.2.020-76 [4]

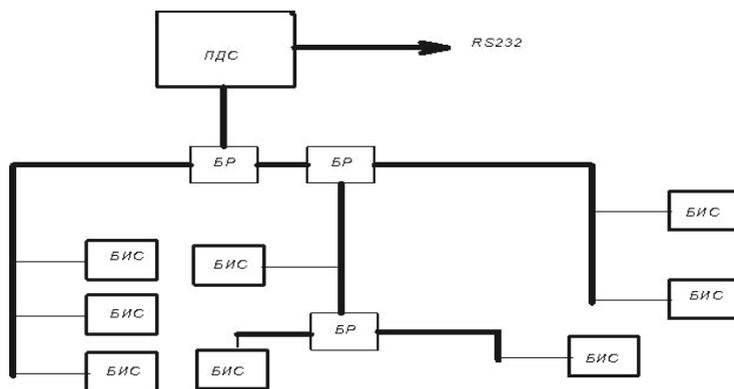


Рис. 1. Архитектура системы «ЭлМон...»

Архитектура «ЭлМон...» состоит из множества датчиков контроля смещений, подключенных к единой кабельной сети, посредством установок блоков разветвителей (БР). На протяжении кабельной сети

монтируются усилители для оперативной передачи сигнала о смещениях.

Кабельная сеть имеет выход на поверхность непосредственно к удаленному пульту диспетчера, на котором установлено программное обеспечение, имеющее возможность обработки сигнала и определения порогов смещения.

Основным комплектующим системы «ЭлМон...», определяющим качество и эффективность ее работы, является датчик контроля смещений (рис. 2).

Разработанный датчик контроля состоит из 2-х частей: расходная часть (реперы) и блок измерения смещений (БИС). Разработанная конструкция БИС предусматривает возможность его демонтажа и повторного использования.

БИС контролирует состояние массива пород кровли следующим образом: смещение репера №2 относительно базового репера №1, и смещение репера №3 относительно промежуточного репера №2. За «стандарт» возможно принять пороги смещений с параметрами: допустимые — от 1 мм до 25 мм, опасные — от 25 мм до 50 мм, критические — от 50 мм до 75 мм. Данный «стандарт» применяется как для перемещения второго репера относительно первого, так и для перемещения третьего репера относительно второго, также третьего репера относительно БИС. Параметры задания допустимых, опасных и критических порогов смещения реперов возможно изменять конкретно для каждой контрольной точки. Вышеуказанные состояния индицируются световыми сигналами: «допустимые» — зеленый сигнал, «опасные» — желтый, «критические» — красный. Состояние «критические» дополнительно сопровождается звуковым сигналом. Обнаруженные смещения, превышающие пороговые, индицируются световой и звуковой сигнализацией как непосредственно на блоке БИС, так и на удаленный пульт диспетчера (УПД).

Программное обеспечение, устанавливаемое на ПК, разработано и адаптировано под ОС Windows и позволяет отслеживать величину смещений в режиме реального времени (рис. 3).

Программное обеспечение позволяет настроить диапазон длины уровней предупреждения (рис. 4). Все настройки, установленные при помощи компьютера, передаются датчику, что обеспечивает его автономную работу. Полученное с датчиков значение смещения в миллиметрах программное обеспечение сравнивает с заданными диапазонами и, в зависимости от того, в какой диапазон измеренное значение входит, на датчике отображается соответствующая световая индикация зеленого,



Рис. 2. Общий вид датчика контроля смещений

желтого или красного цвета. При достижении аварийного диапазона датчик включает звуковую сигнализацию.

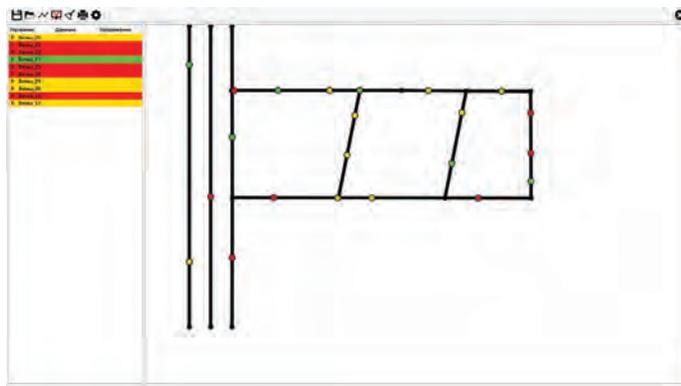


Рис. 3. Главное окно программы

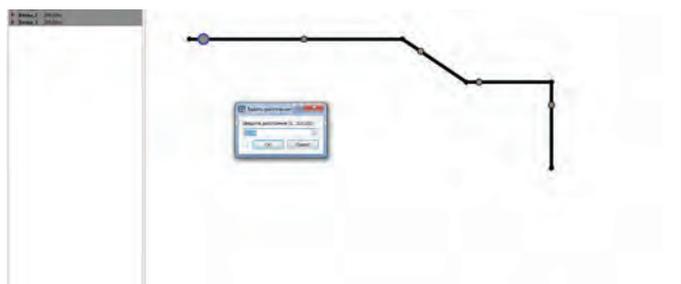


Рис. 4. Окно настроек программы

Все значения датчиков записываются. Историю этих значений во времени можно просматривать на графике (рис. 5).

Выводы

Разработанная современная система электронного мониторинга деформационного состояния приконтурного массива пород горных выработок предназначена для контроля состояния подземных горных выработок посредством оперативного определения места предполагаемой «аварии» (возможного обрушения пород кровли) и дистанционной передачи данных на поверхность.

Применение данной системы «ЭлМон...» гарантированно позволит сократить количество аварийных инцидентов, связанных с обрушением пород кровли, снизить уровень травматизма, значительно повысить уровень безопасности ведения подземных горных работ и в целом эксплуатации опасного производственного объекта.

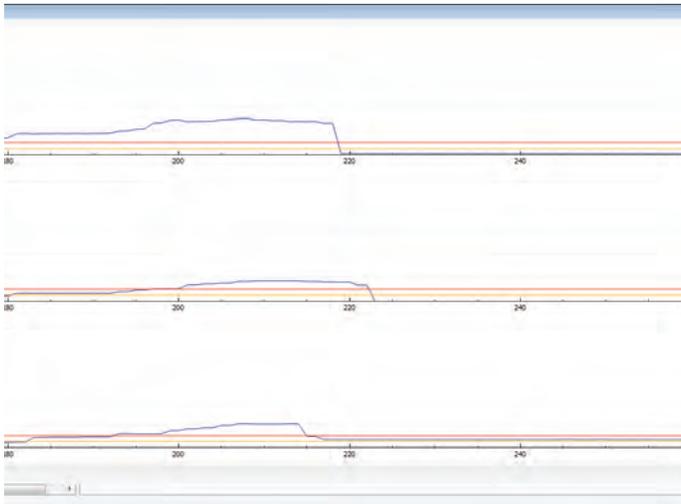


Рис. 5. Окно с графиками

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 200 с.

2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 186 с.

3. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Серия 03. Выпуск 78. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2016. – 276 с.

4. ГОСТ 12.2.020-76 Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Электрооборудование взрывозащищенное. Термины и определения. Классификация. Маркировка (с Изменениями № 1, 2). М.: ИПК Издательство стандартов, 1996. URL: <http://docs.cntd.ru/document/1200003836> (дата обращения: 12.07.2017). **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Филимонов Михаил Сергеевич – коммерческий директор ООО «РАНК 2»
email:filimonovMS@rank42@mail.ru;

Заятдинов Дамир Фанисович – директор по инженерно – исследовательской работе ООО НИЦ-ИПГП «РАНК 2»;

Лысенко Максим Владимирович – заместитель директор по научной работе и инновациям ООО НИЦ-ИПГП «РАНК 2».

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyy vypusk 48), pp. 81–86.

Filimonov M.S., Ziatdinov D.F., Lysenko M.V.

An innovative method of monitoring the deformation state of the mining massif

The article dedicates to results of development of the innovative method of control for the deformation state of the rock massif. The main intent in the work was the development a tool for control of a rock massif state – electronic monitoring system «ЭлМон». Results of the development were given. The relevance of applying at manufacturing was represented.

Key words: electronic monitoring, excavation, the deformation state of the rock mass, the unit of measurement offsets, software, coal mine safety rules, instructions.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-81-86

AUTHORS

Filimonov M. S., commercial Director of «RANK 2», email:filimonovMS@rank42@mail.ru;

Ziatdinov D. F., Director of engineering research, LTD by SIC And GWP «GRADE 2»;

Lysenko M. V., the Deputy Director on scientific work and innovations, ООО SIC And GWP «RANK 2».

REFERENCES

1. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Pravila bezopasnosti v ugol'nyh shahtah»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 40. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovaniy problem promyshlennoj bezopasnosti», 2014. 200 p.

2. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Instrukciya po raschyotu i primeniyu ankernoj krepki na ugol'nyh shahtah»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «instruction on the calculation and application of anchorage in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 42. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovaniy problem promyshlennoj bezopasnosti», 2015. 186 p.

3. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Pravila bezopasnosti pri vedenii gornyh rabot i pererabotke tverdyh poleznyh iskopaemyh»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules for mining operations and processing of solid minerals»]. Seriya 03. Vypusk 78. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovaniy problem promyshlennoj bezopasnosti», 2016. 276 p.

4. *GOST 12.2.020-76 Sistema standartov bezopasnosti truda (SSBT). Elektrooborudovanie vzryvozashchishchennoe* [system of occupational safety standards (SSBT). Electrical equipment explosion-proof]. Terminy i opredeleniya. Klassifikaciya. Markirovka (s izmeneniyami № 1, 2). Moscow: IPK Izdatel'stvo standartov, 1996. URL: <http://docs.cntd.ru/document/1200003836> (data obrashcheniya: 12.07.2017).



ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ С МЕЖСЛОЕВОЙ ТОЛЩЕЙ В СИСТЕМАХ С ВЫПУСКОМ УГЛЯ

В представленной работе приведены результаты лабораторного эксперимента по исследованию гравитационного движения предварительно раздробленной горной массы, направленные на выявление закономерностей взаимодействия элементов секции механизированной крепи с подкровельной (межслоевой) толщей в процессе выпуска. Выполнен анализ существующих технологий отработки мощных пластов с выпуском подкровельной толщи угля. Предложена конструкция механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер, разработанная с учетом геомеханических процессов, происходящих в угольном пласте и породах кровли, позволяющая исключить недостатки существующих средств механизации. Описаны конструкция разработанной лабораторной установки и методика проведения исследований. Рассмотрен процесс выпуска угля на лабораторной установке при волновом и индивидуальном режиме работы питателей секций. На основе проведенного исследования установлено, что при выбранных параметрах крепи и технологией выпуска угля происходит разворот потока выпускной массы, вследствие чего снижаются потери угля в выработанном пространстве. Также установлено, что при индивидуальном режиме выпуска формируется поток ограниченного размера. Тогда как при волновом режиме, контактная граница порода-уголь не прерывается и плавно приближается к выпускным окнам, в результате чего в выработанном пространстве остается меньше угля.

Ключевые слова: подземная добыча угля, технология, мощный пласт, механизированная крепь, выпуск угля, питатель, лабораторная установка.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-87-94

Введение

Новые технологии отработки мощных угольных пластов, в которых заложен физический эффект разрушения угольной толщи, основаны на использовании сил горного давления, что позволяет в перспективе придать разрабатываемым механизированным комплексам дополнительные функции. Это открывает новые направления создания технологий и конструкции секций механизированных крепей. Современное состо-

яние изученности технологии и развития средств механизации выемки мощных пластов с выпуском угля показало, что дальнейшее совершенствование таких технологий и развитие механизированных крепей направлено на поиск и реализации новых технологических решений по управлению выпуском угля.

Известны два варианта технологии отработки мощных пластов с выпуском подкровельной толщи угля: на забойный скребковый конвейер обрабатываемого слоя и на дополнительный завальный скребковый конвейер, расположенный в завальной части очистного забоя (рис. 1). Особенности первой технологии заключаются в расположении выпускного отверстия вблизи от забоя, что позволяет иметь небольшой размер секции крепи по длине, но не обеспечивает необходимой подготовки угля выпускаемой толщи к самообрушению из-за малого расстояния от верхняка до люка. Поэтому даже при слабом угле возникает необходимость в его дополнительном разрыхлении. В дополнение к данному недостатку, выпуск угля сопровождается значительным пылеобразованием и повышает опасность работ. Во второй технологии, при выпуске угля на завальный конвейер создаются благоприятные условия деформирования и разрушения подкровельной толщи. Однако это требует значительного увеличения размеров секции крепи, введения дополнительного завального конвейера. Таким образом, происходит усложнение конструкции крепи и возникает необходимость наличия перегрузочного устройства на сопряжении лавы с конвейерным штреком, что создает дополнительные трудности при его обслуживании.



Рис. 1. Существующие средства механизации с выпуском подкровельной толщи

Предлагаемая конструкция механизированной крепи с устройством регулируемого выпуска угля на забойный конвейер разработана с учетом геомеханических процессов, происходящих в угольном пласте и породах кровли, содержит достоинства известных вариантов и исключает их недостатки (рис. 2) [1, 2]. Отличительной особенностью данной конструкции является применение питателей на выпуске и погрузке подкровельной (межслоевой) толщи. Это является новым направлением в создании высокопроизводительных технологий в угольной отрасли. Поэтому проведение исследований по изучению основных зависимостей и

закономерностей, определяющих рациональные параметры механизированной крепи с принудительно-управляемым выпуском угля является весьма важным как в практическом, так и фундаментальном плане.



Рис. 2. Секции механизированной крепи с регулируемым выпуском угля подкровельной толщи на забойный конвейер

Лабораторный эксперимент

Основным методом изучения закономерностей выпуска является метод, основанный на наблюдении и фиксации положения потока выпускной массы, имитирующей уголь с прослоями.

Для проведения исследовательских работ по изучению процессов управляемого выпуска угля из подкровельной толщи на забойный конвейер очистного забоя в процессе разработки мощных угольных пластов создана лабораторная установка. Лабораторная установка позволяет имитировать процесс отработки мощного угольного пласта с управляемым выпуском подкровельной толщи в призабойную зону очистного забоя. Корпус установки представляет собой коробчатую конструкцию (рис. 2), боковые стенки и дно, которой выполнены из прозрачного оргстекла толщиной 10 мм, что дает возможность визуального наблюдения за поведением потока выпускной массы.



Рис. 3. Общий вид лабораторной установки

Макеты секции крепи с устройствами передвижки в количестве 20 штук устанавливаются в корпусе до соприкосновения их ограждения с задней стенкой корпуса. Макеты секций выполнены в масштабе 1:25 по отношению к натурному образцу механизированной крепи (рис. 4). Перемещение секции осуществляется при помощи устройства передвижки, представляющего собой конструкцию в виде двутавра с ручкой, изготовленную из оргстекла 5 – 10 мм (рис. 5).

В качестве выпускной массы, имитирующей уголь, используется щебень, окрашенный в черный цвет, фракция 5÷15 мм, пустую породу – мраморная крошка серо-розового цвета, фракция 13÷25 мм. Для визуализации потока выпускной массы, материал, имитирующий уголь, разделен слоем белого щебня фракцией 5÷10 м.

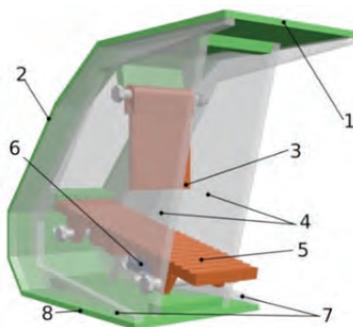


Рис. 4. Макетный образец секции крепи: 1 – перекрытие; 2 – завальное ограждение; 3 – заслон; 4 – внутренние боковины (ограждающие стенки); 5 – автоматизированное устройство выпуска (питатель); 6 – сервомотор питателя; 7 – внешние боковины; 8 – основание

Система управления выпуском представляет собой аппаратно-программные средства, позволяющее осуществлять изменение параметров питателя (частота, амплитуда) и режимов работы (индивидуальный, групповой).

Лабораторная установка оснащена регистрирующей аппаратуры, обеспечивающей фото и видео фиксацию процесса управляемого выпуска.

Исследования проводились для следующих горно-геологических условий: мощность пласта – 7.5 м; мощность пород активной кровли пласта – 4 м; мощность подсеочного слоя – 3.5 м; мощность подкровельной пачки – 4 м.

Методика исследований состояла в следующем. На лабораторной установке проводились исследования сразу двух режимов выпуска: волнового и индивидуального. При волновом режиме выпуск осуществлялся последовательным включением питателей, с временной задержкой,

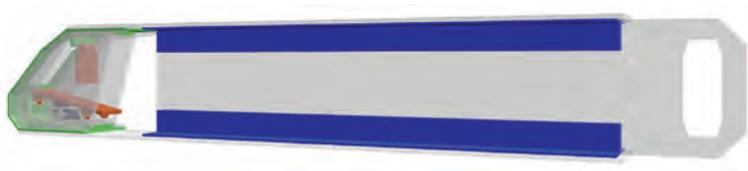


Рис. 5. Устройство передвижки макетного образца секции крепи

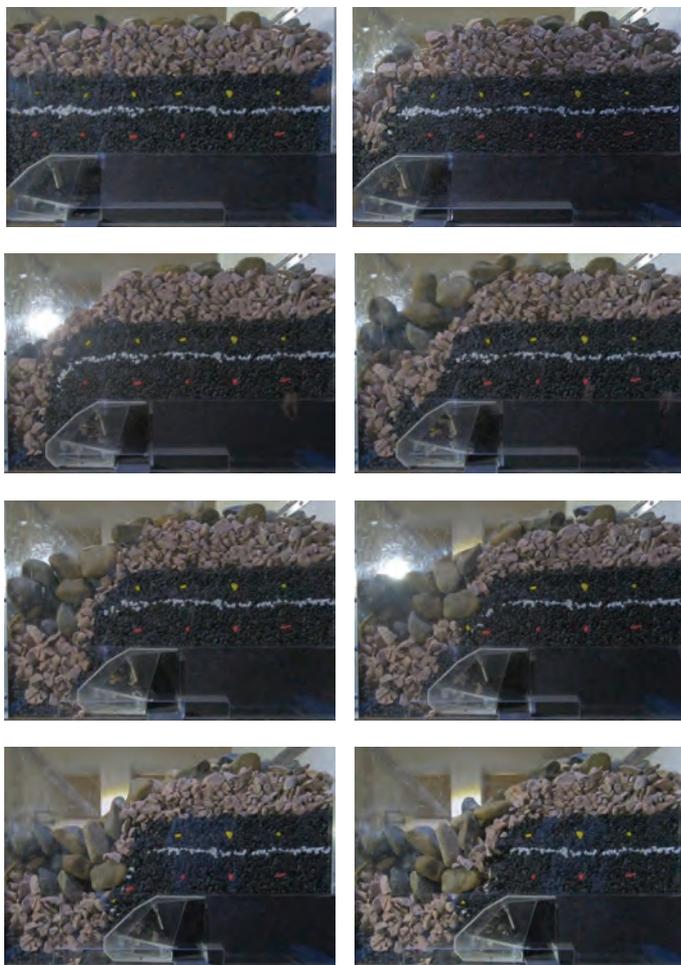


Рис. 6. Вид сбоку лабораторной установки: показаны начальные (слева) и конечные (справа) стадии четырех выпусков

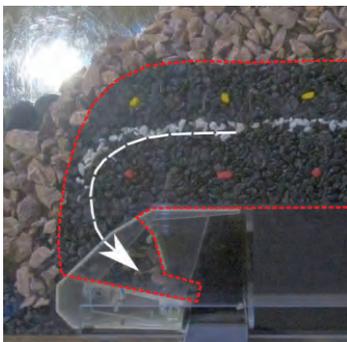


Рис. 7. Разворот потока выпускной массы

после приближения границы порода-уголь к выпускному окну секции питатель останавливался. При индивидуальном режиме работы до появления породы в выпускном окне, после питатель на данной секции останавливался и запускался на следующей секции. После этого производилась передвижка секций. Шаг передвижки составил 32 мм, что соответствует величине 0.8 м передвижки реальной секции механизированной крепи. Всего было выполнено четыре выпуска. После первого выпуска сделано три передвижки секций, после второго и третьего по две передвижки (рис. 6).

На представленных рисунках видно, что при выбранных параметрах крепи и технологией выпуска угля происходит разворот потока выпускной массы (рис. 7), вследствие чего снижаются потери угля в выработанном пространстве.

Установлено, что при волновом режиме выпуска в выработанном пространстве угля остается меньше чем при индивидуальном режиме (рис. 8). Это является следствием формирования потока угля ограниченного размера при индивидуальном режиме. Тогда как при волновом режиме, контактная граница порода-уголь не прерывается и плавно приближается к выпускным окнам.



Рис. 8. Вид сзади лабораторной установки: показаны начальная (сверху) и конечная (снизу) стадии первого выпуска, в левой части установки исследовался индивидуальный режим выпуска, в правой – волновой

Выводы

В результате лабораторного эксперимента установлено, что конструкция секций крепи с выпускными окнами в оградительных частях и расположенными под ними питателями регулируемой производительности позволяет осуществлять дозированную транспортировку угля из подкровельной толщи на забойный конвейер. Это делает возможным выпуск угля через выпускные окна нескольких секций одновременно и тем самым производить его площадно-управляемый выпуск, что предотвращает его разубоживание и минимизирует потери.

Статья подготовлена при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014-2020 годы»; проект «Разработка технологии эффективного освоения угольных месторождений комплексом с роботизированным управляемым выпуском подкровельной толщи» (Соглашение №14.604.21.0173, Уникальный идентификатор Соглашения RFMEFI60417X0173).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Клишин В. И., Шундулиди И. А., Ермаков А. Ю., Соловьев А. С. Технология разработки запасов мощных пологих пластов с выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2013. – 248 с.

2. Клишин В. И., Фокин Ю. С., Кокоулин Д. И., Кубанычбек Б. Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля. Новосибирск: Наука, 2007. – 135 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Клишин Владимир Иванович — доктор технических наук, член-корреспондент РАН, директор Института угля; E-Mail: klishinvi@icc.kemsc.ru, +7 (3842) 74-13-57;

Опрук Глеб Юрьевич — кандидат технических наук, старший научный сотрудник, E-Mail: opruk@yandex.ru, +7 (3842) 74-17-41;

Варфоломеев Евгений Леонидович — научный сотрудник, E-Mail: kku@icc.kemsc.ru, +7 (3842) 74-17-41;

Борисов Иван Леонидович — ведущий технолог, E-Mail: borisovil@icc.kemsc.ru, +7 (3842) 74-17-41;

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук, Ленинградский проспект, 10, 650065, г. Кемерово, Россия.

Klishin V.I., Opruk G.Yu., Varfolomeev E.L., Borisov I.L.

Interaction of mechanized support with interlayer thickness in systems with subvel caving

Results of a laboratory experiment on a research of the gravitational movement of pre-crushed rock mass, aimed at identifying the patterns of interaction of the elements of the mechanized support unit with the underlayer (interlayer) thickness during the subvel caving are given in the presented work. The analysis of existing technologies of working out of thick seams with subvel caving of a roofing coal layer is executed. The design of the mechanized support with the device of the regulated subvel caving of coal on the face conveyer, developed taking into account the geomechanical processes occurring in the coal seam and roof rocks, allowing to exclude the shortcomings of the existing means of mechanization is offered. The design of the developed laboratory installation and the methodology for carrying out the research are described. The process of subvel caving at a laboratory installation under wave and individual operating conditions of unit feeders is considered. On the basis of the conducted research it is established that with the chosen parameters of the support and the technology of subvel caving, the flow of the exhaust mass is reversed, as a result of which the loss of coal in goaf is reduced. It is also established that with a individual release mode, a flow of limited size is formed. Whereas at the wave mode, the contact boundary of the rock-coal isn't interrupted and smoothly approaches to the exhaust windows, resulting in less coal remaining in the goaf.

Key words: underground coal mining, thick seam, technology, mechanized support, subvel caving, feeder, laboratory setup.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-87-94

AUTHORS

Klishin V. I., Doctor of Technical Sciences, Corresponding Member of RAS, Director of the Coal Institute;

Opruk G. Yu., Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher;

Varfolomeev E. L., Researcher;

Borisov I. L., Leading technologist;

Federal State Budget Scientific Institution The Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Leningradsky prospect, 10, 650065, Kemerovo, Russia.

REFERENCES

1. Klishin V.I., Shundulidi I.A., Ermakov A.Yu., Solov'ev A.S. *Tekhnologiya razrabotki zapasov moshchnyh plogih plastov s vypuskom uglya* [Technology reserves development of thick flat seams with the issue of coal]. Novosibirsk: Nauka, 2013. 248 p.

2. Klishin V. I., Fokin Yu. S., Kokoulin D. I., Kubanychbek B. *Razrabotka moshchnyh plastov mekhanizirovannymi krep'yami s reguliruемым vypuskom uglya* [Development of thick layers of mechanized roof supports with controlled release of coal]. Novosibirsk: Nauka, 2007. 135 p.



ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОДДЕРЖАНИЯ ШИРОКОПРОЛЕТНОГО СОПРЯЖЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Проведена оценка состояния приконтурного массива протяженного широкопролетного сопряжения, обоснованы параметры крепления массива для поддержания в зоне влияния очистных работ.

Ключевые слова: анкерное крепление, широкопролетное сопряжение, очистной забой, канатные анкеры, целик.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-95-102

С целью оптимизации технологии отработки запасов, на шахте им. В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс» было произведено объединение двух выемочных столбов в один, общей протяженностью 2,9 км. Данные изменения планов ведения горных работ повлекли необходимость проведения дополнительной подготовительной выработки – дренажного штрека.

Проведения дополнительной подготовительной выработки в условиях выемочного столба лавы 52-13 в первую очередь осложнено формированием широкого протяженного сопряжения с конвейерным штреком 5210 бис и необходимость его последующего поддержания впереди очистного забоя.

Сопряжение конвейерного штрека 5210 бис и дренажного штрека представляет собой комбинацию примыкания и косого пересечения выработок под углом ~ 3 град. Формирование сопряжения выполняется примыканием дренажного штрека к конвейерному штреку 5210 бис со стороны лежачего бока и постепенным его пересечением под углом 3 градуса в сторону висячего бока. Таким образом, формируется сопряжение общей протяженностью ~ 270 м, с двумя широкими участками (12 м) дополнительно формирующими сопряжения со сбоями №9-20 и №9-26 и одним узким участком в точке пересечения штреков (6,2 м). Схема пересечения горных выработок представлена на рис. 1.



Рис. 1. Схема сопряжения горных выработок

Прогнозные горно-геологические характеристики участка:

Угольный пласт мощностью 3,91–4,55 м, крепостью $f = 0,8 - 1,2$. Уголь сильно трещиноватый, до 24 тр./м², слабой устойчивости, склонен к кливажу и вывалам (наблюдается три разновидности кливажа).

Ложная кровля мощностью 0,1–0,7 м представлена весьма неустойчивыми углистым и мелкозернистыми алевролитами, присутствует повсеместно.

Непосредственная кровля мощностью 3,0–15,0 м представлена мелко- и среднезернистыми алевролитами крепостью $f = 2,8 - 4,0$, классифицируется среднеустойчивой, а местами неустойчивой. Время устойчивого состояния от 0,2 до 1,5 часа, допустимая площадь обнажения кровли 3,0 м².

Основная кровля мощностью 5,0–25,5 м, представлена переслаиванием алевролита среднезернистого с крупнозернистым и песчаником средне зернистым, коэффициент крепости $f = 3,6 - 5,8$.

Все породы не образуют выдержанные слои, а имеют линзообразный характер залегания.

Параметры подготовительных горных выработок формирующих сопряжение:

Проектная ширина конвейерного штрека 5210 бис составляет 5,2 м. Кровля конвейерного штрека 5210 бис закреплена сталеполимерными анкерами длиной 2,75 м с применением индивидуальных опорных элементов (полусферических шайб) размером 300х300х8 мм. Шаг крепления составляет 0,9 м. Количество анкеров в ряду 6 шт. Схема установки анкеров 4 + 2 шт. Для перетяжки кровли применяются металлическая решетчатая затяжка. Бока выработки крепятся сталеполимерными и стеклопластиковыми анкерами длиной 1,8 м. Шаг крепления составляет 0,9 м. Количество анкеров в ряду каждого бока по 3 шт. Для перетяжки боков применяется полимерная сетка. Проектная ширина дренажного штрека составляет 5,1 м. Схема крепления выработки аналогична применяемой на конвейерном штреке 5210 бис, за исключением схемы установки – 6 анкеров в ряду без смещений.

В качестве крепи усиления сопряжения применялись канатные анкера глубокого заложения типа АК01 длиной 7,0 м с применением индивидуальных опорных элементов (полусферических шайб) размером 300х300х8 мм и отрезков СВП 17(22). Шаг крепления 0,9 м. В зависимости от ширины сопряжения количество анкеров в ряду изменялось от 3 до 7 шт.

Дополнительно, в районе сопряжений со сбойками применяется крепь подпорного типа из деревянных быстроразборных клеток размером 1,4 x1,4 м и бетонные тумбы Ø900 мм. Фактический шаг установки деревянных быстроразборных клеток переменный и изменяется от 2,0 до 4,5 м, шаг установки бетонных тумб изменяется от 4,0 до 10 м.

Для уточнения фактических горно-геологических условий и разработки рекомендаций по усилению параметров крепления сопряжения был произведен отбор образцов пород кровли (керна) горной выработки и определение их физико-механических свойств, а также выполнено выявление зон расслоений и трещиноватости массива пород при помощи видеоэндоскопа. Результаты проведенных исследований приведены в таблице №1, места отбора кернов и обследования кровли представлены на рис. 1.

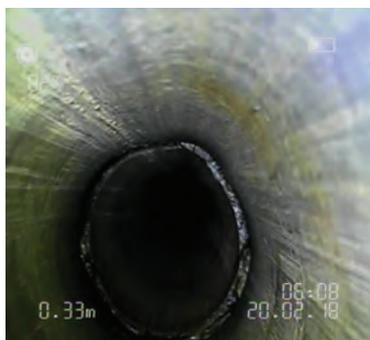
Таблица 1

Результаты исследования вмещающих пород кровли

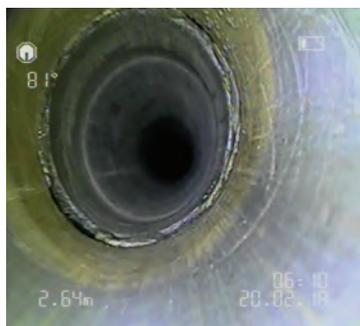
№ керна	Глубина иссле- дова- ния, м	Структура		Коэффициент крепость по шкале М.М. Протодяко- нова		
		по данным керна	по данным виде- оэндоскопии	мин.	макс.	сред.
1	до 7,0	переслаивание горизонтальнослоистого и косослоистого алевролитов	Расслоение в приконтурной части на глубине 0,08 м	0,9	9,9	4,6
2	до 7,0	переслаивание косослоистого алевролита и однородного неразличимозернистого аргиллита	0,05 – 0,09 м – расслоение и смятие пород кровли	1,2	5,1	2,6
3	до 6,6	переслаивание аргиллитов однородного и неразличимозернистого и неоднородного тонкозернистого	Расслоения и трещины на глубинах 0,12; 0,33; 0,48; 0,63; 0,81; 1,27; 1,69; 1,97; 2,64; 3,32 (рис. 2 а – в) и закрытая трещина на глубине 5,20 м (рис. 2 г)	0,5	1,9	1,13



а



б



в



г

Рис. 2. Состояние ствола керновой скважины №3 вне зоны влияния очистных работ

В результате обследования пород кровли сопряжения был подтвержден прогноз о неоднородности строения кровли и линзовидном характере залегании слоев. Выявлено наличие тонких породных прослоев низкой прочности в кернах №1 и №2. Низкий показатель прочности и развитие расслоений пород керна №3 объясняется влиянием геологического нарушения находящего вблизи места отбора образца пород.

С учетом фактических горно-геологических условий, на основании «Инструкции...» [1] были разработаны рекомендации по усилению крепи сопряжения конвейерного штрека 5210 бис и дренажного штрека. Основной акцент был сделан на необходимости своевременного монтажа крепи подпорного типа, уменьшение шага её установки и увеличение её несущей способности на участках сопряжения с широкой пролетов более 10 м. Была оптимизирована схема расстановки анкеров глубокого заложения и предусмотрено армирование клиновидного целика анкерами по всей его высоте.

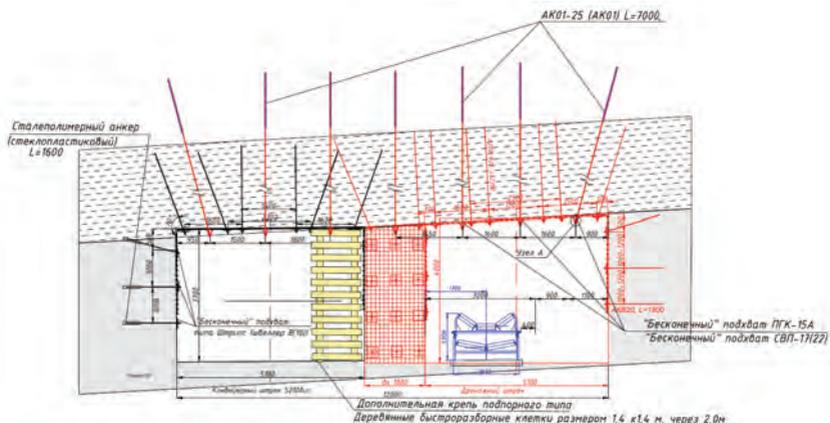


Рис. 3. Фрагмент рекомендуемой схемы крепления сопряжения

Помимо разработанных рекомендаций по усилению крепи, при ведении горных работ специалистами шахты было предусмотрено упрочнение угольного целика полимерной смолой и возведение опалубки на протяжении 20 м по левому боку целика с заливкой её бетонной смесью.

Мониторинг состояния сопряжения производился, как при его формировании, так и при подходе очистного забоя, и включал в себя:

- установку глубинных реперов и мониторинг смещений пород кровли;
- выявление зон расслоений и трещиноватости массива пород при помощи видеоэндоскопа;
- визуальную оценку состояния крепи и контура горных выработок.

Снятие показаний с глубинных реперов производилось на пяти участках, охватывающих сопряжение на всем его протяжении. В период проходческих работ по формированию сопряжения суммарные максимальные смещения отмечались на замерной станции РГ №1 и составляли 45 мм, из которых 30 мм приходилось на третий уровень (глубина установки репера более 7,0 м), что объясняется формированием свода естественного равновесия пород превышающего длину анкеров глубокого заложения. На замерных станциях №№ 2 – 5 суммарные смещения на каждой из них не превышали 30 мм. Характер смещений плавный с затуханием. В зоне влияния очистных работ наибольшие показатели смещений отмечались на станциях РГ №1 – 45 мм и РГ №4 – 42 мм, РГ №5 – 52 мм. Отсутствие развития смещения в районе станции РГ №1 свидетельствует об остановке процесса деформации пород в следствие пригрузки крепи подпорного типа установленной на участке.

По результатам обследования кровли при помощи видеозендоскопа в районе сопряжения со сбойкой №9-26 в зоне влияния опорного давления отмечалось активное развитие трещиноватости, смещений и расслоений пород в пределах крепи первого и второго уровня, на глубинах от 0,0 до 5,2 м, наибольшие из которых проявлялись на глубине от 0,26 до 3,0 м (см. рис. 4 а – г). Развитие трещиноватости и расслоений объясняется конструктивной податливостью канатных анкеров и применением крепи первого и второго уровня с индивидуальными опорными элементами, не препятствующими развитию деформаций между анкерами. Горизонтальная трещина на глубине 5,2 м выявленная при первоначальном исследовании с течением времени не изменила своих размеров и величины раскрытия.

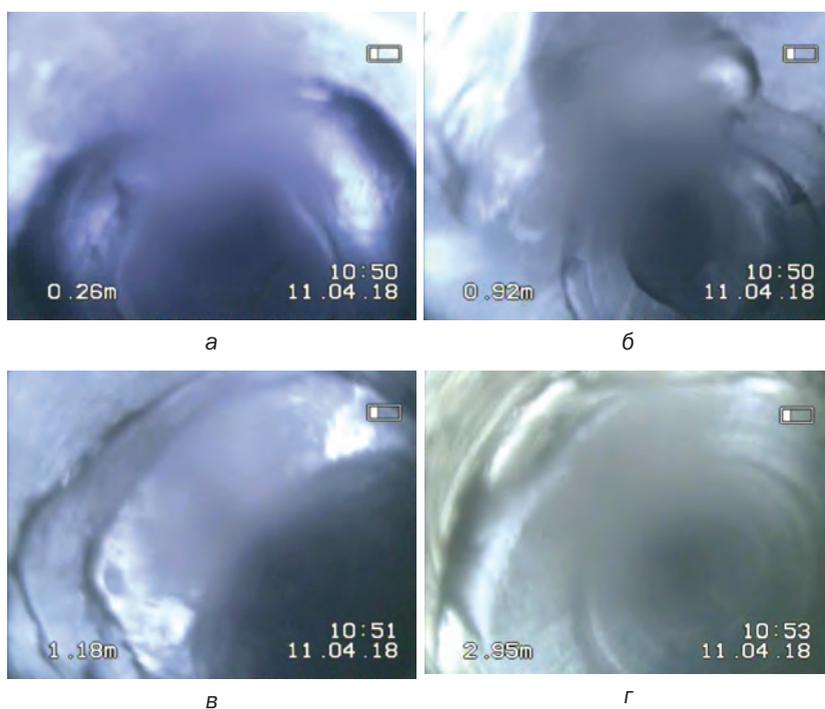


Рис. 4. Состояние ствола керновой скважины №3 в зоне влияния очистных работ

Дополнительным индикатором состояния приконтурного массива сопряжения в районе сбойки №9-26 служил клиновидный угольный целик между конвейерным штреком 5210 бис и дренажным штреком. Влияние очистных работ сопровождалось активным развитием

кливажа в целике и отжимом угля в его торцевой части. Максимальная величина отжима с торца целика составила приблизительно 1,2 м. По мере продвижения вдоль целика с увеличением его ширины проявления горного давления снижали свою интенсивность. Если рядом с сопряжением наблюдался отжим угля в боковой части целика на величину до 0,5 м, то на участке, где проектная ширина целика составляла 5,0 м, проявления опорного давления отражались в виде незначительных осыпаний поверхности, что свидетельствовало об устойчивом состоянии целика и наличии необходимого запаса прочности [2,3].

На основании выполненной научно-исследовательской работы включающей геомеханическое исследование состояния приконтурного массива пород протяженного широкопролетного сопряжения в зоне влияния очистного забоя можно сделать следующие вывод о том, что применение двухуровневой схемы крепления выработок позволяет обеспечить поддержание пород приконтурного массива в удовлетворительном состоянии, о чем свидетельствуют результаты проведенных геомеханических исследований с применением реперных станций и видеоэндоскопических обследований.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2015. – 186 с.
2. Слесарев В.Д. Механика горных пород. Углетехиздат, 1948. – 303 с.
3. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. – СПб., 2003.– 55 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Аушев Евгений Викторович – ведущий специалист по научно-исследовательской работе ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», AushevEV@rank42.ru;

Кучеренко Александр Викторович – заместитель главного инженера по технологии Шахты им. В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс»;

Айкин Андрей Владимирович – начальник отдела научных работ и инноваций ООО НИЦ-ИПГП «РАНК»;

Лысенко Максим Владимирович – зам. директора по научной работе и инновациям ООО НИЦ-ИПГП «РАНК».

Aushev E.V., Kucherenko A.V., Aykin A.V.

Geomechanical justification for maintaining the wide-span intersection of mine workings in the zone affected by the mine face

The article is devoted to the experience of marginal rock massif condition maintaining the wide-span intersection and rating the parameters of its supporting to the maintenance in the area of influence of mining face.

Key words: roof bolt, wide-span intersection, mining face, cable bolts, pillar.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-95-102

AUTHORS

Aushev E.V., leading specialist of scientific-research work of the company-YPC «RANK», AushevEV@rank42.ru;

Kucherenko A.V., Deputy chief engineer for Mine technology. V.D. Eletskego JSC «SUEK-Kuzbass»;

Aykin A.V., head of Department science and innovation, OOO SIC And GWP «RANK»;

Lysenko M.V., Deputy Director for research and innovation of SIC-I PGP «RANK».

REFERENCES

1. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Instrukciya po raschetu i primeneniyu ankernoj krep'i na ugol'nyh shahtah»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «instruction on the calculation and application of anchorage in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 42. Moscow: ZAO NTC PB, 2015. 186 p.

2. Slesarev V.D. *Mekhanika gornyh porod* [Mechanics of rocks]. Ugletekhizdat, 1948. 303 p.

3. *Metodicheskoe rukovodstvo po vyboru geomekhanicheskikh parametrov tekhnologii razrabotki ugol'nyh plastov korotkimi zaboyami* [Guidelines for the selection of geomechanical parameters of the technology of development of coal seams with short faces]. Saint-Petersburg, 2003. 55 p.



ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СОВМЕСТНОМ ВЛИЯНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ И ПРИРОДНОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ

Представлен подход к оценке устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях отработки пласта В12 шахты «Северная» АО «Ургалуголь».

Комплексная оценка состояния массива горных пород основывалась на использовании данных ряда аналитических и натуральных исследовательских методов: определение направления и параметров главных напряжений с помощью WorldStressMap, численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива вмещающих пород, метод силового внедрения в массив жестких бойков в процессе бурения скважины с определением влажности буровой мелочи с каждого метра бурения.

Используемые методы оценки геомеханического состояния горного массива позволили установить, что для эффективного поддержания подготовительных выработок — вентиляционных штреков 12/6 — 12/11 в сложных горно-геологических условиях отработки пласта В12 на текущих глубинах необходимо оставить целик шириной 40 м. Изменение технологической схемы отработки (целик указанной ширины) позволит уменьшить размер зоны неупругих деформаций на 25%.

Ключевые слова: устойчивость подготовительной выработки, зона разупрочнения, ширина целика, численное моделирование, напряжения.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-103-112

Устойчивость подготовительных горных выработок, как в период проходки, так и в период эксплуатации является одним из основных вопросов, с которым сталкиваются производственные службы шахт. Это требует внимательного подхода к его решению при отработке как одиночных пластов так в их свите. От успешного решения данного вопроса во многом зависят безопасность, объемы проходки, добыча угля и рентабельность угольного предприятия.

Предварительная оценка, проведенная на основании геологических и технических факторов, должна позволять обеспечить поддержание горных выработок в безопасном состоянии за всё время их

эксплуатации. Анализ факторов предварительной оценки учитывает осложняющие обстоятельства, связанные с горно-геологическими условиями, также при этом рассматривается литологический состав вмещающих пород (наличие слабых пород). Для полного анализа рассматриваются условия заложения горных выработок, наличие мелко-амплитудной тектонической нарушенности горного массива, крепление горных выработок и др.

Не достаточный анализ перечисленных факторов может привести к таким проявлениям горного давления как, деформирование крепи (вне зависимости от типа крепи), пучение пород почвы и прочие негативные проявления, способствующие уменьшению сечения горных выработок, восстановление которых потребует значительных материальных затрат и физических усилий. Это также может привести к выводу горных выработок из состава действующих, или переходу их в разряд эксплуатируемых по особыми условиями [1, 2].

При одновременной разработке свиты нескольких пластов на шахте «Северная» АО «Ургалуголь» при эксплуатации лавы 12/5 и подготовке лавы 12/6 выявился ряд негативных проявлений горного давления — интенсивное смещение кровли пласта с вывалами породы и деформациями боков выработок, обрыв анкеров различной глубины заложения.

Для определения геомеханических напряжений в массиве вокруг подготовительных выработках пласта В₁₂ шахты «Северная» использовались результаты аналитических расчетов с применением численного моделирования его напряженно - деформированного состояния, включающие в себя, как выявление направления и параметров главных напряжений с помощью World Stress Map, так и экспериментальные исследования по методу силового внедрения в массив жестких бойков. При этом, по глубине скважины в процессе её бурения с определением количества выхода буровой мелочи с каждого метра бурения и её влажности.

Анализ определения геотектонических напряжений на геологическом участке «Северный Ургал» Ургальского каменноугольного месторождения Буреинского угольного бассейна применительно к горным выработкам выемочного участка лавы 12/6.

1) Для определения направления и параметров главных напряжений использовалась Всемирная карта напряжений — World Stress Map [3]. В районе шахты «Северная» АО «Ургалуголь» на геологическом участке «Северный Ургал» Ургальского каменноугольного месторождения Буреинского угольного бассейна действуют максимальные горизонтальные напряжения. Азимут действия наибольших сжимающих горизонтальных напряжений составляет порядка 90°. Основные типы геологических нарушений являются взбросы и сдвиги. Направление главных максимальных горизонтальных напряжений перпендикулярно относительно основных геологических дизъюнктивных дислокаций.

Азимут распространения геологических нарушений, на исследуемом участке месторождения, составляет около 110° . Следовательно азимут действия максимальных главных горизонтальных напряжений будет равен 30° , т.е. равняться разности азимута распространения геологических нарушений (110°) и наибольших сжимающих горизонтальных напряжений (90°). Направление максимальных главных горизонтальных напряжений совпадает с направлением подготовительных выработок – вентиляционных и конвейерных штреков по пласту В12 (рисунок 1).

Подготовительные выработки, пройденные по пласту В12 с азимутом 30° , воспринимают вертикальные и горизонтальные минимальные напряжения. Подтверждение тому является сохранение формы кровли при потере устойчивости выработки - вентиляционный штрек лавы 12/6.

Под действием максимальных горизонтальных напряжений, при перпендикулярном направлении проходки выработок, наблюдается изгиб кровли, который вызывает интенсивный отжим угля в неё. Это явление проявляется в сбоях между вентиляционным штреком лавы 12/6 и конвейерным штреком лавы 12/5. Интенсивный отжим угля в боках выработок приводит к деформированию опорных плит штанг, применяемых для анкерного крепления бортов. Следовательно, выработка, пройденные по направлению действия максимальных напряжений, не смотря на то, что их влияние на устойчивость этих выработок минимально, устойчивого состояния не имеют

2) Метод силового внедрения в массив жестких бойков в процессе бурения скважины с определением глубины внедрения по мере её удлинения, количества выхода буровой мелочи и её влажности на каждом метре.

Одними из главных природных факторов, определяющих интенсивность проявления горного давления при подземной разработке угольных пластов, являются механические свойства угольного массива, окружающего выработку, и его напряженное состояние. Прогнозирование форм проявлений горного давления должно основываться на определении показателей, характеризующих устойчивость массива и склонность его к упругому деформированию с накоплением потенциальной энергии с последующим бурным разрушением или к пластическому деформированию с плавным нарушением целостности под действием возникающих напряжений.

Наряду с определением напряженно-деформированного состояния углепородного массива с использованием динамического пробника проводилось определение влажности буровой мелочи при бурении прогнозных шпуров в борта выработки для определения зоны неупругих деформаций вокруг выработки.

3) Использовались данные геофизического метода ЕЗМИ (детально результаты приведены в работе [4]) о состоянии краевой части углеродного массива вокруг выработки - вентиляционный штрек лавы 12/6 пласта В₁₂.

По уровню действующих в угольном массиве напряжений его геомеханическое состояние определяется как:

- Допредельное состояние. Уровень напряжений ниже несущей способности.
- Предельное состояние. Уровень напряжений близок несущей способности.
- Запредельное состояние. Уровень напряжений достигает или превышает несущую способность и вызывает разрушение с потерей устойчивости.

Определение геомеханического состояния массива с применением динамического пробника производилось в Вентиляционном штреке Л12/6 у сбойки №7 (рис. 1, 2). В левый и правый бок выработки бурились шпуров длиной 5 м.

Через каждый метр бурения проводились измерения динамическим пробником его глубины внедрения в забой с отбором проб буровой мелочи для определения её количества и рабочей влаги.

На основе результатов шахтных исследований вокруг вентиляционного штрека лавы 12/6 был сделан вывод, что массив в бортах находится в предельном напряженно-деформированном состоянии, зона неупругих деформаций в боках составляет 2-3 м от кромки вглубь массива.

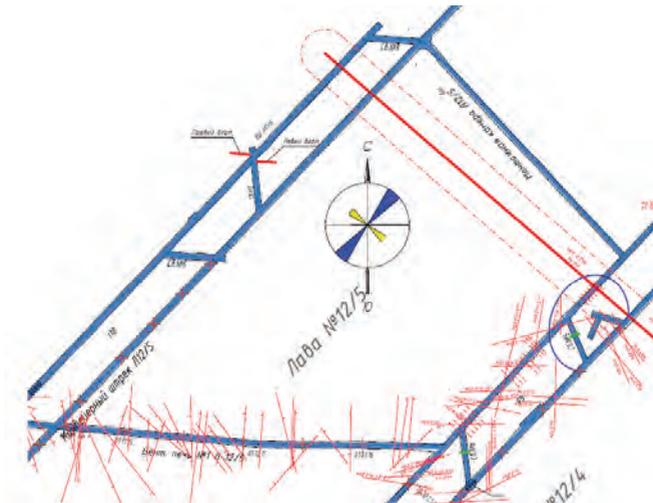


Рис. 1. Направление действия главных горизонтальных напряжений относительно подготовительных выработок лавы №12/5



Рис. 2. Выкопировка из плана горных работ по пласту V_{12} в районе проведения исследований

Свидетельством тому является различные показатели влажности буровой мелочи в зависимости от глубины бурения. За счет повышенных напряжений в окрестности выработки происходит отжим угля. Зона с пониженным показателем влажности вокруг выработки составляет 2–3 м от кромки выработки. Показатели влажности угольного массива понижены.

Показания динамического пробника при внедрении пуансона в массив также свидетельствуют о зоне отжима в окрестности вентиляционного штрека лавы 12/6, которая составляет 3 м вглубь массива. Отдельные показания глубины внедрения динамического пробника неинформативны, что связано с крайне неоднородностью угольного массива, приводившее к большой погрешности получаемых показаний.

3) Численное моделирование напряженно-деформирования массива вмещающих пород

Для определения напряженно-деформированного состояния массива вокруг подготовительной выработки под действием очистных работ было выполнено численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива вмещающих пород. Для моделирования НДС массива использовался метод конечных элементов [5].

Моделировался участок ведения горных работ на пласте V_{12} шахты «Северная» с учетом фактического состояния горных работ на шахте и со следующими исходными данными расчета:

- Вентиляционный штрек лавы 12/6 подвержен влиянию обрабатываемой лавы 12/5.

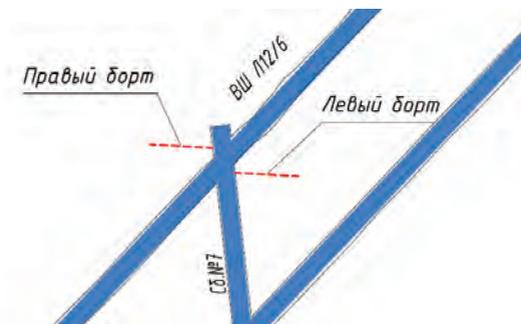


Рис. 3. Схема бурения шпуров в районе сбойки №7 и вентиляционного штрека лавы 12/6

- Глубина ведения горных работ составляет 300 м.
- Мощность пласта 3 м.
- Угол падения пласта 9° – 12° .
- Длина лавы 220 м.

Модель массива была представлена только упругой средой, без учета пластических деформаций. Вертикальные сжимающие напряжения нетронутого массива горных пород принимались равными весу столба горных пород до земной поверхности в единичном сечении. Расчетом учитываются форма, поперечное сечение выработки, высота, размеры расчетных элементов целика и краевой части массива, физико-механические свойства вмещающих пород, литологический состав пород непосредственной и основной кровли с её почвой (устойчивость, шаг посадки кровли, трещиноватость, форма и размеры обрушающихся пород, склонность к размоканию и сдвигу, сопротивление к вдавливанию и пр.).

Результатом численного моделирования напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки под действием очистных работ являются распределения главных максимальных и главных минимальных напряжений.

Для определения размера зоны повышенного горного давления в почве от целика под действием очистных работ необходимо сравнить напряжения до и после отработки смежных лав. Напряжения определялись от центра целика вертикально вниз массива. График распределения вертикальных напряжений в зависимости от глубины (точка 0 м – центр целика) представлен на рис. 4. В непосредственной близости от целика на глубине до 60 м напряжения существенно отличаются от исходного поля напряжений. На глубине 100 м вертикальные напряжения выравниваются и соответствуют весу вышележащих пород. Таким образом, с применением численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива определена глубина продавливающего действия целика, оставленного на пласте В26.

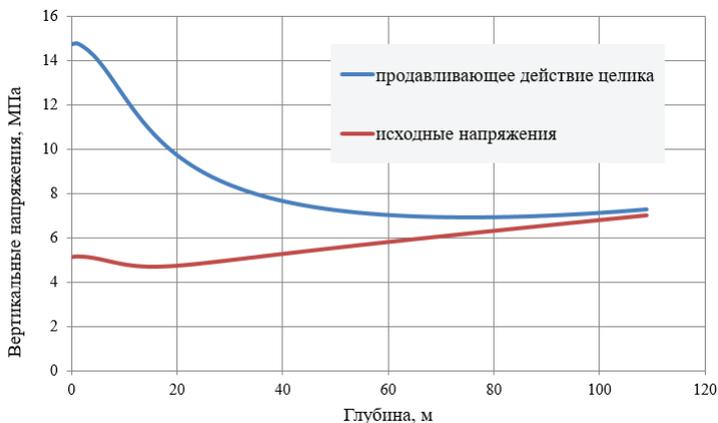


Рис. 4. График распределения вертикальных напряжений от глубины

Следует отметить, что разрушение пород путем сдвига происходит при всестороннем сжатии. При появлении растягивающих напряжений разрушение происходит путем отрыва по площадке, перпендикулярной к направлению растягивающих напряжений. Это обстоятельство ограничивает, строго говоря, применение модели Кулона только областью сжимающих напряжений.

Критериальной оценкой ширины целика в данных горно-геологических условиях ведения подземных работ будет являться размер зоны разупрочнения массива в кровле выработки на глубине 300 м, где при ширине межлавного целика 30 м наблюдается потеря устойчивости вентиляционного штрека лавы 12/6. Размер зоны неустойчивых пород в кровле равен 1,7 м. Для эффективного поддержания вентиляционного штрека лавы 12/6 необходимо оставить целик шириной 40 м. При ширине целика 40 м размер зоны неупругих деформаций уменьшается на 25% и составляет 1,3 м.

Выводы

За весь срок эксплуатации подготовительная выработка воспринимает различные по видам и направлению напряжения. Проходка выработки осуществляется в исходном (природном) поле напряжений. Затем выработка подвергается влиянию соседней выработки, вместе они формируют межлавный целик. При отработке верхней лавы происходит перераспределение напряжений за счет большой площади отработки лавы по сравнению с выработкой. Выработка начинает воспринимать перераспределенные напряжения в зоне опорного давления лавы.

Воздействие очистного забоя настолько велико, что даже неравнокомпонентное исходное (природное) поле напряжений составляет малую ее часть. Особо актуально это при отработке 2-х и более смеж-

ных лав. В нашем случае выработка подвергается влиянию отработки практически 4-х смежных лав. Ситуация усугубляется наличием слабых трещиноватых пород непосредственной кровли. Таким образом, для обеспечения устойчивости подготовительных выработок при отработке угольного пласта В12 необходимо обеспечить оптимальное управление горным давлением, что обеспечивает проведенный расчёт оптимальных параметров межлавных целиков с учетом совместного действия геотектонических напряжений и очистных работ.

В результате оценки геомеханического состояния горного массива установлено, что для эффективного поддержания подготовительных выработок – вентиляционных штреков 12/6 – 12/11 в сложных горно-геологических условиях отработки пласта В12 на глубине от 250 м до 300 м необходимо оставлять целики шириной 40 м. При ширине целика 40 м размер зоны неупругих деформаций уменьшается на 25% и составляет 1,3 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Феофанов Г.Л., Аушев Е.В., Фрянов В.Н., Лысенко М.В., Айкин А. В. Особенности деформирования вмещающих пород подземных горных выработок в неоднородном поле шахты «Северная» АО «Ургалуголь». Уголь, №3, 2017.

2. Рева В. Н., Мельников О. И., Райский В.В. Поддержание горных выработок. – М.: Недра, 1995. – 275 с.

3. Heidbach, Oliver; Rajabi, Mojtaba; Reiter, Karsten; Ziegler, Moritz; WSM Team (2016): World Stress Map Database Release 2016. GFZ Data Services, doi:10.5880/WSM.2016.001.

4. Бянкин В.Г., Шванкин М.В., Бугаенко Л.В., Минин Ю. Я., Бондарев А. В. Разработка угрожаемого по геодинамическим явлениям пласта В₁₂ угленосной свиты Ургальского каменноугольного месторождения. Маркшейдерия и недропользование. 2017. Т. 1. № 6 (92). С.41 - 44

5. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред. Нью-Йорк, 1967. Пер. с англ. А. П. Троицкого и С. В. Соловьёва под ред. докт. техн наук Ю- К. Зарецкого. М., «Недра» 1974. 240 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Феофанов Григорий Леонартович – Технический директор АО «Ургалуголь», E-mail: FeofanovGL@suek.ru, тел. 8 (42149)5-17-68

Бянкин Владимир Геннадьевич – Заместитель генерального директора АО «Ургалуголь», E-mail: ByankinVG@suek.ru, тел. 8 (42149)5-17-68

Шванкин Михаил Васильевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией горных ударов Научного центра геомеханики и проблем

горного производства Санкт-Петербургского горного университета, E-mail: vnimi-sgu@yandex.ru, тел. +7(921) 659-49-75.

Бондарев Алексей Владимирович – Ведущий инженер лаборатории горной геофизики ООО «Институт горной геомеханики и геофизики – Межотраслевой научный центр GEOMEH», E-mail: alex_bondarev78@mail.ru, тел. +7(911)019-75-39.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 103–112.

Feofanov G.L., Byankin V.G., Shvankin M.V., Bondarev A.V.

Geomechanical rationale for the sustainability of preparatory developments under the joint impact of purification works and the natural stress field

The article presents an approach to the assessment of the stability of preparatory excavations in complex mining and geological and mining conditions for the processing of the B12 formation of the Severnaya mine of Uralugol.

A comprehensive assessment of the state of the rock massif was based on the use of data from a number of analytical and full-scale research methods: determination of the direction and parameters of the main stresses with the help of the World Stress Map, numerical modeling of the stress-strain of an array of enclosing rocks, the method of force insertion into an array of rigid strikers during the drilling of a well. Determination of the moisture content of the drill bit from each meter of drilling.

The methods used to estimate the geomechanical state of the massif made it possible to establish that in order to effectively maintain the preparatory workings - ventilation drifts 12/6 - 12/11 in complex mining and geological conditions for working out the B12 formation at the current depths, it is necessary to leave a 40 m. Changing the technological scheme of working off (a bar of the specified width) will reduce the size of the zone of inelastic deformations by 25%.

Keywords: the stability of preparatory development, the zone of weakening, the width of the pillar, numerical simulation, stress.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-103-112

AUTHORS

Feofanov G.L., Technical Director of Joint Stock Company «Uralugol» Russia, E-mail: FeofanovGL@suek.ru, tel: 8-(42149)5-17-68;

Byankin V.G., Deputy General Director of Joint Stock Company «Uralugol», Russia, E-mail: ByankinVG@suek.ru, tel: 8-(42149)5-17-68;

Shvankin M.V., Candidate of Technical Sciences, Head of the of the Laboratory of Mining Impacts of the Scientific Center for Geomechanics and Mining Problems of the St.-Petersburg Mining University, E-mail: vnimi-sgu@yandex.ru, tel:+7(921) 659-49-75;

Bondarev A.V., Leading engineer of the laboratory of mining geophysics the Limited Liability Company «Institute of mining geomechanics and geophysics –scientific center GEOMEH», Russia, E-mail: alex_bondarev78@mail.ru, tel: +7(911)019-75-39.

REFERENCES

1. Feofonov G.L., Aushev E.V., Fryanov V.N., Lysenko M.V., Ajkin A. V. *Osobennosti deformirovaniya vmeshchayushchih porod podzemnyh gornyh vyrabotok v neodnorodnom pole shahty «Severnaya» AO «Urgalugol'»* [Features of deformation of the host rocks of underground mine workings in the inhomogeneous field of the Severnaya mine of JSC Urgalugol]. Ugol', no 3, 2017.
2. Reva V. N., Mel'nikov O. I., Rajskij V.V. *Podderzhanie gornyh vyrabotok* [The maintenance of mine workings]. Moscow: Nedra, 1995. 275 p.
3. Heidbach, Oliver; Rajabi, Mojtaba; Reiter, Karsten; Ziegler, Moritz; WSM Team (2016): *World Stress Map Database Release 2016*. GFZ Data Services, doi:10.5880/WSM.2016.001.
4. Byankin V.G., Shvankin M.V., Bugaenko L.V., Minin Yu. Ya., Bondarev A. V. *Razrabotka ugrozhaemogo po geodinamicheskim yavleniyam plasta V12 ugljenosnoj svity Urgal'skogo kamennougol'nogo mestorozhdeniya* [Development threatened by the geodynamic phenomena of the plast B12retinue of the Urgal coal field]. Markshejderiya i nedropol'zovanie. 2017. T. 1. no 6 (92). pp. 41–44.
5. Zenkevich O., Chang I. *Metod konechnyh elementov v teorii sooruzhenij i v mekhanike sploshnyh sred* [Finite element method in structure theory and in continuum mechanics]. N'yu-Jork, 1967. Per. s angl. A. P. Troickogo i S. V. Solov'yova pod red. dokt. tekhn nauk Yu- K. Zareckogo. Moscow, «Nedra» 1974. 240 p.



ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ЛАВЫ НА ШАГ ОБРУШЕНИЯ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ

Выполнен анализ результатов шахтных наблюдений за изменениями давления в гидростойках крепи с использованием аппаратуры Marco. Установлено распределение давления на секции по длине лавы и сделан вывод о влиянии краевой части массива и целика на давление на концевых участках лавы, имеющих протяженность до 60 м. Представлены результаты изменений давления в гидростойках при остановке лавы. В качестве основных причин высокой изменчивости шага обрушения основной кровли указаны значительные изменения скорости подвигания лавы и существенные изменения свойств пород кровли. Определены направления дальнейших исследований.

Ключевые слова: подземная разработка, угольный пласт, лава, мониторинг горного давления, шаг обрушения кровли, подвигание очистного забоя, основная кровля.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-113-120

Введение. Шаг обрушения основной кровли является важным параметром, знание которого необходимо для оценки и последующего эффективного управления геомеханическими и газодинамическими процессами на выемочных участках при интенсивной отработке угольных пластов. Применяемые в настоящее время методики расчета шагов обрушения кровли разработаны в 70-х–90-х годах прошлого века [1–3] при существенно отличающихся от современных параметрах выемочных столбов и скоростях подвигания очистных забоев и требуют корректировки. Современные тенденции значительного увеличения скоростей подвигания лав (до 30 м/сут), размеров выемочных столбов (до 8 км), длин лав (до 482 м) обуславливают необходимость изучения влияния указанных факторов на геомеханические процессы в массиве горных пород. Изучение геомеханических процессов может осуществляться с использованием современных систем мониторинга и контроля [7–11], однако требует работы, зачастую в реальном времени, с большими массивами данных для оперативного контроля и эффективного управления состоянием массива, «возмущенного» ведением очистных работ.

Следует отметить, что целый ряд нормативных документов не учитывает скорости подвигания лавы при расчете шагов обрушения [2, 3]. Так при обработке запасов Воркутского месторождения широко используются «Рекомендации по определению параметров шага первичного обрушения основной кровли ...» [2]. В рассматриваемом документе при расчете первоначального и установившегося шагов обрушения учитываются лишь тип кровли, мощность активной кровли и прочность пород на растяжение. Вместе с тем шахтные наблюдения показывают, что существенное увеличение скорости подвигания очистного забоя приводит к росту шага обрушения основной кровли, остановка очистного забоя – к уменьшению шага обрушения основной кровли.

Необходимость учета скорости подвигания лавы отмечается в целом ряде работ [1, 4–6], однако, расчетная формула для определения шага обрушения содержится лишь во «Временном руководстве...» [1], разработанном в 1973 году. Учитывая, что указанный документ [1] разрабатывался в период, характеризующийся низкими скоростями подвигания лав и нагрузками на очистные забои (более чем на порядок отличающимися от достигнутых в настоящее время), то приведенные в нем расчетные формулы требуют проверки и практического подтверждения правомерности их применения в современных условиях интенсивной обработки запасов.

Цель работы – изучение влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на процессы деформирования и обрушения основной кровли пласта при интенсивной обработке пластов длинными забоями.

Методика проведения исследований. При проведении исследований выполнялся анализ данных аппаратуры Марсо (давление в гидростойках секций крепи), полученных при обработке запасов выемочного столба №17–47 в условиях шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс». В пределах рассматриваемого участка №17–47 мощность пласта изменяется от 1,56 м до 1,63 м, угол падения составляет 12–17°. Природная газоносность пласта 5–9 м³/т. Вмещающие породы: ложная кровля – мелким и средне зернистый темно-серый трещиноватый алевролит с тонкими включениями углистых веществ, средней мощностью 0,15 м, – весьма неустойчива и обрушается вслед за выемкой угля; непосредственная кровля пласта мощностью 4–8 м представлена мелко и среднезернистым алевролитом средней устойчивости; основная кровля представлена переслаиванием мелкозернистого алевролита и песчаника мощностью 8–10 м; непосредственная почва представлена мелкозернистым алевролитом мощностью 3–8 м, крепостью 3,5–4.

Обработка запасов выемочного участка проводилась с использованием лавного оборудования: комбайн SL 300, крепь Glinik 12/25, лавный конвейер FFC-9. Длина лавы составляла 300 м. Анализ данных аппаратуры Марсо осуществлялся за период с 01 по 15 декабря 2015

года. За указанный период было проанализировано 5748 изменений давления для каждой гидростойки, т.е. всего выполнялся анализ более чем 2 млн значений.

Обсуждение результатов. В рассматриваемый период времени скорость подвигания лавы изменялась от 8 до 19 м/сут, нагрузка на очистной забой — от 5,5 до 16 тыс тонн/сут соответственно. Первоначальный анализ данных позволил выделить минимальные, средние и максимальные значения давления в гидростойках. На рисунке 1 представлен график распределения указанных величин по длине лавы.

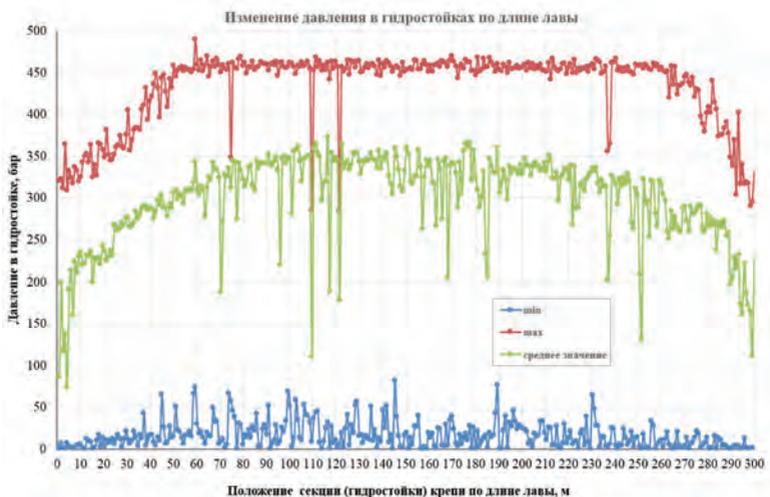


Рис. 1. Распределение давления в гидростойках крепи по длине лавы

Как видно из рисунка 1 концевые участки лавы протяженностью 50—60 м существенно выделяются по величине среднего и максимального давления, которые постепенно возрастают по мере удаления от сопряжений. Указанное распределение максимальных и средних значений на концевых участках лавы обусловлено влиянием краевой части массива и целика соответственно, которые воспринимают часть нагрузки, формируемой основной кровлей. Указанные особенности распределения давления предопределяют необходимость выделения и самостоятельного рассмотрения как минимум трех участков: концевой участок лавы со стороны целика (протяженность до 60 м), концевой участок лавы со стороны массива (протяженность до 60 м) и центральная часть лавы (по всей длине за исключением концевых участков).

Дальнейшие исследования влияния скорости подвигания лавы проводились для центрального участка лавы. Выполненный анализ данных позволил установить, что при простоях оборудования наблюдается

постепенный рост давления в гидростойках по всей длине рассматриваемого участка (рисунок 2). В рассматриваемый период длительность простоев лавы как правило не превышала 3 часов на протяжении которых рост давления в гидростойках крепи составлял от 12 до 20%.

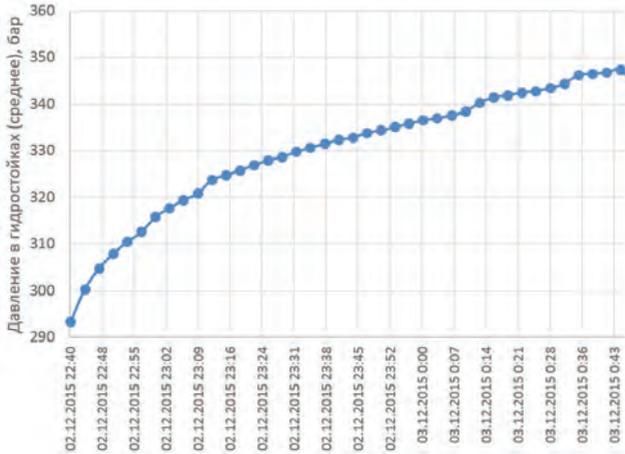


Рис. 2. Изменение среднего давления в гидростойках крепи при остановке лавы

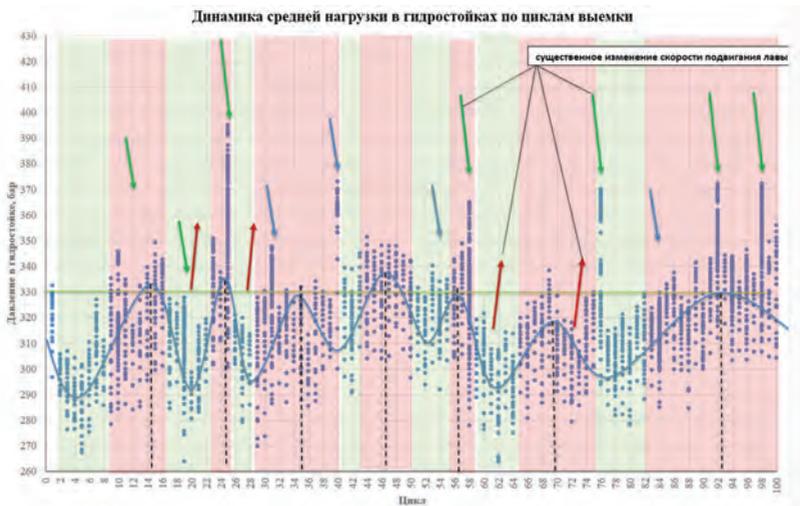


Рис. 3. Изменение среднего давления в гидростойках по мере подвигания лавы

Дальнейший анализ данных с учетом простоев оборудования показал, что все экстремальные значения давления связаны с существен-

ным повышением скорости подвигания очистного забоя или его длительной остановкой. На рисунке 3 представлен фрагмент результатов исследований, который позволяет оценить периодичность изменения нагрузок на секции крепи с учетом скорости подвигания очистного забоя. Период изменения нагрузок в рассматриваемый период составляет от 10 до 22 м, что подтверждается шахтными наблюдениями за проявлениями горного давления (увеличение отжима и характерный звуковой эффект при обрушении основной кровли).

Заключение. Выполненный анализ результатов шахтных исследований, выполненных с использованием аппаратуры Магсо, анализ нормативных документов, а также основных тенденций развития подземной угольдобычи позволил сделать следующие основные выводы:

1. Применение очистных забоев с длиной 300—400 м и выемочных столбов с длиной до 6—8 км обуславливает существенную изменчивость горно-геологических условий ведения очистных работ на выемочных участках и предопределяет необходимость расчета основных параметров геомеханических процессов, а также мероприятий по управлению состоянием массива для различных частей выемочного участка (количество которых определяется степенью изменчивости горно-геологических и горнотехнических условий), поскольку применение усредненных значений параметров не отражает реальной изменчивости геомеханических процессов.

2. В результате шахтных исследований установлено:

— Обоснована необходимость проведения исследований и разработки рекомендаций для среднего участка лавы с наибольшими нагрузками на секции крепи. В рассматриваемом случае участок протяженностью 180 м за исключением концевых участков лавы по 60 м. Концевые участки лавы, протяженностью до 60 м, следует исключать в следствие влияния технологических факторов (самозарубка комбайна косыми заездами) и геомеханических (влияние краевой части массива и целика соответственно).

— Установлено, что нагружение секций крепи происходит не одновременно, в связи с чем целесообразно рассматривать средние значения по секциям в центральной части лавы.

— Выявлен постепенный рост нагрузки на секции при длительных простоях лавы (увеличение давления в гидростойках на 12—20%).

— Анализ усредненных значений нагрузок секций позволил выявить волновой характер изменения нагрузок по мере подвигания лавы с изменением нагрузки на секцию порядка 30% (относительно минимальной).

— Шаг обрушения, установленный по периодичности максимального нагружения секций крепи в рассматриваемый период, изменяется в диапазоне 4—15 м. Выделяются участки с относительно стабильными значениями шага как 4 м, так и 15 м.

3. Низкая ритмичность работы длинных очистных забоев предопределяет высокую изменчивость основных геомеханических процессов на выемочных участках, которые, в свою очередь, предопределяют высокую изменчивость газовой выделению как из разрабатываемого пласта, так и из подрабатываемого и надрабатываемого массивов.

4. Значительная изменчивость шага обрушения кровли объясняется как высокой изменчивостью параметров кровли по длине лавы и длине выемочного столба, так и существенными изменениями скорости подвигания лавы.

Дальнейшие исследования будут направлены на выделение и уточнение влияния отдельных горно-геологических и горнотехнических факторов на параметры геомеханических процессов в лавах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Временное руководство по расчету первичного и последующих шагов обрушения пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. ВостНИИ, Кемерово, 1973. — 26 с.

2. Бубнов К.А., Ремезов А.В., Коновалов Л.М. Исследования точности определения шага обрушения непосредственной и основной кровли существующими методиками // Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2009. — № 5. — С. 21–27.

3. Рекомендации по определению параметров шага первичного обрушения основной и непосредственной кровли в очистных забоях на шахтах ОАО «Воркутауголь». ПечорНИИпроект. Воркута. 2001. 22 с.

4. *Noroozi A., Oraee K., Javadi M., Goshtasbi K., Khodadady H.* A Model for Determining the Breaking Characteristics of Immediate Roof in Longwall Mines. *Yerbilimleri Dergisi*. 2015, no.33 (2), pp. 193–203.

5. *Hosseini N., Goshtasbi K., Oraee-Mirzamani B.* Calculation of periodic roof weighting interval in longwall mining using finite element method. *Gholinejad. Arabian Journal of Geosciences*. 2014, no. 7 (5), pp.1951–1956.

6. *Singh, G.S.P. and Singh, U.K.* Prediction of Caving Behavior of Strata and Optimum Rating of Hydraulic Powered Support for Longwall Workings. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2010. no 47. pp. 1–16.

7. Ройтер М., Крах М., Кислинг У., Векслер Ю. Комплексное управление лавой: производительность и безопасность // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. №9. – С.2–5.

8. Underground mining: Longwall mine safety at low cost per ton // *VDMA MINING SUPPLEMENT*. 2014. Pp.12–24. <https://vdma.epubxp.com/i/255112-best-of-germany-2014/21>

9. Клишин В.И., Ройтер М., Кислинг У., Вессель А.О. Система автоматического управления крепью (САУК) как средство адаптации крепи к различным горно-геологическим условиям шахт Кузбасса // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2014. –С. 34–39.

10. *Ройтер М., Крах М., Кислинг У., Векслер Ю.* Обеспечение безопасности работы в лаве с системой управления марко «цифровая шахта» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. №57. – С. 366–372.

11. *Ройтер М., Крах М., Кислинг У., Векслер Ю.* Система управления Марко «цифровая шахта» для угольных шахт // Проблемы и пути инновационного развития горнодобывающей промышленности. Алматы. 2013. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Казанин Олег Иванович — доктор технических наук, профессор, email: kazanin@spmi.ru, Санкт-Петербургский горный университет,
Климов Виктор Викторович — главный инженер, email: klimovvv@suek.ru, АО «СУЭК-Кузбасс», ш/у «Комсомолец»,
Сидоренко Андрей Александрович — кандидат технических наук, доцент, email: sidorenkoaa@mail.ru, Санкт-Петербургский горный университет.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 113–120.

Kazanin O.I., Klimov V.V., Sidorenko A.A.

Researches in mine influences of longwall advanced speed on the roof caving increment

The analysis of results of mine observations of changes of pressure in legs of shield with use of the Marco system is made. Distribution of pressure in leg of shield on length of a longwall is established and the conclusion is drawn on influence of a regional part of the massive and a pillar on pressure on the trailer sites of a longwall having extent to 60 m. Results of changes of pressure in leg of shield at a longwall stop are presented. As the main reasons for high variability of main roof caving increment considerable changes of longwall face advanced speed of a longwall and essential changes of properties of a roof are specified. The directions of further researches are defined.

Key words: underground mining, coal seam, longwall, monitoring rock pressure, roof caving increment, longwall face advanced speed, main roof.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-113-120

AUTHORS

Kazanin O. I., Doctor of technical Sciences, Professor, email: kazanin@spmi.ru, Saint Petersburg Mining University,
Klimov V. V., Chief engineer, email: klimovvv@suek.ru, JSC SUEK Kuzbass,
Sidorenko A. A., Candidate of technical Sciences, Assistant Professor, email: sidorenkoaa@mail.ru, Saint Petersburg Mining University.

REFERENCES

1. *Temporary guidance for calculating the primary and consequent main roof-caving increments in development of coal seams with flanking pillars along strike in the conditions of Kuzbass.* VostNII, Kemerovo, 1973. 26 p. [In Russ].

2. *Bubnov, K. A., Remezov A.V. Konovalov, L.M. Studying the accuracy finding the immediate and main roof caving increment using existing methods.* Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2009, no. 5, pp. 21–27. [In Russ].

3. *Recommendations for determining the parameters of the primary main and immediate roof-caving increments in breaking faces of the mines of JSC «Vorkutaugol».* PechorNIIproekt. Vorkuta. 2001. 22 p. [In Russ].

4. Noroozi A., Oraee K., Javadi M., Goshtasbi K., Khodadady H. *A Model for Determining the Breaking Characteristics of Immediate Roof in Longwall Mines.* *Yerbilimler Dergisi.* 2015. No 33 (2), 193–203.

5. Hosseini N., Goshtasbi K., Oraee-Mirzamani B. *Calculation of periodic roof weighting interval in longwall mining using finite element method.* *Gholinejad. Arabian Journal of Geosciences.* 2014, no 7 (5), pp. 1951–1956.

6. Singh, G.S.P. and Singh, U.K., 2010. *Prediction of Caving Behavior of Strata and Optimum Rating of Hydraulic Powered Support for Longwall Workings.* *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,* 47: 1–16.

7. Rojter M., Krah M., Kissling U., Veksler Ju.A. *Kompleksnoe upravlenie lavoj proizvoditelnosti bezopasnost* [Integrated Face Control: Productivity and Safety]. *Mining equipment and electromechanics.* 2013. no 9. pp.2–5. [In Russ].

8. *Underground mining: Longwall mine safety at low cost per ton.* VDMA mining supplement. 2014. Pp.12–24. <https://vdma.epubxp.com/i/255112-best-of-germany-2014/21>

9. Klislin V.I., Rojter M., Krah M., Kissling U., Veksler Ju.A. *Sistema avtomaticheskogo upravleniya krepyu SAUK kak sredstvo adaptacii krepki k razlichnym gorno-geologicheskim usloviyah-shaht Kuzbassa* [The System of Automatic Control of a Support (SACS) as means of adaptation of a support to various mining-and-geological conditions of mines of Kuzbass]. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University.* 2014. pp. 34–39. [In Russ].

10. Rojter M., Krah M., Kissling U., Veksler Ju.A. *Obespechenie bezopasnosti raboty v lave s sistemoy upravleniya marko cifrovaya shahta* [Ensuring health and safety in the face with the marco “digital mining” control system]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten’.* 2015, №S7, pp. 366–372. [In Russ].

11. Rojter M., Krah M., Kissling U., Veksler Ju.A. *Sistema upravleniya marko cifrovaya shahta dlya ugolnyh shaht* [Control system of Marco Digital mine for coal mines]. *Problems and trends of innovation development of mining industry.* Almaty. 2013. [In Russ].



АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА ОПРЕДЕЛЕНИЯ МОМЕНТОВ ПРОВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ И ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ТРАНСПОРТИРОВКИ НЕРАВНОМЕРНЫХ ПОТОКОВ УГЛЯ ИЗ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Рост добычи угля при использовании буровзрывного способа разработки месторождений подземным способом достигается увеличением числа выемочных участков. При одновременной работе нескольких участков объем добытого угля, попадающего на магистральный конвейер кратно увеличивается. Для устранения перегруза магистрального конвейера, требуется замена оборудования, либо организовать работу так, чтоб происходило распределение во времени потоков отбитого угля, поступающего из очистных забоев. С целью нахождения моментов проведения взрывных работ в очистных забоях разработана математическая модель, учитывающая: время перемещения отбитого угля от очистного забоя до бункера накопления возле магистрального конвейера, первоначальное накопления отбитого угля у магистрального конвейера, снижение объемов угля при завершении зачистки лавы.

Проверка работоспособности разработанной математической модели была произведена на шахте «Хонг Тнай», Социалистической республики Вьетнам в 2017 году при работе четырех очистных участков в течении 3-х часов. Отклонения объемов фактически перемещаемого угля от рассчитанных с помощью математической модели, в не превышал 7%. С помощью разработанной математической модели загрузки и перемещения угля по скребковым и ленточному конвейерам при взрывной отбойке угля несколькими очистными забоями в дальнейшем определяется оптимальный режим работы очистных участков, обеспечивающих равномерную загрузку магистрального конвейера, то есть моменты проведения взрывных работ.

Ключевые слова: уголь, шахта, скребковый конвейер, ленточный конвейере, взрывная отбойка, режим работы, выемочной участок, очистной забой, модель транспортировки угля.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-121-131

Для учета этих особенностей транспортировки отбитого угля при использовании буровзрывного способа разработки месторождений наклонных и круто наклонных пластов необходимо разработать

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 121–131.

© Сис Муе, Буй Чунг Кьен, С.С. Кубрин, 2018.

адекватную математическую модель загрузки и перемещения угля по скребковым и ленточному конвейерам при взрывной отбойке угля несколькими очистными забоями, который определяется планограммой (рис. 4) работ в лаве. Поэтому при использовании буровзрывного способа разработки месторождений наклонных и круто наклонных пластов кратное изменение объемов отбитого угля происходит не случайным образом, а в зависимости от графика выполнения взрывных работ в очистных забоях. Следовательно, необходимо найти такое распределение моментов проведения взрывной отбойки угля, которое бы обеспечивало равномерное поступление угля на магистральную конвейерную линию. Соответственно, равномерное распределение между несколькими забоями моментов проведения взрывных операций за смену, позволит распределить во времени поступление отбитого угля на магистральный конвейер и приблизит дискретный процесс выдачи угля из очистного забоя к непрерывному.

Введение

Активно разрабатываемые угольные месторождения Социалистической Республики Вьетнам Куангнинь и Республики Союз Мьянма Калева на юго-востоке Индокитая представлены в основном наклонными и круто наклонными пластами (рис. 1). Угли, разрабатываемых пластов этих месторождений характеризуются высокой крепостью и это, с учетом условий залегания пластов предопределяет выбор технологии отработки выемочного поля и технические средства механизации очистных работ. В этом случае разработка наклонных и круто наклонных пластов, подземным способом ведется буровзрывным методом. Рост добычи угля при такой технологии на шахтах достигается увеличением числа выемочных участков. К примеру, на шахте Хонг Тхай, работы ведутся четырьмя очистными забоями. В дальнейшем для увеличения добычи угля планируется увеличение производственных участков до шести. При одновременной работе нескольких участков объем добытого угля, попадающего на магистральный конвейер кратно увеличивается. Таким образом, требуется установка магистрального конвейера с большей производительностью. Однако, на основе анализа хронометража работы очистного забоя выявлена возможность временного распределения выдачи угля из забоев. Такое решение позволяет отказаться от замены магистрального конвейера и повысить производительность шахт организационными методами.

Следовательно, задача организации распределения выдачи угля во времени из очистных забоев при интенсивной разработке наклонных и круто наклонных пластов подземным способом, актуальна для Республики Союз Мьянма, Республики Вьетнам и всего мира. Её решение требует синхронизации работы очистных бригад, участкового и магистрального транспорта горнодобывающих предприятий. На шахтах современные

подземные системы транспорта характеризуются значительной длиной и большим числом участковых скребковых конвейеров, разветвленностью транспортных магистралей, сложной топологией, изменяющейся со временем. Решение такой задачи возможно только с помощью автоматизированной системы. Исследования проводились на шахте Хонг Тхай месторождения Куангнинь Социалистической Республики Вьетнам. Полученные результаты используются на шахтах Калева (шахта названа по названию месторождения) месторождения Калева Республики Союз Мьянма и Хонг Тхай месторождения Куангнинь Социалистической Республики Вьетнам.

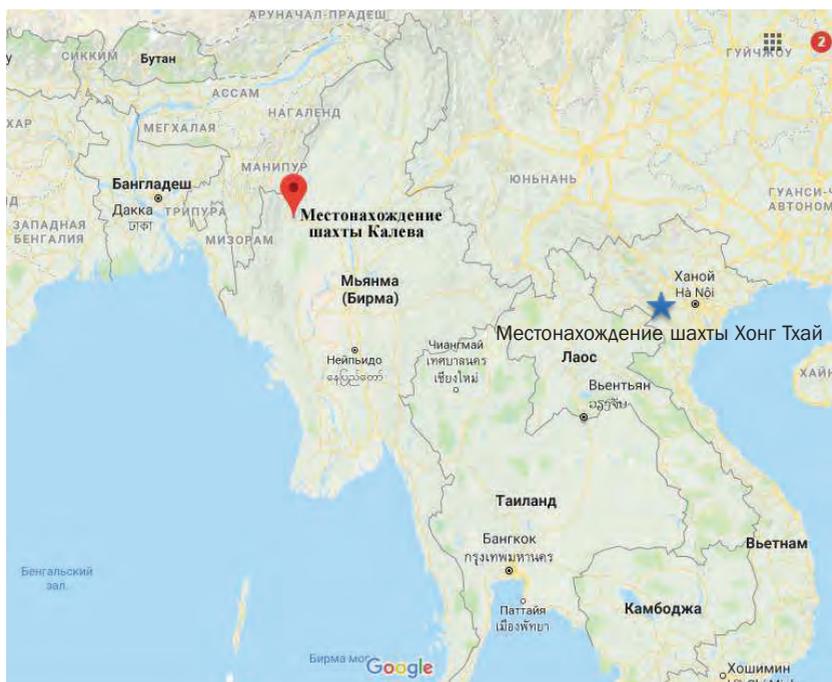


Рис. 1. Расположение шахт Калева и Хонг Тхай

Технологические особенности

Шахта Хонг Тхай является одним из ведущих угледобывающих предприятий Социалистической Республики Вьетнам и входит в группу компании угольной промышленности Вьетнама «ВИНАКОМИН». Шахтное поле шахты Хонг Тхай вскрыто двумя наклонными стволами на глубину 135 м. В настоящее время оба ствола функционируют и позволяют отрабатывать вскрытые пласты на глубинах от 37 до 137 м. В главном наклонном стволе установлен ленточный магистральный конвейер для

транспортировки отбитого угля. Разработка пласта мощностью 1,8 м ведется буровзрывным способом. Очистные забои ориентируют по падению пласта и их наклон составляет от 25° до 35° (рис. 2). Для подготовки выемочных столбов (длиной до 800 м с лавами от 50 до 120 м длиной) по уголю проходят сдвоенные штреки, с оставлением между выемочными столбами целика угля шириной 25÷40 м. Штреки используются при отработке только одного выемочного столба, за лавой они погашаются. Отработка ведется в направлении к магистральному ленточному конвейеру (на рис. 3. указана стрелкой). Погашенное пространство заштриховано. Используется щитовая гидравлическая крепь в очистном забое, деревянная и металлическая на сопряжениях. Способ отбойки угля в очистном забое – буровзрывной.

Структурная схема транспорта, шахты Хонг Тхай представлены на рис. 3. Отбитый уголь из очистного забоя с помощью рештаков спускаю на конвейерный штрек. Транспортировка угля по конвейерному штреку от очистного забоя осуществляется по участковым скребковым конвейерными линиями. Участковые скребковые конвейерные линии располагаются в транспортных штреках выемочных столбов и состоят из нескольких (до 5) скребковых конвейеров. Используются скребковые конвейера с длиной 80 м и скоростью 0,7 м/с. Число работающих участков четыре (планируется увеличить число очистных участков до шести). Выданный участковыми скребковыми конвейерами уголь через накопительный бункер поступает на магистральную конвейерную линию (рис. 3). Магистральная конвейерная линия располагается в квершлагах и состоит из 4 конвейеров, общей длиной 2050 м.

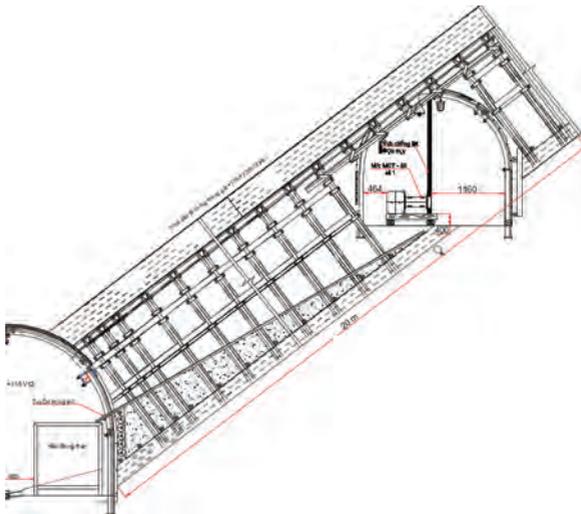


Рис. 2. Профиль очистного забоя шахты Хонг Тхай

Большое влияние на работу транспортной системы шахты Хонг Тхай, оказывает график поступления угля из очистных забоев, который определяется планограммой (рис. 4) работ в лаве. Поэтому при использовании буровзрывного способа разработки месторождений наклонных и крути наклонных пластов кратное изменение объемов отбитого угля происходит не случайным образом, а в зависимости от графика выполнения взрывных работ в очистных забоях. Следовательно, необходимо найти такое распределение моментов проведения взрывной отбойки угля, которое бы обеспечивало равномерное поступление угля на магистральную конвейерную линию. Соответственно, равномерное распределение между несколькими забоями моментов проведения взрывных операций за смену, позволит распределить во времени поступление отбитого угля на магистральный конвейер и приблизит дискретный процесс выдачи угля из очистного забоя к непрерывному.

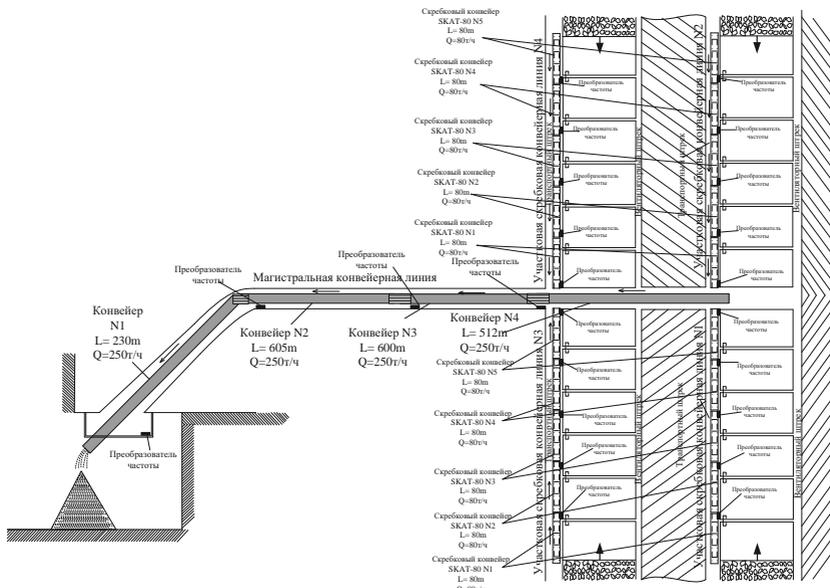


Рис. 3. Схема системы транспорта шахты Хонг Тхай

При работе одного, двух и трех забоев график отбойки угля (время проведения взрывных работ) на шахте Хонг Тхай распределялся равномерно, соответственно, и загрузка магистрального конвейера соответствовала примерно среднему объему поступления угля из очистного забоя – 20 т (из расчета 1 час проведение взрыва и проветривания лавы, выдача угля из лавы – 2 часа и частичного его аккумуляирования в бункере). На основе предварительного расчета, исходя из того,

что время выдачи угля из очистного забоя составляет 2 часа, получается, что за смену (8 часов) равномерно могут работать 4 очистных участка. Но на практике при работе четырьмя очистными забоями в условиях равномерно распределенном графике отбойки угля забоями стали возникать моменты, когда объемы угля превышали плановые, что вело к частичной просыпке, заштыбовке и остановке магистрального конвейера.

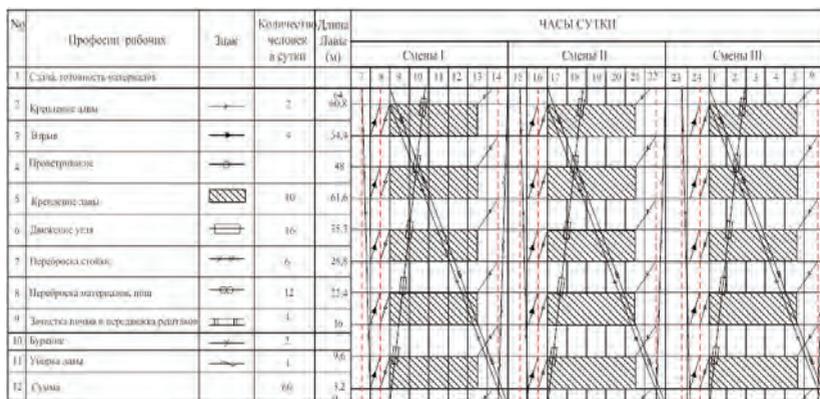


Рис. 4. ПIANOГРАММА РАБОТ

Анализ показал, что описанный подход не учитывал три обстоятельства. Во-первых, время перемещения отбитого угля от очистного забоя до бункера накопления возле магистрального конвейера. Во-вторых, стадию первоначального накопления отбитого угля у магистрального конвейера. В-третьих, завершающую стадию снижения объемов угля при завершении зачистки лавы. Для учета этих особенностей транспортировки отбитого угля при использовании буровзрывного способа разработки месторождений наклонных и круто наклонных пластов необходимо разработать адекватную математическую модель загрузки и перемещения угля по скребковому и ленточному конвейерам при взрывной отбойке угля несколькими очистными забоями.

Математическая модель перемещения угля

Технологический процесс перемещения угля заключается в следующем. Выданный из очистного забоя отбитый уголь попадает на скребковый конвейер в месте расположения очистного забоя вдоль выемочного участка (расстояние от забоя до магистрального конвейера) x_{03} . Количество угля, расположенного на скребковом конвейере, с учетом его движения ($V_{СК}$) подвержено перемещается и пополняется из очистного забоя со скоростью (V_{03}):

$$\varphi(x - V_{СК} dt, t_j + dt) = \varphi(x, t_j) + [\varphi(x_{03}, t_j) = V_{03} dt].$$

На всей протяженности конвейерного штрека (x), t_j – координата начала скребкового конвейера – места, где происходит пересып угля со скребкового конвейера в аккумулирующий бункер, и затем на магистральный конвейер, x_0^i – координата конца скребкового конвейера, расположенного у верхнего края конвейерного штрека.

Уголь, который находился на скребковом конвейере в нижней части штрека, попадает в бункер, и при открытии бункера высыпается на магистральный конвейер. Этот объем угля равен объему угля, расположенному в начале скребкового конвейера. Аналогично скребковому конвейеру описывается работа ленточного конвейера. Общая математическая модель процесса перемещения угля при использовании технологии буровзрывных работ несколькими забоями примет вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} \varphi_{СК}^1(x - V_{СК}^1 dt, t_j + dt) = \varphi_{СК}^1(x, t_j) + [\varphi_{СК}^1(x_{03}^1, t_j) = V_{03}^1 dt] \\ \varphi_{СК}^i(x - V_{СК}^i dt, t_j + dt) = \varphi_{СК}^i(x, t_j) + [\varphi_{СК}^i(x_{03}^i, t_j) = V_{03}^i dt] \\ \varphi_{СК}^n(x - V_{СК}^n dt, t_j + dt) = \varphi_{СК}^n(x, t_j) + [\varphi_{СК}^n(x_{03}^n, t_j) = V_{03}^n dt] \\ \varphi_{ЛК}(y - V_{ЛК} dt, t_j + dt) = \varphi_{ЛК}(y, t_j) + [\varphi_{ЛК}(y_{03}^1, t_j) = \varphi_{СК}^1(x_0^1, t_j)] + \dots \\ + [\varphi_{ЛК}(y_{03}^i, t_j) = \varphi_{СК}^i(x_0^i, t_j)] + \dots + [\varphi_{ЛК}(y_{03}^n, t_j) = \varphi_{СК}^n(x_0^n, t_j)] \end{array} \right.$$

Здесь первые уравнения, число которых совпадает с числом работающих очистных забоев, описывают перемещение угля по скребковым конвейерам. Верхний индекс – номер очистного участка, – скорость скребкового конвейера на i -м очистном участке, x – координата расположения i -го очистного участка в выемочном столбе, t_j – скорость выдачи угля из очистного забоя. Последнее уравнение описывает перемещение угля по магистральному ленточному конвейеру. Выражения, стоящие в квадратных скобках – операция пересыпа угля со скребкового конвейера, выдающего уголь из i -го очистного участка (верхний индекс), расположенного относительно капитальной выработки в точке x_0^i на магистральный ленточный конвейер. Число таких выражений совпадает с числом работающих очистных участков. Нижние индексы лк и ск определяют принадлежность параметров (функции загрузки, скорости конвейера) к виду конвейера, соответственно ленточный конвейер и скребковый конвейер. Учет аккумулирующих бункеров достигается вводом в математическую модель функций задержки. Проверка работоспособности разработанной математической модели была произведена 17.02.2017 г. на шахте «Хонг Тнай» при работе четырех очистных участков в течении 3-х часов. Отклонения объемов фактически перемещаемого угля от рассчитанных с помощью математической модели, в не превышал 7%.

С помощью разработанной математической модели загрузки и перемещения угля по скребковым и ленточному конвейерам при взрывной отбойке угля несколькими очистными забоями был определен режим работы четырех очистных участков (рис. 3). Результаты моделирования показали, что при равномерном распределенном режиме работы четырех очистных участков в смену, во второй половине смены нагрузка на магистральном конвейере возрастает на 20%, что связано с инерционностью процесса транспортировки угля скребковыми конвейерами.

Используя разработанную математическую модель загрузки и перемещения угля по скребковым и ленточному конвейерам при взрывной отбойке угля несколькими очистными забоями, определен режим работы очистных участков, обеспечивающих равномерную загрузку магистрального конвейера (рис. 5). На рисунке цифрами показаны номера участков. По оси абсцисс соответствует текущему времени. Графики выдачи угля из очистного забоя, с учетом времени на проветривания определяют моменты проведения взрывных работ.

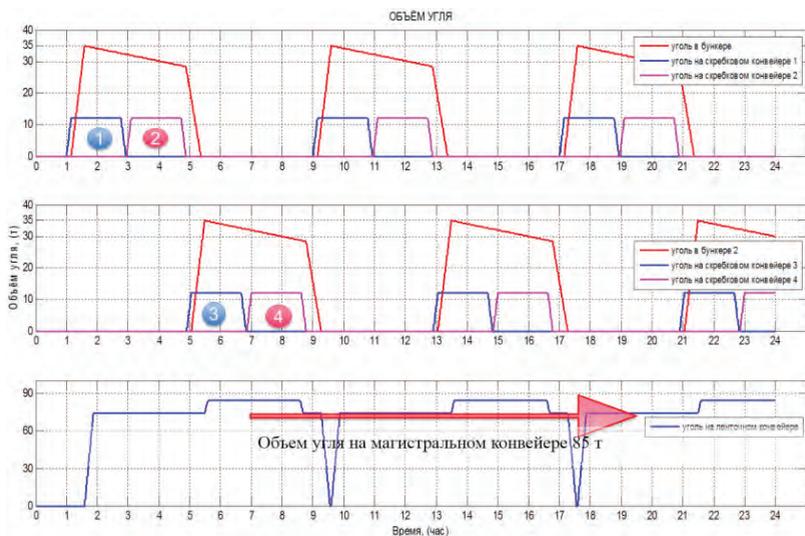


Рис. 5. Загрузка транспортной системы шахты и режимы работ четырех очистных бригад

Заключение

Модель работы транспортной системы шахты, разрабатывающей наклонные и круто наклонные пласты буровзрывным способом несколькими участками, описывающая выдачу отбитого угля из очистного забоя и его последующее перемещение по скребковым

(участковым) и ленточному (магистральному) конвейерам, адекватна (ошибки в определении загрузки не превышают 7%);

Данная модель используется на шахтах Калева Республики Союз Мьянма и Хонг Тхай Социалистической Республики Вьетнам для планирования графика работ бригад (определения моментов времени проведения взрывной отбойки угля) для равномерного распределения по смене и в сутки поступления угля на магистральный конвейер.

На основе выполненных в работе исследований дано решение актуальной научной задачи управления работой транспорта шахты при разработке наклонных и круто наклонных пластов, несколькими очистными забоями буровзрывным способом, обеспечивающее равномерное и постоянное поступление угля на магистральный конвейер и позволяющее реализовать потоковый принцип работы транспорта угольной шахты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Галкин В.И. , Дмитриев В.Г. , Дьяченко В.П. , Запенин И.В. , Шешко Е.Е. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий: учебное пособие / Москва: Горная книга, 2011. – 544 с.

2. Глянь Д.В., Оголубченко А.С. Обоснование способа автоматического управления участковой конвейерной линией с накопительным бункером многопоточной конвейерной системы / Автоматизация технологических объектов и процессов. Поиск молодых. Сборник научных работ XV международной научно-технической конференции аспирантов и студентов в г. Донецке 20–22 мая 2015 г. – Донецк: ДонНТУ, 2015.

3. Кожушко Г.Г., Лукашук О.А. Расчет и проектирование ленточных конвейеров : учебно-методическое пособие /.— Екатеринбург : Издательство Уральского университета, 2016.— 232 с.

4. Ткаченко А., Осичев А. Динамические процессы в электроприводах забойных скребковых конвейеров, Lambert Academic Publishing: 2014, 216 с.

5. Шевкун Е.Б. Основы горного дела/. — Хабаровск : Изд-во Тихоокеанского государственного университета, 2012 г., 389 с.

6. Буй Ч.К., Кубрин С.С., До В.В. Влияние преобразователи частоты на энергетические параметры работы электрической сети шахты. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. –№ 02. – С. 286–291

7. Буй Ч.К., Кубрин С.С. Применение преобразователей частоты путь повышение эффективности работы оборудования на шахте, 13 Международная научная школа молодых ученых и специалистов, 2016.

8. Буй Ч.К., Кубрин С.С. Исследование, разработка системы мониторинга и управления высоковольтными ячейками 6 кв на центральной распределительной подстанции горного предприятия. Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. –NO 12. – С. 286–291.

9. Application guide for Unit Handling Conveyors CEMA 2nd ed., 2016, 680p.

10. Belt Conveyors for Bulk Materials 7th Edition CEMA: 2014 829 p.

11. Kotsi Koivisto. Conveyor Engineering/. – Books on Demand, Helsinki, Finland, 2018, 206p.

12. *Sanjoy Kundu, Mainak Mukherjee. Study and Design of Belt Conveyor System in Coal Mines/*. – LAP Lambert Academic Publishing: 2016, 68 p. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Сис Муе — аспирант, sism.msmu@gmail.com, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,

Буй Чунг Кьен — аспирант, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,

Кубрин С. С. — профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Министерство науки и высшего образования Российской Федерации.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyy vypusk 48), pp. 121–131.

Sis Mue, Buy Chung Ken, Kubrin S.S.

Automated system for determining the moments of blasting and subsequent transportation of uneven flows of coal from the treatment faces

The growth of coal production using the drilling-and-blasting technique of underground mining achieved by increasing the number of section. With the simultaneous operation of several sections, the volume of coal produced entering the main conveyor increases manifold. For elimination of an overload of the main conveyor, replacement of the equipment is required, or to organize work so that there was a distribution in time of streams of the beaten-off coal arriving from treatment faces. In order to find the moments of bursts in the sections developed a mathematical model. It takes into account: the time of the movement of the coal from the face to the accumulation bunker in close proximity to the main conveyor, the initial accumulation of the coal in the accumulation bunker near the main conveyor, reducing the coal at the end of clearing of the face. Checking the performance of the developed mathematical model carried out at the mine "Hong Thay", the Socialist Republic of Vietnam in 2017 at the work of four faces within 3 hours. The deviation of the volume of coal actually moved from the calculated using a mathematical model, did not exceed 7%. Using the developed mathematical model of loading and movement of coal scraper and belt conveyors in at the drilling-and-blasting of coal of several faces determined by the optimal mode of treatment areas, providing uniform loading of the main conveyor. That is the moments of blasting. The results of the research used in the mines of Kaleva of the Republic of the Union of Myanmar and Hong Thai of the Socialist Republic of Vietnam for planning the schedule of brigades.

Key word: coal, mine, scraper conveyor, belt conveyor, drilling-and-blasting technique, mode of operation, section, face, coal transportation model.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-121-131

AUTHORS

Sis Mue, post-graduate student, National University of Science and Technology "MISiS", sism.msmu@gmail.com,

Buy Chung Ken, post-graduate student, National University of Science and Technology "MISiS",

Kubrin S. S., professor, doctor of technical Sciences, head of laboratory, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences.

REFERENCES

1. Galkin V. I. , Dmitriev V. G. , D'yachenko V. P. , Zapenin I. V. , Sheshko E. E. *Sovremennaya teoriya lentochnyh konvejerov gornyh predpriyatij* [Modern theory of belt conveyors of mining enterprises]: uchebnoe posobie. Moscow: Gornaya kniga, 2011. 544 p.

2. Glyan' D. V., Ogoľobchenko A. S. *Obosnovanie sposoba avtomaticheskogo upravleniya uchastkovoj konvejernej liniej s nakopitel'nym bunkerom mnogopotочноj konvejernej sistemy* [Justification of the method of automatic control of the site conveyor line with a storage hopper of a multithreaded conveyor system]. Avtomatizaciya tekhnologičeskikh ob'ektov i processov. Poisk molodyh. Sbornik nauchnyh rabot HV mezhdunarodnoj nauchno-tekhnicheskoy konferencii aspirantov i studentov v g. Donecke 20–22 maya 2015. Doneck: DonNTU, 2015.

3. Kozhushko G.G., Lukashuk O.A. *Raschet i proektirovanie lentochnyh konvejerov* [Calculation and design of belt conveyors]. uchebno-metodicheskoe posobie /.— Ekaterinburg : Izdatel'stvo Ural'skogo universiteta, 2016.— 232 s.

4. Tkachenko A., Osichev A. *Dinamicheskie processy v elektroprivodah zaboynyh skrebkovykh konvejerov* [Dynamic processes in electrical drives downhole scraper conveyors], Lambert Academic Publishing: 2014, 216 p.

5. Shevkun E. B. *Osnovy gornogo dela* [Fundamentals of mining]. Habarovsk : Izd-vo Tihookeanskogo gosudarstvennogo universiteta, 2012, 389 p.

6. Buj Ch. K., Kubrin S. S., Do V. V. *Vliyanie preobrazovately chastyoty na energeticheskie parametry raboty elektricheskoy seti shahty* [The influence of frequency converters on the energy parameters of the electric network of the mine]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. 2017. no 02. pp. 286–291.

7. Buj Ch. K., Kubrin S. S. *Primenenie preobrazovately chastyoty put' povyshenie effektivnosti raboty oborudovaniya na shahte* [The use of frequency converters the way to improve the efficiency of the equipment at the mine], 13 Mezhdunarodnaya nauchnaya shkola molodyh uchenykh i specialistov, 2016.

8. Buj Ch. K., Kubrin S. S. *Issledovanie, razrabotka sistemy monitoringa i upravleniya vysokovol'tnymi yachejkami 6 kv na central'noj raspredelitel'noj podstancii gornogo predpriyatiya* [Research, development of monitoring and control system for 6 kV high-voltage cells at the Central distribution substation of the mining enterprise]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. 2015. no 12. pp. 286–291.

9. Application guide for Unit Handling Conveyors CEMA 2nd ed., 2016, 680p.

10. Belt Conveyors for Bulk Materials 7th Edition CEMA: 2014 829 p.

11. Kotsi Koivisto. *Conveyor Engineering*/. Books on Demand, Helsinki, Finland, 2018, 206p.

12. Sanjoy Kundu, Mainak Mukherjee. *Study and Design of Belt Conveyor System in Coal Mines*/. LAP Lambert Academic Publishing: 2016, 68 p.



Ю.И. Кутепов, В.Н. Гусев, Ю.Ю. Кутепов, Е.Б. Боргер

ИЗУЧЕНИЕ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА ШАХТЕ ИМ. А.Д. РУБАНА В КУЗБАССЕ

Выполнен обзор методов прогноза параметров процесса сдвижения, используемых в практике подземной разработки угольных месторождений. Обоснована необходимость проверки принятой в угольной промышленности России методики ВНИМИ и численного моделирования МКЭ для условий шахты им А.Д. Рубана в Кузбассе на участке Магистральный. Рассмотрены горно-геологические условия участка и дано описание научно-производственного эксперимента. Приведены результаты наблюдений за оседаниями земной поверхности и параметрами мульды сдвижения, а также выполнено сопоставление их с прогнозными величинами по нормативной методике и полученной в результате численного моделирования МКЭ. Сделан вывод о идеальной сходимости результатов фактических измерений и прогнозных по нормативной методике ВНИМИ и удовлетворительной сходимости факта и прогноза методом численного моделирования, что позволяет рекомендовать их для использования на шахтах Ленинск-Кузнецкого района Кузбасса.

Ключевые слова: подземная разработка угля, сдвижение, эксперимент, оседания земной поверхности, прогноз, наблюдения, численное моделирование МКЭ.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-132-141

Введение

Подземная разработка МПИ в большинстве случаев сопровождается развитием деформаций горных пород в пределах подработанных массивов и образованием на земной поверхности мульды сдвижения. Данные геомеханические процессы отрицательно сказывается на природной среде, изменяя ее компоненты: рельеф; гидрологический режим поверхности; гидрогеологические условия территории и пр. Кроме того они существенно влияет на попадающие в зону влияния горных работ горнотехнические сооружения, объекты промышленной и гражданской инфраструктуры. Поэтому одной из важнейших проблем при подземной добыче полезных ископаемых является выполнение достоверных прогнозов сдвижения горных пород, обоснование допустимых и предельных деформаций. В настоящее прогнозирование параметров сдвижения на угольных месторождениях осуществляется с использова-

нием методических подходов, в которых угловые параметры процесса определяются методом аналогий или на основании эмпирических зависимостей, полученных путем обобщения опыта инструментальных наблюдений на шахтах с различными горно-геологическими условиями [14]. Изменение технологических параметров подземной способа добычи угля в ряде регионов угольных регионов России и, в частности, в Кузбассе на шахте им А.Д. Рубана (Ленинск-Кузнецкий район), связано с применением современных комплексов, обеспечивающих отработку мощных угольных пластов с высокой интенсивностью подвигания забоя. Данное обстоятельство требует выполнения экспериментальной проверки обоснованных ранее методик прогноза.

Методы прогноза параметров процесса сдвижения

В мировой практике разработки месторождений полезных ископаемых накоплен огромный опыт наблюдений за процессами сдвижения и оседания земной поверхности и разработано множество различных методов прогноза. Принципиально все многообразие методов можно подразделить на три основные группы: эмпирические, полупрогнозные и теоретические методы. Также в отдельную категорию можно выделить набирающие все большую популярность методы численного моделирования. Очевидно, что каждый из перечисленных методов имеет свои достоинства и недостатки.

В отечественной практике изучением вопросов сдвижения в основном занимались специалисты в области маркшейдерского дела, в связи с этим наибольшее распространение получили эмпирические методы прогноза оседаний земной поверхности, основанные на многолетних инструментальных наблюдениях. К преимуществам таких методов можно отнести относительную простоту в использовании и высокую степень надежности для тех месторождений, для которых они были разработаны. Однако при условиях отработки отличных от тех, при которых проводились наблюдения, эмпирические методы могут давать некорректные результаты прогноза.

Оценка смещения земной поверхности при подземном способе угледобычи также осуществляются методами, разработанными усилиями геомехаников ВНИМИ: В.Н. Земисевым, А.Г. Акимовым, Р.А. Муллером, А.С. Ягуновым и др.[9]. В результате многолетних теоретических и экспериментальных исследований определены основные параметры сдвижения горных пород и земной поверхности в основных угольных и рудных бассейнах СССР, допустимые и предельные деформации земной поверхности для гражданских и промышленных зданий, инженерных сооружений, транспортных коммуникаций. Инженерные методы, позволяющие производить прогнозы деформаций земной поверхности в пределах мульды сдвижения с учетом различных горно-геологических условий месторождений, глубины, способа и технологии отработки

полезного ископаемого, обобщены в нормативно-методическом документе «Правила охраны сооружений ...» [14].

В зарубежной практике широкое применение получили полуэмпирические методы прогноза, основанные на различных «функциях влияния», каждая из которых получена, исходя из известных теоретических зависимостей, а коэффициенты определяются по данным натурных наблюдений процессов сдвижения. Зная значения коэффициентов функции, можно получить оседания в любой точке мульды сдвижения путем интегрирования функции по площади. Наибольшее распространение получили тригонометрическая функция Бальса, степенная функция Бейера, экспоненциальная функция Занна и Эрхардта-Зауэра.

В настоящее время наиболее перспективными подходами к решению геомеханических являются методы численного анализа, такие как метод конечных элементов (МКЭ), метод конечных разностей, метод дискретных элементов (МДЭ) и др. Численные методы появились еще в середине 40-х годов, а свое применение в горном деле нашли в только в 70–80-х годах усилием известных ученых: Л. Мюллера [5], Г. Кратча [11], А.Б. Фадеева [13] и др. Однако широкое применение методов долгое время сдерживалось возможностями вычислительной техники. Технологический прогресс и появление современных программных комплексов, таких, например, как Abaqus, Plaxis, Phase2 и др., существенно расширило возможности использования этих методов. В настоящее время МКЭ широко применяется для решения различных задач геомеханики, и в том числе для прогноза процесса сдвижения.

Горно-геологические условия участков шахты

По литологическому составу, физико-механическим свойствам и особенностям инженерно-геологического поведения в пределах участков шахты выделяются три группы пород: — рыхлые четвертичные отложения; — выветрелые коренные породы пермской угленосной толщи; — не затронутые выветриванием пермские угленосные отложения. Углевмещающая толща представлены пластами песчаника, алевролита и угля мощностью 2–5 м, залегающими под углами 3^0 – 14^0 . Продуктивные пермские повсеместно перекрытых рыхлыми неоген-четвертичными отложениями мощностью до 70 метров. Их верхняя часть разреза сложена лессовидными, макропористыми, просадочными, «структурно-неустойчивыми», «псевдо хрупкими» суглинками, а нижняя и средняя — пластичными суглинками и глинами делювиально-пролювиального и аллювиального генезиса.

Отработка запасов угля до 2018 года осуществлялась на Красноярском участке и выполнена с неодинаковой полнотой. Так, в северо-западной части отработаны все три угольных пласта по глубине — Байкаимский, Надбайкаимский, Польшаевский-II, а в юго-восточной извлечены запасы угля из пластов Байкаимский, Польшаевский II и в

настоящее время осуществляется отработка пласта Надбакаимского. На участке Магистральном в январе 2018 г началась отработка первоочередной лавы № 812 по пласту Польшаевскому II, при отработке которой был осуществлен научно-производственный эксперимент по изучению деформаций поверхности и подработанного массива.

Описание научно-производственного эксперимента

Целью данного эксперимента являлось пионерные полномасштабные экспериментальные исследования процесса сдвижения от отработки лавы №812 на новом участке шахты Магистральный. Исследования проводились в рамках нескольких научно-исследовательских работ, посвященных изучению механизма провалообразования на земной поверхности [10], определению размеров зоны водопроницающих трещин, характерных для данного месторождения, и обосновании безопасных условий отработки свиты угольных пластов под гидроотвалом [3].

Экспериментальные исследования включали в себя: наблюдения за деформациями земной поверхности по оседаниям грунтовых реперов по профильной линии наблюдательной станции; частотные наблюдения за оседанием глубинных реперов, установленных в скважину №2; измерения показателей датчиков порового давления, установленных в скважину №1. Местоположения гидрогеологической скважины № 1, линии заложения грунтовых реперов на земной поверхности и скважины №2 с глубинными реперами показаны на рис. 1.

Лава № 812 длиной 300 м и с вынимаемой мощностью пласта 4 – 4,5 м начала эксплуатироваться с января 2018 года. В начале марта 2018 года лава приблизилась к опытному участку и были зафиксированы первые оседания грунтовых реперов. Глубина залегания пласта Польшаевский-II в районе опытного участка составляет 191 м. Мощность четвертичных отложений составляет примерно 30 м. Вынимаемая мощность пласта по данным маркшейдерской службы в районе наблюдательной станции составила 4,2 м. Глубины заложения реперов в скв. № 2 следующие: R5 – 32 м; R4 – 52м; R3 – 72 м; R2 – 92 м; R1 – 112 м.

Результаты проведения эксперимента

Грунтовые репера №1–26 были установлены в профильной линии в среднем через каждые 20 м. Было выполнено 6 серий наблюдений, две из которых до начала процесса сдвижения. На рисунке 2 приведена динамика развития мульды сдвижения от отработки лавы 812, а также типовое распределение, полученное по «Правилам охраны...» [14]. Также на графике приведены результаты моделирования процесса сдвижения по разработанной авторской методике, описанной в предыдущих работах [10, 12].

Фактическая величина максимального оседания составляет 2,95 м, что практически в точности совпадает с прогнозным значением 2,93

м. При этом и фактическая ширина мульды, и качественный характер распределения деформаций в ней практически в точности совпадают с прогнозом по «Правилам охраны...» [14], что говорит о высокой надежности нормативной методики.

Величина максимального оседания по результатам моделирования составила 3,05 м (Рис. 3), что тоже достаточно точно совпадает с фактическим значением. Ширина мульды сдвижения получилась близкой к натурной, однако качественное распределение деформаций в ней

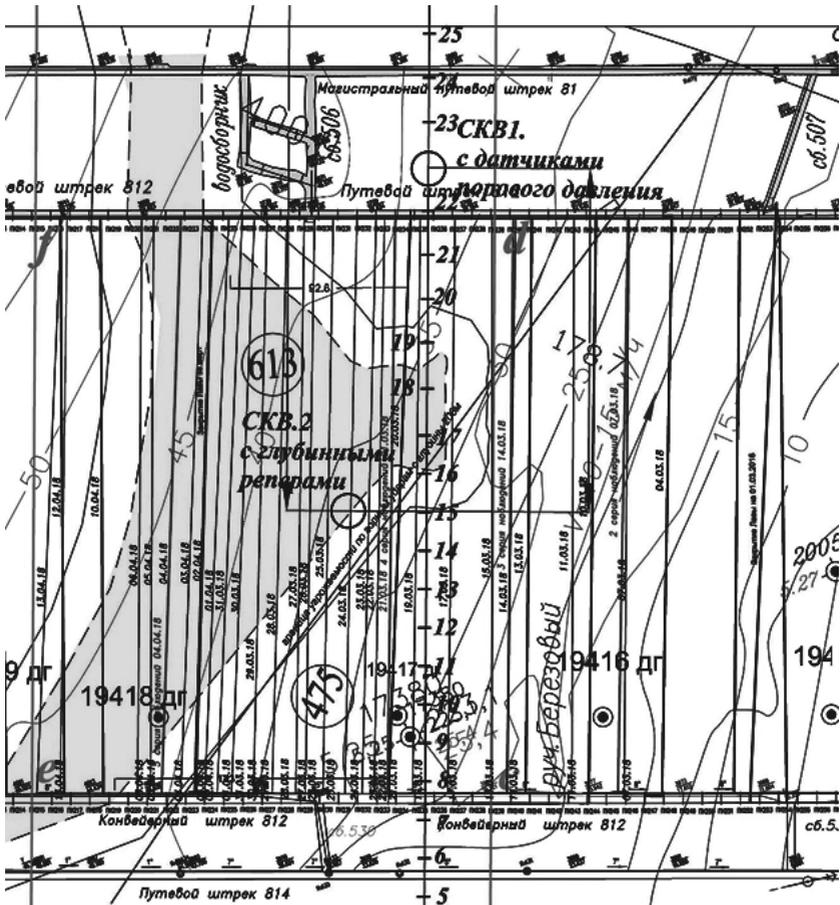


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ по пласту Польшаевский-II (Лавы 812), с нанесением на него местоположений наблюдательной станции, скважин № 1 и 2, а также положений очистного забоя по датам.

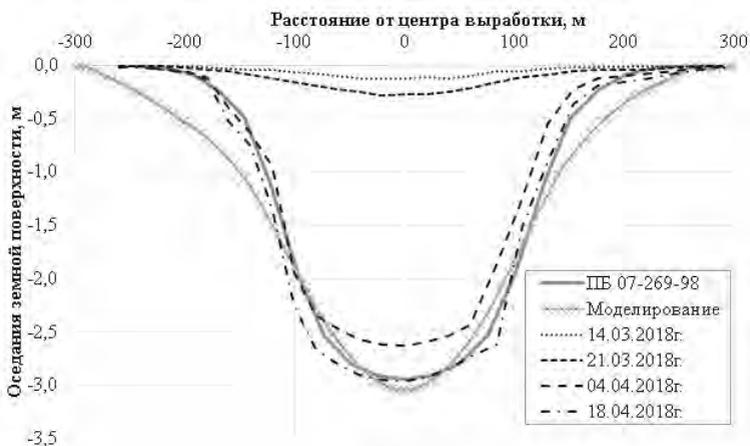


Рис. 2. Результаты наблюдений за сдвижением земной поверхности от отработки лавы №812; мульда сдвижения, полученная методом типовых кривых по ПБ 07—269—98; мульда сдвижения, полученная при моделировании

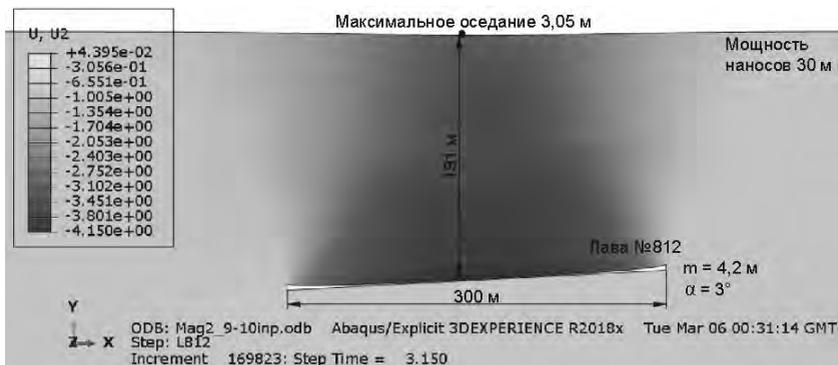


Рис. 3. Результаты численного моделирования процесса сдвижения от отработки лавы №812. Распределение вертикальных смещений в модели Abaqus.

немного отличается, но при этом отклонения величин оседаний, полученных при моделировании, от фактических значений не превышает 15%. При моделировании мульда в краевых частях имеет меньшую кривизну, чем в натуре. Это связано с тем, что при использовании метода конечных элементов невозможно моделировать в явном виде процессы разрушения и образования трещин в массиве. Над выработкой формируется зона пластических деформаций, которая по мере опускания кровли распространяется вверх по модели и достигает зем-

ной поверхности. В реальности же деформационный механизм носит гораздо более сложный характер. Непосредственно над выработкой происходит обрушение и дезинтеграция пород кровли с последующим их уплотнением под весом вышележащих слоев. Породный массив над зоной обрушения деформируется с образованием секущих трещин и разделением его на блоки. В рамках механики сплошных сред деформации носят непрерывный характер, поэтому область деформирования получается шире. При описании массива вмещающих пород как упругой среды данный эффект усиливается, и ширина мульды может получиться в 1,5–2 раза больше фактической. Такой эффект также отмечен и в работах других исследователей [2, 6, 7]. Возможным путем совершенствования метода является введение в модель анизотропии деформационных свойств. Другим путем является использование метода дискретных сред для моделирования процесса сдвижения с использованием соответствующих программных комплексов, таких, например, как UDEC, 3DEC, ELFEN и др [1, 4, 8].

Обсуждение результатов

Выполненный научно-производственный эксперимент по изучению процесса сдвижения горных пород при отработке лавы 812 на участке Магистральный шахты им А.Д. Рубана позволил получить положительные результаты о применимости использованию для прогнозирования для данных горногеологических условиях методик прогнозирования, изложенной в нормативно-методическом документе ВНИМИ — «Правилах ...» [14], и разработанной авторами с использованием численного моделирования процесса МКЭ [12].

В процессе эксперимента установлена фактическая величина максимального оседания 2,95 м, идеально совпадающая (менее 1%) с прогнозным значением 2,93 м по «Правилам ...» и хорошо совпадающая (расхождение около 3 %) с данными численного моделирования. Также отмечается идеальная сходимость фактическая ширина мульды сдвижения и рассчитанной по «Правилам...», однако ширина мульды по данным моделирования немного отличается от фактической.

Заключение

Подводя итог выполненному анализу результатов сходимости параметров сдвижения, полученных различными методами, можно сделать вывод о применимости их для практического использования в условиях Ленинск-Кузнецкого района Кемеровской области. Следует также отметить, что наибольшее расхождение факта и прогноза отмечаются при использовании численного моделирования МКЭ. Данное обстоятельство вполне объяснимо и требует дальнейшего совершенствования метода за счет введения в модель анизотропии деформационных свойств, а также использования более современного метода дискретных сред.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Cao S. [и др.]. Numerical simulation of land subsidence and verification of its character for an iron mine using sublevel caving // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. № 2 (26). С. 327–332.
2. Keilich W. Numerical modelling of mining subsidence, upsidence and valley closure using UDEC // Engineering. 2009.
3. Кутепов Ю. [и др.]. Substantiation of Safe Conditions During Undermining of Hydraulic Waste Disposal // E3S Web Conf. 3rd International Innovative Mining Symposium. 2018. (41). С. 5.
4. Lehmann C., Konietzky H. Geomechanical issues in longwall mining – an introduction / C. Lehmann, H. Konietzky, 2015. 24 с.
5. Muller L. Der Felsbau, Vol. 1, Stuttgart: Enke / L. Muller, 1963.
6. Ren G., Li J. A Study of Angle of Draw in Mining Subsidence Using Numerical Modeling Techniques // Electron. J. Geotech. 2008. С. 14.
7. Suchowerska A.M. The geomechanics of single-seam and multi-seam longwall coal mining // PhD Thesis. 2014.
8. Vyazmensky A. [и др.]. Combined finite-discrete element modelling of surface subsidence associated with block caving mining // Proceedings of 1st ... 2007. С. 467–475.
9. Акимов А.Г. Геомеханические аспекты сдвижения горных пород при подземной разработке угольных и рудных месторождений / А.Г. Акимов, 2003. 166 с.
10. Зеленцов С.Н., Кутепов Ю.Ю., Боргер Е.Б. Изучение провалов и механизма их образования на подрабатываемой земной поверхности шахты им. А.Д. Рубана // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 5. С. 271–280.
11. Кратч Г. Сдвижение горных пород и защита подрабатываемых сооружений / Г. Кратч, М.: Недра, 1978. 494 с.
12. Кутепов Ю.Ю., Боргер Е.Б. Численное моделирование процесса сдвижения породных массивов применительно к горно-геологическим условиям шахты имени Рубана в Кузбассе // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 5. С. 66–75.
13. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике, 1987. 221 с.
14. ПБ 07–269–98. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях – СПб., 1998. – 291 с. (Минтопэнерго РФ. РАН Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой науч. центр ВНИМИ). **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Кутепов Юрий Иванович¹ – профессор, д.т.н., зав. лаб. гидрогеологии и экологии, e-mail: koutepovy@mail.ru;
Гусев Владимир Николаевич¹ – профессор, д.т.н., зав. каф. маркшейдерского дела, e-mail: kmd@spmi.ru;
Кутепов Юрий Юрьевич¹ – аспирант, инженер лаб. гидрогеологии и экологии, e-mail: KutepovYY@ya.ru;

Боргер Елена Борисовна² – главный маркшейдер шахтоуправления им. А.Д. Рубана, e-mail: BorgerEB@suek.ru;

¹Санкт-Петербургский Горный университет, 21-я лин. В.О., 2, г. Санкт-Петербург, 199106.

²АО «СУЭК-Кузбасс», ул. Васильева, 1, г. Ленинск-Кузнецк, Кемеровская обл., 652507.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 132-141.

Kutepov Yu. I., Gusev V. N., Kutepov Yu. Yu., Borger E. B.

The study of mining subsidence on the mine named after ruban in kuznetsk basin

The review of mining subsidence prediction methods used in underground coal mining practice was made. The necessity arises to verify the VNIMI method generally accepted in Russian coal mining industry as well as modern prediction methods based on numerical simulation using FEM for the conditions of the mine named after Ruban in Kuznetsk coal basin on the Magistralniy section. The article describe mining and geological conditions of mine section and the scientific field experiment. The results of observations of the earth's surface subsidence and the parameters of the subsidence trough are presented and they are compared with the predicted values using the standard procedure and the numerical simulation result. The conclusion is made about the complete convergence of the results of actual measurements and those predicted by the normative methodology and the satisfactory convergence with numerical simulation. Thus, both methods can be used for subsidence prediction on mine of Leninsk-Kuznetsk region.

Keywords: underground coal mining, displacement, experiment, subsidence of the earth's surface, prediction, observations, numerical simulation using FEM.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-132-141

AUTHORS

*Kutepov Yu. I.*¹, prof., Doctor of Science, Head of the laboratory of hydrogeology and ecology, e-mail: koutepovy@mail.ru;

*Gusev V. N.*¹, prof., Doctor of Science, Head of the Department of Mine Surveying, e-mail: kmd@smpi.ru

*Kutepov Yu. Yu.*¹, Ph.D. candidate, engineer of the laboratory of hydrogeology and ecology;

*Borger E. B.*² – Chief Surveyor of Mine Administration named after Ruban.

¹Saint Petersburg Mining University, 199106, 21st Line. VO, 2, Saint-Petersburg, Russia;

²JSC «SUEK-Kuzbass», 652507, Str. Vasileva, 1, Leninsk-Kuznetsk, Kemerovo region, Russia.

REFERENCES

1. Cao S., Song W., Deng D., Lei Y., and Lan J. "Numerical simulation of land subsidence and verification of its character for an iron mine using sublevel caving," Int. J. Min. Sci. Technol., vol. 26, no. 2, pp. 327-332, 2016.

2. Keilich W., "Numerical modelling of mining subsidence , upsidence and valley closure using UDEC," Engineering, 2009.
3. Kutepov Y., Mironov A., Sablin M., and Borger E., "Substantiation of Safe Conditions During Undermining of Hydraulic Waste Disposal," E3S Web Conf. IIIrd Int. Innov. Min. Symp., vol. 41, p. 5, 2018.
4. Lehmann C. and Konietzky H., *Geomechanical issues in longwall mining – an introduction*. 2015. 24 p.
5. Muller L., *Der Felsbau*, Vol. 1, Stuttgart: Enke. 1963.
6. Ren G. and Li J., "A Study of Angle of Draw in Mining Subsidence Using Numerical Modeling Techniques," *Electron. J. Geotech*, p. 14, 2008.
7. Suchowerska A.M., "The geomechanics of single-seam and multi-seam longwall coal mining" The university of Newcastle, Australia, 2014.
8. Vyazmensky A., Elmo D., Stead D., and J.R. Rance, "Combined finite-discrete element modelling of surface subsidence associated with block caving mining" *Proc. 1st ...*, pp. 467–475, 2007.
9. Akimov A.G. *Geomekhanicheskiye aspekty sdvizheniya gornykh porod pri podzemnoy razra-botke ugol'nykh i rudnykh mestorozhdeniy* [Geomechanical Aspects of Rock Formation during the Underground Development of Coal and Ore Deposits]. 2003. 166 p.
10. Zelentsov S.N., Kutepov Yu.Yu., Borger E.B. *Izucheniye provalov i mekhanizma ikh obrazovaniya na podrabatyvayemoy zemnoy poverkhnosti shakhty im. A.D. Rubana* [Investigation of surface failures and mechanism of their formation on undermined earth surface of the mine named after Ruban], *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2017. No. 5, pp. 271–280.
11. Kratch G. *Sdvizhenie gornykh porod i zashchita podrabatyvaemykh sooruzheniy* [Mining subsidence engineering], Moscow, Nedra, 1978, 494 p.
12. Kutepov Yu.Yu., Borger E.B. *Chislennoye modelirovaniye protsessa sdvizheniya porodnykh massivov primenitel'no k gorno-geologicheskim usloviyam shakhty imeni Rubana v Kuzbasse* [Numerical modeling of the rock mass subsidence applied to geological conditions of the mine named after Ruban in Kuzbass]. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*, no. 5, pp. 66–75, 2017.
13. Fadeev A.B. *Metod konechnykh elementov v geomekhanike* [Finite element method in geomechanics], Moscow, Nedra, 1987, 221 p.
14. PB 07–269–98 *Pravila okhrany sooruzheniy i prirodnykh ob"ektov ot vrednogo vliyaniya podzemnykh gornykh razrabotok na ugol'nykh mestorozhdeniyakh* [Protection Regulations of constructions and natural objects from harmful influence of underground mining in coal deposits], Moscow, Nedra, 1981, 288 p.



ОХРАНА ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК С ЦЕЛЬЮ ИХ ПОВТОРНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПЕРЕНОСНОЙ ОБРЕЗНОЙ КРЕПЬЮ ВЫСОКОЙ ЖЕСТКОСТИ

Предложен способ охраны выемочных выработок для их повторного использования переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликатором) как прогрессивное технологическое решение по повышению эффективности охраны подготовительных горных выработок при интенсивной отработке запасов угольных шахт

Ключевые слова: Поддержание и охрана подготовительных выработок, охраняемые сооружения, горные работы на сопряженных очистных забоев и выемочных выработок.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-142-155

Тенденция снижения устойчивости выработок, отмечаемая в последнее время, во многом обусловлена низкой эффективностью традиционно применяемых средств и способов проведения, крепления, охраны и поддержания выработок. Эти причины усугубляются ростом глубины ведения очистных работ, подходом угледобывающих предприятий к вопросам технологии ведения подготовительных и очистных работ, способов охраны и повторного использования выемочных выработок с точки зрения минимизации затрат при строительстве и эксплуатации каждого конкретного предприятия. Пути решения этого комплекса проблем связаны с повышением устойчивости выемочных выработок с целью их повторного использования при различных способах крепления и охраны [1].

Наиболее сложными при очистной выемке является ведение горных работ в районе сопряжений очистных и подготовительных выработок, так как проблемы, возникающие при ведении отдельно подготовительных и очистных работ, здесь не только «накладываются» друг на друга, но и многократно усиливают своё влияние на технологию, безопасность и экономику ведения работ. В современных условиях наиболее актуально исследование процессов изменения состояния пород на контуре выработок, особенно в зонах наибольшего проявления и

влияния опорного давления, в зонах сопряжений очистных и подготовительных выработок. Смещения пород в зонах сопряжений приводит к изменению и ухудшению их эксплуатационного состояния, снижению эффективности и безопасности производственных процессов. Решение этих проблем базируется на изучении состояния углепородного массива, в котором ведутся горные работы, изменениями этого состояния в течение времени под воздействием тех же работ. В РФ, в силу известных обстоятельств, с 1980-х гг. систематические экспериментальные исследования на шахтах в области горной геомеханики были фактически прекращены [2]. Поэтому, несмотря на то, что освещаемые в данной статье лабораторные и шахтные инструментальные исследования были проведены более 20 лет назад, их результаты не потеряли своей актуальности и в современных условиях.

Смещения в выемочных выработках, возникающие вследствие проявлений горного давления, как и причины их порождающие, характеризуются двумя компонентами: динамическим и статическим опорным давлением. В зависимости от литологической структуры углепородного массива доли каждой компоненты могут быть различными. Соответственно разными должны быть и пути управления массивом.

При преобладании статической составляющей необходимо воспрепятствовать распространению процесса смещения пород над выработанным пространством, что приведет к уменьшению объема пород, вовлекаемых в процесс формирования опорного давления. Достичь этого возможно при помощи частичной закладки.

Динамическая составляющая предопределяет максимальную интенсивность конвергенции в зоне активных сдвижений пород позади, а во многих случаях и впереди лавы. Это, как правило, приводит к выходу из строя крепи выработок и потере их рабочего сечения. При высоких динамических составляющих опорного давления необходимо прибегать к отсечению консолей кровли над выработанным пространством.

Основная цель искусственного охранного сооружения – противостоять динамической компоненте смещений, уменьшая ее до минимума. Если статическая компонента зависит от прочностных свойств пород, глубины разработки, несущей способности крепей и иных параметров, то динамическая – в основном только от жесткости ограждения и мощности пласта. Сложность повторного использования выемочных выработок определяется несовершенством применяемых средств поддержания. В первую очередь это касается традиционных искусственных охранных сооружений (бутовых полос, деревянных костров), которые в силу своих характеристик не могут обеспечить эксплуатационное состояние выработок даже в благоприятных горно-геологических условиях.

Околоштрековые охранные сооружения уменьшают конвергенцию в выемочных выработках тем сильнее, чем большее опорное

воздействие они оказывают на породный массив. В свою очередь последнее более эффективно при быстром нарастании максимально возможных величин сопротивления, при высокой прочности материала и высоком качестве сооружения охранных полос, а также меньшем расстоянии между очистным забоем и охранным сооружением. [1]. Это расстояние возможно поддерживать очень малым, если постоянно наращивать околоштрековую полосу небольшими участками, сводя до минимума зону возведения охранный сооружения, которое должно быть сооружено до того, как произойдет сколь-нибудь значительная конвергенция или расслоение пород непосредственной и основной кровель [1, 3].

Наиболее высокоэффективными оказались литые полосы из быстротвердеющих материалов, имеющие высокую жесткость и несущую способность, но их применение ограничивается высокой стоимостью оборудования и материалов. Высокие показатели жесткости и несущей способности искусственных сооружений опорно-обрезного типа (тумб из железобетонных блоков) позволяют в ряде случаев обеспечить поддержание повторно используемых выемочных выработок, но в силу конструктивных особенностей их параметры удовлетворяют далеко не всем горно-геологическим и горнотехническим условиям.

Весьма перспективным можно считать способ охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами), устанавливаемой в зоне временного опорного давления и интенсивного сдвижения пород кровли угольного пласта. Мультипликатор – от латинского *multiplicator* (умножающий) или же *multiplicato* (умножаю, увеличиваю). Таким образом, мультипликатор – это концентратор напряжений, инициирующий обрыв зависающей консоли пород кровли выработанного пространства в месте их контакта с вершиной охранный сооружения [3].

В зоне стабилизировавшегося горного давления позади лавы воздействие на крепь и смещение пород незначительно, поэтому мультипликаторы извлекаются для повторного использования. Этот способ позволяет расширить область применения бесцеликовой отработки угольных пластов путем управления силовыми параметрами системы «горные породы-выработка-крепь». Анализ применяющихся способов охраны выемочных выработок позволил сформулировать основные требования к переносной обрезной крепи высокой жесткости – мультипликаторам: максимально возможная жесткость конструкции; возможность возведения на позволительно близком расстоянии к линии очистного забоя – сразу за секциями механизированной крепи или тумбами посадочной крепи; обеспечение эффективного обрушения зависающих консолей пород над выработанным пространством лавы вдоль выемочной выработки; возможность ее извлечения из выработки в зонах установившегося горного давления выемочных выработок для

повторного использования; обеспечение создания зон максимально возможных напряжений в местах контакта сооружения с кровлей в целях инициации обрушения породных консолей; минимизация передаваемых нагрузок на почву пласта, особенно в условиях прочных кровель и слабых почв пласта; простота изготовления, технологичность эксплуатации и небольшой вес.

Сущность способа охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами) заключается в следующем: обрезное устройство устанавливается в лаве примерно в одном метре от бермы сразу же после выполнения концевых операций по выемке угля и передвижке секций крепи или конвейерной линии (при индивидуальной крепи) и на минимальном расстоянии (3 — 5 м) от линии очистного забоя (рис. 1). Обрезное сооружение обеспечивает жесткость системы «крепь-порода» уже до начала интенсивного расслоения пород кровли в отличие от традиционных охранных сооружений, возводимых иногда на расстоянии 8 — 10 м и более от линии очистного забоя, т.е. после начала интенсивного расслоения пород непосредственной и основной кровель. После обрушения пород непосредственной и основной кровель и отхода очистного забоя на расстояние, превышающее шаг посадки основной кровли, т.е. когда выработка окажется в зоне установившихся смещений горных пород, секция обрезного устройства (мультипликатор) извлекается для повторного использования.

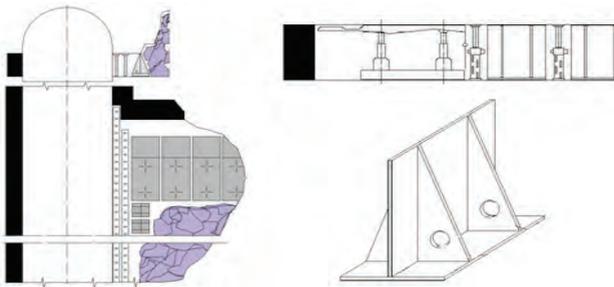


Рис. 1. Технологическая схема охраны выемочной выработки переносной обрезной крепью высокой жесткости. Общий вид конструкции мультипликатора

Для оценки эффективности и возможной целесообразности применения способа охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами) в 1992—1994 гг. были проведены [3]:

1. Лабораторные исследования поведения напряженно-деформированного состояния вмещающих пород вокруг выемочных выработок на моделях из оптически чувствительных и эквивалентных

(плоских и объемных) материалов — в лаборатории горного давления ИГД им. А. А. Скочинского.

2. Шахтные инструментальные исследования на контурно-реперных станциях для количественной оценки периодичности проявлений горного давления в выемочных выработках и оценки эффективности различных способов охраны — на шахте № 81 им. XXIII съезда КПСС ПО «Ровенькиантрацит».

Проведенные исследования показали эффективность применения способа охраны выемочных выработок в целях их повторного использования переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами) при разработке угольных пластов длинными очистными забоями при столбовой, сплошной и комбинированной системах разработки прямым и обратным ходом, на пластах с углами падения от 0 до 18° и мощностью от 0,6 до 1,0 м, а при установке секций охранного устройства на блоки БЖБТ — до 1,5 м.

Лабораторные исследования проводились с соблюдением в моделях условий силового и геометрического подобия модели и природы. Характеристики моделей воспроизводили физико-механические свойства и мощность отдельных слоев горных пород, соответствующие следующим горно-геологическим условиям: глубина залегания $H = 300$ м, коэффициент крепости вмещающих пород $f = 4-6$, мощность угольного пласта $m = 1$ м, угол падения $\alpha = 0^\circ$.

Метод фотомеханики позволяет определить значения напряжений, используемых при определении устойчивости породного массива и выработок, а также возникновение опасных зон разрушения горных пород. Постановка задачи моделирования заключалась в определении уровня максимальных напряжений на сопряжениях очистных и выемочных выработок при различных формах сечения, видах подрывки и способах охраны последних. Материалами модели послужили разработанные в ИГД им. А. А. Скочинского оптически чувствительные эпокси-гели на основе эпоксидитдиановой смолы и метил тетрагидрофталиевого ангидрида в качестве отвердителя с добавлением пластификатора. Материалы изготавливались с необходимыми упругими свойствами для имитации массива вмещающих пород. В основу построения моделей положен принцип соблюдения основных критериев подобия: граничных условий, физико-механических свойств пород, технологических параметров горных работ и др.

Общее решение данной задачи записывается в виде:

$$F\left(\frac{\sigma}{\rho g l}; \frac{P}{E l_s^2}; \frac{U}{l}; \frac{\sigma_0}{\sigma}; \gamma\right) = 0,$$

где ρ — плотность, g — ускорение свободного падения, l — линейный размер, P — сосредоточенная сила, E — модуль Юнга, ε — деформация, U — смещение, σ_0 — условия на границе, γ — коэффициент Пуассона.

Задача решалась в постановке плоской деформации. Результаты исследований напряженного состояния пород горного массива методом фотомеханики представлялись в виде безразмерного коэффициента напряжений, который представляет собой отношение касательных напряжений в модели с выработками к касательным напряжениям в этой же точке модели до проведения выработок:

$$K_{\tau} = \frac{\tau}{\sigma_{\text{НОМ}}}.$$

Величина напряжений в модели по критериям подобия пересчитывалась на натурные условия. На рис. 2 показаны характерные картины интерференционных полос и эпюры напряжений в одном из вариантов модели сопряжения лавы с выемочной выработкой арочной формы с верхней подрывкой и охраной сопряжения: А – жесткие обрезные сооружения с расстоянием 1 м от его вершины до бермы выемочной выработки; В – тумбы из блоков БЖБТ (литых полос) с расстоянием 0,2 м от бермы в комбинации с новым охранным сооружением; С – тумбы из блоков БЖБТ (литых полос) с расстоянием 0,5 м.

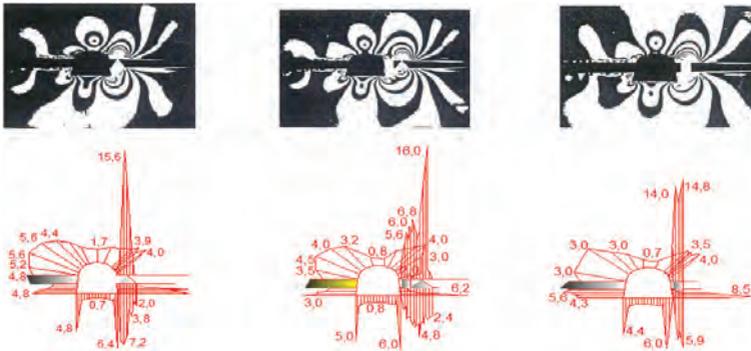


Рис. 2. Эпюры напряжений на сопряжении лавы с выемочной выработкой арочной формы и комбинированной подрывкой: А – жесткое обрезное сооружение (мультипликатор) с расстоянием от его вершины (угол вершины $\alpha = 90^\circ$) до бермы выемочной выработки $b = 1$ м; В – комбинации тумб из блоков БЖБТ (литых полос), расположенных на расстоянии до бермы выемочной выработки $a = 0,2$ м и мультипликатора с расстоянием от его вершины (угол вершины $\alpha = 45^\circ$) до бермы выемочной выработки и $b = 2,0$ м; С – сооружения в виде охранных тумб из блоков БЖБТ (литых полос) с расстоянием их от бермы выемочной выработки $a = 1,5$ м

На рис. 3 приведены графики распределения напряжений, действующих в массиве вокруг сопряжений очистных и выемочных выработок арочной формы при использовании жестких обрезных сооружений многоугольного использования с различными углами вершин и расстояниями установки от бермы.

Анализ результатов проведенных лабораторных исследований показал:

1. Формы сечений выемочных выработок и способы подрывки не оказывают существенного влияния на общие закономерности распределения напряженного состояния вмещающих пород в зоне их сопряжения с лавой. В то же время контактные давления весьма неравномерно распределяются по контуру сопряжения выработок и особенно неравномерно – в зоне установки охранных сооружений.

В верхней и нижней части контура выемочных выработок эпюры имеют седловидную форму с наименьшими коэффициентами концентрации напряжений и наибольшими – со стороны массива. Такой характер нагрузок в верхней и нижней частях выработок сохраняется при всех формах сечения и видах подрывки, что предопределяет направления равнодействующих нагрузок в почве и кровле.

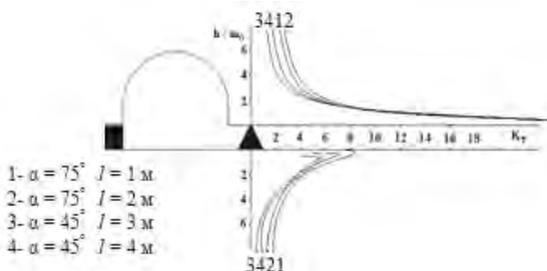


Рис. 3. Изменение коэффициента концентрации напряжений в массиве в зависимости от угла вершины охранной конструкции и ее расстояния от бермы выемочной выработки

Более сложный характер распределения нагрузок наблюдается со стороны лавы. Это создает дополнительные трудности при охране выемочных выработок: в зависимости от вида подрывки, типа охранного сооружения и прочности вмещающих пород возникает необходимость поддержания верхней и нижней бермы. Следует отметить, что при прямоугольной и трапециевидной формах выработок зоны концентрации напряжений возникают в породах вмещающего массива в углах выработок.

При верхней и комбинированной подрывках происходит наложение зон концентрации напряжений от вершин охранного сооружения и прилегающих верхних углов выработок и, как следствие, увеличение нагрузок в этой зоне, что чревато опасностью разрушения выработки. Отсюда следует вывод о целесообразности применения арочной формы сечения выработки как наиболее оптимальной для сохранения выработки и ее повторного использования.

2. Вид подрывки несущественно влияет на распределение напряженного состояния вмещающих пород в зоне контакта их с охраняемым

сооружением. Вместе с тем верхняя и комбинированная подрывки предпочтительнее для сохранения устойчивости бермы, но при комбинированной подрывке сопряжение находится в наиболее тяжелых условиях ввиду необходимости поддержания верхней и нижней берм.

3. Из рассмотренных способов охраны наиболее предпочтителен способ охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами): в месте контакта вершины мультипликатора образуется узконаправленная и распространяющаяся вверх локальная зона концентраций высоких напряжений, достаточная для разрушения пород над местом контакта.

В этой зоне разрушение пород кровли происходит в направлении максимальных касательных напряжений. Эти разрушения определяют характер обрушения пород кровли, что наглядно иллюстрируется картиной развития трещин в кровельной толще, полученной при моделировании массива пород на эквивалентных материалах (рис. 4).



Рис. 4. Характер трещинообразования и обрушения пород кровли в массиве при установленной конструкции обрезного сооружения: 1, 3, 5 – сутки после установки модели охранного сооружения, соответственно

4. Целесообразно располагать обрезное сооружение (мультипликатор) на расстоянии 0,5–2 м от борта выработки, что способствует минимизации размеров консолей пород в выработанном пространстве, опирающихся на крепь выемочной выработки, и снижению давления на зону сопряжения с очистной выработкой и выработанным пространством.

5. Оптимальный угол вершины обрезного сооружения находится в пределах 45–90° и определяется оптимальным соотношением с требуемой площадью опоры в зависимости от прочностных характеристик пород кровли и почвы, формы выработки, вида подрывки и иных горнотехнических факторов.

Предпочтительность способа подрывки зависит от прочности вмещающих пород и применяемой технологии работ на сопряжении очистной и выемочной выработок в каждом конкретном случае.

Более полное представление о характере развития трещинообразования и зон расслоения в массиве, обрушения пород при их взаимодействии с обрезным сооружением (мультипликатором) на сопряжении очистной и выемочной выработок позволили получить исследования на плоских и объемных моделях из эквивалентных материалов. В этих моделях вмещающие породы имитировались слоями гипсово-песча-

ных смесей, а угольный пласт – деревянными планками, причем в объемных моделях с шириной, равной суточному подвиганию очистного забоя. Искусственные ограждения имитировались металлическим уголком или клином. Правомерность применения таких моделей для качественного изучения характера обрушения кровли в выработанном пространстве и в зоне сопряжения подтверждается анализом ранее проведенных исследований поведения пород кровли в плоских и объемных моделях. Во всех случаях качественный характер обрушения оставался идентичным.

Исследования на плоских моделях (рис. 4) показали, что в месте контакта обрезного сооружения и кровли формируется система трещин, вдоль которой происходит дальнейшее разрушение пород и их обрушение в выработанное пространство. Ввиду перераспределения напряжений в почву пласта через основание обрезного сооружения передаются весьма незначительные удельные давления, поэтому разрушения почвы весьма незначительны либо отсутствуют вовсе. После удаления модели обрезного сооружения с лишением опоры на него ранее обрушившихся слоев пород с течением времени происходит дальнейшее обрушение кровли, но по строго сформировавшейся линии трещин, продолжая уже существующую линию обрушения. Нового образования трещин не наблюдается, и после обрушения пород на некоторую высоту горный массив приходит к состоянию устойчивого равновесия.

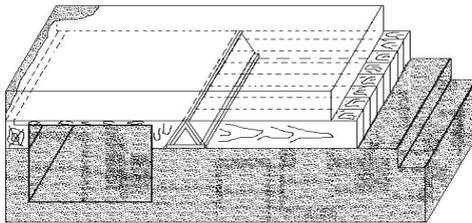


Рис. 5. Схема моделирования на эквивалентных материалах при решении задачи исследования характера обрушения кровли

Исследования на объемных моделях (рис. 5) показали, что при первом обрушении пород кровли в лаве линия обрушения, параллельная забою (возле линии контакта охранного сооружения с породами кровли), искривляется, образуя зависающую консоль в виде сектора (рис. 6). При следующем обрушении линия обрушения образуется значительно дальше от кромки массива, образуя зависающую консоль длиной, примерно равной шагу обрушения, который при этом не меняется. При последующем подвигании очистного забоя двухстадийный характер обрушений кровли сохраняется, тем самым подтверждая выводы, полученные ранее рядом исследователей.

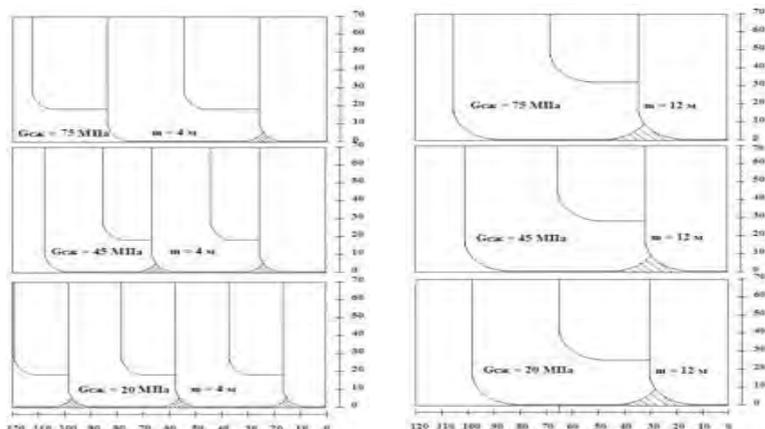


Рис. 6. Характер обрушения пород кровли в выработанном пространстве в зависимости от ее прочности и мощности

Увеличение мощности и прочности пород кровли приводит к увеличению шага обрушения и других его параметров (вылета консоли и сторон сектора зависания), но характер обрушения и соотношения параметров при этом не меняются. Во всех моделях обрушение пород кровли происходило строго вдоль линии контакта обрезного сооружения с кровлей. Разрушения вдоль площади контакта обрезного сооружения с почвой носили незначительный характер и наблюдались лишь в породах малой крепости $\sigma_{сж} = 20 \text{ МН/м}^2$.

Для количественной оценки периодичности проявлений горного давления в выемочных выработках и эффективности охраны повторно используемых выработок жесткими обрезными сооружениями много-разового использования (мультипликаторами) были проведены исследования на шахте № 81 им. XXIII съезда КПСС ПО «Ровенькиантрацит».

Горно-геологические условия этой шахты весьма типичны для многих шахт Восточного (Российского) Донбасса. Наблюдения проводились в выемочных выработках лавы № 272 пласта iЗ на глубине около 230 м в зонах опорного давления при первичном и повторном их использовании.

Для оценки эффективности применения способа охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости (мультипликаторами) по схеме массив-мультипликатор измерения конвергенции пород проводились в зонах динамических проявлений опорного давления впереди и позади очистного забоя. Для сравнения использовались данные, полученные предварительно при охране этих же выработок по следующим схемам: массив-массив; массив-целик; массив- или целик-БЖБТ в сочетании с деревянными

кострами и деревянной органной крепью. Таким образом, в двух выемочных выработках исследовалось влияние пяти различных способов их охраны.

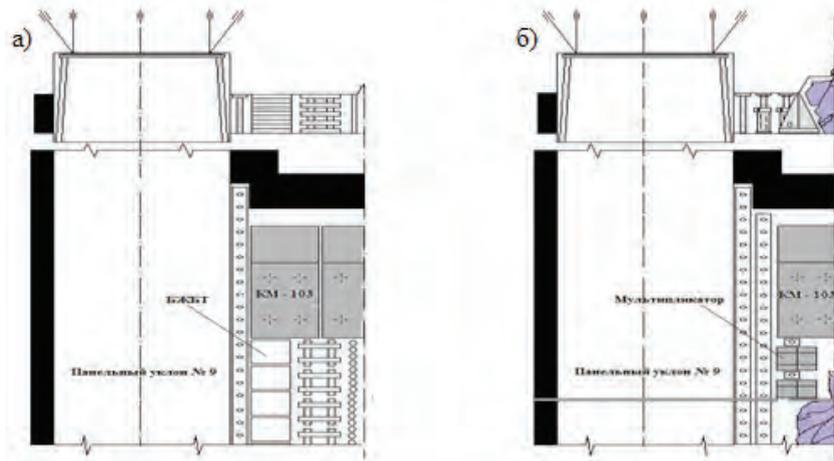


Рис. 7. Схемы охраны панельного уклона № 9 лавы № 271 пласта i_3 : а) – массив-БЖБТ в сочетании с деревянными кострами и деревянной органной крепью; б) – массив-мультипликатор

Выемочные выработки прямоугольной формы по пласту i_3 проведены сечением в свету $S_{св} = 11,3 \text{ м}^2$ с подрывкой пород кровли и закреплены анкерной крепью (рис. 7). Пласт i_3 мощностью $m = 1 \text{ м}$, с углом падения $\alpha \leq 3^\circ$. Непосредственная кровля представлена песчаными и глинистыми сланцами мощностью 3 м, средне- и малоустойчивыми, с шагом осадки не более 4–6 м. Основная кровля – песчаными и глинистыми сланцами мощностью 3–14 м, средней обрушаемости, с шагом осадки около 20 м. Коэффициент крепости пород кровли $f = 4–6$. Так, при охране панельного уклона № 9 по схеме массив-БЖБТ в сочетании с деревянными кострами и деревянной органной крепью формирующаяся консоль пород кровли оказывает свое влияние на смещение пород в выработке примерно в 40 м впереди лавы, при охране по схеме массив-мультипликатор – примерно в 30 м впереди лавы. Интенсивность приращения смещений в обоих случаях примерно одинакова, но развитие их происходит по несколько отличающимся схемам (рис. 8).

При традиционном способе резкое увеличение смещений начинается примерно в 10–15 м впереди очистного забоя, достигая своего максимума в 20 м позади очистного забоя. Затухание смещений кровли происходит на расстоянии 60–80 м от лавы. Примерно так же

ведут себя и породы почвы, но затухание их пучения начинается в 100–120 м после прохода лавы. Пучение пород в выработке не носило ярко выраженный характер: при общей величине смещений в выработке ≈ 400 мм оно не превысило 100–120 мм, т.е. 25%.

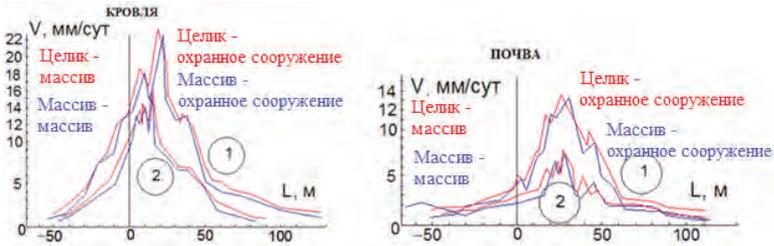


Рис. 8. Изменение скоростей смещений пород в кровле и почве панельного уклона № 7 лавы № 272 при охране его способами «Целик – БЖБТ, деревянные костры, органка» и «Целик – Мультипликатор» в сравнении с изменениями скоростей смещений пород в кровле и почве панельного уклона № 9 лавы № 272 при охране его способами «Массив – БЖБТ, деревянные костры, органка» и «Массив – мультипликатор»: _____ – Графики изменения скоростей смещений пород в кровле и почве панельного уклона № 7. _____ – Графики изменения скоростей смещений пород в кровле и почве панельного уклона № 9. 1 – Графики изменения скоростей смещений пород в кровле и почве панельных уклонов № 7 и № 9 при охране его со стороны лавы № 272 комбинацией тумб БЖБТ, деревянных костров и органки. 2 – Графики изменения скоростей смещений пород в кровле и почве панельных уклонов № 7 и № 9 при охране его со стороны лавы № 272 мультипликаторами

При новом способе резкое увеличение смещений пород кровли начинается примерно в 5–10 м впереди линии очистного забоя, достигая своего максимума в 10–12 м позади лавы, т.е обрушение породной консоли на 8–10 м ранее, чем при базовом. Общая величина смещений при этом составила 200–300 мм. Затухание смещений наступило примерно в 40 м после прохода лавы. Общие смещения в выработке в сравнении со смещениями базового способа охраны снизились в 1,26 раза или на 11%. Визуальное обследование выработки показало, что на всем ее протяжении при охране по схеме массив-мультипликатор породы кровли сохраняли устойчивость и деформации крепи не наблюдались в отличие от базового способа охраны. Аналогичные результаты получены и при испытании нового способа охраны в панельном уклоне № 7 (рис. 8).

Анализ показателей остаточного сечения выемочных выработок при различных способах охраны показал следующее: массив-мультипликатор – сохранилось 90% площади сечения выработки от первоначального; массив-БЖБТ в сочетании с деревянными кострами и органной крепью – 80%; массив – целик – 74%; целик-БЖБТ в сочетании с деревянными кострами и органной крепью – 67%. Потери в сечении

по сравнению с сечением в проходке составили 1,1 м²; 2,3 м²; 2,9 м² и 3,7 м² соответственно. Эти показатели с небольшими отклонениями соответствуют среднестатистическим показателям охраны выработок в аналогичных условиях шахт Донбасса. При средней трудоёмкости поддержания подготовительных выработок, составляющей в аналогичных условиях 70 чел.-смен на 1000 т добытого угля, трудоёмкость работ с применением рассматриваемого способа охраны составила 50–60 чел. – смен на 1000 т добычи. Этот способ охраны выемочных успешно апробирован на шахте «Партизанская» ПО «Антрацит» в 181-й восточной лаве пласта h10 мощностью $m = 0,8–1,5$ м и углом падения $\alpha = 4–18^\circ$.

Рассматриваемый способ позволяет снизить трудоёмкость работ на сопряжениях очистных и выемочных выработок в целях сохранности последних для их повторного использования, обеспечив высокую степень охраны труда согласно требованиям Федерального Закона «О промышленной безопасности на опасных производственных объектах».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Черняк И. Л., Ярунин С. А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: 1995.

2. Артемьев В. Б., Коршунов Г. И., Логинов А. К., Ютяев Е. П., Шик В. М. Охрана подготовительных выработок целиками на угольных шахтах. – СПб.: Нацка, 2009, – 231 с., 143 ил.

3. Чернышов А. В. Разработка способа охраны выемочных выработок с целью их повторного использования жесткими охранными сооружениями многоразового использования. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – М.: 19946, ИГД им. А. А. Скочинского. – 146 с.

4. Чернышов А. В., Кузнецов Ю. Н. Разработка способа охраны выемочных выработок переносной обрезной крепью высокой жесткости. – М., Безопасность труда в промышленности, 2016, № 5, с. 53–59. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Чернышов Андрей Васильевич – Горный инженер, кандидат технических наук, ведущий специалист–методист КГ «Термика», e-mail: andre1957@mail.ru, Моб. Тел: +7 (916) 112–26–85;

Кузнецов Юрий Николаевич – доктор технических наук, профессор, Горный институт НИТУ МИСиС, Моб. Тел: +7 (916) 223–40–85.

Chernyshov A. V., Kuznetsov Yu. N.

Development of a way of protection of extraction developments for their repeated uses figurative cut крепью high rigidity (animators)

The way of protection of extraction developments for their reuse figurative cut крепью is offered high rigidity (animator) as progressive technological decisions on increase of efficiency of protection of preparatory excavations at intensive working off of stocks of coal mines.

Keywords: Maintenance and protection of preparatory developments, security constructions, mining operations on the sopryazhenikh of clearing faces and extraction developments.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-142-155

AUTHORS

Chernyshov A. V., Candidate of Technical Sciences, the expert – the methodologist of KG of «Termik»,

Kuznetsov Yu. N., Doctor of Engineering, professor, NITA mining institute MISIS.

REFERENCES

1. Chernyak I. L., Yarunin S. A. *Upravlenie sostoyaniem massiva gornyh porod* [Management of the state of the rock mass]. Moscow: 1995.
2. Artem'ev V. B., Korshunov G. I., Loginov A. K., Yutyaev E. P., Shik V. M. *Ohrana podgotovitekl'nyh vyrabotok celikami na ugol'nyh shahtah* [Protection of preparatory workings the pillars in coal mines]. Saint-Petersburg: Nacka, 2009, 231 p., 143 il.
3. Chernyshov A. V. *Razrabotka sposoba ohrany vyemochnyh vyrabotok s cel'yu ih povtornogo ispol'zovaniya zhestkimi ohrannymi sooruzheniyami mnogorazovogo ispol'zovaniya* [Development of a way to protect the excavation workings with a view to their re-use hard security structures reusable]. Dissertaciya na soiskanie uchenoj stepeni kandidata tekhnicheskikh nauk. Moscow: 19946, IGD im. A. A. Skochinskogo. 146 p.
4. Chernyshov A. V., Kuznecov Yu. N. *Razrabotka sposoba ohrany vyemochnyh vyrabotok perenosnoj obreznoj krep'yu vysokoj zhestkosti* [Development of a method for the protection of excavation workings portable edging high rigidity]. Moscow, Bezopasnost' truda v promyshlennosti, 2016, no 5, pp. 53–59.



ДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОДОВОГО ПЛАНА РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Рассмотрены вопросы динамического моделирования, предназначенного для оценки и нахождения в интервалах времени опасного состояния горных пород, с точки зрения геомеханики.

Ключевые слова: динамическое моделирование, горный массив, состояние, трещиноватость, автоматизированное проектирование (САПР) AutoCAD, Microstation (майкростэйшн).

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-156-160

Горный массив не совсем предсказуем в своём поведении и не совсем известен, следовательно, случаются возможные затруднения в развитии горных работ. Также затрудняет ведение горных работ невозможность предусмотреть ситуации, которые могут возникнуть при отработке и разработке горного массива. К примеру, встречаются опасные зоны: горно-геологического нарушения, повышенного горного давления, пучения пород почвы, трещиноватость пород в массиве, также негативно влияет положения забоев, которые фактически отклонены от запланированного. Для изучения и предотвращения данных ситуаций используются разные методы:

- бурение геолого-разведочных скважин;
 - установка реперных станций;
 - установка индикаторов давления кровли;
 - определение физико-механических свойств вмещающих пород;
 - измерение конвергенции и т. д.,
- но как мы видим исходя из опыта, это не всегда эффективно или недостаточно.

Проект прогнозирования неблагоприятных условий при ведении подземных горных работ позволяет увеличить скорость проведения горных

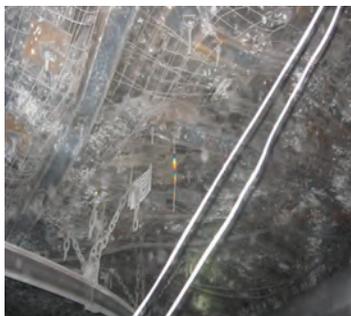


Рис. 1. Датчик РГ-3

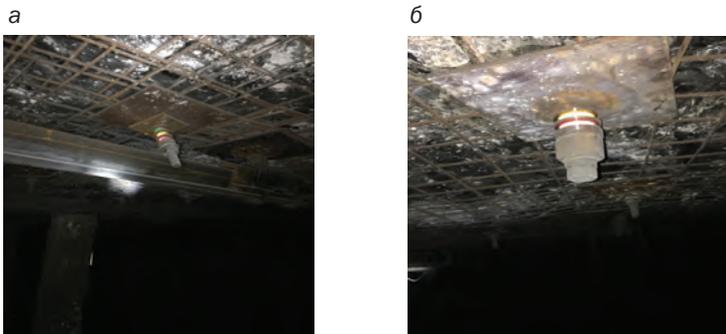


Рис. 2: а — датчик ИКД-С; б — датчик ИКД-К

выработок и выемку полезного ископаемого, а также уменьшают риск влияния геомеханических факторов на ведение горных работ. Проект динамического моделирования предоставляет возможность детально рассмотреть свойства массива при различных сочетаниях и выявить позиции, которые оказывают непосредственное влияние на ведение горных работ. Появляется возможность:

- смоделировать крепь для подземной горной выработки, с возможным её испытанием в разных условиях;
- наблюдать за поведением массива до, после и во время отработки пласта очистным забоем;
- рассмотреть переезд передовых горных выработок;
- смоделировать или спрогнозировать сохранение горных выработок,

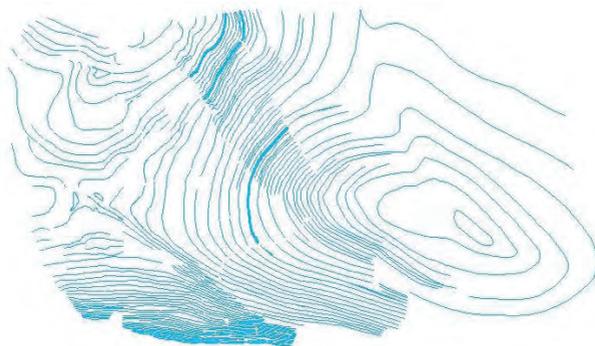


Рис. 3. Изогипсы поверхности пласта

с дальнейшим, при необходимости, принятием мер в связи возникновения каких-либо нестандартных ситуаций. При помощи данной технологии открывается больше возможностей и деталей, связанных с геомеханикой горного массива, из-за более глубокого изучения самой

геомеханики и динамического моделирования каких-либо ситуаций в горных выработках и их положений в горном массиве. Из геологических данных и состояния ведения горных работ в различные периоды времени складывается база данных, описывающая горнодобывающее предприятие.

Исходный материал для моделирования (рис. 3, 4) заимствуется из стандартных систем автоматизированного проектирования (САПР) AutoCAD, Microstation (майкростэйшн), после чего обрабатывается при помощи дополнительного программного обеспечения (Рис.5) и преобразуется в элементы базы данных Postgresql (постгрес), где рассматривается пространственное взаимодействие между объектами, а также существование элементов во времени.

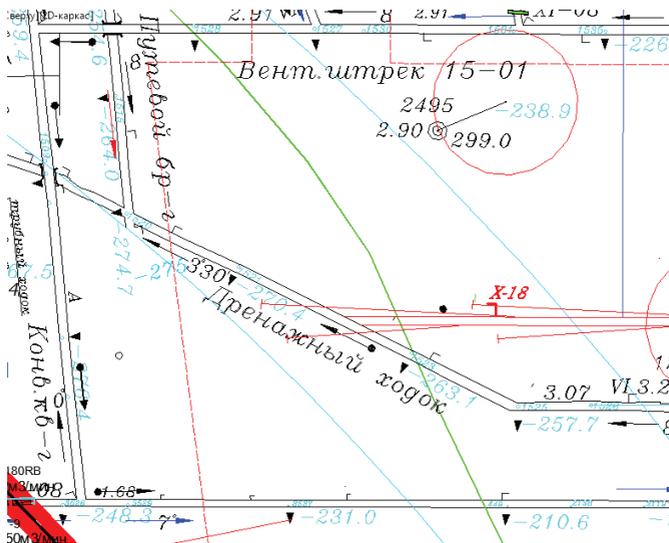


Рис. 4. Выкировка с плана горных работ

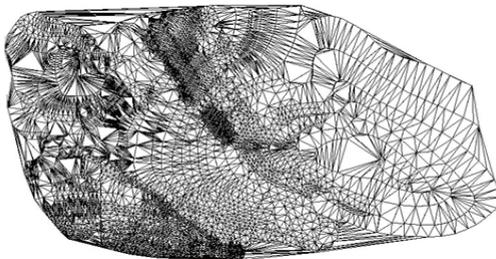


Рис. 5. Элементы массива

Расчётный модуль не только рассчитывает конечные элементы массива, но и сравнивает скорость изменения напряженности элемента и движение зон напряжённости в массиве.

Таким образом, видно (Рис. 6) на каком этапе и где будут расположены потенциальные горные выработки и какие-либо нарушения горного массива. С помощью программного продукта есть возможность наглядно увидеть положение горных работ на любой момент времени. Но не стоит забывать, что скорость ведения горных работ – производная человеческого фактора.

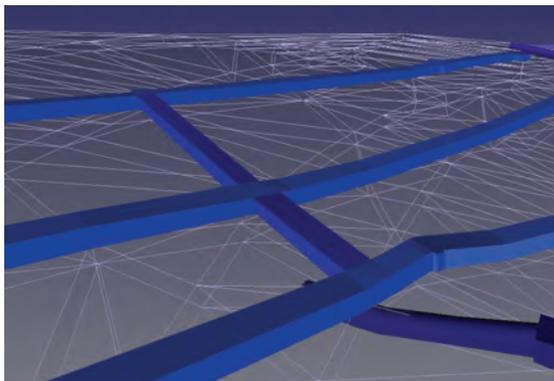


Рис. 6. Динамическое моделирование

Программное обеспечение динамического моделирования предназначено для оценки и нахождения в интервалах времени опасного состояния горных пород, с точки зрения геомеханики. Он позволяет непосредственно исключить угрозы, влияющие на ведение горных работ и заранее принять какие-либо меры, в том числе технические. Предупреждён - значит вооружён. Также динамическое моделирование позволяет в 3D пространстве просчитать перспективу разработки и отработки на срок от 1 до 5 лет и обезопасить производство, выявлением узких мест в планировании горных работ и возможных опасных факторов со стороны геомеханики.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральный закон от 21.07.1997 г. № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (с изменениями на 13.07.2015 г.).

2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014 г. – 200 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Разумов Е. А. — заведующий лабораторией геомеханики;

Венгер В. Г. — руководитель НИЦ ГТБ;

Зеяева Е. А. — научный сотрудник НИЦ ГТБ;

Петров В. И. — инженер исследователь НИЦ ГТБ;

Филиал Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева» в г. Прокопьевске 653039 Кемеровская обл., г. Прокопьевск, ул. Ноградская, 19а, E-mail: nipgtb@yandex.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyy vypusk 48), pp. 156–160.

Zelyaeva E. A., Razumov E. A., Wenger E. V., Petrov V. I.

Dynamic modelling the annual plan of mining operations

Examines the issues of dynamic modelling is designed to assess and finding the intervals of time the dangerous condition of the rocks, from the point of view of geomechanics.

Keywords: dynamic modeling, rock mass, condition, fracture, computer-aided design (CAD) AutoCAD, Microstation (MicroScan).

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-156-160

AUTHORS

Zelyaeva E. A., Razumov E. A., Wenger E. V., Petrov V. I. — Prokopievsk branch of Kuzbass State Technical University.

REFERENCES

1. Federal'nyj zakon ot 21.07.1997 g. № 116-FZ «*O promyshlennoj bezopasnosti opasnyh proizvodstvennyh ob'ektov*» [«On industrial safety of hazardous production facilities»] (s izmeneniyami na 13.07.2015 g.).

2. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Pravila bezopasnosti v ugol'nyh shahтах»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 40. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovaniy problem promyshlennoj bezopasnosti», 2014. 200 p.



ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПО РАСЧЕТУ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Представлено программное обеспечения (РАПК) для расчета параметров анкерной крепи горных выработок угольных шахт в соответствии с действующими нормативными документами. Программный продукт позволяет значительно сократить время расчета параметров крепи, а также существенно повысить точность и надежность выполняемых расчетов.

Ключевые слова: анкерная крепь, программное обеспечение, автоматизация расчетов.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-161-168

В настоящее время подавляющая часть горных выработок угольных шахт и рудников проводится с применением анкерной крепи. В результате перед техническими службами предприятий стоит задача оперативной оценки условий применения и расчета параметров анкерной крепи в изменяющихся горно-геологических условиях.

Приказом №610 от 17 декабря 2013 г. утверждены Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах», которые вступили в силу с 1 мая 2014 г. Инструкция [1] является весьма объёмным документом, содержит множество условий, расчётных положений, которые отражены в 22 приложениях. Данный нормативный документ требует от специалистов шахт и проектных институтов, связанных с проектированием крепи горных выработок тщательного изучения всех особенностей применения анкерной крепи, знания основных положений инструкции [1], умения правильно выбирать конструкции элементов анкерной крепи, в зависимости от меняющихся горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ. Несомненно, всё это делает процесс расчета анкерной крепи сложным технически и трудоемким. Поэтому требует от инженерно-технических работников угольных предприятий, инженеров проектных институтов предельной концентрации внимания, знания множества условий и ограничений, внушительных затрат времени, что не исключает технических ошибок в расчетах, связанных с так называемым «человеческим фактором».

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 161–168.

© А.В. Айкин, А.С. Позолотин, М.В. Лысенко, 2018.

К примеру, в среднем расчет параметров анкерной крепи выработки вручную занимает до нескольких дней, а согласно п. 37 ПБ [2] при изменении горно-геологических и горнотехнических условий горные работы прекращают до внесения изменений в техническую документацию по ведению горных работ. В связи с этим автоматизация расчета параметров анкерной крепи является актуальной задачей. Компанией РАНК 2 предложено и разработано программное обеспечение (РПАК) предназначенное для решения вышеуказанной задачи.

Программный продукт обеспечивает:

- автоматизацию процесса расчёта и выбора параметров анкерной крепи, что позволяет значительно сократить время для составления технической документации по креплению горных выработок;
- повышение точности выполняемых расчетов и качества проектных решений.

РПАК включает в себя следующие основные функции:

1. Формирование базы данных горно-геологических и горнотехнических характеристик проводимых горных выработок предприятия. Это позволяет на участках со схожими горно-геологическими условиями оперативно формировать начальные условия для расчета крепи.

2. Возможность настройки доступа к изменению и редактированию исходных данных в соответствии с занимаемой должностью сотрудника, выполняющего расчет. Эта функция значительно повышает качество и безопасность проектных решений, так как позволяет вносить изменения в геологические и технологические исходные данные только специалисту, имеющему соответствующую квалификацию и права доступа. Запись в «журнал изменений» вносимых в расчет корректировок техническими специалистами с указанием времени, даты и должности, позволяет осуществлять контроль выполняемого расчета на всех этапах.

3. Выполнение расчётов на всех этапах проектирования в строгом соответствии с Инструкцией [1]. В связи с тем что, Инструкция содержит большое количество номограмм, графиков, таблиц по выбору различных коэффициентов необходимых для расчета, существует вероятность ошибок, связанных с «человеческим фактором». Ведение расчета параметров анкерной крепи в программе позволяет исключить вероятность этих ошибок, что значительно повышает качество проектных решений.

4. Формирование в отдельный файл уже оформленных расчетных данных для составления технических документов по креплению горных выработок.

На данный момент программное обеспечение РПАК включает в себя следующие модули для расчета параметров анкерной крепи:

- выработок шириной 6–12 м;
- демонтажных камер;

- горных выработок на пластах, склонных к горным ударам и внезапным выбросам угля (пород) и газа;
- параметров крепи горных выработок, пройденных в слабых и обводненных породах;
- горных выработок, оборудованных подвесными монорельсовыми дорогами;
- сопряжений горных выработок;
- боков выработок и сопряжений;
- горных выработок, находящихся в зонах повышенного проявления горного давления;
- подготовительных горных выработок, пройденных по нижнему слою мощных пластов.

Работа в программе состоит из четырех этапов. Первый этап включает в себя ввод исходных данных. При этом вводятся геологические (рис. 1, а) и технологические (рис. 1, б) условия проведения горной выработки, задается форма выработки и её функциональное назначение. Интерфейс программы позволяет легко изменять месторасположение выработки относительно плоскости пласта (рис. 2, а) и менять её форму в зависимости от присечки вмещающих пород (рис. 2, б) и пр.

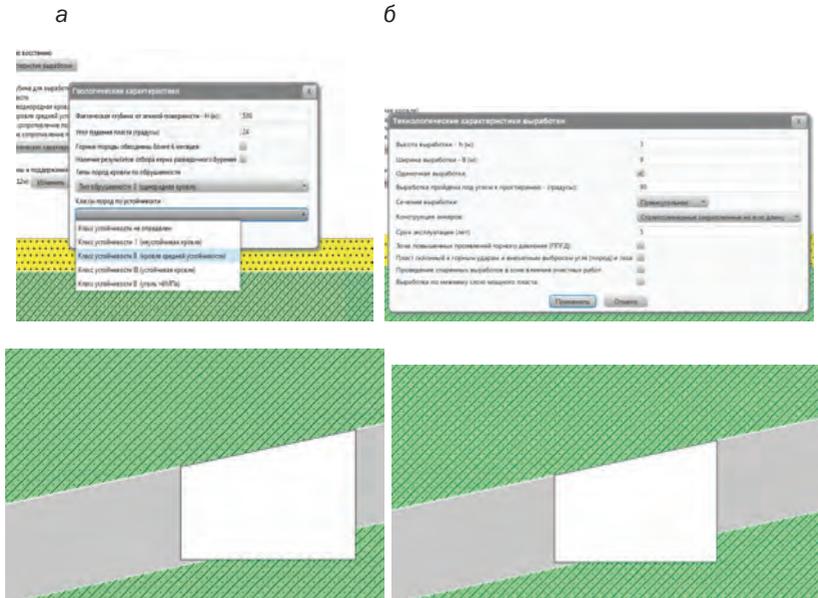


Рис. 1. Ввод исходных данных по проектируемой горной выработке: а) горно-геологические условия; б) технологические условия

а



б

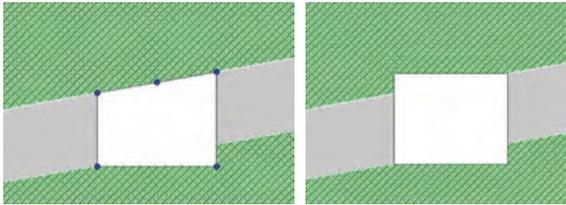


Рис. 2. Ввод исходных данных по проектируемой горной выработке: а) – пример изменения месторасположения; б) – пример изменения формы

Второй этап включает в себя:

— автоматическое определение расчетных сопротивлений вмещающих пород горных выработок, определение расчётных смещений (рис. 3);

— выбор условий поддержания горной выработки (горные выработки вне зоны влияния очистных работ, горные выработки, поддерживаемые в зоне опорного давления от очистных работ).

Третий этап включает в себя выполнение расчёта по определению параметров анкерной крепи. В случае если перед началом расчета выбраны пункты «согласовать» и «утвердить», то внесение изменений в исходные данные и параметры расчета возможно только после согласования и утверждения, принимаемых решений руководителями (рис. 4).

Выбор типа анкерной крепи в программе осуществляется во всплывающем окне из базы данных (рис. 5).

Четвертый этап включает в себя автоматическое формирование файла с выполненным расчетом в формате Microsoft Word (рис. 6).

Четвертый этап включает в себя автоматическое формирование файла с выполненным расчетом в формате Microsoft Word (рис. 6).

Таким образом, программное обеспечение (РПАК) позволяет:

1. Значительно сократить время расчета параметров анкерной крепи.

2. Обеспечить точность и качество проектных решений, что повышает безопасность ведения горных работ за счёт исключения инженерных ошибок.

3. Выполнять расчёты на всех этапах в строгом соответствии с Инструкцией [1].
4. Исключить ошибки, связанные с «человеческим» фактором за счет автоматизации выбора параметров расчета.

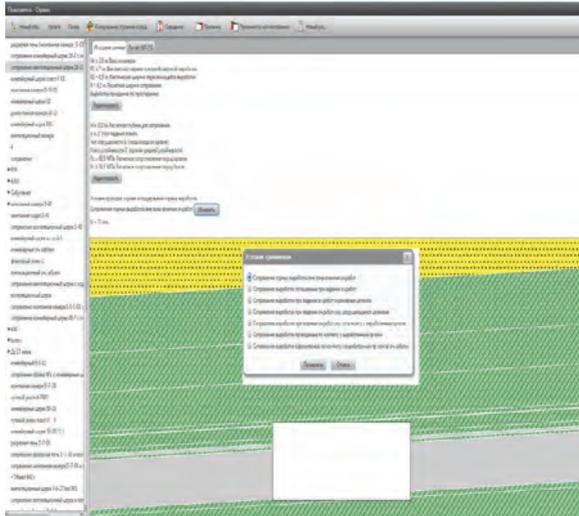


Рис. 3. Определение интенсивности проявления горного давления

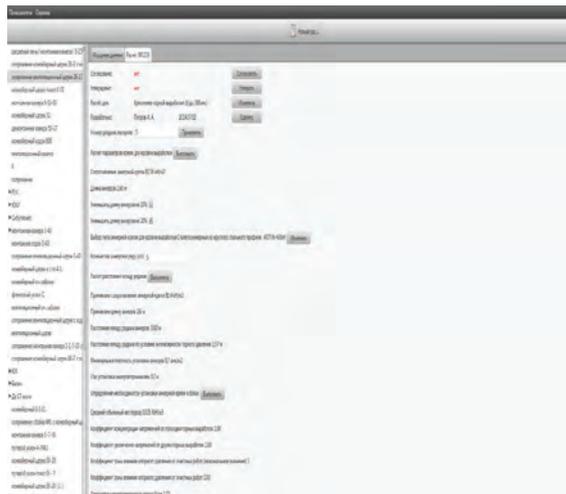


Рис. 4. Расчет параметров анкерной крепи

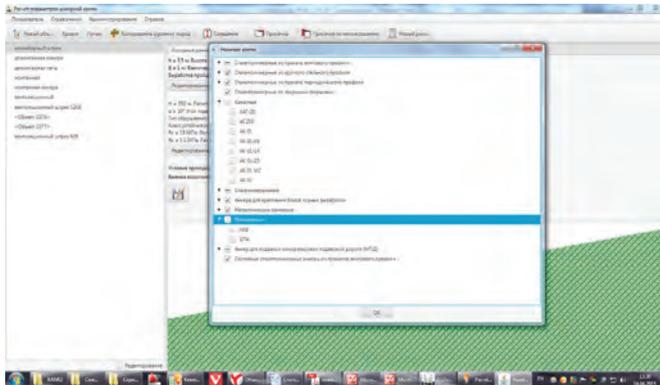


Рис. 5. Выбор типа анкерной крепл

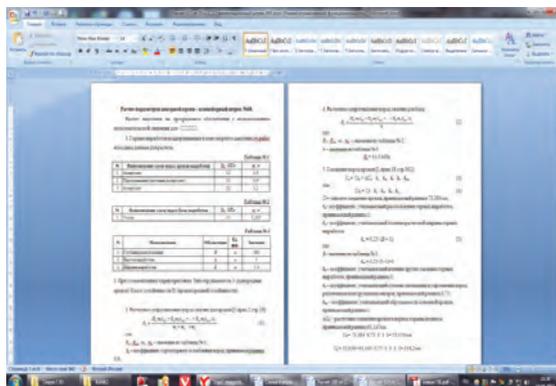
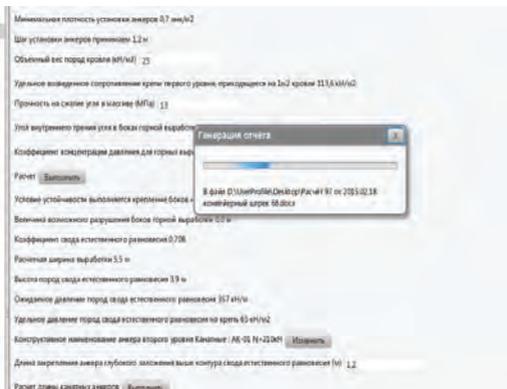


Рис. 6. Формирование файла расчетных данных

Программный комплекс может быть использован технической службой шахты для составления документации по креплению горных выработок, а также при разработке документации проектными институтами. Программный продукт не требует особых навыков освоения, так как имеет дружественный интерфейс и ориентирован на технологов шахт и проектных организаций.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 42. М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2015. – 186с.

2. Федеральные нормы и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2018. – 198с.

3. Анисимов Ф.А. Комментарии к Инструкции по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах. Часть 1. / Ф.А. Анисимов, П.В. Гречишкин, А.В. Рогачков, Е.А. Разумов, А.С. Позолотин, Г.В. Райко. – Кемерово: Издательство «Практика», 2014. – 256с.

4. ГОСТ 31559-2012 Анкерные крепи. Общие технические условия. М: Стандартиформ, 2013. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Айкин Андрей Владимирович – начальник отдела научных работ и инноваций, Общество с ограниченной ответственностью Научно-исследовательский центр - Институт проектирования горных предприятий «РАНК», г. Новосибирск, ул. Демакова, 27, оф. 608, 630090, Email: AykinAV@rank42.ru, тел. +7-923-491-27-19.

Позолотин Александр Сергеевич – кандидат технических наук, директор, Общество с ограниченной ответственностью Научно-исследовательский центр - Институт проектирования горных предприятий «РАНК», г. Новосибирск, ул. Демакова, 27, оф. 608, 630090.

Лысенко Максим Владимирович – заместитель директора по научной работе и инновациям, Общество с ограниченной ответственностью Научно-исследовательский центр - Институт проектирования горных предприятий «РАНК», г. Новосибирск, ул. Демакова, 27, оф. 608, 630090.

Aykin A. V., Pozolotin A. S., Lysenko M. V.

The software by calculation of the roof bolt for coal mines

The software by calculation of roof bolt for coal mines is developed according to the current normative documents. The software product allows to reduce time by calculation of parameters of the roof bolt and essential to increase the accuracy and reliability of the calculations.

Keywords: roof bolt, software, automation of calculations.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-161-168

AUTHORS

Aykin A. V., head of Department of scientific works and innovations, limited liability Company Research center-Institute of design of the mining enterprises «RANK», Novosibirsk, Demakova St., 27, of. 608, 630090, Email: AykinAV@rank42.ru, tel. +7-923-491-27-19,

Pozolotin A. S., Ph. D., Director, limited liability Company Research center-Institute of design of mining enterprises «RANK», Novosibirsk, Demakova str., 27, of. 608, 630090;

Lysenko M. V., Deputy Director for research and innovation, limited liability company Research center-Institute of design of mining enterprises «RANK», Novosibirsk, Demakova str., 27, of. 608, 630090.

REFERENCES

1. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Instrukciya po raschetu i primeniyu ankernoj krepj na ugol'nyh shahtah»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «Instruction on the calculation and application of anchorage in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 42. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovanij problem promyshlennoj bezopasnosti», 2015. 186 p.

2. *Federal'nye normy i pravil v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Pravila bezopasnosti v ugol'nyh shahtah»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules in coal mines»]. Seriya 05. Vypusk 40. Moscow: Zakrytoe akcionerное obshchestvo «Nauchno-tehnicheskij centr issledovanij problem promyshlennoj bezopasnosti», 2018. 198 p.

3. Anisimov F.A., Grechishkin P.V., Rogachkov A.V., Razumov E.A., Pozolotin A.S., Rajko G.V. *Kommentarii k Instrukcii po raschetu i primeniyu ankernoj krepj na ugol'nyh shahtah* [Comments on the Instructions for the calculation and application of the anchorage in the coal mines]. Chast' 1. Kemerovo: Izdatel'stvo «Praktika», 2014. 256 p.

4. GOST 31559-2012 Ankernye krepj. Obshchie tehnikheskie usloviya. M: Standartinform, 2013.



МОДЕЛИРОВАНИЕ ОТЖИМА УГОЛЬНОГО МАССИВА В ОЧИСТНОЙ ЗАХОДКЕ

Анализ отжима угольного массива по периметру выработки показывает, что он связан с различными периодами деформации крепи: начальный период упругой деформации крепи связан с заполнением пустот, оставленных при проведении выработки и пустот, образованных при упругой деформации крепи и сжатии забутовочного материала, завершение начального этапа связано с подбучиванием, удаляемой обнаженной поверхности угольного массива и отжатым слоем разрыхленного угля, а получаемые размеры первой зоны полного отжима являются исходными для формирования размеров второй зоны полного отжима; промежуточный период упругой деформации крепи, начинается после образования первой зоны полного отжима, после подбучивания обнаженной поверхности массива на крепь воздействует вес отжатого слоя и силы горного давления, при этом горное давление передается на крепь выработки через отжатый слой угля и угольный массив находится в подбученном объемно сжатом состоянии; конечный период деформации крепи, за пределами упругости с разрушением её элементов под действием сил опорного горного давления, приводит к образованию второй зоны полного отжима угля по периметру выработки; при определении параметров зон разрушения массива силами горного давления возникает задача выбора критерия оценки степени его разрушенности, который связан с образованием системы трещин в различных направлениях угольного массива. Трещины представляются, как разнонаправленные плоскости разделения и смещения отдельных частей массива относительно друг друга, которые имеют определенную толщину и фиксированный объем, заполненный газом, и по отношению к не разрушенному угольному массиву являются пустотой.

Ключевые слова: моделирование, период, зона отжима, угольный массив, очистная заходка, гидравлическая выемка

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-169-173

Анализ отжима угольного массива по периметру выработки показывает, что он связан с различными периодами деформации крепи.

1. Начальный период упругой деформации крепи связан с заполнением пустот, оставленных при проведении выработки и пустот, образованных при упругой деформации крепи и сжатии забутовочного материала. Завершение начального этапа связано с подбучиванием,

удаляемой обнаженной поверхности угольного массива и отжатым слоем разрыхленного угля, а получаемые размеры первой зоны полного отжима являются исходными для формирования размеров второй зоны полного отжима.

2. Промежуточный период упругой деформации крепи, начинается после образования первой зоны полного отжима. После подбучивания обнаженной поверхности массива на крепь воздействует вес отжатого слоя и силы горного давления. Горное давление передается на крепь выработки через отжатый слой угля и угольный массив находится в подбученном объемно сжатом состоянии, поэтому:

—отсутствует возможность отжима угля под действием собственного веса;

—разрушение массива происходит за счет образования структурных трещин.

В этом периоде отжима угля не происходит, невзирая на наличие деформации крепи, поэтому размеры первой зоны полного отжима не меняются.

3. Конечный период деформации крепи, за пределами упругости с разрушением её элементов под действием сил опорного горного давления, приводит к образованию второй зоны полного отжима угля по периметру выработки. При формировании зоны возникают следующие процессы в системе «крепь – массив»:

1. После превышения предельно допустимых нагрузок на крепь происходит разрушение элементов крепи и скачкообразно возрастает деформация всей рамы, за счет энергии накопленной при упругом взаимодействии с массивом, которая выражается в виде:

—динамического смещения разрушенных частей элементов крепи;
—динамического сближения не нарушенных элементов крепи.

2. После деформации рамы крепи происходит перераспределение объема сыпучего отжатого угля в ранее образованной первой зоне полного отжима за счет его смещения в направлении произошедших деформаций.

3. После смещения ранее отжатого угля первой зоны полного отжима образуются пустоты в виде межзонального зазора между поверхностью массива и поверхностью смещенного отжатого угля.

4. После образования пустот в виде межзонального зазора вторично запускается процесс отжима угля на обнаженной поверхности массива, который протекает быстро, чему способствует предварительное разрушение угольного массива горным давлением. Процесс отжима заканчивается после подбучивания удаляющейся обнаженной поверхности отжатым углем и в результате вторичного отжима угля образуется вторая зона полного отжима.

5. После разрушения элементов крепи возникает деформационная пауза, в течение которой на крепь воздействует возрастаю-

щее давление со стороны перераспределяемого первого и формируемого второго слоя отжатого угля и не действует горное давление со стороны угольного массива: пауза начинается после разрушения элементов крепи и заканчивается после подбучивания обнаженной поверхности, когда горное давление со стороны массива передается на крепь выработки. В этот период времени рабочими очистного забоя производится усиление разрушенных элементов рам крепи.

При определении параметров зон разрушения массива силами горного давления возникает задача выбора критерия оценки степени его разрушенности, который связан с образованием системы трещин в различных направлениях угольного массива. Трещины представляются, как разнонаправленные плоскости разделения и смещения отдельных частей массива относительно друг друга, которые имеют определенную толщину и фиксированный объем, заполненный газом, и по отношению к не разрушенному угольному массиву являются пустотой. Части массива, находящиеся на окончательной стадии разрушения, представляются в виде отдельностей оконтуренных со всех сторон пустотой.

Общая пустотность массива, разрушенного трещинами, формируется за счет комбинации следующих основных типов локальных пустот.

1. Пленочная пустота – имеет малую толщину Δb с неровными поверхностями, взаимодействующими между собой за счет сил трения. Пленочная пустота образуется в процессе реализации внутренних напряжений под действием сил горного давления по напластованию при смещении слоев массива относительно друг друга.

2. Пластинчатая пустота, имеющая различную толщину b с неровными параллельно расходящимися участками поверхности, которая образуется за счет отрыва отдельных частей массива или разрыва его материнского тела, а также при расширении природных трещин при параллельном смещении слоев массива относительно друг друга. Пластинчатые пустоты появляются совместно с пленочными пустотами под некоторым углом $j = 60\text{--}90^\circ$ к их поверхности.

3. Клиновидная пустота – имеет участки поверхности, расходящиеся под углом φ друг к другу и образуется при смещении, отрыве (разрыве) частей массива с их изгибом после образования пленочных и пластинчатых пустот.

Пленочные и пластинчатые пустоты малой толщины характерны для трещин, расположенных в глубине массива. Пластинчатые пустоты большой толщиной и клиновидные пустоты характерны для массива, расположенного у обнаженных поверхностей.

Процесс разрушения угольного массива связан с коэффициентом пустотности $K_{\text{пу}}$, показывающим долю пустот в разрыхленном объеме. Процесс образования пустот представляется, как постепенное их проникновение от обнаженной поверхности выработки в глубь массива.

Чем больше нарушен массив, тем выше его коэффициент пустотности, который имеет максимальное значение на обнаженных поверхностях массива выработки и постепенно снижается по глубине до минимального или нулевого значения.

Для системы «крепь – массив» можно записать условие баланса, при котором объем пустот $V_{сп}$, образуемый между обнаженной поверхностью массива и крепью выработки, должен коррелировать с объемом пустот в отжатом массиве $V_{от}$

$$V_{от} \leq V_{сп}, \quad (1)$$

где $\Delta V_{сп}$ – удельный объем пустот оставляемых по контуру крепи выработки, а также образуемых пустот в результате сжатия забутовочного материала и деформации крепи под давлением отжатого массива; $\Delta V_{от}$ – удельный объем пустот в сыпучем материале зоны полного отжима массива по периметру выработки при условии подбучивания обнаженной поверхности массива.

Проведенный анализ показывает, что отжим массива по периметру выработки под действием сил горного давления в процессе ожидания очистных работ продолжается, пока между поверхностью обнажения и слоем отжатого сыпучего материала имеется зазор. В результате разрыхления отжатого массива величина зазора постепенно снижается, а в момент подбучивания обнаженной поверхности процесс отжима заканчивается. Расстояния, на которых происходит подбучивание обнаженной поверхности массива, соответствуют придельной толщине слоя отжатого массива.

Подбучивание обнаженной поверхности массива отжатым слоем означает, что объем оставляемых и создаваемых пустот полностью израсходован на разрыхление отжатого сыпучего материала и наступил баланс пустот

$$\Delta V_{сп} = \Delta V_{от}. \quad (2)$$

Удельный объем пустот в сыпучем материале $\Delta V_{от}$ зоны полного отжима массива в уравнении (3.4) определяется по формуле

$$\Delta V_{от} = R_i K_{пн.с.і} \Delta S, \quad (3)$$

где R_i – размер любой i -ой зоны отжима; $K_{пн.с.і}$ – среднее значение коэффициента пустотности в i -ой зоне отжима; ΔS – удельная площадка в основании удельного объема отжатого массива.

Удельный объем пустот $\Delta V_{сп}$ по периметру выработки в уравнении баланса пустот (2) определяются как сумма пустот оставляемых по контуру крепи выработки, а также образуемых в результате сжатия забутовочного материала и деформации крепи под давлением отжатого массива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фомичев С.Г. Имитационное моделирование процессов гидравлической выемки угля для обоснования параметров технологии очистных работ. Дисс. канд. техн. наук, Новокузнецк, ВНИИГидроуголь, 1997 – 190 с. **ИИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Кочуров Андрей Николаевич — заместитель главного технолога службы крепления горных выработок филиала ООО «Сибниуголеобогашение», г. Прокопьевск.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 169–173.

Kochurov A. N.

Simulation of spall periods of the coal massive in the stope

Analysis of the coal mass spall along the perimeter of the working shows that it is associated with different periods of support deformation: the initial period of the elastic deformation of the support is connected with the filling of the voids left during the production works in the working and the voids formed during the elastic deformation of the support and compression of the backfilling material, the completion of the initial stage is associated with cleavage, the removed exposed surface of the coal massif and the spall layer of loosened coal, and the resulting dimensions of the first full-spall zone are the basis for the formation of the sizes of the second full-spall zone; the intermediate period of the elastic deformation of the support begins after the formation of the first full-spall zone, after the cleavage of the exposed surface of the massive, the support is affected by the weight of the spall layer and the force of the rock pressure, while the rock pressure is transferred to the support of the working through the spall layer of coal and the coal massive is being in the condition of volume-compressed cleavage; the final period of the support deformation, beyond the resiliency with the destruction of its elements under the influence of the forces of the abutment zone, leads to the formation of a second zone of full-spall of coal along the perimeter of the working; when determining the parameters of the zones of destruction of the massif by forces of rock pressure, the problem arises of choosing a criterion for estimating the degree of its destruction, which depends on the formation of a system of cracks in different directions of the coal massif. Cracks are presented as multidirectional planes of separation and displacement of individual parts of the massive relative to each other, which have a certain thickness and a fixed volume filled with gas, and compared to the undamaged coal mass are voids. The parts of the massif, which are at the final stage of destruction, are presented in the form of separate parts outlined from all sides by voids, which differ in types.

Keywords: simulating, period, spall zone, coal massif, stope, hydraulic mining.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-169-173

AUTHORS

Kochurov Andrey Nikolayevich — deputy chief technologist of the walling service of the Branch of LLC “Sibniugleobogashenie”, Prokopyevsk, Russia.

REFERENCES

1. Fomichev S.G. *Imitacionnoe modelirovanie processov gidravlicheskoj vyemki uglja dlya obosnovaniya parametrov tekhnologii ochistnyh rabot* [Simulation modeling of the processes of hydraulic coal mining for substantiation of the parameters of mining technology]. Diss. kand. tekhn. nauk, Novokuzneck, VNIIGidrougol', 1997. 190 p.

М.В. Лысенко, А.С. Позолотин, Д.Ф. Зяятинов

ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДВУХУРОВНЕВОЙ СХЕМЫ КРЕПЛЕНИЯ ПРИ ИХ ПЕРЕХОДЕ ОЧИСТНЫМ ЗАБОЕМ

Статья посвящена опыту перехода очистным забоем уклонов, закрепленных по двухуровневой схеме анкерной крепи и результатам геомеханических исследований состояния выработок.

Ключевые слова: подземные горные выработки, уклоны, очистной забой, анкерная крепь, исследования, канатные анкеры, видеоэндоскоп.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-174-180

Увеличение размеров выемочных полей в отдельных случаях неизбежно приводит к пересечению ранее пройденных выработок (наклонных стволов, бремсбергов, уклонов, ходков и др.) механизированным комплексом. Также для решения вопросов проветривания, обеспечения эффективности и безопасности ведения очистных работ при больших размерах выемочных столбов (длина лавы 200–400 м и выемочного столба – до 3 000 м) проводятся разрезные печи. Эти выработки проводят заранее при формировании выемочного столба. К моменту приближения очистного забоя к участку переезда, в зоне опорного давления, крепь и контур выработки могут деформироваться, что значительно осложняет ведение горных работ и увеличивает затраты на поддержание выработок в момент их переезда.

До недавнего времени на шахтах Кузбасса и России крепление выработок, которые в дальнейшем предполагалось переходить очистным забоем, осуществлялось металлической крепью (арочная крепь, КМПТ и т.п.) или анкерной крепью первого уровня (Рис. 1), а ее усиление производилось деревянными стойками либо костровой крепью, что имело ряд существенных недостатков:

- высокая трудоемкость выполнения работ по доставке материалов – объем и вес крепи усиления достаточно велики;
- привлечение дополнительных работников (машинист дизелевоза и ГРП) на длительный срок для доставки материалов и монтажа крепи;

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 174–180.

© М.В. Лысенко, А.С. Позолотин, Д.Ф. Зяятинов, 2018.

—загромождение рабочего пространства — при усилении крепи деревянными стойками осложняется проход людей и движение транспорта;

— препятствие проходу свежей струи воздуха в подготовительные выработки, тем самым осуществляется некачественное проветривание;

— высокие затраты на материалы для усиления;

— установка стоек под лафет, равно как и их демонтаж, представляет большие трудности и сопряжены с опасностью получения травм при падении стоек;

— при креплении переезжаемых выработок рамной крепью, а также при подъезде лавы требуется извлечение стоек у лавного бока выработки, тем самым снижается безопасность ведения очистных работ в зоне опорного давления, увеличивается трудоемкость концевых операций;

— низкие темпы перехода выработок очистным забоем в связи с необходимостью демонтировать крепь усиления;

— низкая эффективность совместной работы анкерной и стоечной крепей, так как стоечная крепь включается в работу после того, как произошли смещения пород кровли, поэтому не обеспечивает надежного усиления анкерной крепи и предотвращения развития трещиноватости, расслоений массива пород.

В настоящее время на шахтах не только Кузбасса, но и России получило широкое применение двухуровневое анкерное крепление, с применением анкеров глубокого заложения, с целью обеспечения устойчивости горных выработок. Угольные предприятия Кузбасса также для предотвращения простоев очистного забоя, связанных с потерей устойчивости горных выработок при их переезде, дополнительно усиливают основную крепь. Так, шахтой им. 7 Ноября ОАО «СУЭК-Кузбасс» при переходе очистным забоем №1358—1 промежуточных конвейерного и путевого уклонов №31, помимо усиления крепи канатными анкерами, было произведено дополнительное усиление крепи бетонными тумбами.

Параметры крепи промежуточного конвейерного и путевого уклонов № 31:

Основная крепь уклонов было выполнено сталеполимерными анкерами АВ-20 (4 шт. в ряду). Усиление крепи осуществлено канатными анкерами глубокого заложения следующим образом:

—на промежуточном конвейерном уклоне №31 – по оси выработки выполнена установка ряда канатных анкеров типа АК01 L=7,0 м в сочетании с «продольным» подхватом из СВП22, также на расстоянии 0,35 м от правого бока установлен ряд канатных анкеров типа АК01 L=5,0 м в сочетании с демпферными шайбами 300x300x8 мм.

—на промежуточном путевом уклоне №31 — по оси выработки и на расстоянии 0,35 м от левого бока выполнена установка двух рядов

канатных анкеров типа АК01 L=7,0 м в сочетании с «продольным» подхватом из СВП, также на расстоянии 0,35 м от правого бока установлен ряд канатных анкеров типа АК01 L=5,0 м в сочетании с демпферными шайбами 300x300x8 мм.

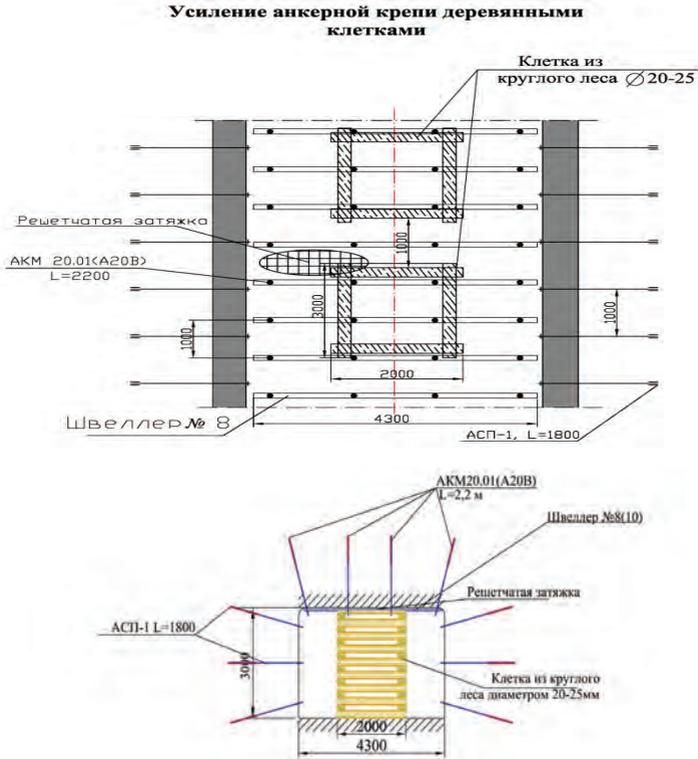


Рис. 1- Поддержание разрезной печи с использованием комбинированной крепи (анкерная и костровая крепи)

Кроме того, выполнено дополнительное усиление крепи промежуточного конвейерного уклона путем возведения пенобетонных «тумб» и деревянной костровой крепи. «Тумбы» установлены на всем протяжении промежуточного конвейерного уклона №31 со стороны входа очистного комплекса (рис. 2). Протяженность первой «тумбы» от конвейерного штрека №1358 составляла 30 м, остальные по 20 м. Между пенобетонными «тумбами» возведены по 2 деревянные «клетки» из шпального бруса на всю высоту выработки.

С целью приведения сокращающихся целиков угля в неудароопасное состояние, а также снятия напряжения с краевых частей угольного

массива из промежуточного конвейерного и путевого уклонов №31 выполнено бурение скважин Ø250 мм и длиной 15 м в бока выработок в сторону очистного комплекса на всем их протяжении.

В период перехода уклонов были выполнены геомеханические исследования состояния приконтурного массива пород.

Целью проведения геомеханических исследований являлось определение интенсивности смещений пород кровли и боков уклонов для обоснования эффективности крепления и усиления крепи промежуточного путевого и промежуточного конвейерного уклонов №31 при переходе лавой №1358—1. Данные исследования выполнялись путем визуального и инструментального контроля состояния кровли и боков уклонов, при подходе и переходе их механизированным комплексом. Фиксировались изменения показаний реперных станций типа РГ6, РГЗ с последующими построениями графиков смещений и анализом изменений показаний. Согласно разработанной методике проводились видеоэндоскопические обследования для оценки состояния вмещающих пород, и осуществлялся контроль состояния приконтурного массива пород уклонов и сопряжений, на наличие расслоений кровли с помощью видеоэндоскопических исследований (рис. 3, 4, 5).

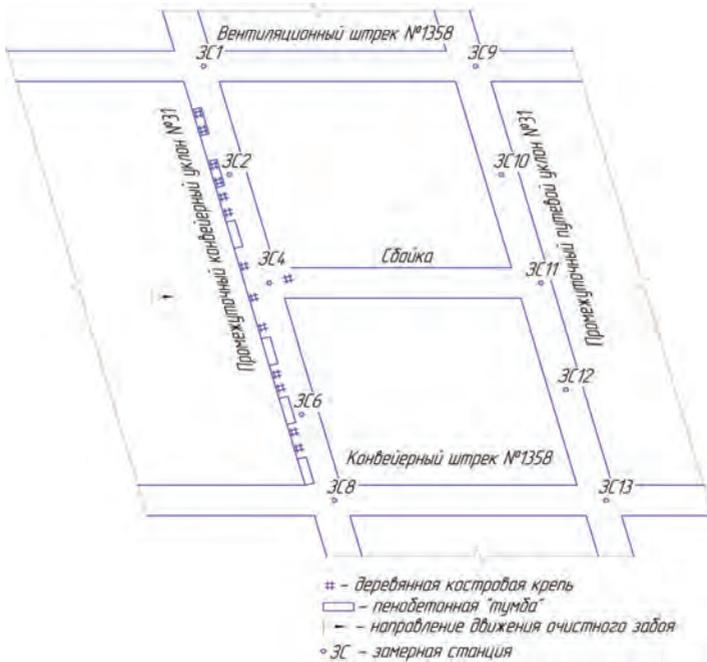


Рис. 2. Схема расположения замерных станций

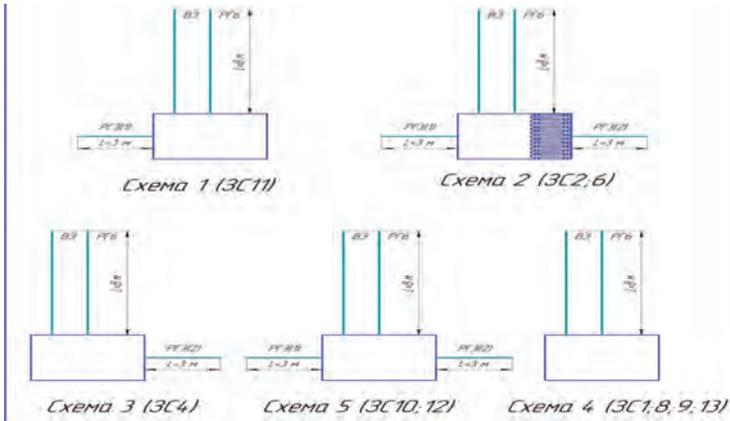


Рис. 3. Схемы расположения глубинных реперов РГ6 (РГЗ) и шпуров для видеоэндоскопического обследования (ВЭ) на замерных станциях

Как показано на схеме (рис. 3), в кровлю выработки устанавливались глубинные реперы РГ6 (глубина заложения – 1,8; 4,0; 5,0; 6,0; 7,0; 8,0 м), также в кровле на каждом участке установки замерных станций был отбурен шпур для видеоэндоскопических обследований. В бока выработки были установлены глубинные реперы РГЗ (глубина установки – 1,0; 2,0; 3,0 м).

Наблюдения выполнялись в период подхода и перехода очистным забоем промежуточного конвейерного и путевого уклонов №31 с 27.07.2013 г. по 13.08.2013 г.

Показания в ходе выполнения наблюдений:

–при переходе промежуточного конвейерного уклона №31 и промежуточного путевого уклона №31 механизированным комплексом лавы №1358–1, критических смещений вмещающих пород не выявлено. Параметры анкерной крепи первого и второго уровней выбраны правильно, что подтверждается фактическими проявлениями горного давления;

–при визуальном осмотре уклонов в зоне влияния опорного давления лавы №1358–1 нагрузки на костровую крепь отмечено не было;

– в зоне опорного давления лавы №1358–1 на участках промежуточного конвейерного уклона №31 контакт пенобетонных «тумб» с кровлей отсутствовал;

–за весь период наблюдений зависания пород кровли в выработанном пространстве не наблюдались;

–на основании проведенных видеоэндоскопических обследований, расслоения пород кровли выявлены на участке замерной станции

№8 на глубине от 4,7 м до 4,8 (Рис. 4), о чем также свидетельствуют показания установленного глубинного репера РГ6 (Рис. 5), что подтверждает правильность выбора длины анкеров усиления;

—на исследуемых участках замерных станций №1, №2, №4, №6, №9, №10, №11, №12, №13 расслоений пород кровли не выявлено.



Рис. 4. Зона расслоения пород кровли на глубине от 4,7 м до 4,8 м

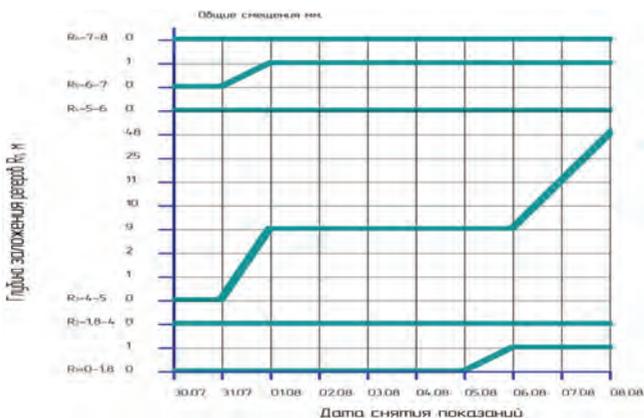


Рис. 5. Фактические смещения пород кровли на различной глубине во времени (РГ6)

На основании проведенного геомеханического исследования состояния приконтурного массива пород уклонов при их переезде очистным забоем можно сделать следующие выводы:

1. Применение двухуровневой схемы крепления выработок позволяет обеспечить устойчивое поддержание пород кровли уклонов в момент их перехода очистным забоем, о чем свидетельствует отсутствие нагрузки на подпорную крепь (бетонные тумбы и костровая крепь), а также результаты проведенных геомеханических исследований

с применением многоуровневых реперных станций РГ6 (РГЗ) и видеоэндоскопических обследований.

Усиление крепи уклонов анкерами глубокого заложения АКО1 обеспечивает удовлетворительное состояние выработок при их поддержании в момент переезда очистным забоем без ее дополнительного усиления подпорной крепью (костровая крепь, пенобетонные тумбы и т.д.).

2. Использование двухуровневой схемы анкерного крепления позволяет значительно повысить безопасность и скорость ведения горных работ при переходе выработок очистным забоем, так как отсутствует необходимость демонтажа дополнительных элементов крепи усиления (деревянных стоек, клеток и т.д.). **ИИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Лысенко Максим Владимирович — зам. директора по научной работе и инновациям ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», Limak2@yandex.ru,
Позолотин Александр Сергеевич — директор ООО НИЦ-ИПГП «РАНК», к. т. н.,
Заятдинов Дамир Фанисович — зам. директора по инженерно-исследовательской работе ООО НИЦ-ИПГП «РАНК».

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 174-180.

Lysenko M.V., Pozolotin A.S., Zayatdinov D.F.

Supporting of mine workings during their transition a mining face using a two-level roof bolt scheme

The article focuses on the experience of the transition of the breakage face of the incline mine workings, supported on a two-level roof bolt scheme and the results of the geomechanical research of the mine workings.

Keywords: underground mine workings, incline mine workings, mining face, roof bolts, research, cable bolts, video endoscope.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-174-180

AUTHORS

Lysenko M.V., Deputy Director on scientific work and innovations, ООО SIC And GWP «RANK»,

Pozolotin A.S., Director of SIC-I PGP «RANG», Ph. D.,

Ziyatdinov D.F., -Deputy Director for engineering research of SIC-ipkp»RANK».



**В.В. Зиновьев, А.Н. Стародубов,
П.И. Николаев, И.С. Кузнецов**

ПРИМЕНЕНИЕ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ ВАРИАНТОВ ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНОГО БЛОКА КОРОТКИМИ ЗАБОЯМИ

Процесс ведения горных работ при отработке выемочного блока угольной шахты с применением короткозабойной системы представлен в виде сети систем массового обслуживания с компьютерной реализацией в среде имитационного моделирования GPSS World. На созданной компьютерной модели проведена оценка организационных вариантов ведения горных работ. В имитационных экспериментах изменялись последовательность отработки заходов и время наращивания конвейера, на выходе оценивались суточная добыча угля, продолжительность отработки выемочного блока и коэффициент использования комбайна. На основе анализа модельных данных выявлена идентичность вариантов по обозначенным показателям.

Ключевые слова: добыча угля, коротко-забойная система, выемочный блок, система массового обслуживания, имитационное моделирование, коэффициент использования, организация работ, оценка вариантов.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-181-193

В настоящее время при добыче угля подземным способом находят применение две системы отработки пластов: длинными очистными забоями (ДСО) и короткими забоями (КСО). Сложная гипсометрия пласта, его геологические нарушения, повышенное горное давление и высокая газоносность ограничивают применение ДСО и снижают эффективность добычи. КСО отличается низкими капитальными затратами, упрощением крепления призабойного пространства и маневренностью, что позволяет обрабатывать сложные в горно-геологическом плане участки шахтного поля. При КСО применяется простое технологическое оборудование, действующее как единый взаимосвязанный комплекс, обеспечивающий весь технологический процесс угледобычи. Поэтому, такая система отработки находит все большее применение в угольной промышленности [1].

Учитывая разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов на шахтах России, оценка вариантов технологических

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 181–193.

© В.В. Зиновьев, А.Н. Стародубов, П.И. Николаев, И.С. Кузнецов, 2018.

схем разработки угольных пластов короткими забоями является актуальной проблемой. При проектировании КСО помимо задач, связанных с управлением кровлей, определением горного давления, параметров горных выработок, анализа и прогноза геомеханических и газодинамических процессов [2—4] существуют задачи, связанные с организацией ведения горных работ, которые в неменьшей мере оказывают влияние на эффективность добычи угля [5—6]. Такими задачами являются:

- оценка совместного использования различного оборудования (комбайна, конвейера, самоходных вагонов, перегружателей, крепеустановщиков) и оптимальное совмещение во времени технологических операций;
- оценка вариантов с различной последовательностью отработки заходок, вариантов месторасположения конвейера в штреках и момента времени его перестановки;
- сокращение времени простоя оборудования;
- выявление и устранение «узких мест» в технологии;
- определение оптимального парка оборудования при различных схемах отработки (например, при 2—7 штрековой);
- определение эффективных маршрутов грузопотоков для исключения блокировки движения горных машин;
- определение технико-экономических показателей с учетом вероятностных потерь (отказов, ремонтов и восстановлений).

Решение обозначенных задач осложнено множественностью внутренних и внешних факторов, что делает необходимым оценку большого количества альтернативных вариантов подземной выемки с применением КСО. Так, оценка вариантов с учетом различных схем отработки (2—7 штрековой) предполагает несколько различных маршрутов грузопотоков. С учетом различных схем отработки заходок и времени перемещения конвейера, варьирования геометрических параметров камер, сбоек, междуканальных целиков, разнообразия парка применяемого оборудования число альтернативных вариантов может достигать нескольких сотен. Также учет вероятностного взаимодействия горного оборудования во времени и пространстве в динамике делают целесообразным, а зачастую единственно возможным применение математического моделирования и имитационного подхода для решения обозначенных задач [7—12].

Цель настоящей статьи – показать опыт применения имитационного моделирования и его преимущества для решения задач по оценке альтернативных организационных вариантов ведения горных работ при использовании системы отработки угля короткими забоями.

Объектом моделирования являются добычные работы с применением пятиштрековой короткозабойной системы отработки с полным обрушением. Добыча ведется в угольном пласте полезной мощностью 2,10—4,28 м, сложного строения, углом падения в среднем 4°. Вмеща-

ющие пласт породы составляют алевролит и песчаник с преобладающим коэффициентом крепости по шкале проф. Протодряконова 10–12.

Применяемое оборудование:

- комбайн непрерывного действия с заявленной производительностью 14–31 т/мин (например, Sandvik MC470, континиус майнер Cat CM235, Alpine Bolter Miner ABM 20, DBT 40M и др.);
- два самоходных вагона грузоподъёмностью 15–20 т (например, Joy 16TD, Joy DT-3004, 5BC15M, 10BC-15, JOY «Shuttle Car» 10SC32B, DBT FBR-15 и др.);
- бункер-питатель (БПС-25, DBT 7MFBH-48 и др.);
- электрогидравлический самоходный анкероустановщик с вышкой и двумя буровыми станками для бурения в кровле (Joy Facebolter 3040, Fletcher «CHDDR», CAT RB230 и др.).

Большинство операций при ведении горных работ являются дискретными с конечным числом значений переменных. К таким операциям относятся: начало и окончание работы комбайна, погрузка и разгрузка угля, начало и окончание бурения шпура под анкер и т.д. Опыт моделирования разных типов дискретно-событийных систем свидетельствует о том, что приблизительно 80% этих моделей основаны на теории систем массового обслуживания (СМО) [13].

Процесс отработки выемочного блока с применением КСО представлен замкнутой многоканальной сетью систем массового обслуживания (СeСМО) (рис. 1).

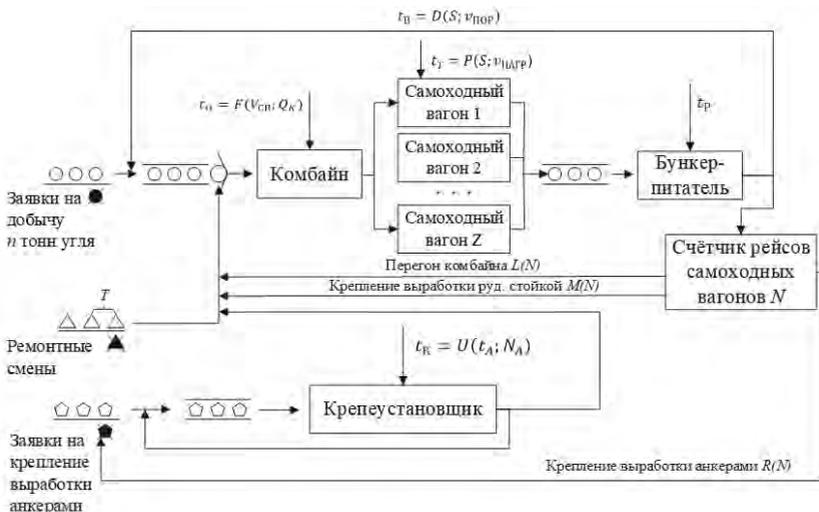


Рис. 1. Модель отработки выемочного блока в виде сети СМО

Динамическими объектами в СеСМО являются заявки на добычу n -го объема угля, равного объему, вмещающегося в самоходный вагон. Число заявок — Z равно числу используемых самоходных вагонов. Обслуживание заявок прибором «Комбайн», имитирует отбойку угля и его погрузку в самоходный вагон. Длительность отбойки и погрузки угля t_o зависит от максимального объёма угля, вмещающегося в самоходный вагон — V_{CB} и производительности комбайна по углю Q_K . После отбойки и погрузки заявка обслуживается одним из приборов, отображающих самоходный вагон, имитируя транспортировку угля до бункера-перегрузателя. Длительность транспортировки t_T зависит от длины пути до бункера-перегрузателя S и скорости гружёного самоходного вагона $v_{НАГР}$. Занятием заявкой прибора «Бункер-питатель» имитируется разгрузка самоходного вагона за время t_p . Затем отображается возврат порожнего вагона к комбайну за время t_B , зависящего от длины пути до бункера-перегрузателя S и скорости порожнего самоходного вагона $v_{ПОР}$. Каждый рейс самоходного вагона прибавляет единицу в специальный счётчик N , по которому система отслеживает события, прекращающие основной производственный процесс. К таким событиям относятся: крепление отработанного пространства рудничными стойками и перегон комбайна на новую заходку. Начало этих событий отслеживается по счётчику функциями $M(N)$ и $L(N)$ соответственно. Кроме того, основной производственный процесс останавливается, если начинается ремонтно-профилактическая смена. В этом случае формируется заявка — «Ремонтные смены», прерывающая основной производственный процесс по добыче угля и запускающая моделирование ремонтно-профилактических работ. Указанные заявки генерируются с периодичностью T . В момент, когда комбайн заканчивает отработку заходки и начинается его перегон на следующую, счётчик рейсов самоходных вагонов формирует управляющий сигнал на генерацию заявки на крепление отработанного пространства анкерами, время которого определяется по функции $R(N)$ от значения счётчика. Созданные заявки на крепление отработанного пространства обслуживаются на устройстве «Крепеустановщик» со временем t_K , определяемым функцией U , зависимой от времени установки одного анкера t_A и числа анкеров в заходке N_A .

Для расчетов сетей массового обслуживания как правило используют теорию вероятностных сетей, которая основывается на марковских и полумарковских процессах. Но большинство расчетов получено только для экспоненциальных законов распределения. Кроме того, при количестве узлов в сети больше трех СМО практически не поддается аналитическому решению [13]. В связи с этим для реализации созданной сети СМО нами применен имитационный подход с использованием программного продукта GPSS World, который наиболее успешно используют для отображения дискретных систем [14]. В GPSS

World — моделях возможно учесть большое количество случайных факторов и отказаться от многих ограничений и допущений, применяемых при аналитических и численных методах исследования СМО. Встроенный в этот программный продукт язык GPSS является одним из самых эффективных и распространенных программных средств моделирования сложных дискретных систем на ЭВМ, он успешно используется для моделирования горных работ, формализуемых в виде систем массового обслуживания [15].

Основными объектами в GPSS-модели являются транзакты и блоки. Транзакты представляют собой аналоги заявок в СМО. Они, перемещаясь от блока к блоку, имитируют технологические операции: перегон комбайна, подгон — отгон самоходных вагонов, их загрузку и разгрузку, крепление выработанного пространства и т.п. Блоки задают логику функционирования модели и определяют пути движения транзактов по ней. Блоками представлены приборы СМО, отображающие комбайн, самоходные вагоны, крепеустановщик.

Созданная имитационная модель состоит из нескольких параллельно работающих сегментов: организации ремонтных и добычных смен; работы комбайна и самоходных вагонов; перегонов комбайна; крепления выработки рудничными стойками; наращивания конвейера и пересчёта путей самоходных вагонов; крепления выработки самоходным крепеустановщиком. На рис. 2 представлен один из сегментов GPSS-модели, отображающий работу комбайна и самоходных вагонов.

На представленной блок-схеме в модель поступают транзакты — заявки на добычу n -го количества угля и заходят в блоки ENTER и SEIZE, где имитируется занятие самоходного вагона, а также занятие им очистного забоя. Затем транзакт попадает в блок ADVANCE, который задерживает его там на время подъезда самоходных вагонов в забойную зону к комбайну. После чего транзакт приходит через блок SEIZE и задерживается в блоке ADVANCE, отображая отбойку и погрузку угля. По окончании этой операции, транзакт, проходя через блок RELEASE, освобождает комбайн. Подобным образом построена часть сегмента модели, в которой имитируется транспортировка угля самоходным вагоном до бункера, вхождение в очередь на разгрузку, разгрузка угля и возврат самоходного вагона к забою. Имитация этих операций происходит посредством прохождения транзакта через блоки ADVANCE – QUEUE – ... – RELEASE – ADVANCE. Заканчивается цикл освобождением самоходного вагона посредством прохождения транзакта через блок LEAVE и переходом к новому циклу через блок TRANSFER.

Проверка адекватности созданной имитационной модели проводилась путем построения планограммы добычных работ, созданной по модельным результатам и ее сравнением с планограммой работ по отработке выемочного блока реальной шахты.

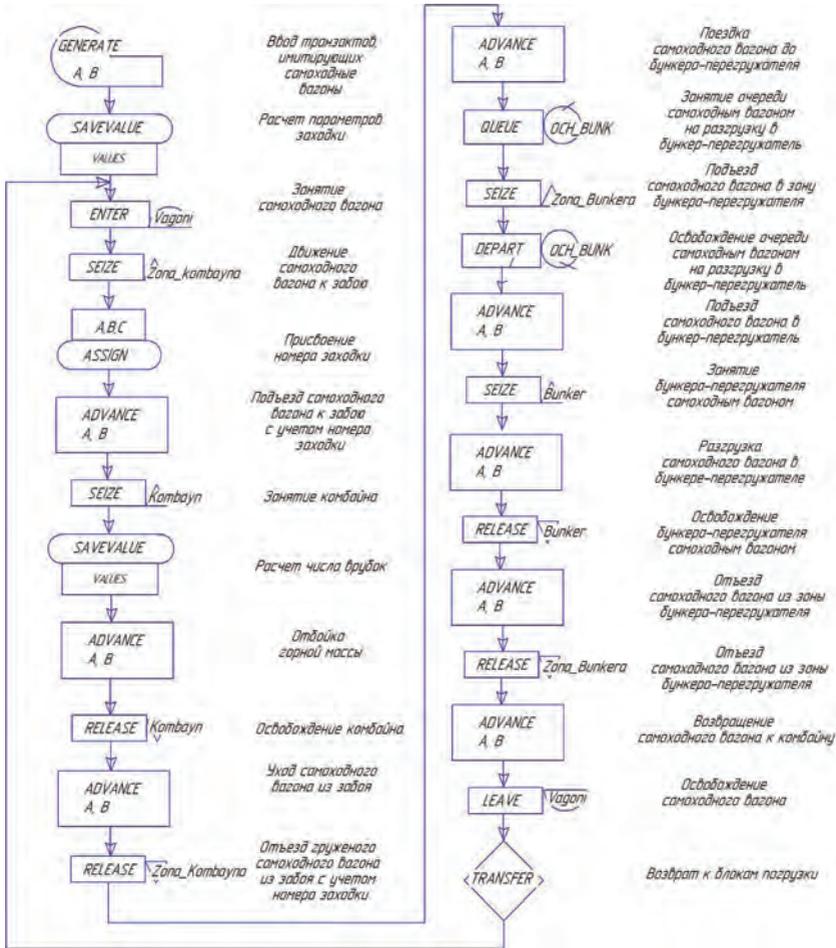


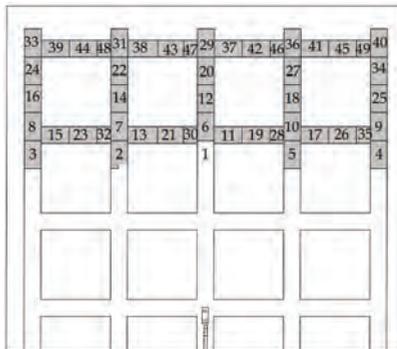
Рис. 2. Сегмент GPSS-модели, отображающий работу комбайна и самоходных вагонов

Имитационные эксперименты производились для сравнения двух вариантов добычи. В варианте №1 (рис. 3) предлагается последовательность отработки выемочного блока, позволяющая наращивать конвейер уже после 22 заходки. Предполагается, что раннее наращивание конвейера позволит уменьшить длину пути, по которому будут транспортировать уголь самоходные вагоны. В варианте №2 предлагается схема отработки заходок, позволяющая уменьшить общее время перегонов комбайна с 10 по 30 заходку. Необходимо оценить какой из вариантов эффективнее.



Вариант 1

Рис. 3. Последовательность отработки заходок с наращиванием конвейера после крепления 22 заходки



Вариант 2

Рис. 4. Последовательность отработки заходок с наращиванием конвейера после крепления 35 заходки

В имитационных экспериментах изменялись последовательность отработки заходок и наращивания конвейера. На выходе модели оценивались значения суточной добычи угля (рис. 5), периода отработки выемочного блока (49 заходок) (рис. 6) и коэффициента использования комбайна (рис. 7).

Установлено, что переход с варианта ведения работ №1 на вариант №2 не даст существенных изменений на все измеряемые показатели. Так, добыча увеличится с 2271 т/сут до 2275 т/сут, т.е. на 4 т/сут (0,176%). Период отработки выемочного блока (49 заходок) уменьшится с 12,68 сут до 12,66 сут, т.е. на 0,02 сут. Коэффициент использования комбайна фактически не измениться.

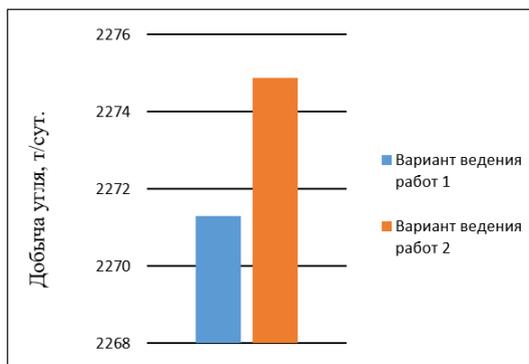


Рис. 5. Суточная добыча угля

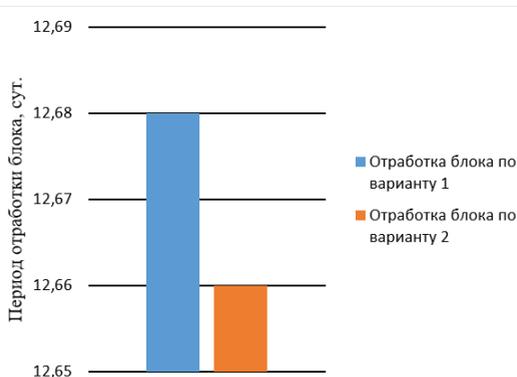


Рис. 6. Период отработки выемочного блока (49 заходок)

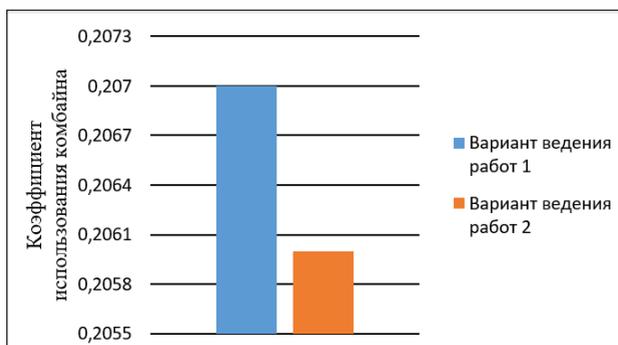


Рис. 7. Коэффициент использования комбайна

По результатам имитационных экспериментов построен график динамики отработки заходок (рис. 8).

Из графика видно, что с третьих по пятые сутки заходки в варианте №2 отрабатываются быстрее чем в варианте №1. Это происходит из-за разницы суммарного расстояния перегона комбайна из 11-й заходки последовательно по 18-ю. В варианте №1 это расстояние — 1096 м, а в варианте №2 — 612 м.

С пятых по восьмые сутки работы заходки в варианте №1 отрабатываются быстрее чем в варианте №2. Это происходит за счёт проходки коротких заходок: в варианте №1 это 19–22 заходки, а в варианте №2 — это 28, 30, 32, 35 заходки.

После восьмых суток работы наблюдается равенство скоростей отработки заходок и в целом последовательность отработки заходок всего выемочного блока (49 заходок) не оказывает влияния на показатели добычи.

Для исследования влияния времени наращивания конвейера (после 22 либо после 35 заходки) по результатам имитационного моделирования получена планограмма работ (рис. 9).

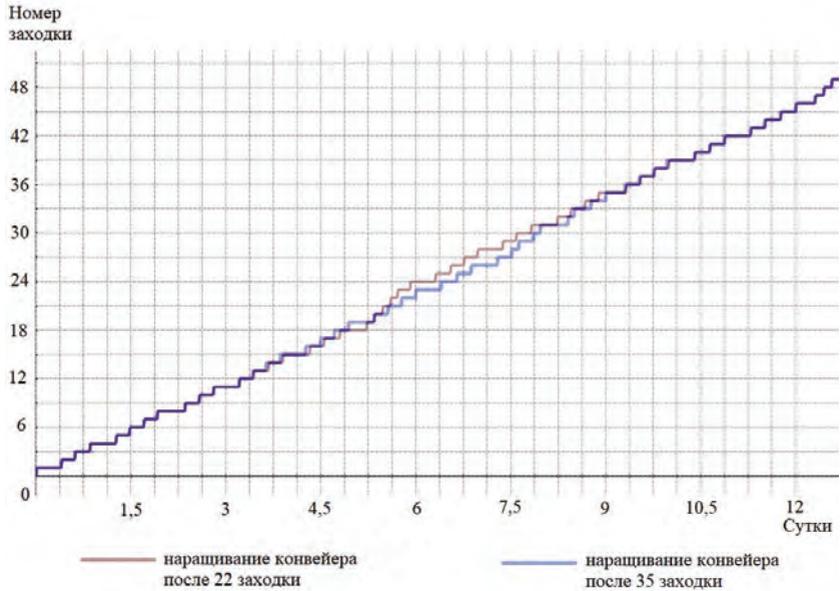


Рис. 8. Динамика отработки заходок

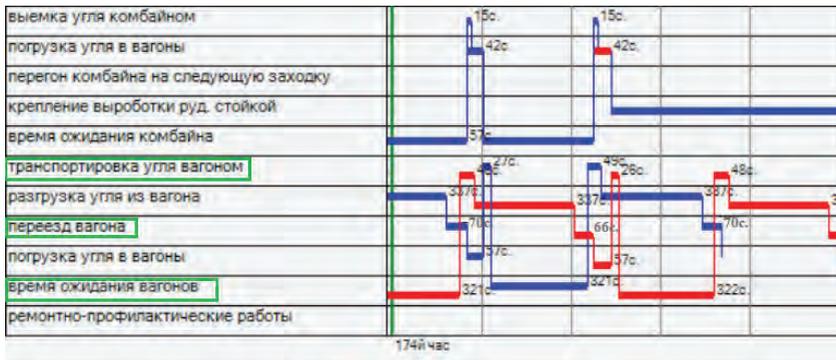


Рис. 9. Часть планограммы работ при наращивании конвейера после 22 заходки (вариант 1)

Выявлено, что в варианте №1 в результате наращивания конвейера после 22 заходки на восьмые сутки самоходные вагоны тратят меньше времени на транспортировку угля и переезд обратно к комбай-

ну (сумма строк: «транспортировка угля вагоном» + «переезд вагона» = примерно 150 с), но при этом время ожидания вагонами разгрузки в бункер-перегрузатель увеличивается примерно до 320 с.

В варианте №2 (рис. 10) до наращивания конвейера после 35 заходки самоходные вагоны тратят больше времени на транспортировку угля и переезд обратно к комбайну (около 300 с), но при этом меньшее время уходит на ожидание вагонами разгрузки (около 170 с).

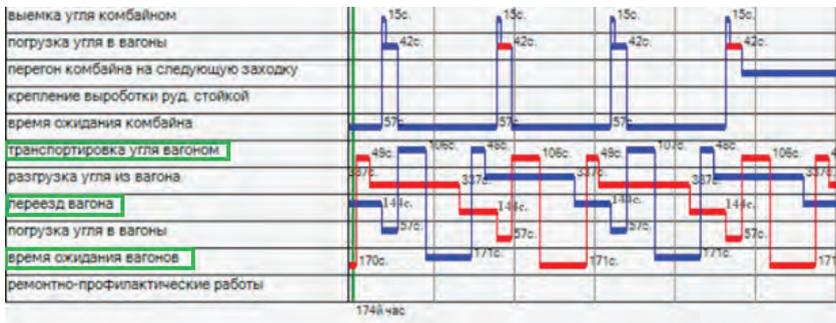


Рис. 10. Часть планогаммы работ при наращивании конвейера после 35 заходки (вариант 2)

В итоге оба варианта дают приблизительно равные временные затраты на транспортировку, переезд и ожидание разгрузки (470 с) несмотря на различную длину пути самоходных вагонов от пункта загрузки к пункту разгрузки.

Анализ результатов имитационных экспериментов показал, что наращивание конвейера после 22 заходки, предполагающее в теории повышение производительности за счет сокращения расстояния доставки отбитого угля самоходными вагонами, не даст эффекта по показателям суточной добычи угля, времени отработки выемочного блока и коэффициенту использования комбайна.

Таким образом, применение имитационного моделирования для угледобывающих предприятий, использующих КСО, дает возможность еще до вложения крупных инвестиций в технологии и оборудование, оценить альтернативные варианты ведения горных работ и выбрать эффективное решение.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Тациенко, В. П. Научное обоснование и разработка технологических схем отработки пологих и наклонных угольных пластов короткими очистными забоями на шахтах Кузбасса: Дис. ... докт. техн. наук. – Кемерово: Кузбассуголь, 2003. – 424 с.

2. Zhang P., Scott P., Dan N, Scott W. and others. Geotechnical risk management to prevent coal outburst in room-and-pillar mining // International journal of mining science and technology, 2016, Vol. 26, SI 1, pp. 9–18.

3. Ghasemi E., Ataei M., Shahriar K. An intelligent approach to predict pillar sizing in designing room and pillar coal mines // International journal of rock mechanics and mining sciences, 2014, Vol. 65, pp. 86–95.

4. Фрянов, В. Н. Прогнозирование геомеханических параметров роботизированной отработки угольных пластов / В. Н. Фрянов, Л. Д. Павлова, Е. С. Корнев // Геодинамика и напряженное состояние недр земли: Труды Всероссийской конференции, посвященной 80-летию академика М. В. Курлени: Институт горного дела СО РАН. – 2011. – с. 163–169.

5. Федорин В. А. Технологические аспекты разработки мощных пологих угольных пластов в сложных горно-геологических условиях Кузбасса / В. А. Федорин, В. Я. Шахматов, Б. А. Анферов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – №11. – С. 24–27.

6. Домрачев А. Н. Выбор и обоснование параметров комбинированной технологии при различных способах развития шахтного фонда / А. Н. Домрачев, В. Г. Криволапов // Новокузнецк: изд. СибГИУ, – 2011. – 210 с.

7. Решетова Т. А. Применение программных средств для проектирования очистных работ на угольных шахтах / Сборник материалов VIII Всероссийской, научно-практической конференции молодых ученых с международным участием «Россия молодая», – Кемерово: изд. Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, – 2016. – 137 с.

8. Стародубов А. Н. Система имитационного моделирования горнопроходческих работ / А. Н. Стародубов, В. В. Зиновьев, М. В. Береснев, А. Е. Майоров // Уголь. – 2016. – №2 (1079). – с. 20–24.

9. Николаев П. И. Методика обоснования подземных роботизированных геотехнологий без постоянного присутствия людей в забоях / П. И. Николаев, В. В. Зиновьев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – №4 (116). – с. 26–33.

10. Зиновьев В. В. Моделирование многозабойной проходки с использованием имитационного подхода // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – №6. – с. 138–144.

11. Tarshizi E., Sturgul J., Ibarra V., Taylor D. Simulation and animation model to boost mining efficiency and enviro-friendly in multi-pit operations // International journal of mining science and technology, 2015, Val. 25, I. 4, pp. 671–674.

12. Sebeom P., Yosoon Ch., Han-Su P. Optimization of truck-loader haulage systems in an underground mine using simulation methods // Geosystem engineering, 2016, Vol. 19, I. 5, pp. 222–231.

13. Клейнрок Л. Теория массового обслуживания. М.: Машиностроение, 1979, 432 с.

14. Томашевский, В. Н. Имитационное моделирование в среде GPSS / В. Н. Томашевский, Е. Г. Жданова // М.: Бестселер. – 2003. – 412 с.

15. Стургул Д. Компьютерная имитация горных работ / Д. Стургул, В. А. Коных // Горный вестник. – 1998, №1, с. 77–81. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Зиновьев Василий Валентинович — к. т. н., доцент, ¹ заведующий лабораторией, ² доцент, zv150671@gmail.com,

Стародубов Алексей Николаевич — к. т. н., доцент, ¹ старший научный сотрудник, ² доцент, st_a_n@mail.ru,

Николаев Пётр Игоревич — ¹ старший инженер, ² ассистент, mnikolaev@mail.ru,

Кузнецов Игорь Сергеевич — ¹ инженер, is150794@mail.ru,

¹ Лаборатория Моделирования горнотехнических систем Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук, 650065, Кемеровская обл., г. Кемерово, пр. Ленинградский, 10,

² Кафедра Информационных и автоматизированных производственных систем Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева, 650000, Кемеровская обл., г. Кемерово, ул. Красноармейская, 117.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

№. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 181–193.

Sinoviev V.V., Starodubov A.N., Nikolaev P.I., Kuznetsov I.S.

Simulation use for evaluation of working block mining variants in pillar mining

In paper mining process in working block mining in coalmine with pillar mining displayed as queue network, realized on a computer in simulating shell GPSS World. Mining organization variants were evaluated with created computer model. In simulation experiments sequence of pull working and time of conveyor build-up were changed, in results daily coal production, time of working block mining and combine utilization rate were evaluated. Analysis of model data shows identity of mining organization variants on designated indicators.

Keywords: coalmining, pillar mining, working block, queue network, simulating, utilization rate, organization of work, variants evaluation.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-181-193

AUTHORS

Sinoviev V.V., PhD, ¹Head of the laboratory, ²docent,

Starodubov A.N., PhD, ¹Senior Researcher, ²docent,

Nikolaev P.I., ¹Senior Engineer, ²assistant

Kuznetsov I.S., ¹Engineer.

REFERENCES

1. Tacienco, V. P. *Nauchnoe obosnovanie i razrabotka tekhnologicheskikh skhem otrabotki pologih i naklonnyh ugol'nyh plastov korotkimi ochistnymi zaboyami na shahtah Kuzbassa* [Scientific substantiation and development of technological schemes of mining flat and inclined coal seams short treatment faces in the mines of Kuzbass]: Dis. ... dokt. tekhn. nauk. Kemerovo: Kuzbassugol', 2003. 424 p.

2. Zhang P., Scott P., Dan N, Scott W. and others. *Geotechnical risk management to prevent coal outburst in room-and-pillar mining* // International journal of mining science and technology, 2016, Vol. 26, SI 1, pp. 9–18.
3. Ghasemi E., Ataei M., Shahriar K. *An intelligent approach to predict pillar sizing in designing room and pillar coal mines*. International journal of rock mechanics and mining sciences, 2014, Vol. 65, pp. 86–95.
4. Fryanov V.N., L.D. Pavlova, Kornev E.S. *Prognozirovanie geomekhanicheskikh parametrov robotizirovannoj otrabotki ugol'nyh plastov* [Prediction of geo-mechanical parameters of the robotic mining of coal seams]. Geodinamika i napryazhennoe sostoyanie neдр zemli: Trudy Vserossijskoj konferencii, posvyashchennoj 80-letiyu akademika M. V. Kurleni: Institut gornogo dela SO RAN. 2011. pp. 163–169.
5. Fedorin V.A., Shahmatov V.Ya., Anferov B.A. *Tekhnologicheskie aspekty razrabotki moshchnyh pologih ugol'nyh plastov v slozhnyh gorno-geologicheskikh usloviyah Kuzbassa* [Technological aspects of development of thick flat coal seams in complex geological conditions of Kuzbass]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal). 2013. no 11. pp. 24–27.
6. Domrachev A.N., Krivolapov V.G. *Vybor i obosnovaniye parametrov kombinirovannoj tekhnologii pri razlichnyh sposobah razvitiya shahtnogo fonda* [Selection and justification of the parameters of the combined technology for different methods of development of the mine Fund]. Novokuzneck: izd. SibGIU, 2011. 210 p.
7. Reshetova T. A. *Primeneniye programmyh sredstv dlya proektirovaniya ochistnyh rabot na ugol'nyh shahtah* [Application of software tools for the design of wastewater treatment works in coal mines]. Sbornik materialov VIII Vserossijskoj, nauchno-prakticheskoy konferencii molodyh uchenyh s mezhdunarodnym uchastiem «Rossiya molodaya», Kemerovo: izd. Kuzbasskij gosudarstvennyj tekhnicheskij universitet imeni T. F. Gorbacheva, 2016. 137 p.
8. Starodubov A.N., Zinov V.V.'ev, Beresnev M.V., Majorov A.E. *Sistema imitacionnogo modelirovaniya gornopro-hodcheskikh rabot* [System simulation, hornoro-hodonsky works]. Ugol'. 2016. no 2 (1079). pp. 20–24.
9. Nikolaev P.I., Zinov'ev V.V. *Metodika obosnovaniya podzemnyh robotizirovannyh geotekhnologij bez postoyannogo prisutstviya lyudej v zaboyah* [method of substantiation of underground robotic geotechnologies without constant presence of people in the faces]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2016. no 4 (116). pp. 26–33.
10. Zinov'ev V. V. *Modelirovaniye mnogozabojnoj prohodki s ispol'zo-vaniem imitacionnogo podhoda* [Modeling of multi-bottomhole sinking with the use of simulation approach]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal). 2013. no 6. pp. 138–144.
11. Tarshizi E., Sturgul J., Ibarra V., Taylor D. *Simulation and animation model to boost mining efficiency and enviro-friendly in multi-pit operations*. International journal of mining science and technology, 2015, Val. 25, I. 4, pp. 671–674.
12. Sebeom P., Yosoon Ch., Han-Su P. *Optimization of truck-loader haulage systems in an underground mine using simulation methods*. Geosystem engineering, 2016, Vol. 19, I. 5, pp. 222–231.
13. Klejnrok L. *Teoriya massovogo obsluzhivaniya* [Queuing Theory]. Moscow: Mashinostroenie, 1979, 432 p.
14. Tomashevskij V.N., Zhdanova E.G. *Imitacionnoe modelirovaniye v srede GPSS* [Simulation modeling environment GPSS]. Moscow: Bestseller. 2003. 412 p.
15. Sturgul D., Konyuh V.L. *Komp'yuternaya imitaciya gornyh rabot* [Computer simulation of mining operations]. Gornyj vestnik. 1998, no 1, pp. 77–81.



ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В БОРТАХ РАЗРЕЗА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ

Особенности проявления горного давления и проветривания шахтного и карьерного полей при комбинированной разработке угольных месторождений предъявляют специфические требования к вскрытию запасов приконтурной зоне разреза. На основании требований предлагаются поэтапные схемы вскрытия и проветривания пластов с бортов разреза.

Первый этап реализуется вскрытием верхнего пласта свиты на центральной и фланговой промплощадке, при этом подготовка запасов ведется до глубины разрезной траншеи.

Вентиляция осуществляется подачей свежей струи воздуха главной вентиляционной установкой по воздухоподающему наклонному стволу в нижнюю точку шахтного поля, после чего происходит его распределение по объектам проветривания.

Исходящая струя воздуха из шахты выдается по наклонным стволам в выработанное пространство разреза.

На втором этапе производится вскрытие нижележащего пласта наклонными стволами и квершлагами с верхнего пласта свиты. Проветривание верхнего пласта остается без изменений, нижележащий пласт проветривается за счет подачи свежего воздуха в нижнюю точку по квершлагоу и распределяется по объектам проветривания. Исходящая струя воздуха из шахты выдается по наклонным стволам в выработанное пространство разреза.

Ключевые слова: вскрытие, пласт, борт разреза, комбинированная разработка, угольное месторождение, особенность, вентиляция

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-194-198

Особенности проявления горного давления и необходимость обеспечения эффективного проветривания шахтного и карьерного полей позволяют сформулировать требования к вскрытию запасов приконтурной зоны разреза.

1. Следует принимать нисходящий порядок отработки свит пластов обеспечивающий поэтапную отработку запасов в приконтурной зоне.

2. Вскрытие пластов в бортах разреза выше дна следует осуществлять наклонными стволами с подачей воздуха по верхнему пласту свиты и выдачей исходящей струи в выработанное пространство разреза.

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 194–198.

© А.Ю. Ермаков, Вал.В. Сенкус, Н.А. Ермаков, 2018.

3. Для отработки запасов ниже дна траншеи целесообразно использовать вертикальные воздухоподающие выработки, проводимые в нижнюю точку шахтного поля для обеспечения бремсберговой схемы проветривания.

4. Устойчивость оконтуривающих горных выработок повышается при приближении к барьерному целику между горными работами шахты и разреза и вне зоны влияния буровзрывных работ, а функцией барьерного целика является изоляция открытых и подземных горных выработок по условиям проветривания и профилактики эндогенных пожаров.

На основании этих требований предлагаются поэтапные схемы вскрытия и проветривания пластов с бортов разреза.

Первый этап представлен на рис. 1, который реализуется вскрытием верхнего пласта свиты на центральной и фланговой промплощадке, при этом подготовка запасов ведется до глубины разрезной траншеи.

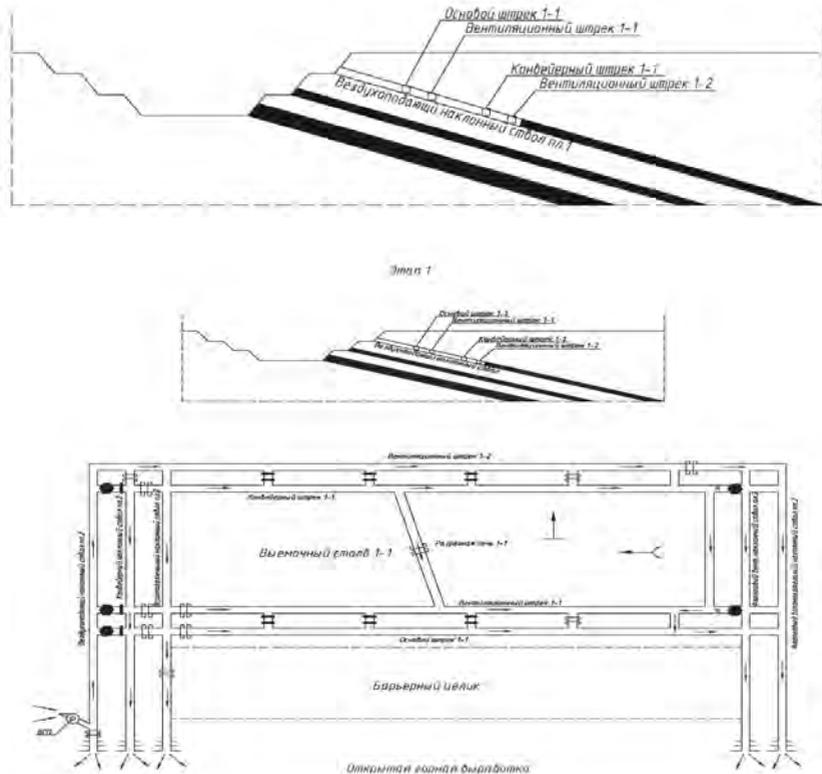


Рис. 1. Первый этап

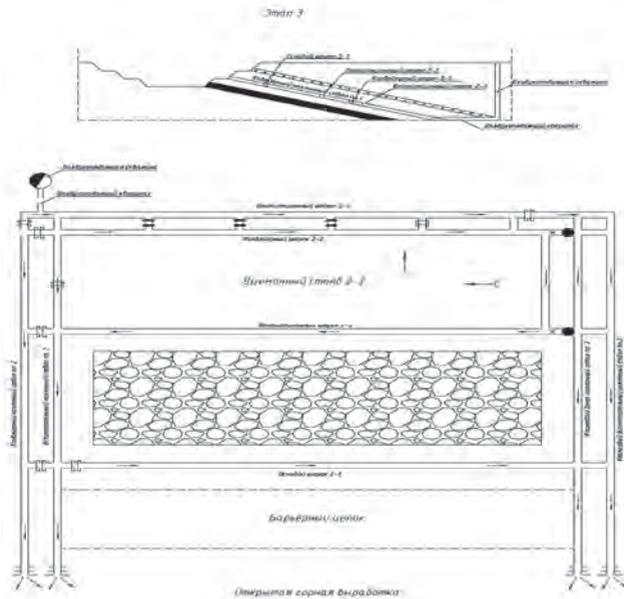


Рис. 3. Третий этап

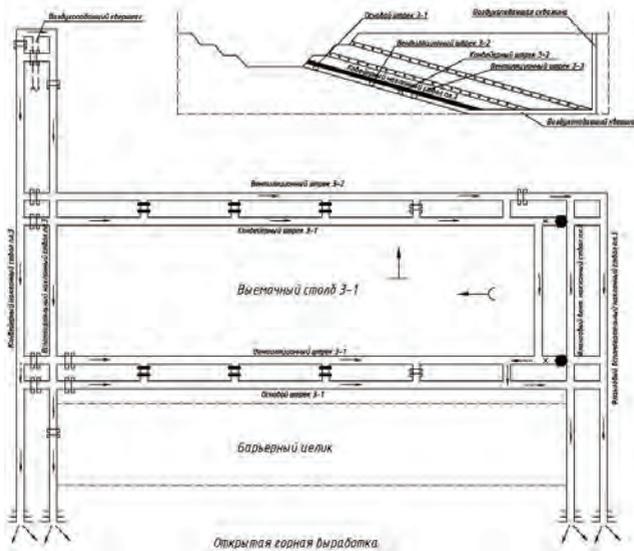


Рис. 4. Четвертый этап **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Ермаков Анатолий Юрьевич - управляющий филиалом ООО «Сибнииглеобо-гащение», г. Прокопьевск, к.т.н. Россия. E-mail: senkus@yandex.ru;
Сенкус Валентин Витаутасович – начальник горного отдела ООО «Проект-гидроуголь-Н», канд. техн. наук, г. Новокузнецк,
Никита Анатольевич Ермаков – ведущий инженер филиала ООО «Сибнииглеобогащение», г. Прокопьевск

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 194–198.

Ermakov A.Yu., Senkus V.V., Ermakov N.A.

Coal seam uncovering in the sides of the open cast under underground mining of reserves and specific features of the mine ventilation

The peculiarities of the manifestation of the rock pressure and the ventilation of the mine and quarry fields in the combined development of coal deposits pose specific requirements for the opening of reserves in the contour zone of the open cast. Based on requirements stage-by-stage schemes of opening and airing of seams from the sides of an open cast are suggested.

The first stage is realized by opening the upper seam of the formation on the central and flanked industrial site, while the development of the reserves is carried out up to the depth of the trench.

Ventilation is carried out by supplying a fresh air stream with the main ventilation installation through the air supplying inclined shaft to the lower point of the mine field, after that it is distributed among the objects of ventilation.

The outgoing air stream from the mine is delivered along the slopes into the mined-out area of the open cast.

At the second stage, the underlying seam is opened by the slopes and cross-cuts from the top seam of the formation. Ventilation of the upper seam remains unchanged; the underlying seam is ventilated by supplying fresh air to the lower point through the crosscut and subsequent distribution over the airing objects. The outgoing air stream from the mine is delivered along the slopes into the mined-out area of the open cast.

The third and fourth stages are characterized by airing the vertical mining working to the lower part of the mine field, to provide an incline scheme for ventilating the seams and optimizing the parameters of the mine ventilation network. The outgoing air stream from the mine is delivered along the inclined shafts into the mined-out space of the open cast, which ensures effective ventilation of the worked-out area.

Key words: opening, seam, open cast side, combined development, coal deposit, feature, ventilation/

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-194-198

AUTHORS

Ermakov A.Yu., Manager of the Branch of LLC “Sibniigleobogaschenie”, Prokopyevsk, PhD Tech.;

Senkus V.V., Head of the mining department of LLC “Proekt-gidrougol-H”, PhD Tech. Novokuznetsk, Russia. E-mail: senkus@yandex.ru;

Ermakov N.A., Leading Engineer of the Branch of LLC “Sibniigle-obogaschenie”, Prokopyevsk.

ОПТИМИЗАЦИЯ ДЛИНЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ШАХТЫ ИМ. В.Д. ЯЛЕВСКОГО

Поставлена и решена задача обоснования технической возможности и экономической целесообразности увеличения длины лавы 5003 шахты им. В. Д. Ялевского до 400 м и производительности до 70 тыс.т/сутки при отработке мощного угольного пласта. Проведены расчеты производительности очистного забоя по скорости подачи очистного комбайна и пропускной способности лавного скребкового конвейера в зависимости от организации труда в очистном забое в одну, две и три рабочие смены. По критерию максимума годовой прибыли шахты установлено, что оптимальная длина лавы 5003 составляет от 400 до 500 м. Расчеты метановыделения в очистном забое 5003 показывают, что при данной длине и производительности очистного забоя прогнозируется на исходящей струе концентрация метана 0,53% и ограничения по газовому фактору не происходит.

Ключевые слова: шахта, угольный пласт, фракционный состав, метановыделение, скорость подачи, производительность, очистной комбайн, скребковый конвейер, годовая прибыль, оптимальный, максимум.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-199-207

Стратегией развития угольной промышленности России до 2030 г. предусматривается увеличение добычи угля по стране до 505 млн т [1]. В Кузбассе в 2017 г. добыто рекордное количество угля 241 млн.т, из них 85 млн т подземным способом.

Шахта им. В. Д. Ялевского ОАО «СУЭК-КУЗБАСС» обрабатывает мощные пологие пласты Соколовского угольного месторождения. Шахта отнесена к сверхкатегорной по метану, природная метаносность углей составляет 17,55 м³/т.

В ОАО «СУЭК-КУЗБАСС» совместно с ИВТ СО РАН и ИЦ ВОСТНИИ поставлена и решена задача обоснования технической возможности и экономической целесообразности увеличения длины лавы 5003 до 400 м и производительности – до 65-70 тыс.т/сутки.

Лавы 5003 проектируется для отработки мощного пологого угольного пласта 50 шахты им.В.Д Ялевского системой разработки –

длинные столбы по простиранию (рис.1). Пласт 50 мощностью 3,79 м залегает на глубинах от 100 до 260 м и имеет простое строение. Пласт опасен по взрывчатости угольной пыли, склонен к самовозгоранию с инкубационным периодом 57 суток. Пласт с глубины 220 м относится к угрожаемым по горным ударам [2]. Лава оснащена комплексом DBT, в который входят: механизированная крепь DBT 220/480 и 2400/5000, очистной комбайн SL-900, забойный скребковый конвейер SH PF 6/1142, штрековый скребковый конвейер SH PF 6/1342, дробилка SK 11/14 [2].



Рис. 1. План горных выработок по выемочному участку пласта 50 шахты им. В. Д. Явлевского

Для расчета технической производительности очистного комбайна предварительно определяется скорость его подачи при выемке угля по формуле [3.4]:

$$v = \frac{30N\eta n_{1\lambda}}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + SDn_3K}, \text{ м/мин,} \quad (1)$$

где N – мощность электродвигателя рабочего органа, кВт, $\eta = 0,95$ – КПД редуктора исполнительного органа для очистных комбайнов, F_{ci} – суммарная составляющая реакции забоя при резании пласта, кН, $n_{1\lambda}$ – количество резцов в одной линии резания, D – диаметр шнеков комбайна, м, $f = 0.18 \div 0.25$ – коэффициент трения между комбайном и конвейером, P – вес комбайна, кН, α – угол падения пласта, град., n_3 – количество резцов, разрушающих забой одновременно (для большинства очистных комбайнов в работе обычно участвует половина всех резцов на шнеке), $K = K_{от} \cdot K_{\alpha} \cdot K_{б} \cdot K_{з.р} \cdot K_{ф.р}$, – коэффициент, учитывающий отжим угля и другие параметры, $K_{от}$ – коэффициент отжима, учитывающий уменьшение сил резания вследствие горного давления.

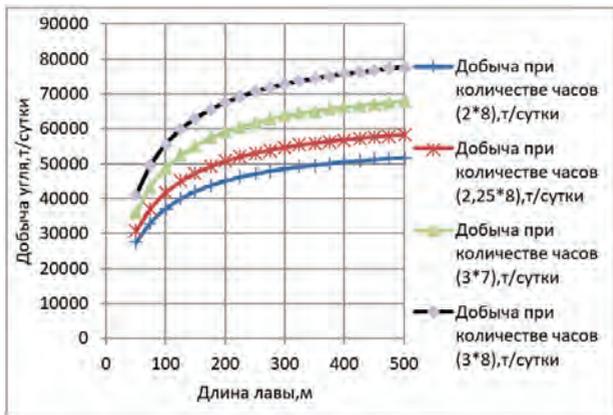


Рис.2. Зависимости суточной добычи угля от длины лавы 5003

Теоретическая производительность очистного комбайна определяется с учетом (1) по формуле:

$$A = \frac{30\gamma mrN\eta_{1Л}}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + SDn\kappa} , \text{т/мин.} \quad (2)$$

где γ – объемный вес угля, т/м³, m – вынимаемая мощность угольного пласта, м; r – ширина захвата комбайна, м.

По проекту [1] мощный пласт 50 принят к обработке очистным комбайном SL-900 по односторонней схеме, при которой пласт делится на два уступа. Верхний уступ мощностью m_1 , равной диаметру шнека 2,8 м, обрабатывается комбайном при движении вверх по лаве. Нижний уступ мощностью 1,0 м обрабатывается комбайном при движении вниз по лаве с одновременной зачисткой почвы пласта. Косой заезд комбайна осуществляется один раз за цикл, в нижней части лавы. Результаты расчета производительности лав на рис. 2.

Анализ полученных результатов показывает, что при обработке комбайном нижнего уступа мощностью 1,0 м со скоростью подачи 38 м/мин. техническая производительность очистного комбайна составляет: 50483 т/сутки при 2 рабочих сменах по 8 ч, 56793 т/сутки при 2,25 рабочих сменах по 8 ч, 66258 т/сутки при 3 рабочих сменах по 7 ч, 75724 т/сутки при 3 рабочих сменах по 8 ч. Таким образом, по техническим возможностям очистного комбайна SL-900 максимальная суточная добыча угля из лавы 5003 может составить 75724 т/сутки при организации очистных работ в 3 рабочие смены по 8 часов.

Проведены расчеты оптимальной длины лавы 5003 по критерию максимума чистого дисконтированного дохода, получаемого шахтой им. В. Д. Ялевского за период обработки панели [4]:

$$\begin{aligned}
F(L_o) &= \sum_{t=1}^{T(L_o)} \frac{(s-c)A(L_o)}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{T(L_o)} \frac{c_p(L_o)}{(1+E)^t} - K_o - (k_k + k_c)L_o = \\
&= \frac{\delta(L_o)}{T(L_o)} (s-c) \gamma m L_p L_c \left(1 - \left[\frac{b}{L_o + b}\right]\right) - \frac{\delta(L_o)}{T(L_o)} \left[\frac{L_p}{L_o + b}\right] \times \\
&\times (2c_n L_c + 2c_m L_o + c_n L_o \cos \alpha) - K_o - (k_k + k_c)L_o \rightarrow \max \quad (3)
\end{aligned}$$

при соблюдении ограничения по условию вентиляции:

$$A(L_o) \leq A_B,$$

где A_B – допускаемая производительность забоя по фактору вентиляции, E – норма дисконта, s, c_p – себестоимость соответственно очистных и подготовительных работ, руб./т, H_o, H_k, H_c – нормы амортизации соответственно для очистного комбайна, механизированной крепи и лавного скребкового конвейера, K_o – капитальные затраты на приобретение очистного комбайна, руб., K_o – капитальные затраты на приобретение очистного комбайна, руб., k_k, k_c – удельные капитальные вложения на приобретение соответственно механизированной крепи и скребкового лавного конвейера, руб./м, $\delta(L_o)$ – коэффициент аннуитета, определяемый по формуле Моркилла:

$$\delta(L_o) = \frac{1}{E} \left(1 - \frac{1}{(1+E)^{T(L_o)}} \right), \quad (4)$$

Анализ результатов расчета показывает, что максимум ЧДД достигается при длине лавы 512 м. Практически, равноценными являются также варианты длины лавы 500 и 525 м. При длине лавы 512 м оптимальными являются параметры: извлекаемые промышленные запасы угля в панели 23768 тыс.т., количество выемочных столбов – 5, количество штреков – 10, потери угля в охранных межлавных целиках – 1902 тыс.т или 7,4%, срок отработки панели – 4,6 лет со среднегодовым объемом добычи угля – 5200 тыс.т/год.

При увеличении длины лавы с 400 до 512 м значительно (на 20,7%) снижаются потери угля в охранных межлавных целиках и затраты на проходку штреков (на 16,7%). Однако, чистый дисконтированный доход при этом увеличивается всего на 0,5%, что позволяет сделать вывод о равноценности проектного варианта с длиной лавы 400 м и оптимального варианта с длиной лавы 512 м.

Полученные результаты проверены по пропускной способности забойного скребкового конвейера и газовому фактору.

Расчетные значения метановыделения из отбитого угля от скорости подачи очистного комбайна и производительности лавы 5003 определены по формуле [5]:

$$Q(X) = \frac{180v_n m r k_1 (0.9X(1 + bP_a) - abP_a)}{\mu b(a - 0.9X)} \sum_{i=1}^k \frac{\beta_i(v_n)}{R_i^2}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (5)$$

где $X = X_c + X_{св}$ – природная метаноносность разрабатываемого пласта, м³/т; X_c , $X_{св}$ – соответственно объем сорбированного и свободного метана в угле, м³/т; a , b – постоянные изотермы И. Ленгмюра; k – количество классов фракций отбитого угля; k_1 – коэффициент проницаемости угля, м²; P , P_a – соответственно поровое давление газа внутри куска угля и атмосферное давление в забое, Па, μ – абсолютная вязкость среды на пути фильтрации метана, Па·с; $\beta_i(v)$ – зависимость выхода класса i -ой фракции от скорости движения очистного комбайна, %; R_i – средний радиус частицы угля i -ой фракции, м.

Расчеты метановыделения сделаны для проектного режима работы лавы 5003: 2 рабочие смены по 8 ч и приведены на рис.3,4. Для расчета порового давления и дебита метана использованы следующие данные: коэффициент проницаемости угля, $k_1=0,01 \cdot 10^{-15}$ м², константы десорбции Ленгмюра: $a = 49,3$ м³/т, $b = 0,207 \cdot 10^{-6}$ 1/Па, динамическая вязкость метана $\mu = 1,05 \cdot 10^{-5}$ Па·с, частота вращения шнека $n = 29$ об./мин., вылет резца: $h_p = 0,08$ м.

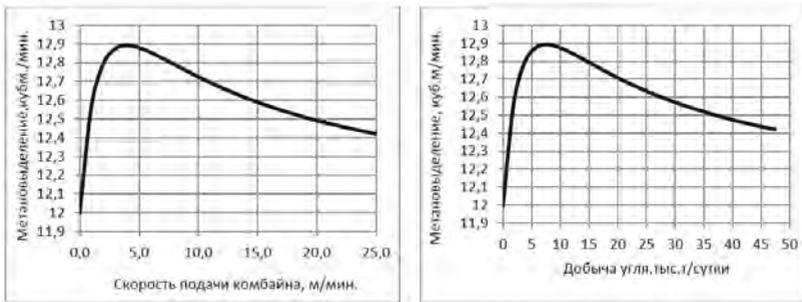


Рис.3. Зависимость метановыделения из отбитого угля от скорости подачи комбайна и производительности лавы 5003

Анализ полученных значений показывает, что наибольшее метановыделение происходит при низкой скорости подачи очистного комбайна в пределах 5 м/мин. Затем с увеличением скорости подачи комбайна метановыделение нелинейно снижается и при проектных значениях скорости подачи 19,5–19,8 м/мин и производительности забоя 37 000 т/сутки составляет 12,5 м³/мин, что близко к фактическим значениям 12,88 м³/мин в мае 2017 г.

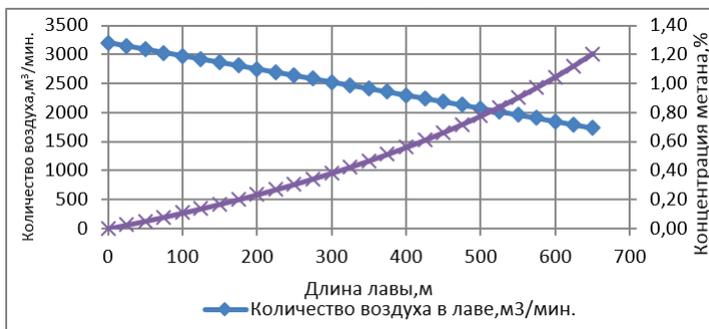


Рис. 4. Зависимости количества воздуха и концентрации метана от длины лавы 5003

Таким образом, при существующей длине 400 м лавы 5003 и схеме проветривания очистного забоя увеличение его производительности до 75 тыс./сутки приводит к снижению метановыделения с 12,5 м³/мин. до 12,3 м³/мин. и тем самым не лимитирует нагрузку на очистной забой по газовому фактору.

По фактическим данным работы лавы 5003 в мае 2017 г. количество воздуха на входящей струе составляет 3200 м³/мин и на исходящей струе – 2300 м³/мин. Утечки воздуха через секции механизированной крепи составляют 900 м³/мин или 2,25 м³/мин на 1 м длины лавы или 3,9 м³/мин на одну секцию крепи.

В табл. 5 приведены расчетные значения количества и скорости воздуха, концентрации метана в зависимости от длины лавы 5003. На рис. 5 приведена полученная зависимость концентрации метана от длины лавы 5003. Как видно, количество воздуха в лаве 5003 снижается по линейной зависимости, а концентрация метана возрастает по нелинейной, гиперболической зависимости. При фактической длине 400 м лавы 5003 концентрация метана на исходящей струе составляет 0,56%. При длине лавы 600 м концентрация метана соответствует предельной 1%. Отсюда следует, что предельная допустимая по газовому фактору длина лавы составляет 600 м и соответствующая допустимая производительность очистного забоя равна 80000 т/сутки.

Таким образом, расчеты показывают, что при длине лавы 400 м и увеличении производительности до 70000 т/сутки ограничения по газовому фактору не ожидается вследствие снижения метановыделения из отбитого угля с 12,5 до 12,3 м³/мин., при этом ожидается снижение концентрации метана на исходящей струе до 0,53%.

Выводы

В результате проведенных расчетов по лаве 5003 шахты им. В. Д. Ялевского получены следующие выводы и практические рекомендации:

– технические возможности очистного комбайна SL-900 позволяют увеличить производительность лавы 5003 до 75000 т/сутки, что может быть достигнуто при режиме очистных работ в 3 рабочие смены по 8 ч и увеличении скорости подачи очистного комбайна SL-900 до 38 м/мин. при отработке обратным ходом нижнего уступа мощностью 1,0 м,

– расчет пропускной способности скребкового конвейера SH PF 6/1142 показывает техническую возможность увеличения производительности очистного забоя 5003 до 69000 т/сутки при указанном режиме работы,

– расчеты показывают экономическую целесообразность увеличения длины лавы до 500 м при отработке пласта 50, длина 400 м лавы 5003 близка к оптимальной. При увеличении длины лавы с 400 до 512 м значительно (на 20,7%) снижаются потери угля в охранных межлавных целиках и затраты на проходку штреков (на 16,7%). Однако, чистый дисконтированный доход при этом увеличивается всего на 0,5%, что позволяет сделать вывод о равноценности проектного варианта с длиной лавы 400 м и оптимального варианта с длиной лавы 512 м.

– увеличение скорости подачи очистного комбайна SL-600 до 38 м/мин. вызывает снижение метановыделения в очистной забой с 12,5 до 12,3 м³/мин. вследствие увеличения выхода крупных фракций более 100 мм и соответствующего снижения дебита метана,

– при длине лавы 400 м и увеличении производительности до 69000 т/сутки ограничения по газовому фактору не ожидается вследствие снижения метановыделения из отбитого угля, при этом прогнозируется снижение концентрации метана на исходящей струе с 0,56 до 0,53%.

Полученные результаты исследований переданы в АО «СУЭК-Кузбасс» и позволили достичь в очистном забое 5003 длиной 400 м в мае 2017 г. рекордной производительности 1407 тыс.т/месяц.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России на период до 2030 г. М., 2012.

2. Технический проект разработки Соколовского каменноугольного месторождения. Отработка запасов пластов 50 и 52 в границах шахтоуправления «Котинская» ОАО «СУЭК_Кузбасс» с объединением сети горных выработок шахт им. В. Д. Ялевского и «Котинская». I этап. Дополнение № 3. Том 1. Книга 1 / ООО НПЦ ВОСТНИИ. 2017.

3. Ордин А.А., Метельков А. А. Оптимизация длины лавы и производительности комплексно-механизированного очистного забоя угольной шахты // ФТПРПИ, — 2013. — № 2. – с.100–113.

4. Ордин А. А. Никольский А.М., Метельков А. А. Моделирование и оптимизация технологических параметров очистных и подготовительных работ в панели угольной шахты// ФТПРПИ, — 2013. – № 6. – с.117–127.

5. Ордин А.А., Тимошенко А. М. Нелинейные зависимости метановыделения от природной метаносности угольного пласта и кинематических параметров резцов очистного комбайна / ФТПРПИ, № 2, 2017. – с. 110–117. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Ордин Александр Александрович – доктор технических наук, главный научный сотрудник Института горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН (ИГДа СО РАН). 630091. Новосибирск, Красный пр., 54. e-mail: ordin@misd.ru, сот тел +7-913-910-5717;

Тимошенко Александр Михайлович – исполнительный директор АО «НЦ ВостНИИ», кандидат технических наук, ул. Институтская, 3, г. Кемерово, 650002; *МЕШКОВ Анатолий Алексеевич* – технический директор АО «СУЭК-Кузбасс», ул. Васильева, 1, г. Ленинск-Кузнецк, Кемеровская обл., 652507;

Волков Михаил Александрович – заместитель технического директора АО «СУЭК-Кузбасс», кандидат технических наук, ул. Васильева, 1, г. Ленинск-Кузнецк, Кемеровская обл., 652507 VolkovMA@suek.ru.

ISSN 0236-1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 199-207.

Ordin A.A., Timoshenko A.M., Meshkov A.A., Volkov M.A.

Optimization of the stope length and productivity of mine it. V.D. Yalevskogo

The problem of a substantiation of a technical opportunity and economic feasibility to increase stope length of mine it. V. D. Yalevskogo up to 400 m and productivity up to 70 000 Ton/day at mining of thick coal seam is put and solved. Calculation of stope productivity depended of coal combine speed and throughput the scraper conveyor is lead depending on the organization of work in a stope are lead to one, two and three labour shifts. By criterion of a maximum of annual mine profit it is established, that the optimum length of a lava 5003 makes from 400 up to 500 m. The calculations of methane debit in a stope 5003 show, that at the given stioe length and productivity the concentration of methane is 0,53 % and restriction under the gas factor does not occur.

Keywords: mine, coal seam, fractional structure, methane debit, stope speed, productivity, coal combine, the scraper conveyor, annual profit, optimum, maximum.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-199-207

AUTHORS

Ordin A.A., doctor of science. main scientific employee. Institute of Mining by it. N. A. Chinakal of the Siberian Branch of the Russian Academy of Science, e-mail:ordin@misd.ru, 630091. Novosibirsk, Krasny pr., 54

Timoshenko A.M., executive dsirector of AO "NC Vostmii". candidat of technical sciences. 650002. Kemerovo. Institute str.3

Meshkov A.A., technical director of AO "SUEK-Kuzbass", candidat of technical sciences, 652507, Vasilyeva str.,1, Leninsk-Kuznetsk.

Volkov M.A., assistant of technical director of AO "SUEK-Kuzbass", candidat of technical sciences, 652507, Vasilyeva str.,1, Leninsk-Kuznetsk.

REFERENCES

1. *Dolgosrochnaya programma razvitiya ugol'noj promyshlennosti Rossii na period do 2030 g* [Long-term program of development of the Russian coal industry for the period up to 2030]. Moscow, 2012.

2. *Tekhnicheskij proekt razrabotki Sokolovskogo kamennougol'nogo mestorozhdeniya. Otrabotka zapasov plastov 50 i 52 v granicach shahtoupravleniya «Kotinskaya» OAO «SUEK_Kuzbass» s ob»edineniem seti gornyh vyrabotok shaht im. V. D. Yalevskogo i «Kotinskaya»* [Technical project for the development of Sokolov coal Deposit. The ore layers 50 and 52 within the boundaries of the company's «right», OAO «Suckubus» with a network of mine openings to them. V.D. Alanskogo and «right»]. I etap. Dopolnenie № 3. Tom 1. Kniga 1. 000 NPC VOSTNII. 2017.

3. Ordin A.A., Metel'kov A. A. *Optimizaciya dliny lavy i proizvoditel'nosti kompleksno-mekhanizirovannogo oчитnogo zaboya ugol'noj shahty* [Optimization of the length of the lava and the performance of fully-mechanized stope coal mines] // FTPRPI, 2013. no 2. pp.100–113.

4. Ordin A. A. Nikol'skij A.M., Metel'kov A. A. *Modelirovanie i optimizaciya tekhnologicheskikh parametrov oчитnyh i podgotovitel'nyh rabot v paneli ugol'noj shahty* [Modelling and optimization of technological parameters of treatment and preparatory works in the panel coal mines]. FTPRPI. 2013. no 6. pp.117–127.

5. Ordin A.A., Timoshenko A. M. *Nelinejnye zavisimosti metanovydeleniya ot prirodnoj metanonosnosti ugol'nogo plasta i kinematicheskikh parametrov rezcov oчитnogo kombajna* [Non-linear dependence of methane release from natural methane content of a coal seam and kinematic parameters of the incisors of the Shearer]. FTPRPI, no 2, 2017. pp. 110–117.



ВОПРОСЫ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫМ МЕХАНИЗИРОВАННЫМ ЗАБОЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

В настоящее время угольные шахты России работают в достаточно сложных горно-геологических условиях, что обуславливает риски возникновения аварий. В тоже время все угольные шахты оснащены необходимыми средствами механизации проведения горных выработок и добычи угля, приборами контроля рудничной атмосферы, средствами защиты соответствующими лучшим мировым стандартам. Это дает предпосылки для применения современных способов добычи угля с целью снижения его себестоимости. В представленной статье рассмотрены актуальные аспекты повышения эффективности использования механизированного выемочного комплекса за счет использования функции оперативного управления. Разработанная модель технологического процесса отбойки и транспортировки горной массы в пределах выемочного участка позволяет определить оптимальные режимы управления скоростью подачи выемочного комбайна, обеспечить эффективную и безопасную отработку запасов угля. При определенных условиях выемка угля может быть осуществлена без постоянного присутствия людей в очистном забое. Моделирование процесса оперативного управления механизированным комплексом высокопроизводительного выемочного участка применительно к условиям шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс» показало возможность повышения эффективности использования применяемого оборудования. Анализ условий отработки запасов угля показал необходимость тщательного подхода к выбору параметров оборудования на стадии проектирования. Ключевые слова: вызовы для предприятий угольной промышленности; промышленная безопасность и эффективность отработки; транспортная система выемочного участка.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-208-216

Введение

Рассматривая вопросы промышленной безопасности и охраны труда, министр энергетики Российской Федерации Александр Новак на совещании о состоянии и перспективах развития угольной промышленности под руководством Председателя Правительства РФ Дмитрия Мед-

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 208–216.

© К.Н. Копылов, С.С. Кубрин, И.М. Закоршменный, 2018.

ведова в Кузбассе в числе существующих вызовов и угроз в угольной промышленности назвал наличие большого количества шахт, работающих в сложных горно-геологических условиях, что обуславливает высокие риски возникновения крупных аварий с человеческими жертвами, недостаточный уровень профессиональной подготовки занятых на подземных работах. Самыми опасными являются аварии связанные с взрывами метановоздушной смеси [1]. На совещании было отмечено, что в настоящее время угольные шахты оснащены необходимыми средствами механизации проведения горных выработок и добычи угля, приборами контроля рудничной атмосферы, средствами защиты соответствующими лучшим мировым стандартам. Обеспечить высокий уровень промышленной безопасности и эффективность отработки запасов возможно при внедрении автоматизации производственных и управленческих процессов, систем мониторинга, датчиков контроля и учета производственных процессов и операций [2,3].

Основная часть

Эффективность работы угледобывающего предприятия определяется работой выемочных участков. В настоящее время уровень комплексно-механизированной добычи на шахтах АО «СУЭК» составляет 100%. Однако анализ распределения времени работы механизированных комплексов в течении суток показывает наличие значительных резервов для повышения эффективности работы выемочных участков и предприятий в целом. И здесь следует обратить внимание на простои по организационным причинам и из-за нарушений требований промышленной безопасности. Проведенные экспериментальные исследования на выемочном участке лавы 17–49 по пласту «Бреевский» шахты «Польсаевская» показали, что при отбойке угля в очистном забое при скоростях подачи комбайна на уровне номинальных показателей имеет место значительное недоиспользование мощностей установленного оборудования [4].

Фактором, влияющим не только на производительность выемочного участка, но и на безопасность обслуживающего персонала, является процесс выделения метана при добыче угля. Угольные месторождения России – самые метаносные (на 1 тонну угля содержится в среднем 8,3 кг метана, против среднемирового показателя 4,9 кг метана на 1 тонну) [5,6]. Основным источником метановыделения в призабойном пространстве лавы является: грудь забоя; вмещающие породы; погашенное пространство; отбитый уголь. Интенсивность метановыделения возрастает в среднем в 2–3 раза по сравнению с фоновым выделением при работе выемочного комбайна [7, 8].

При отработке запасов высокогазоносных угольных пластов следует согласиться с тем, что возможности снижения объема метана поступающего в очистной забой до нормативных значений с помощью

проветривания и предварительной дегазации ограничены. И в этом случае необходимо вести речь о режимах работы выемочного комплекса обеспечивающих максимально возможную скорость подачи выемочного комбайна для каждого конкретного выемочного участка в текущий момент времени, обеспечивая безопасную и безаварийную работу установленного оборудования. При этом не могут быть использованы существующие методики определения допустимой нагрузки на очистной забой, так как они определяют среднесуточную нагрузку и оперируют усредненными показателями. В данной ситуации речь идет об оперативном управлении выемочным комбайном, заключающемся в обеспечении максимальной его производительности на основе прогноза концентрации метана в соответствии с требованием ПБ в пределах выемочного участка. Возможность использования такой модели оперативного управления подтверждается результатами натурных наблюдений в лаве 17–47 шахты «Полысаевская» [9].

Было проведено моделирование технологического процесса отбойки и транспортировки угля. Рассматривался технологический процесс выполнения рабочего прохода выемочным комбайном в условиях ограничений, связанных с объемом выделяемого из отбитого угля. Предполагалось, что объем выделяемого газа метана из отбитого угля пропорционален объему отбитого угля. Изменения интенсивности выделения метана со временем не учитывалось, потому, что время нахождения отбитого угля в лаве в пределах 3 минут. Моделирование выполнено применительно к условиям выемочного участка № 17–49 пласта Бреевский шахты Полысаевская АО «СУЭК-Кузбасс» Основные параметры моделирования следующие: вынимаемая мощность пласта 1,8 м, мощность угольных пачек 1,6 м, породные прослойки 0,05 м, угол падения 12–17°, сопротивление резанью 140 кг/см², объемный вес угля 1,29 т/м³, длина лавы 304 м, количество секций крепи 177; объем горной массы за цикл с учетом ложной кровли составляет 753 тонн. Проветривание выемочного участка осуществляется через вентиляционную сбойку, отстоящую от лавы на расстоянии до 220 метров. Таким образом, для контроля метана в лаве необходимо учитывать газовыделение из отбитого угля, расположенного на части ленточного конвейера (от лавы до сбойки), перегружателя, дробилке и скребковом лавном конвейере. Учитывая вышеприведенное ограничение, объем угля в пределах каждого конвейера может распределяться неравномерно. В этом случае работа транспортной системы не может быть описана аналитическими методами. И поэтому для описания работы транспортной системы выемочного участка, объем угля в пределах которой влияет на показатели датчика метана на исходящей струе выемочного участка необходимо использовать дискретную функцию сдвига. Задача по нахождению оптимального режима управления скоростью подачи выемочного комбайна может быть решена с помощью компьютерного

моделирования. Процесс перемещения угля по каждому конвейеру разделен на три операции: поступление, перемещение, сход (перегрузка на следующее звено). Для этого решается оптимизационная задача по определению скорости подачи выемочного комбайна, обеспечивающей заданную загрузку транспортной системы.

Результаты моделирования технологического процесса отбойки и транспортировки угля со скоростью подачи выемочного комбайна определенной технологическим паспортом (6 м/мин.) показаны на рис. 1. Время рабочего прохода выемочного комбайна («стружки») 50,7 минут. Производительность 14,61 т/мин .

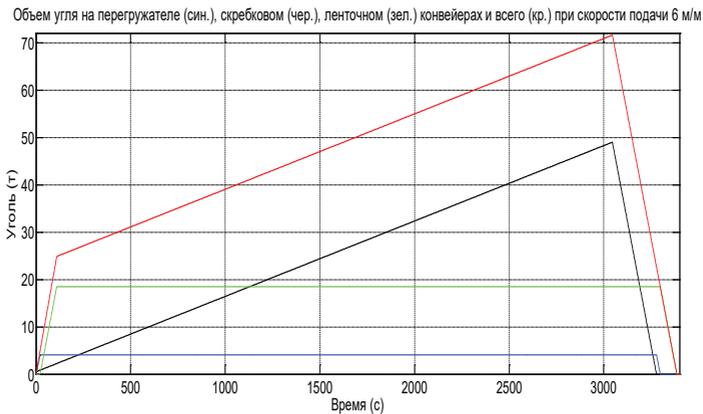


Рис. 1. Объемы угля в лаве № 17-49 при постоянной скорости подачи комбайна 6 м/мин.

Объем отбитого угля достигает максимума только в одной точке, соответствующей положению комбайна вверху лавы.

Для того чтобы максимально допустимый объем горной массы находился на конвейерной линии в течение максимального времени цикла необходимо определить график изменения скорости выемочного комбайна во времени. Даже при использовании линейной зависимости изменения скорости подачи комбайна, например, от 11 м/мин. до 5,5 м/мин, показатели значительно повышаются, рис 2. Время рабочего прохода выемочного комбайна («стружки») 38,4 минут. Производительность 19,26 т/мин. (больше на 31,8%).

Учитывая, что движение выемочного комбайна в настоящее время невозможно осуществлять в автоматическом режиме, моделирование позволяет получить график изменения скорости движения выемочного комбайна по секциям, что значительно упростит ручное управление выемочным комбайном по оптимизированной зависимости.

На рис. 3 представлен график объемов угля в лаве при ступенчатом изменении скорости выемочного комбайна от 10 м/мин до 5.5 м/мин.,

полученный в результате оптимизации процесса отбойки и транспортировки угля. Время рабочего прохода выемочного комбайна («стружки») 37,4 минут. Производительность 19,81 т/мин. (больше на 35,6%). На рис. 4 показан график изменения скорости подачи выемочного комбайна по секциям.

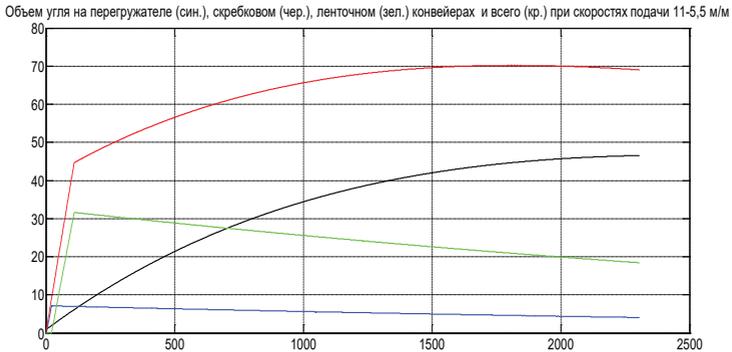


Рис. 2. Объемы угля в лаве № 17-49 при линейном изменении скорости подачи комбайна от 11 м/мин до 5,5 м/мин

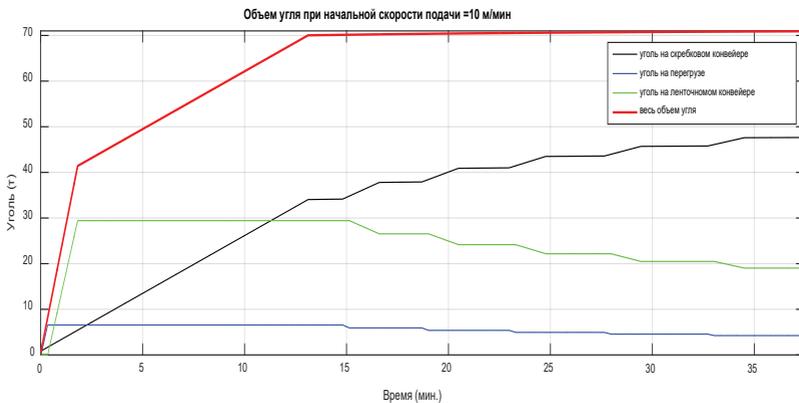


Рис. 3. Объемы угля в лаве № 17-49 ступенчатом изменении скорости подачи комбайна от 10 м/мин. до 5,5 м/мин

Сравнивая показатели объемов добычи при изменении скорости подачи выемочного комбайна, видим необходимость и эффективность применения оперативного управления комплексным механизированным забоем высокопроизводительного выемочного участка. Даже при меньшей начальной скорости выемочного комбайна показатели его работы выше при изменении скорости подачи по оптимизированной зависимости.

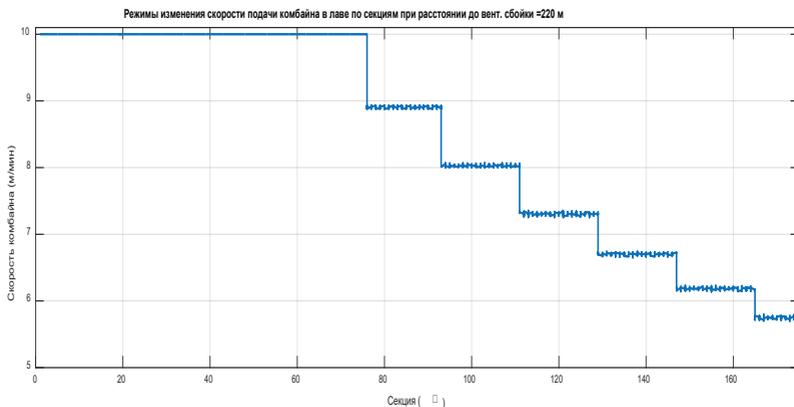


Рис. 4. Ступенчатое изменение скорости подачи комбайна от 10 м/мин до 5,5 м/мин

Вопросы эффективной работы выемочного участка необходимо решать, начиная с выбора механизированного комплекса. Одним из вопросов оптимизации выбора является обоснование ширины захвата выемочного комбайна. При увеличении ширины захвата с 0,8 м до 1,0 м при неизменных остальных параметрах расчетная скорость подачи снижается (с 9,25 м/мин. до 8,57 м/мин) ~ на 0,7 м/мин. Режим работы выемочного участка принят: 3 смены по добыче и 1 смена ремонт и профилактика. В результате уменьшения ширины захвата расчетная суточная производительность механизированного комплекса уменьшится на 15%, с 19121 т/сут. до 16211 т/сут. Определенное влияние оказывает диаметр шнека выемочного комбайна. Так замена установленного шнека диаметром 1,4 м на размер 1,6 м приведет к увеличению сопротивления передвижению комбайна и снижению усилия на резах, что ведет к снижению скорости подачи комбайна на 12,5%.

Заключение

Модернизация оборудования предприятий по добыче угля подземным способом является необходимостью при работе высокопроизводительных выемочных участков обрабатывающих газоносные угольные пласты за счет современных и безопасных технологий с целью снижения себестоимости добычи и повышению конкурентоспособности продукции.

Возможности снижения объема метана поступающего в очистной забой до нормативных значений с помощью проветривания и предварительной дегазации ограничены. На основе модели оперативного управления могут быть определены режимы работы выемочного комплекса, обеспечивающие максимально возможную скорость подачи выемочного комбайна для каждого конкретного выемочного участка в

текущий момент времени, обеспечивая безаварийную работу установленного оборудования.

Модернизация предприятий может быть проведена на основе автоматизации производственных и управленческих процессов, широкого внедрения систем мониторинга и датчиков контроля, что позволит значительно снизить влияние «человеческого фактора» и повысить безопасность ведения горных работ.

Важным этапом в работе высокопроизводительного выемочного участка является подбор оборудования на стадии проектирования.

Суточная добыча выемочных комбайнов при увеличении ширины захвата выше, однако, увеличивается интенсивность метановыделения, усложняется корректировка положения забойного конвейера с комбайном, изменяются в сторону увеличения параметры секций, увеличиваются нагрузки на забойные опоры, что сокращает их срок службы. Определенное влияние оказывает диаметр шнека выемочного комбайна.

Положительным моментом является снижение количества «стружек» в лаве, что снижает количество повышенных нагрузок, получаемых комбайном при зарубке.

Из анализа работы высокопроизводительного выемочного комплекса следует необходимость дальнейшего изучения влияния параметров оборудования и режимов работы механизированного комплекса на интенсивность источников метановыделения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. <http://minenergo.gov.ru/node/4883>
2. <http://government.ru/rugovclassifier/564/events>.
3. Wang, J. Development and prospect on fully mechanized mining in Chinese coal mines International Journal of Coal Science & Technology September 2014, Volume 1, Issue 3, pp 253–260.
4. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Загоршменный И.М., Решетняк С.Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №12.(специальный выпуск). С. 48–55.
5. Trubetskoy K.N., Ruban A.D., Zaburdyaev V.S. Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines. Journal of Mining Science. 2011. Т. 47. № 1. pp. 1–9.
6. Trubetskoy K.N., Victorov S.D., Zakalinsky V.M., Kochanov A.N., Etkin M.B. Parameters of dust gas could spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10 - Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting 2013. pp. 529–532.
7. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С., Руденко Ю.Ф. Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. – М.: Издательство ООО «Московский издательский дом», 2009. – 396 с.

8. Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection Journal of Coal Science and Engineering (China) June 2013, Volume 19, Issue 2, pp 210–218.

9. Копылов К.Н., Загоршменный И.М., Кубрин С.С. Вопросы управления очистным комплексом при отработке высокогазоносных пластов на примере шахты «Польсаевская АО «СУЭК-Кузбасс»//Уголь .2016. №12. С. 32–34. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Копылов Константин Николаевич — технический директор АО «СУЭК», 115054 г. Москва Дубининская улица 53 стр. 7,

*Кубрин Сергей Сергеевич*¹ — профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией 2.3 «Геотехнологических рисков при освоения газоносных угольных и рудных месторождений», s_kubrin@mail.ru.

*Загоршменный Иосиф Михайлович*¹ — доктор технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории 2.3 «Геотехнологических рисков при освоения газоносных угольных и рудных месторождений»,

¹Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, 111020 г. Москва Крюковский тупик д. 4.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 208–216.

Kopylov K.N., Kubrin S.S., Zakorshmennyi I.M.

Issues of operational management of the mechanized complex when working with large indicators of coal mining

Currently, Russian coal mines operate in rather complex geological conditions, which causes the risk of accidents. At the same time, all coal mines are equipped with the necessary means of mechanization of coal mining and extraction, devices for monitoring the mine atmosphere, means of protection that meet the best international standards. This gives the prerequisites for the use of modern methods of coal mining in order to reduce its cost. The article deals with modern aspects of improving the efficiency of the mechanized complex for coal mining through the use of the operational management function. The developed model of the technological process of destruction and transportation of rock mass within the excavation site allows to determine the optimal control modes of the speed of the mining combine, to ensure effective and safe development of coal reserves. Under certain conditions, coal mining can be carried out without the constant presence of people. Modeling of the process of operational control of the mechanized complex in relation to the conditions of the mine "Polysaevskaya" SC "SUEK-Kuzbass" showed the possibility of improving the efficiency of the equipment used. Analysis of the conditions of production of coal reserves showed the need for a careful approach to the selection of equipment parameters at the design stage.

Keywords: problems of coal industry enterprises; industrial safety and efficiency of coal mining; transport system; modeling of coal mining and transportation; coal bed methane; operational management; parameters of mechanized complex.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-208-216

AUTHORS

Kopylov K.N., Technical Director of JSC "SUEK",
Kubrin S.S., IPKON RAN, Professor, Doctor of technical Sciences, head of laboratory
Zakorshmennyi I.M., IPKON RAN, Professor, Doctor of technical Sciences, leading
scientific member of laboratory.

REFERENCES

1. <http://minenergo.gov.ru/node/4883>
2. <http://government.ru/rugovclassifier/564/events>.
3. Wang, J. *Development and prospect on fully mechanized mining in Chinese coal mines International Journal of Coal Science & Technology September 2014*, Volume 1, Issue 3, pp 253–260.
4. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Zakorshmenyj I.M., Reshetnyak S.N. *Eksperimental'nye issledovaniya parametrov raboty ochistnogo kombajna ugol'noj shahty pri razlichnyh skorostyah podachi* [Experimental researches of working parameters of the Shearer in coal mines with different feed speeds]. Gornyj informacionno-analiticheskij byullyuten'. 2017. no 12.(special'nyj vypusk). pp. 48–55.
5. Trubetskoy K.N., Ruban A.D., Ziburdyayev V.S. *Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines* [Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines]. Journal of Mining Science. 2011. T. 47. no 1. pp. 1–9.
6. Trubetskoy K.N., Victorov S.D., Zakalinsky V.M., Kochanov A.N., Etkin M.B. *Parameters of dust gas could spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting*. FRAGBLAST 10: Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting 2013. pp. 529–532.
7. Ruban A.D., Artem'ev V.B., Ziburdyayev V.S., Ziburdyayev G.S., Rudenko Yu.F. *Problemy obespecheniya vysokoj proizvoditel'nosti ochistnyh zabojev v metanoobil'nyh shahtah* [problems of high performance mines in metanopoli mines]. Moscow: Izdatel'stvo OOO «Moskovskij izdatel'skij dom», 2009. 396 p.
8. Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han *The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection* Journal of Coal Science and Engineering (China) June 2013, Volume 19, Issue 2, pp 210–218.
9. Kopylov K.N., Zakorshmenyj I.M., Kubrin S.S. *Voprosy upravleniya ochistnym kompleksom pri otrabotke vysokogazonosnyh plastov na primere shahty «Polysaevskaya AO «SUEK-Kuzbass»* [Questions of management of a treatment complex at working off of high-gas-bearing layers on the example of mine «Polysaevskaya JSC SUEK-Kuzbass»]. Ugol'. 2016. no 12. pp. 32–34.



ВСКРЫТИЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

При комбинированной разработке возникают технологические решения, которые невозможны при открытой или подземной разработке, но на современном этапе они носят единичный характер, т.к. ее методическая база проектирования отсутствует.

Одним из признаков комбинированной разработки месторождения является единая схема вскрытия и подготовки, который считается условием наиболее полного проявления позитивных особенностей комбинированной технологии. Вскрытие и подготовка месторождения для его комбинированной разработки являются системообразующими операциями высокого порядка и формируют технический и экономический уровни освоения полезного ископаемого на стадии горного производства.

Особенность схемы заключается в многофункциональности выработок, обеспечивающих отработку запасов угольных месторождений открытыми и подземными горными технологиями. В соответствии с принятыми положениями, наилучшей является схема вскрытия месторождения, которая обеспечивает наиболее полное продуктивное взаимодействие технологических систем разреза и шахты на протяжении всего (или максимально возможного) срока существования предприятия.

При выборе места заложения вскрывающих подземных выработок в разрезе следует исходить из требований безопасности и удобства работ, минимальной запыленности, возможностей снабжения энергией, водой, наличия площадок для организации пунктов перегрузки.

Ключевые слова: особенность, вскрытие, угольное месторождение, комбинированный способ.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-217-221

Анализ способов комбинированной разработки угольных месторождений показывает, что технологические решения, технические средства и материалы: вскрытия и подготовки месторождения; водоотлива горных выработок и их проветривания, добычи угля работ при комбинированной разработке месторождений, используемые при выполнении производственных процессов и операций остаются аналогичными, как в условиях открытой, подземной разработки. Однако при комбиниро-

ванной разработке в результате взаимодействия открытых и подземных работ формируются и проявляются их особенности, сопровождаемые позитивными и негативными факторами.

При комбинированной разработке возникают технологические решения, которые были бы невозможны при открытой или подземной разработке.

Технологические решения и способы их реализации в условиях открытых или подземных работ практически не освещены в технической литературе и носят единичный характер, при этом методическая база проектирования отсутствует.

Особенность технических решений заключается в многофункциональности выработок, обеспечивающих отработку запасов угольных месторождений открытыми и подземными горными технологиями.

Если эффективность технологического взаимодействия открытой и подземной технологий значима, коэффициент $K_k > 1$, если $K_k < 1$, то эффективность принятой схемы взаимодействия открытой и подземной технологий неоправданно низка, то от варианта вскрытия необходимо отказаться.

Следует отметить, что коэффициент эффективности взаимодействия технологий для достижения позитивных результатов совместного вскрытия месторождения должен находиться в пределах $1 < K_p < 2$.

Вариант раздельной схемы вскрытия разреза и шахтных полей рекомендуется для месторождений, где работы должны выполняться в рамках единого проекта освоения месторождения комбинированным способом. При этом в проекте и во входящих в его состав схемах вскрытия необходимо предусматривать сохранение возможно большего количества совместных открыто-подземных коммуникаций и капитальных сооружений. В каждом конкретном случае в проекте расчетами определяются техническая возможность и экономическая целесообразность сохранения и наращивания по мере необходимости основных коммуникаций разреза и шахты.

Опыт разработки угольных месторождений комбинированным способом показывает, что в большинстве случаев для вскрытия запасов, подлежащих выемке подземными технологиями, применяются традиционные варианты вскрытия выработками, располагаемыми за пределами зон сдвижения от открытых и подземных горных работ. Использование открытых выработок в качестве вскрывающих на отечественных шахтах не производится, а подземная добыча применяется в качестве вспомогательной.

Использование открытых выработок в качестве вскрывающих при создании единой транспортной схемы для вывоза горной массы из разреза и шахты позволяет добиться существенного снижения затрат и сроков строительства шахты.

Вскрытие угольного месторождения при открыто-подземном способе характеризуется следующими особенностями: наличие пространства разреза, которое представляет собой самостоятельную вскрывающую выработку; увеличенные размеры зон, вовлекаемых в процесс деформирования массива под влиянием горных работ; зависимость распределения запасов по способам разработки от принятого порядка освоения месторождения.

Для использования разреза в качестве транспортной выработки с горизонтальных бERM бортов или со дна карьера проходят штольни, вертикальные или наклонные стволы, наклонные подземные съезды для самоходного оборудования. Часто пространство разреза используют для размещения вспомогательных подземных выработок: для доставки материалов, закладочной смеси и оборудования в шахту, подготовки подземных блоков к очистной выемке, подачи свежего и выброса загрязненного воздуха. Положительно сказывается на работе шахты возможность размещения в разрезе от проходки подземных выработок. Существенно снижаются затраты при формировании единой для разреза и шахты системы водоотливных и дренажных выработок.

Использование глубоких разрезов в качестве транспортной выработки не оправдано из-за высоких затрат и необходимости поддержания бортов в течение длительного периода эксплуатации запасов месторождения подземным способом.

В ряде случаев целесообразно использовать подземные вскрывающие выработки для освоения запасов глубоких горизонтов разреза, для чего в дне или в нижней части бортов сооружают капитальные выработки для транспортировки горной массы открытых горных работ на подземный транспортный горизонт, откуда выдают ее на поверхность.

Использование пространства разреза дает возможность ускорить строительство шахты и организовать добычные работы в открыто-подземном ярусе до ввода в эксплуатацию основных вскрывающих выработок шахты. Добыча из разреза в переходных зонах позволяет смягчить экономические последствия перехода с одного на другой способ разработки.

Совместное решение вопросов вскрытия и подготовки запасов полей разреза и шахты позволяет уменьшить объем вскрывающих выработок и сократить срок строительства, снизить размеры инвестиций, а также уменьшить затраты на транспортировку горной массы в процессе эксплуатации предприятия.

При комплексном проектировании и освоении запасов комбинированными технологиями проектные решения должны быть увязаны по способам разработки, в том числе: в части размещения вскрывающих выработок с учетом перспектив развития горных работ

в разрезе и шахте и функционирования их на всех этапах разработки, что снижает затраты и сроки строительства.

При выборе места заложения вскрывающих подземных выработок в разрезе следует исходить из требований безопасности и удобства работ, минимальной запыленности, возможностей снабжения энергией, водой, наличия площадок для организации пунктов перегрузки.

При определении положения подземных вскрывающих выработок необходимо учитывать наряду с традиционными факторами перспективы развития горных работ в карьере и параметры сдвижения массивов пород под влиянием подземных и открытых горных работ.

Выбор варианта вскрытия осуществляется на основе совместного учета технических (схема вскрытия, системы открытых и подземных работ, места заложения вскрывающих выработок, вида транспорта, способа подъема и т.д.), организационных (сроки строительства, календарная увязка планов горных работ) и экономических факторов, предусматривающих оптимизацию затрат и доходов (по изменяющимся статьям в сравниваемых вариантах) с учетом времени их осуществления.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Казикаев Д.М.* Комбинированная разработка рудных месторождений: Учебник для вузов. –М.: Горная книга. 2008. -360 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Гринюк Алексей Павлович*¹ – заместитель управляющего по производству и техническим вопросам филиала, горный инженер;

*Сенкус Витаутас Валентинович*¹ – заместитель управляющего по науке, д.т.н., проф.;

*Александрова Светлана Толдатовна*¹ – горный инженер;

Сенкус Валентин Витаутасович – начальник горного отдела ООО «Проект-гидроуголь-Н», г. Новокузнецк, к.т.н.

¹ООО «Сибнииглеобогащение», г. Прокопьевск.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 217–221.

Grinyuk A.P., Senkus V.V., Aleksandrova S.T., Senkus V.V.

Aspects of coal deposit opening with combined mining

Combined development poses technological solutions that are not possible with open or underground development, but currently they are of a single nature, because its methodological design framework does not exist.

One of the features of the combined mining of a deposit is a unified scheme of opening and development, which is considered to be the condition for the most complete manifestation of the positive features of the combined technology.

Opening and preparation of the deposit for its combined development are system-forming operations of a high order and form the technical and economic levels of the development of useful minerals at the stage of mining.

The peculiarity of the scheme is the multifunctionality of the workings that ensure the mining of coal deposits by open and underground mining technologies. In accordance with the accepted regulations, the best is the opening of the deposit, which ensures the most complete productive interaction between the technological systems of the open cast and the mine during the entire (or maximum possible) life cycle of the enterprise.

When choosing the location of the opening of underground workings in the open cast, one should assume the requirements of safety rules and work convenience, minimal dust, possibilities of energy supply, water supply, availability of sites for transloading.

When determining the location of underground opening workings, it is necessary to consider, alongside with traditional factors, the prospects for the development of mining operations in the quarry and the parameters of rock mass shifting under the influence of underground and open mining, as well as physical-chemical geo-technologies and hydro-mining.

The choice of the opening option is carried out based on joint accounting of technical (opening scheme, open and underground work systems, the location of the opening workings, the type of transport, coal-raising system, etc.), organizational (construction time, calendar linkage of mining plans and economic factors that provide for optimization of costs and revenues (on changing items in the compared options), considering the time of their implementation.

Key words: aspect, opening, coal deposit, combined method.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-217-221

AUTHORS

Grinyuk A.P., Head Deputy Manager on Research of the Branch of LLC “Sibniugleobogaschenie”, Prokopyevsk;

Senkus V.V., Head Deputy Manager on Research of the Branch of LLC “Sibniugleobogaschenie”, Prokopyevsk, Dr. Sc., prof.;

Aleksandrova S.T., Ingener on Research of the Branch of LLC “Sibniugleobogaschenie”, Prokopyevsk;

Senkus V.V., Head of the mining department of LLC “Proektgidrougol-H”, Novokuznetsk, PhD Tech.

REFERENCES

1. Kazikaev D.M. *Kombinirovannaya razrabotka rudnyh mestorozhdenij* [Combined mining of ore deposits]: Uchebnik dlya vuzov. Moscow: Gornaya kniga. 2008. 360 p.



**В.А. Трофимов, С.С. Кубрин,
Ю.А. Филиппов, И.Л. Харитонов**

ОБЩИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДЕФОРМИРОВАНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ВБЛИЗИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ ПРИ ПРИБЛИЖЕНИИ ЗАБОЯ ЛАВЫ

Дан геомеханический анализ процессов деформирования в угольном пласте и боковых породах на завершающей стадии работы лавы, когда ее забой подходит к демонтажной камере (ДК). Представлена геомеханическая модель, позволяющая описать перераспределение исходных напряжений, обусловленное развивающимися горными работами; формирование зон разгрузки и пригрузки вблизи забоя лавы, а также вокруг ДК; зон возможных вывалов горных пород; смещения горных пород, в частности вертикальные в кровле ДК. Деформационная модель, использованная при решении задач, построена с учетом возможного пластического деформирования как угля, так и непосредственной кровли пласта. В зависимости от параметров пластичности она позволяет получать смещения точек массива, адекватные измеренным *in situ*.

Ключевые слова: численное моделирование, геомеханическая модель, демонтажная камера, лава, пластичность, напряжения, смещения в массиве.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-222-233

Введение

Проектирование горнотехнических объектов обычно связано с рассмотрением их взаимодействия с массивом вмещающих горных пород. Основные этапы проектирования состоят из ряда последовательных шагов, среди которых неотъемлемой частью должен присутствовать геомеханический анализ — воспроизведение естественных условий и поставленной инженерной задачи на идеализированной модели с целью прогнозирования поведения массива и рассматриваемого объекта.

Эффективное и безопасное ведение горных работ в угольных шахтах возможно только при условии детального предварительного анализа вариантов развития геомеханических процессов, вызванных техногенным воздействием на массив горных пород. Обычно такого рода анализ выполняется в рамках горно-геодинамических моделей, отражающих структуру массива горных пород и технологические

аспекты применяемой системы отработки, с акцентом на оценку изменения напряженно-деформированного состояния массива по мере развития горных работ.

Как правило, угольные пласты и боковые породы — это сложные по строению и свойствам горно-геологические объекты, нагруженные механическими напряжениями как естественного, так и техногенного происхождения. Всё многообразие их свойств, в том числе и механических, обусловлено особенностями их современного строения, которое формировалось на протяжении всей геологической истории развития земной коры.

Геомеханический анализ предполагает построение или выбор той или иной геомеханической модели массива горных пород. Правомерность выбора модели определяется тем, насколько результаты, которые получаются с ее помощью для конкретной задачи, близки к реальным значениям параметров, фактически замеренным на практике в массиве. Такими параметрами могут быть смещения некоторых выбранных точек массива, в частности оседания земной поверхности вследствие развития подземных или открытых работ, либо напряжения в массиве вблизи выработок и др.

Математическая модель, реализующая используемую геомеханическую модель, представляет собой приближенное описание поведения изучаемого объекта с помощью математических соотношений.

Заметим, что рассматриваемая модель, как правило, не сводится к одной из известных моделей механики сплошной среды в чистом виде. При ее построении необходимо учитывать возможный характер деформирования массива, особенно при его разрушении в процессе нагружения.

Одной из трудноразрешимых проблем геомеханики является учет находящихся в массиве разнообразных *поверхностей ослабления*. Поверхности ослабления («нарушения сплошности» или «трещины») повсеместно распространены в горных массивах и имеют решающее влияние на их механическое поведение. Множество мелких трещин учитывается в рамках той или иной модели сплошной среды, приводя к снижению прочностных показателей либо к анизотропии. Таким образом, возникает необходимость использования в рамках проводимых исследований некоторой модели пластичности, которая могла бы адекватно разрешить проблему учета трещиноватости.

Постановка задачи о демонтажной камере

Практика ведения очистных работ на угольных шахтах показывает, что в большинстве лав наиболее опасными участками являются места пересечения лавой ранее пройденных выработок, в частности демонтажных камер (ДК) (краевая область завершающей отработку лавы). Это один из наиболее болезненных вопросов при отработке угольных

пластов и его исследованию посвящено множество работ, как теоретической, так и практической направленности [1—9 и др.].

Существует два основных способа подготовки очистного забоя к демонтажу оборудования при завершении работ в лаве: формирование ДК в очистном забое по мере продвижения комплекса и заблаговременное формирование ДК с помощью проходческой техники в месте будущей остановки очистных работ в лаве.

В первом случае процесс перераспределения напряжений в угольном пласте и боковых породах имеет непрерывный характер по мере увеличения протяженности отработанного участка пласта. При наличии труднообрушаемой кровли она по мере продвижения забоя зависает над отработанным участком пласта, формируя значительную по размерам зону разгрузки в налегающих породах, распространяющуюся фактически вплоть до дневной поверхности. При этом вертикальная нагрузка на краевую часть пласта возрастает, превышая в несколько раз исходное вертикальное напряжение в массиве. Далее основная кровля и лежащие под ней породы постепенно опускаются на обрушенные породы непосредственной и ложной кровель, и тем самым уменьшается нагрузка на краевую часть пласта. Начальное увеличение горного давления с последующим спадом обусловлены сменой режима взаимодействия кровли и почвы очистного пространства [10, 11].

Отметим, что при значительном развитии выработанного пространства происходит полная посадка кровли и восстановление исходного напряженного состояния над выработанным пространством. Это не относится к массиву вблизи краевой части пласта, где непосредственно развиваются очистные работы. В этой части формируются значительные концентрации напряжений, которые проявляются в виде вывалообразования, увеличения давления на крепь и отжима угля. В некоторых случаях разрушения носят динамический характер с тяжелыми последствиями для оборудования шахты и горнорабочих.

Во втором случае, когда ДК создается заблаговременно, имеет место все сказанное выше, но в данном случае имеется дополнительный концентратор напряжений в краевой части пласта в виде камеры с частично закрепленными анкерами стенками и кровлей. При подходе лавы к демонтажной камере возникают трудности связанные с возможным обрушением кровли и отжимами угля от груди очистного забоя. Постепенно уменьшающийся целик между ДК и очистным пространством может проявлять неустойчивость и неуправляемо разрушаться.

Анализ экспериментальных результатов по опытным участкам демонтажных камер показывает, что при приближении очистного забоя к демонтажной камере вертикальные смещения кровли и почвы лежат в пределах до 100 мм. Наибольшая высота куполов вывалов в кровле демонтажных камер, достигает 2—3 м и наблюдается в их центральной части.

Рассмотрим задачу об определении изменения напряженно-деформированного состояния массива в процессе разработки угольного пласта при подходе забоя к демонтажной камере. Параметры системы отработки позволяют принять плоскую расчетную модель. Расчетная схема и определяющие параметры представлены на рис. 1. При этом, считалось, что глубина разработки горизонтального пласта составляет $H = 130$ м, мощность пласта $m = 4.5$ м, размеры демонтажной камеры 4.5×4.5 м, размер целика L варьировался в пределах $36\text{ м} - 0\text{ м}$.

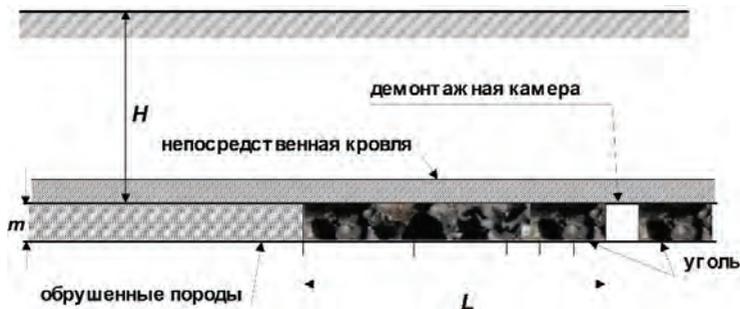


Рис. 1. Расчетная схема и определяющие параметры задачи

Задача решается методом конечных элементов. На рис. 2 частично показана расчетная конечноэлементная сетка. Граничные условия определяются следующим образом: на боковых границах расчетной области задаются нулевые горизонтальные смещения, на нижней границе – нулевые горизонтальные и вертикальные смещения, а верхняя граница, которая является дневной поверхностью, полностью свободна. Приложенные к расчетной области нагрузки – сила гравитации.

Известно, что при такой постановке задачи, получающиеся в результате решения напряжения соответствуют реальным значениям, включающим как исходные напряжения в нетронutom массиве, так и дополнительные, получающиеся в результате образования выработок. Что же касается смещений в массиве, как в пласте, так и в боковых породах, то они вычисляются неверно. Они могут быть подправлены вычитанием из них некоторых фиктивных значений смещений, получаемых при решении задачи в постановке, так называемой «Greenfield». Это решение для тех же расчетной области и граничных условий, но без выработок. Подобным образом скорректированные смещения уже будут соответствовать реальным.

Что касается деформационных свойств пород и угля, то были приняты следующие значения: уголь – модуль упругости $E = 3_{10}3$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0.35$, плотность $\rho = 1300\text{ кг/м}^3$; боковые породы – $E = 2.3_{10}4$ МПа, $\nu = 0.27$, $\rho = 2700\text{ кг/м}^3$. При этом

предусмотрена возможность включения в расчет слоев различных пород в кровле пласта (с разными деформационными свойствами), моделирующих непосредственную, основную кровли и другие возможные слои и пропластки.

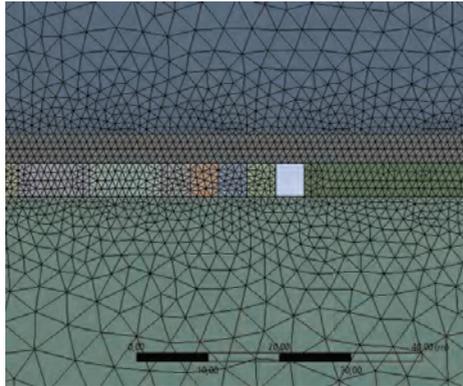


Рис. 2. Фрагмент расчетной конечноэлементной сетки вблизи демонтажной камеры

Как было сказано выше, боковые породы и уголь, разбиты многочисленными трещинами, что делает практически невозможным в полной мере адекватное моделирование с использованием упругой модели массива. Результаты, получаемые с ее помощью, могут быть использованы лишь для предварительного анализа состояния и поведения массива, особенно в местах значительных градиентов напряжений. В связи с этим используют модели пластического деформирования, заимствованные из механики сплошных сред. Таким образом удается моделировать «квазипластическое» поведение трещиноватых сред.

Заметим, что эти модели помимо упомянутых деформационных параметров (E , ν) содержат и другие, значения которых как правило неизвестны и не могут быть определены в результате простых экспериментов. В связи с этим, следует использовать по возможности достаточно простые пластические модели, позволяющие отразить суть происходящих при деформировании процессов.

В расчетах была использована билинейная пластическая модель. Т.е. материал деформируется упруго с модулем упругости, присущим этому материалу, а при достижении предела упругости (пластичности) его модуль упругости уменьшается на 2–3 порядка. Т.е. фактически реализуется режим идеальной пластичности.

Таковыми свойства были наделены породы непосредственной кровли и уголь. Для угля предел пластичности принимался равным $\sigma_y=2\text{МПа}$, а для пород кровли — $\sigma_y=4\text{МПа}$. При этом следует иметь в

виду, что приведенные значения параметров характеризуют поведение угля и пород в массиве. В сопоставление с величинами, полученными в лабораторных экспериментах они во много раз (на порядки) меньше, что определяется коэффициентом структурного ослабления. В конечном итоге, значения пределов пластичности должны быть определены при сравнении расчетных величин и реально замеренных параметров в массиве пород.

Отметим, что по мере развития горных работ формируется обширное выработанное пространство, которое заполняется породами обрушившейся ложной и непосредственной кровли, и, возможно, вышележащими породами. При обрушении они разрыхляются и образуют некий массив с новыми деформационными свойствами, заметно более низкими, чем у исходных пород кровли. По мере подвигания фронта работ налегающие породы, включая основную кровлю, опускаются на обрушенные, постепенно сжимая их. В связи с этим, при моделировании необходимо предусмотреть наличие в выработанном пространстве такого рода массива. При расчетах он моделировался упругим телом с модулем упругости на порядок меньшим, чем у угля.

Рассмотрим некоторые основные результаты, полученные в расчетах. Расчеты были выполнены для различных размеров целика между забоем лавы и демонтажной камерой в пределах от 36 до 0 метров. В качестве примера на рис. 3 показано распределение вертикальных напряжений в массиве, когда забой лавы находится на расстоянии 26 метров от демонтажной камеры. В центре целика наблюдаются повышенные напряжения – 6.5МПа в сравнении с исходными –3.5МПа, т.е. концентрация напряжений составляет ~2.

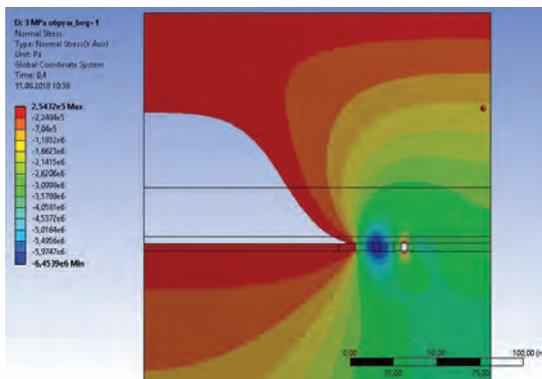


Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений в массиве, когда забой лавы находится на расстоянии 26 метров от демонтажной камеры

Такого рода распределение напряжений характерно для всех размеров целика, однако с его уменьшением концентрация постепенно падает – с 3.5 для целика размером в 36 метров до 1.3 для 8 метров. Заметим, что приведенные значения характерны для центральной части целика, где деформация имеет стесненный характер из-за бокового подпора. В среднем же по целику вертикальные напряжения значительно ниже

Это отражено графиком на рис. 4 и соответствующим соотношением (1).

$$k = 0,017 \cdot L + 0,0022 \cdot L^2. \quad (1)$$

Не закрашенная область над выработанным пространством отражает зону сформировавшихся растягивающих вертикальных напряжений. Они малы по величине, но охватывают значительную часть массива, в которой для слабых на растяжение пород возможно расслоение пород, раскрытие трещин, увеличение проницаемости и т.д.

Отметим, что в рассматриваемом случае практически отсутствует взаимодействие выработанного пространства и демонтажной камеры. Все смещения локализованы над выработанным пространством и над кровлей камеры, где они составляют миллиметры.

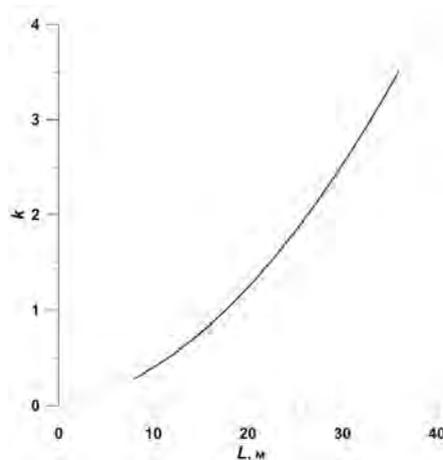


Рис. 4. Концентрация вертикальных напряжений в середине целика в зависимости от его размера

Рассмотрим вариант, когда очистные работы подошли вплотную к демонтажной камере. При расчётах для удобства принималось, что продвижение лавы за один шаг составляет 4 метра, что отмечено на рисунках вертикальными сечениями пласта.

На рис. 5 показано распределение вертикальных напряжений вблизи выработок на последнем шаге.

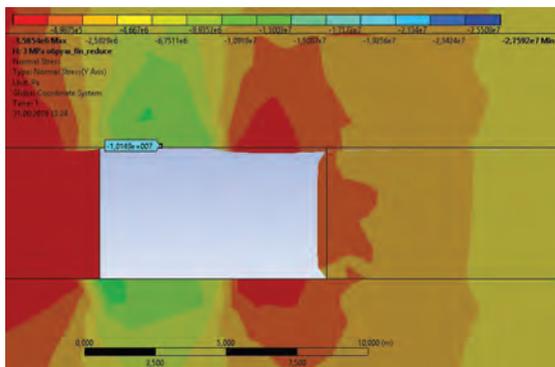


Рис. 5. Распределение вертикальных напряжений вблизи выработок на последнем шаге обработки столба

На этом шаге образуется единая выработка, состоящая из демонтирующей камеры (правая часть выработки) и последней очистной выработки (левая часть). При этом характерно, что кровля демонтирующей камеры свободна от нагрузок и опускается вместе с анкерами, если они недостаточно длинны. В очистной выработке кровля поддерживается крепью и в зависимости от жесткости этой крепи, которая известна, также может опускаться, но значительно меньше. Заметим, что в кровле демонтирующей камеры образуются зоны растяжения и охватывающие их зоны разгрузки массива, в которых напряжения становятся меньше исходных. Это зоны потенциальных вывалов породы, размеры которых, судя по рисунку, составляют в рассматриваемом случае ~2 метров.

На рис. 6 показаны вектора полного смещения боковых пород и угольного пласта на рассматриваемом шаге.

Отметим следующее обстоятельство. Величина смещений в основном зависит от предела пластичности пород и угля. При этом пластичность угля влияет в основном на горизонтальные смещения в угольном пласте, приводя к существенным деформациям стенок в демонтирующей камере. В тоже время пластичность непосредственной кровли вызывает деформации кровли в пределах камеры, что хорошо видно на рис. 6.

В заключение отметим, что учет пластического деформирования пород и угля позволяет расчетным путем получить сопоставимые с реальными значения опусканий кровли в предварительно сформированной демонтирующей камере. Проводя наблюдения за фактическими опусканиями кровли, можно установить с определенной точностью

величину предела пластичности для угля данного пласта, и использовать ее в дальнейшем. Подбор параметров пластичности, выполненный для одной камеры на основании натуральных замеров, позволит описать поведение углепородного массива для множества подобных камер, используя полученные значения.

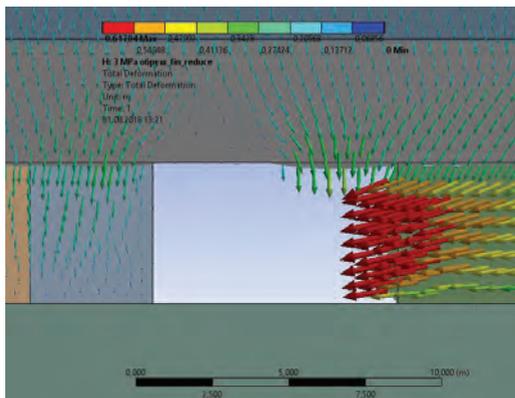


Рис. 6. Смещения боковых пород и угольного пласта на последнем шаге

Заключение

Проведенные исследования выявили существенную роль учета пластического деформирования угля и пород непосредственной кровли в получении адекватных смещений пород в массиве. При этом значения предела прочности заранее неизвестно и не может быть получено в лабораторных экспериментах. Это свойство пород именно *in situ* определяется сопоставлением расчетных параметров и замеренных.

Расчеты, проведенные с учетом обрушения пород в выработанное пространство, а также с учетом крепи, показали, что на последнем шаге продвижения забоя к ДК формируется значительное опускание кровли ДК и сдвигание ее боковой стенки внутрь камеры. Все это может сопровождаться обрушениями и вывалами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Харитонов И.Л., Ремезов А.В. Исследование опорного давления при подвигании очистного забоя пологих угольных пластов на ранее пройденные выработки// ГИАБ. – 2016. – №4. – С.292–299.
2. Ремезов А.В., Костинiec И.К., Харитонов И.Л. и др. Горное давление. Его проявления при ведении горных работ в массиве горных пород// Кемерово.-2013. – 681с.
3. Харитонов И.Л., Ремезов А.В. Разработка алгоритмов расчета параметров опорного давления при пересечении передовых горных выработок

и въезде очистного забоя в демонтажные камеры// Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2016. — 2. — С.47–55.

4. Никольский А.М., Неверов А.А., Неверов С.А., Шинкевич М.В. Оценка напряженного состояния массива пород при подходе лавы к демонтажной камере// ФТПРПИ.-2008. — №5(69). — С.23–27.

5. Жданкин А.А., Жданкин Н.А. Пространственное напряженно-деформированное состояние массива в районе сопряжений выемочных штреков с лавой//ФТПРПИ. — 1985. — №4.

6. Катков Г.А., Журило А.А. О механизме формирования горного давления и взаимодействия механизированных крепей с труднообрушаемой кровлей// Вопросы горного давления. — 1979. — вып.37.

7. Ремезов Ф.В., Новоселов С.В. Теоретические и методические вопросы определения параметров опорного давления в горных выработках и практика их применения//Уголь. — 2018. — №6. — С.21–25.

8. Торро В.О., Ремезов А.В., Климов В.В., Дедиков Е.А. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем// Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2017. — №6. — С.47–53.

9. Кравченко К.В., Бабец Д.В. Геомеханические явления при отработке конечных участков лав струговыми комплексами//Днепропетровск.-НГУ.-2015. — 108с.

10. Trubetskoi K.N., Iofis M.A., Kuznetsov S.V., Trofimov V.A. Basic regularities governing the subsidence of undermined rock strata and deflection of hanging roof at shallow and great depths// Journal of mining science, Consultants Bureau, New York.- 1999.,-vol.35.-№3.- P.209–215

11. Кузнецов С.В., Трофимов В.А. Метод оценки расслоения пород кровли протяженной очистной выработки//«Геодинамика и напряженное состояние недр Земли».- Новосибирск.- 2009. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Трофимов В.А.¹, Кубрин С.С.¹, Филиппов Ю.А.¹, Харитонов И.Л.²

¹ Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, Россия, 111020, Москва, Крюковский туп., д.4, E-mail:asas_2001@mail.ru;

² АО «СУЭК-Кузбасс», Россия, 652507, г. Ленинск-Кузнецкий, ул. Васильева, д. 1.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

№ 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 222–233.

Trofimov V.A., Kubrin S.S., Filippov Y.A., Kharitonov I.L.

General regularities of a coal seam deformation near a dismantling chamber at longwall coalface approach

The article is devoted to the geomechanical analysis of the deformation processes in the coal seam and adjoining rocks at the final stage of longwall work-ing, when its face

approaches the dismantling chamber (DC). A geomechanical model is presented that allows one to describe the redistribution of initial stresses caused by mining operations; the formation of unloading and loading zones near the longwall face surface, as well as around the dismantling chamber; zones of possible rocks breaking; displacements of rocks, in particular vertical in the DC roof.

The deformation model used in solving problems was constructed taking into account the possible plastic deformation of both coal and the immediate roof of the formation. Depending on the parameters of plasticity, it allows one to obtain displacements of the array points, which are adequate to those measured in situ.

Keywords: numerical simulation, geomechanical model, dismantling chamber, longwall, plasticity, stresses, displacements in an array

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-222-233

AUTHORS

*Trofimov V.L.*¹, *Kubin S.S.*¹, *Filippov Yu. A.*¹, *Kharitonov I.L.*²

¹ Institute of problems of comprehensive exploitation of mineral resources Russian Academy of Sciences, Russia, 111020, Moscow, Kryukovskiy deadlock, d. 4, E-mail: asas_2001@mail.ru;

² JSC «SUEK-Kuzbass», Russia, 652507, Leninsk-Kuznetsky, Vasilyeva str., 1.

REFERENCES

1. Haritonov I.L., Remezov A.V. *Issledovanie opornogo davleniya pri podviganii ochistnogo zaboya pologih ugol'nyh plastov na ranee proydennye vyrabotki* [Analysis of support pressure stope podverganie shallow coal seams in previously completed production]. GIAB. 2016. no 4. pp.292–299.

2. Remezov A.V., Kostinec I.K., Haritonov I.L. i dr. *Gornoe davlenie. Ego proyavleniya pri vedenii gornyh rabot v massive gornyh porod* [Its manifestation in the conduct of mining operations in the array of rocks]. Kemerovo. 2013. 681 p.

3. Haritonov I.L., Remezov A.V. *Razrabotka algoritmov rascheta parametrov opornogo davleniya pri peresechenii peredovyyh gornyh vyrabotok i vvezde ochistnogo zaboya v demontazhnye kamery* [Development of algorithms for calculating the parameters of the reference pressure at the intersection of advanced mine workings and the entrance of the treatment face in the dismantling chamber]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2016. pp.47–55.

4. Nikol'skij A.M., Neverov A.A., Neverov S.A., Shinkevich M.V. *Ocenka napryazhennogo sostoyaniya massiva porod pri podhode lavy k demontazhnoj kamere* [Evaluation of the stress state of the rock mass at the approach to the dismantling chamber]. FTPRPI. 2008. no 5(69). pp.23–27.

5. Zhdankin A.A., Zhdankin N.A. *Prostranstvennoe napryazhenno-deformirovannoe sostoyanie massiva v rajone sopryazhenij vyemochnyh shtrekov s lavoj* [The Spatial stress-strain state of the array in the region of conjugations of the gateways with lava]. FTPRPI. 1985. no 4.

6. Katkov G.A., Zhurilo A.A. *O mekhanizme formirovaniya gornogo davleniya i vzaimodejstviya mekhanizirovannyh krepej s trudnoobrushaemoj krovlej* [On the mechanism of formation of the rock pressure and the interaction of powered roof supports with trudnoreshaemyh roof]. Voprosy gornogo davleniya. 1979. vyp.37.

7. Remezov F.V., Novoselov S.V. *Teoreticheskie i metodicheskie voprosy opredeleniya parametrov opornogo davleniya v gornyh vyrabotkah i praktika ih primeneniya* [Theoretical and methodological issues of determining the parameters of the reference pressure in mining and practice]. Ugol'. 2018. no 6. pp.21–25.

8. Torro V.O., Remezov A.V., Klimov V.V., Dedikov E.A. *Faktory ocenki ustojchivosti demontazhnyh kamer pri formirovanii ih ochistnym zaboem* [Factors of stability assessment of the dismantling chambers during the formation of the treatment chamber]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2017. no 6. pp.47–53.

9. Kravchenko K.V., Babec D.V. *Geomekhanicheskie yavleniya pri otrabotke konechnykh uchastkov lav strugovymi kompleksami* [Geomechanical phenomena at working off of final sites of lavas by plow complexes]. Dnepropetrovsk. NGU. 2015. 108 p.

10. Trubetskoi K.N., Iofis M.A., Kuznetsov S.V., Trofimov V.A. *Basic regularities governing the subsidence of undermined rock strata and deflection of hanging roof at shallow and great depths* [Definition of hanging roof at the shelter and great depots]. Journal of mining science, Consultants Bureau, New York.- 1999.,-vol.35.-no 3.- P.209–215

11. Kuznecov S.V., Trofimov V.A. *Metod ocenki rassloeniya porod krovli protyazhennoj ochistnoj vyrabotki* [Method of evaluation of stratification of rocks of the extended clearing development of the Geodynamics and stress state of the earth's interior]. «Geodinamika i napryazhennoe sostoyanie neдр Zemli». Novosibirsk. 2009.



ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ОБРАЗЦОВ. ПРОБЛЕМЫ ОТБОРА КЕРНА

Рассмотрены лабораторные методы исследования керна (угля и вмещающих пород), включающие в себя геомеханические испытания: одноосное сжатие, объемное сжатие, растяжение (бразильская проба), на основе которых определяется паспорт породы (сцепление, угол внутреннего трения), пределы прочности при различных видах нагружения, упругие характеристики (модуль Юнга, коэффициент Пуассона). Измерение скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн в образце керна при его нагружении до разрушения позволяет определить динамические упругие характеристики угля и породы, а также провести корреляцию с сейсмическими измерениями, полученными на массиве горных пород. Микроскопические исследования дают возможность определить минералого-петрографический состав по аншлифу, экстраполировать эту информацию на керна и далее масштаб выработки. Важной физической характеристикой углей и горных пород является пористость (объемная и поверхностная). Разработан метод и устройство для оценки распределения показателей пористости и трещиноватости по поверхности аншлифа угля и горной породы на основе физических эффектов: капиллярное насыщение, сорбция и люминесценция люминофора в ультрафиолетовом свете. Этот метод позволяет оценить объем закрытых пор. Разработана установка для определения газопроницаемости образцов угольного керна при моделировании пластового давления и температуры. Предлагается устройство для повышения качества отбора угольного керна (проект).

Ключевые слова: керна, напряжение, деформация, предел прочности, паспорт прочности, пористость объемная и поверхностная, микроструктура, фильтрационные свойства.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-234-242

1. Введение

В последнее время в связи с переходом добычи во все более сложные геологические условия на труднодоступные пласты все больше возрастает роль геомеханики для оценки осложнений, которые могут возникнуть во время добычи полезных ископаемых. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород может зависеть от различных факторов: минералого-петрографического типа горных пород, региональной тектоники, процессов эрозии и поднятия, условий осадконакопления и т.д. Поэтому сбор, обобщение данных и проведение

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 234–242.

© О.М. Усольцева, В.Н. Семенов, С.В. Сердюков, Л.А. Рыбалкин, 2018.

анализа изменения физико-механических свойств, трещиноватости угольных пластов и вмещающих пород является актуальной задачей. Для прогнозирования и предотвращения осложнений проводятся постоянные измерения, моделирование и мониторинг геомеханических процессов, происходящих в массиве горных пород. Многие свойства породы могут быть оценены в натурных условиях путем каротажных и сейсмических исследований, однако наиболее подробные и точные результаты измерений получают в лабораториях путем изучения образцов керна. Керна – прямой источник информации о свойствах горных пород.

2. Деформационно-прочностные и ультразвуковые исследования угольных кернов

Деформационно-прочностные характеристики кернов являются базовыми свойствами. В Институте горного дела СО РАН имеется аккредитованная лаборатория и сертифицированное оборудование для выполнения таких исследований.

Для их определения проводятся следующие испытания: одноосное сжатие; объемное сжатие; растяжение; дополнительно сдвиг под тремя различными значениями углов по ГОСТ 21153.5–88; испытание по стандарту ASTM D 5607 (прочность нарушения сплошности при сдвиге с постоянной нормальной сжимающей силой). Определяются следующие характеристики: предел прочности; модуль деформации, модуль Юнга; коэффициент Пуассона, коэффициент поперечной деформации; паспорт прочности породы: угол внутреннего трения, сцепление (рис. 1) [1–5].

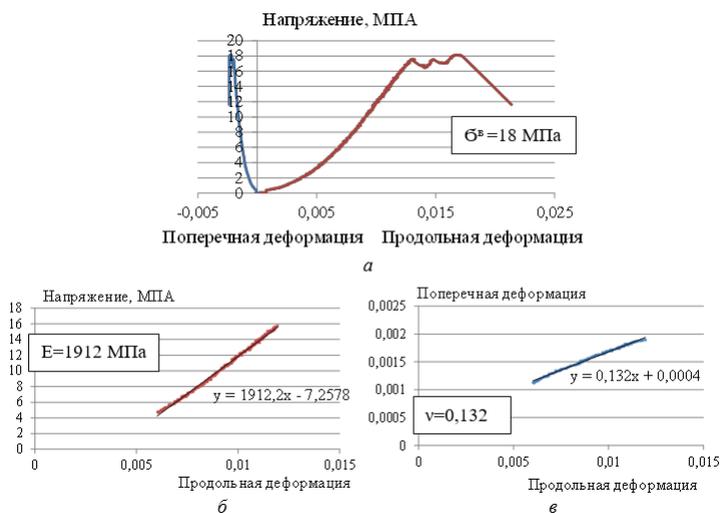


Рис. 1. Определение деформационно-прочностных характеристик образцов горных пород: предела прочности (а), модуля Юнга (б), коэффициента Пуассона (в)

Имеется комплект оборудования для исследования деформационно-прочностных свойств материалов на базе сервогидравлического пресса INSTRON 8802: пресс, температурная печь фирмы INSTRON (диапазон от 20 °С до 300 °С), компрессионная камера бокового давления с максимальным давлением 20 МПа, система для измерения скоростей продольных и поперечных волн в образцах керна Pundit Lab + (Швейцарии), комплект оборудования на базе датчиков фирмы АКС (Москва), компьютерный тепловизор модели ТКВр-СВИТ 101 (рис. 2). Имеется также высокоточное оборудование для обработки кернов: система для изготовления цилиндров и торцевых поверхностей кернов производства Coretest Systems, США. Данное оборудование позволяет проводить нагружение керна, варьируя соотношение осевого и бокового напряжений в широком диапазоне температур, моделируя пластовые условия на месторождении. По результатам испытаний строится паспорт породы: круги Мора, определяется сцепление, угол внутреннего трения.

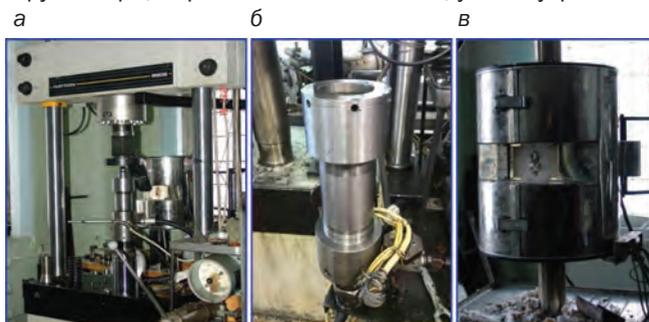


Рис. 2. Сервогидравлический пресс INSTRON 8802 одноосного нагружения образцов породы с усилием 250 кН (а); камера объемного нагружения (б); температурная камера INSTRON (SF868E) (в)

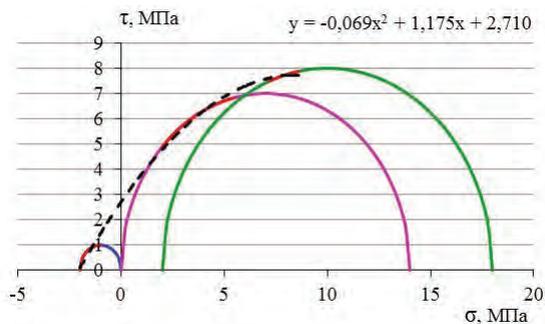


Рис. 3. Построение паспорта прочности угля: сцепление (при $\sigma = 0$) $C_0 = 19$ МПа; угол внутреннего трения $\phi_0 = 41^\circ$

В процессе нагружения керна проводятся измерения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн в образцах горных пород от начала нагружения и вплоть до разрушения [6], рассчитываются динамические характеристики: динамический модуль Юнга и коэффициент Пуассона.

3. Определение объемной и поверхностной пористости

Пористость – одна из основных характеристик углей и горных пород. Коэффициент открытой пористости определяют методом жидкостенасыщения и газоволюметрическим способом [7, 8]. В ИГД СО РАН имеется оборудование для определения открытой пористости двумя методами.

Кроме того, предложен прямой метод исследования распределения компонентов пористости по поверхности аншлифов угля посредством визуализации и количественной оценки размеров пустот, в том числе закрытых пор, что очень важно, так как известными методами оценка их размеров либо невозможна, либо весьма ориентировочна. Разработан метод и устройство для оценки распределения показателей пористости и трещиноватости по поверхности аншлифа угля и горной породы на основе физических эффектов: капиллярное насыщение, сорбция и люминесценция люминофора в ультрафиолетовом свете. В совокупности эти эффекты позволяют использовать микроскопический анализ для выполнения количественных планиметрических исследований поверхностей образцов углей, представленных в виде аншлифов. Микроизображения выводятся на экран монитора для дальнейшего анализа и обработки (рис. 6).

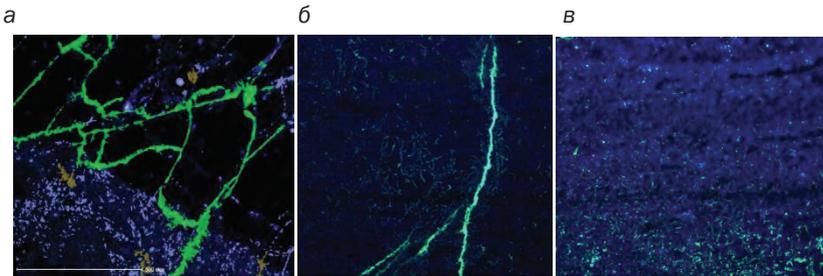


Рис. 6. Микроизображения аншлифа угля под микроскопом: а – область размерами 1х1мм; б – фрагмент с трещиной; в – фрагмент с порами.

Оператором определяются компоненты пористости (поры, трещины, каверны) и специальными программами каждый компонент окрашивается своим цветом. Выделенные оператором графические образы обрабатываются с целью их количественной оценки. Один из примеров результатов анализа представлен в табл. 1.

Анализ распределения компонентов пористости по поверхности аншлафов угля

Проанализированная площадь, мм ²		20,58		
Количество пор		5312		
Пористость общая, %		3,32		
Площадь пор, %		27,98		
Площадь трещин, %		72,02		
Площадь каверн, %		0,0		
Параметры	ср,	max	min	медиана
Диаметр поры, мм	$7,9 \cdot 10^{-3}$	0,12	$3,4 \cdot 10^{-3}$	$4,8 \cdot 10^{-3}$
Площадь поры, мм ²	$1,6 \cdot 10^{-4}$	$1,4 \cdot 10^{-2}$	$1,2 \cdot 10^{-5}$	$2,3 \cdot 10^{-5}$
Объем поры, мм ³	$8,2 \cdot 10^{-6}$	$1,7 \cdot 10^{-3}$	$3,9 \cdot 10^{-8}$	$1,1 \cdot 10^{-7}$
Фактор компактности	0,61	0,79	0,11	0,67
Фактор удлинения	0,68	1,00	0,13	0,75

4. Микроскопические исследования кернов

Микроскопические исследования кернов включают: анализ структуры и химического состава (карты распределения фаз, карты ориентации кристаллитов, рентгеновские карты распределения элементов) на базе электронного сканирующего микроскопа S3400N, с INCA Synergy – интегрированной системой на базе энергодисперсионного анализатора Inca Energy и EBSD HKL Channel 5. Инструментально-программный комплекс Минерал-7 на базе оптического микроскопа для петрографических исследований позволяет проводить анализ пористости породы по изображениям, снятым в поляризованном свете: определение процентного содержания пор, размеров элементов поровой структуры каналов и устьев, автоматическое определение основных породообразующих компонентов с выделением классов, количественный анализ характеристик микроструктуры (гранулометрический состав, параметров формы зерен и т.д.). Данные исследования проводятся на основе анализа аншлафов (рис. 4, 5).

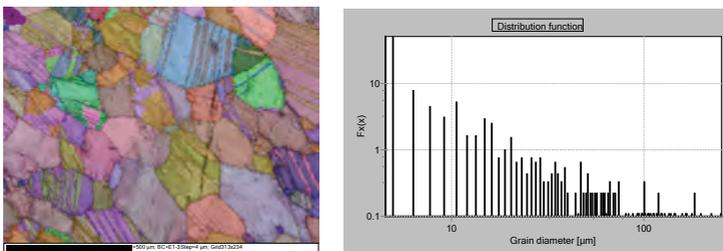


Рис. 4. Результат дифракционного анализа: распределение размеров зерен (по образцу кальцита на микроскопе S3400N)

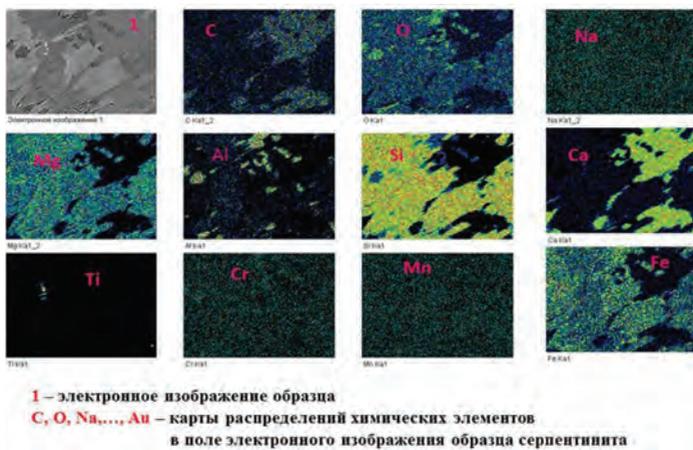


Рис. 5. Карты распределения химических элементов в образце серпентинита

5. Исследование фильтрационных свойств

В ИГД СО РАН имеется оборудование для определения газопроницаемости образцов угольного керна при моделировании пластового давления и температуры, оценки влияния эффекта Клинкенберга на проницаемость угля.

6. Отбор угольных проб

Без качественного отбора кернового материала невозможно получить достоверные сведения о свойствах горных пород. Угольный керн является сложным объектом и для него особо важна технология отбора, т.к. очень сложно обеспечить его высокое качество (вынос, целостность, загрязнение буровым раствором, потеря диаметра, техногенные трещины, раздробленность и т.д.). Отбор проб угля урегулирован в [9–11]. В связи с усложнением объектов исследований повышается роль используемых технологий отбора керна — комплекса различных технологических мероприятий связанных с организацией работ по отбору и подъему керна, организации работ на поверхности, обеспечению безопасной транспортировки керна.

Планируется разработка и изготовление системы для выбуривания керна. Керн отбирается переносной малогабаритной установкой с пневматическим приводом, подключаемым к системе подачи сжатого воздуха на шахтах. Керн помещается в оболочку сразу после его отбора (до выноса на поверхность). В состав оборудования для отбора керна входят: керноприемник с буровой алмазной коронкой; пневматический привод (мотор); блок подготовки воздуха; штанги, центратор керноприемника в скважине; система крепления пневмопривода к борту

выработки; воздушные шланги. В состав оборудования для обеспечения сохранности отобранного керна входят: устройство покрытия керна термоусадочной оболочкой; приспособление для запечатывания торцов керна, помещенного в оболочку, парафином.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ 21153.0—75 Породы горные. Отбор проб и общие требования к методам испытаний.

2. ГОСТ 21153.2—84 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии.

3. ГОСТ 21153.3—85 Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении.

4. ГОСТ 21153.8—88 Породы горные. Методы определения предела прочности при объёмном сжатии.

5. ГОСТ 28985—91 Породы горные. Методы определения деформационных характеристик при одноосном сжатии.

6. ГОСТ 21153.7—75 Породы горные. Определение скорости распространения упругих волн в образцах пород.

7. ГОСТ 26450.0—85 Породы горные. Общие требования к отбору и подготовке проб для определения коллекторских свойств.

8. ГОСТ 26450.2—85. Породы горные. Метод определения коэффициента абсолютной газопроницаемости при стационарной и нестационарной фильтрации.

9. ГОСТ 10742—71. Угли бурые, каменные, антрацит, горючие сланцы и угольные брикеты. Методы отбора и подготовки проб для лабораторных испытаний.

10. Руководство по безопасности «Рекомендации по определению газоносности угольных пластов», Нормативные документы в сфере деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности, 2016, Выпуск 48.

11. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по определению инкубационного периода самовозгорания угля». Нормативные документы в сфере деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору. Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности, 2013, Выпуск 38. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Усольцева О.М. — кандидат физико-математических наук, руководитель ЦКП геомеханических, геофизических и геодинамических измерений СО РАН,

Семенов В.Н. — главный специалист,

Сердюков С.В. — доктор технических наук, заведующий лабораторией физических методов воздействия на массив горных пород,

Рыбалкин Л.А. — младший научный сотрудник,
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Ново-
сибирск, Красный проспект, 54 тел. (383)330–96–41, e-mail: usoltseva57@
mail.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 234–242.

Usol'tseva O.M., Semenov V.N., Serdyukov S.V., Rybalkin L.A.

Laboratory studies of coal samples. problems of core recovery

The article deals with laboratory methods for studying core (coal and host rocks), including geomechanical tests: uniaxial compression, volumetric compression, stretching (Brazilian test), on the basis of which the rock passport (adhesion, angle of internal friction), strength limits for various types of loading, elastic characteristics (Young's modulus, Poisson's ratio) are defined. Measurement of the propagation velocities of elastic longitudinal and transverse waves in samples allows to determine the dynamic elastic characteristics of coal and rock specimen during loading before failure, and also to correlate dynamic characteristics with seismic measurements obtained on a rock mass. Microscopic studies make it possible to determine the mineralogical-petrographic composition of rock using surface of polished sections, to extrapolate this information to the core and further the scale of excavation. Porosity (volumetric and surface) is an important physical characteristic of coals and rocks. The method and device are developed for estimating the distribution of porosity and fracturing characteristics over coal and rock surface of polished sections on the basis of physical effects: capillary saturation, sorption and luminescence of a luminophore in ultraviolet light. This method allows to estimate the volume of closed pores. The equipment was developed for determining of gas permeability in coal core samples under reservoir pressure and temperature. The device is proposed to improve the quality of coal core sampling (project).

Key words: rock, coal, core, stress, deformation, ultimate strength, strength test certificate, bulk and surface porosity, microstructure, filtration properties.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-234-242

AUTHORS

Usol'tseva O.M., candidate of physico-mathematical sciences., Head of The Shared Use Center for Geomechanical, Geophysical, and Geodynamic Measurements, SB RAS,
Semenov V.N., Main Specialist,
Serdyukov S.V., Doctor of Technical Sciences, Head of laboratory of Physical Stimulation Methods for Rock Mass,
Rybalkin L.A., junior researcher,
Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences,
Krasnyi pr. 54, Novosibirsk, 630091 Russia, tel. (383)330-96-41, e-mail:
usoltseva57@mail.ru.

REFERENCES

1. GOST 21153.0–75 Porody gornye. Otkor prob i obshchie trebovaniya k metodam ispytaniy.

2. GOST 21153.2—84 Porody gornye. Metody opredeleniya predela prochnosti pri odnoosnom szhatii.
3. GOST 21153.3—85 Porody gornye. Metody opredeleniya predela prochnosti pri odnoosnom rastyazhenii.
4. GOST 21153.8—88 Porody gornye. Metody opredeleniya predela prochnosti pri ob»yomnom szhatii.
5. GOST 28985—91 Porody gornye. Metody opredeleniya deformacionnyh karakteristik pri odnoosnom szhatii.
6. GOST 21153.7—75 Porody gornye. Opredelenie skorosti rasprostraneniya uprugih voln v obrazcah porod.
7. GOST 26450.0—85 Porody gornye. Obshchie trebovaniya k otboru i podgotovke prob dlya opredeleniya kollektorskih svojstv.
8. GOST 26450.2—85. Porody gornye. Metod opredeleniya koeficienta absolyutnoj gazopronicaemosti pri stacionarnoj i nestacionarnoj fil'tracii.
9. GOST 10742—71. Ugli burye, kamennye, antracit, goryuchie slancy i ugol'nye brikety. Metody otbora i podgotovki prob dlya laboratornyh ispytanij.
10. *Rukovodstvo po bezopasnosti «Rekomendacii po opredeleniyu gazonosnosti ugol'nyh plastov», Normativnye dokumenty v sfere deyatel'nosti Federal'noj sluzhby po ekologicheskomu, tekhnologicheskomu i atomnomu nadzoru* [Safety guide «Recommendations for determining the gas content of coal seams», Normative documents in the sphere of activity of the Federal service for environmental, technological and nuclear supervision]. Seriya 05. Dokumenty po bezopasnosti, nadzornoj i razreshitel'noj deyatel'nosti v ugol'noj promyshlennosti, 2016, Vypusk 48.
11. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Instrukciya po opredeleniyu inkubacionnogo perioda samovozgoraniya uglya»* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «instructions for determining the incubation period of spontaneous combustion of coal». Normativnye dokumenty v sfere deyatel'nosti Federal'noj sluzhby po ekologicheskomu, tekhnologicheskomu i atomnomu nadzoru. Seriya 05. Dokumenty po bezopasnosti, nadzornoj i razreshitel'noj deyatel'nosti v ugol'noj promyshlennosti, 2013, Vypusk 38.



ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ПОДГОТОВКИ ПОРОД ВЗРЫВОМ НА РАЗРЕЗЕ «ЗАРЕЧНЫЙ»

Актуальность работы заключается в повышении производительности выемочно-погрузочного оборудования на угольных разрезах. Решение этой проблемы возможно за счет качественной подготовки горной массы взрывом. Наиболее перспективным способом повышения эффективности взрывных работ является комплексный подход, включающий бурение скважин по нормали к напластованиям и применение конструкции скважинного заряда рационально распределяющего энергию взрыва в пространстве горного массива за счет использования забойки, низкоплотного промежутка между частями заряда ВВ и придонного скважинного компенсатора на основе пеногелей.

Ключевые слова: экскаватор, производительность, скважина, буровзрывные работы, пена, гель, затраты, экономическая эффективность.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-243-251

Совершенствование технологии ведения взрывных работ, обеспечивающей безопасные и производительные условия эксплуатации экскаваторов с увеличенной емкостью ковша, является задачей, требующей внимания. С позиций оценки производительности экскаваторов качество взрывной подготовки пород к выемке характеризуется кусковатостью и разрыхленностью взорванной горной массы. Численно эти факторы принято измерять средним диаметром куска в развале и средним значением коэффициента разрыхления горной массы.

Горно-геологические условия в разреза «Заречный» разнообразны и сложны. Пласты залегают в виде свит от пологого до крутого падения. Вскрышные породы представлены песчаниками, алевролитами и аргиллитами. Структура породных массивов иногда даже в пределах одного взрываемого блока изменяется от мелкоблочной (с размерами естественных отдельностей 200–400 мм) до крупноблочной (с размерами отдельностей 3000–5000 мм и более). В ряде случаев дробление горных пород, особенно крупноблочной структуры по существующей технологии ведения взрывных работ недостаточно для обеспечения производительной работы горного и транспортного оборудования. Поэтому повышение качества подготовки горной массы

к выемке экскаватором является первостепенной задачей открытых горных работ.

Одним из важных направлений совершенствования взрывных работ является повышение эффективности взрыва в результате рационального перераспределения энергии взрывчатого вещества. Изменяя пространственное расположение скважинных зарядов в массиве горных пород можно рационально распределять энергию взрыва в массиве.

Механизмом разрушения породы взрывом, протекающим под совокупным воздействием продуктов детонации, ударных волн и волн разрежения занимались Ф.А. Баум [1], Г.И. Покровский [2], А.Н. Ханукаев [3], Г.П. Парамонов [4] и зарубежные авторы [5–9].

Придерживаясь классических представлений о механизме разрушения горных пород со слоистой структурой, взрывная подготовка пород к выемке методом скважинных зарядов включает бурение параллельных рядов вертикальных или наклонных скважин, зарядание их взрывчатым веществом с последующей забойкой, монтаж взрывной цепи и короткозамедленное взрывание. Скважины размещаются друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной или шахматной сетке. При проектировании взрывов не учитываются взаимосвязи сдвиговых напряжений в направлении слоистости и направлении трещиноватости массива. В этом случае в массиве ось скважины пересекает плоскость напластований под некоторым углом α . Наиболее благоприятные условия для дробления массива наступают, когда угол $\alpha=90$ град. и нагрузка разрушения в слое строго перпендикулярна напластованию, либо при простирании напластований параллельно оси скважины.

Поэтому для равномерного дробления массива при неблагоприятном расположении заряда относительно напластований применяют увеличенный удельный расход взрывчатого вещества.

Анализ качества взрывной подготовки породы к выемке на разрезе «Заречный» в Кузбассе позволил получить закономерность изменения размеров куска в развале в зависимости от пространственного расположения скважин в слоистом массиве (рис. 1).

Анализ графика показывает, что хорошее качество подготовки вскрыши к выемке получено при бурении скважин относительно плоскости напластований под углом 85–90 град. и в случае совпадения направления бурения с плоскостью напластований.

Поэтому с целью получения равномерного дробления породы в пределах всего уступа перед проектированием буровзрывных работ было проведено обследование массива георадаром «ОКО-2» с экранированным разборным антенным блоком «АБ-90». Анализ радарограмм и фотографий откоса уступа в направлении с запада на восток показал, что угол падения поверхностей напластований составляет 10–22 град., а азимут их падения 120–140 град. Затем поверхностей напла-

стований выполняется. Через 85–100 м напластования меняют угол падения до 146 град.

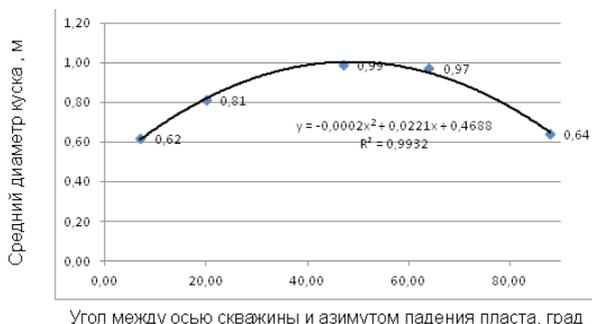


Рис. 1. Изменение размера куска в развале в зависимости от угла встречи скважинного заряда с напластованиями массива

Взрывание горного массива объемом 136908 м³ проводили в забое экскаватора РН-2300 № 2387 с вместимостью ковша 25 м³ на горизонте +279. Высота уступа составляла 15 м. Диаметр скважин $d=0,2$ м. Породы представлены песчаником, который относится к средневзрываемым среднеблочным породам. Коэффициент крепости по проф. М.М. Протодьяконову $f = 5,5$. Средний диаметр естественной отдельности составляет $d_e = 1,1$ м. Сетка скважин прямоугольная размером 6×6 м. Поскольку ФНиП РУМОС [10] позволяют устанавливать буровой станок под любым углом по отношению к откосу уступа, то в западной части блока скважины бурили под углом 75 град. к горизонту при этом проекция оси бурового става на плоскость напластований была близка к нормали относительно азимута простираения напластований (рис. 2, а). Средняя часть блока обуривалась по обычной схеме, когда скважины бурили под углом 75 град. к горизонту, а проекция продольной оси бурового станка была перпендикулярна откосу уступа (рис. 2, б). В восточной части блока скважины бурили под углом 75 град. к горизонту при этом проекция оси бурового става на плоскость напластований была близка к перпендикуляру относительно азимута падения напластований (рис. 2в).

Предложенный способ бурения скважин в массиве [11] позволил повысить качество подготовки пород к экскавации и в конечном итоге увеличить производительность экскаватора РН-2300 № 2387 с вместимостью ковша 25 м³ с 13 до 15 тыс. м³ в смену.

В конструкции скважинного заряда при прочих равных условиях значительную роль имеет материал и качество забойки. Забойка скважин предназначена для увеличения импульса продуктов детонации за счет продолжительности их воздействия на массив.

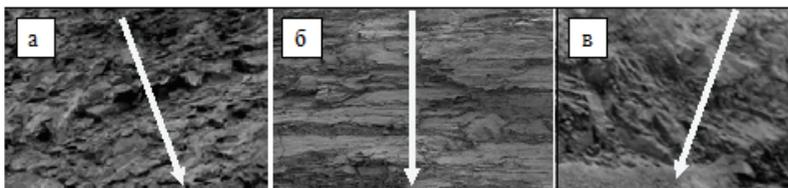


Рис. 2. Направление бурения скважин (стрелки) в зависимости от изменения угла падения пород в пределах рабочего горизонта

На разрезах Кузбасса, т. ч. и на разрезе «Заречный» АО «СУЭК-Кузбасс» в качестве забойки, как правило, используется буровая мелочь. Величину забойки из буровой мелочи рекомендуется принимать пропорционально диаметру скважин [12–13]. Буровая мелочь и другие высокоплотные материалы, используемые в качестве забойки, обладают или высокими инерционными характеристиками или высоким сцеплением со стенками скважины. Несмотря на это время задержки продуктов детонации в зарядной камере до вылета твердой забойки из устья скважин составляет не более 7 мс.

Увеличить время воздействия продуктов детонации на массив возможно только за счет перераспределения энергии взрыва, что обеспечивается пережатием устья скважины. Такой эффект можно достигнуть с помощью забойки из низкоплотных материалов, например, пеногеля [14–15].

Для того, чтобы предотвратить непосредственный контакт пеногеля с ВВ и обеспечить требование п. 186 ФНиП [16] при забойке скважин пеногелем были использованы гидроизолирующие рукава. В этом случае более рационально используется пеногель, с одной стороны, и, с другой стороны, можно управлять величиной необходимого количества пеногеля, создающего запирающий эффект. Влияние внешней среды в производственных условиях изменение устойчивости пеногелей иллюстрируется зависимостями (рис. 3).

Для проведения эксперимента по подготовке горной массы к выемке был выбран блок Зв-322в с породным массивом из песчаника крепостью $f = 5,5$ по шкале М.М. Протодьяконова. Бурение скважин диаметром 0,2 м проводилось буровым станком DML № 1200. Глубина скважин составляла 15 м. К моменту взрыва во всех скважинах столб пеногелевой забойки должен быть примерно одинаковым и составлять около 4 м. На контрольном участке блока Зв-322в забойка скважин проводилась по применяемой на разрезе технологии, т. е. буровой мелочью.

При экскавации горной массы производительность экскаватора РН-2300 № 2387 вместимостью ковша 25 м³ на экспериментальном участке увеличилась с 13 до 15 тыс. м³ в смену.

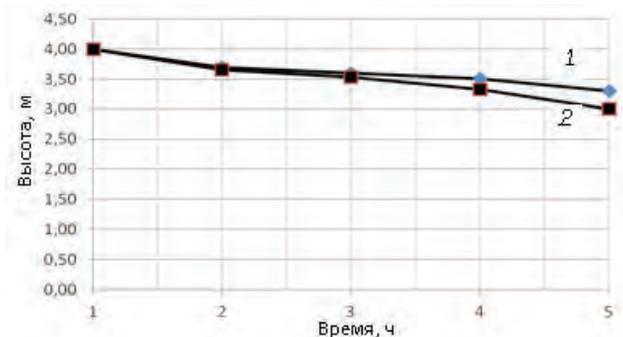


Рис. 3. Изменение высоты колонки пеногелевой забойки после заливки в скважину: 1, 2 – соответственно с 2% и 50% концентрацией пенообразователя

Оценка экономической целесообразности применения пеногелевой забойки основана на сравнении с технологией ведения взрывных работ, характерной для угольного разреза «Заречный».

Техническим результатом новой технологии ведения взрывных работ является возможность расширения сетки скважин. Это значит, что выход горной массы с 1 погонного метра скважин пропорционально увеличивается, а удельный расход ВВ уменьшается.

Расчет удельных затрат на буровзрывные работы по методике [17] позволил получить зависимость изменения удельных затрат на взрывные работы при использовании пенообразователя с различной концентрацией (рис. 4).

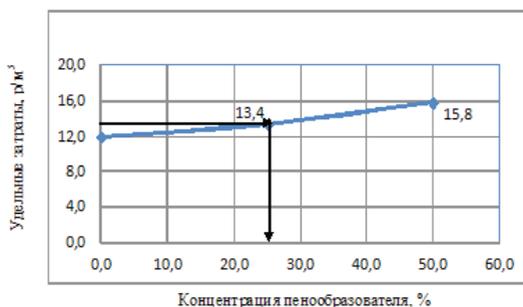


Рис. 4. Изменение удельных затрат на взрывные работы в зависимости от концентрации пенообразователя в пеногеле

Ожидаемая экономическая эффективность от внедрения новой технологии ведения взрывных работ определяется как разница удельных затрат на взрывную подготовку вскрышных пород по базовому и

предлагаемому варианту с учетом объема взорванной породы. При использовании забойки из пеногеля с концентрацией пенообразователя 2% экономический эффект составит около 40 млн. р./год. При увеличении концентрации пенообразователя в составе пеногеля до 25% экономический эффект снизится до нуля. При концентрации пенообразователя в составе пеногеля более 25% его применение становится экономически невыгодным.

Одним из наиболее эффективных методов интенсификации подготовки горной массы к выемке и снижению удельного расхода ВВ является применение в колонке скважинного заряда ВВ инертных промежутков.

Устройство для создания низкоплотного промежутка в скважинном заряде ВВ включает гидроизолирующую оболочку с обратным клапаном, выполненным в виде сходящихся лепестков на одном ее торце, а на противоположном торце гидроизолирующей оболочки закреплен стопор. Устройства могут быть использованы в качестве придонного компенсатора, промежутка для рассредоточения частей заряда ВВ и в качестве забойки у торца верхней части заряда ВВ. На устройство получено положительное решение на изобретение и его планировалось испытать на разрезе Заречный в 2018 г.

В заключении следует отметить перспективность предлагаемых технических решений, которые позволят снизить удельный расход ВВ и получить ощутимый эффект в случае их полного использования в производственных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Баум Ф.А., Бережец М.А. Определение начальных параметров ударных волн в горных породах в условиях контактного взрыва и закона сжимаемости пород при высоких давлениях // Сб.: Взрывное дело № 49/6. – М.: Госгортехиздат, 1962.
2. Покровский Г.И. Взрыв. – М.: Недра, 1973. – 182 с.
3. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.
4. Пармонов Г.П. Оценка влияния трещиноватости массива на его разрушение при производстве взрывных работ. – С-П.: Записки Горного института, 2013. – Т. 204. – С. 294–296.
5. M.A. Cook. The Science of High Explosives, ACS Monograph No. 139, Reinhold Publishing Company, (1958).
6. The Science of Industrial Explosives. M.A. Cook Founder and Chairman of the board Ireco chemicals. Salt Lake City, Utah, (1974).
7. K. Hino. Fragmentation of rock through blasting and Shock wave theory of blasting. Quarterly of the Colorado School of Mines. Vol. 51, № 3. (1956).
8. K. Hino. Effect of Discontinuity of Rock on Fragmentation. Journal of the Industrial Explosives Society, Japan., Vol. 18, № 4, (1957).

9. T. Sakurai. On measurement of blasting energies by ballistic mortar. Journal of the industry. Explosives. Society. Japan. V. 20, № 1, March, (1959).

10. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом», утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 20 ноября 2017 года № 488.

11. Патент RU № 2604074 . Катанов И.Б. Способ ведения взрывных работ. 2016. Бюл. № 34.

12. Репин Н.Я. Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1. Уч.пособ. – М.: Мир горной книги, изд-во МГГИ, 2009. – 188 с.

13. Кутузов Б.Н. Проектирование и организация взрывных работ: Учебник / Под общ. ред. проф. Б.Н. Кутузова. – М.: изд-во «Горная книга», 2012. – 416 с.

14. Катанов И.Б., Федотенко В.С. Низкоплотные материалы в конструкции скважинных зарядов на карьерах. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2012. – 124 с.

15. Любимов В.Н., Скушников А.И. Использование водорастворимых полимеров для повышения устойчивости противопожарных пен // Безопасность в техносфере, (июль–август), 2014. № 4. – С. 55–58.

16. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605. – Екатеринбург: ИД «Урал Юр Издат», 2014 – 280с.

17. Сысоев А.А. Инженерно – экономические расчеты для открытых горных работ: уч. пос. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 2005. – 179 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Катанов И.Б. — доктор технических наук, профессор кафедры открытые горные работы, e-mail: kib.rmpio@kuzstu.ru/+7-923-604-28-10, Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 243–251.

Katanov I.B.

The improvement of quality of preparation of rocks by explosion on the cut «Zarechnyy»

The relevance of work consists in increase in productivity of you-emochno-loading equipment on coal mines. The solution of this problem is possible due to high-quality preparation of mountain weight explosion. The most perspective way of increase in efficiency of explosive works is the integrated approach including well-drilling on normals to beddings and application of a design of a borehole charge of the explosion which is rationally distributing energy in massif space due to use of a zaboyka, a low-density interval between parts of a charge of VV and the benthonic borehole compensator on the basis of penogely.

Key words: excavator, productivity, drilling and blasting, foam, gel, costs, economic efficiency.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-243-251

AUTHORS

Katanov I.B., Dr. Sc. In Engineering, e-mail:kib.rmpio@kuzstu.ru/+79236042810, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

REFERENCES

1. Baum F.A., Berezhec M.A. *Opredelenie nachal'nyh parametrov udarnykh voln v gornyyh porodah v usloviyah kontaktnogo vzryva i zakona szhimaemosti porod pri vysokih davleniyah* [Definition of initial parameters of the shottion of waves in rocks in the conditions of contact of explosion and the law of compressibility of rocks at high pressures]. Sb.: Vzryvnoe delo no 49/6. Moscow: Gosgortekhzidat, 1962.
2. Pokrovskij G.I. *Vzryv* [Explosion]. Moscow: Nedra, 1973. 182 p.
3. Hanukaev A.N. *Energiya voln napryazhenij pri razrushenii porod vzryvom* [The energy of stress waves in the destruction of rocks vzryvom]. Moscow: Gosgortekhzidat, 1962. 200 p.
4. Paramonov G.P. *Ocenka vliyaniya treshchinovatosti massiva na ego razru-shenie pri proizvodstve vzryvnykh rabot* [Assessment of the impact of fracturing of the massif on its destruction in the production of blasting]. Saint-Petersburg: Zapiski Gornogo instituta, 2013. T. 204. pp. 294–296.
5. Cook M.A. *The Science of High Explosives*, ACS Monograph No. 139, Reinhold Publishing Company, (1958).
6. Cook M.A. *The Science of Industrial Explosives*. Founder and Chairman of the board Ireco chemicals. Salt Lake City, Utah, (1974).
7. Hino K. *Fragmentation of rock through blasting and Shock wave theory of blasting*. Quarterly of the Colorado School of Mines. Vol. 51, no 3. (1956).
8. Hino K. *Effect of Discontinuity of Rock on Fragmentation*. Journal of the Industrial Explosives Society, Japan., Vol. 18, no 4, (1957).
9. Sakurai T. *On measurement of blasting energies by ballistic mortar*. Journal of the industry. Explosives. Society. Japan. V. 20, no 1, March, (1959).
10. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti «Pravila bezopasnosti pri razrabotke ugol'nyh mestorozhdenij otkrytym sposobom», utverzhdeny prikazom Federal'noj sluzhby po ekologicheskomu, tekhnologicheskomu i atomnomu nadzoru ot 20 noyabrya 2017 goda no 488* [Federal norms and rules in the field of industrial safety «safety rules for the development of open-pit coal deposits», approved by the order of the Federal service for environmental, technological and nuclear supervision of November 20, 2017 no 488].
11. *Patent RU no 2604074*. Katanov I.B. Sposob vedeniya vzryvnykh rabot. 2016. Byul. no 34.
12. Repin N.Ya. *Podgotovka gornyyh porod k vyemke*. Ch. 1. Uch.posob. Moscow: Mir gornoy knigi, izd-vo MGGI, 2009. 188 p.
13. Kutuzov B.N. *Proektirovanie i organizaciya vzryvnykh rabot* [Design and organization of blasting operations: the Textbook]: Uchebnik / Pod obshch. red. prof. B.N. Kutuzova. Moscow: izd-vo «Gornaya kniga», 2012. 416 p.
14. Katanov I.B., Fedotenko V.S. *Nizkoplotnye materialy v konstrukcii skvazhinnyh zaryadov na kar'erah* [low-Density materials in the construction of borehole charges in the quarries]. Kemerovo: Kuzbassvuzizdat, 2012. 124 p.
15. Lyubimov V.N., Skushnikova A.I. *Ispol'zovanie vodorastvorimyykh polimerov dlya povysheniya ustojchivosti protivopozharnyykh pen* [Use of water-soluble polymers to improve

the resistance of fire-fighting foams]. *Bezopasnost' v tekhnosfere*, (iyul'-avgust), 2014. no 4. pp. 55–58.

16. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopas-nosti «Pravila bezopasnosti pri vzryvnyh rabotah»*. *Utverzhdeny Prikazom Rostekhnadzora ot 16.12.2013* [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules for blasting operations». Approved by the order of Rostekhnadzor of 16.12.2013]. no 605. Ekaterenburg: ID «Ural Yur Izdat», 2014 280 p.

17. Sysoev A.A. *Inzhenerno ekonomicheskie raschety dlya otkrytyh gornyh rabot* [Engineering and economic calculations for open-pit mining]: uch. pos. Kemerovo: GU KuzGTU, 2005. 179 p.



**И.Л. Харитонов, С.С. Кубрин,
И.М. Закоршменный, Д.И. Блохин**

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНЫХ КАМЕР ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Представлены результаты оценки эффективности выполнения демонтажных работ при отработке мощных пологих пластов на предприятиях АО «СУЭК-Кузбасс». По данным инструментальных наблюдений выявлено снижение несущей способности кровли, обусловленное негативным влиянием перераспределения опорного горного давления на пластах мощностью более 4 м при формировании демонтажных камер с использованием ранее пройденных выработок. Описаны технологические решения, позволяющие уменьшить трудоемкость и продолжительность демонтажных работ.

Ключевые слова: угольная шахта, очистной забой, опорное давление, демонтажные камеры, технологические решения.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-252-258

В настоящее время изучение процессов и разработка эффективных технологических схем формирования, крепления и поддержания демонтажных камер при ведении горных работ на угольных пластах мощностью более 4 м остается одной из актуальных задач горного производства [1, 2]. Так выбор способа подготовки демонтажных камер, не учитывающего активизацию негативных геомеханических процессов, таких как вывалообразование, увеличение давления на крепь и отжим угля, вызванных перераспределением опорного давления в зоне проведения демонтажных работ, может привести к существенному увеличению срока демонтажа [3]. Поэтому представляется необходимым проведение исследований изменений опорного давления в период подготовки к демонтажу и демонтажа механизированного комплекса [4, 5].

Ниже представлены результаты анализа натуральных инструментальных измерений смещений кровли вдоль выемочных столбов пласта Байкаимский шахты 7 ноября АО «СУЭК-Кузбасс». Также приводятся технологические решения, принятые на основе анализа этих данных, и позволяющие минимизировать влияние опорного давления при форми-

ровании демонтажных камер при обработке мощных пологих угольных пластов.

Мощность описываемого пласта в среднем составляет 4,6 м. Вмещающие породы обладают высокой степенью изменчивости физико-механических свойств, что обуславливает наличие зон склонных к обрушению. Обработка выемочных участков по пласту велась механизированным комплексом Тагор 24/50. Горные работы велись на глубине около 200 м. Для демонтажа использовались способы подготовки демонтажных камер, как заблаговременно подготовленных, так и сформированных с помощью очистного комбайна. При этом были опробованы различные элементы крепления демонтажных камер.

Инструментальные измерения проводились вдоль вентиляционных штреков [4]. Репера устанавливались равномерно вдоль всего выемочного столба, согласно проекту размещения замерных станций. Ниже представлены результаты измерений смещений кровли при подготовке демонтажных камер №№ 1390 и 1325 радикально отличающихся способом подготовки.

С целью сокращения сроков подготовки очистного комплекса к демонтажу в данном случае был заблаговременно пройден демонтажный ходок шириной 4 м на границе у охранного целика (рис. 1). Заранее пройденный ходок должен был сократить временные затраты при подготовке демонтажной камеры.

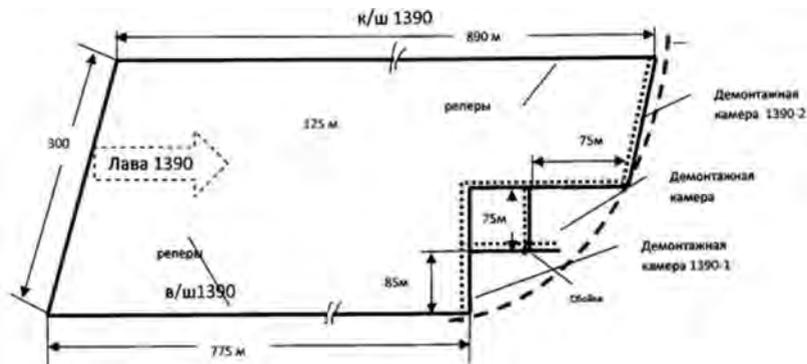


Рис. 1. Схема обработки выемочного участка № 1390

На рис. 2 представлена зависимость изменений вертикальных смещений кровли от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$. При приближении к демонтажной камере величина смещений резко увеличивается, что говорит о значительном повышении напряженного состояния горного массива в этой зоне.

В результате, заблаговременно произведенные работы стали причиной обрушения пород непосредственной кровли при приближении

механизированного комплекса к демонтажной камере. На разбор завала и перекрепление выработки было затрачено около семи дней. Поэтому ожидаемый эффект сокращения сроков подготовки очистного комплекса к демонтажу не был получен. Кроме того, расслоившиеся породы непосредственной кровли и пустоты в кровле выработки, образовавшиеся из-за вывала пород, усугубили процесс демонтажа, скорость которого не превысила 2–3 секции в сутки, а общая продолжительность составила более 50 дней.

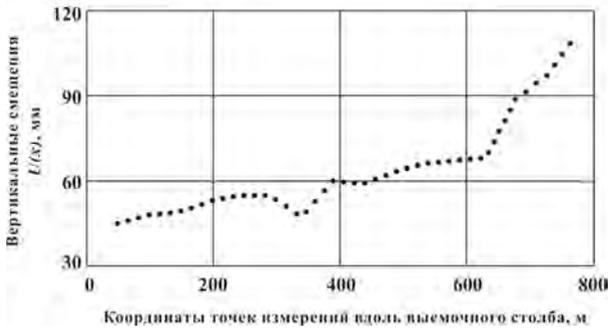


Рис. 2. Зависимость изменений вертикальных смещений кровли от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$ (очистной забой № 1390)

При доработке лавы № 1325 шахты им. 7 Ноября механизированным комплексом было принято решение о формировании демонтажной камеры очистным комбайном по мере продвижения комплекса (рис. 3). При этом в качестве крепи демонтажного хода и перекрытия над секциями применили сталеполимерную анкерную крепь в составе: анкера А-20В L=2200 мм (анкера первого уровня); анкера АК-01 L=5000 мм (анкера второго уровня); продольные подхваты из желобчатого профиля; продольные подхваты из СВП-17; полимерную сетку.

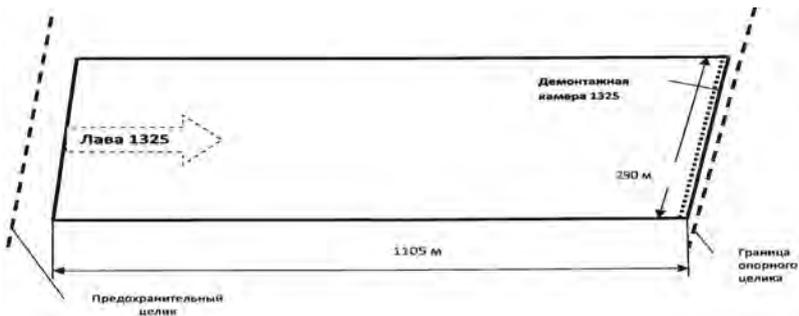


Рис. 3. Схема обработки выемочного участка № 1325

На рис. 4 представлена зависимость вертикальных смещений от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$, полученная в очистном забое № 1325. В данном случае, отсутствие заранее пройденных выработок обуславливает достаточно «монотонный» характер, представленной на рис. 4 зависимости $U(x)$.

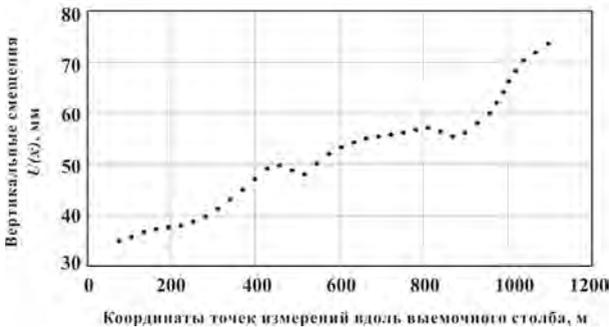


Рис. 4. Зависимость вертикальных смещений от координаты точки измерений вдоль выемочного столба $U(x)$ (очистной забой № 1325)

Отметим, что процесс подготовки демонтажной камеры, характеризовался отсутствием отслоений пород кровли, деформаций крепи выработки, отжимов в бортах, что позволило демонтировать без проблем секции массой 32 тонны.

Вместе с тем данный способ подготовки демонтажных камер характеризуется достаточно большим объемом работ по установке анкерной крепи, который входит в цикл выемки угля последовательно с другими операциями и не может выполняться параллельно с операциями по добыче угля. Это приводит к увеличению затрат времени на процесс подготовки демонтажных камер. В данном случае камера готовилась в течении 3,5 недель.

Для сокращения сроков подготовки демонтажных камер специалистами АО «СУЭК-Кузбасс» в соответствии с горно-геологическими условиями шахты разработан и опробован альтернативный способ формирования демонтажной камеры.

Способ предусматривает применение специальной полимерной сетки, состоящей из капроновой нити разной толщины, залитой полимером. Используемая сетка фирмы Huesker (Германия) предназначена для крепления кровли и удержания породы от просыпания во время демонтажа секций крепи очистного механизированного комплекса и имеет прочность до 60 т на 1 кв.м полотна. Сетка пластичная, не имеет острых травмоопасных кромок, прочная и легкая в применении. Способ перетяжки кровли полностью механизирован.

Формирование демонтажной камеры с использованием специальной сетки опробовано для демонтажа механизированного комплекса

ДВТ на глубине 280 м. Заводка комплекса под сетку производилась на 17 циклах (стружках) с вынимаемой мощностью 4 м, с оставлением угольной пачки в кровле пласта мощностью 0,5 м. Для крепления сетки применялись анкера длиной 2,9 и 4,2 м.

После формирования демонтажной камеры оставшаяся часть полимерной сетки была опущена вдоль груди забоя на высоту 2,5 м и закреплена сталепластиковыми анкерами длиной 1,6 м.

Данный способ формирования демонтажной камеры позволил снизить период заводки механизированного комплекса под демонтаж до 11 суток и значительно повысить безопасность и эффективность труда.

На основе анализа результатов инструментальных исследований на шахте 7 ноября АО «СУЭК-Кузбасс» были сделаны следующие выводы:

1) При заблаговременной подготовке демонтажных камер, в кровле пласта заранее пройденной выработки происходит пространственное перераспределение напряженно-деформированного состояния массива горных пород, что приводит к расслоению пород непосредственной и основной кровли и последующему их обрушению.

2) Формирование демонтажных камер в результате работы очистного забоя по добыче угля является наиболее благоприятным вариантом подготовки к проведению демонтажных работ.

3) В процессе формирования демонтажных камер в выемочном столбе рекомендуется применение анкерного крепления и полимерной сетки, что благоприятно сказывается на безопасности выполняемых работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. *Артемьев В.Б., Логинов А.К., Лупий М.Г., Ясюченя С.В. Демура В.Н.* Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭК-Кузбасс». – Уголь. – 2010. – № 6. – С.

2. *Карпов Г.Н.* Особенности демонтажа лав, оборудованных современными высокопроизводительными комплексами, при отработке пологих мощных пластов // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2012. – №4. – С. 390 – 393.

3. *Ремезов А.В., Костинцев И.К., Харитонов В.Г., Рябков Н.В., Жаров А.И., Климов В.В., Харитонов И.Л., Новоселов С.В.* Горное давление. Его проявления при ведении горных работ в массиве горных пород: монография. – Кемерово, 2013. – 681 с.

4. *Харитонов И.Л., Ремезов А.В.* Исследование опорного давления при подвигании очистного забоя пологих угольных пластов на ранее пройденные выработки // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 4. – С. 292 – 299.

5. *Харитонов И.Л.* Проявление горного давления при подготовке демонтажных камер различными способами // Уголь. – 2016. – № 12. – С. 37–39. **ГИАБ**

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Харитонов Игорь Леонидович – Заместитель технического директора, начальник технического управления АО «СУЭК-Кузбасс», 652507, г. Ленинск-Кузнецкий, Россия;

Кубрин Сергей Сергеевич – доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией ИПКОН РАН, Тел.: +7 (495) 360-07-35, e-mail: s_kubrin@mail.ru;

Закоршменный Иосиф Михайлович – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник ИПКОН РАН;

Блохин Дмитрий Иванович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник ИПКОН РАН.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 252–258.

Kharitonov I.L., Kubrin S.S., Zakorshmennyi I.M., Blokhin D.I.

Technology efficiency estimation of break-down chambers formation at processing of thick flat coal seams

The results of performance efficiency estimation of thick flat seam mining at enterprises of JSK «SUEK-Kuzbass» are presented. According to the instrumental observations, the reduction of bearing capacity of the seam roof are observed, which caused by negative redistribution of bearing pressure in seams more than 4 meters thick while forming break-down chambers using earlier coal roadways. Technological solutions, which allow to reduce labor and duration of mining are described.

Key words: coal mine, breakage face, bearing pressure, break-down chambers, technological solutions.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-252-258

AUTHORS

Kharitonov I.L., Deputy Technical Director, Chief of Technical Management «SUEK-Kuzbass», JSK Leninsk-Kuznetskiy, 652507, Russian Federation;

Kubrin S.S., Chief of the laboratory, Doctor of Science in Technics, Professor, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, 111020, Russian Federation, Tel.: +7 (495) 360-07-35, e-mail: s_kubrin@mail.ru;

Zakorshmennyi I.M., Leading researcher scientist, Doctor of Science in Technics, Professor, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, 111020, Russian Federation

Blokhin D.I., Senior researcher scientist, PhD (Candidate of Science in Technics), Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, 111020, Russian Federation.

REFERENCES

1. Artem'ev V.B., Loginov A.K., Lupij M.G., Yasyuchenya S.V. Demura V.N. *Al'ternativnye tekhnologii formirovaniya demontazhnyh kamer v usloviyah OAO «SUEK-Kuzbass»* [Alternative technologies of formation of dismantling chambers under the conditions of OJSC «SUEK-Kuzbass»]. *Ugol'*. 2010. no 6.
2. Karpov G.N. *Osobennosti demontazha lav, oborudovannyh sovremennymi vysokoproizvoditel'nymi kompleksami, pri otrabotke pologih moshchnyh plastov* [Features of dismantling of lavas equipped with modern high-performance complexes, when working out flat powerful layers]. *Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'*. 2012. no 4. pp. 390–393.
3. Remezov A.V., Kostinec I.K., Haritonov V.G., Ryabkov N.V., Zharov A.I., Klimov V.V., Haritonov I.L., Novoselov S.V. *Gornoe davlenie. Ego proyavleniya pri vedenii gornyh rabot v massive gornyh porod* [Confining pressure. Its manifestations in the conduct of mining in the rock mass]: monografiya. Kemerovo, 2013. 681 p.
4. Haritonov I.L., Remezov A.V. *Issledovanie opornogo davleniya pri podviganii ochistnogo zaboya pologih ugol'nyh plastov na ranee projdennye vyrabotki* [Analysis of support pressure stope podverganie shallow coal seams in previously completed production]. *Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'*. 2016. no 4. pp. 292–299.
5. Haritonov I.L. *Proyavlenie gornogo davleniya pri podgotovke demontazhnyh kamer razlichnymi sposobami* [Manifestation of rock pressure in the preparation and dismantling of cameras in a variety of ways]. *Ugol'*. 2016. no 12. pp. 37–39.



**К.А. Ширякова, О.М. Бобораджабов,
В.А. Шинкевич, А.В. Адамков**

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ СНИЖЕНИЕ ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Рассмотрены недостатки комбайновой технологии проведения выработок. С учетом рассмотренных недостатков предложена технология проведения горных выработок врублочным способом.

Ключевые слова: врублочная технология проведения горных выработок, энергоёмкость разрушения, проходческий агрегат, пылеобразование при разрушенного угольного массива.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-259-265

В РФ ежегодно извлекается из недр более 1000000000 тонн горных пород. На угольных шахтах Кузбасса для проведения горных выработок применяют проходческие комбайны. Основные технологические процессы угольной промышленности связаны с разрушением горных пород. Разрушение горных пород является наиболее энергоёмким технологическим процессом при разработке полезных ископаемых, сопровождающимся образованием большого количества мелких классов угля и угольной пыли, вследствие сплошного фрезерования разрушаемого угольного массива исполнительным органом проходческого комбайна. Объёмы образующейся угольной пыли зависят от параметров его рабочего органа (рис. 1).

Взрывную опасность представляет тонкодисперсная угольная пыль, при этом борьба с угольной пылью представляет собой более сложную задачу, чем борьба с метаном.

Радикальным средством борьбы с пылью является введение такой технологии выемки угля, при которой пыль не возникала бы или человек был полностью изолирован от пыли (безлюдная выемка). Разработана опытная конструкция проходческого агрегата, источником энергии для которого служит высоконапорная вода. Однако гидродобыча угля, ликвидировав основной вредный фактор, принесла с собой новые

вредно действующие производственные факторы — шум при работе монитора, переохлаждение организма рабочих гидродобычи в зимний период и др. [1—9]



Рис. 1. Запыленность воздуха на рабочем месте машиниста проходческого комбайна при проведении подготовительных выработок проходческими комбайнами по пласту

Совершенствование технологии проведения подземных выработок направлено по пути увеличения энерговооруженности, мощности и металлоемкости оборудования. Направления совершенствования технологии проведения подземных выработок практически исчерпали свои возможности в увеличении производительности, обеспечении безопасности работ и расширения области применения, поэтому необходима разработка новой технологии проведения подземных выработок.

Технология механической отбойки полезного ископаемого от массива при наличии двух и более свободных поверхностей «крупный скол», характеризуется высокой производительностью разрушения массива горных пород при наименьших затратах энергии. Предложена технология разрушения массива горных пород «крупным сколом» при проведении подготовительных выработок. Разработан проходческий агрегат, образующий врубы в забое подготовительной выработки формируя блоки прямоугольной формы, разрушаемые «крупным сколом» при помощи клиновидного исполнительного органа (рис. 2).

Технологию проведения горных выработок проходческим агрегатом предлагается определять, как врубоблочную технологию. Врубоблочная технология предполагает механизированное проведение горных выработок формированием блоков путем образованием врубов при этом операции по разработке забоя, уборке горной массы осуществляются в совмещенном режиме.

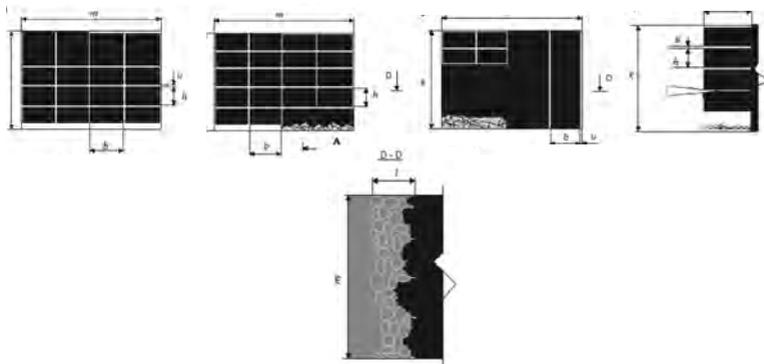


Рис. 2. Технология разрушения забоя подготовительной выработки врублочным способом

При комбинировании разрушающего воздействия на угольный массив имеет большое значение соотношение видов воздействия: при определенном соотношении достигается максимальная эффективность комбинированного способа, превышающая простую сумму каждого из разрушающих воздействий.

Объем разрушаемого массива проведением врубов V_B , определяется

$$V_B = V_{BB} + V_{BG}, \text{ м}^3,$$

где V_{BB} — объем разрушаемого массива проведением вертикальных врубов; V_{BG} — объем разрушаемого массива проведением горизонтальных врубов.

Объем разрушаемого массива проведением вертикальных врубов V_{BB}

$$V_{BB} = un_{BB}kl, \text{ м}^3,$$

где u — высота вруба; l — глубина вруба; k — высота выработки; n_{BB} — число вертикальных врубов.

Объем разрушаемого массива проведением горизонтальных врубов V_{BG}

$$V_{BG} = un_{BG}l, \text{ м}^3,$$

где u — высота вруба; l — глубина вруба; n_{BG} — число горизонтальных врубов; t — ширина выработки.

Объем разрушаемого массива сколом V_{CK} клиновидным органом

$$V_{CK} = V_o - V_B, \text{ м}^3,$$

где V_o — общий объем разрушаемого угольного массива; V_B — объем разрушаемого массива проведением врубов.

Общий объем разрушаемого угольного массива V_0

$$V_0 = mkl, \text{ м}^3,$$

где m — ширина выработки; l — глубина вруба; k — высота выработки.

При врубоблочном способе разрушения основными факторами, влияющими на крупность разрушаемого угольного массива, является объем массива, разрушаемый баровым органом при образовании врубов. От сортности разрушаемого массива зависят не только пылеобразование и энергоемкость процесса разрушения, но и стоимость угля.

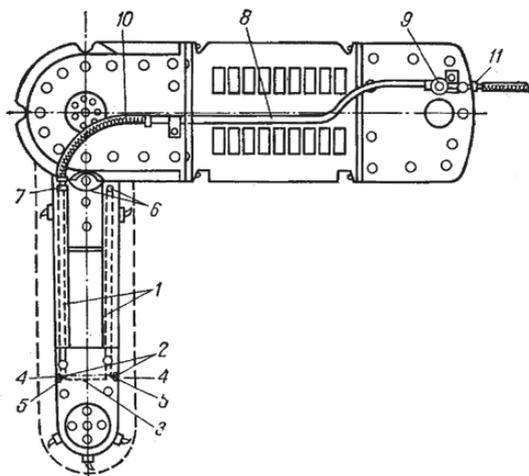


Рис. 3. Схема оросительного устройства врубовой машины: 1 — трубки; 2 — тройники; 3 — трубка; 4 — форсунка; 5 — отверстие; 6 — отверстия, сообщающиеся с трубками; 7 — штуцер; 8 — трубка; 9 — вентиль; 10 — шланг; 11 — конусная муфта.

С целью более эффективного разрушения необходимо стремиться к снижению объема массива, разрушаемого проведением врубов $V_{вр}$. Режим работы барового исполнительного органа также существенно влияет на сортность разрушаемого угля. Основными факторами совершенства процесса отделения угля от массива, влияющими на сортность, являются среднее значение сечения среза (истинное и условное) и степень заштыбовки исполнительного органа машин. Последний фактор относится главным образом к машинам, образующим врубовые щели, и барабанным исполнительным органам, повторно дробящим уголь в процессе его выгрузки из зоны исполнительного органа. Увеличение сечения среза может быть достигнуто как за счет увеличения скорости подачи или уменьшения скорости резания, так и за счет

рациональной разрядки резцов на баровом исполнительном органе машины. Разрядка режущих цепей комбайнов и врубовых машин приводит к уменьшению выхода класса 0-6 мм в общем объеме добытого угля на 4–6%. Кроме того, большое значение имеют форма сечения среза и соотношение между средним значением ширины и толщины среза. С точки зрения получения наилучшей сортности добываемого угля желательно, чтобы сечение среза по форме приближалось к прямоугольнику. Основная масса мелких фракций разрушенного массива образуется при проведении врубов баровым исполнительным органом. При работе проходческого агрегата пылеподавление осуществляется орошением форсунками непосредственно во вруб, этим достигается значительное пылеподавление: количество пыли уменьшается до 10 раз. [1–12] (рис. 3)

Врубоблочная технология разрушения массива горных пород методом «крупного скола» позволит обеспечить безопасность и комфортность работ при проведении горных выработок за счет значительного снижения пылеобразования и энергоемкости разрушения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Обоснование необходимости разработки новой технологии строительства подземных выработок / В.В. Аксенов, А.А. Хорешок, А.В. Адамков, А.Н. Ермаков // Вестник КузГТУ. – 2015. – №4. – С. 21-25

2. *Aksenov V.V., Khoreshok A.A., Beglyukov V.Y.* Justification of creation of an external propulsor for multipurpose shield-type heading machine – GEO-WALKER // Applied Mechanics and Materials. – 2013 – Vol. 379. – p. 20-23.

3. *Климов, Ю.М.* Имитационное моделирование и оптимизация параметров системы забой – комбинированный исполнительный орган горной машины / Ю.М. Климов, В.А. Грибач // Тез. докл. Всесоюз. науч.-практ. совещ. «Теорет. и технолог. аспекты создания и применения силовых импульсных систем», 11-13 сент. 1990 г. – Караганда, 1990. – Ч.2. – С. 146–147.

4. *Адамков А.В.* Разработка и обоснование параметров врубоблочного способа разрушения угольного массива при проведении подготовительных выработок : диссертация ... кандидата технических наук : 25.00.22 / Адамков Аркадий Викторович; [Кузбас. гос. техн. ун-т].- Кемерово, 2007.- 118 с

5. Моделирование процесса взаимодействия породоразрушающего инструмента проходческих комбайнов с забоем / О.М. Козырев [и др.] // Методы математического моделирования в научном исследовании : тез. докл. – Донецк, 1990. – С. 49–52.

6. «Меры борьбы с пылью в угольных шахтах» <http://www.stroitelstvo-new.ru/gigiena-truda/mery-borby-s-pylju-v-ugolnyh-shahtah.shtml>

7. *Хорешок, А.А.* Разработка и создание рабочих органов выемочных машин для улучшения сортового состава добываемого угля : дис....д-ра техн. наук : 05.05.06 / Хорешок Алексей Алексеевич.– Кемерово, 1996. – 341 с.

8. *Адамков, А.В.* К оценке энергоемкости разрушения массива проходческими комбайнами / А.В. Адамков, В.В. Егошин // Науч. работы студентов-магистрантов : сб науч. тр. Кузбас. гос. техн. ун-т. – 1999. – №1. – С. 61 – 63.

9. Адамков, А.В. Эффективность работы проходческих комбайнов в зависимости от устройства и параметров режущего органа / А.В. Адамков, В.В. Егошин // Науч. работы студентов-магистрантов : сб. науч. тр. Кузбас. гос. техн. ун-т. — 1999. — №2. С. 55-58.

10. Пат. 2209979 Российская Федерация, МПК⁷E21D9/10, E21C27/16. Проходческий агрегат / В.В. Егошин, А.В. Адамков. — № 2001120643/03 ; заявл. 23.07.01; опубл.10.08.03, Бюл. № 22.

11. Адамков, А.В. Состояние запыленности воздуха в забоях подготовительных выработок при работе проходческих комбайнов / А.В. Адамков // Вестн. Кузбас. гос. техн. ун-та. — 2004. — № 1. С. 56 – 59.

12. Ренев, А.А. К вопросу механического разрушения массива горных пород крупным сколом / А.А. Ренев, А.В. Адамков // Совершенствование разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом : сб. науч. тр. памяти Егорова П.В. / ГУ Кузбас. гос. техн. ун-т. ; под ред. проф. А.А. Ренева. — Кемерово, 2006. С. 16 – 23. **ИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Ширякова Кристина Александровна — студентка,

Бобораджабов Осафджон Мехродджонович — студент,

Шинкевич Вадим Алексеевич — студент,

Аркадий Викторович Адамков — кандидат технических наук, доцент кафедры Разработки месторождений полезных ископаемых, e-mail: aav_75@mail.ru, тел.: +79059138212

Горный институт ФГБОУ ВО Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева г. Кемерово.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 259–265.

Shirakawa C.A., Boboradjabov O.M., Shinkevich V.A., Adamkov A.V.

Justification of the need to develop technological solutions that reduce dust formation during workings in coal mines

The disadvantages of combine technology of workings are considered. Taking into account the considered shortcomings, the technology of mine workings.

Keywords: technology of mining, tunneling unit, energy intensity of destruction, dust formation in the destroyed coal massif.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-259-265

AUTHORS

Shirakawa C.A., student,

Boboradjabov O.M., student,

Shinkevich V.A., student,

Adamkov A.V., Masters of Tech. Sciences, Associate professor, aav_75@mail.ru, Mining Institute of the Kuzbass state technical University named after T.F. Gorbachev, Kemerovo, Russia.

REFERENCES

1. Aksenov V.V., Horeshok A.A., Adamkov A.V., Ermakov A.N. *Obosnovanie neobходимosti razrabotki novoy tekhnologii stroitel'stva podzemnyh vyrabotok* [The rationale for the development of new technologies of construction of underground openings]. Vestnik KuzGTU. 2015. no 4. pp. 21–25.
2. Aksenov V.V., Khoreshok A.A., Beglykov V.Y. Justification of creation of an external propulsor for multipurpose shield-type heading machine GEO-WALKER. Applied Mechanics and Materials. 2013 Vol. 379. p. 20–23.
3. Klimov Yu.M., Gribach V.A. *Imitacionnoe modelirovanie i optimizatsiya parametrov sistemy zaboj kombinirovannyj ispolnitel'nyj organ gornoj mashiny* [simulation and optimization of the parameters of the system face – combined Executive body of the mining machine] Tez. dokl. Vsesoyuz. nauch.-prakt. soveshch. «Teoret. i tekhnolog. aspekty sozdaniya i primeneniya silovyh impul'snyh sistem», 11–13 sent. 1990 g. Karaganda, 1990. Ch.2. pp. 146–147.
4. Adamkov A.V. *Razrabotka i obosnovanie parametrov vruboblochnogo sposoba razrusheniya ugol'nogo massiva pri provedenii podgotovitel'nyh vyrabotok* [Development and justification of parameters of the method of destruction of the coal massif in the course of preparatory workings]: dissertatsiya ... kandidata tekhnicheskikh nauk : 25.00.22; [Kuzbas. gos. tekhn. un-t].- Kemerovo, 2007. 118 p.
5. Kozyrev O.M. i dr. *Modelirovanie processa vzaimodejstviya porodorazrushayushchego instrumenta prohodcheskikh kombajnov s zaboem* [Modeling of the process of interaction of rock-cutting tools tunneling combines with the face] Metody matematicheskogo modelirovaniya v nauchnom issledovanii : tez. dokl. Doneck, 1990. pp. 49–52.
6. *Mery bor'by s pyl'yu v ugol'nyh shahtah* [Dust control measures in coal mines]: <http://www.stroitelstvo-new.ru/gigiena-truda/mery-borby-s-pyl'yu-v-ugolnyh-shahtah.shtml>
7. Horeshok, A.A. *Razrabotka i sozdanie rabochih organov vyemochnyh mashin dlya uluchsheniya sortovogo sostava dobyvaemogo uglya* [Development and creation of the working bodies of the extraction machines to improve the composition of the mined coal] : dis....d-ra tekhn. nauk : 05.05.06 / Horeshok Aleksej Alekseevich. Kemerovo, 1996. 341 p.
8. Adamkov A.V., Egoshin V.V. *K ocenke energoemkosti razrusheniya massiva prohodcheskimi kombajnami* [To the assessment of the intensity of the destruction of the array roadheaders]. Nauch. raboty studentov-magistrantov : sb nauch. tr. Kuzbas. gos. tekhn. un-t. 1999. no 1. pp. 61–63.
9. Adamkov A.V., Egoshin V.V. *Effektivnost' raboty prohodcheskikh kombajnov v zavisimosti ot ustrojstva i parametrov rezhushchego organa* [Efficiency of tunneling, depending on the device and of the cutting parameters on]. Nauch. raboty studentov-magistrantov : sb. nauch. tr. Kuzbas. gos. tekhn. un-t. 1999. no 2. pp. 55–58.
10. Pat. 2209979 Rossijskaya Federaciya, MPK7E21D9/10,E21C27/16. Prohodcheskij agregat; zayavl. 23.07.01; opubl.10.08.03, Byul. no 22.
11. Adamkov A.V. *Sostoyanie zapylennosti vozduha v zaboyah podgotovitel'nyh vyrabotok pri rabote prohodcheskikh kombajnov* [State of dust in the faces of development workings in the job tunneling]. Vestn. Kuzbas. gos. tekhn. un-ta. 2004. no 1. pp. 56–59.
12. Renev A.A., Adamkov A.V. *K voprosu mekhanicheskogo razrusheniya massiva gornyh porod krupnym skolom* [Mechanical destruction of rocks major cleavage]. Sovershenstvovanie razrabotki mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh podzemnym sposobom : sb. nauch. tr. pamyati Egorova P.V. / GU Kuzbas. gos. tekhn. un-t. ; pod red. prof. A.A. Reneva. Kemerovo, 2006. pp. 16 23.



В.А. Корнеев

КОМПЛЕКС ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ НОВОГО ЭКСПРЕСС-МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД*

Описан новый способ определения прочностных свойств горных пород. Показан выбор оборудования для установления зависимостей между измеряемыми параметрами способа и крепостью горной породы. Приведен расчет бензинового генератора для установки алмазного бурения. Предложена методика выбора буровых коронок для проведения исследований на основании объемов разрушенной горной породы.

Ключевые слова: горная порода, прочность, коэффициент крепости, экспресс-метод, индентор, хрупкое разрушение.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-266-273

Введение

Реализация современных технологий добычи полезных ископаемых зачастую требует оперативного получения информации о прочностных свойствах разрушаемых горных пород. Использование лабораторных методов исследований для этих целей трудоемко и продолжительно по времени. Широко известные зарубежные [1–10] и отечественные (ГОСТ 21153.1-75, ГОСТ Р 50834-95) экспресс-методы не всегда соответствуют потребностям горного производства, в частности, не позволяют определять прочностные свойства пород в различных точках массива, что требуется Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности. В связи с этим разработка экспресс-метода, обладающего такими особенностями, является актуальной задачей для горного производства.

Теория вопроса

В процессе проведения научных исследований был предложен способ определения механических свойств горных пород [11] посредством вдавливания индентора специальной формы (рис. 1) в образец

* Статья выполнена при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации для молодых российских ученых — кандидатов наук № МК-6689.2018.8

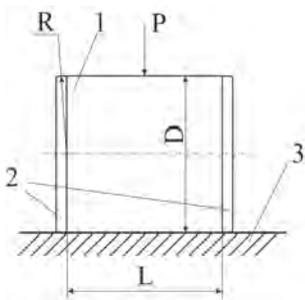


Рис. 1. Индентор, используемый в разработанном способе [11]

горной породы или стенку скважины, пробуренной в массиве. В соответствии с этим способом определение прочностных свойств осуществляется по величине усилия, необходимого для хрупкого разрушения горной породы индентором. Индентор (рис. 1) представляет собой прямой круговой цилиндр 1 диаметром D , равным его длине L , торцы 2 которого имеют закругления радиусом R , равным радиусу прямого кругового цилиндра 1. Индентор воздействует на испытуемую горную породу 3 по образующей цилиндра 1 за счет прикладываемого к нему усилия P . При проведении измерений в скважинах образующая цилиндра 1, направляется параллельно образующей цилиндрической поверхности скважины.

Методика проведения исследований

Определение корреляционной зависимости между усилием вдавливания индентора в стенку скважины и крепостью горной породы в массиве предполагается осуществлять посредством статистической обработки экспериментальных данных, полученных при проведении исследований на образцах с известной крепостью по шкале профессора М.М. Протодьяконова. При этом могут быть получены две зависимости, одна из которых будет отражать взаимосвязь для случая вдавливания индентора в естественную поверхность породного образца, а вторая – в стенку скважины, пробуренной в нем.

Внедрение индентора в горную породу в первом случае может быть осуществлено с использованием ручного гидравлического пресса, а во втором – специально разработанным устройством «Прочностномер ПСШ-1» (рис. 2), которое позволяет реализовывать механизм контактного разрушения стенки скважины индентором за счет использования малогабаритного измерительного гидравлического цилиндра оригинальной конструкции 1. Подача давления в гидравлический цилиндр осуществляется с помощью ручного насоса 2 по рукаву 3. В процессе проведения измерений система сбора данных устройства «Прочностномер ПСШ-1» фиксирует давление в гидравлической системе и положение индентора, что позволяет получать диаграмму «напряжение-деформация» при вдавливании индентора [12–13].

Бурение горной породы при проведении исследований будет осуществляться установкой алмазного бурения Proalmaz PRO160LED-N (рис. 3, а) мощность 2,1 кВт, позволяющей бурить скважины диаметром от 20 до 160 мм в армированном бетоне. Достоинством установки явля-

ется наличие механической муфты, обеспечивающей защиту двигателя в случае заклинивания коронки.



Рис. 2. Устройство «Прочностномер ПШ-1»

При бурении в лабораторных условиях установка будет крепиться к специальной станине, на которой также будет устанавливаться образец горной породы, зафиксированный прижимными винтами. При бурении в полевых условиях установку предполагается закреплять к обнажению массива с помощью крепежного устройства и анкеров.

Промывка при бурении будет производиться с помощью ручного насоса, идущего в комплекте с установкой. Электроснабжение установки в полевых условиях будет осуществляться от бензинового генератора Fubag BS 7500 (рис. 3, б).

а

б



Рис. 3. Установка алмазного бурения Proalmaz PRO160LED-N (а), бензиновый генератор Fubag BS 7500 (б)

Обсуждение результатов

Полная мощность, потребляемая установкой в процессе работы, может быть определена из следующей зависимости:

$$S_y = \frac{P_y}{\cos \phi_y}, \quad (1)$$

где S_y — полная потребляемая мощность, КВА; P_y — активная мощность, потребляемая установкой, КВт, $\cos \phi_y$ — коэффициент активной мощности буровой установки.

С учетом роста тока при пуске буровой установки, а также потребности в 25% резервном запасе мощности, зависимость (1) может быть переписана в следующем виде:

$$S_y = \frac{P_y}{\cos \phi_y} \cdot k_{II} + 25\%, \quad (2)$$

где k_{II} — коэффициент пусковых токов буровой установки.

Необходимая активная мощность генератора может быть представлена из зависимости (2) как

$$P_r = \left(\frac{P_y}{\cos \phi_y} \cdot k_{II} + 25\% \right) \cdot \cos \phi_r, \quad (3)$$

где P_r — требуемая активная мощность генератора, КВт, $\cos \phi_r = 1$ — коэффициент активной мощности генератора по паспортным данным.

В расчетах можно принять $\cos \phi_y = 0,8$, а коэффициент пусковых токов k_{II} (в соответствии с таблицами для различных классов потребителей). Тогда требуемая активная мощность генератора составит $P_r = 6,6$ КВт.

Генератор способен выдавать номинальную мощность 7 КВт, при пиковой нагрузке — 7,3 КВт. Таким образом, мощность используемого генератора будет вполне достаточна для работы установки алмазного бурения.

Определение корреляционной зависимости между усилием вдавливания индентора и крепостью горных в случае скважинных измерений требует обязательного учета влияния кривизны поверхности скважины на процесс контактного разрушения горной породы. В связи с этим, при проведении полевых исследований на обнажении горных пород предполагается использовать несколько коронок различного диаметра. Наиболее целесообразно в этом случае переходить от одного диаметра коронки к следующему на основании роста объема разрушенной горной породы в целое число раз.

Объем разрушенной горной породы V при бурении можно представить в следующем виде:

$$V = \pi r^2 h, \quad (4)$$

где r – радиус скважины, h – ее глубина.

Обозначим k отношение объемов пробуренных скважин с одинаковой глубиной:

$$k = \frac{V}{V_{\min}}, \quad (5)$$

где V_{\min} – объем скважины, пробуренной коронкой с наименьшим диаметром.

Тогда принимая $k = 1, 2, 3 \dots n$, где n – целое число, с учетом (4) и (5) можно выразить расчетный диаметр $D_{\text{расч}}$ любой коронки как

$$D_{\text{расч}} = D_{\min} \sqrt{k}, \quad (6)$$

где D_{\min} – диаметр наименьшей коронки.

Исходя из наибольшего распространения шпуров диаметром 42 мм, буримых для исследовательских целей в угольных шахтах, этот размер может быть вполне принят в качестве минимального диаметра, используемого в проводимых исследованиях. Тогда, с учетом (6) можно подобрать серию стандартных коронок с диаметром $D_{\text{ст}}$ близким к расчетному. Диаметр коронок, используемых при проведении исследований, показан в табл. 1.

Таблица 1

Диаметр коронок, используемых в исследовании

k	$D_{\text{расч}}$	$D_{\text{ст}}$
1	42	42
2	59,4	62
3	72,7	72
4	84	83
5	93,9	92

Заключение

Описанный в настоящей статье подход к обоснованию и выбору оборудования и инструмента для выбуривания кернов может быть успешно использован другими исследователями, занимающимися определением свойств горных пород, испытанием инструмента и расчетом режимов бурения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Aydin A. ISRM Suggested Method for Determination of the Schmidt Hammer Rebound Hardness: Revised Version // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. – 2009. № 46. – С. 627–634

2. Suggested methods for determining hardness and abrasiveness of rocks URL: https://www.isrm.net/fotos/gca/1129215804isrm_sm_hardness_and_abrasiveness_of_rock_-_1978.pdf (дата обращения 14.05.2018)

3. Suggested methods for determining point load strength URL: <https://ru.scribd.com/document/331282482/isrm-sm-point-load-strength-1985-pdf> (дата обращения 14.05.2018)

4. *Rabia H., Brook N.* Technical Note The Shore Hardness of Rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – 1979. № 16. – С. 335–336

5. *Ulusay R., Aydan Ö., Erguler Z.A., Ngan-Tillard D.J. M., Seiki T., Verwaal W., Sasaki Y., Sato A.* ISRM Suggested Method for the Needle Penetration Test // The Journal Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2014. № 47 – С. 1073–1085

6. *Tumac D.* Predicting the Performance of Chain Saw Machines Based on Shore Scleroscope Hardness // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2014. № 47. – С. 703–715

7. Using the Point load test to determine the uniaxial compressive strength of coal measure rock URL: <https://www.cdc.gov/niosh/mining/UserFiles/works/pdfs/utplt.pdf> (дата обращения 14.05.2018)

8. Point load strength index test of rock (IS-8764) URL: <http://civilblog.org/2014/04/28/point-load-strength-index-test-of-rock-is-8764> (дата обращения 14.05.2018)

9. *Машуков, И.В.* Исследование прочностных свойств горных пород методом сосредоточенной нагрузки на горнорудных предприятиях / И.В. Машуков, В. Раац, О.В. Залеская, Д.В. Малофеев, А.Е. Кравченко // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. - Новокузнецк, СибГИУ, 2014. – С. 101-104.

10. *Машуков, И.В.* Исследование прочностных свойств горных пород методом сосредоточенной нагрузки (PLT) / И.В. Машуков, О.В. Залеская, Д. Малофеев, А. Матвеев // Сборник трудов XV Международной научно-практической конференции «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности». – Кемерово, Кузбасская выставочная компания «Экспо-Сибирь», 2013. – С. 41-44.

11. Заявка на патент РФ № 2018114343, 18.04.2018. Дворников Л.Т., Корнеев В.А. Способ определения сопротивляемости горных пород хрупкому разрушению

12. *Пугачев Е.В., Корнеев В.А., Корнеев П.А.* Методика оценки прочности горных пород в окрестностях скважины, пробуренной из горной выработки // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2015. – № 2 (12). – С. 42–45.

13. *Корнеев В.А.* Методика оценки прочности горных пород в окрестности скважины, пробуренной из горной выработки: Дис. канд. техн. наук. – Спб.: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2013. – 141 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Корнеев Виктор Александрович — канд. техн. наук, доцент, заведующий лабораториями кафедры прикладных информационных систем и программирования, Сибирский государственный индустриальный университет, Российская Федерация, г. Новокузнецк, 654041 ул. Кирова 42, e-mail: korneev_va@list.ru, 8 923 628 90 04.

Complex of technical facilities for development of a new express method for the determination of strength properties of rocks

The article describes a new method for determining the strength properties of rocks. The choice of the equipment for establishing the dependencies between the measured process parameters and the rock strength is shown. The calculation of a gasoline generator for the installation of diamond drilling is given. A method for selecting drill bits for research based on the volume of the destroyed rock is proposed.

Key words: rock, strength, coefficient of strength, express method, indenter, brittle fracture.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-266-273

AUTHORS

Korneyev V.A., Ph.D., Associate Professor, Siberian State Industrial University, Russian Federation, Novokuznetsk, 654041 st. Kirova 42.

REFERENCES

1. Aydin A. *ISRM Suggested Method for Determination of the Schmidt Hammer Rebound Hardness: Revised Version*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. 2009. no 46. S. 627–634
2. *Suggested methods for determining hardness and abrasiveness of rocks* URL: https://www.isrm.net/fotos/gca/1129215804isrm_sm_hardness_and_abrasiveness_of_rock_-1978.pdf (data obrashcheniya 14.05.2018)
3. *Suggested methods for determining point load strength* URL: <https://ru.scribd.com/document/331282482/isrm-sm-point-load-strength-1985-pdf> (data obrashcheniya 14.05.2018)
4. Rabia H., Brook N. *Technical Note The Shore Hardness of Rock*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. 1979. no 16. pp. 335–336
5. Ulusay R., Aydan Ö., Erguler Z.A., Ngan-Tillard D.J. M., Seiki T., Verwaal W., Sasaki Y., Sato A. *ISRM Suggested Method for the Needle Penetration Test*. The journal Rock Mechanics and Rock Engineering. 2014. no 47 pp. 1073–1085.
6. Tumac D. *Predicting the Performance of Chain Saw Machines Based on Shore Scleroscope Hardness*. Rock Mechanics and Rock Engineering. 2014. no 47. pp. 703–715.
7. *Using the Point load test to determine the uniaxial compressive strength of coal measure rock* URL: <https://www.cdc.gov/niosh/mining/UserFiles/works/pdfs/utplt.pdf> (data obrashcheniya 14.05.2018).
8. *Point load strength index test of rock (IS-8764)* URL: <http://civilblog.org/2014/04/28/point-load-strength-index-test-of-rock-is-8764> (data obrashcheniya 14.05.2018)
9. Mashukov I.V., Raac V., Zaleskaya O.V., Malofeev D.V., Kravchenko A.E. *Issledovanie prochnostnyh svoystv gornyh porod metodom sosredotochennoj nagruzki na gornorudnyh predpriyatiyah* [Study of the strength properties of rocks by the method of concentrated load on mining enterprises]. Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovaniya mineral'nyh resursov. Novokuzneck, SibGIU, 2014. pp. 101–104.
10. Mashukov I.V., Zaleskaya O.V., Malofeev D., Matveev A. *Issledovanie prochnostnyh svoystv gornyh porod metodom sosredotochennoj nagruzki (PLT)* [Study of strength properties of rocks by the method of point load (PLT)]. Sbornik trudov XV Mezhdunarodnoj nauchno-

prakticheskoy konferencii «Energeticheskaya bezopasnost' Rossii. Noveye podhody k razvitiyu ugol'noj promyshlennosti». Kemerovo, Kuzbasskaya vystavochnaya kompaniya «Ekspo-Sibir'», 2013. S. 41-44.

11. *Zayavka na patent RF no 2018114343*, 18.04.2018. Dvornikov L.T., Korneev V.A. Sposob opredeleniya soprotivlyaemosti gornyh porod hrupkomu razrusheniyu

12. Pugachev E.V., Korneev V.A., Korneev P.A. *Metodika ocenki prochnosti gornyh porod v okrestnostyah skvazhiny, proburennoj iz gornoj vyrabotki* [Method of estimating the strength of rocks in the vicinity of the wells drilled from the mine openings]. Vestnik Sibirskogo gosudarstvennogo industrial'nogo universiteta. 2015. no 2 (12). pp. 42–45.

13. Korneev V.A. *Metodika ocenki prochnosti gornyh porod v okrestnosti skvazhiny, proburennoj iz gornoj vyrabotki* [The method of estimating the strength of rocks in the vicinity of the wells drilled from the mine workings]: Dis. kand. tekhn. nauk. Spb.: Nacional'nyj mineral'no-syr'evoy universitet «Gornyj», 2013. 141 p.



С.Н. Лис, Ю.А. Кубайчук

ПРОСТРАНСТВЕННЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ФЛЮИДОАКТИВНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Важным вопросом для добычи угольного метана является вопрос прогнозирования и обнаружения флюидоактивных зон в углепородных массивах. В статье рассматриваются выбросоопасные и метанообильные зоны как флюидоактивные. Авторами выдвинута гипотеза о периодическом изменении свойств горных пород по глубине от земной поверхности, по аналогии с зональной дезинтеграцией пород вокруг горной выработки. Изменение этих свойств влияет на проявления флюидоактивности угольных пластов. В статье приводятся результаты статистических исследований проявления флюидоактивности угольных пластов в зависимости от глубины их вскрытия. Глубина вскрытия угольных пластов является существенным фактором, определяющим способность углей к газоотдаче. Проведенные авторами исследования показали, что флюидоактивные зоны в углепородном массиве располагаются в определённой закономерной последовательности по глубине от земной поверхности. В данной работе выявлен алгоритм этой последовательности.

С позиций проблемы миграции газа в угольных пластах, наиболее важным параметром является проницаемость. Для проверки выдвинутой гипотезы авторами проанализировано изменение по глубине такого показателя нагнетательной скважины, как коэффициент приемистости, который является косвенным показателем проницаемости пласта, поскольку зависит от его мощности и проницаемости. Проведенный анализ подтвердил правильность выдвинутой гипотезы. Флюидоактивные зоны располагаются на следующих интервалах глубин от земной поверхности 240–250 м, 350–370 м и 470–510 м. Предложенная гипотеза нашла практическое подтверждение при статистической обработке данных по внезапным выбросам угля и газа произошедшим на шахтах Донбасса.

Ключевые слова: флюидоактивные зоны; газопроницаемость; угольный пласт; угольный метан; газоотдача, внезапные выбросы, приемистость скважины, дебит скважины.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-274-285

Большого внимания заслуживает вопрос прогнозирования и обнаружения флюидоактивных зон в углепородных массивах как наиболее перспективных участков для добычи угольного метана. Методика обнаружения таких «сладких» участков для бурения промысловых или дегазационных скважин специфична для каждого

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 274–285.

© С.Н. Лис, Ю.А. Кубайчук, 2018.

конкретного региона и углегазового месторождения. Однако важным аспектом проблемы угольного метана является определение общих пространственных закономерностей расположения флюидоактивных зон в угольных пластах. В настоящей работе выбросоопасные и метанообильные зоны рассматриваются как различные случаи формирования флюидоактивных зон в угольных пластах и вмещающих породах. Как канал энерго-массопереноса флюидоактивная зона может служить естественной зоной газовыделений.

В.Е. Забигаило и В.И. Николин [1, 2] предложили использовать величину отношения природной метаноносности к пористости как характеристику газовой активности пластов. Упомянутые авторы исследовали это отношение применительно к проблеме внезапных выбросов угля и газа в шахтах. Представляется обоснованным использование этого показателя также для характеристики общего потенциала газоотдачи. Поскольку на величину газоотдачи оказывают влияние механическая прочность углей, давление газа и трещиноватость, можно считать, что максимум газоотдачи соответствует не максимуму природной газоносности, а стадии углефикации с выходом летучих веществ 20%.

С позиций проблемы миграции газа в угольных пластах, наиболее важным параметром является проницаемость. Установлено [3], что проницаемость углей и вмещающих пород обусловлена главным образом их эндогенной трещиноватостью и трещинами отрыва экзогенного происхождения. Проницаемость и содержание в угле компонентов группы витринита увеличиваются одновременно. Показатель отражения витринита характеризует степень метаморфизма углей и зависит от их физико-механических свойств, определяя тем самым способность угольных пластов к газоотдаче. При этом информативным признаком являются не абсолютные значения этого показателя, а их различия в разных зонах угольных пластов. Чем выше дисперсия показателя отражения витринита, тем более подготовлен уголь к выделению метана в связи с существенными различиями в формах его нахождения в угольном веществе.

Максимальное газовыделение в скважинах и подземных выработках наблюдается из углей средних стадий метаморфизма (К-ОС-Т). С этими же углями связано и максимальное число внезапных углегазовых выбросов, суфляров и других опасных газодинамических явлений, приуроченных к флюидоактивным зонам [4].

Глубина вскрытия угольных пластов в различных частях бассейнов и месторождений, обусловленная сложной совокупностью геодинамических процессов и, в свою очередь, влияющая на состояние угольных массивов, справедливо считается существенным фактором способности углей к газоотдаче. В данной работе выявлены пространственные закономерности проявления флюидоактивности угольных пластов в зависимости от глубины их вскрытия.

В начале 90-х годов было зафиксировано открытие явления зональной дезинтеграции горных пород вокруг горной выработки [5], заключающееся в том, что вокруг горных выработок образуются кольцеобразные чередующиеся зоны ненарушенных и трещиноватых пород. Нами была выдвинута гипотеза [6] о том, что такое явление должно проявляться вокруг любой открытой поверхности в горном массиве. В частности такой поверхностью может являться земная поверхность. Поэтому свойства горных пород должны периодически изменяться с увеличением глубины разработки. Для проверки данной гипотезы были проанализированы проявления динамических явлений в шахтах и рудниках (горные удары и внезапные выбросы). В результате этих исследований получен график зависимости интенсивности проявления динамических явлений в зависимости от глубины разработки (рис. 1).

Как видно из этого графика, существуют глубины, на которых интенсивность горных ударов резко возрастает (независимо от месторождения, на котором производилась разработка), что, безусловно, связано с изменением структурного состояния породной системы на данных участках. Центры этих участков расположены на следующих глубинах: 135; 220; 325; 450; 600; 770 м и т.д., образуя определённый последовательный ряд. Большой интерес представляет закономерность расположения этих зон повышенной интенсивности горных ударов, их взаимосвязь. Если взять отношение предыдущего члена полученного ряда к последующему получим следующую последовательность: 0,62; 0,68; 0,72; 0,75; 0,78 и т. д. Как показывает анализ, члены этого нового ряда являются положительными корнями уравнения (1):

$$X^{n+1} + X - 1 = 0; \quad (1)$$

где n – порядковый номер полученной последовательности.

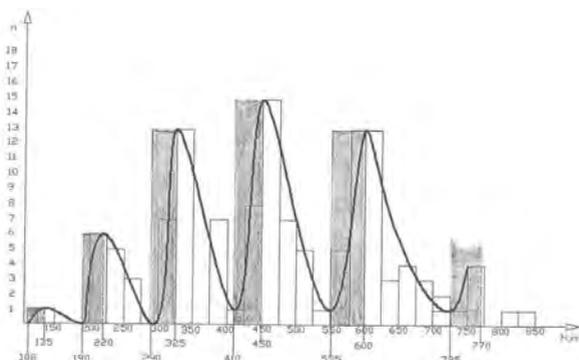


Рис. 1. Зависимость интенсивности проявления динамических явлений от глубины разработки

Точные значения (с точностью до четвёртого знака после запятой) корней (X) уравнения (1) приведены в таблице 1 до значений ранга кратности $n = 1, 2, \dots, 10$.

Таблица 1

Корни уравнения (1)

n	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
X	0,6180	0,6823	0,7245	0,7549	0,7781	0,7965	0,8117	0,8243	0,8351	0,8444

Эти исследования показали, что наиболее мощные внезапные выбросы угля и газа происходят вблизи переломных точек этого графика, т.е. окрестности этих точек являются малопроницаемыми для газоотдачи угольного пласта («зоны бронирования»). На глубинах соответствующих нисходящей ветви графика (светлые участки) горные породы имеют большую проницаемость для газа. Центры этих участков находятся приблизительно на следующих глубинах: 250 м, 360 м, 500 м, 650 м.

В непосредственной близости к зоне «бронирования» уголь характеризуется относительно низкими значениями зольности, влажности, существенным возрастанием дисперсии отражательной способности витринита. Специальные исследования электрополяризационных свойств таких измененных углей показали, что величина электрического заряда по мере перехода от «спокойного» угля к флюидизированному углю увеличивается в 3–5 раз, а индуцированный эффект электромагнитной поляризации возрастает в 2,5–3 раза, что несомненно свидетельствует о значительных изменениях молекулярной и надмолекулярной структуры органического вещества измененных углей [7,8].

В «спокойных», ненарушенных углях преобладает адсорбированный метан, тогда как в зонах «бронирования» доминируют растворы внедрения газа в молекулярные структуры, а в зонах разгрузки угольных пластов – капсулированный газ в виде клатратных соединений-включений. Эти различия, несомненно, влияют на интенсивность дегазации угольных пластов и должны учитываться при разработке геотехнологических методов извлечения угольного метана и других углеводородных газов.

Для проверки выдвинутой гипотезы нами проанализировано изменение по глубине (H) такого показателя нагнетательной скважины, как коэффициент приемистости (K), по имеющимся у нас данным [9]. Приемистость скважины – характеристика нагнетательной скважины, показывающая возможность закачки рабочего агента (воды, газа, пара и др.) в пласт; определяется объёмом смеси, закачиваемой в пласт в единицу времени. Приемистость скважины зависит от репрессии, создаваемой на забое скважины (разности забойного и пластового давлений), совершенства вскрытия пласта, его мощности и проницаемости для закачиваемого флюида. В технологических расчётах используется также коэффициент приемистости скважины, равный отношению коли-

чества рабочего агента закачиваемого в пласт в единицу времени, к репрессии, создаваемой на забое скважины при закачке флюида. Таким образом, коэффициент приемистости скважины является косвенным показателем проницаемости пласта, поскольку зависит от его мощности и проницаемости.

На рисунке 2 показан график зависимости коэффициента приемистости от глубины залегания пласта, построенный по данным по скважинам ГРП (скважины гидроразрыва пласта) в Донецком угольном бассейне. Этот график показывает общую тенденцию падения проницаемости пласта с увеличением глубины его залегания, однако есть глубины, на которых она резко возрастает.

В таблице 3 приведены данные по скважинам ГРП в Карагандинском угольном бассейне. Как видно из приведенной таблицы, максимальный коэффициент приемистости для пласта К7 находится между глубинами 477 м ($K = 3,3$) и 500 м ($K = 4,2$), а для пласта К10 – между глубинами 486 м ($K = 3,5$) и 535 м ($K = 3,41$) (учитывались скважины с примерно одинаковой мощностью вскрываемого пласта), т.е. примерно на глубине 500 м. Таким образом, экспериментальные данные подтверждают выдвинутую гипотезу. Для пласта К12 максимальный коэффициент приемистости находится на глубине 472 м. ($K = 5,38$ м). Небольшое отклонение от теоретических показателей связано с влиянием мощности пласта ($m =$ до 8 м) на коэффициент приемистости.

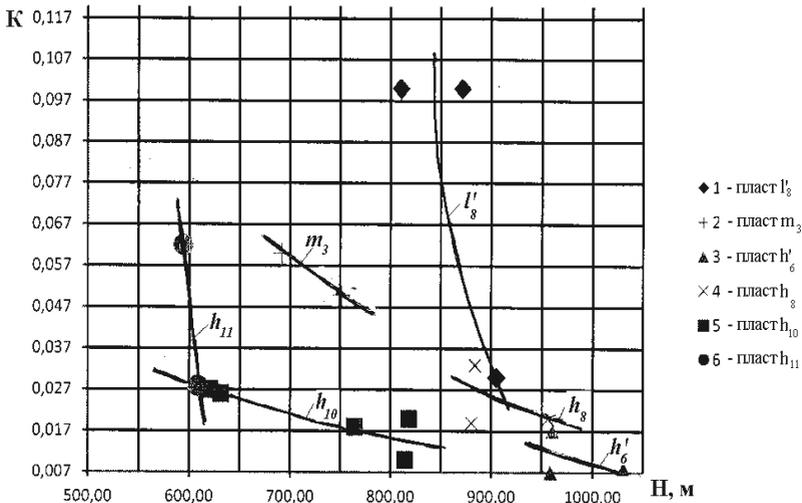


Рис. 2. Зависимость коэффициента приемистости от глубины залегания пласта по скважинам ГРП в Донецком угольном бассейне

**Мощность и коэффициент приемистости угольных пластов
Карагандинского угольного бассейна**

Индекс пласта	Глубина зоны вскрытия (Н), м	Мощность пласта (m), м	Максимальный коэффициент приемистости (К), л · см ² / кг · с
K ₇	549,5	5,20	0,28
	477,1	4,00	3,30
	500,2	4,00	4,20
	534,2	3,65	0,81
	553,9	3,60	1,68
	602,1	6,30	2,99
K ₁₀	468,0	5,60	0,71
	472,8	5,20	1,20
	486,0	5,20	3,50
	482,3	5,00	1,10
	488,3	5,80	1,32
	406,0	5,40	1,20
	429,3	5,60	2,50
	466,2	4,75	1,52
	485,6	5,00	2,86
	535,5	4,90	3,41
	495,5	2,40	1,45
	530,6	2,00	0,89
	566,8	2,40	0,64
K ₁₂	407,0	7,00	1,00
	421,9	6,00	2,70
	415,6	4,80	2,60
	418,4	7,50	2,71
	350,0	6,40	1,32
	375,0	7,00	2,10
	420,0	6,00	3,08
	427,3	6,00	2,43
	472,0	7,80	5,38
	475,0	8,00	1,23
	510,0	8,00	0,88
	546,3	8,00	1,38
565,2	8,80	0,64	

Предложенная гипотеза нашла практическое подтверждение. В работе [10] приводится зависимость дебита скважины гидрорасчленения от глубины залегания пласта (рис. 3). Как видно из этого графика, наибольший дебит скважины имеют на глубине 360–370 м и 470–510 м.

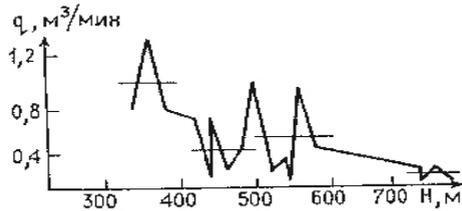


Рис. 3. Зависимость дебита (q) скважин гидрорасчленения от глубины залегания пласта (H)

Аналогичные результаты получены в работе [4] (см. рисунок 4), где наибольшая флюидоактивность (Фобщ) и объёмы газа в угле и углевмещающих породах обнаружены на глубине 360 – 370 м.

По глубине толщи различают три пояса с различными величинами и характером изменения газового давления [11] (рисунок 5). В первом поясе давление газа приближается к гидростатическому. Во втором поясе, который находится в верхней части метановой зоны, давление газа становится выше гидростатического, но остается ниже статического давления пород. Третий пояс располагается в наиболее глубокой части метановой зоны, где давление газа приближается к статическому давлению пород.

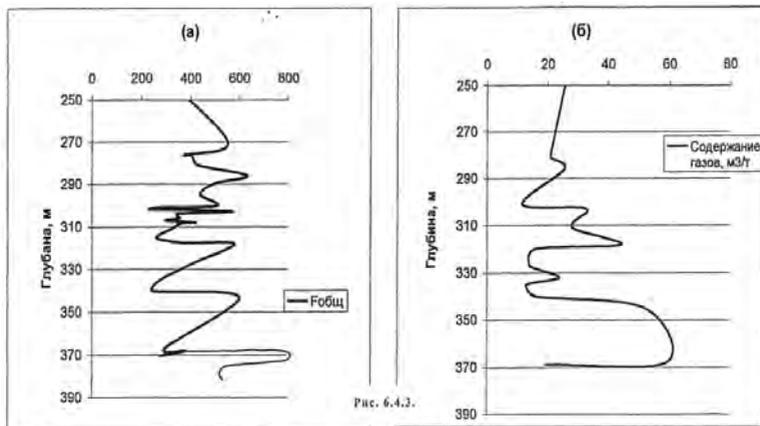


Рис. 4. Графики изменения флюидоактивности (а) и объёмов газа (б) в углях и углевмещающих породах по скважине ГД-4

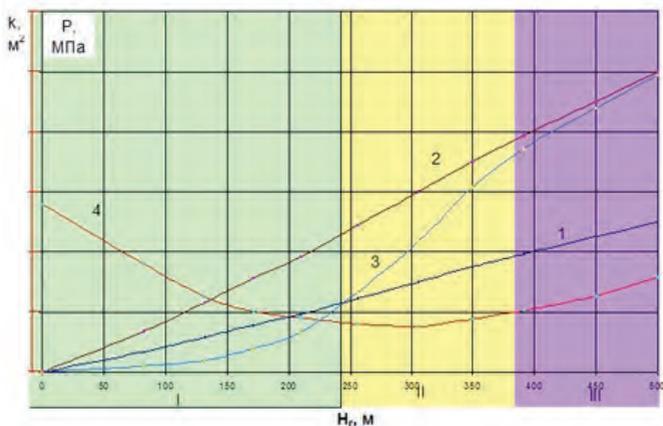


Рис. 5. График зависимости газопроницаемости k угольных пластов и газового давления P от глубины горных работ H_g : 1 — гидростатическое давление; 2 — статическое давление горных пород; 3 — давление метана в угольных пластах; 4 — газопроницаемость угольных пластов; I, II, III — зоны изменения давления и газопроницаемости

Исследованиями [11] установлено, что при переходе в зону повышенных статических напряжений кривая газового давления выполаживается и меняет направление с выпуклости на вогнутость (рис. 5). Газопроницаемость пород верхнего пояса повышается по мере приближения к земной поверхности. Так как во втором поясе газовое давление ниже статического давления пород, то газопроницаемость толщи здесь понижена. По мере увеличения газового давления в третьем поясе газопроницаемость толщи вновь возрастает за счет статического давления пород.

Границы поясов с различными величинами и характером изменения газового давления и газопроницаемости являются зонами термодинамической неустойчивости углепородного массива. Поэтому при техногенном воздействии на угольные пласты в этих зонах они будут обладать повышенной газоотдающей способностью. Как видно из рис. 5, границы этих зон находятся на глубине 240, 370 и 500 м т.е. в соответствии с нашими выводами.

Поэтому, наиболее благоприятным для извлечения метана, является вариант, при котором глубина вскрытия угольного пласта будет составлять 240–250 м, 350–370 м или 470–510 м.

В работе [12] приведены данные по 133 внезапным выбросам угля и газа на шахтах Донбасса. По этим данным наибольшая интенсивность газоугольных выбросов наблюдается на указанных глубинах. Из 133 произошедших выбросов 70 приходится на указанные интервалы глубин, что составляет 53 % от всех выбросов. Эти данные подтверж-

дают, что на указанных интервалах глубин угольные пласты находятся в зонах термодинамической неустойчивости углепородного массива и обладают повышенной флюидоактивностью.

На Шурубайнуринском участке Карагандинского угольного бассейна была пробурена геологоразведочная скважина ШР6, в которой было проведено определение проницаемости пересекаемых угольных пластов. Определение проницаемости угольных пластов производило ЗАО «Метан Кузбасса» (Российская Федерация) с помощью испытателя пластов (ИП) КИИ-65. Результаты этих исследований приведены в табл. 4.

Таблица 4

Коэффициент проницаемости угольных пластов пересекаемых скважиной ШР6

Пересекаемый пласт	Интервал испытания (глубина), м	Коэффициент проницаемости угольного пласта, мД
K ₁₈	218,0 – 227,0	11,9
K ₁₃	346,5 – 349,75	10,7
K ₁₂ ²	355,15 – 357,5	12,6
K ₁₃	466,0 – 471,2	15,0
K ₁₂	626,7 – 631,6	0,007

Как видно из этой таблицы наибольшую проницаемость имеют пласты K₁₂² и K₁₃, которые пересекаются скважиной ШР6 на глубинах 355,15–357,5 м и 466,0–471,2, т.е. попадающие в указанные нами интервалы как наиболее эффективные области для извлечения метана. Пласт K₁₃ пересекался скважиной дважды: на глубине 346,5 – 349,75 м и на глубине 466,0–471,2 м. Коэффициент проницаемости пласта K₁₃ на указанных нами глубинах (466,0–471,2 м) оказался выше в 1,4 раза, чем на меньшей глубине (346,5–349,75 м).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Забигаило В.Е., Николин В.И. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность. – Киев: Наукова Думка, 1990. – 166 с.
2. Николин В.И., Зубарев Е.П., Лысиков Б.А., Кокин В.К. О физико-химической природе особенностей свойств выбросоопасных песчаников. // Геология и разведка угольных месторождений. – М.: Недра, 1971. – С. 151-159.
3. Быкадорова В.И., Матвеева И.И., Полферов К.Я. О влиянии петрографического состава на размолосопособность углей // Химия твердого топлива. – 1970. – №14. – С. 28-33.
4. Гамов М.И. Закономерности формирования метанообильных зон угольных месторождений Восточного Донбасса // Дис. ...докт. геол.-минерал. наук. – Ростов – на – Дону: 2004. – 347 с.

5. Открытие № 400 СССР. Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Шемякин Е.И., Курленя Л.В., Опарин В.Н., Рева В.Н., Глушихин Ф.П., Розенбаум М.А.; опубли. в БИ, 1992 № 1.

6. Вареха Ж.П., Лис С.Н. Пространственные закономерности проявлений динамических явлений в подземных выработках и их термодинамическое обоснование / Научно-техническое обеспечение горного производства: Труды Института горного дела им. Д.А. Кунаева, т. 86 – Алматы: ИГД им. Д.А. Кунаева, 2014. – С. 72 – 79.

7. Панченко Е.М., Прокопало О.И., Зайцев П.П. и др. Сверхмедленная релаксация электрической поляризации в каменных углях // Препринт. СКНЦ ВШ. Ростов-на-Дону. 1992. – 40 с.

8. Гамов М.И. Электрофизические свойства ископаемых углей. // X Всероссийское угольное совещание «Ресурсный потенциал ТГИ на рубеже XXI века». Ростов-на-Дону: 1999. – С. 171-173.

9. Разработать и проверить в шахтных условиях метод заблаговременного снижения выбросоопасности и газоносности угольных пластов путем их гидрорасчленения: отчет о НИР // КНИУИ; рук. Гладкий Н.Л. – Караганда, 1980. – 273 с. - № ГР 76069804.

10. Пучков Л.А., Сластунов С.В., Коликов К.С. Извлечение метана из угольных пластов М.: МГГУ, 2002. – 384 с.

11. Газообильность каменноугольных шахт СССР. Комплексное освоение газоносных угольных месторождений. Айруни А.Т. и др. Под редакцией Г.Д. Лидина – М.: Наука, 1990. – 213 с.

12. Кулаков Г.И. Кризисные и чрезвычайные ситуации, связанные с внезапными выбросами угля и газа на шахтах Донбасса, Кузбасса, Карагандинского бассейна / «Интерэкспо ГЕО – Сибирь» № 3, т.1, 2010. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Лис Сергей Николаевич — Старший научный сотрудник, E-mail: snlis@yandex.kz, Институт проблем комплексного освоения недр», 100019, г. Караганда 19, ул. Ипподромная, 5, тел.: служ.: (87212) 41-44-45, моб.: +77014744591.

Кубайчук Юрий Алексеевич — кандидат технических наук, «Корпорация «Казахмыс», 010000, г. Астана, пр. Туран, 37 блок А, E-mail: kubaichuk53@mail.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 274–285.

Spatial regularities of manifestation of fluidities coal seams

An important issue for the extraction of coal-bed methane is the question of prediction and detection fluidmechanic zones in the rock mass areas. The article discusses the outburst and meteoblue areas such as fluidization. The authors put forward the hypothesis of a periodic change in the properties of rocks with depth from the earth's surface, by analogy with the zonal disintegration of rocks around mine workings. Changing these properties affects the manifestation of fluidities coal seams. The article presents the results

of statistical studies of the symptoms of fluidities coal seams depending on the depth of the opening. The depth of the opening of coal seams is a significant factor in determining the ability of coal to gazetteon. The authors of the study showed that fluidization coal zones in the array are in a certain logical sequence according to the depth from the earth's surface. In this work, we identified the algorithm for this sequence.

From the standpoint of the problems of gas migration in coal seams, the most important parameter is the permeability. To test the hypotheses the authors analyzed the change in depth of such increased injection wells as the ratio of the pickups, which is an indirect measure of the permeability of the reservoir, depending on its capacity and permeability. This analysis confirmed the correctness of the hypotheses. Fluidization zones are placed at the following intervals of depths from the earth surface of 240 – 250 m, 350 – 370 m and 470 – 510 m. The hypothesis found practical confirmation the aggregation of data on sudden emissions of coal and gas occurred in the mines of Donbass.

Keywords: fluidization zones; permeability; coal; coal bed methane; wasootch, outbursts, pickup the well, the well yield.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-274-285

AUTHORS

Lis S.N., Senior scientific employee, Institute of problems of complex exploitation of minerals (LLC «IPKON»), Russia;

Kubaichuk Yu. A., Candidate of Technical Sciences, «Kazakhmys Corporation» (LLC «Kazakhmys Corporation»).

REFERENCES

1. Zabigajlo V.E., Nikolin V.I. *Vliyanie katageneza gornyh porod i metamorfizma uglej na ih vybrosoopasnost'* [Effect of catagenesis of rocks and metamorphism of coal in their virosoetisno]. Kiev: Naukova Dumka, 1990. 166 p.

2. Nikolin V.I., Zubarev E.P., Lysikov B.A., Kokin V.K. *O fiziko-himicheskoy prirode osobennostej svoystv vybrosoopasnyh peschanikov* [On the physico-chemical nature of the characteristics of the outburst properties of sandstones]. *Geologiya i razvedka ugol'nyh mestorozhdenij*. Moscow: Nedra, 1971. pp. 151–159.

3. Bykadorova V.I., Matveeva I.I., Polferov K. Ya. *O vliyanii petrograficheskogo sostava na razmolosposobnost' uglej* [About the impact of petrographic composition on the grindability of coal]. *Himiya tverdogo topliva*. 1970. no 14. pp. 28–33.

4. Gamov M.I. *Zakonomernosti formirovaniya metanoobil'nyh zon ugol'nyh mestorozhdenij Vostochnogo Donbassa* [Regularities of formation of metanopoli zones of coal deposits of the Eastern Donbass]. Dis. ...dokt. geol.-mineral. nauk. Rostov na Donu: 2004. 347 p.

5. Shemyakin E.I., Kurlenya L.V., Oparin V.N., Reva V.N., Glushihin F.P., Rozenbaum M.A. *Otkrytie no 400 SSSR. Yavlenie zonal'noj dezintegracii gornyh porod vokrug podzemnyh vyrabotok* [Opening № 400 USSR. Zonal disintegration of rocks around underground openings]. opubl. v BI, 1992 no 1.

6. Varekha Zh. P., Lis S.N. *Prostranstvennye zakonomernosti proyavlenij dinamicheskij yavlenij v podzemnyh vyrabotkah i ih termodinamicheskoe obosnovanie* [Spatial patterns of manifestations of dynamic phenomena in underground workings and their thermodynamic justification]. *Nauchno-tekhnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva: Trudy Instituta gornogo dela im. D.A. Kunaeva*, t. 86 Almaty: IGD im. D.A. Kunaeva, 2014. pp. 72–79.

7. Panchenko E.M., Prokopalo O.I., Zajcev P.P. i dr. *Sverhmedlennaya relaksaciya elektricheskoy polarizacii v kamennyh uglyah* [Verhotina relaxation of electrical polarization in coals]. Preprint. SKNC VSh. Rostov-na-Donu. 1992. 40 p.

8. Gamov M.I. *Elektrofizicheskie svojstva iskopaemyh uglej* [Electrophysical properties of fossil coals]. X Vserossijskoe ugol'noe soveshchanie «Resursnyj potencial TGI na rubezhe XXI veka». Rostov-na-Donu: 1999. pp. 171–173.

9. *Razrabotat' i proverit' v shahtnyh usloviyah metod zblagovremennogo snizheniya vybrosoopasnosti i gazonosnosti ugol'nyh plastov putem ih gidroraschleneniya* [To develop and test in mine conditions, the method may advance reduce gas content and outburst hazard of coal seams by their gidroekologiya]: otchyot o NIR. KNIUI; ruk. Gladkij N.L. Karaganda, 1980. 273 s. no GR 76069804.

10. Puchkov L.A., Slastunov S.V., Kolikov K.S. *Iz vlechenie metana iz ugol'nyh plastov* [Extraction of methane from coal seams]. Moscow: MGGU, 2002. 384 p.

11. *Gazoobil'nost' kamennougol'nyh shaht SSSR. Kompleksnoe osvoenie gazonosnyh ugol'nyh mestorozhdenij* [Gas abundance of coal mines of the USSR. Complex development of gas-bearing coal deposits]. Ajruni A.T. i dr. Pod redakciej G.D. Lidina Moscow: Nauka, 1990. 213 p.

12. Kulakov G.I. *Krizisnye i chrezvychajnye situacii, svyazannye s vnezapnymi vybrosami uglja i gaza na shahtah Donbassa, Kuzbassa, Karagandinskogo bassejna* [Crisis and emergency situations associated with sudden emissions of coal and gas on mines of Donbass, Kuzbass, Karaganda pool]. «Interespo GEO Sibir» no 3, t. 1, 2010.



ВОПРОСЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ МАТЕРИАЛАМИ И РЕСУРСАМИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ УЧАСТКОВ ШАХТЫ

В условиях разработки угольных месторождений высокопроизводительными выемочными столбами возрастает роль вспомогательного транспорта, обеспечивающего доставку материалов, оборудования и ресурсов на производственные участки. Протяженность транспортных магистралей значительно увеличилась, время движения возросло. Использование современного мощного технологического оборудования особенно в длинолавных системах отработки требует повышение пропускной способности маршрутов доставки и перевозки. Основные факторы, определяющие работу вспомогательного транспорта – состояние транспортной магистрали, технические возможности локомотивов и требования нормативной документации требуют решения по организации разъездов и промежуточных пунктов перегрузки для увеличения пропускной способности магистрали. Для определения основных параметров по обеспечению требуемой пропускной способности транспортной магистрали для дизелевозов в статье обоснованы теоретические зависимости по их определению. Ключевые слова: шахта, транспорт, доставка материалов, доставка оборудования, трасса, локомотив, дизелевоз, маршрут.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-286-296

Основными преимуществами использования подвешеного монорельсового транспорта в угольных шахтах является [1–5] работа на трасса с малым радиусом поворота, с изменениями уклона пути, отсутствия опасности бокового схода локомотива с монорельса, способность перевозить грузы в подвешенном состоянии, не загромождению почвы горных выработок, что позволяет использовать нижнее пространство. Но основное достоинства монорельсового транспорта – снижения требований к профилю горных выработок.

Развитие подвешеного монорельсового транспорта с использованием локомотивов, оборудованных дизелями, в компании АО «СУЭК – Кузбасс» берет свое начало с 2005 года. Первые поставки подвешенных локомотивов LSP-70.DO фирмы Ferrit (рис. 1) и использование получен-

ного оборудования для транспортировки материалов, ресурсов, шахтеров носили локальный характер, в основном в силу отсутствия развитой сети монорельсовой дороги. К 2008 году подвесной дизелевозный транспорт почти полностью заменил высокоаварийную и травмоопасную концевую откатку. На тот момент развитой ремонтной базы, подготовленных высококвалифицированных специалистов по техническому обслуживанию, ремонту, монтажу монорельса, стрелочных переводов в объединении не было. Так же отсутствовал опыт по применению подвесного транспорта, разработки и планирования развития магистралей, их обслуживанию, формированию комплексных системных решений. Поэтому, спустя некоторое время участились отказы техники, которые вылились в продолжительные ремонты локомотивов. Ввиду поддержания монорельсовой дороги не в должном состоянии возрос объем трасс, требующий перемонтажа. В результате действий указанных факторов эффективность использования подвесного монорельсового транспорта снизилось из-за частых простоев, отказов, поломок и т.д. В 2014 году компанией АО «СУЭК – Кузбасс» было принято решение сконцентрировать все работы по обслуживанию и ремонту подвижного состава и поддержания монорельсовой дороги в надлежащем состоянии в специальном подразделении — производственной единице «Спецналадка» и передать ей весь парк на, создать подвесных вагонов и дизелевозный локомотивов.



Рис. 1. Подвесной дизель-гидравлический локомотив LSP 70.DO фирмы Ferrit

В производственной единице «Спецналадка» сегодня день функционируют подразделения, занимающиеся логистикой и управлением доставочными работами на шахтах. Для безаварийной эксплуатации создан цех по квалифицированному ремонту локомотивов, с несколькими специализированными участками по ремонту двигателей, вагонов, обслуживанию и наладке подвесных дизель-гидравлических локомотивов. Принятые решения были обоснованным тем, что затраты на ремонты и обслуживания по различным шахтам значительно отличались. Что в свою очередь не позволяла разрабатывать сбалансированные инвестиционные программы развития объединения. Практически

весь парк подвесных локомотивов находился в бедственном состоянии. Из 85 переданных машин 25 оказались не пригодны к эксплуатации, из оставшихся 60 машин 14 выбыли в 2017 году. Практически к середине 2017 года 75% дизель-гидравлических локомотивов исчерпают свой моторесурс. В связи с этим и возникла необходимость в поиске решений по улучшению и оптимизации доставочных работ подвесным дизель-гидравлическом транспорте на шахтах АО «СУЭК – Кузбасс». Отсутствие системного подхода и эффективной организации логистики не позволяет увеличить коэффициент использования локомотивов ($K_{исп}$) выше 0,37.

Для решения всех описанных задач в АО «СУЭК-Кузбасс» была разработана программа работ по развитию дизель – гидравлического транспорта на шахтах, которая включает в себя тринадцать направлений:

1. Расчет потребности локомотивов, постоянно находящихся на шахте для текущей деятельности.

2. Группа локомотивов, перемещаемая по шахтам на время демонтажно-монтажных работ.

3. Подменный локомотив, передаваемый на предприятие на время капитального ремонта локомотива.

4. Вспомогательное оборудование (подъемные устройства, контейнера, пассажирские вагоны, осланцеватели).

5. Средства подцепки, строповки и увязки грузов.

6. Организация участка по монтажу монорельсовой дороги.

7. Повсеместное применение автоматических стрелочных переводов, расширение сети заправочных станций.

8. Перевод доставщиков с шахт на ПЕ «Спецналадка». Корректировка системы оплаты труда от количества перевезенного груза.

9. Программа стажировки вновь устраивавшихся машинистов.

10. Переоборудование дизель гидравлических локомотивов в пантограф.

11. Проведение обучения эксплуатирующего и обслуживающего персонала.

12. Оснащение дизелевозов комплектами систем передачи данных и позиционирования.

13. Организация производства соединительных тяг к дизель гидравлическим локомотивам.

Основная целью является оптимизация работы дизель-гидравлического транспорта, включающая в себя деление основного парка локомотивов на постоянно работающих согласно производственной программы на производственной единице АО «СУЭК – Кузбасс», перемещаемых по предприятиям на период ведения монтажно-демонтажных работ и подменных локомотивах (резерве), для оперативной их замены на вышедшие из строя, а также возможности ремонта в цеху, а не шахтных условиях (табл. 1).

Таблица 1

Распределение локомотивов по шахтам

Текущая деятельность/На время демонтажно-монтажных работ/Подменный локомотив												
ПЕ	Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь
ш.Рубана	8	8	8/2	8/2	8/2	8	8/2	8/9/1	8/2	8/2	8/2	8/2
ш.7Ноября	3/1	3/1	3/1	3	3	3	2/1	3/1	3/1	3/1	3/1	3/1
ш.Кирова	10/3	9/3/1	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10/2
ш.Комсомол ец	5	5/1	5/1	5	5	5	5/1	5/1	5	4/1	4/1	5
ш.Полысаев ская	5	5	5	5	5	5/3	5/3	5/2	4/1	5	5	5
ш.Ялевского	5	5	5	5	5	5/1	5/1	5/1	5	5	5	5
ш.Котинская	6/1	6/1	6/1	6	6	6	6	6	6	6	6	6
ш.Т-31	7	7	6/1	7	7	6/1	7	7	7	7	7	6/1
ш.Т-32	6/1	7	7	6/1	7	7	7	7	7	7	7	7

В связи ростом производительности технологического оборудования, применяемого для добычи угля и проведению проходческих работ увеличились габариты и вес перевозимого груза. Это привело к тому, что участились число выходов из строя подвесной монорельсовой дороги. Используемый до сегодняшнего дня для монорельсовой дороги профиль М155 перестает отвечать требованиям, предъявляемым к прочностным свойствам из-за несоответствия его несущей способности и разрывного усилия перевозимым грузам и использованию более мощных локомотивов. Поэтому в настоящее время повсеместно на всех шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» ведется его замена на более мощный профиль М200.

Одним из важнейших условий содержания в исправном состоянии технологического оборудования является создание политики заинтересованности персонала. С этой целью разработана система оценки выполненных работ, в которой первостепенной задачей является мотивация персонала. В основном, принятая оценка выполненных работ, заинтересовывает персонал в преодолении наибольшего расстояния в смену с грузом, при этом понятие «груз» регламентируется четырьмя состояниями, а также максимального использования машинного времени при ведении объемных работ дизелевозом. Актуальная проблема не компетенции кадров потребовала разработать программу стажировок и получения практических навыков. Для этого был создан тренажер машиниста локомотива (рис. 2) на базе Центра подготовки и развития персонала АО «СУЭК-Кузбасс». Современные требования правил безопасности [6—10] обязывают искать пути решений по безопасности перевозок, одно из них это перекомпоновка подвесного локомотива с обеспечением постоянного нахождения кабины машиниста в голове состава.



Рис. 2. Виртуальный тренажер машиниста дизель-гидравлического локомотива

С целью планирования и расчетов трасс подвесной монорельсовой дороги на шахтах следует учитывать, что при движении локомотива по маршруту, он занимает путь и другой локомотив должен ожидать момента освобождения маршрута [5, 9]. Промежуток времени, необ-

ходимый для транспортировки груза с помощью монорельсового транспорта определяется видом организации логистического обслуживания. В условиях угольной шахты возможны следующие схемы организации перемещения груза. Во-первых, однопутная трасса, без разъездов, и без промежуточных пунктов обработки грузов. В этом случае груз перемещается только одним локомотивом, при этом вероятность полного прекращения перевозки определяется соотношением вероятностей отказа (поломки) рельсового пути и локомотива. Во-вторых, челочная организация транспортировки грузов. То есть, весь маршрут разбивается на участке, в пределах которых перевозку осуществляют локомотивы, закрепленные за каждым участком. В-третьих, организацией мест разъездов локомотивов, движущихся навстречу друг другу.

В случае готовности пути и локомотива общее время использования транспортной магистрали на полный цикл доставки груза определяется временами погрузки, транспортировки, выгрузки и перемещение порожнего локомотива в исходную точку. В случае использования однопутной трассы, без разъездов, и без промежуточных пунктов обработки грузов (первый вариант логистического обслуживания) время перевозки складывается из времени [11, 12], необходимой для погрузки груза — $t_{\text{пор}}$, времени маневрирования при выезде из места погрузки — $t_{\text{м1}}$, времени движения с грузом — $t_{\text{гр}}$, времени маневрирования при въезде на места разгрузки — $t_{\text{м2}}$, времени разгрузки — $t_{\text{разг}}$ и времени возвращения состава в пункт отправления — $t_{\text{пор}}$. $t = t_{\text{пор}} + t_{\text{м1}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{м2}} + t_{\text{разг}} + t_{\text{пор}}$. Пропускная способность определяется как обратная величина времени использования транспортной магистрали составом $P = 1/t$. Следовательно, пропускная способность однопутной трассы, без разъездов, и без промежуточных пунктов обработки грузов равна:

$$P = 1 / (t_{\text{пор}} + t_{\text{м1}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{м2}} + t_{\text{разг}} + t_{\text{м1}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м2}}).$$

Если предположить в первом приближении, что времена погрузки и разгрузки груза равны ($t_{\text{пор}} = t_{\text{разг}} = t_0$), время маневрирования входит во время движения и при этом время движения с грузом и время движения порожнего локомотива равны ($t_{\text{м1}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{м2}} = t_{\text{м1}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{м2}} = t_{\text{тр}}$), тогда, общее время выполнения всего цикла транспортировки груза равна $t = t_0 + t_{\text{тр}} + t_0 + t_{\text{тр}} = 2(t_{\text{тр}} + t_0)$ и $P = 1/2(t_{\text{тр}} + t_{\text{п/р}})$, где n — некоторый положительный коэффициент, определяющий соотношение времен погрузки/выгрузки и движения. Переход к безразмерным значениям (время разгрузки/погрузки принимается за единицу) дает $t = 2(n+1)$ и $P = 1/2(n+1)$.

Анализ полученной зависимости свидетельствует, что, во-первых, только из-за необходимости локомотиву вернуться за новым грузом пропускная способность рассматриваемого варианта логистического обслуживания снижает пропускную способность транспортной магистрали по сравнению с идеальной в два раза. К идеальным транспорт-

ным магистралям следует отнести потоковые системы транспортировки грузов, когда все время тратится только на доставку груза, такими являются трубопроводные магистрали, линии электропередач. Во-вторых, с ростом протяженности транспортной магистрали пропускная способность транспортной магистрали снижается по гиперболическому закону (рис. 3) и уже при превышения времени транспортировки груза времени погрузки в пять раз не превышает 10% от идеальной транспортной магистрали.

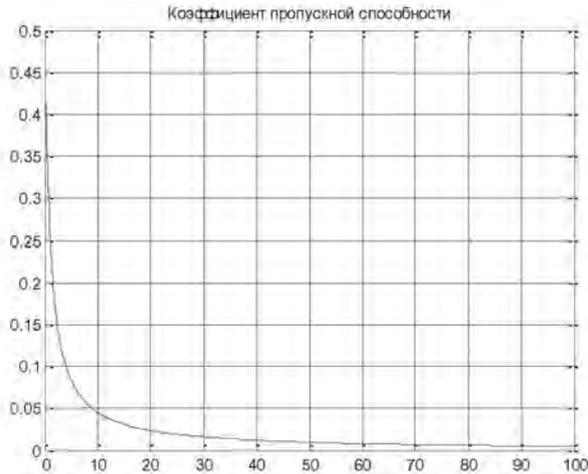


Рис. 3. Пропускная способность однопутной магистрали без разъездов, и без промежуточных пунктов перегрузки грузов

Время, затрачиваемое на перемещение, погрузку/выгрузку груза является необходимым, его снижение возможно только в ходе совершенствования технологии перевозки, разработки новых технических средств. Время, затрачиваемое на порожний пробег характеризует неэффективность используемого варианта логистического обслуживания. Половина времени тратится зря. Поэтому, необходимо использовать такой вариант логистического обслуживания, при котором во время порожнего пробега локомотив, возвращающийся за грузом, не препятствовал движению по магистрали загруженного локомотива. Одним из вариантов, позволяющим повысить пропускную способность транспортной магистрали по причине её занятости локомотивом, совершающим порожний пробег является разделение транспортной магистрали на несколько участков, обслуживающихся отдельными локомотивами. Тогда, первый локомотив, выполнив перемещение груза на первом участке, передает груз второму локомотиву, который выполняет его перемещение на втором участке, а сам возвращается порожнем

за следующим грузом. В этом случае порожний пробег локомотива не прерывает перемещение грузов вдоль транспортной магистрали. Соответственно, увеличивается пропускная способность транспортной линии. К отрицательным свойствам такой организации транспортировки относится увеличение числа погрузочно/разгрузочных операций. Чтобы достичь наибольшего эффекта от применения описанной схемы организации транспортировки грузов (однопутная трасса, без разъездов, с промежуточными пунктами обработки грузов) составные участки трассы должны быть равны между собой по времени движения на них. В этом случае время перемещения груза по одной (i) из ветвей равно $ti=2(n/k+k)$, где k – число участков транспортной магистрали. Общее время использования магистрали для доставки груза определяется суммированием: Максимальная пропускная способность транспортной магистрали достигается тогда, когда на каждом участке производится транспортировка груза. В этом случае на транспортной магистрали находится k грузов (рис. 4), следовательно, пропускная способность равна .

При использовании третьего варианта логистического обслуживания, когда организуются места разъездов локомотивов, движущихся навстречу друг другу, пропускная способность транспортной магистрали возрастает в зависимости от числа разъездов (m). В этом случае, пропускная способность магистрали увеличивается в m раз по сравнению с пропускной способностью для логистического варианта обслуживания при использовании однопутной трассы, без разъездов, и без промежуточных пунктов обработки грузов — . Причем максимум пропускной способности достигается при условии $m=n+1$. Дальнейший рост числа разъездов больше величины $n+1$ избыточен.

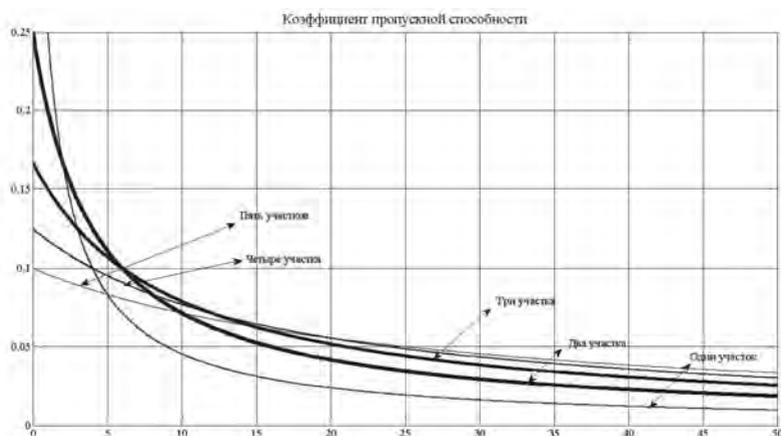


Рис. 4. Пропускная способность однопутной магистрали при челночной организации транспортировки груза

Итого, для обеспечения эффективности использования имеющегося фонда дизель-гидравлического транспорта, предложенный комплекс мер дает возможность увеличения коэффициента использования подвесных дизель-гидравлических локомотивов и увеличение пропускной способности магистралей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Авдеев, А.М. Рельсовые транспортные средства для сложных горно-геологических условий [Текст] / А.М. Авдеев, А.В. Большунов, Г.В. Соколова // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. ст. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2013. – С. 51–55.

2. Киселев, И.П. Монорельсовые колесные транспортные системы [Текст] / И.П. Киселев // Транспорт Российской Федерации. – 2009. – Т.20. – №1. – С. 62–63.

3. Подземный транспорт шахт и рудников [Текст] : справочник / Л.И. Айзеншток [и др.] ; под общ. ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – перераб. и доп. изд. – Москва : Недра, 1985. – 565 с.

4. Becker, F. Integriertes Konzept zur Kollisionsvermeidung zwischen Personen und Fahrzeugen im Untertagebergbau [Text] / F. Becker, S. Becker // Glückauf. – 2011. – Vol. 147. – P. 20–24.

5. Buniok, T. Optimierung von Transportsystemen im untertägigen Steinkohlenbergbau [Text] / T. Buniok, J. Rusinek, H. Cichos // Kolloquiums „Fördertechnik im Bergbau“, TU Clausthal, 2010. – Clausthal, 2010. – P. 29–42.

6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Приказ Ростехнадзора от 19.11.2013 № 550 (зарегистрирован Минюстом России 31 декабря 2013 г., рег. № 30961).

7. Горное дело. Терминологический словарь. Под. Научной редакцией акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. М.: Горная книга, 2016. – 635 с. ISBN 978-5-98672-435-5.

8. Положение об аэрогазовом контроле в угольных шахтах. Приказ Ростехнадзора от 01.12.2011 N 678 (зарегистрирован Минюстом России 29.12.2011, рег. N 22812).

9. Методические рекомендации о порядке проведения экспертизы промышленной безопасности рудничных электровозов. Приказ Ростехнадзора от 04.04.2008 N 208.

10. Временные требования безопасности при эксплуатации монорельсовых дорог в угольных шахтах. Постановления Госгортехнадзора России от 10.11.1999 N 83, от 23.07.2002 N 46.

11. Горностаев В.С., Кубрин С.С. Определение пропускной способности дизелевозного транспорта шахте. Труды Международной научно-практической конференции 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр. 13–16 ноября 2017 г. – М: ИПКОН РАН, 2017. С. 353–357.

12. Gornostayev V., Kubrin S. Organization of People and Materials Delivery by Suspended Diesel-Hydraulic Transport in the Mines of JSC “SUEK-Kuzbass”

IIIrd International Innovative Mining Symposium (IIMS 2018), Kemerovo, Russian Federation, Edited by Tyulenev, M.; Zhironkin, S.; Khoreshok, A.; Vöth, S.; Cehlár, M.; Nuray, D.; Janocko, J.; Anyona, S.; Tan, Y.; Abay, A.; E3S Web of Conferences, Volume 41, id.01017 DOI 10.1051/e3sconf/20184101017 June 2018 Bibcode 2018E3SWC..4101017G. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Пономарев Владимир Сергеевич – горный инженер, АО «СУЭК-Кузбасс», 652507 РФ Кемеровская обл., г. Ленинск-Кузнецкий, ул. Васильева д. 1; *Кубрин Сергей Сергеевич* – Профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией 2.2 «Геотехнологических рисков освоения недр», Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, 111020 РФ Москва Крюковский тупик д. 4.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 286–296.

Ponomarev V.S., Kubrin S.S.

Issues provision of materials and resources production areas of the mine

In the conditions of development of coal deposits by high-performance working block posts the role of auxiliary transport providing delivery of materials, the equipment and resources on production sites increases. The length of highways has significantly increased; the time of movement has increased. The use of modern powerful technological equipment, especially in long-range mining systems, requires an increase in the capacity of delivery and transportation routes. The main factors that determine the operation of auxiliary transport-the state of the transport highway, the technical capabilities of locomotives and the requirements of regulatory documentation require solutions for the organization of crossings and intermediate transshipment points to increase the capacity of the highway. To determine the basic parameters to ensure the required capacity of the transport highway for diesel locomotives, the article substantiates the theoretical dependence on their definition.

Keywords: mine, transport, delivery of materials, delivery of equipment, track, locomotive, diesel, route.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-286-296

AUTHORS

Ponomarev V.S., chief engineer OF PE “Spetsnaladka” JSC “SUEK-Kuzbass”;
Kubrin S.S., IPKON RAS.

REFERENCES

1. Avdeev A.M., Bol A.V.'shunov, Sokolova G.V. *Rel'sovye transportnye sredstva dlya slozhnyh gorno-geologicheskikh uslovij* [Rail vehicles for complex mining and geological conditions]. Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovaniya mineral'nyh resursov: sb. nauch. st. / Sib. gos. industr. un-t ; pod obshchey red. V.N. Fryanova. Novokuzneck, 2013. pp. 51–55.

2. Kiselev, I.P. *Monorel'sovye kolesnye transportnye sistemy* [Monorail wheeled transport systems]. Transport Rossijskoj Federacii. 2009. T. 20. no 1. pp. 62–63.
3. Ajzenshtok L.I. *Podzemnyj transport shaht i rudnikov* [Underground transport of mines] : spravochnik; pod obshch. red. G. Ya. Pejsahovicha, I.P. Remizova. pererab. i dop. izd. Moscow: Nedra, 1985. 565 p.
4. Becker F., Becker S. Integriertes Konzept zur *Kollisionsvermeidung zwischen Personen und Fahrzeugen im Untertagebergbau*. Glückauf. 2011. Vol. 147. P. 20–24.
5. Buniok T., Rusinek J., Cichos H. *Optimierung von Transportsystemen im untertägigen Steinkohlenbergbau*. Kolloquiums „Fördertechnik im Bergbau“, TU Clausthal, 2010. Clausthal, 2010. pp. 29–42.
6. *Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoj bezopasnosti «Pravila bezopasnosti v ugol'nyh shahtah»*. Prikaz Rostekhnadzora ot 19.11.2013 no 550 (zaregistrovan Minyustom rossii 31 dekabrya 2013 g., reg. no 30961) [Federal regulations and rules in the field of industrial safety «safety Rules in coal mines». Order of Rostekhnadzor of 19.11.2013 no 550 (registered by the Ministry of justice of Russia on December 31, 2013, reg. No. 30961)].
7. *Gornoe delo. Terminologičeskij slovar'* [Mining. Terminological dictionary]. Pod. Nauchnoj redakciej akd. RAN K.N. Trubeckogo, chl.-korr. RAN D.R. Kaplunova. Moscow: Gornaya kniga, 2016. 635 p. ISBN 978-5-98672-435-5.
8. *Polozhenie ob aerogazovom kontrole v ugol'nyh shahtah*. Prikaz Rostekhnadzora ot 01.12.2011 N 678 (zaregistrovan Minyustom Rossii 29.12.2011, reg. N 22812) [Regulations on air and gas control in coal mines. The order of Rostekhnadzor dated 01.12.2011 No. 678 (registered by the Ministry of justice 29.12.2011, reg. No 22812)].
9. *Metodicheskie rekomendacii o poryadke provedeniya ekspertizy promyshlennoj bezopasnosti rudnichnyh elektrovozov*. Prikaz Rostekhnadzora ot 04.04.2008 N 208 [Methodical recommendations about the order of carrying out examination of industrial safety of mine electric locomotives. The order of Rostekhnadzor dated 04.04.2008 N 208].
10. *Vremennye trebovaniya bezopasnosti pri ekspluatcii monorel'sovyh dorog v ugol'nyh shahtah*. Postanovleniya Gosgortekhnadzora Rossii ot 10.11.1999 N 83, ot 23.07.2002 N 46 [Temporary safety requirements for the operation of monorails in coal mines. Resolution Gosgortekhnadzor Russia from 10.11.1999 No. 83, dated 23.07.2002 No. 46].
11. Gornostaev V.S., Kubrin S.S. *Opređenje propuskoj sposobnosti dizelevoznogo transporta shahte* [Determination of the capacity of diesel transport mine]. Trudy Mezhdunarodnoj nauchno-praktičeskoj konferencii 50 let Rossijskoj nauchnoj shkole kompleksnogo osvoeniya nedr. 13–16 noyabrya 2017. Moscow: IPKON RAN, 2017. pp. 353–357.
12. Gornostayev V., Kubrin S. *Organization of People and Materials Delivery by Suspended Diesel-Hydraulic Transport in the Mines of JSC "SUEK-Kuzbass" IIIrd International Innovative Mining Symposium (IIMS 2018)*, Kemerovo, Russian Federation, Edited by Tyulenev, Moscow; Zhironkin, S.; Khoreshok, A.; Vöth, S.; Cehlár, M.; Nuray, D.; Janocko, J.; Anyona, S.; Tan, Y.; Abay, A.; E3S Web of Conferences, Volume 41, id.01017 DOI 10.1051/e3sconf/20184101017 June 2018 Bibcode 2018E3SWC.4101017G.



Секция 2
ГОРНЫЕ МАШИНЫ
И ЭНЕРГЕТИКА

**В.В. Тимонин, Д.И. Кокоулин,
Бакыт Кубанычбек, С.Е. Алексеев**

ТЕХНИКА ДЛЯ БУРЕНИЯ ГЛУБОКИХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Показаны причины, препятствующие прохождению глубоких разведочных и дегазационных скважин в подземных условиях угольных шахтах. Приведены результаты аналитических исследований по определению наиболее рациональных силовых и геометрических параметров элементов бурового оборудования при проходке глубоких скважин. Предложен метод вращательно-ударного бурения с применением погружных пневмударников, обеспечивающий прямолинейность скважины при ее проходке на глубину до 400-500 метров по углю и породе. Описана конструкции пневмударника и буровой коронки, разработанных в ИГД СО РАН.

Ключевые слова: бурение, скважина, буровой став, сила трения, погружной пневмударник, буровая коронка.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-299-305

Одним из наиболее эффективных методов дегазации угольных пластов является бурение прямолинейно направленных скважин на глубину 400–500 и более метров [1–4]. Однако, при проходке скважин в условиях угольных шахт, как по углю, так и по породам часто возникает ряд проблем, снижающих эффективность работы бурового оборудования. К этим проблемам относятся: недостаточная глубина проходки скважин, величина которых часто не соответствует рекомендованной технической характеристикой буровых станков; не обеспеченность прямолинейно направленной проходки скважин, что уводит их от заданного направления и низкая долговечность бурового инструмента при проходке скважин по крепким породам. В ИГД СО РАН проведены исследования, позволившие устранить или уменьшить влияние указанных проблем на эффективность работы в этой области.

При рассмотрении проблемы, связанной с недостаточной глубиной проходки скважин, было установлено, что более 90% мощности буровых станков затрачивается на преодоление сил сопротивления перемещению бурового става по скважине. Это объясняется следующим. При бурении штанга находится под воздействием крутящего момента, продольных сжимающих усилий и центробежных сил, стре-

мящихся отклонить её к стенкам скважин. Под действием этих сил буровой став принимает форму винтовой спирали переменного шага с уменьшением его по направлению от забоя к устью скважины (рис.1). В случае прилегания витков спирали к стенкам скважины возникает общая сила сопротивления продольному перемещению бурового става и его вращению. Полуволны Γ спирали, образованные буровым ставом, прижимаются к стенкам скважин. При этом возникают силы трения, которые препятствуют как вращению става, так и его перемещению в сторону забоя.

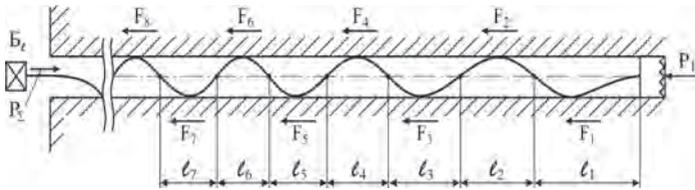
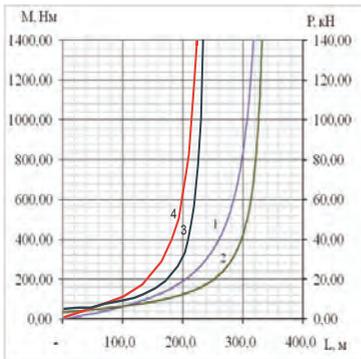


Рис. 1. Форма изгиба бурового става под воздействием осевых нагрузок

Проведенные в ИГД СО РАН аналитические и экспериментальные исследования позволили установить зависимости изменения усилия подачи $P = f(L)$ и момента вращения $M = f(L)$ бурового става от глубины скважины (рис. 2) [5].

а



б

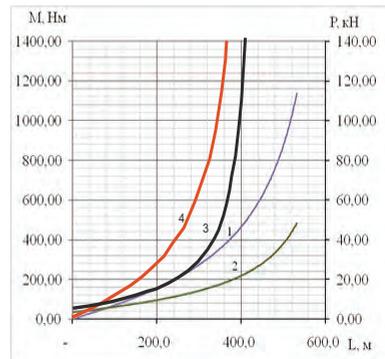


Рис. 2. Зависимости $M=f(L)$ (1,4) и $P=f(L)$ (2,3) при бурении скважин $\varnothing 76$ мм по углу и породе буровым ставом $42 \times 3,5$ мм (а) и $50 \times 5,5$ мм (б) при $\mu=1,5$ (1,2); $\mu=6$ (3,4)

Анализ зависимостей показывает, что глубина проходимой скважины, помимо силовых параметров бурового станка, зависит от: крепости обуриваемой среды, момента инерции штанг бурового става и соотношения диаметров бурового става и диаметра скважины.

Таким образом, используя результаты исследований ИГД СО РАН можно прогнозировать возможную глубину и скорость прохождения скважины по горному массиву любой крепости опираясь на возможности имеющегося в наличии бурового оборудования.

В промышленной практике в процессе проходки глубоких скважин встречаются случаи их отклонения от заданного направления. Довольно часто скважины не попадают в нужную выработку, что приводит к их потере. Это объясняется тем, что в применяемом буровом оборудовании используется, как правило, вращательный способ бурения. При таком способе бурения, в процессе проходки скважины с использованием в качестве бурового инструмента буровых головок или шарошек, возникают значительные осевые и крутильные силы на буровом стае со стороны бурового станка. Эти силы способствуют возникновению поперечных сил, что приводит к отклонению скважины от заданного направления .

Известен способ проходки скважин методом вращательно-ударного бурения с использованием погружных пневмоударников. В этом случае разрушение горного массива происходит как за счет удара, осуществляемого ударником непосредственно у забоя скважины так и за счет резания вращающейся коронкой. В сравнении с другими способами бурения данный способ допускает минимальные усилия прижатия бурового снаряда к забою, малое число оборотов и незначительный крутящий момент, передаваемый ставу. Это позволяет свести к минимуму искривление бурового става и обеспечить более прямолинейное бурение [6,7]. В ИГД СО РАН был спроектирован малогабаритный пневмоударник ПНБ-76 [8,9] (рис.3). Прочность элементов пневмоударника обеспечена путем использования сталей, обладающих высоким сопротивлением к изнашиванию и обладающих повышенным сопротивлением к появлению трещин [10,11].



Рис. 3. Опытный образец пневмоударника ПНБ76 с коронкой КНБ76

Параметры пневмоударника ПНБ76

Диаметр буримой скважины, мм.....	76
Диаметр корпуса, мм.....	63.5
Рабочее давление, МПа.....	0.6
Энергия удара, Дж.....	60
Частота ударов, мин ⁻¹	1500
Масса ударника, кг.....	1,45



Рис. 4. Коронка с опережающим лезвием

Промышленные испытания проводились в сочетании со станком СБР400 в подземных условиях ООО «шахта Березовская». Проходилась техническая скважина, предназначенная для спуска воды с верхнего горизонта на нижележащий штрек по породе крепостью 10–12 единиц по шкале проф. М.М. Протодяконова. Источником энергии пневмоударника служил дизельный компрессор, выполненный во взрывобезопасном исполнении. Развиваемое им давление сжатого воздуха составляло 0,4 МПа при производительности 6,0 м³/мин. Скорость бурения составила 100 мм/мин. Станок СБР 400 работал в щадящем режиме. Величине вращающего момента на буровом ставе не превышала 300 Нм, а усилие подачи его на забой не более 300 кг. Это говорит о том, что основные функции бурения при проходке скважины осуществлялись пневмоударником, тем самым, уменьшая вредные влияния больших моментов вращения, способствующих отклонению бурового става от заданного направления. За время работы с использованием пневмоударника техническая скважина между выработками была пробурена. Ее длина составила 40 метров, при этом ее траектория сохранила заданное направление.

Одновременно с созданием пневмоударника в ИГД СО РАН разработана конструкция коронки с опережающими лезвиями (рис.4). Такая конструкция коронки обеспечивает удобство при забурировании, а также создает в центре образующейся скважины дополнительной обнаженной поверхности, что облегчает процесс разрушения забоя [12].

В настоящее время в ИГД СО РАН ведутся работы по подготовке бурового оборудования для продолжения экспериментальных работ в промышленных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Lu S., Cheng Y., Ma J., and Zhang Y. Applikation of in-seam directional drilling technology for gas drainage with benefits to gas outburst control and greenhouse gas reductions in Daning coal mine, China // Natural Hazards. -2014. – Vol. 73. – № 3 – pp. 1419 – 1437/
2. Jiang F.-X., Miao X.-H., Wang C.-W., Song J.H., Deng J.-M., Meng F. Predicting research and practice of tectonic-controlled coal burst by mikroseismic monitoring // Journal of China Coal Society 2010. – Т. 35. – № 6. – Pp. 900–903.
3. Gray D. Seismic anisotropy in coal beds // SEG Technical Program Expanded abstracts/ – 2005/ Pp/ 142–145.
4. Hungerrford F., Ren T., Aziz N. Evolution and application of in-seam drilling for gas drainage // International Journal of Mining Science and Technology. – 2013. – Vol. 23. – Pp. 543–553/

5. Клишин В. И., Кокоулин Д. И., Кубанычбек Б., Гуртенко А.П. Станок для бурения разведочных дегазационных и технических скважин СБР400. [Текст] / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых 2010, №4, С.50–53.

6. Алексеев С.Е., Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Шахторин И.О., Кубанычбек Б. Создание малогабаритного погружного пневмоударника для проходки исследовательских скважин // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2015. – № 2. С. 187–193.

7. Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б. Средства прямолинейно направленного бурения в условиях угольных шахт // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016, № 3, т. 2, С. 168–171.

8. Repin A.A., Alekseev S.E., Timonin V.V., Karpov V.N. Analysis of the compressed air distribution in down-the-hole / Reports of the XXIII international scientific symposium «MINER'S WEEK – 2015», 26–30 January, 2015, pp.475–482.

9. Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б. Опыт проходки прямолинейно направленных скважин в условиях шахты Березовская. // Горное оборудование и электро механика. – 2017, № 4, С. 3–7.

10. Murakami Yukitaka. Metal Fatigue: Effects of Small Defects and Nonmetallic Inclusions / Yukitaka Murakami. – Elsevier. – 2002.

11. Reid C.N. Fatigue in compression / C.N. Reid, K. Williams, R. Hermann // Fatigue of Engineering Materials and Structures – 1979. – № 1 – P. 267 – 270.

12. Клишин В.И., Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б. Повышение мощности погружного пневмоударника прямолинейно направленного бурения. / Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 217. С. 173–177. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Тимонин Владимир Владимирович – кандидат технических наук, заместитель директора по научной работе, тел. 8(383)2053030 доп.199, e-mail: timonin@misd.ru.

Кокоулин Даныяр Иванович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник,

Бакыт Кубанычбек – кандидат технических наук, научный сотрудник,

Алексеев Сергей Евгеньевич – старший научный сотрудник,

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54.

Timonin V.V., Kokoulin D.I., Bakyt Kubanychbek, Alekseev S.E.

Long hole drilling equipment for coal mines

The authors describe constraints of long-hole exploration and drainage drilling in underground coal mines. The analytical research findings on the most efficient power and geometry of elements of long-hole drilling equipment are presented. The method of percussive–rotary drilling with DTH air hammers, proposed in the paper, ensures straightline hole-making to a depth up to 400–500 m in coal and rocks. The design of the air hammer and drill bit developed at the Institute of Mining, SB RAS, are described.

Keywords: drilling, hole, drilling rod, friction force, down-the-hole air hammer, drill bit.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-299-305

AUTHORS

Timonin V.V., Candidate of Engineering Sciences, Head of Laboratory for Drilling and Technological Impulse-Forming Machines, office: 8(383)2053030, extension: 199, e-mail: timonin@misd.ru,

Kokoulin D.I., Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher,

Bakyt Kubanychbek, Candidate of Engineering Sciences, Researcher,

Alekseev S.E., Senior Researcher,

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia.

REFERENCES

1. Lu S., Cheng Y., Ma J., and Zhang Y. *Applikation of in-seam directional drilling technology for das drainage with benefits to gas outburst control and greenhouse gas reductions in Daning coal mine, China*. Natural Hazards. 2014. Vol. 73. no 3 pp. 1419–1437.

2. Jiang F.-X., Miao X.-H., Wang C.-W., Song J.H., Deng J.-M., Meng F. *Predicting research and practice of tectonic-controlled coal burst by mikroiseismie monitoring*. Journal of China Coal Society 2010. T. 35. no 6. Pp. 900–903.

3. Gray D. *Seismic anisotropy in coal beds*. SEG Technical Program Expanded abstracts/ 2005/ Pp/ 142–145.

4. Hungerrford F., Ren T., Aziz N. *Evolution and application of in-seam drilling for gas drainage*. International Journal of Mining Science and Technology. 2013. Vol. 23. Pp. 543–553.

5. Klishin V. I., Kokoulin D. I., Kubanychbek B., Gurtenko A.P. *Stanok dlya bureniya razvedochnyh degazacionnyh i tekhnicheskikh skvazhin SBR400* [Machine for degassing drilling exploration and technological wells СБР400]. [Tekst] / Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh 2010, no 4, pp.50–53.

6. Alekseev S.E., Timonin V.V., Kokoulin D.I., Shahtorin I.O., Kubanychbek B. *Sozdanie malogabaritnogo pogruzhnogo pnevmoudarnika dlya prohodki issledovatel'skiy skvazhin* [Kubanychbek the development of compact submersible hydropercussion machine for drilling exploratory wells] Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornyh nauk. 2015. no 2. pp. 187–193.

7. Timonin V.V., Kokoulin D.I., Alekseev S.E., Kubanychbek B. *Sredstva pryamolinejno napravlennoyo bureniya v usloviyah ugol'nyh shaht* [Means of straight-line directional

drilling in coal mines]. *Fundamental'nye i prikladnye voprosy gornyh nauk*. 2016, no 3, t. 2, pp. 168–171.

8. Repin A.A., Alekseev S.E., Timonin V.V., Karpov V.N. *Analysis of the compressed air distribution in down-the-hole*. Reports of the XXIII international scientific symposium «MINER'S WEEK 2015», 26–30 January, 2015, pp. 475–482.

9. Timonin V.V., Kokoulin D.I., Alekseev S.E., Kubanychbek B. Opyt prohodki pryamoliejno napravlennyh skvazhin v usloviyah shahty Berezovskaya [Experience primolano drilling directional wells in mines of Berezovskaya]. *Gornoe oborudovanie i elektro mekhanika*. 2017, no 4, pp. 3–7.

10. Murakami Yukitaka. *Metal Fatigue: Effects of Small Defects and Nonmetallic Inclusions*. Yukitaka Murakami. Elsevier. 2002.

11. Reid S.N., Williams K., Hermann R. *Fatigue in compression* [Fatigue in compression]. *Fatigue of Engineering Materials and Structures*, 1979, no 1, pp. 267–270.

12. Klishin V.I., Timonin V.V., Kokoulin D.I., Alekseev S.E., Kubanychbek B. *Povyshenie moshchnosti pogruzhnogo pnevmoudarnika pryamoliejno napravlennoogo bureniya* [Increasing the power of a straight-line directional air hammer]. *Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovniya mineral'nyh resursov. // Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovniya mineral'nyh resursov*. 217. pp. 173–177.



**В.В. Тимонин, С.Е. Алексеев, И.К. Даньяр,
Е.М. Черниенков, И.О. Шахторин**

БУРЕНИЕ ПРЯМОЛИНЕЙНО НАПРАВЛЕННЫХ СКВАЖИН И ОТБОР КЕРНА НА ГЛУБИНАХ БОЛЕЕ 100 МЕТРОВ

Показана роль пневмоударного бурения при проходке скважин различного назначения. Рассмотрены различные способы бурения, описаны особенности пневмоударного берения. Важным преимуществом пневмоударного бурения является то, что при ударном разрушении породы, действие возникающих сил ограничивается системой «ударник – инструмент – забой скважины», что дает возможность ограничиться небольшой величиной осевого давления на забой скважины, а так же и крутящего момента. Это позволяет применять в сравнении с другими способами бурения буровой станок значительно меньшей массы. Обосновано, что бурение с пневмоударником обеспечивает большую прямолинейность скважин в сравнении с другими видами буровой техники. Представлен новый погружной пневмоударник П165 для разведочного бурения, способного работать на энергоносителе повышенного давления, дана его характеристика, приведены особенности изготовления наиболее нагруженной его детали – ударника. Также представлена разработанная новая конструкция двойного колонкового набора НДК134 к погружному пневмоударнику высокого давления для проходки глубоких скважин с отбором керна в крепких породах. Описаны его устройство и работа, приведена техническая характеристика. Сделан вывод, что буровая техника на базе погружных пневмоударников высокого давления, позволяет обеспечить большую прямолинейность буримых скважин, и пригодна для взятия керна с большой глубины.

Ключевые слова: бурение, скважина, порода, погружной пневмоударник, энергоноситель, высокое давление, керн

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-306-312

При производстве горных работ в различных условиях одной из важнейшей составляющей является бурение скважин. Нужны взрывные, технологические, геологоразведочные скважины разной глубины.

При бурении глубоких разведочных скважин для получения более точных данных имеет значение прямолинейность скважин.

Причин отклонения скважин достаточно много. Это и неоднородность буримой породы по крепости, трещеноватости, наличие слоев

породы и их направление, наличие различных включений. Есть и технические причины, к которым можно отнести способ бурения, технические характеристики бурового оборудования.

В зависимости от физико-механических свойств буримых пород, производственных условий используются различные способы проходки скважин. Применяется вращательное, ударно-поворотное, ударно-вращательное, шарошечное бурение [1]. Существуют и другие виды бурения и комбинации способов.

Относительно невысокая крепость угля и включающих пород позволяет разрушать их резанием. Однако вращательный способ бурения предполагает значительный крутящий момент и большое осевое усилие на забой, что при большой глубине бурения приводит к изгибанию бурового става и искривлению скважины. Шарошечный способ бурения также требует большого осевого нажатия на став и имеет те же недостатки. Следует отметить, что станки для такого бурения имеют значительные габариты и массу, что увеличивает трудоемкость их использования и ограничивает их применение в подземных условиях.

Ударный способ бурения обладает наименьшей энергоемкостью разрушения породы, позволяет снизить энергозатраты при производстве работ и обеспечить достаточно высокую производительность, позволяет осуществлять проходку по породам средней и высокой крепости.

В середине прошлого века в России были разработаны первые конструкции и изготовлены первые образцы пневматических машин ударного действия, располагаемые непосредственно у забоя буримой скважины – погружные пневмоударники [2]. Такое расположение обеспечивает наилучшую передачу энергии удара на забой, позволяет увеличить скорость бурения и глубину скважины. Сжатый воздух используется как энергоноситель и как очистной агент, что делает технологию бурения более рациональной. Эти обстоятельства, а также простота и относительная дешевизна этой техники делает привлекательным применение этих машин, как в подземных условиях, так и на открытых горных работах.

Важным преимуществом является то, что при ударном разрушении породы, действие возникающих сил ограничивается системой «ударник – инструмент – забой скважины», что дает возможность ограничиться небольшой величиной осевого давления на забой скважины, а так же и крутящего момента. Это позволяет применять в сравнении с другими способами бурения буровой станок значительно меньшей массы.

Бурение с пневмоударником обеспечивает большую прямолинейность скважин [3,4].

Системы направленного бурения, которые могут быть использованы для проходки прямолинейных скважин, довольно сложны [5]. Использование погружных пневмоударников позволяет более просто решать эту задачу.

При бурении нисходящих скважин глубиной более 100 м следует использовать погружные пневмударники высокого давления, дающие возможность выноса шлама из обводненных скважин.

При проведении геологоразведочных работ с взятием керна, также рационально использовать погружные пневмударники.

По заказу ОАО «Восток» был спроектирован погружной пневмударник П165. Было изготовлено 8 шт. этих пневмударников и передано предприятию для эксплуатации. Один из пневмударников представлен на рис. 1.



Рис. 1. Пневмударник П165 для геологоразведки

Техническая характеристика пневмударника П165

Рабочее давление, МПа	0,6...1,2
Наружный диаметр, мм	140
Длина, мм	1097
Вес, кг.	75
Масса ударника, кг	16
Энергия удара (при 1,2 МПа), Дж	450
Частота ударов (при 1,2 МПа), с ⁻¹	19

При работе на повышенном давлении энергоносителя наиболее нагруженная деталь машины – ударник испытывает значительные напряжения, что может привести к его поломке. Изготовление этой детали осуществлялось по технологии кафедры материаловедения в машиностроении НГТУ (г. Новосибирск) [6–8]. Анализ материалов, применяемых компанией Atlas Copco для изготовления пневмударников, свидетельствует о том, что для производства бойков используют среднеуглеродистые легированные стали близкие по составу к отечественной марке 30X2H3A (табл. 3). Повышенное содержание углерода в поверхностном слое ударника (0,77 % С) позволяет сделать вывод, что для обеспечения высоких показателей износостойкости бойки подвергают цементации. На поверхности бойка сформирован упрочненный слой толщиной до 1,5 мм и твердостью HRC 57...59, обеспечивающий высокое сопротивление изнашиванию и обладающий повышенным сопротивлением зарождению усталостных трещин. Сердцевина пневмударника имеет структуру отпущенного мартенсита с твердостью HRC 44...46. Данные литературных источников и эксперименты,

проведенные на кафедре материаловедения в машиностроении НГТУ, показывают, что такая структура стали, обеспечивает наивысшие характеристики сопротивления усталостному разрушению [9]. Учитывалось, что распространение усталостных трещин происходит под действием остаточных растягивающих напряжений, величина которых в значительной мере обусловлена пластической деформацией в направлении свободной поверхности [10]. Отмечается, что использование кальция и алюминия в технологическом процессе выплавки среднеуглеродистой низколегированной стали, позволяет значительно улучшить ее качество [11, 12]. Данные особенности учитывались при разработке технологии изготовления ударника пневмоударника П165.

Использование пневмоударников П165 при бурении на золото в районе оз. Шира (Хакасия) показала высокую эффективность данной техники.

В ИГДСО РАН также разработана конструкция двойного колонкового набора к погружному пневмоударнику высокого давления для проходки глубоких скважин с отбором керна в крепких породах (рис.2).

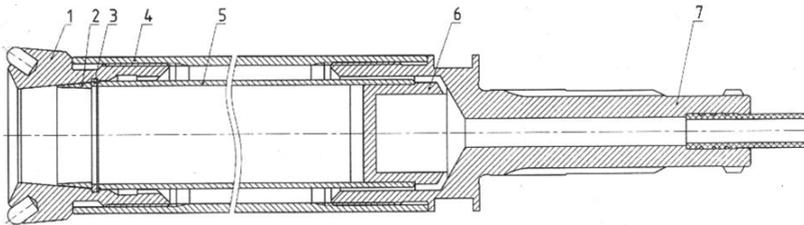


Рис. 2. Двойной колонковый набор к погружному пневмоударнику высокого давления:
1 – коронка кернозаборная; 2 – кернасыриватель; 3 – стопорное кольцо; 4 – труба наружная;
5 – труба керноприемная; 6 – пробка; 7 – переходник к погружному пневмоударнику

При работе пневмоударник наносит удары по хвостовику переходника 7. При этом на переходник 7 передается и вращение. От переходника 7 энергия ударов и вращение через наружную трубу 4 передается на кернозаборную коронку 1. Происходит бурение кольцевым забоем с образованием керна породы. КERN проходит через внутреннее калибрующее отверстие коронки 1 и далее в керноприемную трубу 5. При заполнении керноприемной трубы пневмоударник выключают, и снаряд отрывают от забоя. При подъеме кернасыриватель 2, поскольку имеет продольную прорезь, скользит по внутренней конической поверхности кернозаборной коронки 1, при этом обжимая своим краем керна. В месте обжатия керна ломается и остается в керноприемной трубе. После извлечения из скважины снаряд разбирается по резьбе, соединяющей переходник 7 и наружную трубу 4. Далее пробка 6 вынимается и керна извлекается. Далее двойной колонковый набор собирается и опускается на забой скважины для взятия следующей порции керна.

По данной конструктивной схеме спроектирован и изготовлен опытный образец двойного колонкового набора НДК134 (рис.3).

Опытный образец двойного колонкового набора НДК134 отправлен на испытания и эксплуатацию в производственные условия ООО «Алтайская буровая компания».

Таким образом, буровая техника на базе погружных пневмударников высокого давления, позволяет обеспечить большую прямолинейность буримых скважин, и пригодна для взятия керна с большой глубины.

Техническая характеристика НДК134

Рабочее давление пневмударника, МПа	1,2...1,4
Диаметр скважины, мм	134
Диаметр наружной трубы, мм	120
Диаметр керна, мм	72
Переходник	DHD340
Длина, мм	1550
Вес, кг	53



Рис. 3. Двойной колонковый набор НДК134

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Медведев И.Ф.* Режимы бурения и выбор буровых машин. Москва. Недра. 1968.- 221 с.
2. *Иванов К.И., Глазунов В.Н., Надион М.Ф.* Современные методы бурения крепких пород. Москва. Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. 1963.- 324 с.
3. *Репин А.А., Алексеев С.Е., Кокоулин Д.И.* Бурение глубоких точно-направленных скважин. Научно-практическая конференция «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле». – Екатеринбург, 2011 г. С 24—31.
4. *Тимонин В.В., Кокоулин Д.И., Алексеев С.Е., Кубанычбек Б.* Опыт проходки прямолинейно направленных скважин в условиях шахты Березовская. / Горное оборудование и электромеханика. — 2017, № 4, С. 3—7.
5. *Hungerford F., Ren T., Aziz N.* Evolution and application of in-seam drilling for gas drainage // International Journal of Mining Science and Technology. – 2013. – Vol. 23. – pp. 543—553.
6. *Репин А.А., Алексеев С.Е., Попелюх А.И.* Методы повышения надежности деталей ударных машин -ФТПРПИ. – №4. – 2012.- С. 94–101]
7. *Попелюх П.А., Никулина А .А., Попелюх. А.И.* Влияние внешней среды на показатели надежности деталей горных машин, работающих в условиях динамического сжатия. Научный вестник НГТУ.-1013.-№ 4(53) С 214—229.
8. *Попелюх П.А., Попелюх А.И., Юркевич М.Р.* Комбинированная термомеханическая обработка стали с мартенсито-бейнитным превращением аустенита. Обработка металлов.№2 2013.

9. *Murakami Yukitaka*. Metal Fatigue: Effects of Small Defects and Nonmetallic Inclusions / Yukitaka Murakami. — Elsevier. — 2002. pp. 149–158.

10. *Reid C.N.* Fatigue in compression / C.N. Reid, K.W. Williams, R. Hermann // Fatigue of Engineering Materials and Structures – 1979. – № 1 – pp. 267 – 270.

11. *Yoshiyuki Tomita*. Effect of Morphology of Nonmetallic Inclusions on Tensile Properties of Quenched and Tempered 0.4C Cr-Mo-Ni Steel // Materials Characterization – 1995. – Vol. 34, № 6 – pp. 121 – 128.

12. *Reidar Bjorhovde*. Development and use of high performance Steel. // Journal of Constructional Steel Research. - 2004. - Vol 60. - pp 393–400. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Тимонин Владимир Владимирович — кандидат технических наук, заместитель директора по научной работе, тел. 8(383)2053030 доп.199, e-mail: timonin@misd.ru.

Алексеев Сергей Евгеньевич — старший научный сотрудник,
Кокоулин Даньяр Иванович — кандидат технических наук, старший научный сотрудник,

Черниенков Евгений Михайлович — младший научный сотрудник,
Шахторин Илья Олегович — кандидат технических наук, научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, Россия, г. Новосибирск, Красный проспект, 54.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 306–312.

Timonin V.V., Alekseev S.E., Kokoulin D.I., Chernienkov E.M., Shakhatorin I.O.

Straightline directional drilling and core sampling at depths greater than 100 metres

The role of air percussion drilling in making various purpose holes is demonstrated. Different methods of drilling and features of air percussion drilling are described and discussed. An important advantage of air percussion drilling is confinement of forces induced by impact fracture within the hammer-bit-bottomhole system, which allows operation at lower axial pressures and rotative moments. Accordingly, smaller weight drilling rigs as compared with the other drilling methods can be used. It is validated that air hammer drilling ensures better straightness of the hole path as against the other equipment. The article presents brand-new DTH air hammer drill P165 intended for exploration drilling and serviceable at increased pressure of compressed air. The specification of P165 is given, and details of manufacture of the most loaded part—hammer—are discussed. Furthermore, a new design of double-column drilling set NDK134 for deep drilling and coring in hard rocks using the high-pressure DTH air hammer drills is presented. Its layout, specifications and operation are described. The conclusion is drawn that drilling with high-pressure DTH air hammers ensures better straightness of holes and is suitable for core sampling at great depths.

Keywords: drilling, hole, rock, DTH air hammer drill, energy sources, high pressure, core.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-306-312

AUTHORS

Timonin V.V., Candidate of Engineering Sciences, Head of Laboratory for Drilling and Technological Impulse-Forming Machines, office: 8(383)2053030, extension: 199, e-mail: timonin@misd.ru

Alekseev S.E., Senior Researcher,

Kokoulin D.I., Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher,

Chernienkov E.M., Engineer, tel. 8(383)205–30–30, e-mail: e.chernienkov@misd.ru,

Shakhtorin I.O., Candidate of Engineering Sciences, Researcher,

Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 54 Krasny prospect, Novosibirsk 630091, Russia.

REFERENCES

1. Medvedev I.F. *Rezhimy bureniya i vybor burovnyh mashin* [The choice of drilling Machines]. Moscow. Nedra. 1968. 221 p.

2. Ivanov K.I., Glazunov V.N., Nadion M.F. *Sovremennye metody bureniya krepkih porod* [Modern methods of drilling of hard rocks]. Moscow. Gosudarstvennoe nauchno-tehnicheskoe izdatel'stvo literatury po gornomu delu. 1963. 324 p.

3. Repin A.A., Alekseev S.E., Kokoulin D.I. *Burenie glubokih tochno-napravlennyh skvazhin* [Drilling of deep directional wells]. Nauchno-prakticheskaya konferenciya «Razvitie resursosberegayushchih tekhnologij vo vzryvnom dele». Ekaterinburg, 2011. pp. 24–31.

4. Timonin V.V., Kokoulin D.I., Alekseev S.E., Kubanychbek B. *Opyt prohodki pryamoliejno napravlennyh skvazhin v usloviyah shahty Berezovskaya* [Experience primolano drilling directional wells in mines of Berezovskaya]. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. 2017, no 4, pp. 3–7.

5. Hungerford F., Ren T., Aziz N.E. *Evolution and application of in-seam drilling for gas drainage*. International Journal of Mining Science and Technology. 2013. Vol. 23. pp. 543–553.

6. Repin A.A., Alekseev S.E., Popelyuh A.I. *Metody povysheniya nadezhnosti detalej udarnykh mashin* [Methods to improve the reliability of parts of percussion machines]. FTPRPI. no 4. 2012. pp. 94–101.

7. Popelyuh P.A., Nikulina A. A., Popelyuh. A.I. *Vliyeniye vneshney sredy na pokazateli nadezhnosti detalej gornyykh mashin, rabotayushchih v usloviyah dinamicheskogo szhatiya* [The influence of the external environment on the reliability of parts of mining machines operating under dynamic compression]. Nauchnyy vestnik NGTU. 1013. no 4(53). pp. 214–229.

8. Popelyuh P.A., Popelyuh A.I., Yurkevich M.R. *Kombinirovannaya termomekhanicheskaya obrabotka stali s martensito-bejnitnym prevrashcheniem austenita* [Combined thermomechanical treatment of steel with martensite-bainite transformation of austenite]. Obrabotka metallov. no 2. 2013.

9. Murakami Yukitaka. *Metal Fatigue: Effects of Small Defects and Nonmetallic Inclusions* / Yukitaka Murakami. Elsevier. 2002. pp. 149–158.

10. Reid C.N., Williams K., R. He rmann. *Fatigue in compression*. Fatigue of Engineering Materials and Structures. 1979. no 1. pp. 267–270.

11. Yoshizuki Tomita. *Effect of Morphology of Nonmetallic Inclusions on Tensile Properties of Quenched and Tempered 0.4C Cr-Mo-NiSteel*. Materials Characterization. 1995. Vol. 34, no 6. pp. 121–128.

12. Reidar Bjorhovde. *Development and use of high performance Steel*. Journal of Constructional Steel Research. 2004. Vol 60. pp. 393–400.



АКТУАЛЬНОСТЬ ОЦЕНКИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В ПОДЗЕМНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

В настоящее время проблеме качества электрической энергии в подземных электрических сетях горнодобывающих предприятий не уделяется достаточного внимания, однако значительный рост мощностей подземных потребителей, наряду со значительным числом преобразовательных устройств, служащих для регулирования скорости вращения электроприводов различных механизмов, делают необходимым повышение качества электрической энергии в этих сетях. Для повышения уровня показателей качества электрической энергии применяются специальные устройства ФКУ (фильтрокомпенсирующие устройства), СУ (симметрирующие устройства), а также разнообразные их комбинации. Следует отметить, что в специфических условиях подземных горных работ, в том числе для угольных шахт, опасных по внезапным выбросам газа и пыли, данные устройства не устанавливаются. Параметры качества электрической энергии являются динамическими величинами и зависят от многих внешних факторов, таких как изменение нагрузки энергосистемы, возникновение аварийных режимов в сети, изменение горно-геологических условий месторождения и т.д. Снижение качества электрической энергии может привести к изменениям режимов работы электроприёмников, следовательно, к снижению производительности рабочих машин, что серьезным образом скажется на уровне добычи шахт особенно высокопроизводительных, так как их очистные комплексы оборудованы преобразовательными устройствами, создающие негативные помехи в подземных электрических сетях.

Ключевые слова: Система электроснабжения; угольная шахта; качество электрической энергии, гармонический состав, подземные электрические сети, показатели качества электрической энергии.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-313-320

Современные горнодобывающие предприятия должны ориентироваться на выпуск конкурентноспособной продукции, что обусловлено нестабильностью цен на уголь в рамках мирового энергетического рынка. Данное утверждение делает предпосылки к развитию технологических решений по повышению энергетической эффективности угольных шахт за счет снижения себестоимости добычи угля. Эти

вопросы решаются за счет оптимизации режимов работы основного оборудования угольных шахт [1], или за счет энергоэффективного оперативного управления технологическими операциями [2]. Основным энергетический ресурс, используемый в условиях подземных горных выработок, а зачастую и единственный, является электрическая энергия. В настоящее время проблеме качества электрической энергии в подземных электрических сетях горнодобывающих предприятий не уделяется достаточного внимания, однако значительный рост мощностей подземных потребителей, наряду со значительным числом преобразовательных устройств, служащих для регулирования скорости вращения электроприводов различных механизмов, делают необходимым повышение качества электрической энергии в этих сетях [3].

Под качеством электрической энергии понимают составляющую электромагнитной совместимости, характеризующую параметры электромагнитной среды. Электромагнитная совместимость предполагает способность электрооборудования функционировать в электромагнитной среде при номинальных режимах работы, не создавая недопустимых электромагнитных помех для другого оборудования, функционирующего в той же среде [4, 5].

Повышение уровня электромагнитных помех, т.е. снижения качества электрической энергии, приводит к негативным последствиям электротехнического и технологического характера, к которым можно отнести следующее:

- Увеличение потерь активной и реактивной мощности;
- Увеличение капитальных вложений при разработке системы электроснабжения (т.е. при проектировании системы электроснабжения необходимо завышать мощность, для компенсации потерь активной и реактивной мощности);
- Сокращение срока службы электрооборудования;
- Изменение номинальных режимов работы электрооборудования, как следствие нарушение технологических параметров добычи полезного ископаемого (выход из строя оборудования, аварий, брак продукции, ложные срабатывания систем защит и т.д.) [5, 6].

Исследованиями параметров электромагнитной совместимости предложен ряд методов по оптимизации негативного влияния снижения качества электрической энергии за счет пассивных и активных фильтров высших гармоник, а также гибридных фильтров [7, 8, 9].

Следует отметить, что мероприятия, связанные с качеством электрической энергии, являются результатом стратегии развития горнодобывающей отрасли России, а угледобывающие предприятия непосредственно заинтересованы в реализации этих мероприятий. Информационно-измерительная система технического учета электрической энергии в подземных сетях угольных шахт [10, 11], производит только учет объемов потребленной электроэнергии и учет

ряда параметров электрической энергии без технической возможности влияния на качество электрической энергии, поэтому **повышение качества электрической энергии в подземных электрических сетях высокопроизводительных угольных шахт** является весьма актуальным.

При решении задачи по определению показателей качества электрической энергии в электрических сетях возможно применение нескольких способов. Первый — расчетный способ определения показателей, второй — с помощью технических измерительных средств. Комбинация этих способов решения задачи позволяет получить наиболее достоверный результат. Анализ полученных результатов решения этой задачи позволяет перейти к решению новой задачи, связанный с разработкой мероприятий и средств повышения уровня электромагнитной совместимости сети и присоединенных к ней потребителей электрической энергии. Следует отметить, что снижение уровня электромагнитных помех до нулевых или близких к нулю значений, т.е. улучшение параметров электромагнитной совместимости практически до идеальных – технические и экономически невыгодно.

Регламентируемые ГОСТ 32144–2013 [12] показатели качества электрической энергии, можно классифицировать по трем группам: первая (отклонение частоты Δf , медленные изменения напряжения $\delta U_{(+)}$, $\delta U_{(-)}$). Отличительной особенностью, которой является поддержание показателей общесистемными средствами регулирования уровня частоты и напряжения; вторая группа (суммарный коэффициент гармонических составляющих K_U , коэффициент искажения n -ой гармонической составляющей $K_{U(n)}$, коэффициент обратной последовательности K_{2U} , коэффициент нулевой последовательности K_{0U} , размах колебания напряжения δU_t , доза фликера P_{St} , P_{Lt}) характеризуется источниками искажения являются потребители электрической энергии, и для последующей их корректировки необходимо проведение технических мероприятий как на этапе проектирования системы электроснабжения горного предприятия, так и на этапе эксплуатации.

Показателями качества электрической энергии, относящимися к гармоническим составляющим напряжения являются: значение суммарного коэффициента гармонических составляющих напряжения (отношения среднеквадратического значения суммы всех гармонических составляющих до 40-го порядка к среднеквадратическому значению основной составляющей) K_U , % в точке передачи электрической энергии в зарубежной литературе данный параметр обозначается как THD (total harmonic distortion – суммарное гармоническое искажение); значения коэффициентов гармонических составляющих напряжения до 40-го порядка в процентах напряжения основной гармонической составляющей U_1 в точке передачи электрической энергии.

Применение тех или иных способов и специальных средств, повышающих показатели качества электрической энергии, возможно только при детальном анализе системы электроснабжения, схемы подключения, мощности и режимов работы потребителей электрической энергии, вида и уровня, создаваемых данным потребителем помех, а также технико-экономической эффективности принимаемого решения. При наличии нескольких видов электромагнитных помех, вносимых потребителем, компенсация уровня одной из них влияет на уровень другой, как правило, негативно.

Следует отметить, что все мероприятия по повышению уровня качества электрической энергии в сетях можно классифицировать как:

Организационно-проектные мероприятия, позволяющие повысить уровни качества электрической энергии на стадии утверждения проекта системы электроснабжения того или иного конкретного предприятия;

Технические мероприятия, которые позволяют повысить уровень качества электрической энергии за счет специальных устройств, способных активно корректировать показатели качества при существующих схемах электроснабжения конкретного предприятия.

Для повышения уровня показателей качества электрической энергии применяют специальные устройства ФКУ (фильтрокомпенсирующие устройства), СУ (симметрирующие устройства), а также разнообразные их комбинации [13]. Следует отметить, что в специфических условиях подземных горных работ, в том числе для угольных шахт, опасных по внезапным выбросам газа и пыли, данные устройства не устанавливаются. Специальные устройства, повышающие уровень показателей качества электрической энергии, не являются унифицированными и при их выборе необходимо руководствоваться следующими субъективными факторами:

- представлением о причинах возникновения электромагнитных помех (высших гармоник напряжения и тока), а также спектральный анализ этих помех;

- местоположением источников электромагнитных помех в схеме электроснабжения, а также мощностью системы в точках подключения источников электромагнитных помех;

- наличием в системе электроснабжения других, ранее установленных, специализированных средств повышения качества электрической энергии;

- влиянием источников электромагнитных помех на ряд других потребителей электрической энергии, расположенных в непосредственной близости от источника и питающегося от одного фидера;

- частотными характеристиками системы электроснабжения с целью недопущения появления резонансных явления на частотах, генерируемыми источниками электромагнитных помех.

Фильтрокомпенсирующие устройства можно классифицировать:

- по виду используемых элементов: пассивные фильтры, активные фильтры, комбинированные фильтры;
- по количеству фаз: однофазные, трехфазные (трехпроводные), трехфазные (четырёхпроводные);
- по схеме присоединения: последовательные фильтры, параллельные фильтры, комбинированные фильтры (включающие в себя как параллельное соединение элементов, так и последовательное).

Оценку качества электрической энергии следует производить определяя степень соответствия параметров электрической энергии (напряжение, частоту, форму кривой электрического тока и т.д.) установленным значениям. Качество электрической энергии является составляющей электромагнитной совместимости, характеризующей электромагнитную среду. Параметры качества электрической энергии являются динамическими величинами и зависят от многих внешних факторов, таких как изменение нагрузки энергосистемы, возникновение аварийных режимов в сети, изменение горно-геологических условий месторождения и т.д.

Следует отметить, что уровень интергармонических составляющих напряжения электропитания увеличивается в связи с применением в электроустановках частотных преобразователей и другого управляющего оборудования. Допустимые уровни интергармонических составляющих напряжения электропитания, в настоящее время ГОСТ 32144–2013 не регламентирует.

Снижение качества электрической энергии может привести к изменениям режимов работы электроприёмников, следовательно, к снижению производительности рабочих машин, что серьезным образом скажется на уровне добычи шахт особенно высокопроизводительных, так как их очистные комплексы оборудованы преобразовательными устройствами, создающие негативные помехи в подземных электрических сетях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Загоршменный И.М., Решетняк С.Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи. Горный информационный аналитический бюллетень №12 2017. Отдельный сборник №29 г. М.: Издательство «Горная книга» с. 48 – 56.

2. Кубрин С.С. Решетняк С.Н. Копылов К.Н. Энергоэффективное операционное управление очистным участком. «Известия высших учебных заведений. Горный журнал №5 2016 г. с. 4 – 10.

3. Ronnberg S., Bollen M. Power quality issues in the electric power system of the future. *Electricity Journal*. 2016. 29(10), pp. 49–61.

4. Жежеленко И.В. Высшие гармоники в системах электроснабжения промышленных предприятий. – М.: Энергоатомиздат, 2004 г. – 350 с.

5. Жежеленко И.В., Шидловский А.К., Пивняк Г.Г. Электромагнитная совместимость потребителей. — М.:Машиностроение, 2012. — 351 с.

6. Карташев И.И., Тульский В.Н., Шамонов Р.Г., Шаров Ю.В., Воробьев А.Ю. Управление качеством электроэнергии. – М.: Издательский дом МЭИ, 2006 г. – 320с.

7. Cheng M., Yanbin L. Research on application of active power filter in harmonic wave suppression of coal mine. (2014) Journal of Chongqing University of Technology (Natural Science), 28 (11), pp. 107–110.

8. Zhao H., Lu X., Wang H., Yue Y. Study on control strategy based on compound control for hybrid active power filter harmonic governance. (2015) Dianli Xitong Baohu yu Kongzhi/Power System Protection and Control, 43 (21), pp. 60–66.

9. Litran S.P., Salmeron P. Electromagnetic compatibility analysis of a control strategy for a hybrid active filter. Electric Power Systems Research. 2017. 144, pp. 81–88.

10. Фащиленко В.Н., Решетняк С.Н. Мониторинг энергоэффективных режимов работы электромеханических систем подземных горных машин. Электрика. 2014. № 10. С. 25–28.

11. Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Автоматизированная информационно-измерительная система технического учета электроэнергии для подземных горных работ. Горный журнал №1 2016 г. с. 87–90.

12. ГОСТ 32144–2013 Электрическая энергия. Совместимость технических средств электромагнитная. Нормы качества электрической энергии в системах электроснабжения общего назначения. 2014 г.

13. Беляк В.Л., Плащанский Л.А. Увеличение напряжения участковых сетей как способ повышения эффективности использования горных машин в высоконагруженных забоях угольных шахт. ГИАБ № 5 2009 г. с. 286–290. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Плащанский Леонид Александрович — профессор, кандидат технических наук, кафедра «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности» НИТУ МИСиС;

Решетняк Мария Юрьевна — аспирант кафедры «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности» НИТУ МИСиС, reshetniak@inbox.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 313–320.

Plashansky L. A, Reshetnyak M. Yu.

Relevance of estimation of indicators of quality of the electric power in underground electric networks of coal mines

At present, the problem of the quality of electric energy in underground electric networks of mining enterprises is not paid enough attention, but a significant increase in the capacity of underground consumers, along with a significant number of Converter devices

that serve to regulate the speed of rotation of electric drives of various mechanisms, make it necessary to improve the quality of electric energy in these networks. To increase the level of quality indicators of electrical energy using special devices FCD (filter-compensating device), SD (symmetrical device), and various combinations thereof. It should be noted that in the specific conditions of underground mining, including coal mines, hazardous for sudden emissions of gas and dust, these devices are not installed. Power quality parameters are dynamic values and depend on many external factors, such as changes in the load of the power system, the occurrence of emergency conditions in the network, changes in mining and geological conditions of the field, etc. The decrease in the quality of electric energy can lead to changes in the operating modes of electric receivers, therefore, to a decrease in the productivity of working machines, which will seriously affect the level of production of mines of especially high-performance, since their treatment complexes are equipped with Converter devices that create negative interference in underground electrical networks.

Keywords: Power supply system; coal mine; quality of electric energy, harmonic composition, underground electric networks, indicators of quality of electric energy.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-313-320

AUTHORS

Plashansky L. A., Professor, Candidate of technical Sciences, Department “Energy and Energy efficiency mining industry” MISIS;

Reshetnyak M. Yu., postgraduate student of the Department “Energy and Energy efficiency mining industry” MISIS, reshetniak@inbox.ru

REFERENCES

1. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Zakorshmenniy I.M., Reshetnyak S.N. *Eksperimental'nye issledovaniya parametrov raboty ochistnogo kombajna uĝol'noj shahty pri razlichnykh skorostyah podachi* [Experimental researches of working parameters of the Shearer in coal mines with different feed speeds]. Gornyy informacionnyy analiticheskiy byulleten' no 12, 2017. Otdel'nyy sbornik no 29. Moscow: Izdatel'stvo «Gornaya kniga» pp. 48–56.

2. Kubrin S.S. Reshetnyak S.N. Kopylov K.N. *Energoeffektivnoe operaci-onnoe upravlenie ochistnym uchastkom* [Energy efficient operation-ary control treatment plot]. «Izvestiya vysshih uchebnyh zavedenij. Gornyy zhurnal no 5, 2016. pp. 4–10.

3. Ronnberg S., Bollen M. *Power quality issues in the electric power system of the future*. Electricity Journal. 2016. 29(10), pp. 49–61.

4. Zhezhelenko I.V. *Vysshie garmoniki v sistemah elektrosnabzheniya promyshlennykh predpriyatij* [Higher harmonics in power supply systems of industrial enterprises]. Moscow: Energoatomizdat, 2004. 350 p.

5. Zhezhelenko I.V., Shidlovskiy A.K., Pivnyak G.G. *Elektromagnitnaya sovместimost' potrebitel'ey* [Electromagnetic compatibility of consumers]. Moscow: Mashinostroenie, 2012. 351 p.

6. Kartashev I.I., Tul'skiy V.N., Shamonov R.G., Sharov Yu.V., Vorob'ev A.Yu. *Upravlenie kachestvom elektroenergii* [Quality Control of electricity]. Moscow: Izdatel'skiy dom MEI, 2006. 320 p.

7. Cheng M., Yanbin L. *Research on application of active power filter in harmonic wave suppression of coal mine*. (2014) Journal of Chongqing University of Technology (Natural Science), 28 (11), pp. 107–110.

8. Zhao H., Lu X., Wang H., Yue Y. *Study on control strategy based on compound control for hybrid active power filter harmonic governance*. (2015) Dianli Xitong Baohu yu Kongzhi/Power System Protection and Control, 43 (21), pp. 60–66.

9. Litran S.P., Salmeron P. *Electromagnetic compatibility analysis of a control strategy for a hybrid active filter*. Electric Power Systems Research. 2017. 144, pp. 81–88.

10. Fashchilenko V.N., Reshetnyak S.N. *Monitoring energoeffektivnykh rezhimov raboty elektromekhanicheskikh sistem podzemnykh gornyykh mashin* [Monitoring of energy efficient modes of operation of Electromechanical systems of underground mining machines]. Elektriika. 2014. no 10. pp. 25–28.

11. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N. *Avtomatizirovannaya informacionno-izmeritel'naya sistema tekhnicheskogo ucheta elektroenergii dlya podzemnykh gornyykh rabot* [Automated information-measuring system of technical accounting of electricity for underground mining]. Gornyj zhurnal no 1, 2016. pp. 87–90.

12. GOST 32144–2013 Elektricheskaya energiya. Sovmestimost' tekhnicheskikh sredstv elektromagnitnaya. Normy kachestva elektricheskoy energii v sistemah elektrosnabzheniya obshchego naznacheniya. 2014 g.

13. Belyak V.L., Plashchanskij L.A. *Uvelichenie napryazheniya uchastkovykh setej kak sposob povysheniya effektivnosti ispol'zovaniya gornyykh mashin v vysokonagruzhennykh zaboyah ugol'nykh shaht* [Pashanski increase the voltage precinct networking as a way of increase of efficiency of use of mining machines in high-load coalfaces of coal mines]. GIAB no 5, 2009. pp. 286–290.



ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОЩАДИ ОКНА ПОГРУЗКИ УГЛЯ НА КОНВЕЙЕР ШНЕКОВЫМ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫМ ОРГАНОМ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА

Шнековые исполнительные органы очистных комбайнов отличаются технологичностью работы, компактностью, простотой конструкции и надежностью. Они получили преобладающих применение в очистных узкозахватных комбайнах для добычи полезного ископаемого в длинных забоях угольных и соляных шахт [1, 2]. Однако в последние годы, особенно с ростом интенсивности процессов подземной добычи угля и ростом объемов добычи, существенно обострились противоречия: быстрый рост производительности комбайнов и объемов добычи – с одной стороны, и чрезмерный рост объемов мелких классов угля (до 40% от объема добычи [3–5]) в получаемом продукте с интенсификацией пылеобразования в процессе добычи – с другой стороны.

В статье рассматриваются необходимость и возможность повышения эффективности погрузки разрушенного шнековым исполнительным органом очистного комбайна угля на конвейер в процессе добычи угля в комплексно-механизированных очистных забоях угольных шахт. Повышение эффективности достигается уменьшением сопротивления перемещению разрушенной массы увеличением площади сечения окна погрузки, что приводит к увеличению максимально возможной производительности, уменьшению интенсивности циркуляции и измельчения угля и снижению удельных затрат энергии. Указывается также на необходимость увеличения объема зоны погрузки угля на забойном конвейере. Предлагается метод определения размера площади окна погрузки угля на забойный конвейер отстающим шнековым органом очистного комбайна и оценки его эффективности.

Ключевые слова: уголь, очистной забой, комбайн, исполнительный орган, погрузка, конвейер, эффективность.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-321-328

Введение

С увеличением скорости подачи очистного комбайна производительность отстающего шнекового исполнительного органа по отделению полезного ископаемого от массива может превысить пропускную способность погрузочного окна [6, 7]. Под окном погрузки понимается

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 321–328.

© Нгуен Кхак Линь, В.В. Габов, Нгуен Ван Со, 2018.

такая условная площадь сечения погрузочного канала от шнека до конвейера, сопротивление которого движению потока угля равно реальному сопротивлению [8, 9].

Повышение пропускной способности погрузочного окна увеличением частоты вращения шнека не целесообразно из-за нарушения режима резания угля режущими органами [10, 11]. Поэтому в комбайнах обычно регулирование частоты вращения не предусматривается. Допускается, в отдельных случаях, ступенчатое её переключение.

Значительное влияние на качество процесса выгрузки угля из зоны разрушения оказывает неравномерность поступления материала в погрузочное окно, которая обусловлена малым числом лопастей шнека. Влияние этой особенности на процесс погрузки угля в целом недостаточно исследовано, а её системный анализ вообще отсутствует.

Пропускная способность погрузочного окна при постоянной частоте вращения шнека, может быть оценена значением коэффициента окна погрузки, который равен отношению:

$$K_o = \frac{S'_o}{S_n}, \quad (1)$$

где S'_o – фактическая площадь сечения погрузочного окна, м²; S_n – площадь сечения шнека, м².

На рис. 1? а представлены наиболее часто встречающиеся варианты схем формирования погрузочных окон комбайнов с разнесенными по концам корпуса исполнительными органами. Площадь погрузочного окна S_{o1} ограничена снизу верхней полкой борта конвейера 1, сверху-нижним контуром редуктора 2 и конструктивными границами лопастей шнека $D_{ш}$ и d_c . В зависимости от степени заполнения межлопастного пространства шнека верхний уровень слоя погружаемого материала может быть выше (или ниже) границы а-а, и тогда в нижней четверти (в сечении, рис. 1) отстающего шнека, по ходу движения комбайна, может сформироваться угольный откос 3, увеличивающий площадь погрузочного окна на ΔS_{o1} . Если формирование угольного откоса не желательно, например, по условию передвижки конвейера при челноковой схеме выемки, то возможно применение подпорного погрузочного щитка 4 (рис. 1, б), существенно увеличивающего площадь погрузочного окна. В этом случае в зависимости от наличия щитка, от соотношения размеров диаметров шнека $D_{ш}$ и ступицы d_c , высоты борта конвейера h_k и высоты корпуса редуктора h_r , размеры погрузочного окна, состоящие из двух частей S_{o2} и ΔS_{o2} (см. рис 1.б), будут изменяться.

Фактическая площадь сечения погрузочного окна может быть определена по формуле:

$$S'_0 = \Delta S_0 + S_0 \quad (2)$$

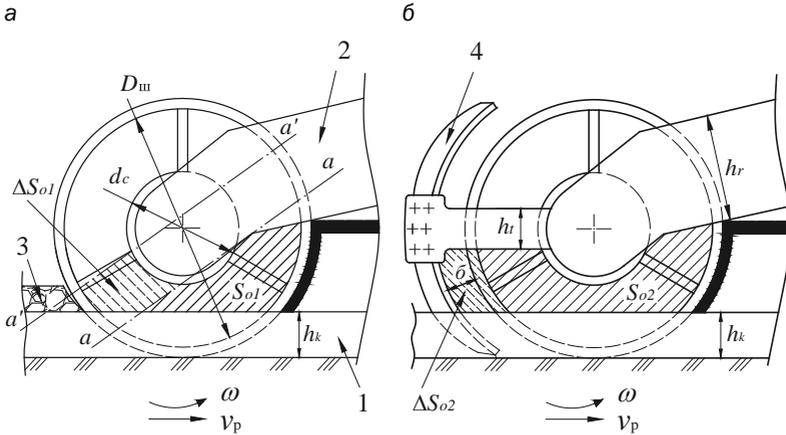


Рис. 1. Схемы погрузочных окон: а – без щитка, б – со щитком, 1 – конвейер; 2 – редуктор; 3 – угольный откос; 4 – щиток

В общем виде площадь сечения погрузочного окна шнека со щитком (рис. 2) равна:

$$S_0 = S_1 - S_2 - S_3 - S_4 - S_5, \quad (3)$$

где S_1 – расчетная площадь нижнего сектора сечения погрузочного окна шнека, ограниченная средними линиями кронштейна щитка $h_t/2$ и корпусом редуктора $h_r/2$; S_2, S_3, S_4, S_5 – площади сечений элементов: кронштейна щитка, конвейера, ступицы шнека, борта редуктора, закрывающих окно погрузки.

Площадь сечения S_0 может быть определена через параметры шнекового исполнительного органа:

$$S_0 = \left[\frac{1}{4} \cdot \frac{\pi \cdot \phi}{360} (D_{ш} + d_c) - \frac{(h_r + h_t)}{2} \right] \cdot (D_{ш} - d_c) - \frac{1}{8} D_{ш}^2 \arcsin \frac{D_{ш} - 2h_k}{D_{ш}} + \frac{1}{8} D_{ш} (D_{ш} - 4h_k), \quad (4)$$

где h_r – высота сечения корпуса редуктора шнека, м; h_t – высота сечения штанги щитка, м; h_k – высота борта конвейера, м.

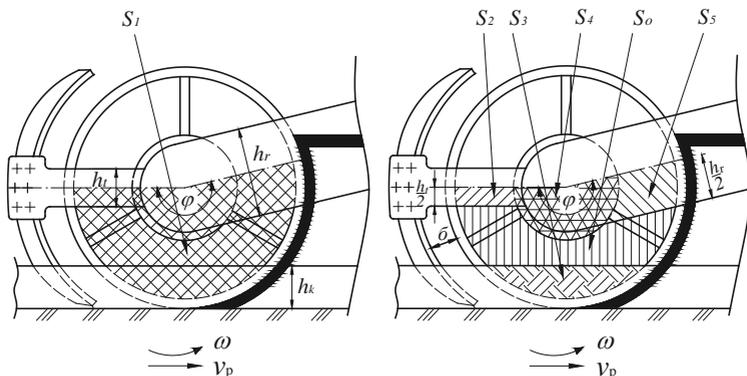


Рис.2. Схема к расчету площади сечения погрузочного окна

Приращение площади погрузочного окна шнека со щитком может быть определена по формуле.

$$\begin{aligned} \Delta S_o = & \frac{1}{2} \left(\frac{D_w}{2} + \delta - h_k \right) \sqrt{(D_w + 2\delta - h_k) h_k} - \\ & \frac{1}{4} \left[\sqrt{\frac{(D_w + 2\delta)^2 - h_t^2}{4}} - \sqrt{\frac{D_w^2 - h_t^2}{4}} \right] - \frac{1}{2} \left(\frac{D_w}{2} - h_k \right) \sqrt{(D_w - h_k) h_k} + \\ & + \frac{(D_w + 2\delta)^2}{8} \left[\arcsin \frac{h_k}{D_w + 2\delta} - \arcsin \frac{h_t}{2(D_w + 2\delta)} \right] + \\ & + \frac{D_w}{8} \left[\arcsin \frac{h_k}{D_w} - \arcsin \frac{h_t}{2D_w} \right], \text{ м}^2, \end{aligned} \quad (5)$$

где δ – размер зазора между шнеком и щитком, м.

Максимальная (конструктивная) площадь сечения погрузки определяется по формуле [12]:

$$S_{hw} = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) - \frac{(D_w - d_c) \cdot \delta_h \cdot N_z}{2 \sin \alpha_h}, \text{ м}^2, \quad (6)$$

где D_w – диаметр шнека исполнительного органа, м; d_c – диаметр ступицы шнека, м; δ_h – толщина лопасти шнека, м; N_z – число лопастей шнека; α_h – угол навивки винта шнека в градусах $\alpha_h = \arctg \frac{t}{\pi \cdot D}$, здесь t – шаг винта шнека, м.

Абсолютная величина реальной площади окон для различных комбайнов в сочетании с конвейерами, отличающимися высотой борта, представлена в формуле 4 в виде параметров $S_o = f(D_{ш}, d_c, h_k, h_r)$. Не останавливаясь на детальном анализе этих графиков (см. рис. 3), отметим следующее:

- для шнеков, вынесенных за пределы корпуса комбайна, зависимости $S_o = f(D_{ш}, d_c, h_k, h_r)$ имеют практически линейный характер;

- для шнеков, осуществляющих погрузку под корпус комбайна, высота корпуса наиболее существенно уменьшает площадь окна при больших диаметрах шнека, при $D_{ш} = 1,8$ м почти в 1,5 раза;

- увеличение высоты борта конвейера от 0,224 м до 0,410 м уменьшает полезное сечение окна погрузки почти на 0,1 м² или на 20-36% в зависимости от диаметра шнека.

Тогда погрузочная способность шнекового исполнительного органа очистного комбайна, под которой будем понимать максимально возможную его производительность по погрузке при заданных параметрах и условиях работы, будет равна:

$$Q_{\max.b} = K_0 \cdot Q_h, \text{ т/мин}, \quad (7)$$

где Q_h – погрузочная способность шнека, т/мин.

Из формулы (7) можно сказать, что чем больше площадь сечения погрузочного окна S_o , тем выше производительность очистного комбайна и эффективность процесса погрузки угля на конвейер.

Выводы

Исходя из результатов проведенного анализа можно утверждать следующее:

- площадь погрузочного окна отстающего шнека оказывает наиболее существенное влияние на производительность очистного комбайна по погрузке и является ограничивающим максимальную производительность фактором;

- необходим поиск комплексного решения по уменьшению сопротивления перемещению угля шнеком, что может быть достигнуто только, увеличением площади сечения погрузочного окна, уменьшением диаметра ступицы шнека, высоты сечения забойной балки поворотного редуктора шнека и забойного борта конвейера.

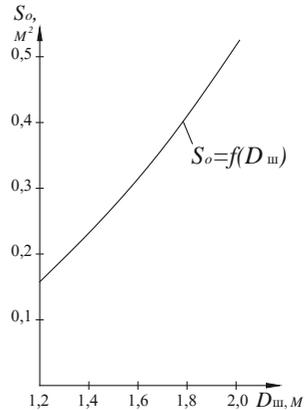


Рис. 3. Зависимость площади сечения погрузочного окна S_o от диаметра $D_{ш}$ шнекового исполнительного органа очистных комбайнов [13]

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Афанасьев В.Я, Линник В.Ю. Выбор параметров исполнительных органов очистных комбайнов применительно к конкретным условиям эксплуатации // В сб.: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – М.: МГУ, 2010: – № 12. – С. 348 – 355. .
2. Zubov V.P/ Status and directions of improvement of development of coal seams on perspective Kuzbass coal mines // Zapiski Gornogo instituta 2017. Vol. 225: pp. 292–297.
3. Zadkov D.A. Gabov V.V. Energy-saving modular units for selective coal cutting // Eurasian mining, № 1, Т, 2016: pp .37–40.
4. Габов В.В., Задков Д.А., Лыков Ю.В. Повышение эффективности процесса добычи с освоением избирательных способов отделения угля от массива // Инновации на транспорте и в машиностроении: сб. науч. ст. – СПб., 2016. , 2016: – С. 12–15.
5. Gabov V.V., Lykov Y.V., Bannikov A.A. Analyzing coal breakage while mining at the mines of Vorkuta // International Mining Conference Advanced mining for sustainable development. Ha Long, 2010: S. 283–285.
6. Nguyen K.L., Gabov V.V., Zadkov D.A., Le T.B. Justification of process of loading coal onto face conveyors by auger heads of shearer-loader machines. // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering Volume 2018. Vol. 327 pp. 042132.
7. Kuidong Gao, Liping Wang, Changlong Du, Jiannan Li, Jianghui Dong Research on the effect of dip angle in mining direction on drum loading performance: a discrete element method // Int J Adv Manuf Technol, 2016. Vol. 89: pp. 2323–2334.
8. Габов В.В., Нгуен Кхак Линь, Нгуен Ван Суан, Ле Тхань Бинь, Задков Д.А. Обоснование геометрических и режимных параметров шнековых исполнительных органов, обеспечивающих эффективность погрузки угля на забойный конвейер // Уголь 2018. № 2: -С 32–35.
9. Бойко Н.Г. Погрузка угля очистными комбайнами. -Донецк : ДонНТУ. 2002. – 157 с.
10. Zhang Qianqian, Han Zhennan, Zhang Mengqi, Zhang Jianguang Prediction of tool forces in Rock cutting using discrete tlement vethod // EJGE, 2015. Vol. 20: 1607–1625 pp.
11. Клементьева И.Н. Обоснование и выбор динамических параметров трансмиссии привода шнека очистного комбайна: Дис.канд.техн.наук. — М, 2015. — 124 с.
12. Банников А.А. Снижение усилий отделения угля от массива совершенствованием привода реза выемочного модуля: Дис.канд.техн.наук. — СПб: Горный, 2012. — 157 с.
13. Вернер В.Н. Исследование и обоснование рациональных параметров шнековых погрузочно-транспортирующих органов выемочных машин: Дис. ... докт. техн. наук. – Кемерово, 1999. – 319 с. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Нгуен Кхак Линь — аспирант каф. Машиностроения, E-mail: khaclinhhumg@gmail.com, Санкт-Петербургский Горный университет,

Габов Виктор Васильевич — доктор технических наук, профессор, каф. Машиностроения, E-mail: gvv40@mail.ru, Санкт-Петербургский Горный университет,

Нгуен Ван Со — кандидат технических наук, каф. Промышленного машиностроения и оборудования, Ханойский Горно-геологический университет, Вьетнам, E-mail: nguenvanxo.humg@gmail.com

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 321–328.

Nguyen Khac Linh, Gabov V.V., Nguyen Van Xo

Evaluation of the window area for loading the coal on conveyor by the shearer cutting drum

Shearer cutting drums are featured by operability, compactness, simple design, and performance reliability. They are widely used in narrow-web cutter shearers for extracting commercial minerals from long-face coal and salt pits [1, 2]. However, in recent years, especially given the underground mining rate growth and coal mining output growth, a significant rise in relevance of the following challenges has been observed: on the one hand, the quick growth in the shearer performance and in the mine output whereas, on the other hand, an excessive growth in fine grain coal (up to 40% of extraction amount [3-5]) in the obtained product with a rise in dust formation rate during mining.

This article covers necessity and possibility of effectiveness improvement of loading the coal crushed by the shearer cutting drum on the conveyor during coal mining in complex fully-mechanized long faces of coal pits. The effectiveness improvement is achieved by reduction in the crushed mass drag by way of increasing the cross-section area of the loading window what results in an increase in maximum possible performance, reduction in circulation rate and coal breakage, and reduction in specific power consumption. There is also a necessity for increasing the loading zone volume of the face conveyor. The article proposes a method for evaluation of the window area for the coal loading on the face conveyor by the dragging shearer cutting drum and its effectiveness assessment. The loading window cross-section area can be increased by the following design solutions: the bevel shape of the cutting drum hub, the frame structure and the shape of the ranging arm, reduction in the support beam cross-section height.

Key words: coal, clearing face, shearer, cutter drum, conveyor, loading, efficiency.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-321-328

AUTHORS

Nguyen Khac Linh, Postgraduate student of the mechanical engineering, Saint-Petersburg Mining University, Russia,

Gabov V.V., Professor, Department of the mechanical engineering, Saint-Petersburg Mining University, Russia,

Nguyen Van Xo, PhD, Department of Industry Machinery and Equipments, Hanoi University of Mining and Geology, VietNam.

REFERENCES

1. Afanas'ev V.Ya, Linnik V.Yu. *Vybor parametrov ispolnitel'nyh organov ochistnyh kombajnov primenitel'no k konkretnym usloviyam ekspluatatsii* [Choice of parameters of the

Executive bodies of the Shearer in relation to specific conditions]. V sb.: Gornij informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tehnicheskij zhurnal). Moscow: MGGU, 2010. no 12. pp. 348–355. .

2. Zubov V.P. *Status and directions of improvement of development of coal seams on perspective Kuzbass coal mines* [Status and directions of improvement of development of coal seams on selective Kuzbass coal mines]. Zapiski Gornogo instituta, 2017. Vol. 225. pp. 292–297.

3. Zadkov D.A. Gabov V.V. *Energy-saving modular units for selective coal cutting*. Eurasian mining, no 1, T, 2016. pp. 37–40.

4. Gabov V.V., Zadkov D.A., Lykov Yu.V. *Povyshenie effektivnosti processa dobychi s osvoeniem izbiratel'nyh sposobov otdeleniya uglya ot massiva* [The improvement of the efficiency of the mining process with the development of selective methods of coal mining]. Innovacii na transporte i v mashinostroenii: sb. nauch. st. SPb., 2016, 2016. pp. 12–15.

5. Gabov V.V., Lykov Y.V., Bannikov A.A. *Analyzing coal breakage while mining at the mines of Vorkuta*. International Mining Conference Advanced mining for sustainable development. Ha Long, 2010. pp. 283–285.

6. Nguyen K.L., Gabov V.V., Zadkov D.A., Le T.B. *Justification of process of loading coal onto face conveyors by auger heads of shearer-loader machines*. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering Volume 2018. Vol. 327 pp. 042132.

7. Kuidong Gao, Liping Wang, Changlong Du, Jiannan Li, Jianghui Dong *Research on the effect of dip angle in mining direction on drum loading performance: a discrete element method*. Int J Adv Manuf Technol, 2016. Vol. 89. pp. 2323–2334.

8. Gabov V.V., Nguen Khak Lin', Nguen Van Suan, Le Than' Bin', Zadkov D.A. *Obosnovanie geometricheskikh i rezhimnyh parametrov shnekovyh ispolnitel'nyh organov, obespechivayushchih effektivnost' pogruzki uglya na zaboynyj konvejer* [The study of the geometric and operational parameters of the screw of the Executive bodies, ensuring the efficiency of coal loading on the face conveyor]. Ugol' 2018. no 2. pp. 32–35.

9. Bojko N.G. *Pogruzka uglya ochistnymi kombajnami* [Loading of coal treatment combines]. Doneck : DonNTU. 2002. 157 p.

10. Zhang Qianqian, Han Zhennan, Zhang Mengqi, Zhang Jianguang *Prediction of tool forces in Rock cutting using discrete tlement vethod*. EJGE, 2015. Vol. 20. 1607–1625 pp.

11. Klement'eva I.N. *Obosnovanie i vybor dinamicheskikh parametrov transmissii privoda shneka ochistnogo kombajna* [Justification and selection of dynamic parameters of the drive transmission of the screw of the Shearer]: Dis.kand.tekhn.nauk. Moscow, 2015. 124 p.

12. Bannikov A.A. *Snizhenie usilij otdeleniya uglya ot massiva sovershenstvovaniem privoda rezca vyemochnogo modulya* [Decrease in efforts of separating the coal from the array to improve the drive of the cutter extraction module]: Dis.kand.tekhn.nauk. Saint-Peterburg: Gornyj, 2012. 157 p.

13. Verner V.N. *Issledovanie i obosnovanie racional'nyh parametrov shnekovyh pogruzochno-transportiruyushchih organov vyemochnyh mashin* [Research and substantiation of rational parameters of screw loading and transporting bodies of excavating machines]: Dis. ... dokt. tekhn. nauk. Kemerovo, 1999. 319 p.



ЦЕНТРИРОВАНИЕ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

Наибольший ущерб конвейерной ленте наносит поперечный сход. В результате взаимодействия движущейся ленты с неподвижными частями конвейера интенсивно изнашиваются борта ленты. Это приводит к сокращению срока службы ленты. Причины этого явления достаточно хорошо изучены, но сложность заключается в том, что все они действуют одновременно. Противостояние поперечному сходу ленты может быть осуществлено двумя способами: минимизацией действия причин, приводящих к поперечному сходу, и центрированием ленты. Рассмотрены известные конструкции центрирующих устройств и ошибки, встречающиеся на практике их применения. Ошибки обусловлены недопониманием эксплуатационниками того, что силы, способствующие поперечному сходу ленты по величине переменны и не могут быть устранены статическим поворотом поддерживающей роликоопоры на некоторый угол в горизонтальной или вертикальной плоскостях.

В качестве средств борьбы со сходом конвейерной ленты рекомендованы самоцентрирующие роликоопоры, поворотные в плане.

Ключевые слова: ленточный конвейер, износ ленты, причины, поперечный сход ленты, центрирование ленты, самоцентрирующая роликоопора.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-329-335

При транспортировке горной массы ленточными конвейерами нередки случаи поперечного схода рабочей и порожней ветвей ленты. Поперечный сход конвейерной ленты способствует её активному износу. Сложность проблемы заключается в том, что множество причин схода действуют одновременно [1–8]. Наиболее скрытыми причинами являются серповидность ленты и неравномерное распределение натяжения по ширине тягового сердечника (брак при изготовлении ленты). Остальные причины можно назвать рукотворными, зависящими от технической культуры обслуживающего персонала. Например: неправильная стыковка отдельных отрезков ленты; перекося отрезков в плане или стыковка отрезков (ширина отрезков имеет допуск \pm) не по оси, а по борту ленты; монтаж линейного става с отклонением в плане от прямой линии или установка секций става не перпендикулярно почве выработки (т.е. с наклоном сечения става); установка поддерживающих

роликоопор, даже на прямолинейном ставе, с некоторым отклонением в плане от перпендикулярного к направлению движения ленты; установка любых барабанов с перекосом в любой плоскости; увеличение сопротивления вращению роликов (или выход из строя) по одному краю ленты приведет к перераспределению натяжения по её ширине; установка загрузочного устройства, не обеспечивающего симметричного расположения груза на приемной ленте – все это будет способствовать поперечному сходу ленты. Правильное установление причин схода ленты позволяет осуществлять противодействие путем минимизации действия самих причин. Однако, практика показывает, что таким образом не возможно устранить полностью это негативное явление.

Первое, что предпринимают эксплуатационники – это создание препятствия сходу ленты с помощью отбойных роликов (рис. 1, а). В данном случае подкупает простота и малая затратность, именно этим провоцируется совершение ошибки.

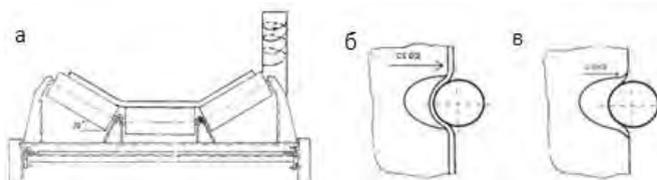


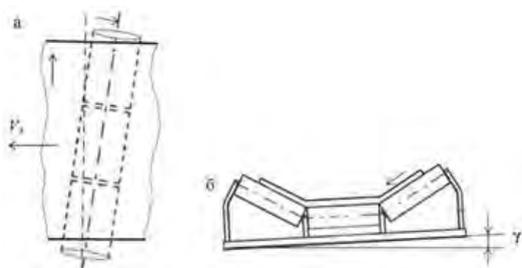
Рис.1. Взаимодействие борта ленты с отбойным или дефлекторным роликом: а – отбойный ролик, б – вдавливаясь борт ленты перемещается вверх, в – вдавливаясь борт ленты перемещается вниз

Дело в том, что жесткость борта ленты меньше, чем жесткость обечайки ролика, лента будет вдавливаясь в ролик и может изогнуться (сместиться) вверх (рис.1, б). При смещении вверх возникает эффект «навинчивания» (рис. 1, а), т.е. лента перемещается по отбойному ролику вверх, вплоть до переворачивания. Процесс сопровождается просыпанием транспортируемого материала. При вдавливании борт ленты может изогнуться (сместиться) вниз относительно отбойного ролик (рис.1, в). В таком случае лента направляется в пространство ограниченное отбойным роликом и неподвижными кронштейнами поддерживающих роликоопор. Это приводит к усиленному износу борта ленты трением, вплоть до отрыва кусков.

В случае, если отбойный ролик установлен неправильно, т.е. ось ролика наклонена по направлению движения ленты (или наоборот), ось ролика не перпендикулярна плоскости взаимодействующей с ним ленты, описанные выше процессы усиливаются. Напряжения, возникающие в результате взаимодействия борта ленты с отбойными роликами, способствуют интенсивному износу и расслоению борта ленты.

Единственным эффективным способом противодействием поперечному сходу ленты является применение центрирующих устройств. Известно большое количество центрирующих устройств, но на практике, зачастую, принимаются неправильные решения. Это объясняется двумя причинами.

Во-первых: эксплуатационники игнорируют тот факт, что силы, побуждающие ленту к поперечному сходу переменные по величине, зависящие от постоянно меняющегося натяжения ленты. Во-вторых: стремление решить проблему не затратными способами [9]. В результате, центрирование хода ленты производят поворотом поддерживающих роликоопор на некоторый угол в горизонтальной или вертикальной плоскостях [4, 6, 10]. Эффект центрирования таким способом достигается, но сиюминутно. То есть, при изменяющемся натяжении ленты в следующий момент времени величина центрирующей силы, создаваемая повернутой роликоопорой может оказаться большей, чем необходимо. Тогда эта роликоопора будет способствовать сходу ленты в противоположную сторону и из центрирующей превратится в децентрирующую роликоопору. Кроме того, наклон поддерживающих роликоопор на угол $4\text{--}5^\circ$ приводит уменьшению приемной способности на 10% [11].



**Рис.1. Центрирование ленты поворотом поддерживающей роликоопоры:
а – в плане, б — в вертикальной плоскости**

Изучение мирового опыта показывает, что наиболее эффективными средствами центрирования конвейерной ленты являются самоцентрирующие роликоопоры, поворотные в плане, которые представлены двумя типами.

Первый тип – это самоцентрирующая роликоопора, поворотная в плане, с рычагами и дефлекторными роликами (рис. 3) [12, 13]. Для достижения эффекта центрирования необходимо, чтобы плечи рычагов и зазор между бортами ленты и дефлекторными роликами позволяли повернуться роликоопоре на угол $3\text{--}6^\circ$ (требуется настройка). Недостатки таких роликоопор следующие: контакт дефлекторного ролика с бортом ленты приводит к износу и расслоению последнего; не могут устанавливаться на реверсивных конвейерах за счет изменения

положения ленты относительно вертикального узла поворота и создания большей силы взаимодействия края сходящей ленты с роlikоопорой (рис. 4, а, б) [14].

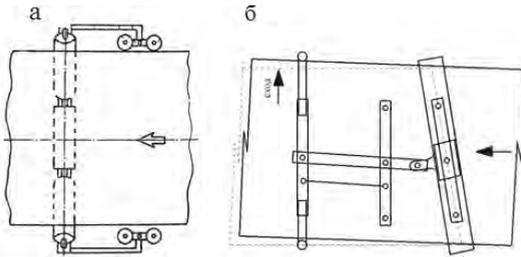


Рис. 3. Самоцентрирующие роlikоопоры, поворотные в плане: а — с рычагами и дефлекторными роliками, б — с двухплечим рычагом и дефлекторными роliками

Второй тип – это самоцентрирующая роlikоопора, поворотная в плане

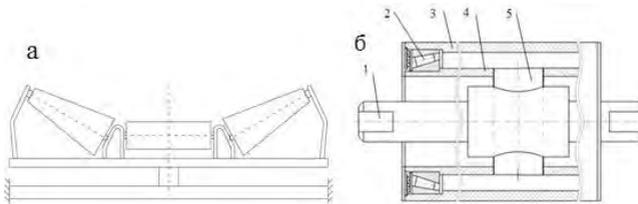


Рис. 4. Самоцентрирующие роlikоопоры, поворотные в плане: а – с коническими боковыми роliками (Tru-Trac Tapered Trough Tracker), б – с двойными поворотными обечайками (Tru-Trac Flat Return Tracker, Tru-Trac Trough Tracker)

Наиболее оригинальным решением является самоцентрирующая роlikоопора с двойными поворотными обечайками (рис. 4, б). Ролик состоит из оси 1, в центральной части которой расположен шкворень 5. На нем шарнирно закреплена внутренняя обечайка 4 роliка. По концам этой обечайки установлены конические подшипники 2, на которые опирается наружная вращающаяся обечайка 3. Радиальный зазор между осью 1 и внутренней обечайкой 4 позволяет поворот роliка относительно шкворня 5 на угол 3 – 6°.

Достоинства самоцентрирующих роlikоопор фирмы «Tru-Trac»:

- работают при любом направлении движения ленты,
- не требуют настройки,
- исключают износ борта ленты.

Анализ рассмотренных устройств показывает, что эффективное центрирование конвейерных лент должно осуществляться самоцентрирующими роlikоопорами, поворотными в плане.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Юрченко В.М.* Причины износа конвейерных лент.- Строительство и эксплуатация угольных шахт и городских подземных сооружений: материалы VI Российско-китайского симпозиума, Кемерово, 28 сент.2010 г. /Кузбас.гос. техн. ун-т. — Кемерово, 2010. — С. 247—250.

2. *Юрченко В.М.* Противодействие поперечному сходу конвейерной ленты. — Научное издание «Технологии разработки и использования минеральных ресурсов»: научн. журнал/Сиб.гос.индустр.ун-т, — Новокузнецк,2017. — №3.— С. 227—232.

3. *Ричард Р.(Дик) Стахура.* Практическое руководство по контролю над материалом и пылеобразованием при работе с сыпучими материалами. Martin Engineering GmbH. Foundations 3-RU.pdf. Walluf, Deutschland, 2013- 216 с. www.martin-eng.com

4. *V.I.Galkin.* Design features of belt conveyors with spatial track for transporting bulk materials//Mining Industry Journal №1 (137) 2018, p.84–86

5. *Yurchenko V.* Belt aligning revisited. E3S Web of Conferences The Second International Innovative Mining Symposium. 2017. Kemerovo, 20—22 nov. 2017

6. *Дьяченко В.П., Галкин В.И., Заленин И.В., Шешко Е.Е., Дмитриев В.Г.* Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий. — М.: Изд. Горная книга, 2011. — 545 с.: ил.

7. *Кропотов Ю.И., Жуков Е.М., Лугинин И.А., Полошков С.И.* Основные причины снижения срока эксплуатации ленточных конвейеров // Молодой ученый. — 2015. — №23. — С. 172—175.

8. *Гринько П.А.* Проблемы устойчивости конвейерной ленты относительно продольной оси конвейера / П.А. Гринько // Захист металургійних машин від поломок: зб. наукових праць /ПДТУ-Маріуполь, 2010.- Вип. 12.- С. 15—17.

9. *Колосов И.В., Колосов Д.Л., Ропай В.А.* О центрировании резиновых конвейерных лент // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: МГУ, 2001. №7. — с. 218—221.

10. *Жигула Т.И., Ладутина Л.П.* Повышение эффективности функционирования подземных конвейеров путем недопущения поперечного схода лент / Т.И. Жигула, Л.П. Ладутина // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2012. — Вып. 98. — С. 304—309.

11. *Жуланов А.А.* Влияние поперечного наклона става на приемную способность ленточного конвейера/Сборник материалов IX Всероссийской, 62-й научно-практической конференции молодых ученых с международным участием «Россия молодая» Кемерово, 18—21 апреля 2017 г.- Кузбас. гос. техн. ун-та им. Т.Ф. Горбачева, 2017.

12. А.с. 1738738 СССР, МПК5 В 65g 39/071. Устройство для центрирования лент конвейера [Текст] /В.М. Юрченко, Н.П., Неверов, С.П. Мироедов (СССР).— № 4695931; заявл. 29.05.89; опубл. 15.08.92, Бюл. №16.— 2 с.: ил.

13. Пат. 2182552 Российская Федерация, МПК⁷ В65G15/64. Устройство управления лентой конвейера, предназначенное для центрирования конвейерных лент, и способ погрузки материала на конвейерную ленту [Текст] / Ховсте Кеннет (NO), Горден Хьелль Арне (NO).; заявитель и патентообладатель А/С ТЕКНО ТРЭК (NO). — № 98123835/03; заявл. 28.05.1997; опубл. 20.05.2002. Бюл. № 14.

14. Tru-Trac® Trackers. <https://www.tru-trac.com/trackers>. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Юрченко Вадим Максимович — кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и комплексов, Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя 28, тел. 8(3842) 39–63–88 E-mail: yvm@kuzstu.ru, моб.тел 8-909-516-45-95.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 329–335.

Yurchenko V.M.

Belt aligning revisited

The misalignment causes the greatest damage to the conveyor belt. As a result of the interaction of the moving belt with the stationary parts of the conveyor, the sides of the belt wear intensively. This results in reducing the life of the belt. The reasons for this phenomenon are well investigated, but the difficulty lies in the fact that they all act simultaneously. The belt misalignment prevention can be carried out in two ways: by minimizing the effect of causes and by aligning the belt.

The construction of aligning devices and errors encountered in practice are considered in this paper.

Self-aligning roller supports turning in plan view are recommended as a means of combating the belt misalignment.

Key words: belt conveyor, belt wear, causes, belt misalignment, belt aligning, self-aligning roller supports.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-329-335

AUTHORS

Yurchenko V.M., Kuzbass state technical university named after T.F. Gorbachev» (KUZSTU).

REFERENCES

1. Yurchenko V.M. *Prichiny iznosa konvejernyh lent* [Causes of wear of conveyor belts]. Stroitel'stvo i ekspluatatsiya ugol'nyh shaht i gorodskih podzemnyh sooruzhenij: materialy VI Rossijsko-kitajskogo simpoziuma, Kemerovo, 28 sent. 2010. Kuzbas.gos. tekhn. un-t. Kemerovo, 2010. pp. 247–250.

2. Yurchenko V.M. *Protivodejstvie poperechnomu skhodu konvejernoj lenty. Naukoemkie tekhnologii razrabotki i ispol'zovaniya mineral'nyh resursov* [Counteraction to the transverse descent of the conveyor belt. High technologies of development and use of mineral resources: scientific]: nauchn. zhurnal/Sib.gos.industr.un-t, Novokuzneck, 2017. no 3. pp. 227–232.

3. Richard R.(Dik) Stahura. *Prakticheskoe rukovodstvo po kontrolyu nad materialom i pyleobrazovaniem pri rabote s sypuchimi materialami* [A practical guide to material control and dust formation when working with bulk materials]. Martin Engineering GmbH. Foundations 3-RU.pdf. Walluf, Deutschland, 2013- 216 s. www.martin-eng.com

4. Galkin V.I. *Design features of belt conveyors with spatial track for transporting bulk materials*. Mining Industry Journal №1 (137) 2018, p.84–86

5. Yurchenko V. *Belt aligning revisited*. E3S Web of Conferences The Second International Innovative Mining Symposium. 2017. Kemerovo, 20–22 nov. 2017.

6. D'yachenko V.P., Galkin V.I., Zalenin I.V., Sheshko E.E., Dmitriev V.G. *Sovremennaya teoriya lentochnykh konvejerov gornyh predpriyatij* [Modern theory of belt conveyors of mining enterprises]. Moscow: Izd. Gornaya kniga, 2011. 545 p.: il.

7. Kropotov Yu. I., Zhukov E.M., Luginin I.A., Poloshkov S.I. *Osnovnye prichiny snizheniya sroka ekspluatatsii lentochnykh konvejerov* [Main reasons for the decrease of the lifetime of belt conveyors]. Molodoj uchenyj. 2015. no 23. pp. 172–175.

8. Grin'ko P.A. *Problemy ustojchivosti konvejernoj lenty odnositel'no prodol'noj osi konvejera* [Problem of stability of the conveyor belt relative to the longitudinal axis of the conveyor]. Zahist metalurgijnih mashin vid polomok: zb. naukovih prac'. PDTU. Mariupol', 2010. Vip. 12. pp. 15–17.

9. Kolosov JI.B., Kolosov D.L., Ropaj V.A. *O centrirovanii rezino-trosovykh konvejernyh lent* [Centering steel cable conveyor belts]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. Moscow: MGGU, 2001. no 7. pp. 218–221.

10. Zhigula T.I., Ladutina L.P. *Povyshenie effektivnosti funkcionirovaniya podzemnykh konvejerov putem nedopushcheniya poperechnogo skhoda lent* [Increase of efficiency of functioning of underground pipelines by preventing transverse gathering tape]. Geotekhnicheskaya mekhanika: Mezhd. sb. nauch. tr. Dnepropetrovsk: IGTM NANU, 2012. Vyp. 98. pp. 304–309.

11. Zhulanov A.A. *Vliyanie poperechnogo naklona stava na priemnyuyu sposobnost' lentochnogo konvejera* [Effect of transverse inclination of the rod to the receiving capacity of a belt conveyor]. Sbornik materialov IH Vserossijskoj, 62-j nauchno-prakticheskij konferencii molodyh uchenyh s mezhdunarodnym uchastiem «Rossiya molodaya» Kemerovo, 18–21 aprelya 2017. Kuzbas. gos. tekhn. un-ta im. T.F. Gorbacheva, 2017.

12. A.s. 1738738 SSSR, MPK5 B 65g 39/071. *Ustrojstvo dlya centrirovaniya lent konvejera* [Tekst] /V.M. Yurchenko, N.P., Neverov, S.P. Miroedov (SSSR). no 4695931; zayavl. 29.05.89; opubl. 15.08.92, Byul. no 16. 2 p.: il.

13. Pat. 2182552 Rossijskaya Federaciya, MPK7 B65G15/64. *Ustrojstvo upravleniya lentoj konvejera, prednaznachennoe dlya centrirovaniya konvejernyh lent, i sposob pogruzki materiala na konvejernuyu lentu* [Tekst] / Hovste Kennet (NO), Gorden H'ell' Arne (NO).; zayavitel' i patentoobladatel' A/S TEKNO TREK (NO). no 98123835/03; zayavl. 28.05.1997; opubl. 20.05.2002. Byul. no 14.

14. Tru-Trac® Trackers. <https://www.tru-trac.com/trackers>.



СИНТЕЗ НЕЧЕТКОГО РЕГУЛЯТОРА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ГЛАВНОЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ УСТАНОВКИ РУДНИКА

Рассмотрена возможность применения теории нечетких множеств при создании автоматизированной системы регулирования процесса вентилирования рудников. Основной проблемой при осуществлении управляющих решений является необходимость учета неидеальности параметров рудничной сети, которые, зачастую, не удается строго описать и учесть при формировании управления. Для достижения поставленной цели была разработана и детально описана система регулирования вентилятора AVH224 главной вентиляционной установки с использованием теории нечетких множеств, а также описана процедура разработки нечеткого регулятора, включающая в себя определение нечетких переменных, определение терм-множеств этих переменных, задание функций принадлежности каждому терм-множеству нечеткой переменной. Данный подход позволил учесть все динамические отклонения параметров вентиляционной сети за счет наперед заданных интервалов нечетких переменных. Для определения адекватности предлагаемой системы регулирования было произведено имитационное моделирование в среде Matlab приложении Simulink. Используя систему MATLAB, произведено исследование электропривода вентилятора AVH224 в момент его пуска, так как именно в момент пуска весь механизм испытывает наибольшие нагрузки. Измерению подлежали момент на валу вентилятора, скорость вращения двигателя и производительность вентилятора. Ключевые слова: имитационное моделирование, теория нечетких множеств, система автоматического регулирования.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-336-345

Моделирование режимов работы оборудования и управление технологическими процессами в настоящее время осуществляется с применением современных пакетов по нечеткой логике [1–6]. Повышение рентабельности и энергоэффективности работы горных предприятий возможно при условии модернизации систем электроприводов основного оборудования путем перевода из нерегулируемого режима в регулируемый [7–10].

Основной проблемой выработки управляющих решений при формировании сигналов задания по производительности вентиляционных

установок [11] является необходимость учета неидеальности параметров рудничной сети, которые, зачастую, не удается строго описать и учесть при формировании управления. Для достижения поставленной цели в работе предложена система регулирования вентилятора AVH224 [12] главной вентиляционной установки с использованием теории нечетких множеств. Данная система позволяет учесть все динамические отклонения параметров вентиляционной сети за счет наперед заданных интервалов нечетких переменных и сформировать необходимое управляющее решение.

На основании функциональной схемы электропривода вентилятора с системой векторного управления с косвенной ориентацией по вектору потокосцепления статора была построена структурная схема системы управления электроприводом вентилятора AVH224. Обобщенная линеаризованная структурная схема электропривода вентилятора содержит два одинаковых по параметрам внутренних контура регулирования составляющих I_ω , I_μ вектора тока статора с коэффициентом обратной связи по току $K_{o.t.}$, внешний контур регулирования потокосцепления статора с коэффициентом обратной связи по потокосцеплению $K_{o.n.}$ и внешний контур регулирования скорости двигателя с коэффициентом обратной связи по скорости $K_{o.c.}$

В работе в качестве регулятора производительности предлагается использовать нечеткий регулятор. На вход нечеткого регулятора подаем два параметра – сигнал рассогласования производительности вентиляторной установки ε и скорость изменения этого сигнала (его производную). На выходе будем иметь сигнал напряжения задания по скорости U .

Структурная схема системы автоматического регулирования производительности главного вентилятора изображена на рис. 1.

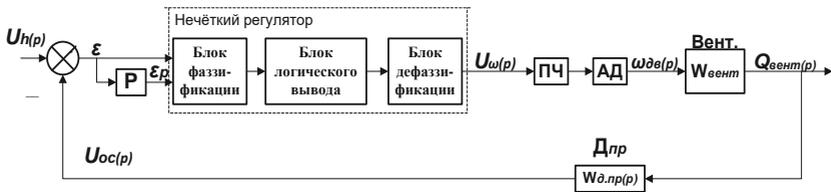


Рис. 1. Структурная схема системы автоматического регулирования производительности вентиляторной установки: ε – сигнал рассогласования, $\varepsilon(p)$ – скорость изменения сигнала рассогласования, $U_h(p)$ – напряжение задания по производительности, $U_{osc}(p)$ – напряжение обратной связи по производительности, $U_w(p)$ – напряжение задания по скорости, $w_{дв}(p)$ – скорость электродвигателя, P – блок определения производной, ПЧ – преобразователь частоты, АД – асинхронный электродвигатель, $W_{вент}$ – передаточная функция вентилятора, $Q_{вент}(p)$ – передаточная функция вентилятора, $W_{д.пр}(p)$ – передаточная функция датчика производительности

Для синтеза нечеткого регулятора введем нечёткие переменные, определим их терм-множества и зададим функции принадлежности каждому терм-множеству нечёткой переменной.

Определение и формализация нечётких переменных

На вход нечёткого регулятора будем подавать два параметра – сигнал рассогласования производительности вентиляторной установки Рассвумчоррского рудника ε и скорость изменения этого сигнала (его производную) $d\varepsilon/dt$. На выходе будем иметь сигнал напряжения задания по скорости $U_{\omega}^*(p)$.

Введем нечёткие переменные, определим их терм-множества и зададим функции принадлежности каждому терм-множеству нечёткой переменной.

Итак, имеем три нечёткие переменные:

- «рассогласование производительности»;
- «скорость изменения рассогласования»;
- «напряжение задания по скорости».

Формализация данных нечётких переменных представлена в табл. 1.

Таблица 1

Формализация нечётких переменных

Наименование нечёткой переменной	Область определения	Терм-множества	Область определения терм-множества
Рассогласование производительности, м ³ /с	[-4; 4]	ОБ =отрицательно большое	[0; -4]
		Н = «Нормальное»	[-2; 2]
		ПБ=положительно большое	[0; 4]
Скорость изменения рассогласования, %	[0; 60]	Н = «Низкая»	[0; 30]
		С = «Средняя»	[15; 45]
		В = «Высокая»	[30, 60]
Напряжение задания по скорости, В	[0; 7,45]	U1	[0; 2,48]
		U2	[2,48; 4,96]
		U3	[4,96; 7,45]

Задание функций принадлежности терм-множеств

Функции принадлежности терм-множествам входных нечётких переменных имеют вид:

для $l = 1$

$$\mu_1(x) = \frac{1}{1 + \exp(c_l(x - d_{l1}))}$$

для $l = 2, 3, 4$

$$\mu_l(x) = \frac{1}{1 + \exp(c_l(x - d_{l1}))}, \text{ при } x \geq a_l$$

$$\mu_l(x) = \frac{1}{1 + \exp(-c_l(x - d_{l1}))}, \text{ при } x \leq a_l$$

где a_l – мода нечеткого числа ($\mu_l(a_l) = 1$); c_l и d_{l1} – параметры функции принадлежности; l – индекс терм-множества.

Параметры функций принадлежности входных нечётких переменных представлены в табл. 2.

Таблица 2

Параметры функций принадлежности терм-множествам входных нечётких переменных

Нечёткая переменная	Терм-множество	l	Параметры функции принадлежности		
			a_l	c_l	d_{l1}
Рассогласование производительности, м ³ /с	ОБ	1	-2	2	-3
	Н	2	0	2	1
	ПБ	3	2	2	2
Скорость изменения рассогласования, %	Н	1	-	2	29
	С	2	17,5	2	30
	В	3	28,5	2	36

Функция принадлежности терм-множествам выходной нечёткой переменной имеет вид:

$$\mu_l(x) = \frac{1}{1 + \exp(c_l(x - d_l))}$$

где l – индекс терм-множества.

Начальные параметры функций принадлежности выходной лингвистической переменной представлены в табл. 3.

Таблица 3

Параметры функций принадлежности выходной лингвистической переменной

Нечёткая переменная	Терм-множество	j	Параметры функции принадлежности	
			c_j	d_j
Напряжение задания по скорости, U (В)		1	6,2	1,24
		2	6,2	3,72
		3	6,2	6,2

Пример графического изображения функции принадлежности терм-множеству входного параметра «Рассогласование производительности» показан на рис. 2.

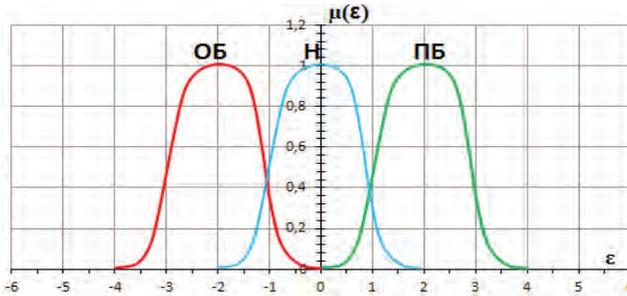


Рис. 2. Терм-множество входного параметра «Рассогласование производительности»

Определение нечеткого значения коэффициента u_{ij} строится на основании набора правил R_{ij} логического вывода, хранящегося в базе знаний системы. Эти правила выбираются в соответствие с экспертной оценкой и имеют вид:

P_1 : ЕСЛИ есть «ОБ» И $d\epsilon / dt$ есть «Н» ТОГДА u есть.

Все наборы правил логического вывода могут быть представлены в виде решающей табл. 4.

Таблица 4

Решающая таблица нечеткого логического вывода

	Н	С	В
ОБ	U_1	U_2	U_3
Н	U_1	U_1	U_2
ПБ	U_3	U_2	U_3

Одновременно с определением правил происходил выбор минимума функций принадлежности α для каждого из восьми наборов. При выборе правил определялось некоторое число Ch_i , после чего оно в блоке дефазификации преобразовывалось вместе с α в уже конкретное число u_{1-9} , т.е. происходил процесс дефазифицирования.

Дефазифицирование осуществляется по методу центра тяжести по упрощенной формуле:

$$\Delta P = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i b_i}{\sum_{i=1}^n \alpha_i} = \frac{\sum_{i=1}^n \beta_i}{\sum_{i=1}^n \alpha_i}$$

где b – абсцисса среднего значения выходного термина; α – степень принадлежности выходного термина; i – количество действующих выходных термов.

Моделирование системы автоматического регулирования производительности вентиляторной установки проводилось в среде Mat Lab 7.9.0 с использованием приложения Simulink (рис. 3).

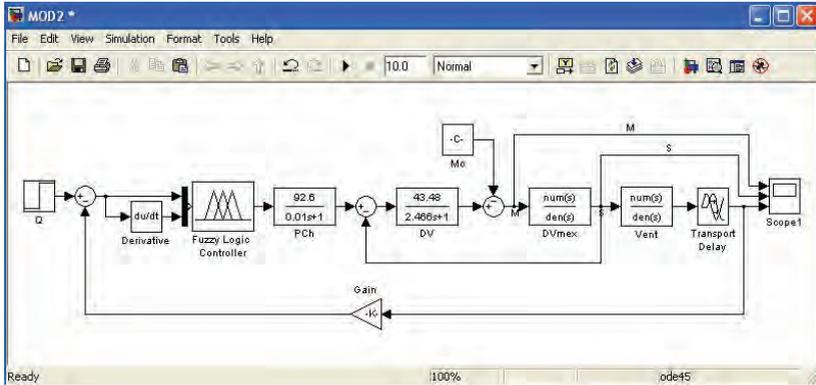


Рис. 3. Математическая модель системы автоматического регулирования производительности гл. вентилятора с использованием блока «Fuzzy Logic Controller»

Используя систему MATLAB, произведено исследование электропривода вентилятора AVH224 в момент его пуска, так как именно в момент пуска весь механизм испытывает наибольшее нагружение. Измерению подлежат момент на валу вентилятора, скорость вращения двигателя и производительность вентилятора (рис. 4).

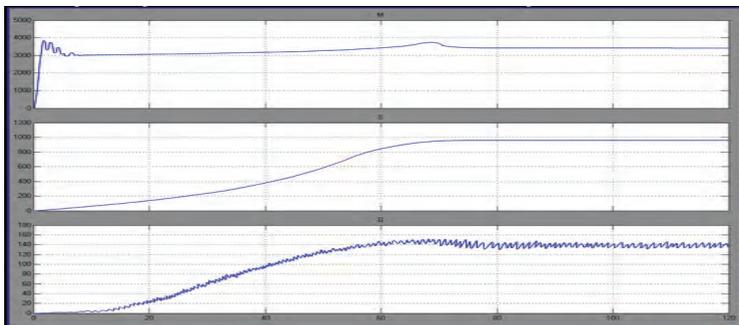


Рис. 4. Графики переходных процессов при пуске
 – зависимости момента на валу двигателя от времени $I = f(t)$,
 – зависимости угловой скорости вращения двигателя от времени $\omega = f(t)$ при пуске двигателя,
 – зависимости производительности вентилятора от времени $Q = f(t)$

По полученным переходным процессам определяем качественные показатели системы регулирования:

1) Величина перерегулирования рассчитывается по формуле:

$$\gamma = \frac{h_{\max} - h_{\text{уст}}}{h_{\text{уст}}} \cdot 100\% = 3,4\% \text{ — по управляющему каналу}$$

2) Время регулирования: $t_p = 80$ сек.

3) Статическая ошибка: отсутствует.

Из графиков переходных процессов можно сказать, что основным возмущающим воздействием на работу вентиляторной установки является неидеальность характеристик рудничной сети.

Заключение

Система автоматического регулирования производительности главного вентилятора способна обеспечить проветривание необходимых горизонтов по определённом графику, заложенному оператором с возможностью диспетчерской корректировки и полностью отвечает всем техническим требованиям. Анализ показателей качества регулирования позволяет сделать вывод о том, что автоматическая система регулирования с нечетким регулятором производительности обладает требуемым запасом устойчивости и позволяет осуществлять регулирование производительности вентиляторной установки с учетом нечетко определенных параметров.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Liu X., Zhan J. Fuzzy parameterized fuzzy soft rings and applications // Italian Journal of Pure and Applied Mathematics. 2015. № 34. С. 89–100.

2. Huang H., Wu C. Approximation of fuzzy-valued functions by regular fuzzy neural networks and the accuracy analysis // Soft Computing – A Fusion of Foundations, Methodologies and Applications. 2014. Т. 18. № 12. С. 2525–2540.

3. Meng F., Chen X. Correlation coefficients of hesitant fuzzy sets and their application based on fuzzy measures Cognitive Computation. 2015. Т. 7. № 4. С. 445–463.

4. Xie J., Huang H., Li Q., Chen S. The fuzzy metric space based on fuzzy measure // Open Mathematics. 2016. Т. 14. № 1. С. 603–612.

5. Koo G.B., Park J.B., Joo Y.H. An improved digital redesign for sampled-data fuzzy control systems: fuzzy lyapunov function approach // Information Sciences. 2017. Т. 406–407. С. 71–86.

6. Богатиков, В.Н., Ключин, А.Ю., Кириллов, И.Е., Морозов, И.Н. Научные исследования рисков и управления промышленными процессами на основе нечётко-определённых импульсных моделей. В сборнике: Приоритетные направления развития науки и образования Сборник материалов IX Международной научно-практической конференции. 2016. С. 145–146.

7. Копылов К.Н., Решетняк С.Н., Кубрин С.С. Инновационная структура управления выемочного участка угольной шахты. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2017. № 1. С. 5–10.

8. Фащиленко В.Н., Решетняк С.Н. Синтез электромеханической системы органов резания горных машин при резонансном режиме работы. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S29. С. 39–47.

9. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M. Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № S29. С. 3–8.

10. Решетняк С.Н. Перспективы применения пространственно-векторной модуляции в системе электроприводов пластинчатого питателя. Электротехнические и информационные комплексы и системы. 2016. Т. 12. № 2. С. 35–40.

11. Ивановский И.Г. Шахтные вентиляторы. Учеб. пособие. – Владивосток. Изд-во ДВГТУ, 2003. – 196 с.

12. Вентиляторы GIA SwedVent (тип AVH) для выработок [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [http:// PublicDocuments/0908354.pdf](http://PublicDocuments/0908354.pdf) (дата обращения 30.05.18). **ИИAB**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Кузнецов Николай Матвеевич – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, Центр физико-технических проблем энергетики Севера – филиал Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», 184209, Мурманская обл., г. Апатиты, мкр. Академгородок, д. 21А, e-mail: kuzn55@mail.ru,

Морозов Иван Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры физики, биологии и инженерных технологий, Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Мурманский арктический государственный университет», 183038, Мурманская обл., Мурманск, ул. Капитана Егорова, 15, e-mail: moroz.84@mail.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 336–345.

Kuznetsov N.M., Morozov I.N.

Synthesis of the fuzzy controller of performance of the main ventilation installation of the mine

The article considers the possibility of applying the theory of fuzzy sets when creating an automated system for regulating the process of venting mines. The main problem in the implementation of management decisions is the need to take into account the imperfection of the parameters of the mine network, which, often, can not be strictly described and taken into account in the formation of management. To achieve this goal, the AVH224 fan control system was developed and described in detail using the fuzzy set theory, and the procedure for developing a fuzzy controller is described, including the definition of fuzzy variables, the determination of the term sets of these variables, the assignment of the membership

functions to each term, set of fuzzy variable. This approach allowed to take into account all the dynamic deviations in the parameters of the ventilation network due to the pre-defined intervals of fuzzy variables. To determine the adequacy of the proposed regulatory system, simulation was simulated in the Matlab environment using the Simulink application. Using the MATLAB system, the electric drive of the AVH224 fan was examined at the moment of its startup, since at the moment of start-up the entire mechanism experiences the greatest loads. A measurement was made of the torque on the fan shaft, the engine speed and the performance of the fan. Based on the obtained transient processes, the qualitative characteristics of the control system were determined: the amount of overshoot, the control time, the static error. Analysis of the quality of regulation allowed to conclude that the automatic control system with a fuzzy controller of performance has the required margin of stability and allows to regulate the performance of the fan installation taking into account indistinctly defined parameters.

Keywords: simulation, the theory of fuzzy sets, automatic control system.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-336-345

AUTHORS

Kuznetsov N.M., Ph.D. (Tech. Sci.), leading researcher, Kola Scientific Research Centre of the Russian Academy of Sciences, 21A, md. Akademgorodok, Apatity, Murmansk region, 184209, e-mail: kuzn55@mail.ru,

Morozov I.N., Ph.D. (Tech. Sci.), Associate Professor of the Department of Physics, Biology and Engineering Technologies, Murmansk Arctic State University, 15, Yegorov street, Murmansk, 183038, e-mail: moroz.84@mail.ru.

REFERENCES

1. Liu X., Zhan J. *Fuzzy parameterized fuzzy soft rings and applications*. Italian Journal of Pure and Applied Mathematics. 2015. no 34. pp. 89–100.
2. Huang H., Wu C. *Approximation of fuzzy-valued functions by regular fuzzy neural networks and the accuracy analysis*. Soft Computing A Fusion of Foundations, Methodologies and Applications. 2014. T. 18. no 12. pp. 2525–2540.
3. Meng F., Chen X. *Correlation coefficients of hesitant fuzzy sets and their application based on fuzzy measures Cognitive Computation*. 2015. T. 7. no 4. pp. 445–463.
4. Xie J., Huang H., Li Q., Chen S. *The fuzzy metric space based on fuzzy measure*. Open Mathematics. 2016. T. 14. no 1. pp. 603–612.
5. Koo G.B., Park J.B., Joo Y.H. *An improved digital redesign for sampled-data fuzzy control systems: fuzzy lyapunov function approach*. Information Sciences. 2017. T. 406–407. pp. 71–86.
6. Bogatikov, V.N., Klyushin, A. Yu., Kirillov, I.E., Morozov, I.N. *Nauchnye issledovaniya riskov i upravleniya promyshlennymi processami na osnove nechyotko-opredelennykh impul'snykh modelej* [Scientific research of risks and management of industrial processes on the basis of fuzzy-defined impulse models]. V sbornike: Prioritetnye napravleniya razvitiya nauki i obrazovaniya Sbornik materialov IX Mezhdunarodnoj nauchno-prakticheskoy konferencii. 2016. pp. 145–146.
7. Kopylov K.N., Reshetnyak S.N., Kubrin S.S. *Innovacionnaya struktura upravleniya vyemochного uchastka ugol'noj shahty* [Innovative management structure of the excavation site of the coal mine]. Izvestiya vysshih uchebnyh zavedenij. Gornyj zhurnal. 2017. no 1. pp. 5–10.
8. Fashchilenko V.N., Reshetnyak S.N. *Sintez elektromekhanicheskoy sistemy organov rezaniya gornyh mashin pri rezonansnom rezhime raboty* [Electromechanical system of cutting bodies of mining machines in resonant mode]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal). 2017. no S29. pp. 39–47.

9. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M. *Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines* [Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tehnicheskij zhurnal). 2017. no S29. pp. 3–8.

10. Reshetnyak S.N. *Perspektivy primeneniya prostranstvenno-vektornoj modulyacii v sisteme elektroprivodov plastinchatogo pitatelya* [Prospects of application of space-vector modulation in the system of electric drives of the plate feeder]. Elektrotehnicheskie i informacionnye komplekxy i sistemy. 2016. T. 12. no 2. pp. 35–40.

11. Ivanovskij I.G. *Shahtnye ventilyatory* [Mine fans]. Ucheb. posobie. Vladivostok. Izd-vo DVGUTU, 2003. 196 p.

12. *Ventilyatory GIA SwedVent (tip AVH) dlya vyrabotok* [Fans GIA SwedVent (type AVH) for workings] [Elektronnyj resurs]. Rezhim dostupa: [http:// PublicDocuments/0908354.pdf](http://PublicDocuments/0908354.pdf) (data obrashcheniya 30.05.18).



ОПЫТ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГООБОРУДОВАНИЕМ ШАХТ И РУДНИКОВ В СИСТЕМЕ АСОДУ-ЭНЕРГО. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

Рассмотрены различные аспекты применения автоматизированных систем диспетчерского управления энергоснабжением шахт и рудников на примере системы АСОДУ-Энерго. Приведены примеры применения на реальных объектах предприятий «СУЭК-Кузбасс». Рассмотрены варианты интеграции системы АСОДУ-Энерго с системами автоматизации различных технологических процессов. Перечислены проблемы, возникающие на разных стадиях внедрения и эксплуатации системы АСОДУ-Энерго, связанные, в том числе, с отсутствием единых стандартов на выполнение микропроцессорных блоков, применяемых в силовом энергооборудовании. На основе изложенного в статье материала, предлагаются меры направленные на выработку единого подхода при разработке и производстве энергооборудования, а так же снижение трудозатрат при создании и внедрении систем АСОДУ на горнорудных предприятиях.

Ключевые слова: энергодиспетчер, телемеханика, телеуправление, электро-снабжение, автоматизация, передача данных, энергоучет, АСОДУ.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-346-354

1. Введение

Шахты и рудники всегда являлись сложными для автоматизации объектами, с точки зрения категоричности технического оснащения и удаленности объектов управления. Большое количество машин и агрегатов, распределенных на значительном расстоянии, превращает работу с ними в непростую задачу. Не всегда есть возможность оперативно получить достоверную информацию о исправности или готовности какого-то аппарата. Не исключением стали и элементы энергосистемы шахты или рудника, основные единицы ЦПП или РПП, такие как распределительная ячейка типа КРУВ, трансформаторная подстанция, пускатель и т.п. Казалось бы, с широким распространением микропроцессорной техники работа с оборудованием должна становиться проще. Но большой опыт специалистов нашей компании в эксплуатации автоматизированных систем оперативного диспетчерского управления энергооборудованием позволил выявить и сформулировать

основные проблемы и предложения к дальнейшему развитию в этой области. В качестве примера, рассмотрим систему АСОДУ-Энерго, разработанную компанией ДЭП, и эксплуатируемую на угольных предприятиях с 2007 года.

2. Основные сведения

Система АСОДУ Энерго представляет собой многоуровневую систему оперативного диспетчерского управления. На рис. 1 показана схема энергоснабжения шахты, отражающая текущее состояние на экране энергодиспетчера.

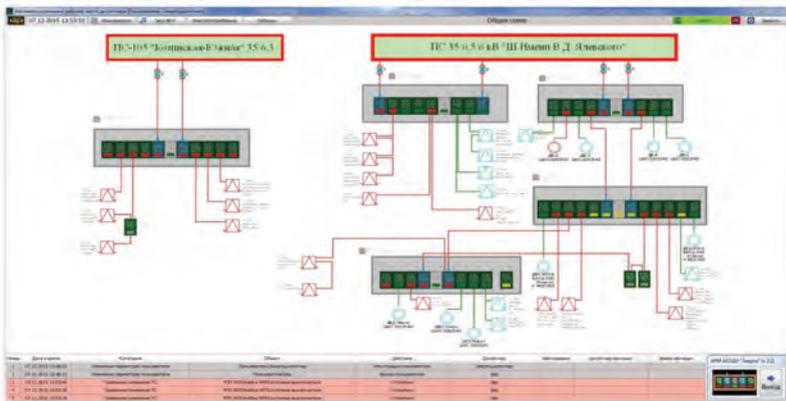


Рис. 1. Главный экран АРМ АСОДУ Энерго

Используя доступные инструменты [1] энергодиспетчер и обслуживающий персонал может выполнять:

- Централизованное автоматизированное управление распределительными пунктами и центральными подстанциями, посредством оперативного включения и отключения ячеек, входящих в состав распределительных пунктов и центральных подстанций, по командам диспетчера;

- Оперативное изменение схемы распределения электроэнергии, исключая аварийные участки, выбирая оптимальные решения в зависимости от текущей ситуации, основываясь на актуальной оперативной информации;

- Мониторинг системы электроснабжения шахты: контроль состояния аппаратов (включено\отключено); контроль срабатывания защит;

- Индикацию: оперативная на АРМ диспетчера (содержит сообщения о состоянии); аварийная на АРМ диспетчера с расшифровкой защитных отключений; оперативное отображение на дисплее диспетчера дополнительных сигналов типа «сухой контакт» с подземных технологических объектов;

- Ведение журнала регистрации событий по изменению состояния ячеек с указанием времени, причин отключения;
- Формирование отчетов;
- Обеспечение контроля исправности линий связи, технических средств комплекса и программного обеспечения, с обеспечением визуализации расшифровки причин неисправности и ведением журнала неисправностей и ошибок.
- Местное автоматизированное управление распределительными пунктами и центральными подстанциями, осуществляемое с шкафа управления распределительным пунктом;
- Своевременное определение причин аварийных отключений, что, в свою очередь, ведет к сокращению времени простоя технологического оборудования;
- Планирование потребления электроэнергии;
- Повышение культуры производства и производительности труда;

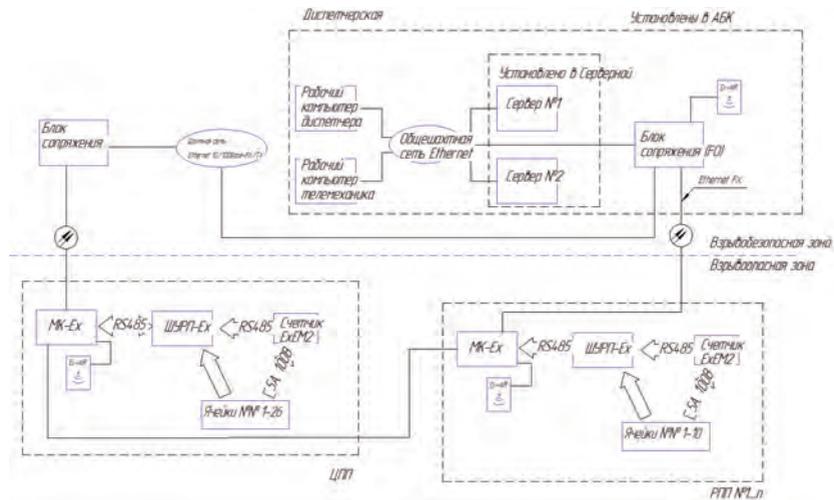


Рис. 2. Структурная схема АСОДУ Энерго

Подземное вычислительное устройство системы АСОДУ «Энерго» представляет собой одну из унифицированных по количеству управляющих и контрольных сигналов модификаций комплектного технического устройства ШУ-Ex (ШУ-Ex-2) комплекса «Деконт-Ex» [2], а именно шкаф управления подстанцией - ШУРП-Ex. В случаях, когда модули ввода/вывода базового шкафа управления ШУРП-Ex не обеспечивают возможность подключения нужного количества сигналов, применяется модификация комплектного технического устройства ШУ-Ex именуемые ШУРП(+)-Ex.

ШУРП(+)-Ех используется как дополнительный блок модулей ввода-вывода, работающий под управлением шкафа ШУРП-Ех. Не содержит в своем составе контроллера и осуществляет функции сбора, первичной обработки и передачи информации по локальной сети RS-485 контроллеру основного шкафа управления ШУРП-Ех, а также выполняет его команды.

Аварийные протоколы РПН #01, Ячейка #01, КРУВ-6М (В)				Протокол №	Ч
Протокол №	Дата	Время		Протокол №	Ч
1	01.02.2014	10:39:32		День.Месяк	14.фев
2	02.02.2014	11:30:32		Время	23:30:32
3	03.02.2014	12:30:32		Значение тока фазы А	12
4	04.02.2014	13:30:32		Значение тока фазы В	13
5	05.02.2014	14:30:32		Значение тока фазы С	11
6	06.02.2014	15:30:32		Значение тока 3U0	0
7	07.02.2014	16:30:32		Напряжение АВ	6339
8	08.02.2014	17:30:32		Напряжение ВU0	0
9	09.02.2014	18:30:32		Несимметрия тока	1
10	10.02.2014	19:30:32		Несимметрия напряжений	0
11	11.02.2014	20:30:32		Пульсация	0
12	12.02.2014	21:30:32		Тепловой импульс	0
13	13.02.2014	22:30:32		Тепловой импульс пуска	12
14	14.02.2014	23:30:32		Значение пускового тока	53
15	15.02.2014	0:30:32		Время пуска	1
16	16.02.2014	1:30:32		Время работы объекта	112
17	17.02.2014	2:30:32		Сопротивление изоляции	9999
18	18.02.2014	3:30:32		Угол между 3U0 и 3U2	2
19	19.02.2014	4:30:32		Состояние триггера – зашел	1
20	20.02.2014	5:30:32		Код признака формирования протокола	0
21	21.02.2014	6:30:32	Состояние готовых реле	Пуск 1 ступени МТЗ	1
22	22.02.2014	7:30:32		Пуск 2 ступени МТЗ	0
23	23.02.2014	8:30:32		Пуск 3 ступени МТЗ	1
24	24.02.2014	9:30:32		Пуск защиты минимального напряжения	0
25	25.02.2014	10:30:32		Пуск защиты минимального тока	1
26	26.02.2014	11:30:32		Пуск защиты несимметрии фаз	1
27	27.02.2014	12:30:32		Пуск земляной защиты по току	0
28	28.02.2014	13:30:32		Пуск земляной защиты по напряжению	1
29	01.03.2014	14:30:32		Пуск направленной земляной защиты	0
30	02.03.2014	15:30:32		Пуск УРОВ	1
31	03.03.2014	16:30:32		Пуск наличия напряжения на шинах	1
32	04.03.2014	17:30:32		Пуск U0 для АВР	0
33	05.03.2014	18:30:32		Пуск сигнала РПВ для УМТЗ	1
34	06.03.2014	19:30:32		Пуск Проверки МТЗ	0
...	09.03.2014	22:30:32		Пуск реле Umín для АВР	1
50	10.03.2014	23:30:32		Пуск реле Umax для АВР	1

Рис. 3. Аварийные протоколы

В случае, если используется высоковольтная ячейка без микропроцессорного блока управления, применяется счетчик электрической энергии ExEM2 для измерения активной\реактивной мощности, напряжения, тока, частоты и других параметров качества электропитания. Не содержит в своем составе контроллера и осуществляет функции сбора, первичной обработки и передачи информации по локальной сети RS-485 контроллеру основного шкафа управления ШУРП-Ех. Сетевые магистральные коммутаторы МК-Ех являются узловыми сетевыми устройствами и организуют высокопроизводительную магистральную

сеть передачи данных. Физические каналы связи выбираются в зависимости от расчетной загрузки и топологии сети.

Помимо оперативной информации, система АСОДУ Энерго позволяет производить чтение информации о состоянии параметров сети во время аварийного события – «Аварийные протоколы». Чтение происходит по запросу, в любое время и отображается в удобном виде на экране энергодиспетчера. Нет необходимости идти непосредственно к неисправному агрегату, чтобы получить полную картину произошедшего.

Используя данный механизм чтения, можно существенно сократить время выяснения и устранения неисправности, связанной с аварийными отключениями.

Для анализа работы отдельных участков, групп оборудования или предприятия в целом существует опция «Учет и анализ энергопотребления».

Она работает с заархивированными значениями потребленной энергии и позволяет определить степень использования оборудования в технологических процессах и сравнить эффективность загрузки оборудования на любых участках в выбранный отрезок времени.

Для примера рассмотрим графическое отображение энергопотребления отдельно взятого РПП, в котором для анализа выбраны отходящие присоединения, питающие насосные агрегаты водоотливной установки. График построен за произвольный период 37 дней (рис. 4) и за 1 год (рис. 5). Красным отмечен максимум потребления, синим – минимум. Имея перед глазами подобную картину потребления всегда можно провести детальный анализ, выявить оборудование, которое работает ненадлежащим образом, или которому требуется обслуживание.

Зачастую, элементы энергосистемы шахты задействованы в управлении техпроцессом и являются не просто средствами распределения энергии, а выступают в роли управляющих устройств. В этом случае сигналы на включение/отключение поступают от аппаратуры автоматизации, и энергодиспетчер не должен вмешиваться и тем более мешать процессу.

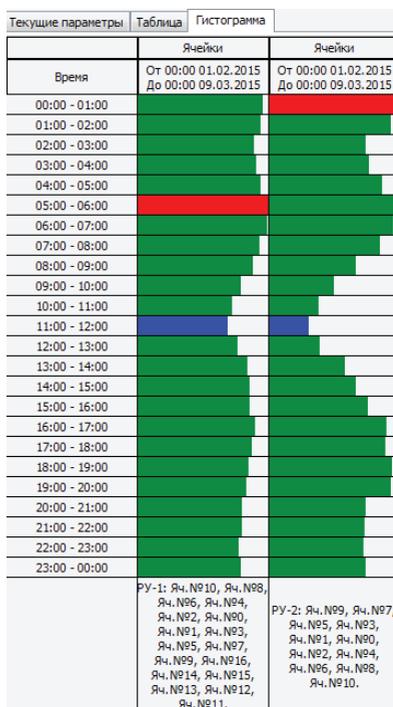


Рис. 4. Анализ энергопотребления за 37 дней

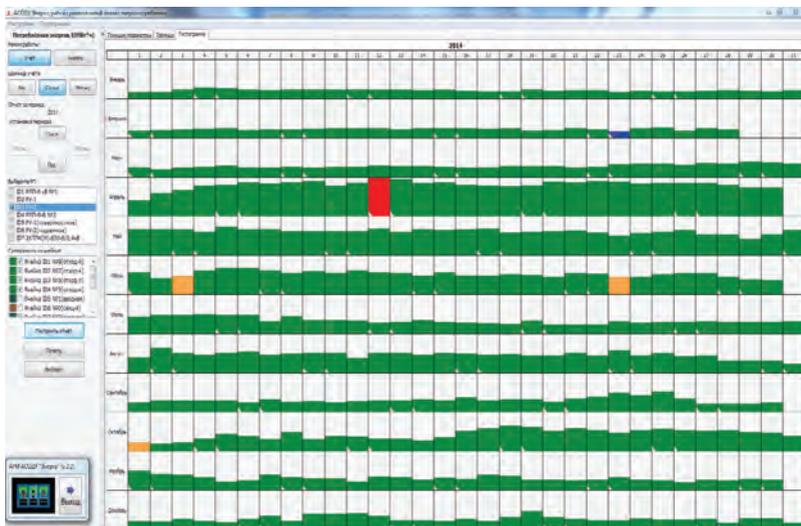


Рис. 5. Анализ энергопотребления за 1 год

Например управление насосными агрегатами в системе «Водоотлив» реализовано управление непосредственно высоковольтными ячейками, типа КРУВ6. При этом высоковольтные ячейки находятся в структуре сети энергоснабжения шахты и в системе АСОДУ-Энерго они переводятся в режим «Без управления». На мнемосхеме они отображаются фоновым цветом. Служба энергетиков имеет возможность полного контроля за работой таких ячеек. В свою очередь система шахтной автоматизации получает с АСОДУ-Энерго данные о параметрах токов и напряжений на двигателе насосных агрегатов и использует их значения в алгоритмах управления технологическим процессом водоотлива.

На сегодняшний день система АСОДУ-Энерго охватывает практически все задачи, возникающие у оперативного персонала службы энергетиков, и позволяет значительно сократить время реагирования на нештатные или аварийные ситуации.

3. Проблемы

Одна из основных проблем, возникающих при эксплуатации АСОДУ-Энерго – это большое разнообразие производителей рудничного электрооборудования. Даже у одного производителя в линейке выпускаемой продукции устройства одного поколения могут быть несовместимы с устройствами другого поколения.

Взаимодействие современных систем АСОДУ и элементов системы энергоснабжения шахт и рудников происходит в основном по цифровому интерфейсу передачи данных – RS-485. Соответственно у каждого устройства в этой сети есть адрес и структура передаваемых данных.

Структура этих данных значительно отличается у разных производителей электрооборудования. Именно к этой структуре привязываются контроллеры системы АСОДУ и, обрабатывая полученные данные, передают их на экран энергодиспетчера.

На практике, в пределах одного РП, может находиться два, три, а то и более различных типов оборудования, взаимодействие с каждым из которых требует отдельной настройки. Даже если первоначально настройка была произведена верно, то в процессе эксплуатации возможна оперативная замена энергооборудования, что в итоге приводит к некорректности или отсутствию оперативной информации о данном РП.

Следующая проблема – это несогласованность терминологии. В общем мы говорим об электроэнергии и характеризующих ее параметрах. На практике же срабатывание одной из распространенных защит типа МТЗ может носить разные названия у различных производителей оборудования. И на экране энергодиспетчера, анализируя информацию с устройств логически одинаковых, имеем совершенно разное визуальное восприятие.

Отдельно стоит отметить большое количество параметров, которые можно считать по цифровому интерфейсу энергооборудования, значение этих параметров зачастую объяснить не в силах даже производитель, не говоря уже о рядовом пользователе.

На практике складывается ситуация, когда функционал, заложенный производителем энергооборудования не может быть использован горнорудным предприятием полностью, и причины здесь скорее организационные.

4. Перспективы развития

С трудностями, описанными выше, уже сталкивались крупнейшие энергетические предприятия России и, на сегодняшний день, можно с уверенностью утверждать, в большинстве своем они решены. Проанализировав их опыт предлагаю следующие шаги для решения текущих проблем:

1. Обеспечить четкое взаимодействие и сотрудничество между производителями электрооборудования, разработчиками систем АСОДУ и конечными потребителями – горнорудными предприятиями, для создания эталонной модели построения комплексов АСОДУ. Инициатором в этой связке должен выступать именно конечный потребитель, так как только он имеет реальные рычаги влияния на других участников. Примером может служить приказ №60З «О приведении систем телемеханики и связи на генерирующих предприятиях электроэнергетики, входящих в состав холдинга ОАО РАО «ЕЭС России», в соответствии с требованиями балансирующего рынка» [3].

2. В качестве обязательных требований, включить в технические задания на поставку энергооборудования пункты, регламентиру-

ющие применяемые в нем цифровые протоколы передачи данных. На сегодняшний день они объединены общим ГОСТ Р МЭК 60870-5 «УСТРОЙСТВА И СИСТЕМЫ ТЕЛЕМЕХАНИКИ. Часть 5. Протоколы передачи.» Применительно к объектам горнорудной промышленности, на сегодняшний день наиболее востребованными будут протоколы МЭК 60870-5 -101/103/104.

3. Осуществлять процедуру предварительного тестирования на совместимость протоколов передачи данных производителя энергооборудования и разработчика систем АСОДУ. Особенно это касается развития объектов, на которых уже развернута инфраструктура и систем АСОДУ функционирует.

4. Учитывая появление цифровых блоков практически во всех единицах оборудования энергосистемы (компакт станции, пускатели, автоматическое выключатели и т.д.) обеспечить доступ к системе АСОДУ не только службе энергетиков, но и персоналу, контролирующему технологический процесс. В качестве примера, контроль за загруженностью электродвигателей шахтных конвейеров, перекоосу нагрузки, налипанию породы на ленточное полотно, может осуществляться простым анализом данных, снимаемых с пускателей приводных станций конвейера.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Руководство по эксплуатации «Автоматизированная система оперативного диспетчерского управления электроснабжением АСОДУ Энерго», ДПАВ.420570.701 РЭ, ООО «Компания ДЭП», Москва 2017г.

2. Руководство по эксплуатации «Информационный, измерительный и управляющий комплекс ДЕКОНТ», ДПАВ.421457.301РЭ, часть 2 Комплекс «ДЕКОНТ-Ех» во взрывозащищенном исполнении, ООО «Компания ДЭП», Москва 2018г.

3. Информационный интернет портал «Телемеханика и связь в энергетике», раздел «Библиотека» http://www.telemex.info/index.php?id=80&Itemid=76&option=com_content&view=article (дата обращения 15.08.18) **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Тарасов Алексей Валерьевич — руководитель отдела АСУиПТ, E-mail: tarasov@dep.ru,

Любан Григорий Борисович — заместитель генерального директора, E-mail: luban@dep.ru,

ООО «Компания ДЭП» 117545, г. Москва. ул.Подольских Курсантов, д. 3, стр. 8.

Tarasov A.V., Lyuban G.B.

Practical knowledge of power equipment control in coal mining industry. automated dispatch control system – «АСОДУ-ЭНЕПГО». Development prospects

Article states various aspects of supplying automated dispatch control systems on mining enterprises exemplified by the «АСОДУ-ЭНЕПГО» system. Examples of application on real objects of «СУЭК-Кузбасс» enterprise are given. Address matters related to integration of the «АСОДУ-ЭНЕПГО» system with automation systems of various technological processes. The problems arising at different stages of implementation and operation of the «АСОДУ-ЭНЕПГО» system are listed, including, in particular, the lack of standards for the implementation of microprocessor units in power equipment. Based on the material in the article, measures are proposed aimed at developing a unified approach in the development and production of power equipment, as well as reducing labor costs in the creation and implementation of automated dispatch control systems at mining enterprises.

Key words: power dispatcher, teleautomatics, telecontrol, power supply, automation, data transfer, energy accounting, ADCS.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-346-354

AUTHORS

Tarasov A.V., Head of automation section, E-mail: tarasov@dep.ru

Lyuban G.B., Deputy CEO, E-mail: luban@dep.ru,

ООО «Компания DEP», 117545, Russia, Moscow, Podolskih kursantov str., 3, building 8.

REFERENCES

1. *Rukovodstvo po ekspluatatsii «Avtomatizirovannaya sistema operativnogo dispetcherskogo upravleniya elektrosnabzheniem ASODU Ergo»* [The user manual for «Automated system of operational dispatching management of power supply Energy-cut», DPAV.420570.701 RE, ООО «Компания DEP», Moscow, 2017.

2. *Rukovodstvo po ekspluatatsii «Informacionnyj, izmeritel'nyj i upravlyayushchij kompleks DEKONT»* [Operating manual «information, measuring and control complex DECONT»], DPAV.421457.301RE, chast' 2 Kompleks «DEKONT-Ex» vo vzryvozashchishchennom ispolnenii, ООО «Компания DEP», Moscow 2018.

3. *Informacionnyj internet portal «Telemekhanika i svyaz' v energetike», razdel «Biblioteka»* [The informational Internet portal «the Remote control and communication in power engineering-tick», section «Library»]. http://www.telemex.info/index.php?id=80&Itemid=76&option=com_content&view=article (data obrashcheniya 15.08.18)



К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ МЕТАНООБИЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

В настоящее время угольная промышленность России работает в достаточно сложных геотехнологических условиях. Это значительно сказывается на рентабельности горнодобывающих предприятий и дает предпосылки для применения современных способов добычи угля, в том числе подземным способом, с целью снижения его себестоимости. В представленной статье рассмотрены вопросы повышения энергетической эффективности при отработке высокопроизводительных забоев метанообильных угольных шахт, при минимальном количестве обслуживающего персонала выемочного участка. Для этого была построена структура инновационного управления выемочного участка угольной шахты, которая позволит значительно повысить уровень безопасности и эффективности при отработке высокопроизводительных забоев метанообильных угольных шахт. Анализ существующей и инновационной структуры управления выемочным участком угольной шахты позволяет увеличить безопасность ведения горных работ путем снижения количества персонала выемочного участка и вывода оставшегося в безопасную зону (вентиляционный штрек) за счет построения единой автоматизированной системы управления выемкой угля функции метановыделения.

Ключевые слова: угольная промышленность; энергоэффективность; подземная геотехнология; угольный забой; выемка угля; управление выемочным участком; угольная шахта; метановыделение.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-355-363

Мировая конъюнктура рынка углеводородов создает предпосылки для повышения конкурентоспособности добычи угля подземным способом. Это может быть достигнуто путем снижения себестоимости добычи полезного ископаемого, применением современных технологий, а также применением энергоэффективного оборудования. Основными вызовами для предприятий угольной промышленности по заявлению министра энергетики Российской Федерации А.В. Новака [1] являются:

- риски сокращения внутреннего и внешнего угольных рынков;

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 355–363.

© С.Н. Решетняк, 2018.

- постоянный рост транспортной составляющей в цене угольной продукции для потребителей;
- убыточность большого числа угольных компаний;
- рост фискальной нагрузки на угольную промышленность при недропользовании;
- наличие большого количества шахт, работающих в сложных горно-геологических условиях, что обуславливает высокие риски возникновения крупных аварий с человеческими жертвами;
- недостаточный уровень бюджетного финансирования мероприятий для завершения реструктуризации угольной промышленности и выполнения «Комплексной программы поэтапной ликвидации убыточных шахт».

На совещании Заместителя Председателя Правительства Российской Федерации Дворковича А.В. (протокол № АД-П9—39пр от 16.03.2016) рассматривался вопрос о повышении уровня промышленной безопасности на угольных шахтах и эффективности отработки запасов. Все это позволяет сделать заключения об актуальности задачи модернизации предприятий по добыче угля подземным способом за счет современных, энергоэффективных и безопасных технологий.

Одним из направлений развития предприятий по добыче угля подземным способом является снижение количества персонала из выемочного забоя. Этот способ добычи предусматривает вывод персонала из выемочного забоя (кроме выполнения вспомогательных работ монтажа, демонтажа и ремонта оборудования). Все управление оборудованием, расположенным на выемочном участке, производится из вентиляционного штрека с использованием станции дистанционного управления (штрековая станция).

К основному оборудованию выемочного участка относятся: выемочный комбайн; механизированная передвижная крепь; забойный конвейер; дробильный комплекс; станция орошения. В настоящее время управление выемочным комбайном производится непосредственно из выемочного забоя (в лучшем случае, управление выемочным комбайном производится от штрековой станции управления, однако такие способы управления — единичны) [2]. Регулирование режимов работы выемочным комбайном осуществляется не в полном объеме, только производится регулировка органов подачи, органы резанья работают с постоянной скоростью резанья угля [3]. Контроль по газу — и пылевыведению в выемочном забое осуществляется с помощью датчиков метана и запыленности, контроль за которыми производится непосредственно в забое персоналом участка.

Существующая структура управления выемочного участка угольной шахты представлена на рис. 1. В состав смены выемочного участка угольной шахты, как правило, входит: звено горнорабочих выемочного забоя (ГРОЗ) – не менее 5 человек; машинист горновымоечных машин

(МГВМ) – не менее 2 человек (один из которых помощник МГВМ); подземный электрослесарь – не менее 2 человек; горный рабочий – не менее 2 человек; сменный ИТР (инженерно-технический работник) – 1 человек. Следует отметить, что количество персонала выемочного участка в значительной степени может отличаться друг от друга это обусловлено специфическими горно-геологическими условиями и способами разработки конкретного предприятия.

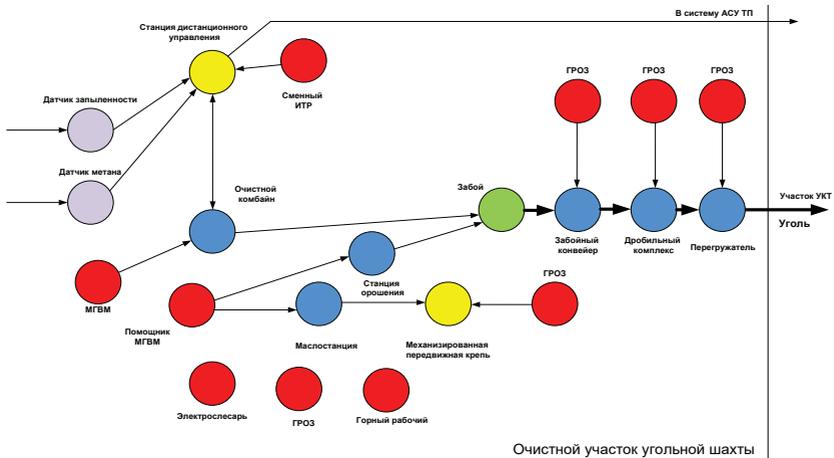


Рис. 1. Существующая структура управления выемочного участка угольной шахты

Основной персонал выемочного забоя это ГРОЗ, которые производят зачистку поверхности перед передвижной секции крепи, передвигают механизированную крепь, контролируют работу забойного конвейера, дробильного комплекса, перегружателя.

Машинист горновыемочных машин производит управление очистным механизированным комплексом, его помощник производит управление маслостанциями и станциями орошения. Подземный электрослесарь производит контроль и ремонт оборудования расположенного на участке. В состав смены также входят горнорабочие подземными основными функциями которых является доставка необходимых материалов на участок, расштыбовка конвейеров. Также в состав персонала участка, входит сменный ИТР, который производит контроль и управления выемочным участком. Следует отметить, что выемочный участок угольной шахты является наиболее опасным по внезапным выбросам газа и пыли, авария на которых приводит к многочисленным жертвам. В связи с этим, к участку следует уделить особое внимание по безопасности обслуживающего персонала. Количество рабочих в выемочном забое ряда угольных шахт ОАО «СУЭК-Кузбасс» представлено в табл. 1. Анализ сведений показал, что более 50% персонала выемочного

участка составляют ГРОЗы (именно эти рабочие являются наиболее частыми жертвами аварий на угольных шахтах).

В качестве решения этой задачи модернизации предприятий по добыче угля подземным способом за счет современных, энергоэффективных и безопасных технологий предлагается, инновационная структурная схема управления выемочном участком угольной шахты, которая значительно уменьшит количество обслуживающего персонала (рис. 2). На схеме представлено взаимодействие основного оборудования выемочного забоя, датчиками отслеживающими параметры безопасного и энергоэффективного режима работы. Основным энергоресурсом, в подземных горных условиях, является электрическая энергия, (процент потребления которой достигает 80%), поэтому данному энергетическому ресурсу следует уделить особое внимание [4, 5, 6]. Для оценки режимов работы электрооборудования необходимо создание автоматизированной информационно-измерительного системы технического учета электрической энергии.

Это позволит получить достоверные показаний режимов работы электрооборудования расположенного в условиях подземных горных выработках всему заинтересованному персоналу, для оперативного реагирования на изменения режимов работы [7, 8, 9].

В настоящее время, анализ режимов работы электрооборудования, расположенного в подземных горных выработках, производится на основе электрического баланса потребителей участковой понижающей подстанции [10]. Ведутся работы по анализу электропотребления в условиях работ горнодобывающего предприятия, в частности на алмазодобывающих предприятиях Российской Федерации, однако далее чем лабораторных исследований, без специфики подземных работ данные научные изыскания не продвинулись. [11].

Таблица 1

Количество рабочих в выемочном забое угольных шахт

№	Шахта	Ремонтная смена Чел./ ГРОЗ	Рабочая смена Чел./ ГРОЗ	Количество рабочих в сутки Чел./ ГРОЗ
1	«Красноярская»	32/11	10/6	63/29
2	«Польсаевская»	30/13	12/7	66/34
3	«Талдинская-Западная 2»	25/10	12/5	62/25
4	«Котинская»	21/12	9/6	48/30
5	«Комсомолец»	23/15	10/7	53/36
6	«Талдинская-Западная 1»	29/20	11/8	62/44

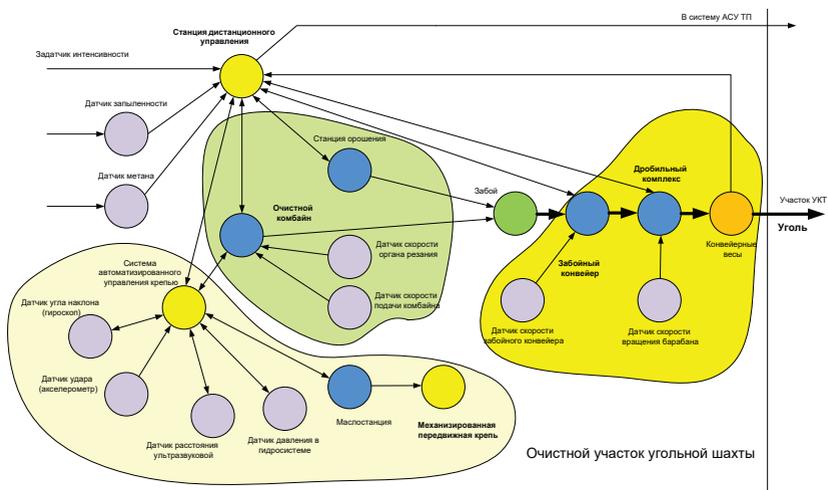


Рис. 2. Структура инновационного управления выемочного участка угольной шахты

Функционирование представленной структуры (рис. 2) возможно при условии модернизации систем электроприводов основного оборудования расположенного на выемочном участке путем перевода из нерегулируемого режима работы, в регулируемый режим. В системах управления электроприводами оборудования выемочного участка, как правило, используется асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором и прямым пуском. В этом случае регулирование скорости вращения исполнительных органов не осуществляется. В качестве модернизированной системы электропривода основного оборудования предлагается система «Преобразователь частоты – асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором». Эта система электроприводов достаточно хорошо зарекомендовала себя в условиях подземных горных работ, а также имеется возможность взрывозащищенного исполнения. Модернизация необходима, системе электроприводов механизм органов резания выемочного комбайна, маслостанции, станции орошения, забойного конвейера, дробильного комплекса. Результатом этого значительное увеличение ресурса основного оборудования за счет «плавного пуска» (снижение рывков при пуске), снижение электропотребления за счет энергоэффективных режимов работы, что скажется на себестоимости добычи угля.

Немаловажным фактором, влияющим на производительность выемочного участка, является процесс выделения метана при добыче угля, так как угольные месторождения России – самые метаноносные (на 1 тонну угля содержится в среднем 8,3 кг метана, против среднемирового показателя 4,9 кг метана на 1 тонну) [12, 13]. Основным источником

метановыделения в призабойном пространстве лавы является: грудь забоя; вмещающие породы; погашенное пространство; отбитый уголь. Кроме того, интенсивность метановыделения возрастает в среднем в 2–3 раза по сравнению с фоновым выделением при работе выемочного комбайна [14, 15]. Установлено, что значительное влияние на метановыделение и пылеобразование в процессе добычи полезного ископаемого оказывает величина фракций. Чем больше фракция, тем меньше метановыделение [16, 17] поэтому необходимо связать с помощью обратных связей датчики метановыделения и запыленности со скоростью вращения шнека и скоростью подачи выемочного комбайна. Возможность отслеживать метановыделение и пылеобразование в забое, а также автоматическое изменение режимов работы выемочного комплекса угольной шахты, позволит исключить «человеческий фактор» из процесса принятия решения по обеспечению безопасной выемке угля из забоя.

Следует отметить, что инновационная структура управления выемочным участком построена с использованием достаточно дорогостоящего и высокотехнологичного оборудования, обслуживать которое должны высококвалифицированные специалисты. Поэтому обучению специалистов работающих на высокотехнологичном оборудовании, уже имеющих достаточно высокий общеобразовательный уровень, необходимо уделять достаточно большое внимание с целью расширения их компетенций.

Современная мировая конъюнктура рынка угля позволяет сделать заключение о необходимости модернизации оборудования предприятий по добыче угля подземным способом опасных по внезапным выбросам газа и пыли, за счет современных, энергоэффективных и безопасных технологий с целью снижения себестоимости добычи и повышению конкурентоспособности продукции.

Сравнительный анализ существующей и инновационной структуры управления выемочным участком угольной шахты позволяет увеличить безопасность ведения горных работ путем снижения количества персонала выемочного участка и вывода оставшегося в безопасную зону (вентиляционный штрек) за счет построения единой автоматизированной системы управления выемкой угля функции метановыделения. Данный аспект позволит значительно уменьшить влияние «человеческого фактора» на процесс выемки угля, что позволит повысить безопасность ведения горных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. <http://minenergo.gov.ru/node/4912>
2. Томас Банк Автоматизация EICKOFF гарантирует безопасность и качество – в России ввели в эксплуатацию первую лаву, работающую в автоматическом режиме. Журнал «Уголь» № 10 2015г. с 22 – 23.

3. Ясученя С.В., Копылов К.Н., Артемьев В.Б., Демура В.Н., Мутыгулин А.В. Очистные комбайны. – М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014г. – 576 с.

4. Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Автоматизированная информационно-измерительная система технического учета электроэнергии для подземных горных работ. Горный журнал №1 2016 г. с. 87–90.

5. Решетняк С.Н. К вопросу повышения энергетических показателей промышленных предприятий // Приволжский научный вестник. 2013. № 10. С. 41–44.

6. *Fashilenko V.N., Reshetnyak S.N.* Improving the energy performance of industrial enterprises. Miner's week-2015 // Reports of the XXIII International scientific symposium. 2015. pp. 570–573.

7. *Kubrin S.S.* Monitoring of Coal and Rock Mass Conditions, Coal Mine Air and Extraction Equipment State // Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Metallurgical Industry Press. China 2014. pp. 454–460.

8. *Lyakhomskii A.V., Perfil'eva E.N., Petrochenkov A.B.* Conceptual design and engineering strategies to increase energy efficiency at enterprises // Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 305–308.

9. *Petrochenkov A.B.* An information of industrial electrotechnical complexes. Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 692–696.

10. *Ляхомский А.В., Фащенко В.Н.* Теория и практика проведения энергетических обследований предприятий минерально-сырьевого комплекса // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. № 1. С. 525–529.

11. *Semenov A.S., Kuznetsov N.M.* An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine // Measurement Techniques. – 2014 pp. 343–347.

12. *Trubetskoy K.N., Ruban A.D., Ziburdyayev V.S.* Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines. Journal of Mining Science. 2011. Т. 47. № 1. pp. 1–9.

13. *Trubetskoy K.N., Victorov S.D., Zakalinsky V.M., Kochanov A.N., Etkin M.B.* Parameters of dust gas cloud spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10 – Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting 2013. pp. 529–532.

14. *Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С., Руденко Ю.Ф.* Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. – М.: Издательство ООО «Московский издательский дом», 2009г. – 396 с.

15. *Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han* The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection Journal of Coal Science and Engineering (China) June 2013, Volume 19, Issue 2, pp 210–218.

16. *Yazdani-Chamzini Abdolreza, Haji Yakhchali Siamak* A new model to predict roadheader performance using rock mass properties Journal of Coal Science and Engineering (China) March 2013, Volume 19, Issue 1, pp 51–56.

17. *Захаров В.Н., Кубрин С.С., Забурдяев В.С.* Комплексирование технологических стадий и операций в единый технологический процесс на основе информационных технологий. ГИАБ №6 2015 г. с.199 – 206. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Решетняк Сергей Николаевич — кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории 2.3 «Геотехнологических рисков при освоении газоносных угольных и рудных месторождений», Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», доцент кафедры «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности», *reshetnyak@inbox.ru*, +79266530747.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyy vypusk 48), pp. 355–363.

Reshetnyak S.N.

On the issue of increasing energy efficiency in the development of high-performance faces of coal mines with increased methane emission

Currently, the Russian coal industry is working in rather difficult geotechnological conditions. This has a significant impact on the profitability of mining enterprises and provides prerequisites for the use of modern methods of coal mining, including underground mining, in order to reduce its cost. The article deals with the issues of improving energy efficiency in the development of high-performance faces of methanobile coal mines, with a minimum number of service personnel of the excavation site. For this purpose, the structure of innovative management of the coal mine extraction section was built, which will significantly increase the level of safety and efficiency in the development of high-performance faces of methane-furnace coal mines. The analysis of the existing and innovative management structure of the coal mine excavation site allows to increase the safety of mining operations by reducing the number of personnel of the excavation site and the output of the remaining in a safe zone (ventilation shtrek) by building a single automated control system of coal extraction function of methane.

Keywords: coal industry; energy efficiency; underground Geotechnology; coal face; coal excavation; excavation site management; coal mine; methane.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-355-363

AUTHORS

Reshetnyak S.N., National research technological University “MISIS”, Department “Energy and Energy efficiency mining industry” associate Professor, Candidate of technical Sciences; senior researcher IPKON RAN.

REFERENCES

1. <http://minenergo.gov.ru/node/4912>
2. *Tomas Bank Avtomatizaciya EICKOFF garantiruet bezopasnost' i kachestvo – v Rossii vveli v ekspluatatsiyu pervuyu lavu, rabotayushchuyu v avtomaticheskom rezhime* [Thomas Bank automation EICKOFF guarantees safety and quality – Russia has commissioned the first lava working in automatic mode]. Zhurnal «Ugol'» no 10, 2015. pp. 22–23.

3. Yasuchena S.V., Kopylov K.N., Artem'ev V.B., Demura V.N., Mutyugin A.V. *Ochistnye kombajny* [Shearers]. Moscow: Izdatel'stvo «Gornoe delo» OOO «Kimmerijskij centr», 2014. 576 p.

4. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N. *Avtomatizirovannaya informacionno-izmeritel'naya sistema tekhnicheskogo ucheta elektroenergii dlya podzemnyh gornyh rabot* [Automated information-measuring system of technical accounting of electricity for underground mining]. *Gornyj zhurnal* no 1 2016. pp. 87–90.

5. Reshetnyak S.N. *K voprosu povysheniya energeticheskikh pokazatelej promyshlennyh predpriyatij* [On the issue of increasing the energy performance of industrial enterprises]. *Privolzhskij nauchnyj vestnik*. 2013. no 10. pp. 41–44.

6. Fashilenko V.N., Reshetnyak S.N. *Improving the energy performance of industrial enterprises*. Miner's week-2015. Reports of the XXIII International scientific symposium. 2015. pp. 570–573.

7. Kubrin S.S. *Monitoring of Coal and Rock Mass Conditions, Coal Mine Air and Extraction Equipment State*. Proceedings of the 8th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. Metallurgical Industry Press. China 2014. pp. 454–460.

8. Lyakhomskii A.V., Perfil'eva E.N., Petrochenkov A.B. *Conceptual design and engineering strategies to increase energy efficiency at enterprises*. *Russian Electrical Engineering*. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 305–308.

9. Petrochenkov A.B. *An information of industrial electrotechnical complexes*. *Russian Electrical Engineering*. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 692–696.

10. Lyahomskij A.V., Fashchilenko V.N. *Teoriya i praktika provedeniya energeticheskikh obsledovaniy predpriyatij mineral'no-syr'evogo kompleksa* [Theory and practice of energy audits of enterprises of the mineral complex]. *Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'*. 2011. no 1. pp. 525–529.

11. Semenov A.S., Kuznetsov N.M. *An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine*. *Measurement Techniques*. 2014 pp. 343–347.

12. Trubetskoy K.N., Ruban A.D., Zaburdyaev V.S. *Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines* [Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines]. *Journal of Mining Science*. 2011. T. 47. no 1. pp. 1–9.

13. Trubetskoy K.N., Victorov S.D., Zakalinsky V.M., Kochanov A.N., Etkin M.B. *Parameters of dust gas could spread resulting from a caving in explosion*. *Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10* Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. 2013. pp. 529–532.

14. Ruban A.D., Artem'ev V.B., Zaburdyaev V.S., Zaburdyaev G.S., Rudenko Yu.F. *Problemy obespecheniya vysokoj proizvoditel'nosti ochistnyh zaboev v metanoobil'nyh shahtah* [Problems of high performance mines in metanopolis mines]. Moscow: Izdatel'stvo OOO «Moskovskij izdatel'skij dom», 2009. 396 p.

15. Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han *The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection*. *Journal of Coal Science and Engineering (China)* June 2013, Volume 19, Issue 2, pp. 210–218.

16. Yazdani-Chamzini Abdolreza, Haji Yakhchali Siamak *A new model to predict roadheader performance using rock mass properties*. *Journal of Coal Science and Engineering (China)* March 2013, Volume 19, Issue 1, pp 51–56.

17. Zaharov V.N., Kubrin S.S., Zaburdyaev V.S. *Kompleksirovanie tekhnologicheskikh stadij i operacij v edinyj tekhnologicheskij process na osnove informacionnyh tekhnologij* [Integration of technological stages and operations into a single technological process on the basis of information technologies]. *GIAB* no 6 2015. pp. 199–206.



ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРЕНИЯ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН С ДНЕВНОЙ ПОВЕРХНОСТИ*

Статья содержит описание технологии бурения скважин с одновременной обсадкой применительно к проходке скважин для заблаговременной дегазации угольных пластов. В работе обосновывается актуальность данной технологии и ее преимущества. Приведено описание и принцип действия оборудования, применяемого при бурении с одновременной обсадкой. Описан новый способ порционной очистки скважин большого диаметра. Приведено экономическое обоснование данной технологии на примере дегазационных скважин, сооружаемых в АО «СУЭК-Кузбасс» буровой установкой SANDVIK DE-880, для шахты им. С.М.Кирова.

Проходка скважин в сложных горно-геологических условиях и обсадка их трубами — одна из сложнейших и трудоемких задач, как в горной промышленности, так и в гражданском строительстве. Системы бурения с одновременной обсадкой предназначены для сооружения скважин в сложных горно-геологических условиях. Принцип работы оборудования заключается в том, что бурение осуществляется погружными пневмударниками со специальным породоразрушающим инструментом, который за счет оригинальной конструкции обеспечивает диаметр бурения больший по отношению к диаметру обсадной трубы. После завершения бурения породоразрушающий инструмент изменяет свои габаритные размеры до внутреннего диаметра обсадной трубы и может быть беспрепятственно извлечен из скважины.

На этапе сооружения скважины в приповерхностной зоне по грунтам и слабым горным породам технология одновременной обсадки может быть реализована и без применения бурового оборудования.

Ключевые слова: скважина, дегазация, бурение, долото, порционная очистка, одновременная обсадка.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-364-372

Проходка скважин в сложных горно-геологических условиях и обсадка их трубами — одна из сложнейших и трудоемких задач, как в горной промышленности, так и в гражданском строительстве. При

* Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117122090003-2

работе в неустойчивых горных породах существует опасность обрушения стенок пробуренной скважины и, как следствие, невозможность установки обсадных труб [1, 2]. Кроме того, существует опасность потери в скважине бурового инструмента без возможности его извлечения на поверхность [3, 4].

Системы бурения с одновременной обсадкой предназначены для сооружения скважин в сложных горно-геологических условиях (валунно-галечные отложения, наличие водопритока в скважину и др.). Системы для пневмоударного бурения с одновременной обсадкой применяются в случае, когда по геологическим свойствам горной породы рационально производить бурение с использованием пневмоударника, но при этом существует необходимость одновременной обсадки скважины [5, 6].

Принцип работы оборудования заключается в том, что бурение осуществляется погружными пневмоударниками со специальным породоразрушающим инструментом, который за счет оригинальной конструкции обеспечивает диаметр бурения больший по отношению к диаметру обсадной трубы. В процессе бурения обсадная труба погружается в скважину под действием собственного веса (рис. 1, а). Вибрация ударно-вращательного механизма способствует погружению трубы, поскольку снижается сила трения на поверхности контакта горной породы и обсадной трубы. После завершения бурения породоразрушающий инструмент изменяет свои габаритные размеры до внутреннего диаметра обсадной трубы и может быть беспрепятственно извлечен из скважины (рис. 1, б). При необходимости, дальнейшую проходку можно осуществлять инструментом для бурения сплошным забоем (рис. 1, в) [7, 8].

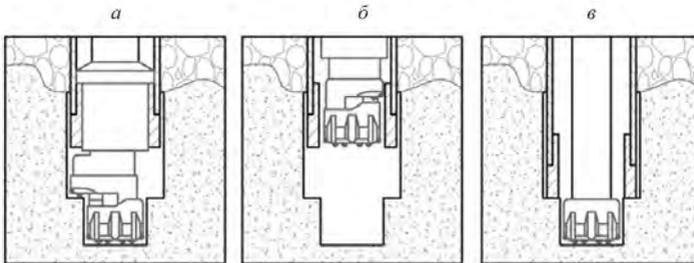


Рис. 1. Принцип работы долота: а – бурение с обсадкой; б – извлечение долота; в – бурение без обсадки

В соответствии с требованиями безопасности при разработке угольных месторождений опасных по выбросам природного газа, на шахтах применяется метод заблаговременной дегазации через скважины, пробуренные с дневной поверхности в угольный пласт. На шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» для сооружения данных скважин применяется

буровая установка SANDVIK DE-880, реализующая роторный способ бурения. Скважина бурится с последующей обсадкой трубами различного диаметра и цементированием затрубного пространства.

Согласно техническому заданию на бурение дегазационных скважин с земной поверхности в лаву № 24–60 пл. Болдыревский шахты им. С.М. Кирова, конструкция обсадной колонны соответствует параметрам, представленным на рисунке 2а. Скважина бурится с последующей обсадкой трубами различного диаметра и цементированием затрубного пространства.

Бурение производится в четыре этапа в соответствии с количеством обсадных труб. Такая телескопическая ступенчатая конструкция скважины обусловлена опасностью заклинивания обсадной трубы при ее монтаже в пробуренную скважину после подъема бурового инструмента. Как правило, длина каждой ступени определяется по результатам геологоразведки и переход на меньший диаметр скважины происходит в зоне изменения свойств буримого массива.

Применение технологии бурения с одновременной обсадкой для данного конкретного случая позволит значительно сократить время сооружения скважины и ее обустройства, снизить затраты за счет исключения двух промежуточных обсадных труб (рис. 2, б), уменьшения времени спускоподъемных операций и цементируемого объема.

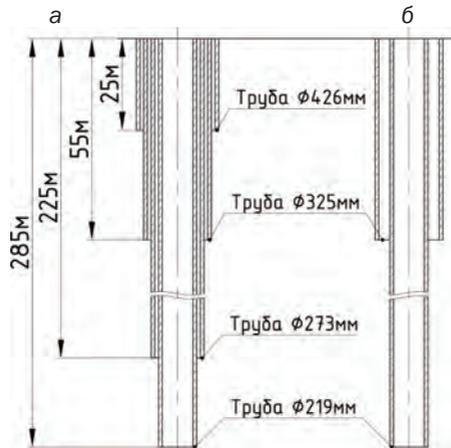


Рис. 2. Конструкция скважины: а – согласно ГТН для шахты им. С.М. Кирова; б – с применением технологии бурения с одновременной обсадкой

Для оценки экономической эффективности сравним продолжительность бурения и объемы выбуренной горной породы для одновременной и последующей обсадки при сооружении дегазационной скважины (табл. 1).

Таблица 1

Сравнение продолжительности бурения и объемов выбуренной горной породы

Бурение с последующей обсадкой					
Глубина скважины, м	Диаметр обсадной трубы, мм	Диаметр скважины, мм	Объем выбуренной породы, м³	Производительность бурения, м/смена*	Продолжительность бурения, смена*
25	426	490	4,71	5–15	1,67–5
55	325	393,7	3,65	8–20	1,5–3,75
225	273	304,5	12,37	10–25	6,8–17
285	219	244,5	2,82	20–40	1,5–3
			Всего: 23,55		Всего: 11,47– 28,75
Бурение с одновременной обсадкой					
55	325	348	5,23	9–22	2,5–6,11
285	219	240	10,40	21–41	5,61– 10,95
			Всего: 15,63		Всего: 8,11– 17,06

Примечание. * Рабочая смена продолжительностью 12 часов.

Из табл. 1 видно, что применение технологии бурения с одновременной обсадкой позволяет сократить время сооружения скважины на 30–40%, а также уменьшить объем выбуренной породы на 34%. В пользу экономической эффективности предложенной схемы и тот факт, что для создания двухступенчатой скважины требуется не 4, а 2 типоразмера бурового инструмента.

На этапе сооружения скважины в приповерхностной зоне по грунтам и слабым горным породам технология одновременной обсадки может быть реализована и без применения бурового оборудования. Суть решения сводится к погружению в массив обсадной трубы при помощи ударов пневмомолота [9]. Способом виброударного погружения можно забивать трубы диаметром от 102 до 3 600 мм на длину до 122 м. Материал трубы обычно ограничивается сталью из-за значительных сил, передаваемых трубе во время процесса ее погружения. Эта технология применима в широком диапазоне горных пород: от песка, ила и пластичной глины до выветренных пород, мергелей и сланцев [10].

При динамическом погружении во внутреннюю полость трубы поступает порода, которая постепенно уплотняется и образует пробку.

При этом очередные порции породы уже не могут поступать в трубу и происходит ее вытеснение в стенки скважины, что приводит к росту деформаций окружающего массива в радиальном направлении и труба продолжает перемещаться с заметной меньшей скоростью до полной остановки погружения [11]. Таким образом, возможность своевременного удаления грунтового керна еще на стадии проходки является важным фактором, определяющим эффективность технологии в целом [12, 13].

Наиболее логичным и привлекательным в условиях вертикального погружения трубы представляется порционное удаление керна из трубы по мере его формирования без применения дополнительных средств механизации. Схема реализации такой технологии при забивке трубы пневмомолотом представлена на рис. 3 [14, 15].

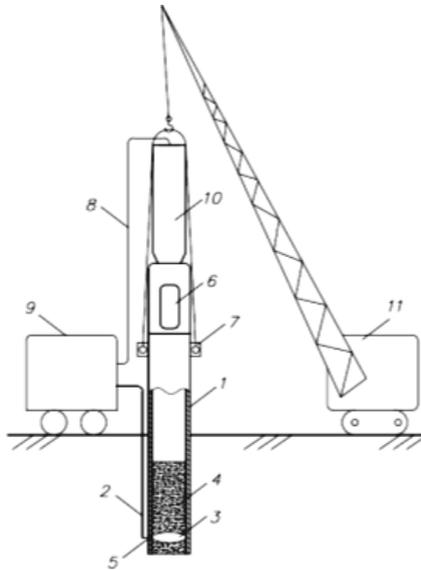


Рис. 3. Погружение трубы с порционным удалением керна: 1 – погружаемая труба; 2 – трубопровод; 3 – воздушная камера; 4 – керн; 5 – отверстие для подачи сжатого воздуха; 6 – адаптер с разгрузочным окном; 7 – стяжное устройство; 8 – воздухоподводящий шланг; 9 – компрессор; 10 – пневмомолот; 11 – подъемный кран

Сущность предложенного решения заключается в подведении к забойному торцу трубы 1 по отдельному трубопроводу 2 сжатого воздуха. После формирования очередной порции керна 4 сжатый воздух через отверстие 5 под давлением подается во внутреннюю полость трубы. Он отсекает часть керна, формирует воздушную камеру 3 и

перемещает порцию керна в верхнюю часть трубы 1, откуда через разгрузочное окно адаптера 6 керн выдавливается в рабочий котлован. Указанные операции повторяются после образования новой порции керна. Циклы погружения и очистки продолжаются до проектной глубины погружения. Возможно удаление керна через свободный торец трубы, но это потребует демонтажа пневмомолота.

Весь процесс порционного удаления керна можно разделить на 3 основных этапа: формирование порции керна, отделение ее от массива и транспортирование отделенной порции по трубе на разгрузку. На этапе формирования важно обеспечить, чтобы в зоне отрыва порция была достаточно плотной и заполняла всё поперечное сечение трубы. Это необходимое условие для создания и поддержания давления сжатого воздуха в зоне отрыва, способного стронуть и продвигать на разгрузку отрываемую порцию керна. Вместе с тем ясно, что при переуплотнении головной части керна отрыв может и не состояться, а при малосвязанном грунте может образоваться свищ, что приведет к падению давления текучей среды. Основным сигналом к необходимости очистки и готовности керна является резкое снижение скорости погружения. Дополнительными факторами, влияющими на отрыв и транспортирование керна, является колебание трубы с присоединенной частью массива и упругая деформация стенок при прохождении ударных импульсов, которые способны снизить силы сопротивления на 30–90% [12].

Замена бурения скважины большого диаметра в слабых горных породах с последующей обсадкой на ударное погружение трубы снимает риски потери бурового инструмента или заклинивания обсадной трубы из-за разрушения или размыва стенок скважины. Кроме того, ударное погружение стартового участка вертикальной скважины исключает из расходов затраты на буровой инструмент большого диаметра, а также стоимость работы бурового станка на этой стадии [16, 17].

Выводы

Применение технологии бурения с одновременной обсадкой для создания дегазационных скважин с дневной поверхности позволит значительно сократить время сооружения и снизить себестоимость скважины за счет повышения производительности процесса проходки и уменьшения времени спускоподъемных операций. Предложенные технологии позволят избежать аварийных ситуаций, связанных с обсыпанием стенок скважины и, как следствие, заклиниванием обсадных труб в скважине.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Леконцев Ю.М., Сажин П.В., Темиряева О.А., Хорешок А.А., Ушаков С.Ю. Исследование режимов работы уравновешенного герметизатора // ФТПРПИ. – 2013. – № 5. – с. 91–98.

2. Патутин А.В., Тимонин В.В., Кондратенко А.С., Рыбалкин Л.А. Комплексные исследования угольных пластов в глубоких скважинах // ФПВГН. – 2014. – № 1. – С. 23–26.
3. Маметьев Л.Е., Хорешок А.А., Цехин А.М., Борисов А.Ю. Повышение эффективности бурения дегазационных скважин и транспортирования разрушенного угля // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – № 1. – С. 106–112.
4. Шахторин И.О. Определение параметров погружного пневмоударника // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2017. – № 2. – С. 199–204.
5. Шахторин И.О. Доводка машин ударного действия при помощи современного программного обеспечения // ФПВГН. – 2017. – № 1. – С. 72–77.
6. Репин А.А., Алексеев С.Е. Создание пневмоударников для работы на повышенном давлении энергоносителя // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды. – 2010. – С. 324–329.
7. Петреев, А.М., Примычкин А.Ю. Работа кольцевого упругого клапана в пневмоударном приводе // ФТПРПИ. – 2016. – № 1. – с. 132–145.
8. Примычкин А.Ю. Модель кольцевого упругого клапана как составная часть модели пневмоударной машины // ФПВГН. – 2017. – № 1. – с. 39–44.
9. Червов В.В., Кондратенко А.С. Исследование режимов работы уравнивающего герметизатора // Механизация строительства. – 2006. – № 1. – с. 8–12.
10. Schrank, J.S., Havekost, M.D., Njoloma, S.M. Pipe ramming under three active railroad lines in difficult soil conditions, International no-dig show 2009, The North American Society (NASTT) and the International Society for Trenchless Technology (ISTT), Toronto, Canada, 2009, Paper F-2–05, pp. 1–10.
11. Гилета В.П., Ванга Ю.В., Тищенко И.В. Повышение эффективности проходки скважин методом виброударного продавливания // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – № 6. – С. 82–89.
12. Kondratenko A.S., Smolentsev A.S., Timonin V.V., Primychkin A. Yu. The perspective of batch-wise removal of soil plug from pipes during trenchless installation, IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science, 2018, doi :10.1088/1755–1315/134/1/012029.
13. Данилов Б.Б., Кондратенко А.С., Смоляницкий Б.Н. Совершенствование технологии проходки скважин в грунте методом продавливания // ФТПРПИ. – 2017. – № 3. – с. 57–64.
14. Anderson W.K., Thomas J.L., van Leer B. Comparison of Finite Volume Flux Vector Splittings for the Euler Equations // AIAA J. – 1986. – Vol 24, No9. – P. 1453–1460.
15. Möller M., Charypar D., Gross M. Particle-based fluid simulation for interactive applications / Proceedings of the 2003 ACM SIGGRAPH / Eurographics symposium on Computer animation. – Aire-la-Ville, 2003. – P. 154–159
16. Monaghan J.J. Smoothed particle hydrodynamics / Annual Review of Astronomy and Astrophysics. – Clayton, 1992. – P. 543–574.
17. Weiss J.M., Maruszewski J.P., Smith W.A. Implicit Solution of Preconditioned Navier-Stokes Equations Using Algebraic Multigrid // AIAA J. – 1999. – Vol 37, No. 1. – P. 29–36. **ИИАС**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Кондратенко Андрей Сергеевич — кандидат технических наук, директор Институт горного дела им. Н.А. Чинакала, Сибирского отделения Российской академии наук, 630091, Россия, Новосибирск, Красный проспект, 54, +7(923)247–14–84, kondratenko@misd.ru;

Шахторин Илья Олегович — кандидат технических наук, научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, 630091, Россия, Новосибирск, Красный проспект, 54, +7(923)399–32–68, Scorpion22@bk.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 364–372.

Kondratenko A.S., Shakhtorin I.O.

Increase of productivity of drilling of degastic wells from the day surface

The article contains a description of the technology of drilling wells with simultaneous casing in addition to drilling wells for early degassing of coal seams. The work proves the relevance of this technology and its advantages. The description and principle of operation of equipment used in drilling with simultaneous casing is given. A new method of batch cleaning of large diameter boreholes is described. The economic justification of this technology is exemplified by the example of degassing wells being built in the joint-stock company "SUEK-Kuzbass" by the SANDVIK DE-880 drilling rig for the Sh. S.M. Kirov.

Drilling wells in difficult mining and geological conditions and casing them with pipes is one of the most difficult and time-consuming tasks, both in the mining industry and in civil engineering. Drilling systems with simultaneous casing are designed to construct wells in difficult mining and geological conditions. The principle of operation of the equipment is that drilling is carried out by submersible hammers with a special rock-destruction tool, which, due to the original design, provides a drilling diameter greater in relation to the diameter of the casing. After the completion of the drilling, the rock cutting tool changes its overall dimensions to the inner diameter of the casing and can be easily removed from the well.

At the stage of construction of a well in the near-surface zone along soils and weak rock, the technology of simultaneous casing can be realized without the use of drilling equipment. The essence of the solution is to dive into the casing array with the help of blows of a pneumatic hammer. The method of vibro-shock immersion can clog a pipe with a diameter of 102 to 3600 mm for a length of up to 122 m. The pipe material is usually limited by steel because of the considerable forces transferred to the pipe during the process of its immersion. This technology is applicable in a wide range of rocks: from sand, silt and plastic clay to weathered rocks, marls and shales.

Keywords: well, degassing, drilling, chisel, portion cleaning, simultaneous casing.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-364-372

AUTHORS

Kondratenko A.S., Shakhtorin I.O., Chinakal Institute of Mining SB RAS, E-Mail: Scorpion22@bk.ru, Krasny prospect, 54, Novosibirsk, Russia.

REFERENCES

1. Lekoncev Yu. M., Sazhin P.V., Temiryayeva O.A., Horeshok A.A., Ushakov S. Yu. *Issledovanie rezhimov raboty uravnoveshennogo germetizatora* [Research of operation modes of a balanced]. FTPRPI. 2013. no 5. pp. 91–98.
2. Patutin A.V., Timonin V.V., Kondratenko A.S., Rybalkin L.A. *Kompleksnyye issledovaniya ugol'nykh plastov v glubokikh skvazhinah* [Comprehensive study of coal seams in deep wells]. FPGN. 2014. no 1. pp. 23–26.
3. Mamet'ev L.E., Horeshok A.A., Cekhin A.M., Borisov A. Yu. *Povyshenie effektivnosti bureniya degazacionnykh skvazhin i transportirovaniya razrushennogo uglia* [Improving the efficiency of drilling degasification wells and transportation of coal destroyed]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2018. no 1. pp. 106–112.
4. Shahtorin I.O. *Opredelenie parametrov pogruzhnogo pnevmoudarnika* [Determination of parameters of submersible air hammer]. Interrekspo Geo-Sibir'. 2017. no 2. pp. 199–204.
5. Shahtorin I.O. *Dovodka mashin udarnogo dejstviya pri pomoshchi sovremennogo programmnoho obespecheniya* [Lapping acting machines percussion with the help of modern software]. FPGN. 2017. no 1. pp. 72–77.
6. Repin A.A., Alekseev S.E. *Sozdanie pnevmoudarnikov dlya raboty na povyshennom davlenii energonositel'ya* [Creation of the air-hammers for the increased pressure of the energy carrier]. Fundamental'nye problemy formirovaniya tekhnogennoj geosredy. 2010. pp. 324–329.
7. Petreev, A.M., Primychkin A. Yu. *Rabota kol'cevogo uprugogo klapana v pnevmoudarnom privode* [Work annular elastic valve in the air percussion drive]. FTPRPI. 2016. no 1. pp. 132–145.
8. Primychkin A. Yu. *Model' kol'cevogo uprugogo klapana kak sostavnaya chast' modeli pnevmoudarnoy mashiny* [Model of an annular elastic valve as an integral part of the model of pneumatic percussion machines]. FPGN. 2017. no 1. pp. 39–44.
9. Chervov V.V., Kondratenko A.S. *Issledovanie rezhimov raboty uravnoveshennogo germetizatora* [Investigation of the modes of operation of the balanced sealer]. Mekhanizatsiya stroitel'stva. 2006. no 1. pp. 8–12.
10. Schrank, J.S., Havekost, M.D., Njoloma, S.M. *Pipe ramming under three active railroad lines in difficult soil conditions, International no-dig show 2009*, The North American Society (NASTT) and the International Society for Trenchless Technology (ISTT), Toronto, Canada, 2009, Paper F-2–05, pp. 1–10.
11. Gileta V.P., Vanag Yu. V., Tishchenko I.V. *Povyshenie effektivnosti prohodki skvazhin metodom vibroudarnogo prodavlivaniya* [improving the efficiency of hole drilling method of vibro pressing]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2016. no 6. pp. 82–89.
12. Kondratenko A.S., Smolentsev A.S., Timonin V.V., Primychkin A. Yu. *The perspective of batch-wise removal of soil plug from pipes during trenchless installation*, IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science, 2018, doi :10.1088/1755–1315/134/1/012029.
13. Danilov B.B., Kondratenko A.S., Smolyanickij B.N. *Sovershenstvovanie tekhnologii prohodki skvazhin v grunte metodom prodavlivaniya* [Improving the technology of drilling wells in the soil by the method of forcing]. FTPRPI. 2017. no 3. pp. 57–64.
14. Anderson W.K., Thomas J.L., van Leer B. *Comparison of Finite Volume Flux Vector Splittings for the Euler Equations*. AIAA J. 1986. Vol 24, No9. P. 1453–1460.
15. Möller M., Charypar D., Gross M. *Particle-based fluid simulation for interactive applications*. Proceedings of the 2003 ACM SIGGRAPH. Eurographics symposium on Computer animation. Aire-la-Ville, 2003. R. 154–159
16. Monaghan J.J. Smoothed particle hydrodynamics / Annual Review of Astronomy and Astrophysics. Clayton, 1992. R. 543–574.
17. Weiss J.M., Maruszewski J.P., Smith W.A. *Implicit Solution of Preconditioned Navier-Stokes Equations Using Algebraic Multigrid* // AIAA J. 1999. Vol 37, No. 1. P. 29–36.

ГИДРОМЕХАНИЧЕСКАЯ СИСТЕМА ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ СИЛОВЫХ ИМПУЛЬСОВ В БУРИЛЬНОЙ КОЛОННЕ

Рассмотрена гидромеханическая система для формирования ударных импульсов, которая применяется при бурении скважин малого диаметра. В статье проведен анализ существующих и применяемых в настоящее время буровых машин ударного и вращательно-ударного способа разрушения горной породы. При сравнении также учитывались буровые машины зарубежного производства. На основании проведенного обзора предложена принципиальная схема гидромеханической системы, в которой формирование силовых импульсов происходит с помощью замкнутой гидравлической системы. Основным преимуществом является возможность передачи силовых импульсов по буровой колонне с внешним (вне скважины) расположением ударного узла. В работе описан порядок работы механизма, а также процесс формирования импульсов. Представлены результаты лабораторного эксперимента, подтверждающие эффективность применения данной системы. На основании полученных результатов приведены выводы, описывающие преимущества гидромеханической системы для формирования силовых импульсов.

Ключевые слова: гидроимпульсный механизм, гидропульсатор, ударно-вращательное бурение, импульс, гидроударник, вынужденные колебания, динамические нагрузки.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-373-380

В настоящее время бурение скважин в крепких горных породах осуществляется с помощью ударных механизмов, которые в силу значительных реактивных ударных нагрузок имеют относительно малую долговечность. Кроме этого они имеют ограничения по скорости соударения поршня с инструментом. Также ограничения по энергии удара при заданных массо-габаритных параметрах механизма. В связи с этим поиск альтернативных схем и конструкций бурильных механизмов, позволяющих создавать на забое усилия, достаточные для разрушения породы без использования удара, является интересной и актуальной задачей.

Перспективным направлением является создание безбойковой гидроимпульсной системы, передающей импульс силы на буровую

штангу для разрушения массива горных пород посредством рабочей жидкости, обеспечивая тем самым увеличение длительности воздействия ударного импульса на рабочий инструмент, снижение шумовых характеристик и исключение соударяющихся элементов в самой системе.

Обзор и анализ исследований в области создания ударных буровых машин показал, что многими научными коллективами достаточно хорошо разработаны теоретические основы проектирования пневматических ударных механизмов. Эти разработки в значительной степени способствовали созданию и совершенствованию конструкций ударных машин. Но, к сожалению, пневматические ударные механизмы имеют низкий к.п.д., поэтому везде, где есть возможности, стремятся заменить их на электрические или гидравлические [2, 4].

Электроударные машины имеют ограниченную область применения, что связано с резким повышением нагрева их элементов (силовых электромагнитных катушек) при увеличении мощности [7]. Данная проблема, а, следовательно, и проблема создания электроударных машин заданной мощности решена частично. В ЭМП применена незамкнутая система водяного охлаждения рабочих обмоток с помощью полых полюсных и промежуточных радиаторов. На наш взгляд, разработанная система охлаждения ЭМП является сложной и небезопасной в эксплуатации.

В настоящее время на смену буровым агрегатам ударно-вращательного действия, в которых используется энергия сжатого воздуха, приходят современные агрегаты с гидравлическим приводом [9]. Такие буровые агрегаты лишены недостатков, присущих образцам с пневматическим приводом:

- в качестве энергоносителя используется поток жидкости под давлением от 10 до 20 МПа;

- обеспечивается значительная ударная мощность, подводимая к гидравлической буровой машине, а, следовательно, повышенная энергия удара от 500 до 1000 Дж при частоте ударов от 25 до 200 Гц [9];

- высокий к.п.д., что позволяет почти в 3 раза повысить производительность бурения крепких горных пород [9].

Практическое применение в настоящее время показывает, что, несмотря на свою перспективность, гидроударные механизмы для буровых агрегатов сложны в изготовлении и не находят широкого применения. Незначительное применение их на практике можно объяснить рядом причин, недостаточной изученностью вопросов, связанных с динамическими процессами в гидравлических ударных механизмах, необходимостью применения современного прецизионного оборудования при производстве, кроме того, нет четкого представления о рациональных режимах движения бойка, оптимальных параметрах ударных механизмов и их приводов [7, 12].

Достаточно совершенные зарубежные гидравлические перфораторы обладают рядом преимуществ – экономичностью, благодаря относительно высокому к.п.д. 40–60 %, компактностью, обусловленной более высоким рабочим давлением в сравнении с пневматическими буровыми агрегатами, меньшим уровнем шума и вибрации [9].

Применяемые за рубежом гидроударники имеют достаточную мощность, однако, при этом требуют поддержания постоянного расхода и высокого давления в трубопроводе. При этом неизбежны существенные динамические потери энергии, вызванные возвратно-поступательным движением бойка, а также потери на трение жидкости при ее движении по РВД, последние составляют примерно 10 % от инерционных потерь [3, 5].

Указанные потери энергии исключены в оригинальном безбойковом гидравлическом механизме, в котором импульсы сил формируются в замкнутом контуре с нелинейной характеристикой упругого элемента (РВД), практически без перетекания в нем жидкости. При этом вынужденные колебания давления жидкости создаются в замкнутом объеме плунжерного механизма. Учитывая высокие энергетические показатели и к.п.д. безбойкового гидравлического механизма по сравнению с другими типами механизмов для генерирования силовых импульсных воздействий, следует ожидать широкое использование их вместо существующих механизмов ударного действия в самых различных областях деятельности человека.

Разработанный безбойковый гидравлический механизм может применяться вместо ударных механизмов буровых агрегатов ударно-вращательного действия, кроме того, как источник направленных высокоэнергетических упругих колебаний для буровых агрегатов вращательного действия [1].

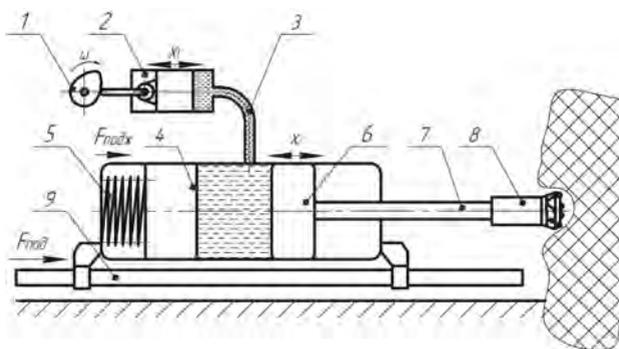


Рис. 1. Структурная схема гидромеханической системы: 1 – Кулачковый механизм; 2 – Плунжер; 3 – Рукав высокого давления; 4 – Инерционная масса; 5 – Цилиндрическая пружина сжатия; 6 – Поршень; 7 – Штанга; 8 – Буровая коронка

Принципиальная схема безбойкового гидравлического механизма представлена на рис. 1. Принцип работы гидромеханической системы приведенной на рис. 1, заключается в следующем: генератор импульсов давления включает гидравлически связанные пульсатор с приводом, РВД и гидравлический цилиндр с поршнем. В свою очередь, пульсатор предвывает гидравлическим цилиндром с перемещающимся в нем плунжером, РВД – полым упругим элементом с упругой нелинейной характеристикой, заполненным рабочей жидкостью и зажатым посредством цилиндрической пружины сжатия между инерционной массой и днищем цилиндра. При этом поршень гидравлического цилиндра опирается о хвостовик буровой колонны [6]. Гидравлический пульсатор создает вынужденные колебания системы, представленные по некоторому гармоническому закону, в данном случае синусоидальные [10].

Предлагаемая гидромеханическая система включает две колебательные системы:

- вынужденные гармонические колебания давления жидкости, создаваемые генератором колебаний. При этом периодические перемещения плунжера вытесняют в замкнутый объем жидкость, создавая в нем импульс давления;

- обычный классический колебательный контур «масса на пружине».

В работе [1] рассмотрена модель гидроимпульсного силового механизма буровых машин с одной колебательной системой, в которой силовые импульсы формируются только за счет изменения давления жидкости без участия инерционной массы. По результатам проведенного эксперимента можно сделать вывод о значительном преимуществе гидромеханической системы с двумя колебательными контурами, так как амплитуда в данном случае многократно больше чем у гидроимпульсного механизма с одним колебательным контуром.

Ниже приведены результаты, полученные в ходе лабораторного эксперимента на специально созданном стенде для исследования гидромеханической системы [2].

По результатам исследования можно сделать вывод, что минимальная длительность импульса давления $5с$, что значительно выше показателей существующих ударных машин. Сформированный импульс обладает энергией 130 Дж при максимальном значении силы 40 кН. Данный механизм обладает большим количеством варьируемых параметров, при этом конструктивные особенности механизма остаются в прежнем виде [2, 4, 5, 11].

В работе [8] представлены результаты математического моделирования гидродинамической системы, результаты которого также подтверждают эффективность работы данного механизма.

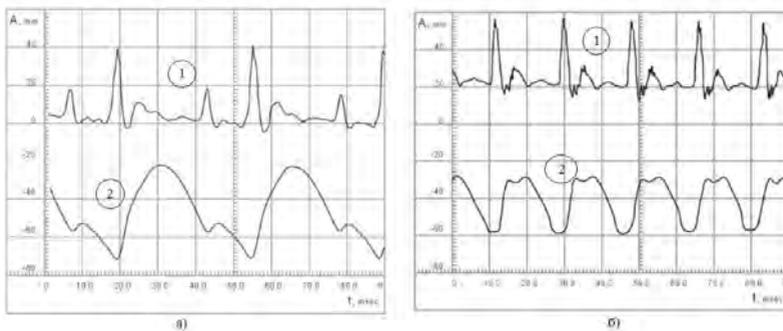


Рис. 2. Осциллограммы полученные в результате эксперимента: а) Частота вынужденных колебаний 25 Гц; б) Частота вынужденных колебаний 50 Гц; 1 – Силовой импульс в бурильной колонне; 2 – Перемещение активной массы гидромеханической системы

Выводы

Рассмотренная конструкция гидромеханической системы для формирования импульсов силы в бурильной колонне является перспективной разработкой. Отсутствие бойка, насосной маслостанции с напорным и сливным трубопроводами упрощает технологическую схему бурового агрегата, значительно повышает коэффициент полезного действия в сравнении со всеми современными гидравлическими машинами ударного действия. Формируемые в замкнутом объеме импульсы давления через поршень в гидравлическом цилиндре передаются в виде продольной упругой волны деформации хвостовику с бурильной колонной. Сформированная таким образом волна деформации со скоростью звука распространяется в материале бурильных труб к буровой коронке, которая достаточно мощными импульсами силы разрушает горную породу на забое скважины, обеспечивая эффективный режим ударно-вращательного бурения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пашков Е.Н., Зиякаев Г.Р., Новосельцева М.В. Анализ эффективности гидроимпульсного механизма бурильных машин // Молодой ученый (научный журнал). – 2015. – №10. – С.282-287.
2. Шадрин А.В. Теоретические и экспериментальные исследования волновых процессов в колонне труб при бурении скважин малого диаметра из подземных горных выработок: Дис. док. техн. наук. –Томск: Национально исследовательский Томский политехнический университет, 2014. – 272 с.
3. Новосельцева М.В. Обоснование параметров гидроимпульсного механизма для бурильных установок: Автореф. канд. техн. наук – Томск: Национально исследовательский Томский политехнический университет, 2017. – 21 с.

4. Саруев Л.А. Исследования распространения упругих волн в колоннебуровых штанг при ударно-вращательном бурении скважин в лабораторных условиях / Л.А. Саруев, А.В. Шадрина // Вестник Российской академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. – Кемерово, 2009. – С. 27 – 31.

5. Саруев Л.А. Распространение силовых импульсов по буровым штангам постоянного сечения / Л.А. Саруев, А.В. Шадрина // Динамика и прочность горных машин: Сборник трудов II международной конференции. – Новосибирск, 2003. – С. 64 – 69.

6. Саруев Л.А. Экспериментальная оценка напряжений в ниппельных соединениях бурильных труб при вращательно-ударном нагружении / Л.А. Саруев, А.В. Шадрина, А.Л. Саруев // Известия Томского политехнического университета; Томский политехнический университет. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – Т.317 – № 2. – С. 78–83.

7. Жуков И.А. К разработке безлезвийного бурового инструмента для разрушения горных пород высокой крепости / И.А. Жуков // Горное оборудование и электромеханика. – М.: Новые технологии, 2011. – №6. – С. 39-41.

8. Пашков Е.Н., Саруев Л.А., Зиякаев Г.Р. Математическое моделирование гидроимпульсного механизма бурильных машин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 5.– с. 26-31.

9. Bench and production drilling // Atlas Copco. 2013. URL: <http://www.rockmine-td.ru/assets/files/konusnyj-burovoj/KBI-AC-2.pdf> (дата обращения 02.09.2018).

10. Keskinen E., Karvinen T., Montonen J., Heinonen M. Dynamics of stress wavep during percussive drilling process. In: Proceedings of 13 th World Congress in Mechanism and Machine Science. Guanajuato 2011, 1–5.

11. Lundberg B., Okrouhlik M. Efficiency of a percussive rock drilling process with consideration of wave energy radiation into the rock. International Journal of Impact Engineering 2006; 32(10):1573–1583.

12. Shadrina A. Exploration and determination of the principles of rotary percussive underground slim hole drilling / A. Shadrina, L. Saruev // International Journal of Mining Science and Technology, 2014; 24(2): 245–249. **ГИАБ**

КОТОРКО ОБ АВТОРАХ

Мельнов Кирилл — аспирант инженерной школы природных ресурсов Национально исследовательский Томский политехнический университет, E-mail: kvm11@tpu.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 373–380.

Melnov K.

Hydromechanical system for formation of power pulses in the drilling column

In work the hydromechanical system for the formation of shock impulses which is applied at well-drilling of small diameter is considered. The article analyzes the existing and used drilling machines impact and rotational-shock method of rock destruction. The comparison also took into account drilling machines of foreign production. Based on the survey, a schematic diagram of a hydromechanical system is proposed in which the formation of force pulses occurs with the help of a closed hydraulic system. The main advantage is the possibility of transferring power pulses along the drill string to the external (outside the well) location of the impact unit. The work describes the order of operation of the mechanism, as well as the process of forming pulses. The results of a laboratory experiment confirming the effectiveness of the application of this system are presented. Based on the results obtained, conclusions are given describing the advantages of a hydromechanical system for forming power pulses.

Keywords: hydroimpulse mechanism, hydropulsator, percussive-rotary drilling, pulse, hydraulic hammer, forced oscillations, dynamic loads.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-373-380

AUTHORS

Melnov Kirill, postgraduate School of Earth Sciences & Engineering National Research Tomsk Polytechnic University, E-mail: kvm11@tpu.ru.

REFERENCES

1. Pashkov E.N., Ziyakaev G.R., Novosel'ceva M.V. *Analiz effektivnosti gidroimpul'snogo mekhanizma buril'nyh mashin* [analysis of the efficiency of the hydraulic impulse mechanism of drill machines]. *Molodoj uchenyj (nauchnyj zhurnal)*. 2015. no 10. pp. 282–287.
2. Shadrina A.V. *Teoreticheskie i eksperimental'nye issledovaniya volnovykh processov v kolonne trub pri burenii skvazhin malogo diametra iz podzemnyh gornyh vyrabotok* [Theoretical and experimental studies of wave processes in a column of pipes in the drilling of wells of small diameter of underground mining]: Dis. dok. tekhn. nauk. Tomsk: Nacional'no issledovatel'skij Tomskij politekhnicheskij universitet, 2014. 272 p.
3. Novosel'ceva M.V. *Obosnovanie parametrov gidroimpul'snogo mekhanizma dlya buril'nyh ustanovok* [Justification of the parameters hydro-pulse mechanism for well drilling machines]: Avtoref. kand. tekhn. nauk Tomsk: Nacional'no issledovatel'skij Tomskij politekhnicheskij universitet, 2017. 21 p.
4. Saruev L.A., Shadrina A.V. *Issledovaniya rasprostraneniya uprugih voln v kolonneburovyh shtang pri udarno-vrashchatel'nom burenii skvazhin v laboratornyh usloviyah* [Research of distribution of elastic waves in kalandarovich rods at the percussive-rotary drilling of wells in the laboratory]. *Vestnik Rossijskoj akademii estestvennyh nauk. Zapadno-Sibirskoe otdelenie. Kemerovo*, 2009. pp. 27–31.
5. Saruev L.A., Shadrina A.V. *Rasprostranenie silovyh impul'sov po burovyh shtangam postoyannogo secheniya* [Distribution of power pulses via the drill rod of constant cross section]. *Dinamika i prochnost' gornyh mashin: Sbornik trudov II mezhdunarodnoj konferencii. Novosibirsk*, 2003. pp. 64–69.
6. Saruev L.A., Shadrina A.V., Saruev A.L. *Eksperimental'naya ocenka napryazhenij v nippel'nyh soedineniyah buril'nyh trub pri vrashchatel'no-udarnom nagruzenii* [Experimental evaluation of stresses in the nipple-tion joints of drill pipes during rotary-percussion loading]. *Izvestiya Tomskogo politekhnicheskogo universiteta; Tomskij politekhnicheskij universitet. Tomsk: Izd-vo Tomskogopolitekhnicheskogo universiteta*, 2010. T. 317 no 2. pp. 78–83.
7. Zhukov I.A. *K razrabotke bezlezhivnogo burovogo instrumenta dlya razrusheniya gornyh porod vysokoj kreposti* [The development of bestvina drilling tool for destruction of rocks high fortress]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. Moscow: Novye tekhnologii*, 2011. no 6. pp. 39–41.

8. Pashkov E.N., Saruev L.A., Ziyakaev G.R. *Matematicheskoe modelirovanie gidroimpul'snogo mekhanizma buril'nyh mashin* [Mathematical modeling of the hydro-pulse mechanism of drill machines]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. 2011. no 5. pp. 26–31.

9. *Bench and production drilling*. Atlas Copco. 2013. URL: <http://www.rockmine-td.ru/assets/files/konusnyj-burovoj/KBI-AC-2.pdf> (data obrashcheniya 02.09.2018).

10. Keskinen E., Karvinen T., Montonen J., Heinonen M. *Dynamics of stress wavep during percussive drilling process*. In: Proceedings of 13 th World Congress in Mechanism and Machine Science. Guanajuato 2011, 1–5.

11. Lundberg B., Okrouhlik M. *Efficiency of a percussive rock drilling process with consideration of wave energy radiation into the rock*. International Journal of Impact Engineering 2006; 32(10):1573–1583.

12. Shadrina A., Saruev L. *Exploration and determination of the principles of rotary percussive underground slim hole drilling*. International Journal of Mining Science and Technology, 2014; 24(2): 245–249.



ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ ВЫЯВЛЕНИЯ ДЕФЕКТОВ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ В ОПОРНЫХ УЗЛАХ ГОРНЫХ МАШИН

Рассмотрен подход к распознаванию дефектов подшипников качения, используемых в различных узлах и агрегатах горных машин и оборудования на основе вейвлет преобразования виброакустических сигналов, генерируемых различными дефектами, возникающих в опорных элементах приводных, преобразующих и исполнительных механизмов горношахтного оборудования. Приведена классификация существующих методов диагностики технического состояния подшипников качения. Рассмотрены достоинства и недостатки этих методов. Ключевые слова: вибрация, вибродиагностика, дефект, подшипник качения, горная машина, редуктор, вейвлет преобразование.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-381-386

Целью работы является разработка программного комплекса и алгоритма интерпретации случайного процесса вибрации на базе общей математической модели при диагностике состояния подшипников качения горной машины.

Идея работы заключается в получении информации о структуре и параметрах случайных процессов вибрации на основе их частотно – временном представлении.

Адаптировать метод вейвлет-преобразования для анализа импульсных составляющих процессов вибрации.

Разработка программного комплекса на основе вейвлет-преобразования для оценки технического состояния подшипникового узла горной машины

Высокая информативность и относительная простота измерения параметров вибрации определили широкое распространение методов вибродиагностики в машиностроении [1, 2, 3, 4].

Одной из основных характеристик технического состояния динамического оборудования и смежных конструкций является интенсивность и структура вибрационных процессов. Функциональные особенности приводов горных машин создают условия для развития локальных дефектов, порождающие импульсные процессы во взаимодействиях кинематических пар узлов и деталей.

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 381–386.

© Б.Л. Герике, А.А. Мокрушев, 2018.

Существуют следующие виды повреждений подшипников – первичные и вторичные [3, 4, 5].

<p>Первичные повреждения: Износ Вмятины Задиры Поверхностные разрушения Коррозия Последствия прохождения электрического тока</p>	<p>Вторичные повреждения: Усталостные раковины Трещины</p>
--	--

Практические дефекты создают серии импульсов, которые имеют малоамплитудный широкополосный спектр и зачастую принимаются за шум.

Известно, что подобные дефекты развиваются лавинообразно и приводят к непредвиденным остановкам оборудования, поэтому их диагностика требует получения информации о дефекте на ранних этапах его развития [5, 6, 7]. Существующие способы диагностики состояния подшипников качения в основном базируются на анализе Фурье-спектра, такой подход достаточно эффективен, т.к. спектр, представляя усредненные за период частотные характеристики, скрывает дефекты.

Наиболее эффективен метод прямого спектра, метод базируется на анализе спектра вибрации – выявлении периодичности (частоты) появления амплитудных всплесков (рис. 1) и по частотному составу спектра можно идентифицировать возникновение и развитие дефектов подшипника. Каждому дефекту на элементах подшипника соответствуют свои частоты, которые зависят от кинематики подшипника и скорости его вращения.

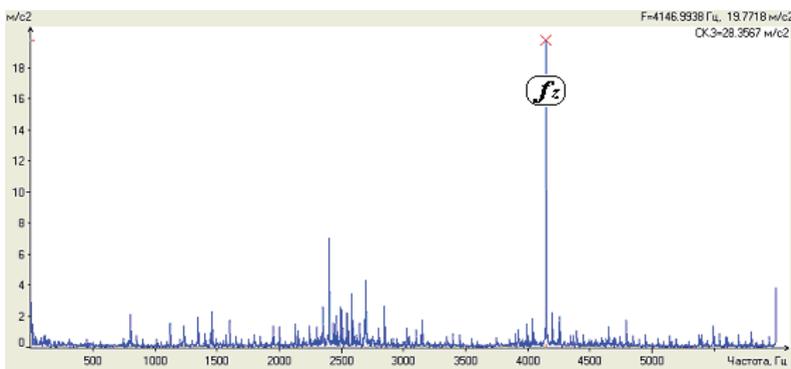


Рис. 1. Спектр вибрационного сигнала

Достоинства метода:

Высокая помехозащищённость.

Возможна оценка состояния элементов подшипника, поскольку они генерируют разные частотные ряды в спектре.

Недостатки метода:

Метод малочувствителен к зарождающимся и слабым дефектам в связи с тем, что подшипники в большинстве случаев являются маломощными источниками вибрации.

Параметры ударных импульсов определяются степенью развития и локализации дефекта поэтому, могут служить его достоверными диагностическими признаками [6, 7].

В 70-х годах 20-го века появились, так называемые, вейвлет-методы (методы всплесков) [7-9].

На вейвлет-функцию накладываются два ограничения:

она должна быть достаточно локализована (обращаться в ноль при удалении от начала координат);

интеграл от функции на $(-\infty; +\infty)$ должен быть равен нулю [8, 9, 10].

Само вейвлет-преобразование выглядит следующим образом:

$$W_{\Psi} f(a, b) = \frac{1}{\sqrt{C_{\Psi}}} \int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sqrt{|a|}} \Psi\left(\frac{b-x}{a}\right) f(x) dx, \quad (1)$$

где Ψ – вейвлет функция, α – масштаб, b – сдвиг.

Нормирующий коэффициент равен

$$C_{\Psi} = 2\pi \int_{-\infty}^{\infty} \frac{|\Psi(\omega)|^2}{|\omega|} d\omega < \infty, \quad (2)$$

где $\Psi(\omega)$ – Фурье образ вейвлета Ψ .

По своей сути вейвлет-преобразование является представлением сигнала в виде одинаковых по форме коротких «всплесков», которые можно сдвигать и растягивать по временной оси (рис. 2). В этом и заключается принципиальное отличие от бесконечных волн преобразования Фурье [11, 12].

Следовательно, задача разработки программного комплекса для оценки технического состояния подшипниковых узлов, на базе метода прямого спектра и вейвлет-преобразования является актуальной при диагностике состояния подшипников качения.

Для работы с программным комплексом необходимо ввести исходные значения, параметры подшипника (рис. 3). Далее можно производить вычисления.

С использованием программного комплекса, появляется возможность в достаточной мере точно оценить исследуемую неисправность подшипникового узла, прогнозировать остаточный ресурс узла или агрегата, предупреждать возникновения аварийных отказов.

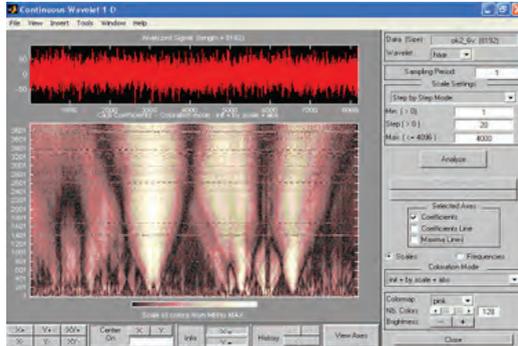


Рис. 2. Вейвлет-преобразование Хаара спектра вибросигнала, представленного на рис. 1

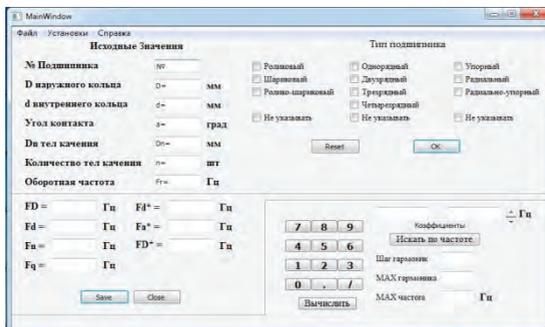


Рис. 3. Интерфейс программы

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Герике Б.Л., Хорешок А.А., Дрозденко Ю.В. Обеспечение качества выпускаемой продукции заводов горного машиностроения.// Вестник КузГТУ. № 5, 2016. – С. 33 – 40.
2. Предложения по внедрению на предприятии концепции технического обслуживания и ремонта горнотранспортной техники и оборудования./ И.М. Щадов, В.Ю. Коныхов, А.В. Чemezov, Т.С. Беляевская// ГИАБ – № 12. – 2015. – С. 134-143.
3. Диагностика неполадок подшипников./ NSK Motion & Control, 2009. – 42 р.
4. Кузин Е.Г., Герике Б.Л. Диагностика технического состояния редукторов шахтных ленточных конвейеров.// ГИАБ – № 8. – 2017. – С. 47-55.
5. Kelly, S. *Graham. Advanced vibration analysis.* 2013. – 637 p. – (Dekker mechanical engineering).
6. Травин А.А. Контроль вибрации машин при производстве.// ГИАБ – № 6. – 2017. – С. 172-176.

7. Wen, C.; Dong, L.; Jin, X. Feature Extraction of Bearing Vibration Signals Using Second Generation Wavelet and Spline-Based Local Mean Decomposition, *Journal of Shanghai Jiaotong University (Science)*, vol. 20, no. 1, pp. 56-60, (2015).

8. Астафьева Н.М. Вейвлет-анализ: основы теории и примеры применения. // *Успехи физических наук*, 1996, т.166, № 11. – С. 1145-1170.

9. Витязев В.В. Вейвлет-анализ временных рядов: Учеб. пособие. - СПб.: Изд-во С.-Петербур. ун-та, 2001. – 58 с.

10. Герики Б.Л., Клишин В.И., Герики П.Б., Мокрушев А.А. Интеллектуальное обслуживание редукторов горных машин// *Статья Journal Of Mining and Geotechnical Engineering*. 2018. NO.1.

11. Герики Б.Л., Дрозденко Ю.В., Герики П.Б., Кузин Е.Г., Мокрушев А.А. Распознавание дефектов подшипников качения в редукторах горных машин по параметрам вибрационного сигнала.// *Горное оборудование и электромеханика*. № 5, 2017. – С. 43 – 48.

12. Клишин В.И., Писаренко М.В. Научное обеспечение инновационного развития угольной отрасли.// *Уголь*, № 9. – 2014. – С. 42-46. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Герики Б.Л. — доктор технических наук, профессор

Мокрушев А.А. — аспирант,

Федеральный исследовательский центр угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Россия, 650065.

ISSN 0236–1493. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 381–386.

Gerike B.L., Mokrushev A.A.

Software package for defect detection rolling bearings in the bearing nodes of mining machinery

The article describes the approach to the recognition of defects in rolling bearings used in various components and assemblies of mining machines and equipment based on vibroacoustic wavelet transform signals generated by various defects that arise in the support elements of drive, conversion and executive mechanisms of mining equipment. A classification of existing diagnostic methods technical condition of rolling bearings. Advantages and disadvantages of these methods are considered.

Key words: vibration, vibrodiagnostics, defect, rolling bearing, mining machine, reducer, wavelet transformation.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-381-386

AUTHORS

Gerike B.L., Doctor of Technical Sciences, Professor,

Mokrushev A.A., postgraduate,

The Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Institute of Coal Kemerovo, Russia.

REFERENCES

1. Gerike B.L., Horeshok A.A., Drozdenko Yu.V. *Obespechenie kachestva vypuskaemoy produkcii zavodov gornogo mashinostroeniya* [Ensuring the quality of products plants for the mining industry]. Vestnik KuzGTU. no 5, 2016. pp. 33–40.
2. Shchadov I.M., Konyuhov V.Yu., Chemezov A.V., Belyaevskaya T.S. *Predlozheniya po vnedreniyu na predpriyatii koncepcii tekhnicheskogo obsluzhivaniya i remonta gornotransportnoj tekhniki i oborudovaniya* [Proposals for the implementation of the concept of maintenance and repair of mining equipment and equipment at the enterprise]. GIAB. no 12. 2015. pp. 134–143.
3. *Diagnostika nepoladok podshipnikov* [Diagnosis of bearing problems]. NSK Motion & Control, 2009. 42 p.
4. Kuzin E.G., Gerike B.L. *Diagnostika tekhnicheskogo sostoyaniya reduktorov shahtnykh lentochnykh konvejerov* [Diagnostics of technical condition of the gearboxes of the mine belt conveyors]. GIAB no 8. 2017. pp. 47–55.
5. Kelly, S. Graham. *Advanced vibration analysis*. 2013. 637 p. (Dekker mechanical engineering).
6. Travin A.A. *Kontrol' vibracii mashin pri proizvodstve* [Control of vibration of machines in production]. GIAB no 6. 2017. pp. 172–176.
7. Wen, C.; Dong, L.; Jin, X. *Feature Extraction of Bearing Vibration Signals Using Second Generation Wavelet and Spline-Based Local Mean Decomposition*, Journal of Shanghai Jiaotong University (Science), vol. 20, no. 1, pp. 56–60, (2015).
8. Astaf'eva N.M. *Vejvlet-analiz: osnovy teorii i primery primeneniya* [Wavelet analysis: basic theory and application examples]. Uspekhi fizicheskikh nauk, 1996, t. 166, no 11. pp. 1145–1170.
9. Vityazev V.V. *Vejvlet-analiz vremennykh ryadov* [Wavelet analysis of time series]: Ucheb. posobie. Saint-Petersburg.: Izd-vo S.-Peterb. un-ta, 2001. 58 p.
10. Gerike B.L., Klishin V.I., Gerike P.B., Mokrushev A.A. *Intellectual'noe obsluzhivanie reduktorov gornyx mashin* [Mokrousov mining service gearboxes of mining machines]. Stat'ya Journal Of Maning and Geotechnical Engineering. 2018. no 1.
11. Gerike B.L., Drozdenko Yu.V., Gerike P.B., Kuzin E.G., Mokrushev A.A. *Raspoznavanie defektov podshipnikov kacheniya v reduktorah gornyx mashin po parametram vibracionnogo signala* [Detection of defects in rolling element bearings in gearboxes of mining machinery in the parameters of the vibration signal]. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. no 5, 2017. pp. 43–48.
12. Klishin V.I., Pisarenko M.V. *Nauchnoe obespechenie innovacionnogo razvitiya ugol'noj otrasli* [Scientific support of innovative development of the coal industry]. Ugol', no 9. 2014. pp. 42–46.



АКТУАЛЬНОСТЬ И ПЕРСПЕКТИВНОСТЬ ИЗБИРАТЕЛЬНЫХ СПОСОБОВ ОТДЕЛЕНИЯ УГЛЯ ОТ МАССИВА

Проблема повышения эффективности добычи и использования запасов углей очень многогранна. В данной работе рассматривается лишь один аспект этой проблемы: возможность повышения эффективности очистных работ при подземной добыче с освоением избирательных способов отделения угля от массива. Таким образом, целью исследований является поиск и обоснование эффективных избирательных способов отделения угля от массива исполнительными органами горных машин с меньшим переизмельчением, удельным расходом энергии и пылеобразованием.

Основными критериями качества процесса отделения угля от массива в очистном забое являются степень устойчивости работы очистного механизированного комплекса в рациональных режимах при изменении в широком диапазоне горно-геологических условий, достижение заданного гранулометрического состава, зольности добываемого угля и минимизация удельного расхода энергии. Удельный расход энергии является ключевым показателем эффективности отделения угля от массива при неизменных параметрах исполнительного органа, так как он коррелирует с гранулометрическим составом, зависит от сопротивляемости угля резанию, содержания твёрдых породных включений в угольном пласте и толщины среза.

Исследование способов отделения угля от массива проводится с позиций поиска возможностей интенсификации процесса выемки угля, снижения энергоёмкости добычи, повышения качества угля по гранулометрическому составу, а также повышения устойчивости технологического процесса и обеспечения безопасности работ при возрастающих нагрузках на забой.

Ключевые слова: уголь, очистной забой, избирательность, производительность, удельные затраты энергии, выемочный модуль, скол, трещиноватость.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-387-397

Введение

Добыча каменного угля – весьма затратное производство. Несмотря на это, интенсивность работы современных шахт не снижается. Технология подземной добычи угля применима в тех случаях, если угольный пласт залегает достаточно глубоко, поэтому она наиболее

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 387–397.

© Д.А. Задков, В.В. Габов, С.Г. Мухортиков, 2018.

затратна, однако, при этом наиболее ценные угли добываются именно подземным способом.

Снижение затрат и повышение эффективности подземной добычи угля является актуальной задачей, стоящей перед угледобывающей отраслью стран с развитой горнодобывающей промышленностью.

Повышение эффективности и тем самым снижение затрат при подземной добычи угля может быть достигнуто:

- повышением интенсивности и поддержанием стабильной угледобычи;

- снижением удельных затрат энергии на отделение полезного ископаемого от массива;

- улучшением качества угля по гранулометрическому составу и снижением зольности;

- повышением коэффициента извлечения запасов угольных месторождений за счет выемки углей из низко технологичных пластов, по границам шахтных полей, в зонах горно-геологических нарушений, в целиках, относимых в настоящее время по разным причинам к забалансовым запасам.

Теория вопроса. В настоящее время при подземной добычи угля основными выемочными машинами очистных механизированных комплексов (ОМК) являются комбайны и струговые установки [1]. В благоприятных горно-геологических условиях современная техника позволяет получить довольно высокие и стабильные результаты. Однако в сложных горно-геологических условиях интенсивность и устойчивость технологического процесса значительно снижается [2, 3]. Фактическая нагрузка на комплексно-механизированные очистные забои (КМОЗ) существенно ниже расчетной [4], т. е. потенциал, заложенный в ОМК, используется не полностью. Основной причиной является то, что структура выемочных машин жесткая и слабо адаптивная к изменяющимся горногеологическим условиям [5, 6].

Эффективность работы современных комплексов повышается с увеличением размеров выемочных участков. С применением более мощных машин и комплексов увеличиваются размеры отрабатываемых столбов и лав, тем быстрее отрабатываются кондиционные запасы угля и в тоже время увеличиваются объемы неизвлекаемых запасов.

Современные комбайны с роторными исполнительными органами разрушают угольный массив сплошным фрезерованием с поверхности серпообразными срезами со скоростями резания 2–4 м/с. Это говорит о явно неэффективном способе отделения угля от массива, который сопровождается большим выходом мелких классов угля и пылеобразованием. По оценкам исследователей [7] на образование трещин и отрыв кусков угля от массива тратится 2–3 % от подводимой к резакам энергии и 60–80 % на образование пыли крупностью до 0,1 мм. В общем балансе энергии это составляет 1,8–2,8 % от посту-

пающей к очистному комбайну. На сам процесс резания, включающий скол, трение резцов о массив, раздавливание мелких кусков и выступов, образование пыли, расходуется около 65% энергии, а непосредственно на скол элементов крупностью $d = 6...10$ мм, то есть полезный продукт, только 1...2 %. Это подтверждает весьма низкий технологический уровень процесса отделения угля от массива современными очистными комбайнами. При этом не учитывается структура разрушаемого массива.

Так как угольные пласты анизотропны, их прочностные свойства меняются в зависимости от ориентации разрушающей нагрузки относительно напластования и трещиноватости. Угольные пласты относятся к слоистым массивам с ориентированной структурой. В направлении, перпендикулярном плоскости забоя, наибольшее влияние на прочностные свойства угля оказывает отжим, особенно при трещиноватых хрупких углях и сложной структуре пласта. При конвергенции боковых пород в большей степени будут деформироваться менее прочные слои, а максимальные смещения будут испытывать более прочные слои у кровли или у почвы в зависимости от смещений кровли и почвы в зоне отжима. Обычно прочность массива поперек напластования в среднем в 1,3–1,5 раза выше, чем по напластованию.

Комплексной характеристикой состояния призабойной зоны пласта является степень ослабления и характер проявления отжима. В зависимости от горно-геологических и технологических условий отжим в КМОЗ проявляется по-разному. Так в работе [8] О. Якоби выделяет семь преобладающих форм вывалов (рис. 1, а), институт ВНИМИ – пять форм (рис. 1, б). Как форма, так и параметры вывалов меняются в зависимости от конкретных горно-геологических и технологических условий. В условиях шахт Печорского бассейна встречаются и другие формы вывалов угля в КМОЗ. Например, по пласту «Мощный» шахта «Воргашорская – 1» отжим проявлялся в виде плит толщиной 0,2–0,3 м на всю мощность пласта (рис. 1, в).

По мощности пласта пространство корреляции физико-механических свойств однозначно определяется структурой пласта и степенью проявления отжима по мощности вблизи поверхности забоя (зоне отжима). Очень наглядно в рассматриваемом аспекте структура пласта «Мощный» Воркутского месторождения (рис.2), в котором можно выделить 23 слоя с различной прочностью угольных пачек на одноосное сжатие от 4 МПа до 12,5 МПа и мощностью слоя от 3...5 см до 85 см [9].

При конвергенции боковых пород в большей степени деформируются менее прочные слои, а максимальные смещения будут испытывать слои у кровли и, может быть, у почвы в зависимости от смещений кровли и почвы в зоне отжима.

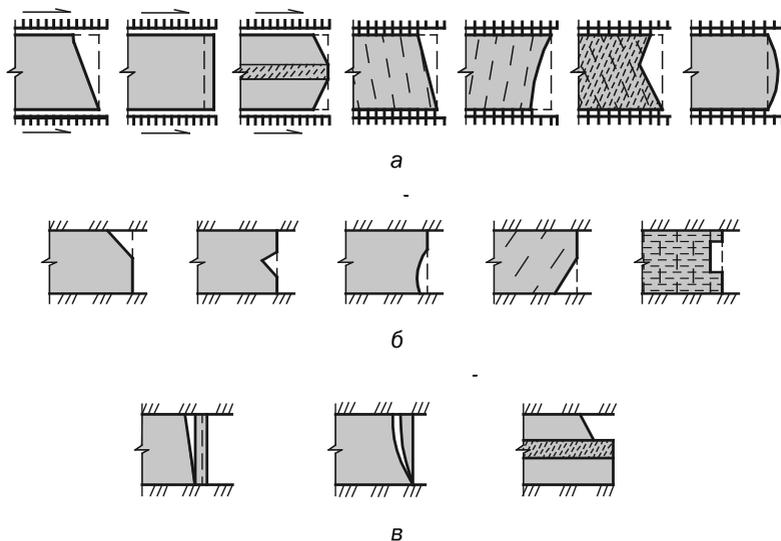


Рис. 1. Формы вывалов: а – по данным О. Якоби; б – по классификации ВНИИМ; в – другие формы вывалов, встречающиеся на шахтах Печорского бассейна

Появляется возможность эффективного использования зон ослабления трещиновато-слоистого массива в краевой напряженно-деформированной части пласта путем выбора места опережающего «подрезного» среза и последовательности осуществления последующих срезов. Таким образом, можно формировать наиболее целесообразный характер энергообмена в призабойной зоне пласта для ослабления неразрушенной его части в пределах зоны обработки и предупреждения выхода негабаритов из груди забоя и вывалов из кровли.

В рассматриваемом забое (рис. 2), без явных признаков вывалообразования, снижение энергоемкости можно достичь установлением очередности срезов с толщиной не менее 100 мм [9] сначала в зоне наименее прочных слоев ($\sigma_{сж} = 1,0...6,1$ МПа) и наиболее ослабленных отжимом (зона 1) и далее последовательно в зонах 2, 3, 4, 5 и 6 (рис. 2). Зона 7 у кровли пласта может самообрушиться, скалываться активными козырьками крепи или разрушаться исполнительным органом в порядке, определяемом по склонности этой зоны к вывалам.

Процесс возникновения и развития «генеральных» трещин в зоне «видимого» отжима пласта и, следовательно, параметры и форма вывалов зависят от совместного влияния многих факторов: слоистой структуры пласта, параметров систем трещиноватостей пласта и боковых пород, свойств пород почвы и кровли и степени связности их с пластом угля, способа управления кровлей, параметров очистного

забоя, интенсивности работ и т.д. При этом реализация значений параметров большинства из указанных факторов в каждый конкретный момент имеет случайный характер.

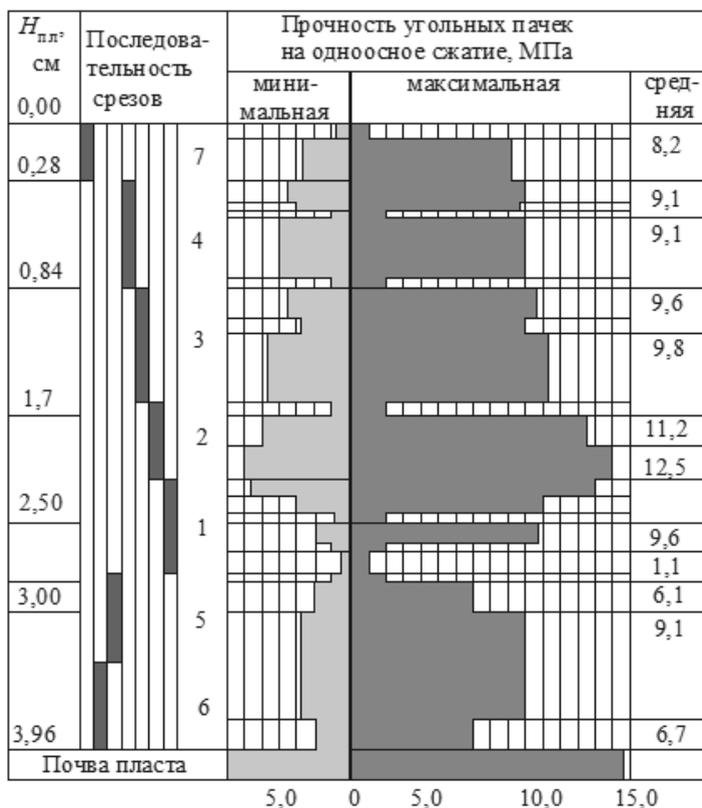


Рис. 2. Структура пласта «Мощный». Шахта «Комсомольская»

Накоплено достаточно много научных фактов, подтверждающих зонную структуру физико-механических свойств пласта по длине нарезаемых выемочных столбов, что связано с различной степенью «нарушенности» в залегании пластов, изменчивостью напряжений в пластах с глубиной их залегания и углом падения, изменениями в структуре угольных пластов и боковых пород. Однако отмечается изменчивость физико-механических свойств пластов по длине столбов и в ненарушенной протяженности пластов.

Для уменьшения энергоемкости процесса добычи угля выемочными машинами при наличии зонной структуры угольных пластов по

разрушаемости необходимо осуществлять корректировку параметров процесса добычи в соответствии с параметрами этих зон:

- устанавливать геометрические параметры локальных забоев по длине лавы;

- устанавливать параметры срезов, их последовательность по мощности пласта в соответствии с его структурой;

- корректировать способы обработки забоев с изменением параметров зон по мере подвигания забоя по длине столба;

- регулировать режимы работы выемочных машин в соответствии с изменением физико-механических свойств пластов по зонам.

Следовательно, способ отделения угля от массива должен быть избирательным по геометрическим, кинематическим и динамическим параметрам.

Обоснование избирательных способов отделения угля от массива. Все современные выемочные и проходческие комбайны и струги не обладают в полной мере свойством избирательности обработки забоя, адаптации параметров срезов и режимов резания (изменения скорости, толщины, направления среза, а также вида активных сил) к изменяющимся условиям и зонной структуре пластов по их физико-механическим свойствам.

Переход к избирательным способам отделения угля от массива может быть осуществлен при использовании очистных механизированных комплексов новых структур и возможностей, в частности, комплексов фронтальных модульного исполнения (КФМ). Выемочной машиной в КФМ являются унифицированные выемочные модули (УВМ) [10]. Они предназначены для фронтальной отработки пластов избирательными способами как длинными, так и короткими забоями, которые могут оснащаться исполнительными органами статического, динамического или комбинированного действия. Особенностью этих агрегатов является размещение УВМ на каждой секции механизированной крепи, через секцию, или на специальной базе. Такие модули могут осуществлять отделение угля от массива с толщинами среза от 80мм до 300мм. Опора на секции механизированной крепи и использование гидропривода обеспечивают устойчивость режимов работы УВМ при передаче значительных по величине сил скалывания (в случае присечки породы). При этом стопорные режимы работы не являются для них аварийными.

На основе анализа возможных фронтально-избирательных СОУМ УВМ [11] выделим два основных способа для отработки пластов с явно выраженной анизотропией прочностных свойств.

СОУМ № 1 (рис. 3, а): фронтальный с одновременной отработкой лавы локальными забоями l_L параллельными заходками с разрушением массива забоя отдельными сколами (срезами) в направлении преобладающей трещиноватости с ослаблением угольного массива

выполнения основных и вспомогательных операций за цикл работы модулей и комплекса.

При разработке УВМ в них заложены большие возможности (рис.4). При постоянной форме среза с повышением неравномерности скорости резания снижается динамика нагрузок, что приводит к повышению ресурса, гранулометрического состава, производительности, снижению удельного расхода энергии и выхода пыли. В результате – повышение количества и качества добытого продукта и снижение удельных затрат на единицу продукта. В конечном итоге обеспечивается эффективность СОУМ УВМ.

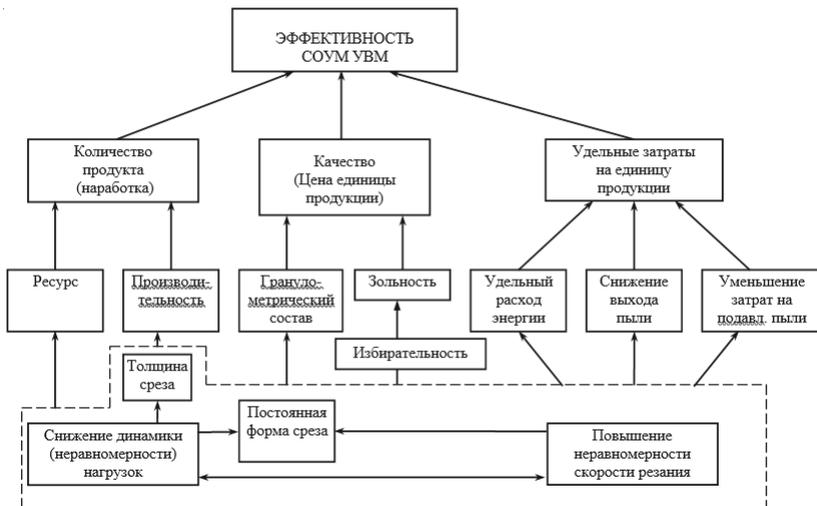


Рис. 4. Эффективность применения фронтальных модульных комплексов

Из УВМ с программным управлением могут формироваться роботизированные КФМ четырех основных направлений:

- для добычи угля с отработкой пластов длинными забоями с высокой концентрацией очистных работ;
- для камерного способа добычи полезных ископаемых;
- для отработки целиков и забалансовых запасов, которые в настоящее время являются не извлекаемыми;
- специального назначения.

Заключение.

Проведенный анализ позволяет сделать вывод, что избирательность и селективность являются основными особенностями технологии работы ОМК ближайшего будущего, способных существенно повысить эффективность подземной добычи угля.

УВМ фронтальных комплексов, осуществляющие избирательные способы отделения угля от массива, по сравнению с комбайновыми и струговыми комплексами могут обеспечить:

- избирательность по месту и последовательности во времени отделения угля от массива срезами или сколами в локальном забое в зависимости от свойств угольных и породных слоев, слагающих пласт;
- повышение качества угля по гранулометрическому составу, значительное снижение выхода мелких классов угля и пылеобразования;
- снижение удельных затрат энергии на отделение полезного ископаемого от массива;
- селективность выемки и следовательно снижение зольности;
- добычу угля с высокой интенсивностью, с отработкой столбов длинными забоями и эффективную выемку целиков – короткими забоями.
- повышение извлекаемости запасов угольных месторождений за счет отработки целиков и некондиционных запасов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Peng S.S. Longwall Mining, 2nd edition, October 2006, pp. 621.
2. Sui W., Hang Y., Ma L., Wu Z., Zhou Y., Long G., Wei L. Interactions of overburden failure zones due to multiple-seam mining using longwall caving. Bull Eng Geol Environ . 2015, 74: pp. 1019–1035 DOI: 10.1007/s10064–014–0674–9.
3. Sidorenko A.A., Sishchuk J.M., Gerasimova I.G. Underground mining of multiple coal seams: Problems and solutions // Eurasian Mining. 2016. No. 2. Pp. 11 – 15. DOI: 10.17580/em.2016.02.03.
4. Стебнев А.В., Задков Д.А., Мухортиков С.Г. Анализ режимов работы очистных механизированных комплексов в условиях шахт АО «СУЭК-Кузбасс». / под ред. Максаров В.В. // Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет, Т, 2017. С 84 - 89.
5. Jonathon C. Ralston, David C. Reid, Mark T. Dunn, David W. Hainsworth. Longwall automation: Delivering enabling technology to achieve safer and more productive underground mining // International Journal of Mining Science and Technology Volume 25, Issue 6, November 2015, pp. 865–876.
6. Клишин В.И., Ройтер М., Кисслинг У., Вессель А.О. Система математического управления крепью (САУК) как средство адаптации крепи к различным горно-геологическим условиям шахт Кузбасса / Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2014. №1 (101). С.34–39.
7. Берон А.И. Об оценке энергетического баланса процесса резания углей / А.И.Берон, Е.З.Позин // Тр. ИГД им. А.А., Скочинского. Подземная разработка угольных пластов. 1972. Вып. 93. С.10–20.
8. Якоби О. Практика управления горным движением. – М.: Недра, 1987. – 140с.
9. Габов В.В., Гусельников Л.М., Акоева И.Л. Влияние отжима на эффективность процесса отделения угля от массива: Тр. межвуз.конф. // Освоение минеральных ресурсов Севера. – Воркута, 1998. – Т.7.– №3.

10. Gabov V.V., Zadkov D.A. Energy-saving modular units for selective coal cutting. Eurasian mining , № 1, 2016, pp. 37–40.

11. Габов В.В., Тужиков В.Ф., Задков Д.А. Классификация способов отделения угля от массива выемочными модулями // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. № 6. С. 147–149. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Задков Денис Александрович – кандидат технических наук, доцент, Санкт-Петербургский горный университет, Российская федерация, e-mail:dzadkov@yandex.ru.

Габов Виктор Васильевич – доктор технических наук, профессор, Санкт-Петербургский горный университет, Российская федерация, e-mail:gvv40@mail.ru.

Мухортиков Сергей Григорьевич – кандидат технических наук, первый заместитель главного механика, АО «СУЭК-Кузбасс», Ленинск-Кузнецкий, Российская федерация, e-mail: mukhortikovsg@suek.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.
No. 12 (special'nyj vypusk 48), pp. 387–397.

Zadkov D.A., Gabov V.V., Muxortikov S.G.

The relevance and prospects of electoral methods of separating of coal from the massif

The problem of improving the efficiency of coal production and use of coal reserves is very multifaceted. In this paper we consider only one aspect of this problem: the possibility of improving the efficiency of treatment works in underground mining with the development of selective methods of separation of coal from the massif. Thus, the aim of the research is to find and substantiate effective selective methods of coal separation from the massif by the Executive bodies of mining machines with less regrinding, specific energy consumption and dust formation.

The main criteria for the quality of the process of coal separation from the massif in the treatment face are the degree of stability of the treatment mechanized complex in rational modes with a change in a wide range of geological conditions, the achievement of a given particle size distribution, ash content of the extracted coal and the minimization of specific energy consumption. Specific energy consumption is a key indicator of the efficiency of coal separation from the array at constant parameters of the Executive body, as it correlates with the particle size distribution, depends on the resistance of coal to cutting, the content of solid rock inclusions in the coal seam and the thickness of the cut.

The study of ways to separate coal from the massif is carried out from the standpoint of finding opportunities to intensify the process of coal mining, reducing the energy intensity of production, improving the quality of coal by granulometric composition, as well as improving the stability of the process and ensuring the safety of work under increasing loads on the face.

Key words: coal, breakage face, selectivity, capacity, specific power consumption, coal cutter module, chip, fracturing.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-387-397

AUTHORS

Zadkov D.A., Candidate of Technical Sciences, Assistant Professor, Saint-Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation, e-mail: dzadkov@yandex.ru, Gabov V.V., Doctor of Technical Sciences, Professor, Saint-Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation, e-mail: gvv40@mail.ru, Muhortikov S.G., Candidate of Technical Sciences, first Deputy Chief mechanic, OJSC "SUEK-Kuzbass", Leninsk-Kuznetsky, Russian Federation, e-mail: mukhortikovsg@suek.ru.

REFERENCES

1. Peng S.S. *Longwall Mining*, 2nd edition, October 2006, pp. 621.
2. Sui W., Hang Y., Ma L., Wu Z., Zhou Y., Long G., Wei L. *Interactions of overburden failure zones due to multiple-seam mining using longwall caving*. Bull Eng Geol Environ . 2015, 74: pp. 1019–1035 DOI: 10.1007/s10064–014–0674–9.
3. Sidorenko A.A., Sishchuk J.M., Gerasimova I.G. *Underground mining of multiple coal seams: Problems and solutions*. Eurasian Mining. 2016. No. 2. Pp. 11–15. DOI: 10.17580/em.2016.02.03.
4. Stebnev A.V., Zadkov D.A., Muhortikov S.G. *Analiz rezhimov raboty ochistnyh mekhanizirovannyh kompleksov v usloviyah shaht AO «SUEHK-Kuzbass»* [Analysis of the modes of treatment mechanized complexes in the conditions of the mines of JSC «SUEK-Kuzbass»]. pod red. Maksarov V.V. Sankt-Peterburg: Sankt-Peterburgskij gornyj universitet , T , 2017. pp. 84–89.
5. Jonathon C. Ralston, David C. Reid, Mark T. Dunn, David W. Hainsworth. *Longwall automation: Delivering enabling technology to achieve safer and more productive underground mining* // International Journal of Mining Science and Technology Volume 25, Issue 6, November 2015, pp. 865–876.
6. Klishin V.I., Rojter M., Kissling U., Vessel' A.O. *Sistema matematicheskogo upravleniya krep'yu (SAUK) kak sredstvo adaptacii krep'i k razlichnym gorno-geologichesim usloviyam shaht Kuzbassa* [System of a mathematical economic management support (ACMS) as a means of adapting the shoring to different mountain-geologichesk the conditions of mines of Kuzbas]. Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. 2014. no 1 (101). pp. 34–39.
7. Beron A.I., Pozin E.Z. *Ob ocenke ehnergeticheskogo balansa processa rezaniya ugley* [On the evaluation of the energy balance of the cutting process of coal]. Tr. IGD im. A.A., Skochinskogo. Podzemnaya razrabotka ugol'nyh plastov. 1972. Vyp. 93. pp. 10–20.
8. YAkobi O. *Praktika upravleniya gornym dvizheniem* [Mining traffic management Practice]. Moscow: Nedra, 1987. 140 p.
9. Gabov V.V., Gusel'nikov L.M., Akoeva I.L. *Vliyanie otzhima na ehffektivnost' processa otdeleniya uglya ot massiva* [The influence of extraction on the efficiency of the process of separation of coal from the massif]: Tr. mezhvuz.konf. Osvoenie mineral'nyh resursov Severa. Vorkuta, 1998. T. 7. no 3.
10. Gabov V.V., Zadkov D.A. *Energy-saving modular units for selective coal cutting*. Eurasian mining , no 1, 2016, pp. 37–40.
11. Gabov V.V., Tuzhikov V.F., Zadkov D.A. *Klassifikaciya sposobov otdeleniya uglya ot massiva vyemochnymi modulyami* [Classification of methods of coal separation from the massif]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. 2003. no 6. pp. 147–149.



МЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВОССТАНОВЛЕННОЙ ДЕТАЛИ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПОСЛЕ ЭЛЕКТРОДУГОВОГО УПРОЧНЕНИЯ*

Представлены результаты металлографических исследований и измерения микротвердости восстановленной детали вращения, изготовленной из стали 40Х до и после электродугового термического упрочнения.

Ключевые слова: электродуговое термическое упрочнение, металлографические исследования, микротвердость, сжимающие и растягивающие напряжения, глубина упрочнения.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-398-405

Введение

Как известно, основными методами повышения механических свойств и создания определенной структуры восстановленных деталей горного оборудования является термическая обработка.

В настоящее время изучаются такие способы поверхностной термической обработки как плазменной дугой [1–6], обработка лазером [7,8], закалка с нагревом пламенем газокислородной горелкой [9–11].

Сущность способа поверхностной обработки плазменной дугой заключается в высокоскоростном локальном нагреве поверхностного слоя изделия выше критических температур (A_{C_3} , A_{C_m}) и быстром охлаждении. При этом повышаются значения твердости на 2...4 единицы HRC (по сравнению с объемной закалкой и ТВЧ), износостойкости и сопротивлению разрушению. Глубина упрочненного слоя составляет порядка 2,5...3,5 мм, но зачастую браковочным признаком служит износ на 0,5...0,9 мм, такая глубина упрочненного слоя затрудняет последующее восстановление детали. Отрицательным моментом данного способа является выбор плазматрона со специализированным высоковольтным выпрямителем холодного хода 180...300 В, работа устройств сопровождается повышенным

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ, соглашение №14–09–00724 и гранта Президента РФ для поддержки молодых кандидатов наук, МК-1341.2017.8 и Фонда Содействия Инновациям, договор №12838ГУ/2018.

воздействием вредных и опасных производственных факторов (таких как, излучение дуги, аэрозоли, шум и металлическая пыль), из-за чего требуется специальное защитное сооружение.

При лазерной обработке упрочнение поверхностного слоя происходит в результате фазовых переходов за счет изменения структуры из-за высокоскоростного нагрева и охлаждения в зоне термического влияния. В процессе воздействия концентрированного потока энергии образуется структура закалочного типа, обладающая повышенной прочностью, твердостью и износостойкостью. Для создания поверхностного слоя с такими показателями необходимо использовать мощные лазеры непрерывного излучения, которые имеют высокую стоимость, низкий КПД (до 15%) и характеризуются высокими эксплуатационными расходами.

Настоящая статья посвящена рассмотрению способа повышения механических и трибологических свойств деталей горных машин за счет электродугового упрочнения восстановленного поверхностного слоя наплавкой. Сущность предлагаемого способа заключается в восстановлении геометрических размеров детали порошковой проволокой с гарантированной твердостью 50–55 HRC и повышение значений до 60 HRC за счет электродугового упрочнения, при котором применяется оборудование доступное на каждом горном предприятии, а именно горелка с вольфрамовым электродом, защитный газ и охлаждением водой. В качестве защитного газа применяется аргон, обладающий сравнительно не высоким потенциалом ионизации, применение диоксида углерода не рассматривается, вследствие повышенной склонности к трещинообразованию слоев, упрочненных таким способом. В процессе метода получим структуру остаточного аустенита, который при эксплуатации (ударные нагрузки и абразивное изнашивание) позволяет реализовать энергопоглощающий процесс деформированного мартенситного превращения, что позволит увеличить износостойкость.

Целью работы является определение оптимального режима поверхностного электродугового упрочнения наплавленного слоя, установление зависимости значений микротвердости, глубины упрочненного слоя и погонной энергии.

Объект исследования – наплавленные образцы в количестве трех наплавов в два слоя в среде защитного газа (CO_2) порошковой проволокой 30X5ГНФВМ на подложку из стали 40X, диаметром 200 мм, режимы наплавки: $I_{\text{св}} = 170\text{--}250\text{А}$, $U = 15\text{--}18\text{В}$. Для наплавки использовали сварочное оборудование КЕМРПИ FastMig MXF65. Перед наплавкой выполнили предварительный подогрев детали, для предотвращения образования горячих трещин, до 300°C , после наплавки проводили отпуск при температуре 250°C с охлаждением в печи.

Электродуговое термическое упрочнение проводили на нескольких режимах (табл. 1). В качестве присадочного материала применяли вольфрамовый электрод на прямой полярности, защитных газ – аргон,

охлаждающая жидкость – вода, шаг электродугового термического упрочнения составлял 1 мм (рис. 1).

Таблица 1

Режимы электродугового термического упрочнения

№ п.п.	Сила тока, А	Плотность тока, А/мм ²	Напряжение на дуге, В	Погонная энергия, КДж/мм	Скорость вращения детали, м/с	Угол заточки электрода, °	Маркировка
1	60–70	19,1	22,1–22,5	0,06	0,47	30	2.1
2	40–50	12,7	22,1	0,29	0,09	60	2.2
3	80–90	25,5	22,8–23,2	0,19	0,21	60	2.3



а)



б)

Рис. 1. Проведение электродугового термического упрочнения, а – установка образца в патрон станка, б – поверхность образца после испытания

Материалы и методики эксперимента

Для металлографического исследования выравняли плоскость образцов последовательно шлифованием, полировкой и травлением [12]. Микроисследования выполняли на микроскопе Axio Observer с увеличением $\times 100$, $\times 200$. Травление образцов осуществляли в 10% растворе щавелевой кислоты (рис. 2).

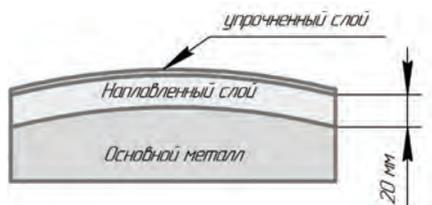


Рис. 2. Схема образца для металлографических исследований

Измерение микротвердости, выполняли на приборе DuraScan-20 по [13], вдавливанием наконечника (четырёхугольной пирамидой с квадратным основанием), под нагрузкой 1 кг приложенной в течение 15 с, при увеличении $\times 100$, схема измерений представлены на рис.3, анализ полученных данных проводился согласно [14].



Рис. 3. Схема измерения микротвердости

Результаты и их обсуждение

Для анализа зависимостей между параметрами электродугового термического упрочнения (сила тока, напряжение, скорость обработки) и механическими свойствами наплавленными слоями порошковой проволокой были проведены исследования структуры, измерения микротвердости и определение трибологических свойств.

Травление образцов для исследования структуры после электродугового термического упрочнения выполняли электрохимическим способом в растворе щавелевой кислоты, продолжительность травления составляла 3 мин для образца 2.1 и 2.2, образец 2.3 травил на протяжении 5 мин, $I_{св} = 10-20A$, $U_A = 18V$ (рис. 4).

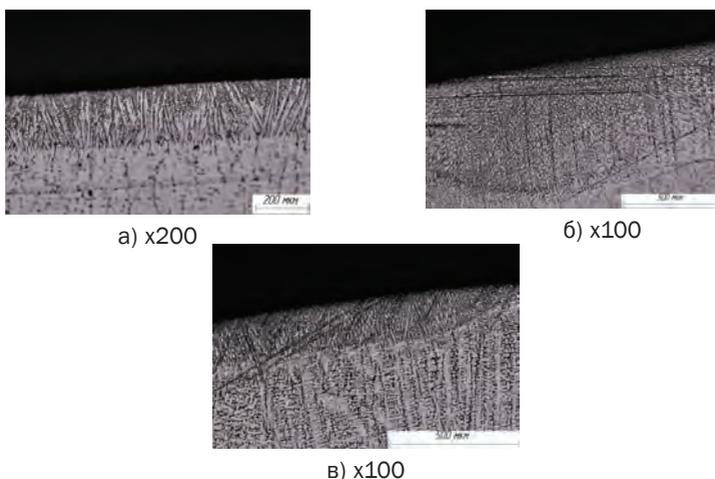


Рис. 4. Микроструктура поверхностного слоя после электродугового упрочнения образец 2.1 – а, образец 2.2 – б, образец 2.3 – в

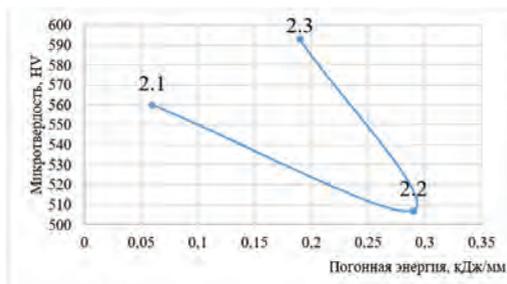


Рис. 5. Зависимость значений микротвердости от плотности тока

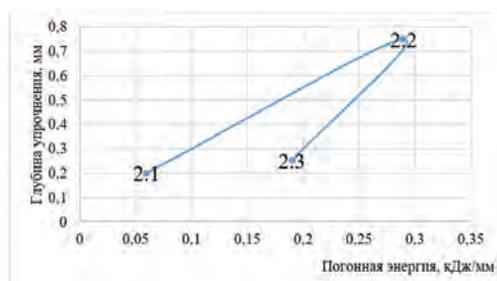


Рис. 6. Зависимость глубины упрочнения от погонной энергии

У образцов №2.1 и 2.3, структура дендритная, зерна направлены к источнику тепла, образец №2.2 имеет мелкозернистую структуру. Структура наплавки не подвергшейся термическому упрочнению мелкозернистая.

По металлографическим исследованиям была выявлена глубина электродугового упрочнения у образца №1 она составляет 0,2 мм, №2 – 0,75 мм и у образца №3 – 0,25 мм.

Измерение микротвердости выполняли под нагрузкой HV3 на протяжении 15 с. Результаты представлены в табл. 2.

Таблица 2

Значения микротвердости образцов после электродугового термического упрочнения

образец 2.1							
№ п.п.	зона ТУ	40 мкм	80 мкм	120 мкм	160 мкм	200 мкм	линия сплавления
1	560	536	489	518	520	534	544
2	—	554	504	538	501	547	555
3	—	564	516	524	514	516	525
ср.	560	551	503	527	512	532	541

образец 2.1							
№ п.п.	зона ТУ	40 мкм	80 мкм	120 мкм	160 мкм	200 мкм	линия сплавления
образец 2.2							
1	505	529	513	571	504	478	525
2	509	555	508	586	568	501	555
3	—	501	536	586	605	489	542
ср	507	528	519	581	559	489	541
образец 2.3							
1	593	612	602	507	511	529	597
2	—	578	613	538	497	517	585
3	—	566	597	525	518	501	591
ср	593	585	604	523	509	516	591

По полученным значениям определили зависимости значений микротвердости от погонной энергии (рис. 5) и глубины упрочнения от погонной энергии (рис. 6).

Выводы

Сущность вышеизложенного сводится к выводу, что при увеличении погонной энергии глубина проплавления увеличивается, но уменьшаются значения микротвердости. Необходимо провести дополнительные исследования образцов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Малаховский, В.А. Плазменные процессы в сварочном производстве: учеб. пособие / В.А. Малаховский. – М. : Высш. шк., 1988. – 72 с.
2. Коротков, В.А. Восстановление и упрочнение деталей и инструмента плазменными технологиями / В.А. Коротков, А.А. Бердников, И.А. Толстов. – Челябинск : Металл, 1993. – 144 с.
3. Плазменное поверхностное упрочнение / Л.К. Лещинский, С.С. Самотугин, И.И. Пирч, В.И. Комар. – Киев : Техника, 1990. – 109 с.
4. Устройство плазменной закалки изделий из стали и чугуна в автоматическом и ручном режиме двухдуговым плазмотроном: пат. на полезную модель RUS № 95665 / Е.Н. Сафонов, В.С. Демин, И.С. Дружинин, Л.В. Чадин. – Заявл. 29.12.2009 ; опубл. 10.07.2010. Бюл. № 19.
5. Домбровский, Ю.М. Обработка стали воздушно-плазменной дугой со сканированием / Ю.М. Домбровский, А.В. Бровер // Металловедение и термическая обработка металлов. – 1999. – № 1. – С. 10–13.
6. Упрочнение чугунных валков методом плазменной закалки / А.А. Бердников, В.С. Демин, Е.Л. Серебрякова [и др.] // Сталь. – 1995. – № 1. – С. 56–59.
7. Лазерная и электроннолучевая обработка материалов: справ. / Н.Н. Рыкалин, А.А. Углов, И. В Зуев [и др.]. – М. : Машиностроение, 1985. – 496 с.

8. Методы поверхностной лазерной обработки / А.Г. Григорьянц, А.Н. Сафонов ; под ред. А.Г. Григорьянца. – М. : Высшая школа, 1987. – 191 с.

9. Сафонов, Е.Н. Поверхностное упрочнение железоуглеродистых сплавов дуговой закалкой / Е.Н. Сафонов, В.И. Журавлев // Сварочное производство. – 1997. – № 10. – С. 30–32.

10. Сафонов, Е.Н. Принципы электродугового поверхностного упрочнения железоуглеродистых сплавов / Е.Н. Сафонов, В.И. Журавлев, В.В. Стариков // «Синергетика – 96» : материалы Междунар. симп. – М., 1996. – С. 25–27.

11. Поверхностное упрочнение чугуна с шаровидным графитом электрической дугой прямого действия / В.И. Журавлев, Е.Н. Сафонов, В.В. Стариков [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 10. – С. 48–49.

12. ГОСТ 5639–82 Стали и сплавы. Методы выявления и определения величины зерна. – Москва: Изд-во ИПК Издательство Стандартов, 2003. – С. 21.

13. ГОСТ Р ИСО 6507–1–2007. Металлы и сплавы. Измерение твердости по Виккерсу. Часть 1. Метод измерения. – Москва: Изд-во Стандартиформ, 2008. – 2 с

14. ГОСТ Р ИСО 6507–4–2009. Металлы и сплавы. Измерение твердости по Виккерсу. Часть 4. Таблицы определения твердости. – Москва: Изд-во Стандартиформ, 2010. – 25 с.

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Князьков В.Л. – Кандидат технических наук,

Левашова Е.Е. – Старший преподаватель, аспирант,

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева» Россия, 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 398–405.

Knjaz'kov V.L., Levashova E.E.

Mechanical characteristics of the recovered part mining equipment after electric arc hardening

The article presents the results of metallographic studies and measurements the microhardness a restored rotating part made of 40X steel before and after electric arc thermal hardening.

Keywords: electric arc hardening, metallographic studies, micro-hardness, compressive and tensile stresses, hardening depth

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-398-405

AUTHORS

Knjaz'kov V.L., Candidate of Technical Sciences,

Levashova E.E., Senior lecturer, graduate student,

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 28, Vesennaya st., Kemerovo, 650000, Russia.

REFERENCES

1. Malahovskij, V.A. *Plazmennyye processy v svarochnom proizvodstve* [Plasma processes in welding production]: ucheb. posobie. Moscow: Vyssh. shk., 1988. 72 p.
2. Korotkov V.A., Berdnikov A.A., Tolstov I.A. *Vosstanovlenie i uprochnenie detalej i instrumenta plazmennymi tekhnologiyami* [Restoration and hardening of details and tools plasma technology]. Chelyabinsk: Metall, 1993. 144 p.
3. Leshchinskij L.K., Samotugin S.S., Pirch I.I., Komar V.I. *Plazmennoe poverhnostnoe uprochnenie* [Plasma surface hardening]. Kiev : Tekhnika, 1990. 109 p.
4. Safonov E.N., Demin V.S., Druzhinin I.S., Chadin L.V. *Ustrojstvo plazmennoj zakalki izdelij iz stali i chuguna v avtomaticheskom i ruchnom rezhime dvuhdugovym plazmotronom* [The device of plasma hardening of steel and cast iron products in automatic and manual mode by a two-arc plasma torch]: pat. na poleznuyu model' RUS no 95665. Zayavl. 29.12.2009; opubl. 10.07.2010. Byul. no 19.
5. Dombrovskij Yu.M., Brover A.V. *Obrabotka stali vozdušno-plazmennoj dugoj so skanirovanijem* [Processing of steel air plasma arc scanning]. Metallovedenie i termicheskaya obrabotka metallov. 1999. no 1. pp. 10–13.
6. Berdnikov A.A., Demin V.S., Serebryakova E.L. i dr. *Uprochnenie chugunnyh valkov metodom plazmennoj zakalki* [Hardening of cast iron rolls by the method of plasma hardening]. Stal'. 1995. no 1. pp. 56–59.
7. Rykalin N.N., Uglov A.A., Zuev I.V. i dr. *Lazernaya i elektronoluchevaya obrabotka materialov* [Laser and electron beam materials processing]: sprav. / Moscow: Mashinostroenie, 1985. 496 p.
8. Grigor'yanc A.G. , Safonov A.N. *Metody poverhnostnoj lazernoj obrabotki* [Methods of surface laser processing]; pod red. A.G. Grigor'yanca. Moscow: Vysshaya shkola, 1987. 191 p.
9. Safonov E.N., Zhuravlev V.I. *Poverhnostnoe uprochnenie zhelezouglerodistyh splavov dugovoj zakalkoj* [Surface hardening of iron-carbon alloys by arc hardening]. Svarochnoe proizvodstvo. 1997. no 10. pp. 30–32.
10. Safonov E.N., Zhuravlev V.I., Starikov V.V. *Principy elektrodugovogo poverhnostnogo uprochneniya zhelezouglerodistyh splavov* [Principles of electric arc surface hardening of iron-carbon alloys]. «Sinergetika 96»: materialy Mezhdunar. simp. Moscow, 1996. pp. 25–27.
11. Zhuravlev V.I., Safonov E.N., Starikov V.V. i dr. *Poverhnostnoe uprochnenie chuguna s sharovidnym grafitom elektri-cheskoj dugoj pryamogo dejstviya* [Surface hardening of cast iron with spherical graphite electric arc of direct action]. Izvestiya vuzov. Chernaya metallurgiya. 1994. no 10. pp. 48–49.
12. GOST 5639-82 Stali i splavy. Metody vyyavleniya i opredeleniya velichiny zerna. Moskva: Izd-vo IPK Izdatel'stvo Standartov, 2003. S. 21.
13. GOST R ISO 6507-1-2007. Metally i splavy. Izmerenie tverdosti po Vikkersu. Chast' 1. Metod izmereniya. Moskva: Izd-vo Ctandartinform, 2008. 2 s
14. GOST R ISO 6507-4-2009. Metally i splavy. Izmerenie tverdosti po Vikkersu. Chast' 4. Tablicy opredeleniya tverdosti. Moskva: Izd-vo Ctandartinform, 2010. 25 s. **ГИАБ**



АНАЛИЗ НОРМИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ПРИ УЧЕТЕ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРНОГО ПРОСТРАНСТВА

В настоящее время, угольная промышленность является одним из локомотивов технологического развития Российской Федерации. Модернизация оборудования, разработка новых технологических решений, является основой для уверенного технологического развития страны, в том числе в минерально-сырьевом кластере. Рост стоимости угля позволит угледобывающим предприятиям высвободить денежные средства для закупки нового высокопроизводительного технологического оборудования для добычи как зарубежного, так и отечественного производства, а также внедрения новых технологических решений подземной добычи угля. Данная технология предусматривает введение в технологический процесс выемки угля этапов определения, понимания и адаптации имеющих эталонных примеров функционирования угольной шахты, с существующими угледобывающими предприятиями работающих в схожих геотехнологических и производственных условиях. Однако, в настоящее время, большое число предприятий по добыче и переработке угля в Российской Федерации, работают в сложных горно-геологических и технологических условиях и внедрение технологии бенчмаркинга весьма затруднительно. Основной энергетический ресурс, участвующий в технологическом процессе выемки угля – электрическая энергия, для снижения энергозатрат необходимо провести анализ нормирования электропотребления высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт при учете влияния факторного пространства. Классификационный анализ позволил выявить ряд основных элементов факторного пространства высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты, которые поддаются регулированию на стадии ведения выемки угля.

Ключевые слова: нормирование, электрическая энергия, угольная шахта, выемочный участок, факторное пространство, энергетическая эффективность, бенчмаркинг.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-

В настоящее время, угольная промышленность является одним из локомотивов технологического развития Российской Федерации. Модернизация оборудования, разработка новых технологических

решений, является основой для уверенного технологического развития страны, в том числе в минерально-сырьевом кластере. Следует отметить, что стоимостные показатели угля на мировом рынке не стабильны, ценовой диапазон весьма велик, так за последние 10 лет цена тонны угля колебалась от 147 \$ (на азиатском рынке в 2009 году) до 55 \$ (на рынке США в 2016, 2017 году). Динамика стоимости угля на торговых площадках Европы, Азии, Японии и США, за период 2008 – 2018 годы представлена в табл. 1. [1]. Динамика стоимости угля на торговых площадках Европы, Азии, Японии и США, за период 2008 – 2018 годы, представлена на рис. 1. Анализ стоимостных показателей показал, что в настоящее время наблюдается рост стоимости угля после значительного снижения его цены в 2016 и 2017 годах. Увеличение стоимости обусловлено рядом факторов, а также ослаблением американского доллара, как основной мировой расчетной валюты. Из представленных сведений следует, что увеличение стоимости угля в 2018 году относительно 2017 года наблюдается на всех мировых площадках и составляет в процентном отношении: Рынок Европы + 50%; Рынок США + 9%; Рынок Азии + 11 %; Рынок Японии + 60%. Рост стоимости угля позволит угледобывающим предприятиям высвободить денежные средства для закупки нового высокопроизводительного технологического оборудования для добычи как зарубежного, так и отечественного производства, а также внедрения новых технологических решений подземной добычи угля.

Рядом ученых проводится научные исследования по повышению уровня эффективности добычи угля подземным способом за счет внедрения ряда современных технологических решения. В частности в публикации [2, 3] представлен критериальный анализ угледобывающего предприятия, на примере угольной шахты с целью повышения ее эффективности. Также имеются ряд научных исследований по построения системы контрольных показателей эффективности при добыче угля на основе технологии Бенчмаркинга (от англ. Benchmarking) [4]. Данная технология, включает в себя два равнозначных процесса «оценивание» и «сопоставление» как внешнее, так и внутреннее [5]. Данная технология предусматривает введение в технологический процесс выемки угля этапов определения, понимания и адаптации имеющих эталонных примеров функционирования угольной шахты, с существующими угледобывающими предприятиями работающих в схожих геотехнологических и производственных условиях.

В частности представлен сравнительный анализ, на основе технологии Бенчмаркинга, восемь китайских угольных шахт, принадлежащих группе Yankuang [6].

Однако, в настоящее время, большое число предприятий по добыче и переработке угля в Российской Федерации, работают в сложных горно-геологических и технологических условиях и внедрение тех-

нологии Бенчмаркинга весьма затруднительно. Это особенно заметно при отработке высокопроизводительных забоев в метанообильных шахтах [7, 8].

Таблица 1

Динамика стоимости угля на торговых площадках Европы, Азии, Японии и США, за период 2008–2018 годы

Торговые площадки	2008 год	2009 год	2010 год	2011 год	2012 год	2013 год	2014 год	2015 год	2016 год	2017 год	2018 год
Рынок Европы	104	147	78	88	123	95	80	75	57	60	90
Рынок Азии	105	147	80	118	125	103	88	78	59	90	100
Рынок США	75	120	75	76	85	77	77	77	55	55	60
Рынок Японии	83	125	120	118	138	137	115	97	80	75	120

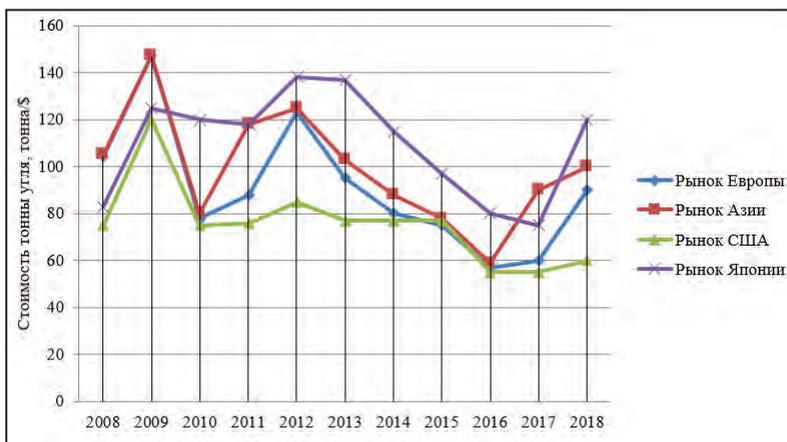


Рисунок 1. Динамика стоимости угля на торговых площадках Европы, Азии, Японии и США, за период 2008–2018 годы

Модернизация оборудования участвующего в технологической цепочке выемки угля вызывает необходимость в корректировке технологических показателей работы, что в значительной степени влияет на нормативные и нормируемые величины, участвующие в расчетах при определении себестоимости продукции и плановых показателях угледобывающего предприятия. Данный аспект также приведет к корректировке технологических параметров угольной шахты, что в свою очередь вызовет значительное изменение нормативных показателей работы

как отдельных элементов технологической цепочки выемки угля, так и угледобывающего предприятия в целом.

Основной энергетический ресурс, участвующий в технологическом процессе выемки угля – электрическая энергия. Объемы используемых энергоресурсов на единицу продукции велики, что в значительной степени влияет на себестоимость добытой продукции, снижая ее конкурентоспособность [9, 10, 11]. Поэтому, для снижения энергозатрат необходимо провести анализ нормирования электропотребления высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт при учете влияния факторного пространства. Это научная задача становится все более значимой и актуальной ввиду нестабильности стоимости угля на мировых торговых площадках.

Под факторным пространством следует понимать совокупность внешних и внутренних параметров высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт [12]. Для определения факторного пространства выемочного участка угольной шахты необходимо провести факторный анализ, под которым следует понимать многомерную методику, позволяющую изучить взаимосвязи между параметрами переменных факторов влияющих на выемку угля.

В настоящее время факторный анализ, для определения факторного поля высокопроизводительно выемочного участка угольной шахты, возможно, провести с помощью двух основных методов, а именно детерминированного и стохастического. Методы факторного анализа могут использоваться как совместно, так и отдельно. Под детерминированным методом следует понимать возможность выявить ряд основных факторов влияющих на выемку угля, относительно критерия повышенной эффективности. Под стохастическим методом следует понимать возможность определения ряда косвенных факторов влияющих на выемку угля, относительно критерия повышенной эффективности. Однако, с точки зрения построения факторного поля высокопроизводительно выемочного участка угольной шахты, учет только лишь основных факторов, влияющих на выемку угля по критерию повышенной эффективности, явно недостаточно ввиду большого количества косвенных связей. Поэтому для получения качественного факторного пространства выемочного участка угольной шахты необходимо совместное использование обоих методов факторного анализа.

Для применения факторного анализа, в условиях высокопроизводительных выемочных участков угольных шахт необходимо решение ряда задач:

- Обнаружение существующих значений факторов влияющих на выемку угля;
- Подбор факторов для полноценного анализа значений, влияющих на выемку угля;
- Классификация факторов влияющих на выемку угля для системной работы;

- Обнаружение взаимосвязей между результативными и факторными значениями;
- Определение степени влияния каждого из факторов, влияющих на выемку угля;
- Анализ роли каждого из факторов, влияющих на выемку угля;
- Применение факторной модели высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты.

Следует отметить, что все факторы влияющие на выемку угля, возможно классифицировать по трем основным видам:

- Нерегулируемые (природные) факторы;
- Регулируемые технологические факторы на стадии проектирования;
- Регулируемые технологические факторы на стадии ведения горных работ.

Классификационный анализ факторов, влияющих на выемку угля, представлен на рис. 2.

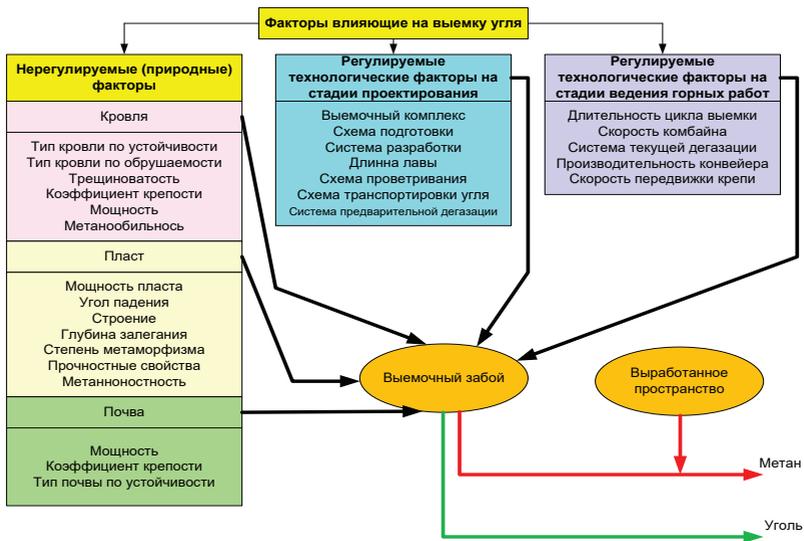


Рис. 2. Классификационный анализ факторов, влияющих на выемку угля

К нерегулируемым (природным) факторам следует отнести:

- Факторы кровли;
- Тип кровли по устойчивости;
- Тип кровли по обрушаемости;
- Тип кровли по трещиноватости;
- Тип кровли по коэффициенту крепости;

- Тип кровли по мощности;
- Тип кровли по метанообильности.
- Факторы пласта:
- Мощность пласта;
- Угол падения пласта;
- Строение пласта;
- Глубина залегания пласта;
- Степень метаморфизма пласта;
- Прочностные свойства пласта;
- Метанноносность пласта.
- Факторы почвы:
- Тип почвы по мощности;
- Тип почвы по коэффициенту крепости;
- Тип почвы по устойчивости.

К регулируемым технологическим факторам на стадии проектирования угледобывающего предприятия следует отнести:

- Схема подготовки выемочного пласта;
- Схема разработки выемочного пласта;
- Схема проветривания угольной шахты;
- Схема транспортировки отбитого угля;
- Длина лавы;
- Система предварительной дегазации;
- Выемочный комплекс.

К регулируемым технологическим факторам на стадии ведения горных работ следует отнести:

- Система текущей дегазации;
- Скорость передвижения крепи;
- Производительность транспортного кластера;
- Скорость выемочного комбайна;
- Длительность цикла выемки.

Классификационный анализ факторов, представленный на рис. 2 позволил выявить ряд основных элементов факторного пространства высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты, которые поддаются регулированию на стадии ведения выемки угля. К основному элементу факторного пространства относится скорость подачи выемочного комбайна и производительность транспортного кластера угольной шахты. К элементам транспортного кластера относится как оборудование выемочного участка – скребковый (лавный) конвейер, дробилки и перегружатель, а также элементы магистрального транспорта угольной шахты (магистральный конвейерный транспорт, электровозная откатка, подъемные установки и т.д.). Такие элементы факторного пространства как длительность цикла выемки, система текущей дегазации, скорость передвижки крепи относятся к косвенным элементам факторного пространства высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты.

В заключении следует отметить, что решение ранее представленных задач позволит создать предпосылку для определения оптимальной нормы электропотребления по критерию повышенной эффективности, как для основного элемента факторного пространства, так и для ряда косвенных элементов факторного пространства высокопроизводительного выемочного участка угольной шахты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. <http://economicdata.ru> (дата обращения 13.08.2018)
2. *Bogacka M.* Multicriteria analysis of coal mine. International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM 2015 pp. 493–500.
3. *Jonek-Kowalska I., Turek M.* Dependence of total production costs on production and infrastructure parameters in the polish hard coal mining industry. *Energies*. 2017 №10.
4. <https://doi.org/10.3390/en10101480> (дата обращения 13.08.2018)
5. *Topno S.A., Sahoo L.K., Junghare A.S., Umre B.S.* Energy efficiency benchmarking of power consumption for an opencast coal mine. 30th International Conference on Efficiency, Cost, Optimization, Simulation and Environmental Impact of Energy Systems, ECOS 2017.
5. http://www.mdpi.com/journal/energies/special_issues/ECOS_2017 (дата обращения 13.08.2018)
6. *Ning Wang, Zongguo Wena, Mingqi Liu, Jie Guo* Constructing an energy efficiency benchmarking system for coal production. *Applied Energy* 169. 2016 pp. 301–308.
7. *Овакимян Г.С., Шибина М.А.* Современные методы повышения конкурентоспособности предприятия: бенчмаркинг и аутсорсинг. Экономика и управление: проблемы, решения. 2015. № 7. С. 119–123.
8. *Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С., Руденко Ю.Ф.* Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. – М.: Издательство ООО «Московский издательский дом», 2009г. – 396 с.
9. *Кубрин С.С., Решетняк С.Н., Бондаренко А.М.* Актуальные аспекты повышения уровня нормирования электропотребления угольных шахт. Вестник кузбасского государственного технического университета. №5 2017 г. с. 97 – 101. DOI: 10.26730/1999–4125–2017–5-97–100
10. *Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M.* Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines. Горный информационный аналитический бюллетень №12 2017. Отдельный сборник №29 г. М.: Издательство «Горная книга» Горный информационный аналитический бюллетень №12 2017. Отдельный сборник №29 г. М.: Издательство «Горная книга» с. 3 – 8. DOI: 10.25018/0236–1493–2017–12–29–3-8
11. *Захарова А.Г.* Закономерности электропотребления на угольных шахтах Кузбасса: монография; Гос. Учреждение Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 2002. - 198 с.
12. *Копылов К.Н., Кубрин С.С., Загоршменный И.М., Решетняк С.Н.* Экспериментальные исследования параметров работы очистного

комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи. Горный информационный аналитический бюллетень №12 2017. Отдельный сборник №29 г. М.: Издательство «Горная книга» с. 48 – 56.

13. Агафонов В.В., Воропаева Е.В. Выявление диспропорций в технологических системах угольных шахт на основе факторного анализа. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № S9 с.8–13. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Кубрин Сергей Сергеевич — Профессор, доктор технических наук, заведующий лабораторией 2.3 «Геотехнологических рисков освоения недр» ИПКОН РАН, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», профессор кафедры «Автоматизированных систем управления»;

Решетняк Сергей Николаевич — кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории 2.3 «Геотехнологических рисков освоения недр» ИПКОН РАН, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», доцент кафедры «Энергетика и энергоэффективность горной промышленности»;

Бондаренко Александр Михайлович – заместитель главного энергетика АО «СУЭК-Кузбасс».

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 406–415.

Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M.

Analysis of the rationing of power consumption of high performance coal-mining sites of coal mines taking into consideration influence of the factor space

Currently, the coal industry is one of the locomotives of technological development of the Russian Federation. Modernization of equipment, development of new technological solutions, is the basis for the confident technological development of the country, including in the mineral resource cluster. The increase in the cost of coal will allow coal mining enterprises to free up funds for the purchase of new high-performance technological equipment for the production of both foreign and domestic production, as well as the introduction of new technological solutions for underground coal mining. This technology provides for the introduction into the process of coal mining stages of definition, understanding and adaptation of having reference examples of the functioning of the coal mine, with existing coal mining enterprises operating in similar geotechnological and production conditions. However, at present, a large number of coal mining and processing enterprises in the Russian Federation operate in difficult mining, geological and technological conditions and the introduction of benchmarking technology is very difficult. The main energy resource involved in the process of coal mining – electricity, to reduce energy consumption it is necessary to analyze the regulation of power consumption of high performance coal-mining sites of coal mines taking

into consideration influence of the factor space. Classification analysis revealed a number of key elements of the factor space of a high-performance mine site, which can be regulated at the stage of coal excavation.

Keywords: rationing, electric energy, coal mine, excavation site, factor space, energy efficiency, benchmarking.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-406-415

AUTHORS

Kubrin S.S., Professor, Doctor of Engineering Science, laboratory chief 2.3. "Geotechnological risks of subsoil development" Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, NUST MISIS, Professor of automated control systems.

Reshetnyak S.N., Candidate of Technical Sciences, Senior research worker of the laboratory 2.3. "Geotechnological risks of subsoil development" Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, NUST MISIS, Associate professor of Mining Power & Electrical Engineering

Bondarenko A.M., Deputy chief power engineer of OJSC SUEK-Kuzbass

REFERENCES

1. <http://economicdata.ru> (data obrashcheniya 13.08.2018)
2. Bogacka M. *Multicriteria analysis of coal mine*. International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM 2015 pp. 493–500.
3. Jonek-Kowalska I., Turek M. *Dependence of total production costs on production and infrastructure parameters in the polish hard coal mining industry*. *Energies*. 2017 no 10.
4. <https://doi.org/10.3390/en10101480> (data obrashcheniya 13.08.2018)
5. Topno S.A., Sahoo L.K., Junghare A.S., Umre B.S. *Energy efficiency benchmarking of power consumption for an opencast coal mine*. 30th International Conference on Efficiency, Cost, Optimization, Simulation and Environmental Impact of Energy Systems, ECOS 2017.
5. http://www.mdpi.com/journal/energies/special_issues/ECOS_2017 (data obrashcheniya 13.08.2018)
6. Ning Wang, Zongguo Wena, Mingqi Liu, Jie Guo *Constructing an energy efficiency benchmarking system for coal production*. *Applied Energy* 169. 2016, pp. 301–308.
7. Ovakimyan G.S., Shibina M.A. *Sovremennyye metody povysheniya konkurentosposobnosti predpriyatiya: benchmarking i outsorsing. Ekonomika i upravlenie: problemy, resheniya* [Modern methods of increasing the competitiveness of the enterprise: benchmarking and outsourcing. Economics and management]. 2015. no 7. pp. 119–123.
8. Ruban A.D., Artem'ev V.B., Zaborudyaev V.S., Zaborudyaev G.S., Rudenko Yu. F. *Problemy obespecheniya vysokoy proizvoditel'nosti ochistnykh zabojev v metanoobil'nykh shahtah* [Problems of high performance mines in metanopoli mines]. Moscow: Izdatel'stvo OOO «Moskovskij izdatel'skij dom», 2009. 396 p.
9. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M. *Aktual'nye aspekty povysheniya urovnya normirovaniya elektropotrebleniya ugol'nykh shaht* [Actual aspects of increasing the level of regulation of power consumption of coal mines]. *Vestnik kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. no 5 2017. p. 97–101. DOI: 10.26730/1999-4125-2017-5-97-100.
10. Kubrin S.S., Reshetnyak S.N., Bondarenko A.M. *Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines* [Analysis of methods of rationing of electricity consumption in coal mines]. *Gornyj informacionnyj analiticheskij byulleten'* no 12 2017. *Otdel'nyj sbornik* no 29. Moscow: Izdatel'stvo «Gornaya kniga» Gornyj informacionnyj

analiticheskij byulleten' no 12 2017. Otdel'nyj sbornik no 29 g. Moscow: Izdatel'stvo «Gornaya kniga» pp. 3–8. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-12-29-3-8.

11. Zaharova A.G. *Zakonomernosti elektropotrebleniya na ugol'nyh shahtah Kuzbassa* [Patterns of power consumption in the coal mines of Kuzbass]: monografiya; Gos. Uchrezhdenie Kuzbas. gos. tekhn. un-t. Kemerovo, 2002. 198 p.

12. Kopylov K.N., Kubrin S.S., Zakorshmennyy I.M., Reshetnyak S.N. *Eksperimental'nye issledovaniya parametrov raboty ochistnogo kombajna ugol'noj shahty pri razlichnyh skorostyah podachi* [Experimental researches of working parameters of the Shearer in coal mines with different feed speeds]. Gornyj informacionnyj analiticheskij byulleten', no 12 2017. Otdel'nyj sbornik no 29 g. Moscow: Izdatel'stvo «Gornaya kniga» pp. 48–56.

13. Agafonov V.V., Voropaeva E.V. *Vyyavlenie disproporcij v tekhnologicheskikh sistemah ugol'nyh shaht na osnove faktornogo analiza* [Identification of disproportions in technological systems of coal mines on the basis of factor analysis]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' (nauchno-tekhnicheskij zhurnal). 2018. no S9. pp.8–13.



А.В. Стебнев, С.Г. Мухортиков, В.В. Габов, Н.В. Бабырь

ИСПЫТАНИЕ БЛОКА БЕЗИМПУЛЬСНОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СОПРОТИВЛЕНИЯ ГИДРОСТОЕК СЕКЦИИ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ ОПУСКАНИЮ ПОРОД КРОВЛИ

Предложена методика и проведены испытания экспериментального блока безимпульсного регулирования сопротивления гидравлических стоек секций механизированной крепи опусканию пород кровли. Представлена схема подключения блока безимпульсного регулирования и конструкция основного элемента блока – гидротрансформатора. Установлена зависимость перемещений блока поршня гидротрансформатора от диаметра устанавливаемых дросселей. Регулирование сопротивления гидростойки секций механизированной крепи опусканию пород кровли осуществляется безимпульсным способом при возрастающей нагрузке. Доказана возможность рекуперации энергии в гидросистему стенда. Исключается возможность возникновения динамических переходных процессов в результате срабатывания предохранительного клапана и ударных гидравлических нагрузок на элементы гидросистемы в процессе управления. Это приводит к снижению статического «топтанья» пород непосредственной кровли, тем самым, в режиме управления горным давлением, исключаются динамические воздействия механизированной крепи на непосредственную кровлю.

Ключевые слова: механизированный комплекс, секция крепи, горное давление, гидростойка, блок управления, гидротрансформатор, дроссель, предохранительный клапан

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-416-425

С момента создания в середине 20 века первых очистных механизированных комплексов (ОМК) для подземной добычи угля в длинных комплексно механизированных очистных забоях (КМОЗ) шел поиск наилучших конструкций секций крепи, совершенствовались их гидросистемы и системы управления [1]. Созданы многочисленные типы надёжных мощных высокопроизводительных ОМК с гидрофицированными крепями для использования в различных горно-геологических условиях (ГГУ) [2] с ручным, дистанционным, программным и автоматизированным управлением [3]. Известны значительные успехи в повышении интенсивности очистных работ в КМОЗ угольных шахт,

особенно при обработке высоко технологичных угольных пластов (ВТУП) [4]. Однако известно также, что при обработке угольных пластов в сложных ГГУ эффективность использования ОМК существенно снижается [5]. Одной из причин такого положения является слабая адаптивность секций механизированных крепи к сложным постоянно изменяющимся ГГУ, несоответствие механической характеристики секции крепи (СК) свойствам пород кровли и характеру проявления горного давления [6, 7]. Поэтому совершенствование процесса управления горным давлением, гидросистем СК и их механических характеристик, поиск новых технических решений были и остаются актуальными.

Возможность практического использования идеи безимпульсного регулирования сопротивления гидростоек (ГС) секций механизированной крепи очистных механизированных комплексов опусканию пород кровли в очистном забое, необходимо было подтвердить результатами экспериментальных исследований или производственных испытаний.

Поэтому был изготовлен экспериментальный блок безимпульсного регулирования (ББР) [8] для совместного его использования с гидростойкой секции крепи МКЮ-2Ш13/27 и совместных их испытаний на нагрузочном стенде завода «Красный октябрь».

Блок ББР предназначен для непрерывного безимпульсного управления сопротивлением гидростоек секций механизированной крепи с рекуперацией энергии в напорную магистраль в условиях нарастающего горного давления. Управление осуществляется регулированием интенсивности перетока жидкости через гидротрансформатор поршневой полости в напорную магистраль очистного механизированного комплекса.

Цель экспериментальных исследований – оценка целесообразности практического осуществления непрерывного безимпульсного способа регулирования сопротивления гидростоек секций механизированной крепи в условиях нарастающего горного давления комплексно механизированных очистных забоях (КМОЗ) угольных шахт.

Конкретные задачи испытаний ББР были сформулированы в следующем виде:

- оценка возможности непрерывного безимпульсного регулирования в условиях нарастающего сопротивления при изменении давления в поршневой полости до момента срабатывания её предохранительного клапана;

- оценка перепада давлений в поршневых полостях гидротрансформатора ББР в момент начала смещения сдвоенного поршня и устойчивости его движения без колебаний, присущих движению в условиях сухого трения;

- оценка значимости колебаний давлений в поршневой полости ГС и в цилиндрах гидротрансформатора (ГТ) вследствие срабатывания предохранительного клапана гидростойки;

– оценка возможности рекуперации энергии при осадке стойки вытеснением рабочей жидкости из поршневой её полости в напорную магистраль гидросистемы насосной станции стенда.

Схема подключений ББР к гидростойке МКЮ-2Ш 13/27 и к насосной станции нагрузочного стенда представлена на рис.1.

Испытываемая ГС в сборе с предохранительным клапаном (ПК), гидрозамком (ГЗ), датчиком давления (ДД1) установлена в нажимные подвижные каретки К1 и К2 нагрузочного стенда НС. Полость высокого давления гидротрансформатора ББР подключена каналом «а» (рис.2) к поршневой полости гидростойки, а полость низкого давления ГТ каналом «б» подключена через обратный клапан (ОК), дроссель регулятор (Др) и вентиль (В) к напорной магистрали насосной станции стенда (рис.1). От датчиков давления ДД1, установленного на входе блока ББР, и ДД2, установленного на выходе блока регулирования поступают сигналы о результатах измерений в блок регистрации данных (БРД).

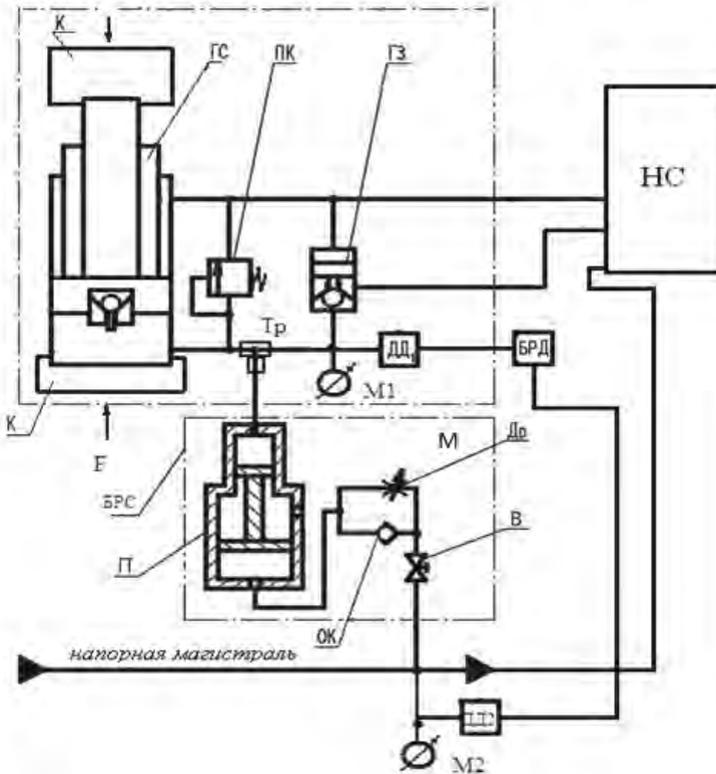


Рис. 1. Схема подключения блока безимпульсного регулирования

Экспериментальный образец гидротрансформатора, наиболее крупный элемент блока регулирования, представляет собой двоянный гидроцилиндр (рис. 2), состоящий из цилиндра 1 высокого давления и цилиндра 5, с фланцевым их соединением. В цилиндр установлен блок поршней 2. Промежуточные полости гидротрансформатора открыты их отверстием 4 с атмосферой для выравнивания давления в промежуточных полостях цилиндров при изменении положения блока поршней и для контроля наличия утечек, в случае некачественного уплотнения поршней. Для недопущения произвольного поворота блока поршней в их штоке выполнен продольный паз, в который входит штифт с возможностью осевого смещения штока. С другой стороны на штоке поршней установлена мерная линейка 3, а в цилиндре предусмотрено окно для наблюдения за смещением поршней ГТ. Интенсивность перетока жидкости устанавливается сменными калиброванными дросселями с диаметрами: 1.5, 2.0, 2.5, 3.0, 3.5мм.

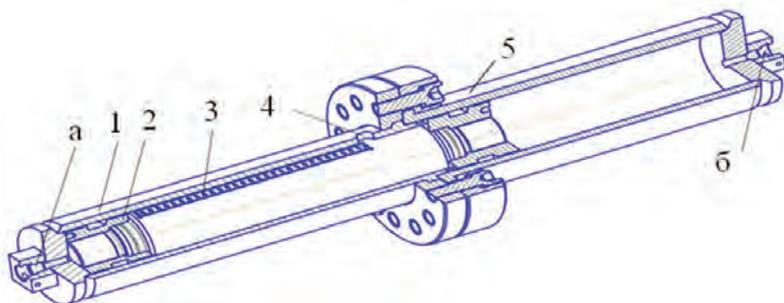


Рис. 2. Гидротрансформатор

На рис. 3 представлены испытательный стенд, положение испытываемой гидростойки 3 и элементов ББР: гидротрансформатора 4, дросселя и обратного клапана 5, вентиля 6. Гидростойка 3 установлена в двух нажимных встречно перемещающихся по направляющим 1 каретках 2.

Номинальные значения давлений были приняты по данным технической документации секции крепи МКЮ-2Ш 13/27: давление срабатывания ПК $P_{ПК} = 42$ МПа; давление в напорной магистрали $P_M = 32$ МПа.

Фактические давления с учётом условий обеспечения безопасности и возможностей нагрузочного стенда были пропорционально снижены до номинального давления (18МПа), обеспечиваемого насосной станцией, давление срабатывания предохранительного клапана до максимальных значений (26МПа), обеспечиваемое максимально возможным давлением насосной станции.

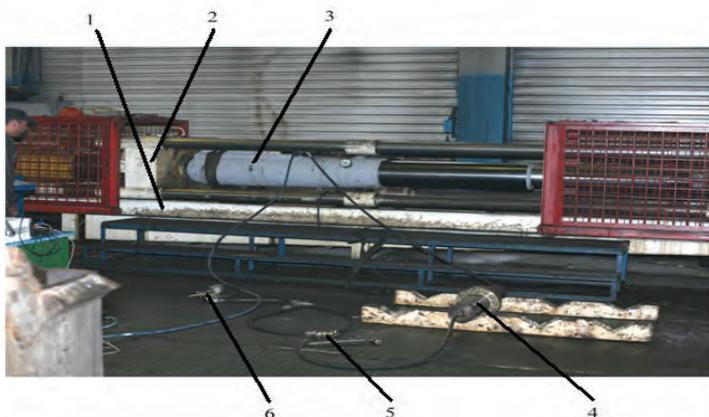


Рис. 3. Нагрузочный стенд завода «Красный Октябрь»

Программой экспериментальных исследований было предусмотрено проведение трех групп опытов: установочных, тестовых и исследовательских.

При проведении пяти установочных опытов, оценивалась устойчивость протекания фаз процесса ($\Phi 1$, $\Phi 2$, $\Phi 3$) в режиме повышения нагрузки на испытываемую гидростойку (рис.4):

- фаза 1 – повышение давления в поршневой полости гидростойки до уровня давления в сети насосной станции за время $t=3-5$ с;
- фаза 2 – сохранение значения давления в заданном диапазоне за время $t=3-5$ с;

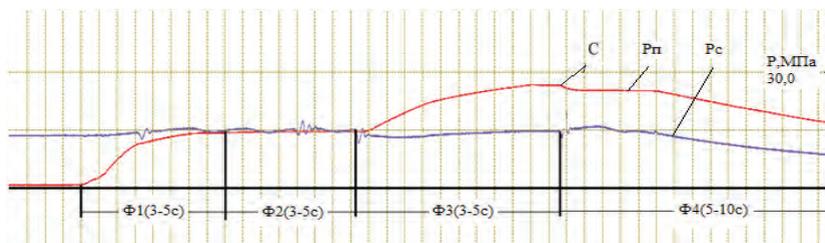


Рис. 4. Установочный режим проведения опыта

- фаза 3 – повышение давления в поршневой полости стойки за время $t = 3 - 5$ с до момента срабатывания предохранительного клапана (точка С);

- фаза 4 – снижение нагрузки на испытываемую стойку до уровня, определяемого давлением в сливной магистрали насосной станции за время $t = 5 - 10$ с.

Проверялась также устойчивость смещений блока поршней в гидротрансформаторе в фазах Ф2 и Ф3 процесса и устойчивость их возвращения в исходное положение в конце выполнения Ф4.

В тестовых опытах (№1, 2, 3 табл.1) проводилась проверка устойчивости значений исходных параметров работы гидростойки и гидросистемы стенда в целом при отключенном блоке безимпульсного регулирования (ББР).

При проведении исследовательских опытов (№4-17) определялись значения параметров режима работы ББР с устанавливаемыми калиброванными дросселями с разными диаметрами. Как видно из рис. 5 продолжительность фазы в опыте удерживалась в назначенных пределах, четко зафиксирован момент срабатывания предохранительного клапана и реакция по давлению в полости гидротрансформатора. Затем были проведены опыты №18,19,20 (табл.1) для проверки устойчивости значений параметров процесса при повторном проведении опытов.

По экспериментальным данным табл.1 построена зависимость (рис. 6) перемещений блока поршней гидротрансформатора от диаметра устанавливаемых дросселей в ББР при условии сохранения длительности цикла опыта постоянной.

Таблица 1

Экспериментальные данные

№ п/п	№ опыта	Время, час/мин	Диаметр дросселя Ддр,мм	Давления, МПа		Ход поршней,мм	Примечание
				В напорной магистрали НС	Срабатывание ПК		
1	у	13.43	-	180	260	-	ББР отключен
2	у	13.43	-	180	260	-	ББР отключен
3	у	13.46	-	180	260	-	ББР отключен
4	1.1	13.51	3,5	180	250	полный	13.43
5	1.2	13.51	3,5	180	260	полный	13.43
6	1.3	13.55	3,5	180	260	полный	
7	2.1	14.00	1,5	180	260	50	
8	2.2	14.00	1,5	175	260	50	
9	3.1	14.04	3,0	180	260	160	
10	3.2	14.08	3,0	175-180	250	160	
11	3.3	14.12	3,0	180	260	160	

№ п/п	№ опыта	Время, час/мин	Диаметр дросселя Ддр, мм	Давления, МПа		Ход поршней, мм	Примечание
				В напорной магистрали НС	Срабатывание ПК		
12	4.1	14.18	2,0	175-180	250	70	
13	4.2	14.20	2,0	175-180	250	71	
14	4.3	14.24	2,0	175-180	260	68	
15	5.1	14.26	2,5	175-180	255	115	
16	5.2	14.29	2,5	180-175	260	118	
17	5.3	14.31	2,5	175-180	260	120	
18	6.1	14.33	1,5	180-175	260	50	повторный
19	6.2	11.35	1,5	180	260	48	повторный
20	6.2	11.40	1,5	180	260	51	повторный

По результатам проведенных опытов необходимо отметить следующие особенности исследуемых процессов.

Наблюдалось устойчивое смещение поршней гидротрансформатора с вытеснением рабочей жидкости в нагнетательную магистраль насосной станции при давлениях в полости низкого давления более 18,0 МПа.

Изменение диаметра дросселя приводит к пропорциональному изменению смещения поршней гидротрансформатора при неизменной разности давлений, что подтверждает возможность эффективного регулирования рабочих характеристик гидростоек секций крепи.

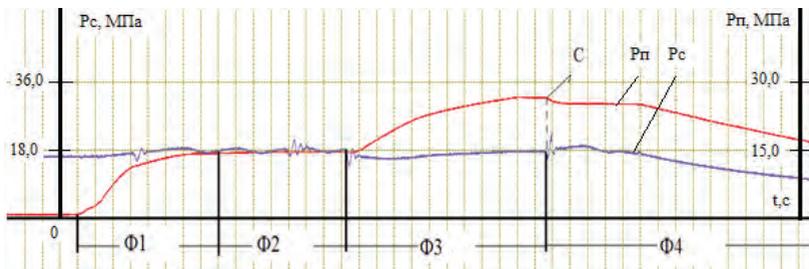


Рис. 5. Опыт 1.2, $D_{др} = 3,5$ мм, $l_x = 200$ мм

Срабатывание предохранительного клапана гидростойки не сопровождалось резкими перепадами давлений в поршневых полостях гидростойки и гидротрансформатора, что подтверждает возможность эффективного безимпульсного непрерывного управления сопротивле-

ния секций механизированной крепи опусканию пород кровли. Движение блока поршней устойчивое без колебательных явлений.

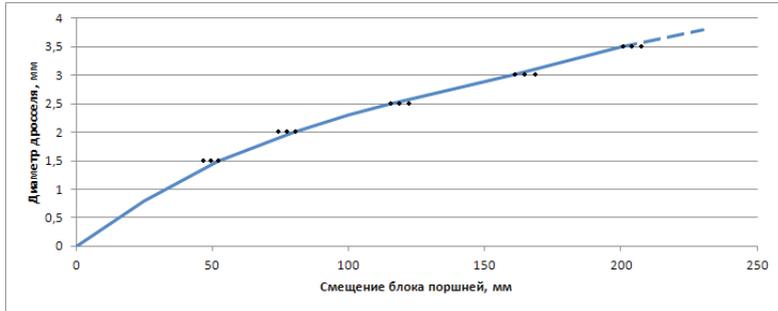


Рис. 6. Зависимость смещения блока поршней гидротрансформатора от диаметра дресселя

Процесс устойчивого через гидротрансформатор вытеснения рабочей жидкости из поршневой полости гидростойки в напорную магистраль насосной станции подтверждает возможность рекуперации энергии горного давления в гидросистему механизированной крепи очистных комплексов.

На основании результатов стендовых заводских испытаний экспериментального ББР сопротивления гидростоек СМК опускание пород кровли, реализованному на основании предложенных схемном и конструктивном технических решениях можно сделать следующие выводы:

- блок безимпульсного регулирования, обеспечивает непрерывное безимпульсное регулирование сопротивления гидростойки СМК при возрастающей нагрузке;
- возможна рекуперация энергии в гидросистему стенда;
- исключается возможность возникновения динамических переходных процессов в результате срабатывания предохранительного клапана и ударных гидравлических нагрузок на элементы гидросистемы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Хорин В.Н. Механизированные крепи.- М.: Недра», 1971 , стр. 3-147.
2. Объемный гидропривод забойного оборудования./ Хорин В.Н./ М., Недра, 1980г.
3. Бувечич В.В., Габов В.В., Задков Д.А., Кабанов О.В. Безимпульсное управление режимом работы гидростоек секций гидрофицированной крепи очистного механизированного комплекса. // Горное оборудование и электромеханика // Москва 2015г. С. 26 – 30
4. Cheng Jingyi, Wan Zhijun, Peng Syd S, Liu Sifei, Ji Yinlin. What can the changes in shield resistance tell us during the period of shearer's cutting and

neighboring shields' advance? International Journal of Mining Science and Technology, 2015, Date Views 15.08 2015 dx.doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.03.006.

5. B. Ramesh Kumar, U Siva Sankar, VNS Prasad. Selection of Powered Roof Supports – 2-Leg Shields vis-à-vis 4-Leg Chock Shields. International Conference on Underground Space Technology, 17-19 January 2011, Bangalore, India, pp: 1-20.

6. Коровкин Ю.А., Ю.Л. Худин. Механизированные крепи очистных забоев. // М.: Недра, 1990 – 413с.

7. Линник Ю.Н., Крашкин И.С., Мерзляков В.Г. и др. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020г. // М.: Горные машины и автоматика, 2006. - №2. – С.2-12.

8. Пат. RU2503816 С1. Гидрофицированная крепь с регулируемым сопротивлением и рекуперацией энергии / Буевич В.В., Габов В.В., Кабанов О.В.; заявитель ФГБОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»; опубл. 10.01.2014, Бюл. № 35. **ФИАН**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Стебнев Александр Валериевич – главный механик, АО «СУЭК-Кузбасс», г. Ленинск-Кузнецкий, Российская федерация, e-mail: StebnevAV@suek.ru,

Мухортиков Сергей Григорьевич – кандидат технических наук, первый заместитель главного механика, АО «СУЭК-Кузбасс», Ленинск-Кузнецкий, Российская федерация, e-mail: mukhortikovsg@suek.ru,

Габов Виктор Васильевич – доктор технических наук, профессор, Санкт-Петербургский горный университет, Российская федерация, e-mail: gvv40@mail.ru,

Бабурь Никита Валерьевич – аспирант кафедры машиностроения, Санкт-Петербургский Горный Университет, Российская федерация, e-mail: nik.babur@bk.ru.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 416–425.

Stebnev A.V., Muhortikov S.G., Gabov V.V., Babur' N.V.

Test of the unit of non-impact regulation of resistance of hydraulic stands of mechanical roof support to lowering of breeds of hanging wall

A method is proposed and tested experimental block bezimpulsnogo regulation of the resistance of the hydraulic props of powered roof support sections, the lowering of the roof rocks. The scheme of connection of the pulse-free control unit and the design of the main element of the unit – the torque converter. The dependence of the displacement unit piston of the torque converter from the diameter of the installed chokes. Regulation of the resistance of the water resistant of sections of powered support the lowering of the roof rocks is bezimpulsnogo method with an increasing load. The possibility of energy recovery in the hydraulic system of the stand is proved. It excludes the possibility of dynamic transients

as a result of the operation of the safety valve and hydraulic shock loads on the hydraulic elements in the control process. This leads to a decrease in the static “trampling” of rocks of the immediate roof, thereby, in the control mode of mountain pressure, dynamic effects of mechanized support on the immediate roof are excluded.

Keywords: the mechanized complex, roof support, the mining pressure, a hydrorack, control unit, the hydrotransformer, a throttle, the safety valve.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-416-425

AUTHORS

Stebnev A.V., Chief mechanic, OJSC “SUEK-Kuzbass”, Leninsk-Kuznetsky, Russian Federation, e-mail: StebnevAV@suek.ru,

Muhortikov S.G., Candidate of Technical Sciences, first Deputy Chief mechanic, OJSC “SUEK-Kuzbass”, Leninsk-Kuznetsky, Russian Federation, e-mail: mukhortikovsg@suek.ru,

Gabov V.V., Doctor of Technical Sciences, Professor, Saint-Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation, e-mail: gvv40@mail.ru.

Babyr' N.V., PhD student, Saint-Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation, e-mail: nik.babyr@bk.ru.

REFERENCES

1. Horin V.N. *Mekhanizirovannye krep'i* [Mechanical roof support]. Moscow: Nedra, 1971, pp. 3–147.
2. Horin V.N. *Ob'emnyj gidroprivo d zabojnogo oborudovaniya* [Volume hydraulic actuator of the bottomhole equipment]. Moscow, Nedra, 1980.
3. Buevich V.V., Gabov V.V., Zadkov D.A., Kabanov O.V. *Bezimpul'snoe upravlenie rezhimom raboty gidrostoe k sekci j gidroficiovannoj krep'i ochistnogo mekhanizirovannogo kompleksa* [Pulseless management of an operating mode of hydroracks of sections gidrofitsirovanny fix the clearing mechanized complex]. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika. Moscow, 2015. pp. 26–30.
4. Cheng Jingyi, Wan Zhijun, Peng Syd S, Liu Sifei, Ji Yinlin. *What can the changes in shield resistance tell us during the period of shearer's cutting and neighboring shields' advance?* International Journal of Mining Science and Technology, 2015, Date Views 15.08 2015 dx.doi.org/10.1016/j.ijmst.2015.03.006.
5. B. Ramesh Kumar, U Siva Sankar, VNS Prasad. *Selection of Powered Roof Supports. 2-Leg Shields vis-à-vis 4-Leg Chock Shields*. International Conference on Underground Space Technology, 17–19 January 2011, Bangalore, India, pp. 1–20.
6. Korovkin Yu.A., Yu.L. Hudin. *Mekhanizirovannye krep'i ochistnyh zaboev* [Mechanized fix clearing faces]. Moscow: Nedra, 1990. 413 p.
7. Linnik Yu.N., Krashkin I.S., Merzlyakov V.G. i dr. *Koncepciya razvitiya ochistnogo, prohodcheskogo, konvejnogo i burovogo oborudovaniya na period do 2020g.* [The concept of development of clearing, driving, conveyor and drilling equipment for the period till 2020]. Moscow: Gornye mashiny i avtomatika, 2006. no 2. pp.2–12.
8. *Pat. RU2503816 C1. Gidroficiovannaya krep' s reguliruemym soprotivleniem i rekuperacie j energii.* Buevich V.V., Gabov V.V., Kabanov O.V.; zayavitel' FGBOU VPO «Nacional'nyj mineral'no-syr'evoj universitet «Gornyj»; opubl. 10.01.2014, Byul. no 35.



Е.К. Едыгенов

ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫЙ МОЛОТ ДЛЯ БЕЗВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В настоящее время горнодобывающая отрасль испытывает определенные трудности, связанные с: усложнением горно-геологических условий; переходом на добычу руд на большой глубине; необходимостью вовлечения в переработку руд с низким содержанием ценных компонентов; увеличением удельного веса добычи руд из тонких и весьма тонких пластов, требующих селективную добычу ценных руд. В этих условиях эффективность буровзрывного способа добычи руд снижается, и необходимо развивать альтернативные методы и технологии безвзрывного способа разработки месторождений.

Эффективность разрушения горных пород мощными ударными машинами ставит актуальную проблему повышения технологических и функциональных возможностей ударных машин, и расширения области применения безвзрывных технологий. Широкое распространение в качестве навесного оборудования получили гидромолоты, однако, у них снижается производительность при низких температурах, и они не способны адаптироваться к изменениям разрушаемой породы по крепости.

Эти недостатки отсутствуют у электромагнитного молота (ЭММ), разработанного в Институте.

Опыт создания и результаты испытаний ЭММ определили, что:

- конструкция проста в изготовлении; возможно изготовление на отечественных заводах;

- устойчиво работает при температурах от минус 400 С до плюс 400 С;

- регулирует энергию единичного удара в широком диапазоне.

Ключевые слова: горнодобывающее производство, безвзрывное разрушение, машины ударного действия, электромагнитный молот.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-426-433

Введение

Горнодобывающая промышленность Республики в настоящее время испытывает определенные трудности, связанные с: усложнением горно-геологических условий, практическим исчерпанием запасов богатых руд; переходом на добычу руд на большой глубине в сложных горно-технических условиях; необходимостью вовлечения в переработку руд с низким содержанием ценных компонентов и сложными технологиче-

ISSN 0236-1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 11 (специальный выпуск 48). С. 426–433.

© Е.К. Едыгенов, 2018.

скими свойствами; увеличением удельного веса добычи руд из тонких и весьма тонких пластов, требующих селективную добычу ценных руд, что существенно влияет на экономическое состояние горных предприятий.

На открытых горных работах при буровзрывных работах возникает проблема вторичного дробления. Выход негабаритов составляет в среднем более 3 %, иногда достигая 25—30 % от объема добычи. Применение для вторичного дробления негабаритов буровзрывного способа приводит к дополнительным значительным расходам взрывчатых веществ (ВВ) (40% и выше от расхода ВВ на первичную отбойку).

На карьерах АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» выход негабарита составляет 2 %, и при объеме добычи 24 млн. тонн руды в год выход негабарита составит 0,48 миллиона тонн, что потребует дополнительно для разрушения негабарита более 600 тысяч кг ВВ.

В этих условиях эффективность основного способа добычи полезных ископаемых — буровзрывного снижается, и необходимо развивать и шире использовать альтернативные методы и технологии безвзрывного способа добычи полезных ископаемых.

В производственной практике находят применение альтернативные методы разрушения скальных пород, из которых можно отметить гидравлический [1- 4], и механические методы [5—8].

Безвзрывные технологии разрушения горного массива позволяют: снизить уровень потерь за счет более тщательной проработки контактных зон «порода-руда»; осуществлять селективную выемку руды; обеспечить экологическую чистоту; вести горные работы, не нарушая безопасность в близлежащих строениях, поселках, транспортных сетях и т.д.

В последние годы широкое применение получили машины ударного действия большой мощности. Такие машины эффективно работают в технологических процессах, требующих мощных концентрированных энергетических воздействий: в горной промышленности — разрушение горных пород и негабаритов, оборка кровли, выравнивание бортов и почвы горных выработок; в строительной — разработка мерзлых грунтов, разрушение бетонных и кирпичных кладок, забивка свай.

Применение машин ударного действия большой мощности позволяет производить селективную выемку полезных ископаемых, снижает негативное воздействие горных работ на окружающую среду, повышает безопасность горнорабочих.

Большая эффективность безвзрывной технологии с применением ударных машин ставит актуальную проблему повышения технологических и функциональных возможностей породоразрушающих машин, и расширения области применения безвзрывных технологий.

Полученные результаты

В последние годы широкое распространение в качестве навесного оборудования получили гидромолоты с гидросистемой адекватной гидросистеме базовой машине [9—12].

Практическая эксплуатация показала эффективность применения гидромолотов как навесного оборудования. Однако, при всех положительных качествах в гидромолотах электрическая энергия опосредовано преобразуется в механическую через энергию сжатого технического масла, что требует дополнительное оборудование — маслостанцию и сети трубопроводов высокого давления. Гидромолоты резко снижают производительность при низких температурах, из-за повышения вязкости масла, не могут адаптироваться к изменениям разрушаемой породы по крепости, смена гидромолота по энергии удара требует смены базовой машины.



Рис. 1. Опытный образец электромагнитного молота, установленный на колесном экскаваторе марки HYUNDAI 210

В Институте разработан электромагнитный молот для разрушения горных пород [13].

В настоящее время изготовлен и испытан в полигонных условиях опытный образец электромагнитного молота (рис. 1) [14, 15],

Опытный образец электромагнитного молота (ЭММ) разработан как молот среднего класса на энергию удара до 2000 Дж, изготовлен на АО «Машзавод им. С.М.Кирова» по инновационному гранту АО «Национальное агентство по технологическому развитию».

Техническая характеристика опытного образца ЭММ, полученная по результатам испытаний, представлена в Таблице 1.

Испытания ЭММ в качестве навесного оборудования на экскаваторе показали не только его надежную работу, но и потенциальные возможности, позволяющие создать конкурентоспособный образец электромагнитного молота,

Таблица 1

Техническая характеристика опытного образца ЭММ

Наименование параметров	Единица измерения	Показатели
Энергия единичного удара	Дж	2000
Частота ударов	уд./мин	90
Энергия потребляемая	кВт	42
Габаритные размеры	мм	2458x918x450
Масса ЭММ в сборе	кг	1940

Для реализации этих возможностей совместно с АО «Машзавод им. С.М. Кирова» по инновационному гранту АО «НАТР» была разработана конструкторская документация, и изготовлен опытно-промышлен-

ный образец ЭММ, в котором ход бойка увеличен вдвое по сравнению с опытным образцом. Для электромагнитных двигателей разработана комбинированная система охлаждения, которая позволяет использовать ЭММ в условиях резко-континентального климата.

Стеновые испытания тяговых характеристик электромагнитных двигателей показали практически линейную зависимость силы тяги от величины тока (рис. 2).



Рис. 2. Зависимость силы тяги электромагнита от величины тока

Возможность электромагнитных двигателей увеличивать тяговое усилие с повышением величины тока позволяет электромагнитному молоту регулировать энергию единичного удара (Рисунок 3), что расширяет его функциональные возможности.

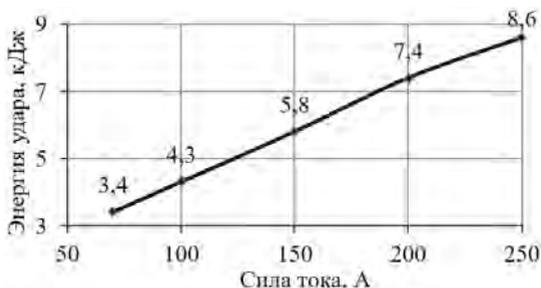


Рис. 3. Зависимость энергии единичного удара от величины тока

В табл. 2 приведены основные показатели гидромолотов [16] и опытно-промышленного образца ЭММ.

Анализируя данные таблицы видно, что увеличение мощности удара у гидромолотов ведет к росту их массы и массы экскаватора. Так, гидромолот МТВ 365 превосходит МТВ 215 по энергии удара на 44%, но и масса у МТВ 365 более, чем на 40%, больше, соответственно требуется больше и масса экскаватора. В то же время, ЭММ, благодаря возможности варьировать энергией удара может работать в диапазоне от 3000 Дж до 8000 Дж, не меняя экскаватор, и практически может

заменить весь типоряд гидромолотов МТВ, указанный в таблице, что является важным его конкурентным преимуществом.

Таблица 2

Сравнение основных показателей гидромолотов и ЭММ

Наименование параметров	Наименование молотов				
	Гидромолоты тяжелого класса				ЭММ
	МТВ 215, Турция	МТВ 255, Турция	МТВ 285, Турция	МТВ 365, Турция	опытно-промыш. образец
Энергия удара, Дж	4500	5500	6000	8000	3000 ÷ 8000
Масса молота, кг	2200	2520	2950	3800	1900
Масса экскаватора, кг	25 000	29000	40000	90000	20000

Таким образом, опыт создания и результаты испытаний ЭММ определили, что:

- конструкция проста в изготовлении; возможно изготовление на отечественных заводах;
- может работать при низких температурах;
- регулирует энергию единичного удара в широком диапазоне.

Заключение

Учитывая возможности электромагнитного молота регулировать энергию единичного удара и работать при низких температурах, рациональной областью применения таких ударных машин для разрушения горных пород могут быть горнодобывающие предприятия, находящиеся в зоне резко континентального климата.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шумаков В.И. Разработка теории гидрорезания песчаников струями воды высокого давления // Горный информационно-аналитический бюллетень: сб. трудов. — Москва, Россия, 2001. — №3. — С. 200–202;
2. Булавкин А.А., Семешин И.М., Шеметов М.Г. Технологические комплексы на базе гидроагрегата УСВД-3500 для контурной резки камня // Горный информационно-аналитический бюллетень: сб. трудов. — Москва, Россия, 2000. — №3. — С. 105–106;
3. Melamed Y, Kiselev A, Gelfgat M, Dreesen D and James B. Hydraulic Hammer Drilling Technology: Developments and Capabilities, J. Energy Resour. Technol. 1999; 122(1):1–7.
4. Tang JR, LU YY, Ge ZL, Xia BW, Wang JH. Combined drilling of hard rock with abrasive water jet and mechanical bit to improve drilling efficiency. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013;30(4): 621–627.

5. *Lundberg B, Okrouhlik M.* Influence of 3D effects on the efficiency of percussive rock drilling. *Int J Impact Eng.* 2001; 25:345–60.
6. *Каркашадзе Г.Г.* Механическое разрушение горных пород. — Москва: МГГУ, 2004. — 220 с.;
7. *Deniz T, Shahabedin H.* Predicting performance of impact hammers from rock quality designation and compressive strength properties in various rock masses. *TUNN UNDERGR SP TECH,* 2016;59:37–47.
8. *Mishnaevsky JR.* A brief review of Soviet theoretical approaches to dynamic rock failure. *Int. J. Rock Mech. Min. Sc.,* 1993; 30(6):663–668.
9. *Холодняков Г.А., Лигоцкий Д.Н., Половинко А.В.* Схемы работы гидравлического экскаватора с подвесным гидромолотом в забое при первичной отбойке породы // Горный информационно-аналитический бюллетень: сб. трудов. — Москва, Россия, 2012. — №4. — С. 248–251;
10. *Ураимов М., Султаналиев Б.С.* Гидравлические молоты. Основы создания, обобщение опыта производства и эксплуатации гидравлических молотов «Импульс». Бишкек: Илим.- 2003. — 240 с.;
11. *Бексалов Е.Б., Абсаматов Э.Н., Гарипов Ф.Р., Дандыбаев М.Ж., Бексалов И.Е.* Безвзрывная технология разрушения крепких пород на открытых работах и рекомендации по её применению. // Машиноведение: сб. трудов. — Бишкек, Кыргызская Республика, 2008.- Вып.6. — С. 117–124;
12. *Буткевич Г.Р.* Взрывные и безвзрывные способы разрушения скальных пород на карьерах // Нерудные строительные материалы.- Москва, РФ — 2011. — №1. — С. 33 -34;
13. Пат. №026610 ЕАПВ / Электромагнитный молот / Едыгенов Е.К.: опубл. 28.04.2017 г.. Бюл. №4;
14. *Ye. K. Yedygenov, V. Lyashkov.* Electromagnetic rock breaker for non-explosive rocks breaking//International Symposium on planning of mining and selection of equipment of MPES 2011 – Алматы – 2011.- p. 1002–1012;
15. *Едыгенов Е.К., Кораблев Г.А., Вагапов Р.В., Ляшков В.И.* Результаты испытания привода электромагнитного молота.//Научно-техническое обеспечение горного производства.- Т.86. – Алматы – 2014 – С. 176–183;
16. *Buklet lineup MTV. Istanbul* — 2014. P. 16. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Едыгенов Ерик Казтаевич – доктор технических наук, академик Академии минеральных ресурсов Республики Казахстан, заведующий отделом «Геотехника» Филиала РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Институт горного дела им. Д.А.Кунаева, 050046, г.Алматы, пр. Абая,191, тел.8 (727) 376 98 02, e-mail: e.k.edigenov@rambler.ru.

Yedygenov Ye.K.

Electromagnetic hammer for non-explosive rock destruction

Currently, the mining industry is undergoing certain difficulties related to: the complication of mining and geological conditions; the change-over to production at great depth; the need to involve ores with the low valuable components in the processing; an increase in the specific gravity of the ore production from thin and very thin bed seams requiring selective extraction of valuable ores.

Under the circumstances, the efficiency of the drill-and-blast method of ore production is reduced, and alternative methods and technologies of the blastless field development method needed to be developed.

The efficiency of the rock disintegration by powerful impact machines issues the pressing challenge of increasing the technological and functional capabilities of impact machines, and expanding the scope of application of the blastless technologies.

Hydraulic hammers have become widespread as the attachments, however, they have low productivity at low temperatures, and they are not able to adapt by hardness to changes in the destructible rocks.

These disadvantages are absent in the electromagnetic hammer (EMH) engineered in the Institute.

The experience of creation and the results of the EMH tests determined that:

- the design is easy to be manufactured; the manufacture is possible to be made in domestic factories;
- it steadily operates at temperatures from minus 40° C to plus 40° C;
- it regulates the energy of a single impact in a wide range.

Given the capabilities of the electromagnetic hammer to regulate the energy of a single impact and operate at low temperatures, the rational field of application of such impact machines for the destruction of rocks are mining enterprises located in a zone of sharply continental climate

Keywords: Mining production, blastless disintegration, impact machines, electromagnetic hammer.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-426-433

AUTHORS

Yedygenov Ye.K., Doctor of Technical Sciences, Academician of the Academy of Mineral Resources of the Republic of Kazakhstan, Head of Geotechnics Department of the RSE "National Center for Complex Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan" Mining Institute named after DO Kunayev, 050046, Almaty, Abai Ave., 191, tel.8 (727) 376 98 02, e-mail: e.k.edigenov@rambler.ru.

REFERENCES

1. Shumakov V.I. *Razrabotka teorii gidrorezaniya peschanikov struyami vody vysokogo davleniya* [The development of the theory of hydrocutting sandstones jets of high pressure water]. Gornyj informatsionno-analiticheskiy byulleten': sb. trudov. Moscow, Rossiya, 2001. no 3. pp. 200–202.

2. Bulavkin A.A., Semeshin I.M., Shemetov M.G. *Tekhnologicheskie komplekсы na baze gidroagregata USVD-3500 dlya konturnoj rezki kamnya* [Technological systems based on hydraulic unit USVD-3500 for contour cutting of stone]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten': sb. trudov. Moscow, Rossiya, 2000. no 3. pp. 105–106.
3. Melamed Y, Kiselev A, Gelfgat M, Dreesen D and James B. *Hydraulic Hammer Drilling Technology: Developments and Capabilities*, J. Energy Resour. Technol. 1999; 122(1):1–7.
4. Tang JR, LU YY, Ge ZL, Xia BW, Wang JH. *Combined drilling of hard rock with abrasive water jet and mechanical bit to improve drilling efficiency*. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013;30(4): 621–627.
5. Lundberg B, Okrouhlik M. *Influence of 3D effects on the efficiency of percussive rock drilling*. Int J Impact Eng. 2001; 25:345–60.
6. Karkashadze G.G. *Mekhanicheskoe razrushenie gornyh porod* [Mechanical destruction of rocks]. Moscow: MGGU, 2004. 220 p.
7. Deniz T, Shahabedin H. *Predicting performance of impact hammers from rock quality designation and compressive strength properties in various rock masses*. TUNN UNDERGR SP TECH, 2016; 59: 37–47.
8. Mishnaevsky JR. *A brief review of Soviet theoretical approaches to dynamic rock failure*. Int. J. Rock Mech. Min. Sc., 1993; 30(6):663–668.
9. Holodnyakov G.A., Ligockij D.N., Polovinko A.V. *Skhemy raboty gidravlicheskogo ekskavatora s podvesnym gidromolotom v zaboe pri pervichnoj otbojke porody* [Schemes of work hydrants-crystal-excavator with a hammer hanging at the bottom in the initial breaking of rocks]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten': sb. trudov. Moscow, Rossiya, 2012. no 4. pp. 248–251.
10. Uraimov M., Sultanaliev B.S. *Gidravlicheskie moloty. Osnovy sozdaniya, obobshchenie opyta proizvodstva i ekspluatatsii gidravlicheskih molotov «Impul's»* [Hydraulic hammers. Bases of creation, generalization of experience of production and operation of hydraulic hammers «Impulse»]. Bishkek: Ilim. 2003. 240 p.
11. Beksalov E.B., Absamatov E.N., Garipov F.R., Dandybaev M.Zh., Beksalov I.E. *Bezvzryvnaya tekhnologiya razrusheniya krepkih porod na otkrytyh rabotah i rekomendacii po eyo primeneniyu* [Beskriva technology of cutting hard rocks in open studies and recommendations on its application]. Mashinovedenie: sb. trudov. Bishkek, Kyrgyzsaya Respublika, 2008. Vyp. 6. pp. 117–124.
12. Butkevich G.R. *Vzryvnye i bezvzryvnye sposoby razrusheniya skal'nyh porod na kar'erah* [Explosive and non-explosive methods of rock destruction in quarries]. Nerudnye stroitel'nye materialy. Moscow, RF 2011. no 1. pp. 33–34.
13. Pat. no 026610 EAPV. Elektromagnitnyj molot. Edygenov E.K.: opubl. 28.04.2017. Byul. no 4.
14. Yedygenov Ye. K., Lyashkov V. *Electromagnetic rock breaker for non-explosive rocks breaking*. International Symposium on planning of mining and selection of equipment of MPES 2011 Almaty 2011. pp. 1002–1012.
15. Edygenov E.K., Korablev G.A., Vagapov R.V., Lyashkov V.I. *Rezul'taty ispytaniya privoda elektromagnitnogo molota* [The results of the test drive of the electromagnetic hammer]. Nauchno-tekhnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva. T.86. Almaty 2014 pp. 176–183;
16. Buklet lineup MTV. Istanbul 2014. P. 16.



СТРУКТУРНО-ФУНКЦИОНАЛЬНАЯ МОДЕЛЬ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО КОНТАКТОРА ПОСТОЯННОГО ТОКА

Освещено построение структурной схемы контактора с учетом особенностей и признаков элементной базы, с целью оценки вероятности отказа. Были выдвинуты гипотезы, основанные на законах распределения. Так как конструкция контакторов представляет сложную систему, состоящую из многочисленных элементов, то прогнозирование надежности его работы должно учитывать число и состояние всех элементов аппарата. Было выделено три основных класса элементов, на основании которых построена общая схема классификации элементов.

Структурная схема контактора была построена с учетом анализа особенностей его элементной базы, с разделением деталей на следующие группы: детали, которые являются проводниками электрического тока, детали, которые выполняют изоляционные функции, элементы магнитной системы и группа деталей, имеющих только конструктивное назначение.

С учетом конструктивных взаимосвязей была разработана структурно-функциональная система на примере контактора постоянного тока и его подсистем, что позволило произвести дальнейшее структурно- функциональное дробление подсистем на элементы.

Также была произведена классификация элементов силовых аппаратов на основании конструктивных и физических принципов.

Ключевые слова: контактор, вероятность отказа, надежность, модель контактора, структурная схема, классификация, структурно-функциональная модель.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-434-441

На сегодняшний день является актуальным вопрос оценки безотказной работы электрооборудования и прогнозирование его вероятности отказа.

Для оценки вероятности отказа или безотказной работы выдвигаются гипотезы о законах распределения, проверяются на соответствие данным наблюдений и оцениваются параметры этих законов при условии однородности статистических данных.

В теории надежности принимают, что с точки зрения работоспособности, элементы взаимодействуют между собой по некоторым логическим схемам. Для наглядного представления взаимодействия исполь-

зуют структурные схемы, в которых система разбивается на блоки на базе единства функционирования и физических процессов, происходящих при работе изделия. При составлении структурных схем пользуются методом «слабых звеньев», выделяя только те блоки, надежность которых в данных условиях минимальна. Конструктивные свойства элементов системы: различные виды соединения деталей, геометрические установочные параметры, регламентирующие взаимное расположение узлов и деталей. Состояние этих элементов существенным образом может влиять на надежность системы. В некоторых случаях в процессе проектирования это может привести к большим погрешностям, в результате чего при эксплуатации могут происходить преждевременные отказы.

В настоящее время применяемые модели имеют универсальный характер и могут быть использованы в различных технических системах.

Широко применяемые физико-статистические методы расчета надежности систем позволяют учесть физические свойства системы, которые показывают индивидуальные особенности, присущие исследуемой системе, что значительно повышает точность расчета. Данные методы расчета рассматривают систему как двухполюсную структуру, считается, что функционально должен быть вход и выход. При этом в основном, анализируются электрические параметры исследуемой системы.

Конструкция контакторов представляет собой сложную систему, состоящую из многочисленных элементов, с определенными функциональными свойствами, надежность, которых во многом зависит от числа и состояния параметров элементов, к которым относятся всевозможные соединения деталей: паяные, сварные, заклепочные, соединения деталей посредством натяга, болтовые соединения и др. Состояние этих соединений существенным образом может влиять на надежность системы.

Построение структурной схемы должно производиться на базе конструктивных параметров. В этом случае, они будут представлять собой замкнутые или разомкнутые неориентированные контуры. В этом заключается принципиальное отличие от существующих структурных схем, которые, как правило, имеют направленные структуры элементов.

Для построения структурной схемы контактора проводится анализ особенностей и признаков ее элементной базы. Среди них можно выделить часть деталей, которые являются проводниками электрического тока, другая группа выполняет изоляционные функции, третья составляет элементы магнитной системы, четвертая имеет конструктивное назначение.

Наиболее существенной особенностью конструкции контакторов является то, что ее функциональные параметры в значительной мере зависят от заданного расположения узлов и деталей. В контакторах

характеристики работоспособности определяются размерами самих деталей и зазоров между ними. Они регламентируются геометрическими параметрами, которые нужно учитывать в совокупности.

В структуре контактора выделяются три основных класса элементов. К первому относятся все детали. Ко второму — различные соединения деталей между собой. К третьему — установочные геометрические параметры, учитывающие взаимное соответствие узлов и деталей.



Рис. 1. Общая схема классификации элементов электрического аппарата

Область факторного пространства, действующая подсистемы контактора и их допустимые границы приведена в табл. 1. Они дают представление о взаимосвязи между факторами и видами отказов.

Для построения модели контактора на базе его конструкции вводятся некоторые условные обозначения, с целью облегчения дальнейшей процедуры ее построения. На основании классификации, приведенной на рис. 1 принимается: D_i — деталь аппарата, S_j — соединение в узлы; G_k — установочные допуски узлов.

Построение структуры можно производить двумя путями от элемента к системе или от системы к элементам. Здесь принципиальной разницы нет, так как результат в обоих случаях должен быть одинаковый.

Используя терминологию теории графов, детали, соединения, геометрические установочные параметры (D_i , S_j , G_k) будут вершинами графа, а их соединения, представляющие конструктивные связи, обозначаются ребрами. Таким образом, мы имеем множество элементов, соединенных между собой определенным образом.

Если обозначить множество элементов $D_i + S_j + G_k$ через V , тогда его элементы есть $U \in V$. Следовательно, система может быть выражена в виде графа $G = G(V)$ с множеством вершин, представляющие семейство

любых возможных пар элементов вида $E = (D_i, C_j)$, указывающие какие вершины соединены между собой. Так как традиционные схемы, как правило, являются двухполюсными, то ребра графа должны быть ориентированы. В данном случае они не ориентированы. Тогда выражение для любого ребра будет иметь следующий вид: $E = (D_i, C_j) = (C_j, D_i)$. В этом заключается принципиальное отличие графа построенного на основании конструктивно-функциональной базы от графа построенного лишь на функциональной базе.

На рис.2 приведена структурная схема соединения таких элементов $(D_i; D_{i+1})$ в узлы.

Между элементами могут быть функциональные связи и внешние воздействия. На рис.2b приведена структурная формула для случая, когда элементы $(D_i; C_j, D_{i+1})$ соединяются между собой при помощи натяга, зазора, пайки, сварки и др. (C_j) .

Таблица 1

Классификация элементов силовых аппаратов на основании конструктивных и физических принципов

Классы элементов	Подклассы	Основные факторы	Механизм отказов элементов (полные и частичные)	Область задания целевой функции
Детали	Изоляционные детали	Электротермические, механические	Нарушение электрической прочности (пробой) диэлектриков	$U_{пр} \leq U_{пр.о}$
	Конструкционные	Механические	Нарушение механической прочности и жесткости	$\sigma_{max} \leq [\sigma]$ $n.c$
Соединения	Соединения типа натяг	Механические, химические	Нарушение механической прочности и жесткости	$F_n \leq F_{n.q}$
	Соединения типа зазор	Механические (трение, износ)	Выход параметров за допустимые пределы	$H_{min} \leq H_n \leq H_{max}$
Установочные допуски узлов		Механические	Отклонение параметров установки узлов	$Z_{min} \leq Z_n \leq Z_{max}$ $Z_n \leq Z_{max}$ $Z_{min} \leq Z_n$

Установочные геометрические параметры, которые применяются в сложных системах, дают возможность контролировать в процессе эксплуатационной работы взаимное соответствие узлов и деталей. Если

данные параметры выйдут за допустимые пределы, то система также может выйти из строя. На рис. 2, *d* приведена структурная схема, где показана связь между деталями D_i , D_{i+1} посредством установочного геометрического параметра.

Наиболее общим примером формирования узла является случай, когда используются детали D_i , соединения C_j и установочные геометрические параметры. На рис. 2с в качестве примера приведена структурная схема такого узла.

С учетом конструктивных взаимосвязей, можно разработать структурно-функциональную систему на примере контактора постоянного тока серии КМП-401 и его подсистем (рис. 3).

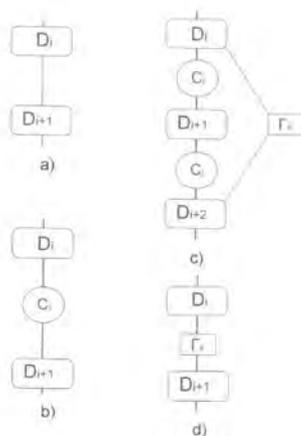


Рис. 2. Соединения элементов в структуре электрических аппаратов

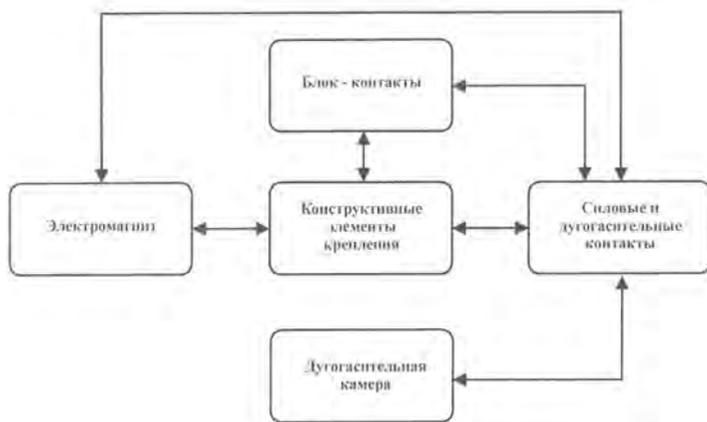


Рис. 3. Структурная схема электромагнитного контактора

Такое представление позволяет производить дальнейшее структурно- функциональное дробление подсистем на элементы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гнеденко Б.В., Беляев Ю.К., Соловьев А.Ф. Математические методы в теории надежности./ М.: Наука. 1965.

2. Барлоу Р., Прошан Ф. Математическая теория надежности./ М.: Советское радио. 1969.

3. Фомин В.Н. Нормирование показателей надежности./ М.: Издательство стандартов. 1986.

4. Таев И.С. Электрические аппараты управления. М.: Высшая школа. 1984.

5. Тищенко Н.А., Павленко В.К., Рипс Я.А. Надежность электрических аппаратов электропривода, высоковольтных изоляторов, аккумуляторов и керамических материалов./ Под ред. О.Д. Гольдберга. М.: Наука. 1968.

6. Radulian A., Mosioi N., Tsakiris V. Dimension improving of the low voltage contactor//Revue Roumaine des Sciences Techniques Serie Electrotechnique et Energetique, 2018 63(1), с.19–26.

7. Yondong C., Kai L., Jing L., Chunguang H., Changxue L. Research on the dynamic behavior of the arc between contacts of DC contactor// ICEPE-ST 2017 – 4 th international Conference on Electric Power Equipment – Switching Technology, 2017, с.204–208.

8. Han X., Zhu Z., Yuan D., (.....), Yang R., Zhang H. Study on factors influencing the characteristics of arc in DC contactors//ICEPE-ST 2017 – 4 th international Conference on Electric Power Equipment – Switching Technology, 2017, с.406–410.

9. Simek D. Experimental DC arc endurance test of selected materials commonly used in switching devices//Proceedings of the 2017 18 th international scientific Conference on Electric Power Engineering, EPE 2017 7967319.

10. Грачева Е.И., Наумов О.В., Сафин А.Р., Садыков Р.Р. моделирование характеристик надежности низковольтных коммутационных аппаратов на основе случайных выборок на примере контакторов./ Вести высших учебных заведений Черноземья. Липецкий государственный технологический университет. г. Липецк, № 4(46), 2016г. с.36–41.

11. Аполлонский С.М., Куклев Ю.В. Низковольтные электрические аппараты./Записки Горного Института, Санкт-Петербургский горный университет, СПб, том 218, 2016г. с 251–260.

12. Яковлев Д. Компактные реле и контакторы для ответственных применений// Журнал «Силовая электроника», ООО «Медиа КиТ», СПб, № 62, 2016г. с.8–10.

13. Артюхова М.А., Богачев К.А. Расчет надежности электромагнитный контакторов//журнал «Новые информационные технологии в автоматизированных системах», издательство: Московский институт электроники и математики НИУ ВШЭ, М., № 17, 2014г. с. 4–8.

14. Электромагнитные контакторы// Электрооборудование:Эксплуатация и ремонт. Издательский дом «Панорама», М.: №2, 2015 г. с. 47–51. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Хошмухамедов И.М. — доктор технических наук, профессор, kosareva-volodko@rambler.ru.

Косарева-Володько О.В. — кандидат технических наук, доцент, кафедра ЭЭГП, НИТУ «МИСиС», Горный Институт.

Hoshmuhamedov I.M., Kosareva-Volodko O.V.

Structural and functional model of DC electromagnetic contactor

In the article presented, the structure of the contactor's schematic diagram is considered taking into account the features and attributes of the element base in order to assess the probability of failure. Hypotheses based on distribution laws were put forward. Since the design of contactors is a complex system consisting of numerous elements, the prediction of the reliability of its operation must take into account the number and state of all elements of the system. Three main classes of elements were distinguished, on the basis of which a general scheme for the classification of elements was constructed.

The structural diagram of the contactor was constructed taking into account the analysis of the features of its element base, with the separation of parts into the following groups: parts that are conductors of electric current, parts that perform insulation functions, elements of the magnetic system and a group of parts that have only a constructive purpose.

Taking into account the constructive interrelations, a structural and functional system was developed with the example of a direct current contactor and its subsystems, which allowed further structural and functional fragmentation of subsystems into elements.

A classification of the elements of power devices was also made on the basis of constructive and physical principles.

Keywords: contactor, probability of failure, reliability, contactor model, structural diagram, classification, structural-functional model.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-434-441

AUTHORS

Hoshmuhamedov I.M., prof., Doctor. tehn. sciences

Kosareva-Volodko O.V., Associate Professor, PhD. tehn. Sciences.

National University of Science and Technology (MISiS), Mining Institute
Dep. EEGP, Moscow

REFERENCES

1. Gnedenko B.V., Belyaev Yu.K., Solov'ev A.F. *Matematicheskie metody v teorii nadezhnosti* [Mathematical methods in reliability theory]. Moscow: Nauka. 1965.
2. Barlou R., Proshan F. *Matematicheskaya teoriya nadezhnosti* [Mathematical theory of reliability]. Moscow: Sovetskoe radio. 1969.
3. Fomin V.N. *Normirovanie pokazatelej nadezhnosti* [Normalization of reliability indicators]. Moscow: Izdatel'stvo standartov. 1986.
4. Taev I.S. *Elektricheskie apparaty upravleniya* [Electrical control devices]. Moscow: Vysshaya shkola. 1984.
5. Tishchenko N.A., Pavlenko V.K., Rips Ya.A. *Nadezhnost' elektricheskikh apparatov elektroprivoda, vysokovol'tnyh izolyatorov, akkumulyatorov i keramicheskikh materialov* [Reliability of electrical equipment electric drive, high voltage insulators, batteries, and ceramic materials]. Pod red. O.D. Gol'dberga. Moscow: Nauka. 1968.
6. Radulian A., Mosioi N., Tsakiris V. *Dimension improving of the low voltage contactor*. Revue Roumaine des Sciences Techniques Serie Electrotechnique et Energetique, 2018 63(1), pp. 19–26.

7. Yondong C., Kai L., Jing L., Chunguang H., Changxue L. *Research on the dynamic behavior of the arc between contacts of DC contactor*. ICEPE-ST 2017 4 th international Conference on Electric Power Equipment Switching Technology, 2017, pp. 204–208.

8. Han X., Zhu Z., Yuan D., (.....), Yang R., Zhang H. *Study on factors influencing the characteristics of arc in DC contactors*. ICEPE-ST 2017 4 th international Conference on Electric Power Equipment Switching Technology, 2017, pp. 406–410.

9. Simek D. *Experimental DC arc endurance test of selected materials commonly used in switching devices*. Proceedings of the 2017 18 th international scientific Conference on Electric Power Engineering, EPE 2017 7967319.

10. Gracheva E.I., Naumov O.V., Safin A.R., Sadykov R.R. *Modelirovanie harakteristik nadezhnosti nizkovol'nyh kommutacionnyh apparatov na osnove sluchajnyh vyborok na primere kontaktorov* [Simulation of reliability characteristics of low-voltage switching devices on the basis of random samples on the example of contactors]. *Vesti vysshih uchebnyh zavedenij Chernozem'ya. Lipeckij gosudarstvennyj tekhnologicheskij universitet*. g. Lipeck, no 4(46), 2016. pp. 36–41.

11. Apollonskij S.M., Kuklev Yu.V. *Nizkovol'tnye elektricheskie apparaty* [Low-voltage electric apparatus]. *Zapiski Gornogo Instituta, Sankt-Peterburgskij gornyj universitet, Saint-Petersburg*, tom 218, 2016. pp. 251–260.

12. Yakovlev D. *Kompaktnye rele i kontaktory dlya otvetstvennyh primenenij* [Compact relays and contactors for critical applications]. *Zhurnal «Silovaya elektronika», OOO «Media KIT», Saint-Petersburg*, no 62, 2016. pp. 8–10.

13. Artyuhova M.A., Bogachev K.A. *Raschet nadezhnosti elektromagnitnyh kontaktorov* [Calculation of reliability of electromagnetic contactors]. *zhurnal «Novye informacionnye tekhnologii v avtomatizirovannyh sistemah», izdatel'stvo: Moskovskij institut elektroniki i matematiki NIU VShE, Moscow*, no 17, 2014. pp. 4–8.

14. *Elektromagnitnye kontaktory* [Electromagnetic contactors]. *Elektrooborudovanie: Eksploatatsiya i remont. Izdatel'skij dom «Panorama», Moscow*: no 2, 2015. pp. 47–51.



СИСТЕМА ДИСТАНЦИОННОГО КОНТРОЛЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

Рассмотрен вопрос о необходимости создания СДК ПБ для повышения уровня промышленной безопасности на опасных производственных объектах угольной промышленности путем предоставления возможности раннего распознавания опасных ситуаций и принятия превентивных мер по их устранению и недопущению крупных инцидентов и аварий.

Ключевые слова: система дистанционного контроля, промышленная безопасность, комплекс программных средств, прогнозирование, задачи системы контроля, проактивное управление, интеграция системы контроля, прототип систем контроля.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-11-48-442-451

1. Система дистанционного контроля и суть предлагаемого подхода

Система дистанционного контроля промышленной безопасности – комплекс программных и программно-аппаратных средств, а также специализированных технических средств, обеспечивающих непрерывное получение, обработку и передачу в режиме реального времени информации о значениях параметров технологических процессов и процессов обеспечения функционирования опасного производственного объекта, определяющих его безопасность, о состоянии систем противоаварийной защиты и их срабатывании, состоянии технических устройств, а также о регистрации аварий и инцидентов на опасном производственном объекте. [1, ст.1]

Основными задачами СДК ПБ являются [1–6]:

1. Мониторинг включает в себя дистанционный сбор данных об основных параметрах технологического процесса и хранение исторических данных;

2. Аналитика включает в себя оперативную оценку текущего состояния, а также риска возникновения аварии; прогнозирование уровня промышленной безопасности ОПО; прогноз времени имеющегося у персонала для устранения предпосылок до момента события критического промышленной безопасности;

3. Представление включает в себя отображение актуальной информации о состоянии и событиях промышленной безопасности и отображение информации о показателях риска;

4. Контроль включает в себя реальное состояние объектов в режиме реального времени и оперативное оповещение об авариях и о возрастании риска возникновения аварий

Большинство аварий не происходит внезапно, как правило им предшествует цепочка событий (рис. 1).

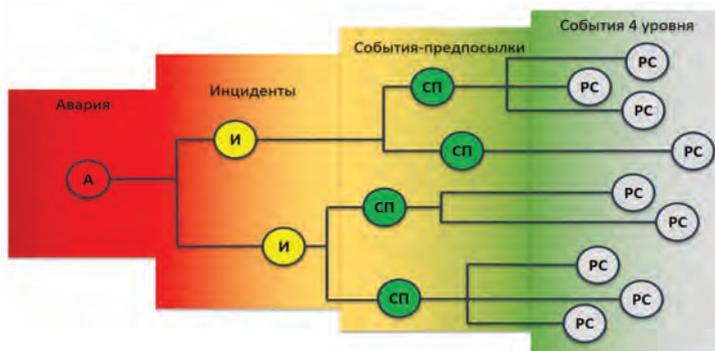


Рис. 1. Концепция СДК ПБ

Суть предлагаемого подхода, лежащего в основе СДК ПБ, состоит в переходе к проактивному управлению рисками промышленной безопасности путем учета предпосылок, аналитической обработки статистики и прогнозирования на этой основе состояния поднадзорных объектов. Данный подход позволит реализовать оперативное принятие превентивных мер по недопущению аварий и инцидентов.

2. Примеры контролируемых системой объектов угольной шахты

СДК ПБ позволяет выводить информацию и контролировать абсолютно любую информационную систему, используемую на угольных шахтах:

- система контроля водоотливных установок;

Водоотливные установки предназначены для удаления шахтных и карьерных вод из шахтных выработок. СДК ПБ осуществляет мониторинг показателей насосов, включая режим работы, температуру подшипников насосов, температуру подшипников электродвигателей, состояние подпиточных насосных агрегатов, производительность насосов и уровень воды в водосборнике.

- система контроля пожарного водоснабжения;

Основная задача системы централизованного контроля и управления пожарным водоснабжением — поддержание оптимальных условий

функционирования пожарного водоснабжения поверхностных и подземных объектов и готовности его к ликвидации возникшей аварии на шахте.

- система контроля газодинамических явлений.

Эта система необходима для предотвращения опасных для жизни забойщиков явлений, связанных с геологией, сейсмологией и выбросами метана. СДК ПБ предоставляет комплексные параметры прогноза горных ударов и внезапных выбросов, внезапных выдавливаниях горного пласта, прорывов метана из почвы горной выработки и геологических нарушений в конвейерном и вентиляторном штреках.

3. Программная платформа СДК ПБ

Система дистанционного контроля промышленной безопасности реализована на базе отечественного продукта «Зодиак» – программной платформы комплексного оперативного мониторинга и управления инфраструктурой, сервисами и бизнес процессами предприятия в режиме реального времени.

Основные возможности «Зодиак»:

- представление обобщенной информации с разных точек зрения в удобном для принятия решений формате;
- интеграция со специализированными системами мониторинга;
- контроль состояния систем, процессов, услуг в реальном режиме времени;
- прогнозирование поведения сложных систем, оценка и прогнозирование рисков;
- механизмы аналитической обработки;
- вывление аномалий поведения сложных динамических систем, диагностика и локализация причин возникновения проблем.

4. СДК ПБ: источники данных и результаты обработки

Система позволяет в режиме «онлайн» получать все необходимые сведения, по которым можно судить о состоянии безопасности объекта. Источником информации являются SCADA, электронные журналы, системы диагностирования, учета нарушений (рис. 2).

СДК фиксирует отклонения от установленных параметров технологических процессов, следит за состоянием оборудования, а также фиксирует предпосылки возникновения инцидентов и аварий на основе полученных данных. Система позволяет не только отслеживать состояние контролируемого объекта, но и показывает динамику изменения состояния объекта и скорость такого изменения.

СДК также обеспечивает формирование оперативной отчетности по состоянию и событиям промышленной безопасности за заданный период времени, а также регламентированной отчетности производственного контроля.



Рис. 2. Источники данных и результаты обработки

5. Показатели оценки деятельности и состояния ПБ

Для оценки деятельности и состояния ПБ могут использоваться как запаздывающие, так и упреждающие показатели (рис. 3).



Рис. 3. Аналитические возможности СДК ПБ

Запаздывающие показатели отражают результаты и характеризуют деятельность в области промышленной безопасности за определенный период.

Упреждающие показатели характеризуют текущую ситуацию в области промышленной безопасности, факторы, влияющие на результат.

В качестве ключевых показателей состояния ПБ в СДК используются упреждающие индикаторы, позволяющие оценивать риски. Данные индикаторы носят прогнозный характер, показывают эффективность основных рабочих процессов, оперативной дисциплины. Интегральный показатель отражает результаты анализа количества событий промышленной безопасности, их продолжительности и потенциальных последствий, а также эффективности работы барьеров промышленной безопасности.

6. Интеграция СДК ПБ со смежными системами

Ручной перенос информации между информационными системами требует значительных затрат времени и трудовых ресурсов, и кроме того при переносе информации вручную в ней возникают и накапливаются ошибки.

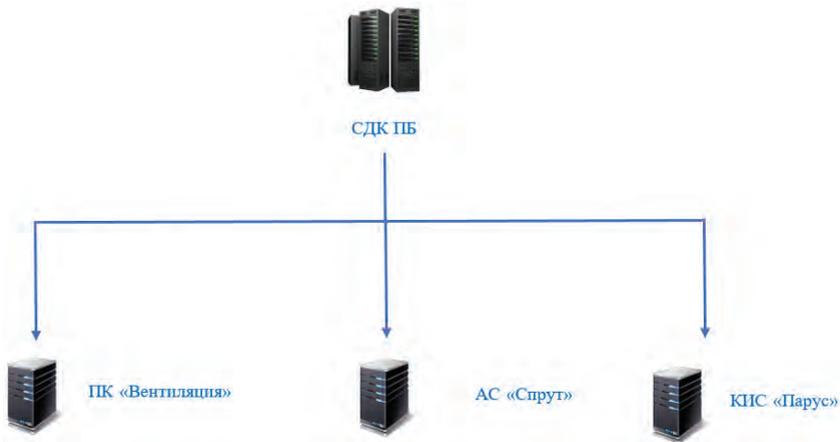
Интеграция показателей информационных систем эксплуатирующих организаций в единую систему мониторинга промышленной безопасности (рис. 4), по мнению Ростехнадзора, позволит:

- снизить административное давление на бизнес и оптимизировать контрольно-надзорную деятельность в области промышленной безопасности;
- сформировать современную систему информационного обеспечения анализа риска возникновения аварий (в том числе крупных) на опасных производственных объектах;
- качественно повысить эффективность функционирования подсистемы контроля за химически опасными и взрывоопасными объектами Единой государственной системы предупреждения и ликвидации чрезвычайных ситуаций.

7. Схема реагирования. Нештатный режим работы

Прогнозирование любого инцидента и принятие превентивных мер по недопущению какой-либо аварии на опасном производственном объекте достигается путем непрерывного мониторинга состояния опасного производственного объекта в реальном режиме времени с использованием автоматизированной системы управления технологическим процессом; оперативной оценки рисков возникновения аварий; прогнозирования уровня промышленной безопасности, а также обеспечения возможности принятия эксплуатантом мер для предотвращения аварий (рис. 5).

Система фиксирует любые отклонения от установленных параметров технологических процессов, следит за состоянием оборудования, а также прогнозирует предпосылки возникновения инцидентов и аварий на основе полученных данных и информирует об этом в виде предупредительных сигналов.



Отражение в режиме реального времени состояния промышленной безопасности контролируемых объектов на существующих 3D-моделях шахты

Оперативное смс-оповещение персонала о событиях промышленной безопасности в автоматическом режиме

Унификация нормативно-справочной информации, контроль износа технических устройств, расчет риска отказа технических устройств

Рис. 4. Интеграция СДК ПБ со смежными системами

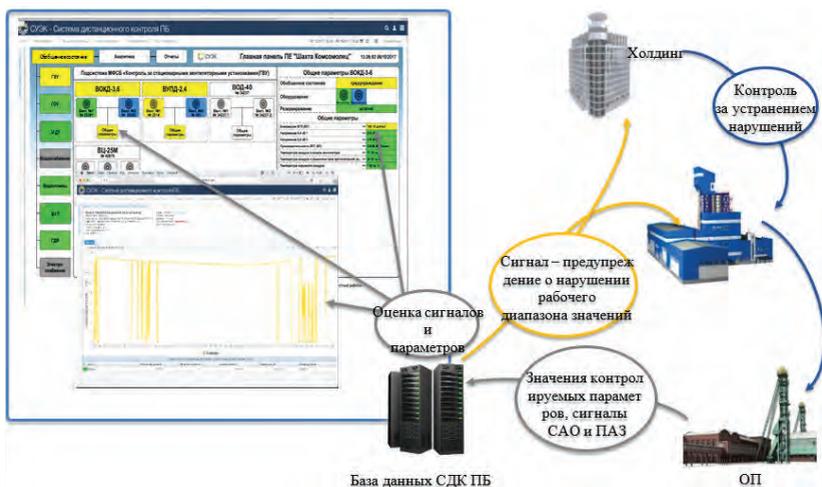


Рис. 5. Схема реагирования

Предприятиям в свою очередь на основании таких данных принимаются меры по восстановлению нормального режима работы объекта, а представители Ростехнадзора и собственника предприятия оценивают достаточность принятых мер.

8. Развитие прототипа СДК ПБ в 2018 году

В соответствии с поручением Председателя правительства Российской Федерации (протокол № ДМ-П9–24пр от 04.05.2016) компанией АО «СУЭК» в 2016–2017 годах проводится работа по созданию прототипа СДК ПБ.

В качестве пилотного участка для отработки системно-технических решений был определен опасный производственный объект шахта «Комсомолец» АО «СУЭК-Кузбасс» (рис. 6).

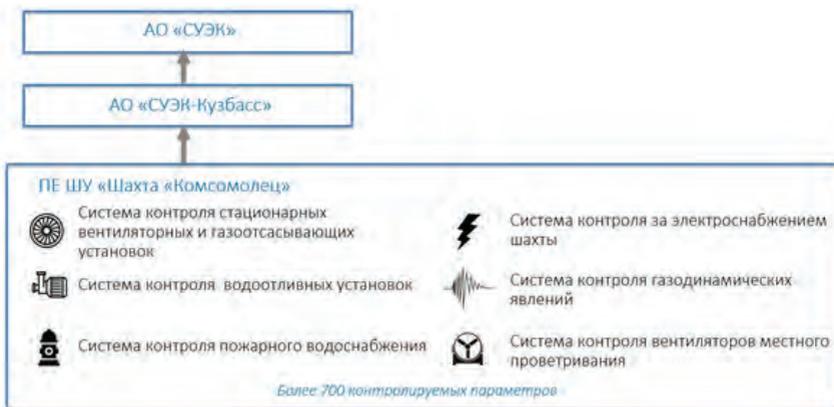


Рис. 6. Прототип СДК ПБ на пилотном участке АО «СУЭК-Кузбасс»

Расширение номенклатуры контролируемых объектов:

- система контроля подземной дегазационной сети;
- система аэрогазового контроля;
- система контроля запыленности воздуха;
- система обнаружения ранних признаков экзогенных пожаров и их локализация;
 - система определения местоположения персонала в горных выработках шахты;
 - система оперативной громкоговорящей и аварийной подземной связи и оповещения;
 - система контроля и управления средствами взрывозащиты в газоотсасывающих и дегазационных трубопроводах и установках;
 - система контроля и управления теплоснабжением;
 - система контроля безопасной эксплуатации очистных и проходческих комбайнов.

Расширение функциональных возможностей:

- интеграция с АС «Единая книга предписаний и формирования сменных нарядов» с целью возможности формирования нарядов с учетом актуального состояния промышленной безопасности объектов контроля;
- возможность автоматического позиционирования объектов с зафиксированными нарушениями на 3D -моделях шахты;
- расширение аналитической отчетной информации с целью возможности оптимизации затрат на производственные расходы.

9. Заключение

Для организаций, внедривших систему дистанционного контроля промышленной безопасности, законопроектом предусмотрены положения, направленные на снижение административной нагрузки, посредством:

- отмены плановых проверок;
- отмены обязанности по предоставлению сведений о производственном контроле;
- введения возможности применения обоснования безопасности при внедрении системы дистанционного контроля промышленной безопасности.

Также принятие законопроекта позволит создать возможность пересмотра подходов к осуществлению постоянного государственного надзора в отношении опасных производственных объектов, оснащенных системой дистанционного контроля промышленной безопасности [3].

Используемые сокращения

СДК – система дистанционного контроля.

ПБ – промышленная безопасность.

ПАЗ – противоаварийная защита.

САО – система автоматического оповещения.

ОПО – опасный производственный объект.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федеральный закон о внесении изменений в Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».
2. Федеральный закон от 21 июля 1997 года № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».
3. <http://контроль-надзор.пф/news/rostekhnadzor-dorabotal-zakonoproekt-o-distantsionnom-monitoringe-opasnykh-promyshlennykh-obektov/>.
4. *Кубрин С.С.* Многофункциональные системы контроля геодинамического и газодинамического состояния массива горных пород. Вопросы оценки и прогноза состояния массива горных пород. Горный информационно-аналитический бюллетень. — М.: Горная книга. — 2015. Отдельный выпуск 1. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2015». С. 304–324.

5. Кубрин С.С. Многофункциональные системы комплексной оценки и прогноза состояния массива горных пород. Горный информационно-аналитический бюллетень. — М.: Горная книга. — 2016. Специальный выпуск 1. Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2016». С. 244—258.

6. Кубрин С.С. Многофункциональная система прогноза опасных геодинамических явлений в угольных шахтах. Горный журнал. — 2017. — № 11. — С. 97—100.

7. Acuna, E.I., Hurtado, J.P. A summary of the Comoutational fluid dynamic application to the new level mine project of El teniente // 10th Internrtional Mine Ventilation Congress, IMVC2014. The Mine Ventilation Society of South Africa. — 2014. — 91—97 p.

8. Cygankiewicz, J. Determination of critical conditions of spontaneous combustion of coal in longwall gob areas // Arch Min. Sci., 2015. — Vol. 60, № 3. —pp. 761—776.

9. Kachurin, N.M., Vorobev, S.A., Levin, A.D., Botov, F.M. Theoretical substantiation and practical results of underground workings ventilation simulation. Eurasian Mining — 2015. — №2 — pp. 12—15.

10. Nicholas Kapea, Benjamin Goertz Development of mine dust sampling device for use in underground coal mines. 16th North American Mine Ventilation symposium. Colorado USA. 2017. — pp. 267—273

11. Prusek, S. Changes in cross-sectional area of gateroads in longwalls with roof caving, ventilated with «U» and «Y» systems. Arch Min. Sci., Vol. 60 (2015), № 2, pp. 549—564.

12. Stinnette, J.D., De Souza E. Establishing total airflow requirements for underground metal/nonmetal mines with tier iv diesel equipment. 23rd World Mining Congress. Montreal. — 2013. — 14 p. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Бабак С.В. — заместитель главного механика, энергомеханическая дирекция, г. Ленинск-Кузнецкий. т. +7 (38456)93322.

ISSN 0236–1493. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2018.

No. 11 (special'nyj vypusk 48), pp. 442–451.

Babak S.V.

The remote control system of industrial safety

The article refers to the need to create SDK PB to improve the level of industrial safety at hazardous production facilities of the coal industry by providing early recognition of hazardous situations and taking preventive measures to eliminate them and prevent major incidents and accidents.

Keywords: remote control system, industrial safety, software complex, forecasting, control system tasks, proactive management, control system integration, control system prototype.

DOI: 10.25018/0236-1493-2018-11-48-442-451

AUTHORS

Babak S.V., Deputy Chief Mechanic, Energy and Mechanical Directorate, Leninsk-Kuznetsky. t. +7 (38456)93322.

REFERENCES

1. Federal'nyj zakon o vnesenii izmenenij v Federal'nyj zakon «O promyshlennoj bezopasnosti opasnykh proizvodstvennykh ob'ektov» [Federal law on amendments to the Federal law «On industrial safety of hazardous production facilities»].
2. Federal'nyj zakon ot 21 iyulya 1997 goda № 116-FZ «O promyshlennoj bezopasnosti opasnykh proizvodstvennykh ob'ektov» [Federal law No. 116-FZ of 21 July 1997 on industrial safety of hazardous production facilities].
3. <http://kontrol'-nadzor.rf/news/rostekhnadzor-dorabotal-zakonoproekt-o-distantsionnom-monitoringe-opasnykh-promyshlennykh-obektov/>.
4. Kubrin S.S. *Mnogofunktional'nye sistemy kontrolya geodinamicheskogo i gazodinamicheskogo sostoyaniya massiva gornyh porod. Voprosy ocenki i prognoza sostoyaniya massiva gornyh porod* [Multifunctional control systems of geodynamic and gas-dynamic state of rock mass. Issues of assessment and prediction of rock mass]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. Moscow: Gornaya kniga. 2015. Otdel'nyj vypusk 1. Trudy mezhdunarodnogo nauchnogo simpoziuma «Nedelya gornyaka-2015». pp. 304–324.
5. Kubrin S.S. *Mnogofunktional'nye sistemy kompleksnoj ocenki i prognoza sostoyaniya massiva gornyh porod* [Multifunctional systems of complex assessment and prediction of rock mass condition]. Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten'. Moscow: Gornaya kniga. 2016. Special'nyj vypusk 1. Trudy mezhdunarodnogo nauchnogo simpoziuma «Nedelya gornyaka-2016». pp. 244–258.
6. Kubrin S.S. *Mnogofunktional'naya sistema prognoza opasnykh geodinamicheskikh yavlenij v ugol'nyh shahtah* [Multifunctional system of forecasting of dangerous geodynamic phenomena in coal mines]. Gornyj zhurnal. 2017. no 11. pp. 97–100.
7. Acuna, E.I., Hurtado, J.P. *A summary of the Comoutational fluid dynamic application to the new level mine project of El teniente*. 10th Internrtional Mine Ventilation Congress, IMVC2014. The Mine Ventilation Society of South Africa. 2014. pp. 91–97.
8. Cygankiewicz, J. *Determination of critical conditions of spontaneous combustion of coal in longwall gob areas*. Arch Min. Sci., 2015. Vol. 60, no 3. pp. 761–776.
9. Kachurin, N.M., Vorobei, S.A., Levin, A.D., Botov, F.M. *Theoretical substantiation and practical results of underground workings ventilation simulation*. Eurasian Mining-2015. no 2. pp. 12–15.
10. Nicholas Kapea, Benjamin Goertz *Development of mine dust sampling device for use in underground coal mines*. 16th North American Mine Ventilation symposium. Colorado USA. 2017. pp. 267–273
11. Prusek, S. *Changes in cross-sectional area of gateroads in longwalls with roof caving, ventilated with «U» and «Y» systems*. Arch Min. Sci., Vol. 60 (2015), no 2, pp. 549–564.
12. Stinnette, J.D., De Souza E. *Establishing total airflow requirements for undegraund metal/nonmetal mines with tier iv diesel equipment*. 23rd World Mining Congress. Montreal. 2013. 14 p.

