

10-00

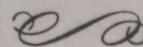
22.2/2
С 36
Министерство общего и профессионального образования
Российской Федерации
КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Навстречу 50-летию университета и кафедры
подземной разработки месторождений полезных
ископаемых

70-летию со дня рождения профессора,
доктора технических наук, заслуженного
деятели науки РФ, действительного члена
Российской академии естественных наук

Ю. А. РЫЖКОВА
посвящается

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ



Кемерово

1999

Совершенствование подземной разработки: Материалы конференции, посвященной 70-летию со дня рождения профессора, доктора технических наук, заслуженного деятеля науки РФ, действительного члена Российской академии естественных наук Ю.А. РЫЖКОВА. 12 марта 1999 г. / Кузбас. гос. техн. ун-т. - Кемерово, 1999.

Редколлегия: П.В. Егоров, А.А. Ренев, Ю.А. Шевелёв

Курехин В. В., Егоров П. В. (КузГТУ)

ОПЫТНЫЙ ПЕДАГОГ, ТАЛАНТЛИВЫЙ УЧЕНЫЙ, ЗАМЕЧАТЕЛЬНЫЙ ЧЕЛОВЕК!

К 70 - летию со дня рождения Ю. А. Рыжкова



12 марта исполняется 70 лет Рыжкову Юрию Александровичу, доктору технических наук, профессору кафедры РМПИ, действительному члену Российской академии естественных наук, специалисту в области механики заледочных массивов и технологии их формирования в шахтах.

Окончив в 1952 году Томский политехнический институт по специальности "Разработка пластовых месторождений", Юрий Александрович работал ассистентом, старшим преподавателем, доцентом, заведующим кафедрой сначала в Томском политехническом, а с 1962 года, после перевода горного факультета ТПИ в Кемерово, в Кемеровском горном институте (впоследствии Кузбасский политехнический институт, ныне - Кузбасский государственный технический университет). В 1978 году он назначается проректором по научной работе, а с 1994 года работает профессором кафедры "Подземной разработки месторождений полезных ископаемых" КузГТУ.

Являясь последователем Сибирской школы выдающихся академиков В. А. Обручева, М. А. Усова, Ю. А. Кузнецова, профессора Д. А. Стрель-

никова, Юрий Александрович руководит с начала 70 - х годов целой плеядой учеников. Унаследовав лучшие традиции Сибирской научной школы, Юрий Александрович вместе с учениками развивает научное направление в области разработки мощных угольных пластов, которое стало основным стержнем его многогранной научной деятельности.

Проведенные многолетние исследования позволили выделить новую область научных знаний - механику закладочных массивов и технологию их формирования в шахтах. В последние годы Юрий Александрович активно включился в научные исследования, связанные с инженерно - геологическим и геомеханическим обоснованием технологии подготовки и отработки перспективных угольных месторождений Восточного Кузбасса.

Юрий Александрович Рыжков является автором 157 печатных работ, им подготовлено из учеников его школы два доктора и восемь кандидатов технических наук. Им получено 18 авторских свидетельств и патентов, за внедрение части которых он награжден знаком "Изобретатель СССР".

Научные труды Юрия Александровича широко известны в нашей стране и за рубежом. В основном они опубликованы в таких журналах как "Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых", "Известия вузов. Горный журнал", "Уголь", "Безопасность труда в промышленности", которые переводятся на иностранные языки или распространяются за рубежом.

Многие научные исследования доведены до практической реализации на шахтах и рудниках страны.

За создание и внедрение бесцеликовой технологии выемки угля пластов Кузбасса Ю. А. Рыжкову в 1988 г. присвоено звание "Лауреат премии Кузбасса". За разработку и внедрение технологии по очистке шахтных вод он отмечен тремя бронзовыми медалями ВДНХ СССР.

Полученные научные результаты Юрий Александрович широко применяет в учебном процессе, на их основе разработан ряд новых учебных пособий: "Структура и свойства закладочных массивов", "Новые технологические схемы разработки угольных пластов Кузбасса", "Подземная разработка рудных месторождений". Юрий Александрович читает основные курсы по профилирующим дисциплинам: "Основы проектирования рудников", "Подземная разработка рудных месторождений", "Подземная разработка мощных пластов". Научную и учебную эрудицию Юрий Александрович щедро передает при подготовке горных инженеров, бакалавров, магистров, аспирантов и докторантов. Он постоянно делится огромным опытом с производственниками, занимающимися научными исследованиями, активно участвует в различного рода методических и научных семинарах и конференциях. Более тысячи его учеников работают практически на всех горнодобывающих предприятиях России и стран СНГ.

За заслуги в научно-педагогической деятельности Юрию Александровичу присвоено почетное звание "Заслуженный деятель науки РФ", он на-

гражден знаками "За отличные успехи в работе в высшей школе", "За активную работу в обществе "Знание".

Плодотворна многолетняя работа Юрия Александровича в качестве председателя и заместителя двух докторских Советов в КузГТУ и члена докторского Совета в ИГД СО РАН. Много сил вложил Юрий Александрович в организацию Западно-Сибирского отделения Российской академии естественных наук, являясь заместителем председателя с момента его образования в 1994 году.

С 1995 года Ю. А. Рыжков работает в составе секции "Геология и горное дело" Совета по присуждению премий Правительства РФ в области науки и техники. Многие годы является членом редколлегий нескольких журналов и научных сборников.

За творческий и плодотворный труд Юрий Александрович награжден орденом "Трудового Красного Знамени", медалью "Ветеран труда", Знаком "Шахтерская слава" всех степеней.

Уважаемый Юрий Александрович !

В День Вашего Юбилея примите наши искренние пожелания крепкого здоровья, неиссякаемой энергии, успехов в научной и производственной деятельности, личного счастья и благополучия! **Многие лета ! Многие лета ! Многие лета !**

УДК 622. 33. 007

Штумпф Г. Г., Егоров П. В. (КузГТУ)

ПОВЫШЕНИЕ УРОВНЯ ПОДГОТОВКИ И ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО МАСТЕРСТВА СПЕЦИАЛИСТОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Повышение уровня подготовки и мастерства инженеров, техников и рабочих в современных условиях угольных шахт приобретает все возрастающее значение в связи с переходом их на рыночное функционирование и постоянным усложнением горно-геологических и горнотехнических условий разработки пластов с углублением горных работ.

В последние 15 - 20 лет учеными НИИ и учебных заведений страны выполнен ряд фундаментальных исследований в области геомеханики, геодинамики, газодинамики и теплофизики массивов горных пород и на основе установленных закономерностей разработаны способы, позволяющие в значительной мере прогнозировать эти весьма опасные явления и управлять ими. Созданы и успешно применяются новые средства механизации и автоматизации горнопроходческих, очистных и других работ, что обеспечивает существенное повышение эффективности и безопасности тру-

да. Несмотря на значительный технический прогресс, укомплектование должностей горных мастеров, помощников и начальников подготовительных и очистных участков и других служб на шахтах в основном горными инженерами, травматизм еще очень высок, а в последние годы тяжесть его на ряде шахт возросла. В большей мере это происходит из-за снижения профессионализма горных инженеров, квалификации значительной части проходчиков, горнорабочих очистных рабочих, других квалификаций и специалистов. На многих шахтах Кузбасса прекращена техническая и экономическая учеба инженерно-технических работников, резко сокращено количество учебно-курсовых пунктов и комбинатов по обучению рабочих шахт и шахтостроительных организаций, снижена продолжительность и качество обучения рабочих.

Деятельность человека является своеобразным искусством не только в горном деле, но и в любой отрасли производства. Известно, что "искусство - знание дела, умение, мастерство; само дело, требующее такого умения, мастерства" [1]. В работе [2], в которой в порядке обсуждения поставлен вопрос о повышении уровня подготовки и профессионализма специалистов и рабочих угольных шахт в области горного искусства, показано, что предложенное рядом ученых определение "горное искусство" существенно различно по содержанию и его необходимо уточнить. Предпочтение отдано определению, согласно которому под горным искусством подразумевают "знание всего многообразия постоянно изменяющейся геологической структуры, состояния, особенностей "поведения" горного массива, пласта угля, малозаметных признаков проявления горного давления, других опасных природных явлений, деталей технологических процессов в сочетании с многочисленными, разнообразными элементами геологической, газовой среды горных выработок".

Данное определение довольно широко раскрывает сущность горного искусства. Однако оно не содержит ничего о том, что знания эти должны использоваться в практической деятельности для управления состоянием и свойствами разрабатываемого полезного ископаемого и вмещающих пород массива и процессами, происходящих в них при ведении горных работ. По нашему мнению, на современном уровне горного дела "горное искусство - это знание строения, состояния и свойств разрабатываемого полезного ископаемого и вмещающих горных пород и происходящих в них процессах (геомеханических, газодинамических, гидравлических, теплофизических и др.) при ведении горно-подготовительных, очистных и других работ и умение управлять ими". Сформулированное определение "горное искусство" включает в себя знание горной среды и происходящих в ней процессов, явлений под действием природных (горного давления, давления газов, воды и др.), технических и технологических факторов и умение управлять состоянием и "поведением" среды при её разработке.

Ранее на сравнительно низком уровне горного дела под "горным искусством", применительно к подземной разработке полезных ископаемых,

понималось преимущественно использовать структурно-текстурные элементы угольного пласта и боковых пород и горное давление при разрушении угля и пород вручную и с помощью малопроизводительных средств механизации, управление кровлей в очистных выработках, крепление подготовительных и очистных выработок. Тогда, как известно, производство горных работ на шахтах по добыче полезных ископаемых обычно называли как горное искусство. Так многие специалисты называли и горную науку, т.е. они не усматривали в понятиях "горное искусство" и "горная наука" по существу никакой разницы. По мере развития горного производства и горной науки, точнее комплекса горных наук, постепенно перестали пользоваться на горных предприятиях термином "горное искусство", исчез этот термин и со страниц учебной, научно-технической и производственно-технической литературы.

Естественно, на современном уровне развития горное производство нельзя называть "горным искусством". Однако это не означает, что в современных условиях шахт "горное искусство", главным значением которого как для специалистов, так и рабочих являются знания разрабатываемой среды и происходящих при этом в ней процессов, явлений и умение, мастерство реализовать эти знания при ведении горно-строительных, эксплуатационных и других работ, теряет свою актуальность, значимость. Наоборот, в постоянно усложняющихся горно-геологических и производственно-технических условиях "горное искусство", элементы его приобретают все возрастающую значимость.

Многие специалисты угольных шахт, в особенности подготовительных и очистных участков, плохо знают структурно-текстурные элементы строения и механические свойства углепородных массивов и поведение их в условиях повышенного горного давления или недооценивают их при решении горнотехнических и технологических задач. По этой причине ежегодно на ряде шахт Кузбасса происходят локальные вывалы и обрушения пород, разрушение крепи выработок и несчастные случаи. Этим объясняется главным образом большое однообразие и шаблонность паспортов крепления подготовительных выработок; проводимых и поддерживаемых в существенно различных условиях. Так, например, почти на всех шахтах Кузбасса металлическая арочная крепь из одного и того же профиля СВП устанавливается в откаточных, полевых и пластовых выработках, бремсбергах и уклонах с шагом 0,8 м. при коэффициенте крепости боковых пород от 4 до 10 и более по шкале М. М. Протоdjяконова. Большим однообразием для различных условий характеризуются и паспорта крепления выработок анкерной крепью. Структурно-текстурные элементы и макродефекты строения породных и углепородных массивов довольно часто слабо учитываются при составлении паспортов буровзрывных работ для полевых выработок и выработок, проводимых смешанными забоями. Они составляются обычно на выработки независимо от их длины и изменения элементов строения пород по трассе. Неоднократный анализ показал, что количество шпуров

по паспорту для выработок по слоистым и трещиноватым породам (они представлены в основном в Кузбассе) на 4 - 8 шпуров больше, чем фактически буримых в забое. Отсюда иногда появляются излишки ВВ и средств взрывания у мастеров-взрывников и возможность использования их не по назначению.

При разработке угольных пластов особенно важно знать трещиноватость, слоистость, прочность, устойчивость в обнажении и обрушаемость боковых пород и влияние этих свойств на проявление горного давления и устойчивость подготовительных и очистных выработок, на возможность возникновения внезапных выбросов и горных ударов. Можно привести ряд примеров, когда из-за неудовлетворительных знаний и неучета горно-геологических условий, особенностей поведения пород вокруг подготовительных и очистных выработок под действием повышенного горного давления на ряде шахт Кузбасса происходили аварии и несчастные случаи различной тяжести.

Полностью прав автор статьи [2], что упрощенчество, низкая квалификация, незнание среды, элементов горного искусства являются следствием низкого технического уровня руководства и требовательности к выполнению своих должностных обязанностей инженерно-техническими работниками участков, а иногда недостаточной обученности. Зачастую это приводит к снижению контроля и спроса с инженерно-технических работников и рабочих за качество выполнения работы, соблюдения требований по безопасности.

Нередко инженерно-технические работники шахт ссылаются на то, что из-за отсутствия приборов или недостаточной обеспеченности ими невозможно прогнозировать геомеханические и другие процессы во вмещающих породах и их проявления в выработках. Многолетние шахтные наблюдения позволяют утверждать, что знание элементов строения массива и изменения их по мере подвигания забоя подготовительных и очистных выработок, характера деформирования крепи и вмещающих пород, в особенности в забое и призабойном пространстве выработок, интенсивности выделения метана в забое и других признаках позволяет по ним в значительной мере судить о наступлении возможных разрушений пород, поломок крепи, о приближении к геологическим нарушениям, опасным зонам по внезапным выбросам, горным ударам и своевременно принимать меры по предотвращению опасных процессов, явлений. Накопление и использование данных по устойчивости породных обнажений кровли в очистных и подготовительных выработках, шагам обрушения основной кровли разрабатываемых пластов угля, пучению почвы, шелушению угля и породы в забое выработок, предельным величинам безопасного смещения пород кровли и крепи и другим явным признакам являются одним из важных условий квалифицированного руководства горными работами, повышения профессионализма и мастерства специалистов и горнорабочих шахт. В выявлении и получении этих данных, их анализе и систематизации весьма значительную роль иг-

рают внимательность, наблюдательность как специалистов, так и рабочих. Забой каждой горной выработки, сама выработка и вмещающие ее породы характеризуются своим особым "поведением" и по нему в существенной мере можно судить, предвидеть наступление той или иной опасности.

В обсуждаемой статье [2] существенное внимание уделено вопросам повышения уровня подготовки горных техников и инженеров-технологов. Отмечается, что в учебных планах и программах принижается роль цикла геологических дисциплин, сокращаются объемы горных дисциплин, а знания в области безопасности, экономики и организации становятся недостаточными. Предлагается в программе горных университетов, горных колледжей ввести небольшую дисциплину (факультатив) "Детали горного искусства". Идеология, содержание тематики должны быть аналогичны дисциплине "Детали горных машин". По мнению автора статьи, следовало бы подготовить учебное пособие "Детали горного искусства".

Накопленный нами опыт по подготовке горных инженеров по разработке месторождений полезных ископаемых и строительству шахт позволяет высказать некоторые замечания по затронутым вопросам. В горных университетах бакалаврам по направлению "Горное дело" (четыре года обучения) читается 138 ч по дисциплинам геологического цикла, из них 68 ч лекций и 70 ч лабораторные занятия. В таком же объеме и по той же программе изучаются эти же дисциплины горными инженерами по разработке месторождений полезных ископаемых (пять лет обучения) и шахтному строительству, что явно недостаточно для получения глубоких знаний недр Земли, массивов горных пород, в которых ведутся горные работы. При изучении горных дисциплин отмечаются у студентов особенно слабые знания по инженерной геологии применительно к разработке угольных и рудных месторождений.

Существенное сокращение объема горных дисциплин вызвано вводом в учебные планы подготовки бакалавров по направлению "Горное дело" и инженеров-эксплуатационников ряда новых дисциплин - гуманитарных, социально-экономических и других ("Логика", "Психология управления трудовым коллективом", "Основы маркетинга" и др.). Так, бакалавры изучают за весь срок обучения около 45 дисциплин, из них явно горных 8 дисциплин. Подготовка инженера после обучения его на бакалавра занимает всего один год. В течение него инженеры-эксплуатационники изучают 18 дисциплин, из них 14 обязательных по специальности, остальные - по выбору и факультативу, выполняют 3 - курсовых проекта и 6 курсовых работ. Естественно, такой большой объем учебного материала не позволяет за столь короткое время его глубоко проработать и на должном уровне знать. Считаем, что учебные планы подготовки бакалавров по направлению "Горное дело" и, в особенности, горных инженеров по подземной разработке месторождений полезных ископаемых и по строительству подземных сооружений и шахт нуждаются в существенной переработке и дополнении,

причем главным образом исходя из современных требований повышения уровня по горному делу.

На подготовке бакалавров и инженеров весьма отрицательно сказывается то, что в последние годы они почти полностью лишились возможности проходить учебную, и преддипломную практики непосредственно на шахтах и в шахтостроительных организациях. Из-за отсутствия рабочих мест, зачастую спецодежды и трудного финансового положения горные предприятия не принимают студентов для прохождения практики не только на рабочие места, но и в качестве дублеров с частичными посещениями горных выработок. Нет денег на обучение студентов в учебно-курсовых пунктах (комбинатах) в соответствии с требованиями действующих Правил безопасности в угольных шахтах. Да разве возможна подготовка на современном уровне инженера-эксплуатационника, инженера-шахтостроителя, если он за 5 лет учебы по существу не был ни на одной производственной практике на горном предприятии, не проработал хотя бы 2-3 месяца в очистном и подготовительном забое? Академик А. А. Скочинский писал: "Современному инженеру мало иметь теоретические знания, он должен обладать и большим практическим опытом. Говорят, что настоящий инженер должен верить своему глазу больше, чем любой формуле. А такой глаз можно приобрести только на практике" [3].

По нашему мнению необходимо руководству университета совместно с заведующими кафедрами поставить перед администрацией области и руководителями горных предприятий области вопрос об организации и прохождении практики на шахтах, разрезах и в шахтостроительных организациях области. Вопрос весьма актуальный и требует коллективного решения на указанном уровне. Без практики непосредственно на горных предприятиях невозможна подготовка современного инженера-технолога.

Необходимым условием значительного повышения уровня подготовки бакалавров горного профиля, горных инженеров и магистров является создание новых лабораторий, оснащение имеющихся учебных лабораторий современными приборами и установками, сохранение имеющейся лабораторной базы в нормальном состоянии. Важно научить студента самому получать надежные экспериментальные данные и обобщать их, сопоставлять полученные результаты с изучаемым лекционным материалом.

Наличие хорошо оснащенных лабораторий, лабораторной базы является также одним из важнейших условий выполнения магистерских, кандидатских и докторских диссертаций, основывающихся главным образом на материалах экспериментальных исследований.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ожегов С. И., Шведова Н. Ю. Толковый словарь русского языка. - М.: АЗБ, 1993.
2. Костарев А. П. Горное искусство в современных условиях шахт // Уголь, 1998. - № 4. - С. 50-54.
3. Скочинский А. А. Учись у жизни // Мастер угля, 1958. - № 4. - С. 22.

ОСОБЕННОСТИ И НОВЫЕ АСПЕКТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

1. Краткое обобщение существующих подходов к проблеме

Известно, что производственная мощность шахты – один из главных параметров ее технологической системы (ТС), определяющих эффективность и масштаб горного производства, практически на весь период жизнедеятельности предприятия [1-4].

Сложная взаимосвязь этого основного параметра с другими параметрами ТС шахты привела к неоднозначности и противоречивости существующих подходов и точек зрения на решение проблемы среди крупных и известных ученых в теории проектирования шахт и, прежде всего, начиная с проф. Б.И. Бокия [5]. Последователи аналитического подхода: А.С. Попов, Л.Д. Шевяков, П.З. Звягин, В.И. Голомолзин, М.И. Агошков, А.С. Астахов, А.М. Курносов, Н.Г. Капустин, К.К. Кузнецов, В.М. Еремеев, А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, М.И. Устинов, А.И. Митейко, В.И. Ильин, А.А. Ордин и многие другие, существенно развили задачу выбора оптимальной производственной мощности шахты, придали этой проблеме многоаспектный характер.

Различным аспектам анализа и исследований в этой проблеме посвящена достаточно обширная библиография, которая включает несколько десятков крупных монографий и свыше трехсот оригинальных статей, отражающих почти за 100-летний период становления и развития теории проектирования несколько этапов представления о шахте как реальной системе. Сегодня можно считать, что, благодаря общему развитию горной науки, системные представления при оптимальном проектировании шахты выделяют четыре этапа, каждый из которых имеет свои особенности, определенные цели и задачи, связанные с реальной ситуацией в угольной отрасли и, естественно, с возможностями научного обеспечения проектов на соответствующем периоде времени. Не рассматривая подробно все известные постановки и методы решения задачи определения производственной мощности шахты, характерные для каждого этапа, ограничимся формулировкой оценки их существа и практической результативности для проектирования шахт с привязкой к конкретному периоду развития угольной промышленности в стране.

Этап 1. (20-30-х годов). Следует заметить, что мы не выделяем особо более ранний период становления этого этапа, связанного с первыми работами аналитического характера проф. Б.И. Бокия (с 1896 по 1923 г.), поскольку его фундаментальный труд "Аналитический курс горного искусства", вышедший в свет в 1923 году, стал научной основой применения аналитических методов в проектировании угольных шахт. Именно в этот

период реализуется программа индустриализации страны, требуется форсированное увеличение объемов угледобычи, создания крупного потенциала угольной отрасли с размещением его в основных угольных бассейнах страны. Потребности вовлечения огромных ресурсов для строительства шахт стимулировали применение аналитико-расчетных методов с элементами оптимизации проектных решений. Наряду с ними получили развитие статистический, варианный и комбинированный методы. Однако отсутствие системного подхода и неясность влияния экономических критериев на достоверность результатов оптимизации производственной мощности шахты в широком диапазоне вариации этого параметра для "шахт будущего" (от 100 тыс.т/год до 10 млн.т/год) [6] привели к общей дискуссии. Критерий Б.И.Бокия - максимум дохода предприятия с учетом сложных процентов на возврат инвестиций, был подвергнут критике и признан неподходящим для условий "советской горной науки". Вместо этого широкое признание получил статический метод локальной оптимизации по минимуму себестоимости добычи угля (А.С.Попов, Л.Д.Шевяков и др.). Слабая чувствительность этого критерия даже с введением ограничений и использованием точных методов (типа метода множителей Лагранжа) не давала результатов, которые можно было бы принять как оптимальные для малых, средних и крупных шахт.

Этап 2. (50-60-х годов). Военные и послевоенные годы затормозили развитие угольной отрасли. Поэтому основные идеи 1 этапа не только сохранились, но и получили резкий скачок в своем развитии, детализации и уточнении методов, расширении размерности моделей и создании базы стоимостных параметров. Появился новый класс задач, в том числе посвященных выбору производственной мощности рудников и разрезов (Н.В.Мельников, М.И.Агошков, П.И.Городецкий и др.). Для сложных вычислений, при решении задач оптимизации на этом этапе, впервые используются ЭВМ. Экономико-математические методы занимают свое место в проектном обеспечении угольной отрасли, которая в этот период резко наращивает промышленный потенциал за счет нового строительства и реконструкции угольных шахт и разрезов. Тем не менее, получаемые оптимальные параметры характеризуют лишь начальную точку траектории поведения системы-шахты. Нахождение многомерного детерминированного вектора в фазовом пространстве, при котором целевая функция достигает экстремума в локальной точке, не обеспечивает надежности результата на длительный период времени. Для 2 этапа основным теоретическим достижением является то, что шахту стали рассматривать как большую вероятностную систему (БС) с огромным числом возможных состояний в фазовом пространстве. Такой подход позволил учесть взаимное влияние ряда природных, технологических и экономических факторов, которые ранее не учитывались, или принимались однозначно при определении производственной мощности шахты (А.М.Курносков, М.И.Устинов, Е.И.Рогов и др.).

Этап 3. (70-80-х годов). В этот период на фоне общего промышленного застоя происходит стабилизация потенциала угольной отрасли, вводятся отдельные шахты-новостройки, компенсирующие старение производственных мощностей. Однако, именно здесь происходит качественно новое понимание проблем оптимизации - возникает потребность описания модели шахты как сложной динамической системы. Сущность динамических моделей заключается в формальном описании траектории поведения реальных БС во времени. При этом структура системы, воздействие внешней среды и критерий оптимальности имеют нестациональный характер, влияющий на производственную мощность шахты (А.С.Астахов, А.С.Бурчаков, А.С.Малкин и др.). Теория синтеза и исследования динамических моделей угольных шахт получила интенсивное развитие до конца периода, предшествовавшего экономическому реформированию в стране. В целом этот этап создал существенный задел в решении многомасштабных задач оптимизации угольной отрасли, которые, к сожалению, остались неустраиваемыми.

Этап 4. (90-е годы на рубеже XXI века). На стартовом периоде экономических реформ потенциал угольной отрасли существенно застарел и при его значительном износе не имел стратегического резерва. Поэтому на 1 этапе реструктуризации отрасли произошел экономический обвал с закрытием почти половины всех предприятий, резким снижением объема угледобычи. Программы поддержки отрасли оказались несостоятельными перед кризисом. В поисках индивидуальной стратегии "выживания" каждого предприятия стали выясняться их особенности, позволяющие оптимизировать альтернативы развития в жестких условиях конкуренции на рынке угля и привлечения источников инвестирования. В последнее время сформировались представления о горном предприятии как эволюционирующей системе [7-9], закономерно меняющей свой масштаб горного производства во времени и под действием факторов спроса на конкретные марки угля. Исследования параметров шахт нового технического уровня (ШНТУ) также показали на необходимость разнообразия типовых масштабов эталонов-шахт нового технического уровня, удовлетворяющих с одной стороны обеспечению конкурентоспособности, а с другой - адекватности параметров ТС лучшим зарубежным шахтам-аналогам [10]. Новая концепция эталонного проектирования меняет подход к однопараметрической оценке производственной мощности шахты. Этому также дают основания возможность применения новых технологических решений модульных ТС малых и мини-шахт (В.Д.Ялевский, А.А.Атрушкевич и др.) с перспективой комплексных и комбинированных горно-технологических структур и интегрированных производств, охватывающих геосистемы не только отдельного предприятия, но и целого угольного района [11,12].

2. Оптимизация производственной мощности эталонов-шахт

2.1. Обобщение модели технологической эволюции угольных шахт

В работах [8-10] нами были уже сформулированы основные проблемы технологической эволюции угольных шахт и даны определения типовых эталонов подземных горных предприятий (см. табл. 1).

В основу концепции рассмотрения шахты как эволюционирующей системы положено компромиссное предложение Бокия-Шевякова-Ржевского, суть которого сформулирована следующим образом: "В рамках концепции эволюционирования горных предприятий оптимальные параметры шахт изменяются во времени; причем относительно проектной предельной производительности, определенной адаптацией эталонного типа предприятия к конкретным условиям и социально-экономической потребности, в критериальном пространстве "эффект-масштаб" существует восходящая и нисходящая ветви эволюции, на линейных участках которых путем выбора и управления парой сопряженных стратегий: "ресурсы-инфраструктура" и "технология-среда" обеспечивается оптимальный жизненный цикл шахты (от начала развития до полного затухания), в течение которого интегральные оценки ТЭП гарантируют достаточную ее конкурентоспособность" [9].

Очевидно, что данная формула предложения означает отказ от обычного подхода к локальной оптимизации проектных решений (т.е. выбора вектора ТР в окрестности стационарной фазовой точки, например, состояния параметров шахты, включая ее производственную мощность, на момент ее полного развития). Взамен предлагается оптимизация всего жизненного цикла эволюции (т.е. годографа вектор-функции ТР в фазовом пространстве на всем временном интервале существования шахты).

Введем для дальнейших теоретических обоснований обобщенной модели технологической эволюции шахт несколько постулатов.

- В критериальном пространстве "эффект-масштаб" для горных предприятий наиболее устойчивой зависимостью является "производительность труда-суточная добыча шахты".
- Для конкретного типа ТС шахты и масштаба добычи соотношения уровней ТЭП сохраняются, а между производительностью труда и себестоимостью добычи устанавливается обратнопропорциональная зависимость.
- При отсутствии аномальных внешних воздействий и катастроф ТС шахты, восходящая ветвь развития производства гарантируется с высокой достоверной вероятностью при случайных отклонениях производственной мощности по определенному закону распределения.
- На стадии нисходящей ветви эволюции происходит, за счет самоорганизации ТС шахты, монотонное сокращение масштаба добычи.
- На параметр переменной производственной мощности шахты оказывают влияние величины активных и отработанных запасов, а величина промышленных запасов определяет лишь средний масштаб производства.
- Критериальная адаптация технико-экономического уровня шахты в зависимости от внешних воздействий реализуется парой "ресурсы-

Таблица 1

Определения	Параметры	Характеристика
Малая шахта (шахто-модуль) – горное предприятие с подземным способом угледобычи, масштабы которого ограничены однократным циклом вскрытия запасов и простой инфраструктуры.	$A_0 = (\varphi_1 C_0 Z_0 / \varphi_2 K_0)^{1/2}$ $T_0 \geq \varphi_2 K_0 A_0 / \varphi_1 C_0$	С ограниченным сроком существования (до 15 лет) для небольших участков или автономный шахто-модуль УДК
Средняя (типовая) шахта – горное предприятие с подземным способом угледобычи, масштабы которого при многократном воспроизводстве вскрытых запасов определены пропускной способностью заданного типоразмерного ряда основных элементов технических решений (ЭТР).	$A(t) = A_0 t^m (T_0 - t)^{p-m}$ $T_0 = (C_1 / C_2 (N - 1))^{1/N}$	Со сроком службы более 20 лет и поэтапным вскрытием запасов месторождения, оптимальными типовыми ЭТР горно-технологического комплекса
Крупная шахта (шахта-гигант) – горное предприятие с подземным способом угледобычи, масштабы которого превышают максимальную пропускную способность типовых ЭТР и обеспечиваются блочно-модульным строением его инфраструктуры.	$A_{max} = \sum_{m \in M} A_m(P_m)$ $T_{min} \approx C_2 Z_0 / A_{max}$ $D(t) = (\rho \cdot C_2 \cdot \eta) \cdot F_{exp}(t) \cdot \Delta H(t)$, $F(t) \in F_0$	Не имеет аналога-шахты, уникальные ЭТР, обеспечивающие индивидуальный проект для освоения крупного месторождения
Угледобывающий комплекс (УДК) – система горных предприятий с единой технологической инфраструктурой, обеспечивающей угледобычу в масштабах геосистемы угольного района.	$T_{осв} > \left(\frac{Z^F}{D} \right) \times \left(\frac{1}{E_0} \right)$	Предназначен для комплексного освоения перспективных угольных районов и уникальных месторождений

инфраструктура", определяющие скорость санации предприятия при его конечной стадии затухания.

- Выбор оптимальной производственной мощности шахты для каждого типа эталона осуществляется по векторному критерию, структура которого меняется относительно двух ветвей эволюции ТС шахты.

Указанные постулаты позволяют формализовать обобщенную модель оптимизации эталона-шахты на весь ее жизненный цикл. Структура эволюционной модели приведена в работе [9].

2.2. Анализ некоторых частных формул оптимальной мощности

В практике проектирования часто используют аппроксимации формул производственной мощности. В частности, при треугольной эпюре $A(t)$ ($t \in 0, T$) имеем

$$Z_0 = A_{\max} T_s / 2 ; \quad A_{\max} = 2 Z_0 / T_s ; \quad A_{\text{ср}} = Z_0 / T_s . \quad (1)$$

Здесь относительно промышленных запасов Z_0 соотношение между максимальной A_{\max} и средней $A_{\text{ср}}$ производственной мощностью шахты на весь срок её службы T_s равно 2. Поэтому коэффициент резервирования пропускной способности технологических подсистем шахты должен быть не менее двукратной величины проектного потока. Это исключает любые отклонения проектной мощности шахты от расчётных при изменении сценария её технологической эволюции.

В табл.2. приведено аналитическое обобщение наиболее важных формул определения производственной мощности.

Здесь через коэффициенты (ϕ_1 , ϕ_2) определены дисконтированные величины удельных эксплуатационных (C_0 , C_1 , C_2) и капитальных (K_0) затрат, приводимых к срокам строительства T_c и эксплуатации T_o . Это определяет параметры (A_0 , T_o) при локальной оптимизации.

В случае учёта нарастания сложности технологической инфраструктуры шахты (ТИШ) $N \geq 1$ имеет место идеальная эволюция ТС шахты. При $N = \text{const}$, в частности $N = 1$ срок службы шахты $T_o \rightarrow \infty$, т.е. теоретически неограничен.

При учёте дисконтированной прибыли (по А.А. Ордину) второй член выражения $C_2 / (1 - C_1)$ имеет смысл минимальной по фактору экономики мощности шахты A_{\min} . Параметр B (Q , T_*) зависит от типа эталона шахты. В наших работах [7-9] мы рассматривали более общую формулу базовой модели производственной мощности шахты в виде

$$A(t) = B_0 \phi(t) \times \psi(t, T). \quad (2)$$

Интересно, что в зависимости от допущений ($\phi(t) = \text{const}$ или $\psi(t, T) = \text{const}$), были получены эмпирические (по П.З. Звягину) и аналитические (по Л.Д.Шевякову) формулы локальной оценки производственной мощности шахты.

В выражении (2) функция ψ (t , T) имеет свойство функции с обратным аргументом, т.е. $\psi = \psi(T - t)$. Поэтому в дальнейших теоретических

Формулы оптимальной производственной мощности	Типы эталонов шахты		крупная
	малая	средняя	
Локальная оптимизация $A_0 = (\phi_1 C_0 Z_0 / \phi_2 K_0)^{1/2}$ $T_o \geq \phi_2 K_0 A_0 / \phi_1 C_0$ $\Delta T = T_o - T_c$	$\phi_1 = [1 - \exp(-\varepsilon \Delta T_o)] / \varepsilon \Delta T_o$ $\phi_2 = [1 - \exp(-\varepsilon \Delta T_c)] / \varepsilon \Delta T_c$ $C_0 \leq 40.0$ $K_0 \leq 120.0$	$C_0 = (65.0 \div 80.0)$ $K_0 = (150.0 \div 180.0)$	даёт большие погрешности при $T_o > (20 \div 25)$.
С учётом нарастания сложности ТИШ ($N \geq 1$) $A(t) = A_0 (N)^{1/n} (T_o - t)^{1-n}$ $T_o = (C_1 / C_2 (N - 1))^{1/n}$	$m = 0.65$ $P = 0.85$ $N = 1.2$ $A_0 = (0.5 \div 0.7)$ $T_o \leq 15$	$m = 0.8 \div 0.9$ $P = 1.2 \div 1.35$ $2 \leq N \leq 4$ $A_0 = 1.2 \div 1.5$ $T_o \sim 25 \sqrt{N}$	$P = -1/K$ $m = (K - 2)/K$ $K = 7.5 \div 8.0$ $T_o \sim 25N$
С учётом дисконтированной прибыли $A_0 = \frac{B}{\ln(1+E_H)} + \frac{C_2}{1 - C_1}$ $T_o = Z_0 / A_0$	$\ln(1 + E_H) = \varepsilon$ $E = 0.08$; $\varepsilon = 0.077$ $C_1 = \text{const}$ $A_{\min} = 0.3$ $B \leq 0.02$	$A_{\min} \geq 0.6$ $B \geq 0.045$ $T_o \geq 20$	не ясен алгоритм вычисления при $T_* = \text{var}$, $C_1 \neq \text{const}$

разработках были применены временные распределения производительности шахты [9].

Резюме. Обобщение теории выбора оптимальной производственной мощности позволило выявить особенности определения этого главного параметра ТС шахты на всём диапазоне изменения масштаба горного производства. Сформулированы основные постулаты эволюционного подхода к обоснованию этого параметра. Приведены частные формулы для аналитического обоснования производственной мощности с учётом технических и экономических факторов для конкретных типов эталонов шахт. Дан их анализ и рекомендации применения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шевяков Л.Д. Основы проектирования угольных шахт.- М.: Углетехиздат, 1958.
2. Создание шахт нового технико-экономического уровня.- М.: Недра, 1978. - 423с.
3. Астахов А.С. Производственная мощность угольных шахт.- М.: Недра, 1978. - 120с.
4. Кузнецов К.К., Еремеев В.М. Эффективность освоения проектных показателей угольных шахт.- М.: Недра, 1985. - 247с.
5. Бокий Б.И. Аналитический курс горного искусства (проектирование рудников).- М. - Л.: Госиздат, 1929. - 448с.
6. К вопросу о шахтах-гигантах в Кузбассе // Горный журнал, 1929.- №12.
7. Бурчаков А.С. Научные основы создания шахты будущего.- М.: Уголь, 1988.- №1.
8. Вылегжанин В.Н. Научная концепция шахты нового технологического уровня для условий перспективных угольных районов Кузбасса / ИУ СО АН СССР.- Кемерово, 1990. - 70с.
9. Вылегжанин В.Н. Новые представления о проектном обеспечении шахт на весь период их развития и санации / Вестник ГМС РАЕН.- М., 1996.- С.159- 165.
10. Вылегжанин В.Н. Разработка эталонных методов оптимизации реконструкции крупных угольных шахт Кузбасса в условиях конкурентоспособности горного производства // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: Сб.науч.тр / НТЦ "Кузбассуглетехнология".- Кемерово, 1998.- №13.- С.17-25.
11. Ялевский В.Д. Эволюция и перспективы развития горнотехнологической структуры шахт // Уголь, 1992.- №8.
12. Аренс В.Ж., Атрушкевич А.А., Вылегжанин В.Н., Егоров П.В. Перспективные направления нетрадиционных технологий эффективной угледобычи: Труды V нац. конф. с межд. участием.-Болгария: Варна, 1998.

УДК 622.281

Егошин В.В. (КузГТУ)

НОВЫЕ КРЕПИ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Определяющими работами при подземной добыче угля являются подготовительные работы и их главная составляющая – проведение и поддержание горных выработок. Наиболее трудоемким и самым дорогим из всех процессов, выполняемых при проведении горных выработок, является их крепление. На материал крепи и ее возведение приходится 40-50% затрат от стоимости сооружения выработки. И эти работы до настоящего времени выполняются вручную. Также вручную возводится междурамное ограждение, на долю которого (из общих затрат на крепление) приходится: по стоимости материалов – 20-40% по трудоемкости – 40-70%[1]. Анализ технологических схем, разработанных институтами ВНИИОМСШСом и КузНИИШахтостроем, показывает, например, что при проведении двухпутевой выработки площадью в свету 13,5 м² и коэффициенте крепости пород $f=4-6$ устанавливаются 1,5 рамы на 1 м выработки, на крепление затрачивается 35% общих трудовых затрат, при этом ручной труд составляет 53,5%[2].

Несмотря на то, что объемы проведения выработок на шахтах угольной отрасли снижаются (за период 1991-1996 годов объем проведения всех выработок снизился на 43,6%), они продолжают оставаться значительными – в 1996 году на угольных шахтах Российской Федерации было пройдено 662,7 км всех выработок и в том числе 570,5 км вскрывающих и подготовляющих, в Кузнецком бассейне – 361,7 и 325 км соответственно. Объем вскрывающих и подготавливающих выработок в угольной отрасли государства в 1997 г. составил 481 км. В будущем объем проведения выработок естественно будет возрастать.

И сегодня, как и ранее, с большой остротой стоит задача снижения затрат на добычу тонны угля, поэтому основным процессом, где могут быть получены высокие результаты снижения затрат является процесс проведения подготовительных выработок и в нем применяемые типы крепей, крепление и поддержание выработок. Естественно, единственным направлением в решении этой задачи является создание принципиально новых крепей, так как исследования комплекта смешанной трапециевидной крепи [3] позволили установить отсутствие связей между рамами при возникновении нагрузки на одну из них. На основании чего был сделан вывод, что применяемые в настоящее время рамные крепи как трапециевидные, так и арочные по конструкции не могут быть объединены в систему крепи и в связи с этим применение их имеет низкую эффективность.

К разряду новых крепей относится сплошная трапециевидная рамная крепь с верхняком в виде пространственной металлической конструкции из тонкой листовой стали (рис. 1) [4]

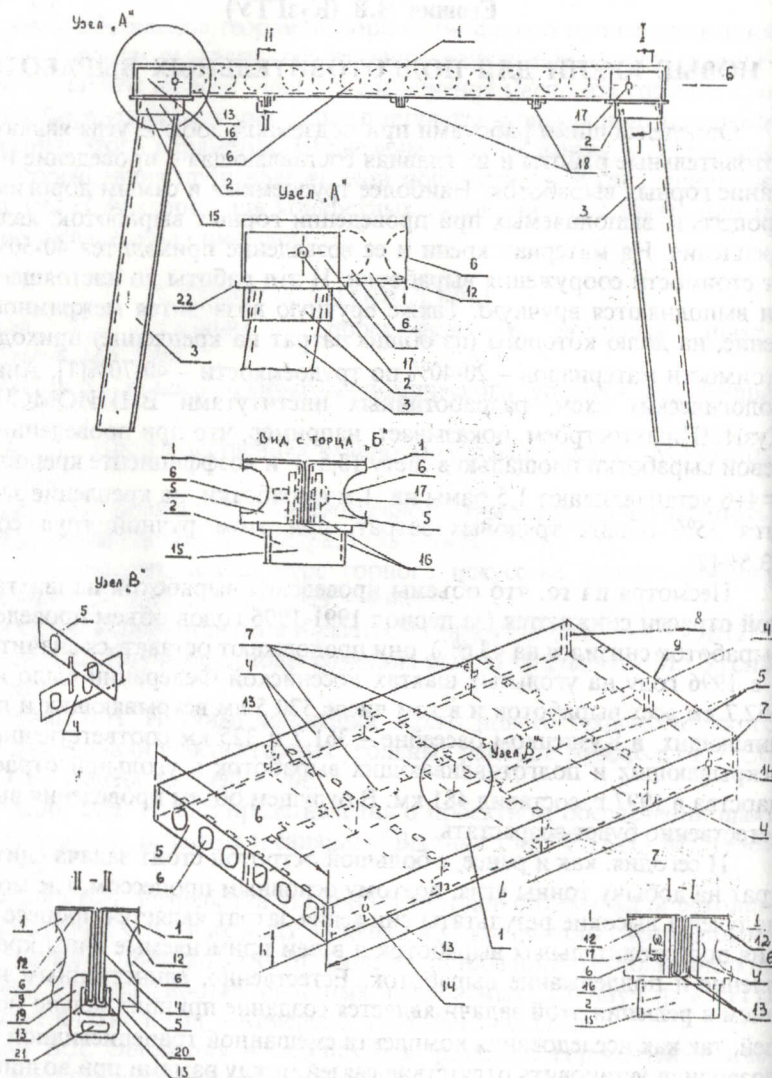


Рис.1. Трапецевидная сплошная крепь для выемочных штреков с верхняком в виде легкой пространственной металлической электросварной конструкции

Крепь этой конструкции состоит из металлического верхняка 1, опор 2 и стоек 3. Верхняк 1 представляет собой каркас из ребер жесткости: поперечных 4 и продольных 5. Ребра жесткости изготавливаются из тонкой (1,5-3 мм) полосовой стали с выштамповкой на всей длине отверстий 6 для облегчения конструкции. Все ребра жесткости, кроме торцевых поперечных, имеют образованные при штамповке равномерно расположенные по длине ребра квадратные удлинения 7 размером 20 на 20 мм, отгибаемые под углом 90° по отношению к плоскости ребра.

Продольные ребра 5 имеют удлинения на торцах 11. На внутреннем поперечном ребре и внутренних продольных ребрах в местах пересечения штампуются прорези для соединения (узел В) с последующим закреплением под углом 90° электросваркой. Наружные ребра жесткости 4 и 5 соединяются электросваркой (точечной) с помощью уголков 8. Каркас из ребер жесткости образуется путем соединения внутренних ребер с наружными с помощью уголков 9 и сварки удлинений на торцах продольных ребер 11 с наружными поперечинами. Готовый каркас обгибается стальным листом 12 толщиной 1 мм и соединяется с ним точечной сваркой во всех точках удлинений ребер жесткости и через 100 мм по всей длине огиба наружных поперечных ребер 13. Для фиксации в опорах 2 на краях верхняка устраиваются отверстия 14. Опоры 2 состоят из платформы 22, стоек 16 и гнезда 15. При возведении крепи на стойки 3, которые могут изготавливаться из любых материалов (дерево, двутавр, швеллер, спецпрофиль), устанавливаются гнездами 15 опоры 2 (виды 1-1, с торца "Б", узел "А"), на последние в пространство между стойками 16 устанавливаются предыдущий и последующий верхняки открытой частью конструкции вниз. В отверстия верхняка 14 и стоек опор 16 устанавливаются фиксирующие штыри 17 со шплинтом. Предыдущий и последующий верхняки соединяются между собой клиновыми замками 18, состоящими из левой 19 и правой 20 частей (вид II-II), соединяемых клином 21.

Конструкция крепи позволяет ускорить ее установку, повысить несущую способность, обеспечить безремонтное поддержание выработки и ликвидацию значительной части ручных работ по перетяжке и, как результат, повысить безопасность ведения работ при проходке и поддержании, производительность и культуру труда.

Ко второму типу новых крепей относятся трапецевидные смешанная с верхняком из спецпрофиля и металлическая из спецпрофиля крепи с элементами соединения рам [5]. Крепи этих новых конструкций в отличие от существующих вместо двух элементов – верхняка и двух стоек имеют три элемента – верхняк, две стойки и межрамные соединения, устанавливаемые на уровне верхняков крепи.

Трапецевидные рамные крепи разработанной конструкции состоят из верхняка 1 (рис.2), стоек 2 и межрамных соединений 3, устанавливаемых на равных расстояниях друг от друга и от крайних точек пролета верхняка в свету.

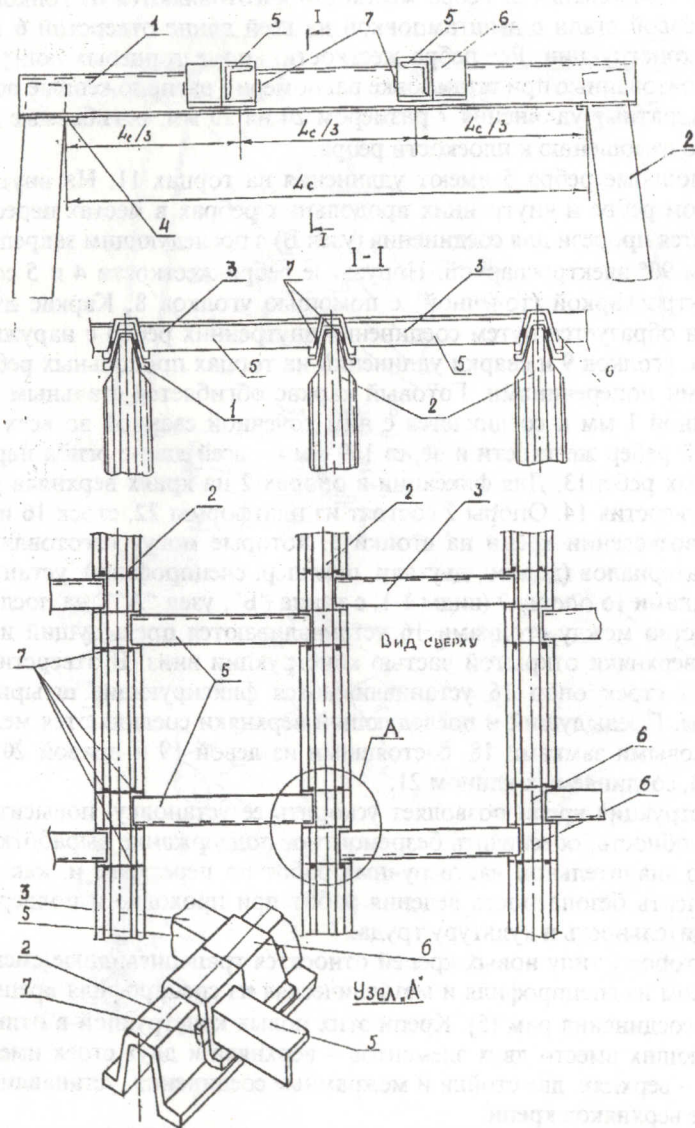


Рис.2. Трапецевидная рамная смешанная крепь с верхняком из шахтного профиля СВП и межрамными соединениями

Верхняк 1 представляет собой отрезок из шахтного профиля СВП необходимой длины с приваренными к нему на концах стальными пластинками 30 на 5 мм 4 для предотвращения сдвижения стоек внутрь выработки. Концы деревянных стоек 2 (стойки могут изготавливаться из СВП или других стальных прокатов, ими могут служить индивидуальные стойки трения и другие конструкции с соответствующими устройствами соединения с верхняком) перед установкой заделываются соответствующим образом.

Главным элементом новых крепей является межрамные соединения 3, состоящие из отрезков уголка 5, к концам которых с помощью электросварки присоединяются отрезки длиной 100-110 мм из соответствующего верхняку размера спецпрофиля 6. Уголок для соединения выбирается в соответствии с размером профиля (может применяться и другой вид проката в соответствии с расчетом).

Установка межрамного соединения производится путем одевания на соседние верхняки отрезков спецпрофиля корытом вниз в требуемом месте. Межрамные соединения с предыдущей и последующей рамами устанавливаются рядом между приваренными к борту профиля бобышками 7. Кровля выработки между верхняками, а также борта между стойками, перетягиваются затяжкой или межрамным ограждением, в качестве которого могут применяться деревянные обанолы, металлическая сетка, железобетонная или металлическая затяжка.

Третьим типом новых крепей является арочная рамная крепь из спецпрофиля с элементами соединения рам [6].

В применяемых в настоящее время арочных металлических креях из спецпрофиля расстояние между рамами фиксируется металлическими "межрамными стяжками" обычно из уголкового стали, устанавливаемыми с помощью хомутов или болтов с ослаблением основания спецпрофиля отверстиям. "Межрамные стяжки" устанавливаются при монтаже очередной рамы крепи для соединения ее с соседней, ранее установленной, т.е. выполняют фактически монтажную роль удержания рамы в требуемом вертикальном положении – перпендикулярно оси выработки.

Для сокращения материалоемкости крепи и трудовых затрат на возведение ее на единицу длины выработки за счет увеличения расстояния между крепежными рамами разработана конструкция арочной крепи нового технического уровня, предусматривающая установку нового элемента крепежной рамы - четырех межрамных соединений (при крепи 2-х путевого сечения), двух на верхняке крепи в точках деления его на три равных части и двух на стойках крепи на уровне половины длины их в свету (рис.3). Межрамные соединения представляют собой равнобокий уголок (или другой профиль) с прикрепленными с помощью электросварки к его концам отрезками спецпрофиля соответствующего размеру верхняка. Длина отрезков спецпрофиля определяется размеров выбранного уголка, который, в свою очередь, принимается из условия достижения передачи на соседние верхняки расчетной части прилагаемой нагрузки.

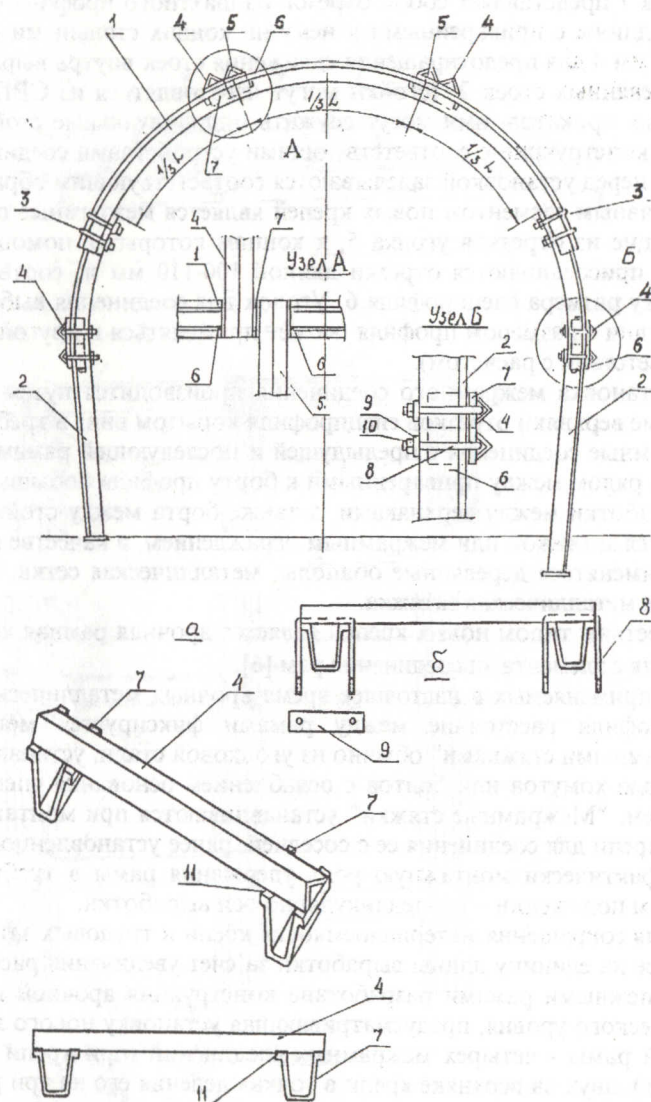


Рис.3. Арочная рамная крепь из спецпрофиля с элементами соединения: 1- верхняк; 2- стойки; 3- хомуты соединения верхняка и стоек; 4,5- межрамные соединения; 6- бобышки фиксации места расположения соединения; 7- отрезки спецпрофиля соединений; 8- скобы межрамных соединений; 9- планки соединений; 10- гайки соединений; 11- сварные швы

Установка верхних межрамных соединений производится путем вставки отрезков спецпрофиля в желоба верхняков предыдущей и устанавливаемой рам в места, ограниченные бобышками. Боковые межрамные соединения устанавливаются на стойках аналогично с фиксацией в местах ограниченных бобышками с помощью скоб (хомутов), приданных соединениям во время изготовления. В крепи для однопутевого сечения на верхняке устанавливается одно соединение.

Введение в крепь межрамных соединений вместо "межрамных стяжек" для фиксации продольной устойчивости и положения крепежных рам в выработке позволяет одновременно с повышением жесткости и продольной устойчивости рам обеспечить передачу нагрузки с нагружаемой рамы на соседние, повысить несущую способность крепи при увеличении расстояния между рамами.

Четвертым типом новых крепей является трапецевидная одностоечная крепь из спецпрофиля с элементами соединения рам [7].

Одним из недостатков трапецевидных (прямоугольных) металлических и смешанных крепей является их излишняя и высокая материалоемкость. Основной нагрузкой на раму крепи является вертикальная нагрузка на горизонтальный верхняк крепи, который, в этом случае, работает в режиме поперечного изгиба. Стойки рамы, на которые своими концами опирается верхняк, каждая воспринимает на себя только примерно половину нагрузки, прилагаемой к верхняку, работая в режиме продольного сжатия. То есть крепежная рама, указанных крепей, имеет неравномерно нагруженные элементы, что определяется ее конструкцией. Менее нагруженными элементами являются стойки рамы, которые, в большинстве случаев, изготавливаются из того же материала, что и верхняк. За счет этого завышается материалоемкость крепи на единицу длины выработки, примерно на 30%.

Указанный недостаток ликвидируется за счет устранения одной из двух стоек. В этом случае новая конструкция крепи представляет собой верхняк, устанавливаемый, как и ранее, перпендикулярно продольной оси выработки и одну вертикальную стойку. Верхняк опирается на стойку в точке на одной трети его длины (рис.4,5).

Для обеспечения горизонтального (или близкого к нему нужного) положения верхняка и исключения консоли между верхняком и стойкой устанавливается укосина, соединяющая стойку со второй точкой верхняка, расположенной на одной трети длины его от второго конца.

Стойкой в крепежной конструкции может служить отрезок спецпрофиля того же размера, что и верхняк, другого равнопрочного указанному профилю, деревянная стойка, клиновидная стойка трения и др. В последних случаях укосина своим нижним концом опирается на удлиненные концы хомута устанавливаемого на требуемой высоте стойки.

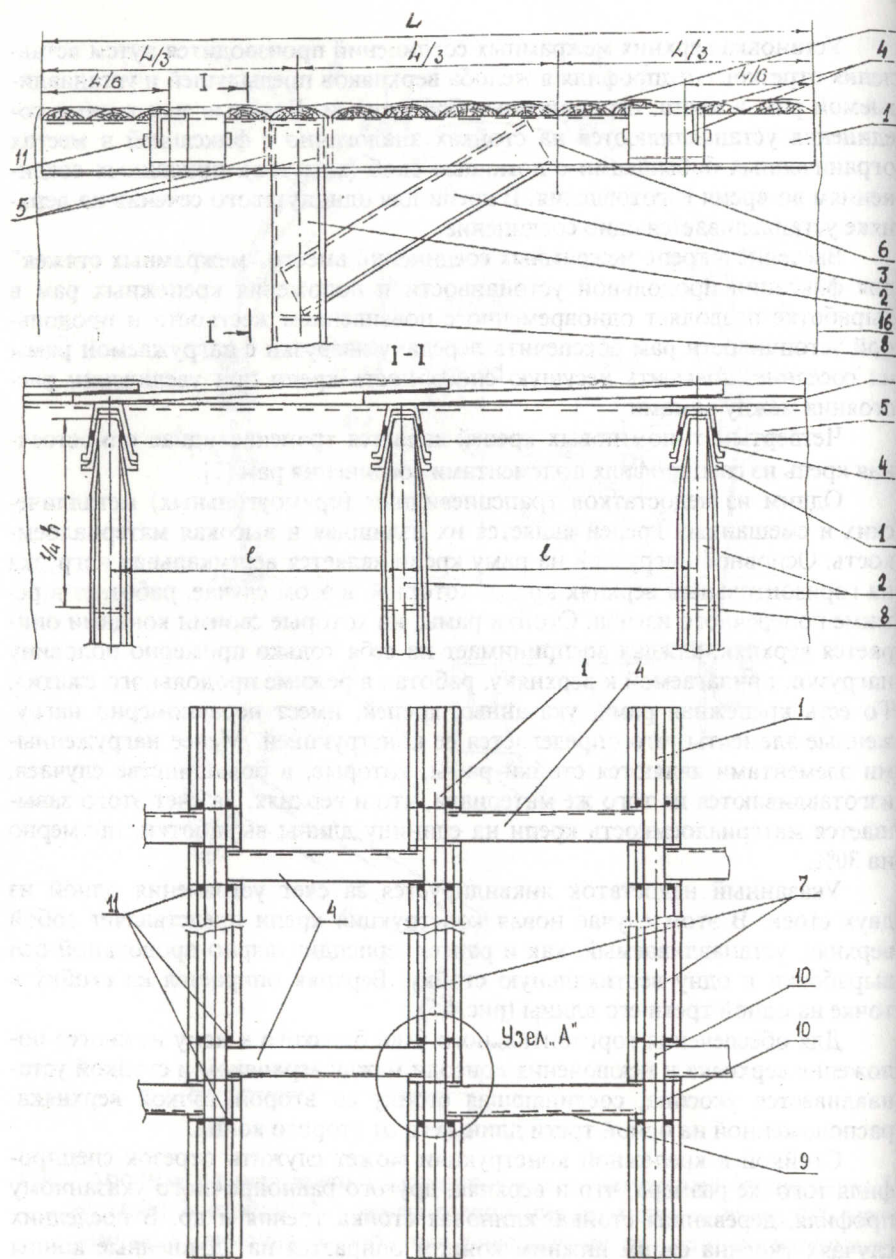


Рис.4. Однострочная креп подготовительных выработок с межрибными соединениями

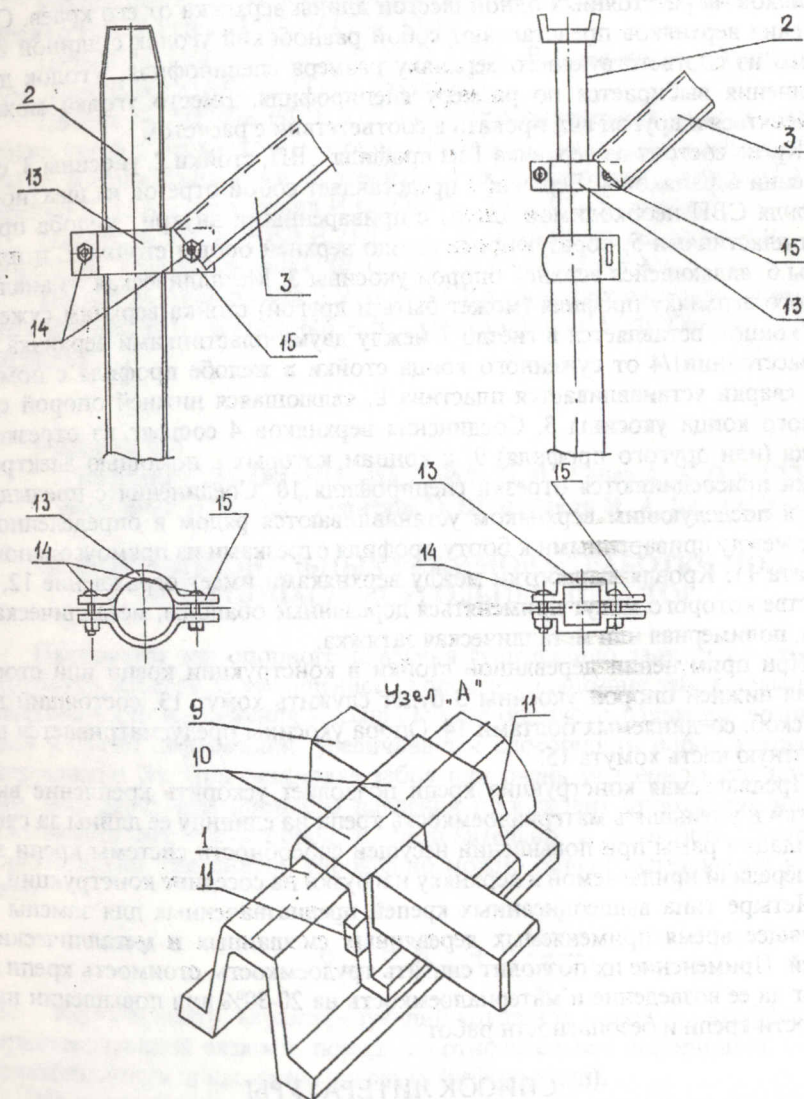


Рис.5. Элементы устройства укосин в однострочной крепи подготовительных выработок с элементами соединения

Для четкой фиксации верхняка в положении перпендикулярном продольной оси выработки и обеспечения связи крепежных конструкций единую систему крепи предусматривается установка двух соединений верхняков на расстояниях одной шестой длины верхняка от его краев. Соединения верхняков представляют собой равнобокий уголок с длиной 80-100 мм из соответствующего верхняку размера спецпрофиля. Уголок для соединения выбирается по размеру спецпрофиля. Вместо уголка может применяться и другой вид проката в соответствии с расчетом.

Крепь состоит из верхняка 1 из профиля СВП, стойки 2, укосины 3, соединений верхняков 4. Верхняк 1 представляет собой отрезок из шахтного профиля СВП необходимой длины с приваренными внутри желоба профиля пластинами 5, образующими гнездо верхней опоры стойки 2, и пластины 6, являющейся верхней опорой укосины 3. Металлическая из аналогичного верхняку профиля (может быть и другой) стойка верхним суженным концом вставляется в гнездо 7 между двумя пластинками верхняка 5. На расстоянии 1/4 от суженного конца стойки в желобе профиля с помощью сварки устанавливается пластина 8, являющаяся нижней опорой суженного конца укосины 3. Соединения верхняков 4 состоят из отрезков уголка (или другого профиля) 9, к концам которых с помощью электросварки присоединяются отрезки спецпрофиля 10. Соединения с предыдущим и последующим верхняком устанавливаются рядом в определенном месте между приваренными к борту профиля отрезками из прямоугольного проката 11. Кровля выработки между верхняками имеет ограждение 12, в качестве которого могут применяться деревянные обапола, металлическая сетка, полимерная или металлическая затяжка.

При применении деревянной стойки в конструкции крепи или стоек трения нижней опорой укосины 3 будет служить хомут 13, состоящий из двух скоб, соединяемых болтами 14. Опора укосины предусматривается на удлиненную часть хомута 15.

Предлагаемая конструкция крепи позволяет ускорить крепление выработки и уменьшить материалоемкость крепи на единицу ее длины за счет ликвидации рамы при повышении несущей способности системы крепи за счет передачи прилагаемой к верхняку нагрузки на соседние конструкции.

Четыре типа вышеописанных крепей предназначены для замены в настоящее время применяемых деревянных смешанных и металлических крепей. Применение их позволит снизить трудоемкость, стоимость крепи и затрат на ее возведение и материалоемкость на 20-30% при повышении надежности крепи и безопасности работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крепление и поддержание подготовительных выработок / Егоров П.В., Андрианов А.П., Кухаренко Е.В., Егосин В.В. и др. - Кемерово: Издательство "Притомское", - 1991. - 140с.

2. Булычев И.С., Фотиева Н.Н., Стрельцов Е.В. Проектирование и расчет крепи капитальных выработок. - М.: Недра, 1986. - 288 с.
3. Исследование работы комплекта смешанной крепи / Егосин В.В., Кухаренко Е.В. // Уголь, 1995. №11. - С.13-14.
4. Патент № 1804561 СССР Е 21 Д 11/14 Рамная крепь /Егосин В.В., Кухаренко Е.В. Оpubл. 22.03.93. - Бюлл. №11.
5. Патент № 2082006 РФ Е 21Д 11/14 Трапезиевидная рамная металлическая крепь с верхняком из спецпрофиля или смешанная крепь с верхняком из спецпрофиля для подготовительных выработок / Егосин В.В., Кухаренко Е.В., Александрович И.Ф. Оpubл. -20.06.97. - Бюлл. №17.
6. Патент № 2107819 РФ Е 21Д 11/14 Рамная крепь /Егосин В.В., Кухаренко Е.В., Александрович И.Ф. Оpubл. -27.03.98. -Бюлл. №9.
7. Патент № 2116453 РФ Е 21Д 11/14 Крепь подготовительных выработок / Егосин В.В., Кухаренко Е.В., Александрович И.Ф. Оpubл. 27.07.98. - Бюлл. №21.

УДК 622. 831

Калинин С. И. (КузНИУИ), Егоров П. В., Ренев А. А. (КузГТУ),
Василенко Н. К. (ш. "Усинская"), Шундулиди И. А. (ш. им. Ленина)

ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ УДАРООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Параметры зон опорного давления существенно зависят от скорости отработки пластов. С увеличением скорости подвигания забоя повышается интенсивность нагружения массива в зоне опорного давления, возрастает доля упругой деформации, увеличивается способность пород к хрупкому разрушению [1]. При остановке забоя или очень медленном его подвигании, под действием опорного давления происходит уплотнение массива, повышается жесткость пород, а, следовательно, и хрупкость. Поведение горных пород при сжатии упрощенно можно описать следующим уравнением

$$\sigma_{сж} = K_{хр} + \eta \frac{dX}{dt},$$

где $K_{хр}$ - параметр, характеризующий хрупкость пород; η - коэффициент, характеризующий вязкость пород; x - относительная деформация; t - продолжительность приложения нагрузки (деформации).

Из уравнения видно, что характер разрушения пород характеризуется скоростью деформации: при высокой скорости протекания процесса, величина $\sigma_{сж}$ быстро достигает значения $\sigma_{сж} (max)$, происходит хрупкое разрушение и наоборот, при медленном протекании процесса, возрастает пластических деформаций.

Скорость подвигания очистных работ изменяется в очень широких пределах, даже в одном очистном забое. Поэтому, исследования влияния скорости подвигания забоя на параметры опорного давления проводились длительно в различных забоях при различных вынимаемых мощностях пластов. Исследованиями были охвачены пласты мощностью от 1,5 до 4,5 м, глубина работ составляла 220-270 м, кровля во всех забоях была отнесена к труднообрушаемой. Результаты исследований были сгруппированы по мощности в 2 группы и по скорости также в 2 группы: вынимаемая мощность (m_b) 1,7-2,5 м и 3,5-4,5 м, скорость подвигания забоя (V_n) 1,5-2 м/сутки и 6-10 м/сутки.

Было установлено, что концентрация напряжений ($P_{max}/\gamma H$) в зоне опорного давления с увеличением скорости подвигания забоя возрастает, как при отработке пластов средней мощности, так и мощных. Максимум давления смещается ближе к краевой части забоя, длина зоны опорного давления (l) снижается, зона опорного давления сужается по длине и вытягивается вверх от пласта в массив. При резком снижении скорости подвигания забоя (1,5-2 м/сутки), концентрация напряжений в зоне опорного давления снижается примерно в 2 раза, как при мощности пласта 1,7-2,5 м, так и при мощности пласта 3,5-4,5 м. Длина зоны опорного давления, зона опорного давления растягивается по длине, но действие ее в глубь (вверх) массива снижается, (рис 1.)

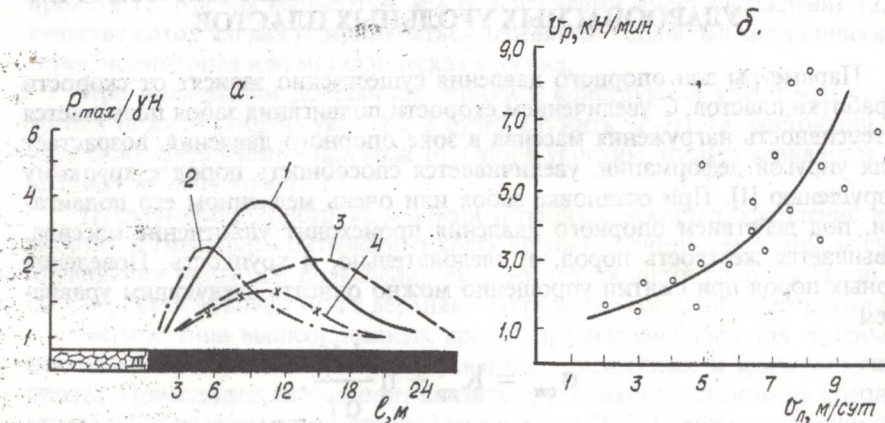


Рис.1. Влияние скорости подвигания забоя на изменение параметров зоны опорного давления впереди очистного забоя (а) и нагрузки на секцию крепи (б): 1 - при $m_b = 3,5 - 4,5$ м, $V_n = 6 - 10$ м/сутки; 2 - при $m_b = 1,7 - 2,5$ м, $V_n = 6 - 10$ м/сутки; 3 - при $m_b = 3,5 - 4,5$ м, $V_n = 1,5 - 2$ м/сутки; 4 - при $m_b = 1,7 - 2,5$ м, $V_n = 1,5 - 2$ м/сутки

Таким образом, с увеличением скорости подвигания забоя повышается интенсивность нагружения массива в зоне опорного давления: за счет повышения скорости, возрастает доля упругой деформации и создаются благоприятные условия для внезапного хрупкого разрушения массива, увеличивается вероятность возникновения горного удара.

Специальными исследованиями в условиях шахт "Распадская", им. Ленина устанавливались предельные верхняя и нижняя скорость подвигания забоя.

На шахте "Распадская" исследования проводились при отработке пласта 7-7а и 6-6а комплексами 4КМ-130, 2УКП, КМ-142. Вынимаемая средняя мощность изменялась от 3,8 м до 4,2 м. Средняя длина лавы составляла 100-120 м. Во всех лавах кровля была отнесена к труднообрушаемой. Во всех случаях при снижении скорости подвигания забоя до 2 м/сутки, геомеханическая ситуация в забое резко ухудшалась: усиливался отжим угля, появлялось куполообразование, стойки крепи 4М-130 садились "нажестко". При увеличении скорости подвигания забоя до 8-10 м/сутки также наблюдалось ухудшение геомеханической ситуации в забое, выражающееся в повышении давления пород на крепь. Аналогичные результаты были получены при проведении исследований на шахте им. Ленина. По результатам исследований рекомендована рациональная зона скорости подвигания забоя в пределах от 3 м/сутки до 10 м/сутки [2].

Измерение реакции гидростоек механизированных крепей при различной скорости подвигания забоя подтверждают существующее мнение о том, что с ростом скорости отработки интенсивнее происходят геомеханические процессы в очистном забое. Установлено, что скорость пригрузки реакции стоек возрастает. При увеличении скорости подвигания забоя с 4 м/сутки до 8 м/сутки, скорости пригрузки стоек увеличиваются почти в два раза, максимальное значение давления в зоне опорного давления также увеличивается в два раза.

Таким образом установлено, что изменяя скорость подвигания забоя, представляется возможным управлять горным давлением в зоне опорного давления, увеличивая или уменьшая концентрацию напряжений в краевой части пласта. Наиболее эффективно управление горным давлением в зоне опорного давления можно осуществлять путем изменения скорости подачи комбайна. На рис. 2 представлены графики для выбора рационального режима работы очистного забоя при отработке удароопасных пластов с труднообрушаемой кровлей. Графики составлены из условия, что максимальная скорость подвигания очистного забоя не превышает 10 м/сутки, минимальная скорость 4 м/сутки, вынимаемая мощность пласта изменяется от 2,5 до 4,5 м, длина лавы от 100 м до 260 м, а скорость подачи комбайна при выемке угля от 1,5 м/мин до 7,5 м/мин. Графики позволяют определить предельные длины лав, при которых представляется возможным изменять скорость подвигания от 4 м/сутки до 10 м/сутки. Например, при выбранной, по условиям физико-механических свойств угля, скорости подачи

комбайна 5 м/мин минимальная длина принимаемой лавы должна быть 100 м, максимальная длина не должна превышать 215 м. Можно устанавливать рабочий режим в забое, заключающийся в определении рациональной скорости подвигания забоя и рациональных режимов работы комбайна. Например, при установлении скорости подвигания забоя не менее 6 м/сутки при длине лавы 160 м выемка угля комбайном должна производиться на скорости не менее 5 м/мин. Кроме того, графики позволяют для конкретной длины лавы ориентировочно, зная шаг осадки основной кровли, выбирать скорости подвигания забоя и за счет этого увеличивать или уменьшать величину опорного давления впереди забоя, а, следовательно, повышать или понижать вероятность возникновения горного удара. Например, при длине лавы 180 м, перед очередным обрушением основной кровли необходимо снизить давление впереди забоя. Для этого устанавливается скорость подвигания забоя 4 м/сутки за счет режима работы комбайна на скорости не более 3 м/мин. После обрушения кровли скорость подвигания забоя может быть увеличена до 8-10 м/сутки путем установления режима работы комбайна на скоростях подачи 7.5 м/мин и более.

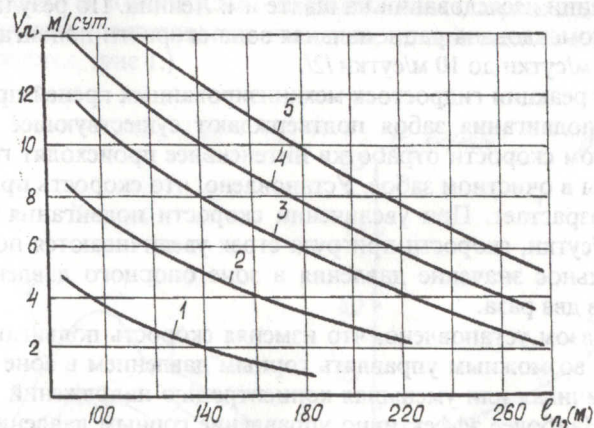


Рис. 2. Графики для выбора рациональных режимов отработки угольных удароопасных пластов: 1 - длина лавы; 1, 2, 3, 4, 5 - скорости подвигания комбайна 1.5, 3, 5, 7.5, 10 м/мин соответственно

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Механика горных пород и устойчивость выработок шахт Кузбасса / Под редакцией проф. В. Г. Кожевина. - Кемерово: Кемеровское книжное изд-во, 1973. - 345 с.
2. Калинин С.И. Геомеханическое обоснование основных параметров технологии отработки пластов с труднообрушаемой кровлей в Кузбассе // Управление состоянием массива горных пород: Сб. науч. тр. / КузПИ. - Кемерово, 1990. - С. 4 - 11.

УДК 622.341

Шевелев Ю.А.

(Кузбасский государственный технический университет),
Скляр Н.И., Матвеев И.Ф. (Таштагольский рудник)

КОМПЛЕКСНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И РЕАЛИЗАЦИЯ ПРОГРЕССИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ЭФФЕКТИВНОЙ И БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ ТАШТАГОЛЬСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Динамичный переход экономики России на рельсы рыночных отношений предопределил целый ряд серьезных требований к эффективности функционирования отраслей промышленного производства. В сложившейся ситуации эффективность функционирования горного производства может быть обеспечена лишь на предприятиях высокого технико-экономического уровня, определяющего их жизнестойкость и конкурентоспособность. На первый план при этом выходят вопросы технико-технологического перевооружения и повышения уровней безопасности горнодобывающего предприятия, а проведение исследований, направленных на решение лишь отдельных вопросов, не приводит к выходу на комплексный результат проблемного уровня.

Концепция обеспечения рентабельности и конкурентоспособности горнодобывающего предприятия в условиях рыночной экономики предусматривает создание и реализацию технологий и средств эффективной и безопасной отработки запасов, особенно в постоянно усложняющихся горно-геологических условиях. Это в полной мере относится и к отработке Таштагольского железорудного месторождения, работы на котором в удароопасных условиях ведутся уже около 30 лет.

Обеспечение безопасности и эффективности горных работ при отработке нижних удароопасных горизонтов Таштагольского месторождения требует обоснования регламентирующих параметров очистных и подготовительных забоев и их взаимосвязи в комплексе горного производства:

- регламентация технологических параметров проведения горных выработок по удароопасным породам;
- регламентация порядка ведения горных работ в районах тектонических и сейсмических зон;
- оптимизация параметров технологии очистных работ, в том числе оценка стоимостных параметров управления массивом при отработке удароопасных участков;
- регламентация прогноза динамического состояния массива и контроля эффективности мероприятий по снижению напряжений на всех этапах отработки месторождения.

Важнейшим условием обеспечения требуемого уровня безопасности подземных горных работ является надежная диагностика напряженно-

деформированного состояния горного массива, обеспечивающая своевременное выявление вероятности аномальных проявлений геомеханических процессов и выработки действенных мер борьбы с ними на всех стадиях развития аварийных ситуаций.

Наиболее перспективные подходы к распознаванию аномальных ситуаций в первую очередь должны основываться на разработке, развитии и совершенствовании методов прогнозирования геомеханической обстановки с последующим выходом на создание геомониторинга. Имея в распоряжении должное математическое и аппаратное обеспечение можно проводить уточненные, экспертные, оперативные и многовариантные расчеты и оценки, прогнозирующие развитие аварийной ситуации, позволяющие осуществлять геомеханическое сопровождение горных работ для недопущения перехода аварийных ситуаций в неуправляемое состояние.

Регламентация прогноза горных ударов и контроля эффективности мероприятий по снижению напряжений на Таштагольском месторождении выполняется в рамках разработанной и внедренной многофакторной системы контроля напряженного состояния горного массива /1/, развитие которой позволит обеспечить геомеханический мониторинг в период планирования, подготовки и ведения горных работ для обеспечения геотехнической стабильности подземной разработки.

Актуальность вопроса обеспечения устойчивости горных выработок в удароопасных зонах определяется ростом с глубиной числа негативных динамических проявлений горного давления различной интенсивности, а также резким увеличением величин смещений пород кровли, почвы и бортов выработок.

Длительные наблюдения за состоянием горных выработок, проводимых на месторождении, позволили осуществить регламентацию технологических параметров проведения и поддержания горных выработок, обеспечивающих их устойчивость /2,7/:

- выбор места заложения и формы сечения выработок осуществлять с учетом действующих главных напряжений;
- проведение выработок осуществлять с использованием мероприятий по предупреждению динамических проявлений (передовая незаряжаемая скважина, разгрузочные щели, камуфлетное взрывание) и контролем эффективности противоударных мероприятий;
- обязательное крепление подготовительных, нарезных и капитальных выработок.

Креплению выработок при этом следует уделять особое внимание. На месторождении особые коррективы в эту область горных работ внес горный удар, происшедший 25.12.82г. Анализ разрушений крепи выработок гор.-210м и гор.-140м показал, что железобетонные крепи в большей мере, чем другие виды крепи гарантировали безопасность людей. В связи с этим был принят следующий порядок крепления выработок, который по настоящее время остается неизменным. Все откаточные выработки, начиная с

гор.-70м и ниже, крепятся вслед за подвиганием забоя сначала временной, а затем постоянной крепью с отставанием от забоя не более 3.5м. В качестве временной используется крепь из спецпрофиля СВП-17 с деревянной затяжкой, анкерная крепь с металлической решетчатой сеткой, в качестве постоянной - бетонная или железобетонная крепь толщиной не менее 250мм. Креплению в обязательном порядке, с отставанием не более 3.5м от забоя, подлежат также все выработки горизонта подсежки. В качестве крепи при этом используется анкерная крепь с металлической сетчатой затяжкой. Выработки буровых горизонтов крепятся по мере необходимости деревянной крепью. Внедрение данного мероприятия позволяет без особых осложнений проводить и поддерживать выработки в условиях высокого горного давления.

Геомеханическое состояние массива на месторождении определяется природными и техническими факторами. При этом динамические явления рассматриваются как результат взаимодействия двух полей напряжений: естественного поля, существующего в массиве до ведения горных работ, и техногенного поля напряжений, создаваемого инженерной деятельностью человека в процессе отработки месторождения.

Влияние технологии очистных работ, как технического фактора, на геомеханическую обстановку месторождения осуществляется через процессы, ведущие к образованию полостей в массиве и к изменению их формы и размеров. Появление полости, даже небольших размеров, на больших глубинах вызывает предельно-напряженное состояние пород вокруг нее. Полости больших размеров вызывают необратимые перераспределения напряжений и распространяются на значительное расстояние от мест ведения горных работ, ухудшают геодинамическую обстановку на месторождении.

Изменение геодинамической обстановки оказывало основное влияние на выбор параметров, элементов и вариантов применяемых систем разработки /3-7/.

Таштагольское месторождение представлено линзообразными в плане и столбообразными в проекции рудными телами мощностью от 2 до 100 м, длиной по простиранию до 500 м. Длина рудной зоны единственного находящегося в отработке Восточного участка по простиранию достигает 800-1220 м, ее истинная мощность изменяется от 40 до 100 м. Падение зоны крутое, восточное (80-90°). Коэффициент крепости руд по шкале Протодьяконова 14-16. Плотность руды изменяется от 3.02 до 4.7 т/м³, составляя в среднем по месторождению 3.85 т/м³.

Породы представлены сенинитами, диоритами, скарнами, сланцами, туфосланцами, известняками и др. Коэффициенты крепости пород 8-10 у сланцевых, 13-16 у скарнов. Объемный вес от 2.2 до 3.01 т/м³.

Верхняя часть месторождения до гор. +508 м (с июня 1941 года) отработывалась открытым способом. С 1946 года ведется подземная разработка системами с обрушением. Первый подземный этаж 450-508 м. В этом этаже применялась камерная система разработки с подэтажной отбойкой

руды штанговыми скважинами с параллельным или веерным их расположением.

Основной горизонт готовился по ортовой кольцевой схеме с расстоянием между ортами 22 м. Параметры блока составляли: высота блока 60 м (равна высоте этажа), ширина 22 м, из которых ширина камеры составляла 14 м, междуканнерного целика - 8 м.

Отбойка руды в камерах велась послойно из открытых заходок. Междуканнерный целик (МКЦ) обрушался комбинированным способом (штанговыми скважинами и минными зарядами), потолочина - минными зарядами. Площадь обнажения потолочин достигала 1000 м², а объем пустот составлял 50000 м³.

Выпуск руды производился через камеры грохочения с погрузкой в вагоны из люка с секторным затвором с ручным приводом. Размер кондиционного куска составлял 300-400 мм. Выход негабарита при отработке камер достигал 30%, расход ВВ при отбойке в камерах составлял 0.3-0.4 кг/т, при погашении МКЦ и потолочины 0.7-0.9 кг/т, на вторичном дроблении 0.1-0.3 кг/т. Объем подготовительных нарезных выработок на 1000 т добытой руды изменялся от 6 до 8 пог.м. Потери руды составляли 4-5%, разубоживание 15-17%. Содержание железа в добытой руде колебалось в пределах 42-43%.

Применение каннерной системы разработки с подъэтажной отбойкой руды в этажах +390 - +450 м и +450 - 508 м не вызывало особых осложнений, хотя имели место обрушения открытых заходок в камерах. Благодаря внедрению бурового агрегата БА-100, отработка этажа +270 - +350 м начала осуществляться этажно-каннерной системой с отбойкой руды в камерах глубокими скважинами.

Параметры системы отработки остались прежними: высота блока 60 м, камеры 38-40 м, ширина камер 14 м, МКЦ - 8 м. Отбойка руды в камерах велась послойно из открытых заходок с параллельной схемой расположения скважин. Расход ВВ на отбойку в камерах составлял 0.35-0.4 кг/т. МКЦ обрушали пучками нисходящих скважин, пробуренных из откаточного орта, потолочину - минными зарядами с расходом ВВ 0.7-0.9 кг/т. С переходом на этажную отбойку руды скважинами резко уменьшилась протяженность подготовительных нарезных выработок на 1000 т руды (до 5-6 м). Производительность камер возросла до 10-15 тыс. тонн в месяц, производительность труда рабочего по руднику составила 90 тонн в месяц, а по системе - 12-14 тонн в смену. Уход от открытых подъэтажных заходок позволил повысить безопасность ведения очистных работ.

Выпуск руды по-прежнему осуществлялся через камеры грохочения с погрузкой в вагоны из люков с секторным затвором.

Отработка горизонтов +330, +270 и +210 м велась преимущественно этажно-каннерной системой разработки (до 95-96% объема добычи). Однако в этажах +270 - +330 м и +210 - +270 м параметры этой системы перестали отвечать требованиям безопасности ведения работ. На глубине 300-400 м

от поверхности начали проявляться первые динамические проявления в форме стреляний, интенсивного заколообразования, случаи самообрушения МКЦ и потолочины до окончания отработки камер. Это обусловило необходимость изменения параметров системы разработки. В отдельных блоках ширину МКЦ увеличивали до 18 м, ширину камер уменьшали до 9 м, а площадь обнажения до 400 м². Однако динамическая ситуация продолжала ухудшаться. Участились стреляния горных пород в очистных забоях, снизилась устойчивость выработок, разрушение целиков и потолочин приняло систематический характер.

С 1975 года на месторождении начала применяться система непрерывного панельного этажно-принудительного обрушения с вибровыпуском руды, разработанная коллективом рудника совместно с учеными ИГД Сибирского отделения АН СССР и ВостНИГРИ. Новая система включала прогрессивный метод отбойки руды комплектами (пучками) сближенных скважинных зарядов, высокопроизводительную технологию выпуска и доставки руды установками ВДПУ-4ТМ "Сибирячка", скоростную подготовку блоков к очистной выемки за счет концентрации подготовительных работ в блоке.

Сущность системы заключалась в том, что рудное тело в пределах этажа разбивалось на блоки шириной 27 м (расстояние между ортами), высотой 70 м (высота этажа), длиной равной мощности рудной зоны. Отбойка руды производилась нисходящими, восходящими и горизонтальными пучками скважин на компенсационные камеры прямоугольной формы шириной 5 м с одной стороны и зажатую среду (обрушенный массив примыкающего блока) с другой. В качестве подсечки массива использовались траншейная подсечка, плоская подсечка и комбинации траншейной подсечки с плоской.

Технологическими массовыми взрывами общей массой одновременно взрываемого ВВ от 0.5 до 10 тонн первоначально оформлялась подсечка блока, затем компенсационные камеры. Основной массив блока и потолочина взрывались массовым взрывом. Величина заряда массового взрыва доходила до 500 тонн, составляя в среднем 150 - 300 тонн. Взрывание было короткозамедленным: с замедлением 25 мс между пучками в ряду и 50 мс между рядами пучков.

Выпуск и разгрузка руды в вагоны производились виброустановками ВДПУ-4ТМ, что позволило увеличить размер кондиционного куска руды на выпуске до 1000 мм. При этом вторичное дробление негабаритных кусков руды выполнялось в нижней части разворота или на платформе установки ВДПУ-4ТМ, для чего использовались специально пройденные из орта смотровые выработки.

Внедрение системы позволило за счет сокращения площади обнажения потолочины до 100-200 м² и объема пустот в блоке до 5-10 тыс. м³ на определенный период времени улучшить геодинамическую ситуацию в очистных блоках, уйти от обрушения потолочины и МКЦ. При этом были дос-

тигнуты довольно высокие показатели. Расход ВВ на отбойку руды в блоке составил 0.55 кг/т, на вторичное дробление 0.05 кг/т - 0.06 кг/т, выход негабарита 3-4%. Протяженность подготовительных нарезных выработок была снижена до 3 м на 1000 тонн добытой руды. Потери руды стабилизировались на уровне 11-12%, разубоживание на 30-31%. Производительность труда рабочего на подземных работах превысила 23 т/чел. смену рабочего по руднику 240-250 т/мес., себестоимость руды по системе снизилась в 1.3 раза.

С понижением горных работ до глубины 520 м от поверхности (гор. 70 м) снизилась устойчивость прямоугольных компенсационных камер. Частыми стали разрушения бортов камер, причем разрушения обычно сопровождалась горными ударами, что создавало реальную угрозу для жизни людей, работающих в выработках буровых подъездов.

Ухудшилась ситуация в днищах блоков. Массовыми стали случаи разрушения бортов и кровли смотровых выработок, используемых для ликвидации завесаний руды в разворотах. В некоторых случаях смотровые выработки просто раздавливали. Разрушения смотровых выработок сопровождалась динамическими явлениями и вели к ослаблению массива днища блока, разрушению крепи ортов, к снижению в целом безопасности работ на выпуске руды.

Образование траншейной подсечки стало сопровождаться нарушениями штанговых скважин, их значительными потерями, нарушениями траншейных ортов, возникновением в них I и II категорий удароопасности. Внедрение на месторождении системы разработки с отбойкой руды в зажатой среде вертикальными пучками параллельно сближенных скважин, разработанной специалистами рудоуправления совместно с научными работниками ИГД СО АН СССР и ВостНИГРИ, явилось попыткой разрешения всех вышеперечисленных проблем.

По сравнению с предыдущей системой в новую были внесены следующие изменения: исключены компенсационные камеры; осуществлен переход на плоскую горизонтальную подсечку высотой 2 м; исключена проходка смотровых выработок в днище блока; выполнение обрушения блока за 2 раза, послойно.

Система разработки с отбойкой руды в зажатой среде наиболее широко применялась в 1981-1983 г.г. в этажах (-140)-(-70) м и (-70)-(+0) м, являясь основной системой в этот период. При отработке запасов в этажах (-210)-(-140) м и (-140)-(-70) м горное давление и сейсмическое воздействие массовых взрывов стали вызывать серьезные разрушения бортов и кровли, вывалы, разрушение крепи в выработках бурового горизонта, совмещенных с верхним основным горизонтом. Возникли серьезные проблемы, такие как переуплотнение руды при отбойке, приводящее к потерям руды в блоках, значительные объемы восстановительных и крепежных работ в выработках буровых подъездов, вызванные высоким сейсмическим воздействием

взрывов и большими объемами выбросов горной массы в выработке бурового подъезда при отсутствии компенсационных камер.

Итогом внедрения системы с отбойкой в зажатой среде стало сдерживание интенсивности отработки блоков, снижение производительности труда в целом по шахте, рост себестоимости добычи.

Поэтому в первой половине восьмидесятых годов возникла необходимость изменения технологии отработки. Специалисты рудоуправления, НПО "Сибруда" совместно с научными работниками ВостНИГРИ разработали и внедрили систему этажного принудительного обрушения с отбойкой руды пучками вертикальных скважин на компенсационные камеры эллипсовидной (реже круглой) формы с одной стороны и на зажатую среду с другой. Вариант системы представлен на рисунке.

Система сконцентрировала в себе элементы, зарекомендовавшие себя с положительной стороны при ведении работ в удароопасных условиях. По сравнению с системой с отбойкой руды в зажатой среде, система с отбойкой руды на компенсационные камеры эллипсовидной формы и зажатую среду имеет следующие отличительные особенности.

Эллипсовидные компенсационные камеры размерами по длине блока до 20 м, соотношением осей эллипса 1:1.6-2.5 и с ориентировкой длиной оси вкрест простирания рудной зоны.

Проходка бурового подъезда на 10 м ниже верхнего основного горизонта.

Параметры системы: ширина блока 27 м, длина равны мощности рудной зоны, высота 70 м.

Порядок подготовки блока, его обрушения и способ выпуска руды из блока аналогичны двум предыдущим системам. Наиболее широкое распространение система с отбойкой руды на компенсационные камеры эллипсовидной формы и зажатую среду получила в девяностые годы. Сегодня с использованием данной системы добывается 95% руды. Система используется начиная от этажа (-70)-(+0) м и заканчивая этажом (-280) - (-210) м. Эллипсовидная форма компенсационных камер позволила обеспечить их устойчивость в условиях высокого горного давления, довести объемы пустот в камере до 5-7.5 тыс.м³ и коэффициент компенсации в блоке до 1.2-1.25, тем самым решить проблему переуплотнения руды при массовых взрывах.

Унаследовав от предыдущих систем их элементы и параметры, положительно зарекомендовавшие себя в удароопасных условиях отработки месторождения, система с отбойкой руды на компенсационные камеры эллипсовидной формы и зажатую среду переняла от них и довольно высокие показатели. Расход ВВ на отбойку составляет 0.5 кг/т, на вторичное дробление 0.05 кг/т, выход негабарита 3-4%. Потери руды 11-12%, разубоживание 31-33%. Расход подготовительных нарезных выработок на 1000 т руды составляет 2.5-3 м. Однако ухудшение динамической обстановки на гор. (-210), (-280) м не могло не отразиться на ряде показателей. Так, за счет

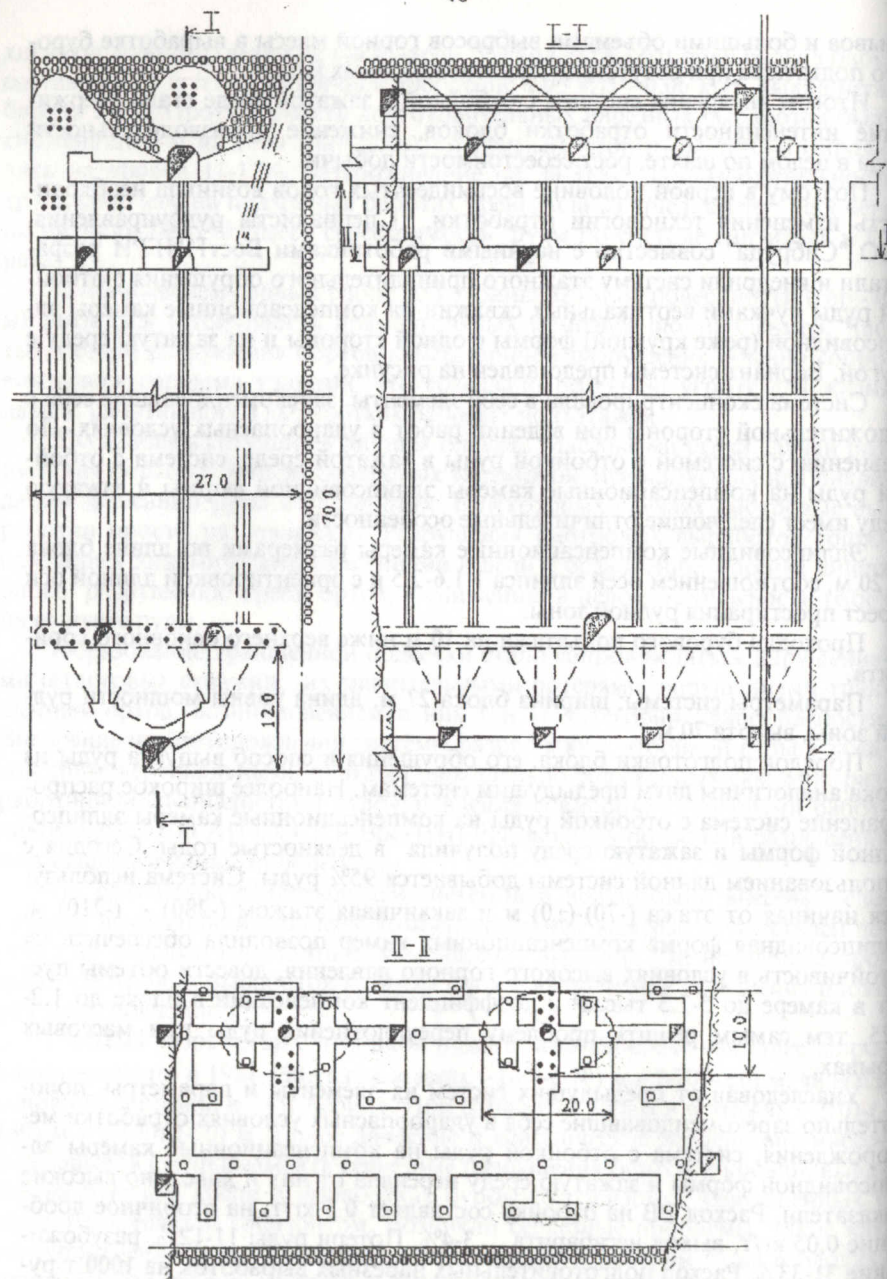


Рисунок. Система этажно-принудительного обрушения с отбойкой руды пучками скважин на компенсационные камеры эллипсовидной формы и зажатую среду

увеличения объемов крепежных и восстановительных работ по устранению последствий горных ударов, производительность труда рабочего по руднику снизилась до 150 т/мес., а себестоимость возросла более чем на 60%.

Резюмируя, можно отметить, что основными направлениями совершенствования элементов и параметров системы разработки на Таштагольском месторождении за последние 10-15 лет явились:

- переход от траншейной и высокой подсечек к плоской горизонтальной высотой 2м;
- переход от компенсационных камер прямоугольной формы к эллипсовидным или круглым;
- перенос бурового подъезда на 10м ниже уровня почвы верхнего основного горизонта;
- отказ от смотровых выработок в днище блоков;
- обустройство блока скважинами диаметром 200-280мм;
- крепление всех подготовительных выработок и нарезных выработок горизонтов подсечек.

Следует также добавить, что в связи с ограничением запасов на месторождении, которые могут быть отработаны системами с обрушениями, назрел вопрос о технологии отработки запасов в охраняемых целиках, в том числе под р.Кондомой. Здесь наиболее безопасной может быть технология отработки с применением твердеющей закладки, параметры и элементы которой активно отрабатываются сотрудниками рудника и учеными ВостНИГРИ и ИГД СО РАН.

Кроме того, для снижения удароопасной обстановки на месторождении могут быть использованы новые конструктивные элементы технологии и схемы расположения зарядов ВВ с учетом напряженно-деформированного состояния массива горных пород /8-10/, позволяющие повысить эффективность и безопасность ведения горных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ваганова В.А., Лазаревич Л.М., Скляр Н.И. Опыт наработки схемы управления горным давлением на Таштагольском руднике / Сб. науч. тр. № 10.- Кемерово: Ассоциация "Кузбассуглетехнология", 1996.- С.61-66.
2. Шевелев Ю.А., Матвеев И.Ф. Обеспечение устойчивости горных выработок в высоконапряженных горных массивах // Горные науки на рубеже XXI века: Тез. докл. междунар. конф. / РАН. УрО РАН.- Пермь, 1997.- С.192.
3. Гайдин П.Т., Коваленко В.А., Дубинин Н.Г. и др. Система непрерывного этажно-принудительного панельного обрушения с поточным вибровыпуском руды // Горный журнал, 1971.- №1.- С.40-43.
4. Шрепп Б.В., Захарюта Г.В., Королев Н.Д. и др. Особенности отработки новых рудных горизонтов с увеличением глубины на Таштагольском месторождении // Горный журнал, 1975.- №6.- С.30-32.

5. Шрепп Б.В., Бояркин В.И., Квочин В.А. и др. Выбор технологии отработки нижележащих горизонтов Таштагольского месторождения // Горный журнал, 1980. - №2. - С.30-33.

6. Матвеев И.Ф., Коняхин В.И., Салищев Д.С. и др. Совершенствование технологии подземных горных работ // Горный журнал, 1991. - №5. - С.6-10.

7. Шрепп Б.В. Управление геомеханическими процессами при разработке мощных удароопасных железорудных месторождений изменением геометрии и формы выработанного пространства: Автореф. дисс. на соиск. учен. степ. д-ра техн. наук. - Новосибирск, 1996. - 48с.

8. Еременко А.А. Геомеханическое обоснование разработки рудных месторождений на больших глубинах в регионе повышенной сейсмической активности: Автореф. дисс. на соиск. учен. степ. д-ра техн. наук. - Новосибирск, 1995. - 41с.

9. Курленя М.В., Еременко А.А., Никитин В.Н. Технологические решения безопасной отработки месторождений в сейсмоактивном районе Горной Шории // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых: Тез. докл. междунар. симпозиума / РАН. - М. Пермь, 1995. - С.87-88.

10. Матвеев И.Ф., Шевелев Ю.А., Скляр Н.И. Влияние технологии выемки рудных тел на возникновение горных ударов / Под ред. П.В.Егорова. Кемерово: Академия горных наук, 1997. - 123с.

Работа выполнена в рамках региональной научно-технической программы "Кузбасс", тема № 931-97.

УДК 622.271

Рыжков Ю.А., Ермакова И.А. (КузГТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДЕЛЕНИЯ ПОТОКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РАЗДЕЛИТЕЛЕЙ ПРИ ВЫПУСКЕ РУДЫ

В настоящее время всё более актуальной задачей становится совершенствование существующих и создание новых технологий добычи руд. Это связано с рядом причин, среди которых необходимость разработки более бедных месторождений на большей глубине, которые приводят к удорожанию добываемой руды. Снижение затрат на добычу руды возможно, в частности, за счет уменьшения удельного объема выработок, количества потерянной и разубоженной руды. Для достижения этой цели необходимо практическое применение закономерностей выпуска руды, которое становится тем более возможным при современном развитии техники.

В работе рассматриваются возможности использования закономерностей деления и управления потоками сыпучего материала при истечении

использованием разделителей. Предлагается способ отработки мощных крутопадающих рудных тел с использованием разделительных целиков при выпуске руды под обрушенными породами.

Основой исследований являлось физическое моделирование с использованием плоской прозрачной модели, позволяющей устанавливать в ее днище – выработки, а по высоте – препятствия-целики различной формы. В качестве сыпучего материала использовалась руда полиметаллического рудника крупностью 0,5–1 мм, 1–2 мм, 2–3 мм и магнетит. Моделирование проводилось с соблюдением подобия геометрических размеров и равенства угла внутреннего трения и коэффициента разрыхления ($\kappa_p = 1,3$) на модели и в натуре.

При истечении через выпускное отверстие внутри массива сыпучего материала формируется поток, границами которого на плоской модели являются ветви параболы. Для деления этого потока исследования проводились с наклонными разделителями, у которых изменялся угол наклона, длина и положение относительно оси отверстия. Наиболее интересные результаты были получены для разделителей, имеющих угол наклона, равный и более угла естественного откоса. Результаты экспериментов приведены на рис.1.

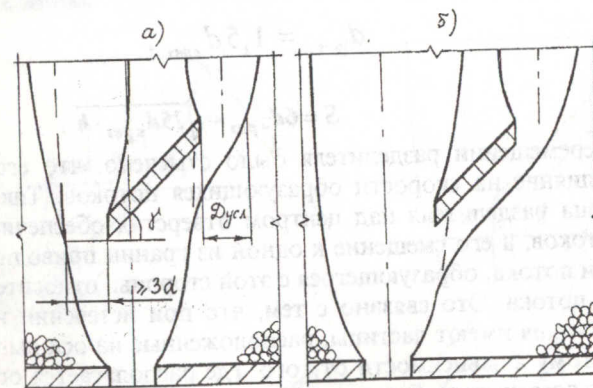


Рис.1. Деление потока наклонным разделителем: а,б - соответственно левое и правое крайние положения разделителя

Деление потока происходит в том случае, когда между нижним торцом разделителя и границей зоны потока соблюдается условие проходимости, то есть расстояние, не меньшее $3d$, где d – размер частиц (рис.1 а). Перемещая разделитель в горизонтальном направлении было установлено, что деление потока осуществляется до тех пор, пока нижний торец разделителя находится в пределах зоны потока (рис.1 б). При увеличении длины разделителя деление потока не прекращается даже тогда, когда его верхний торец выходит за пределы потока. Отсутствие ограничений на длину раз-

делителя объясняется тем, что при заданном угле наклона разделителя происходит непрерывное течение сыпучего материала под его нижней гранью, а выше разделителя формируется огибающий поток.

Размеры и условия образования огибающих потоков рассмотрены в работе [1]. Огибающий поток истекает через условное выпускное отверстие, формирующееся на уровне огибающей, и имеет параметры

$$S = D_{\text{усл}} + \sqrt{10d \cdot h}, \quad (1)$$

где S — ширина потока на высоте h , d — диаметр частиц, однородных по крупности.

Так как огибающий поток соответствует по размерам потоку, истекающему прямооточно через отверстие с диаметром $4d$, то диаметр условного выпускного отверстия определяется как $D_{\text{усл}} = 4d$, а параметры огибающего потока рассчитываются по выражению:

$$S = 4d + \sqrt{10d \cdot h}, \quad (2)$$

Чтобы получить аналогичное выражение для сыпучего материала неоднородного гранулометрического состава используется соотношение, позволяющее при расчетах перейти от средневзвешенного диаметра частиц в смеси $d_{\text{срвз}}$ к диаметру частиц однородной крупности, названному эквивалентным:

$$d_{\text{экв}} = 1,5 d_{\text{срвз}}.$$

Тогда

$$S = 6d_{\text{срвз}} + \sqrt{15d_{\text{срвз}} \cdot h}. \quad (3)$$

При перемещении разделителя было отмечено, что его положение оказывает влияние на скорости образующихся потоков. Так, положение нижнего торца разделителя над центром отверстия обеспечивает равные скорости потоков, а его смещение к одной из границ приводит к замедлению скорости потока, образующегося с этой стороны, относительно скорости второго потока. Это связано с тем, что при истечении наибольшую скорость движения имеют частицы, расположенные на оси выпускного отверстия. Поэтому в зависимости от того, где располагается ось отверстия относительно разделителя, большую скорость имеет поток, формирующийся соответственно рядом с разделителем или под ним.

Таким образом, с практической точки зрения использование наклонных разделителей имеет следующие достоинства. Во-первых, отсутствуют ограничения на длину разделителя, при которой возможно деление потока. Во-вторых, представляется возможность управления скоростями образующихся потоков. В связи с этим, для дальнейшего увеличения общей ширины потока использовались наклонные разделители.

Так как выше разделителя образуются самостоятельные потоки, которые также можно подвергнуть делению, то задачей стало определение

условий последовательного расположения разделителей и многократного деления потока.

Рассмотрим поток, огибающий разделитель 1 (рис. 2). Для его деления разделитель 2 должен располагаться в соответствии с условием, установленным выше, то есть, находиться нижним торцом внутри потока и на расстоянии не ближе $3d$ к его границе. Однако, оказалось, что одного этого условия недостаточно, так как деления потока не происходит, если разделители находятся слишком близко друг от друга по вертикали. Деление происходит только в том случае, когда между нижними гранями разделителей существует зона для прохода частиц с углом наклона γ и шириной не меньше $3d$. Таким образом, для последовательного деления потока должны соблюдаться определенные расстояния между разделителями по горизонтали и вертикали. Расчет этих расстояний был произведен на основании (2). Согласно расчетной схемы (рис. 2 б) расстояния между разделителями по вертикали h и горизонтали a можно записать в виде:

$$\begin{cases} h > a \cdot \operatorname{tg} \gamma + 3d / \cos \gamma \\ 3d - \sqrt{10d \cdot h} / 2 < a < 4d + \sqrt{10d \cdot h} / 2 \end{cases}; \quad (4)$$

где h равно высоте, на которой рассчитывается ширина потока, подвергающегося делению.

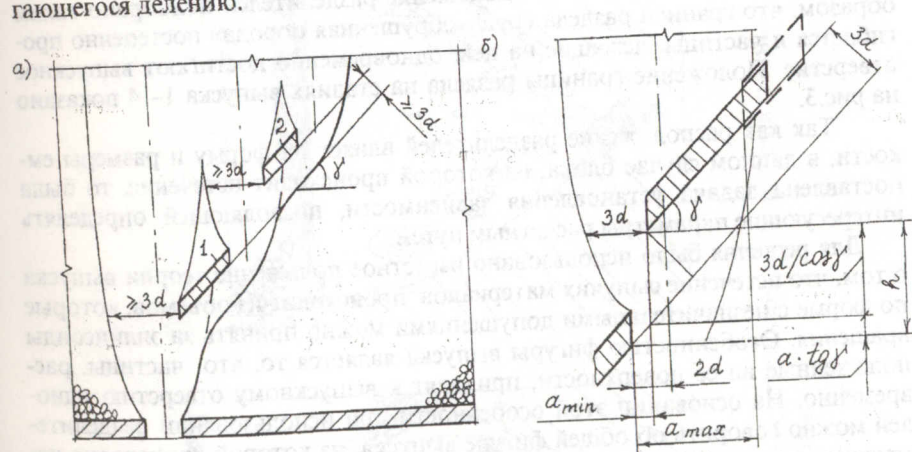


Рис. 2. Последовательное деление потока двумя разделителями: а - формирование потоков; б - расчетная схема для определения взаимного положения разделителей

Выполнение этих условий приводит к последовательному делению потока, но картина истечения сильно изменяется в зависимости от выбора конкретных расстояний, которые определяют взаимные скорости потоков.

Возможность управления скоростями образующихся потоков имеет важное значение при выпуске руды под обрушенными породами. В этом случае отбитая руда находится в блоке, который может иметь различную конфигурацию и, в зависимости от условий разработки, граничит с обрушенной породой как сверху, так и по боковым поверхностям. При таком выпуске частицы породы двигаются к выпускным выработкам вместе с рудой, а после того, как они его достигают, начинается разубоживание, и выпуск прекращается. Изменение положения разделителей позволяет выбрать скорости потоков таким образом, чтобы для блоков различной конфигурации частицы породы,двигающиеся к выпускной выработке в различных потоках, достигали ее одновременно. Таким образом, применение разделителей позволяет не только уменьшить затраты на проведение выработок, но и извлекать руду из блоков различной формы с минимальными потерями и разубоживанием.

На модели был произведен выпуск руды под обрушенными породами из блоков, имеющих в сечении треугольную, ромбическую и наклонную форму (рис. 3). При выпуске через одно выпускное отверстие с помощью разделителей происходит образование нескольких самостоятельных потоков руды, которые пересекаются и образуют общий поток с увеличенными поперечными размерами. Местоположение разделителей подобрано таким образом, что граница раздела «руда-обрушенная порода» постепенно прогибается и частицы, лежащие на ней, одновременно достигают выпускное отверстие. Положение границы раздела на стадиях выпуска 1–4 показано на рис.3.

Так как расположение разделителей влияет на форму и размеры емкости, в данном случае блока, из которой происходит истечение, то была поставлена задача установления зависимости, позволяющей определять интересные параметры расчетным путем.

Для решения было использовано известное положение теории выпуска о том, что истечение сыпучих материалов происходит из объемов, которые по форме с незначительными допущениями можно принять за эллипсоиды вращения. Особенностью фигуры выпуска является то, что частицы, расположенные на ее поверхности, приходят к выпускному отверстию одновременно. На основании этой особенности при использовании разделителей можно говорить об общей фигуре выпуска, из которой происходит истечение, и которая по форме и размерам должна соответствовать емкости. Нахождение параметров общей фигуры выпуска связано с вычислением высоты столба руды над каждым разделителем в зависимости от его местоположения. Эти вычисления производятся исходя из условия одновременности достижения выпускного отверстия частицами породы, находящимися на оси каждого потока на границе раздела "руда- порода". Для нахождения указанной зависимости были использованы известные уравнения, полученные В.В.Куликовым [2]. Для расчетов было принято, что вы-

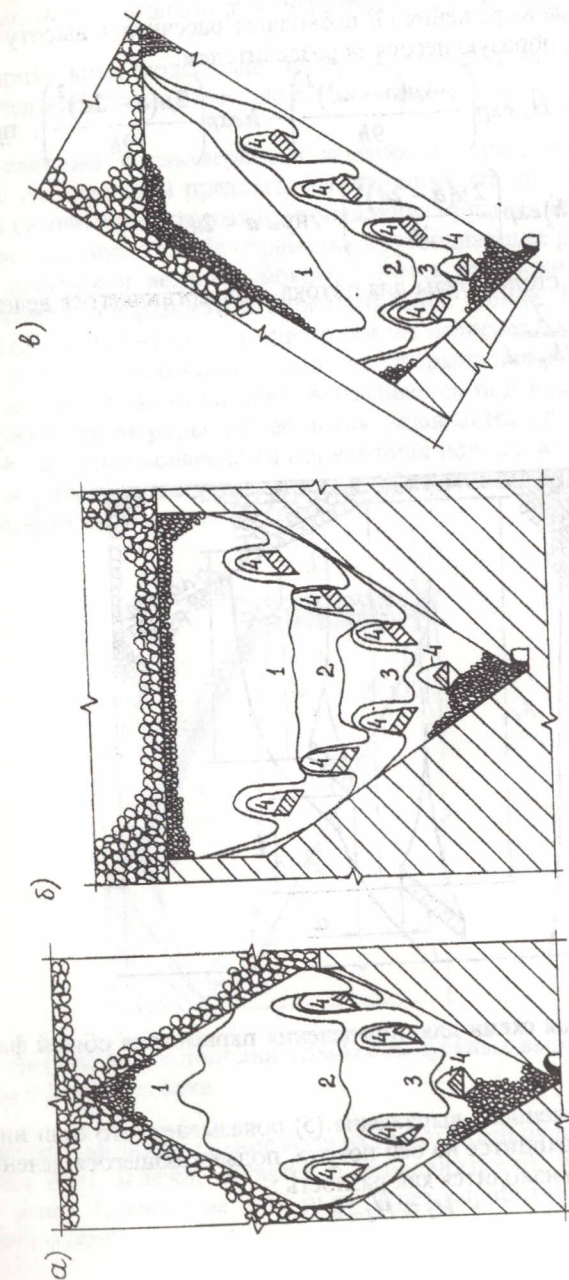


Рис.3. Выпуск руды с использованием разделительных целиков из блоков: а - ромбической; б - треугольной; в - наклонной формы

сота столба руды для потока, подвергающегося делению, а также местоположение разделителей известны (рис. 4).

Полученные выражения [3] позволяют рассчитать высоту столба руды H_2 для потока, образующегося за разделителем:

$$H_2 = H_1 \exp\left(-\frac{4\mu(a-2d)^2}{9h}\right) - h \exp\left(\frac{2\mu(a-2d)^2}{9h}\right), \text{ при } a \geq 2d; (5)$$

$$H_2 = (H_1 - h) \exp\left(\frac{2\mu(a-2d)^2}{3h}\right), \text{ при } a < 2d.$$

где H_1 – высота столба руды для потока, подвергающегося делению; μ – постоянная, $\mu = \frac{2}{\sqrt[3]{k_p \cdot d}}$.

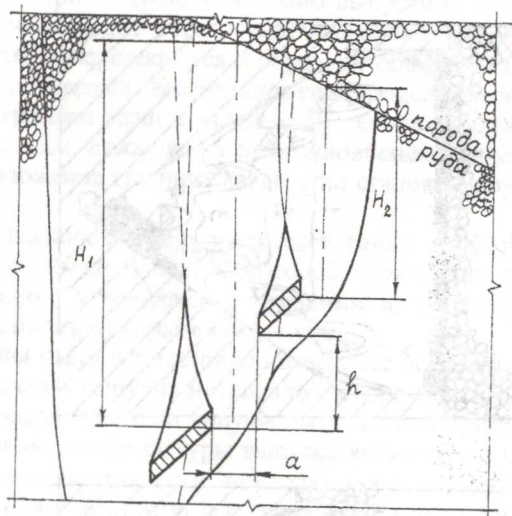


Рис. 4. Расчетная схема для определения параметров общей фигуры выпуска

Анализ полученного выражения (5) показывает, что если нижний торец разделителя находится на оси потока, подвергающегося делению, и $a = 2d$, то величина H_2 находится как разность:

$$H_2 = H_1 - h.$$

(6)

Это согласуется с тем, что в данном случае скорости потоков равны и, следовательно, высота столбов руды над разделителем с обеих сторон также равна.

Предварительные модельные эксперименты показали хорошее соответствие экспериментальной фигуры выпуска расчетной, найденной по выражениям (5).

Установленные закономерности деления и управления потоками с применением разделителей предлагается использовать для повышения эффективности разработки мощных крутопадающих рудных тел.

При традиционном способе отработки крутопадающее рудное тело, ограниченное висячим и лежащим боком, делится на блоки, имеющие наклонные боковые поверхности и горизонтальное днище. При выпуске, в первую очередь, истекает руда, расположенная непосредственно над выработками днища. При дальнейшем выпуске сформировавшийся вертикальный поток достигает висячего бока, вытягивается под ним, откуда также происходит извлечение руды. Далее поток развивается до границы «руда-порода», и в движение вовлекается обрушенная порода, которая достигает выпускные выработки, что приводит к разубоживанию руды и прекращению выпуска (рис. 5).

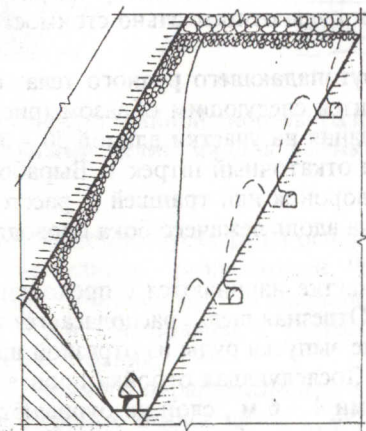


Рис. 5. Расположение дополнительных выпускных выработок для извлечения руды с лежащего бока

В ходе выпуска значительное количество отбитой руды, расположенной на лежащем боку залежи, остается в неподвижности, в так называемой «мертвой зоне». Извлечение этой руды через выработки горизонтального днища невозможно.

Для того, чтобы снизить потери и извлечь руду с лежащего бока залежи, в нем дополнительно проводятся выпускные, доставочные, перепускные выработки (показаны пунктиром на рис.5). Так как устройство этих выработок должно компенсироваться стоимостью добытой руды, то, в зависимости от ценности руды, величина потерь достигает 50 – 70% запасов блока при отсутствии дополнительных мер /4/.

На основании исследований, проведенных с разделителями потока, вместо традиционного способа извлечения руды с лежащего бока через выработки наклонного днища, предлагается одностадийная система разработки с послойной отбойкой и разделительными целиками /5/.

Границу движения руды ниже разделителей можно представить в виде плоскости, проведенной касательно к потокам. Угол наклона этой плоскости зависит от расстояний между разделителями, в основном, от расстояния по вертикали. Минимальный угол наклона касательной составляет 55° . Это означает, что при разработке крутопадающих рудных тел с углом падения 55° и более применение разделительных целиков позволяет извлекать руду с лежащего бока без оставления на нем "мертвой зоны". При меньших углах падения также возможно использование разделителей для снижения потерь. Потери будут зависеть от величины "мертвой зоны", образующейся между плоскостью, касательной к потокам, и лежащим боком рудного тела. Для таких условий использование разделителей целесообразно при небольшой ценности руды относительно стоимости работ по ее извлечению.

Отработка мощного крутопадающего рудного тела согласно предлагаемому способу производится следующим образом (рис. 6). Рудное тело разбивается вкрест простирания на участки длиной 30 – 50 м. На откаточном горизонте проводится откаточный штрек 1. Выработки для выпуска руды оформляются в виде воронок или траншей 2, расстояние между дучками 4 – 6 м. По высоте блока вдоль лежащего бока проводятся подэтажные буровые штреки 3.

Очистные работы на участке начинаются с проходки отрезного востающего в торце камеры. Отрезная щель располагается вкрест простирания на всю мощность. После выпуска руды из отрезной щели она заполняется обрушенной породой. Последующая отбойка производится в зажиме. Отбойка руды ведется слоями 4 – 6 м, слои разрушаются 2 – 3 всерами скважин диаметром 150 мм. Между буровыми выработками на толщину отбиваемого слоя шпурами диаметром 57 – 60 мм оформляются рудные целики. Целик имеет форму призмы с вертикальными боковыми гранями, одна из которых связывает его с рудным массивом. Нижняя грань имеет угол наклона 45° . На верхней грани в ходе выпуска образуется гребень потерь. Учитывая это, для удобства отбойки руды, она выполняется горизонтально. При отбойке следующего слоя конец целика обрушается для сохранения его постоянных размеров. Выпуск руды под обрушенными породами осуществляется на всю высоту блока через выпускные выработки ос-

новного горизонта. В ходе выпуска потоки, сливаясь, образуют одну общую фигуру выпуска с многократно увеличенными поперечными размерами. Поверхность раздела "руда - порода" постепенно прогибается, и разубоживание породой наступает одновременно через все потоки. Управление выпуском происходит без каких-либо дополнительных мероприятий, так как скорости потоков задаются местоположением разделителей.

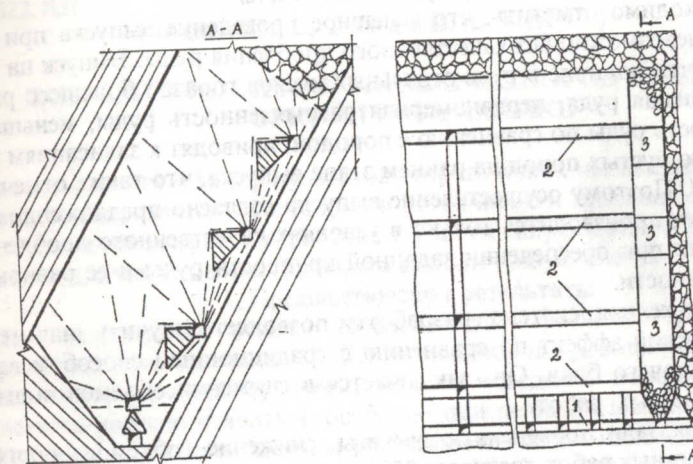


Рис.6. Вариант одностадийной системы разработки с послойной отбойкой и разделительными целиками для выемки мощных крутопадающих рудных тел

Предложенный способ выпуска руды основан на использовании в очистном пространстве целиков - разделителей. Разделительный целик, находясь в очистном пространстве, должен сохранять свою прочность, поэтому размеры целика были обоснованы с учетом анализа его напряженно-деформированного состояния.

Целик в форме прямого параллелепипеда с размерами 6 x 6 x 4 м, составляющий одной гранью единое целое с неразрушенным рудным массивом, рассматривался как зажатый в обрушенной руде. Нагрузки были определены с учетом того, что первоначально целик находился в состоянии объемного гидростатического сжатия на глубине разработки. Целик рассматривался как упругое линейно-деформируемое тело. Напряженно-деформированное состояние целика было рассчитано методом конечных элементов по стандартной программе.

Прочность целика в узлах оценивалась по критерию Кулона-Мора. Оценка прочности была выполнена для различных нагрузок, что позволило проследить за изменениями в состоянии целика. Анализ показал, что

основным фактором, снижающим прочность целика, является конвергенция двух торцевых граней, одна из которых жестко связана с неразрушенным рудным массивом, а другая – противоположна ей. При этом, прочность целика повышается с увеличением нагрузок, действующих на остальные грани. На примере физико-механических свойств горных пород Салаирского рудника установлено, что целик с выбранными размерами сохраняет прочность при высоте очистного блока 36 м, находясь под обрушенными породами на глубине разработки 300 м [6].

Необходимо отметить, что успешное проведение выпуска при любом способе невозможно без качественного дробления руды. Выпуск на модели показал, что наличие в руде отдельных кусков гораздо большего размера, чем остальная руда, неравномерная разрыхленность руды, меньшая разрыхленность руды по сравнению с породой, приводят к зависаниям руды и внедрению пустых пород на раннем этапе выпуска, что также отмечается в работе [7]. Поэтому осуществление выпуска согласно предложенному способу может производиться только в условиях качественного дробления руды, то есть при обеспечении заданной крупности руды и ее равномерной разрыхленности.

Предложенная система разработки позволяет получить значительный экономический эффект по сравнению с традиционным способом выпуска руды с лежащего бока. Он заключается в снижении объемов подготовительно-нарезных работ.

Как показали проведенные расчеты, снижение объемов подготовительно-нарезных работ достигает 35%.

Кроме того, разработанная технология имеет следующие преимущества:

- 1) низкие показатели потерь и разубоживания;
- 2) небольшой объем подготовительно-нарезных работ;
- 3) концентрация работ и высокая производительность очистного забоя.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рыжков Ю.А., Ермакова И.А. Истечение сыпучих материалов с огибанием препятствий // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых. 1997. – №4. – С.26 – 32.
2. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.
3. Рыжков Ю.А., Ермакова И.А. Деление и управление потоками сыпучего материала при истечении с использованием наклонных разделителей // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых, 1998. – № 1.
4. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1984. – 503 с.
5. А.с. 1763664 (СССР) Е 21 С 41/22. Способ выпуска руды / И.А.Ермакова. – Оpubл. 23.09.92, Бюл. № 35.
6. Рыжков Ю.А., Пауль В.И., Гоголин В.А., Ермакова И.А. Оценка прочности целиков в выработанном пространстве // Совершенствование

технологических процессов при подземной разработке месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбасск. политехн. ин-т. – Кемерово, 1992. – С. 10-15.

7. Стажевский С.Б. Об особенностях течения раздробленных горных пород при добыче руд с подэтажным обрушением // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых, 1996. – № 5. – С.72 – 89.

УДК 622. 831

Рыжков Ю. А., Гоголин В. А. (КузГТУ)

ЗАПРЕДЕЛЬНОЕ ДЕФОРМИРОВАНИЕ ПОРОД В ЗАДАЧАХ ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ

В статье дается обзор результатов теоретических исследований напряженно-деформированного состояния и устойчивости массивов горных пород в окрестности горных выработок с учетом запредельного деформирования пород, а также рассматриваются задачи, требующие своего изучения.

1. Предшествующие результаты

На начальном этапе теоретические расчеты напряженно-деформированного состояния (НДС) горных пород проводились на основе линейно-деформируемой (упругой) модели поведения пород. Для этого привлекался хорошо развитый, особенно при решении плоских задач, аппарат теории упругости. Методы решения этих задач наиболее полно изложены в монографии Н. И. Мухелишвили [1]. Очень трудно дать полный обзор всех многочисленных результатов, полученных на основе упругой модели поведения пород. Скажем только, что в рамках этой модели были рассмотрены все основные горнотехнические ситуации для подготовительных и очистных выработок. Аналитические методы теории упругости для решения задач горной геомеханики получили развитие в работах М. В. Курлени, В. Е. Миренкова [2], а также были использованы Г. И. Грицко, Б. В. Власенко при разработке экспериментально-аналитического метода расчета НДС [3]. Областью применения упругой модели являются крепкие породы, а также углевмещающие массивы, удаленные от горных выработок.

Для адекватного описания НДС в окрестности горных выработок были использованы упруго-пластические модели поведения пород. Первой работой, давшей толчок к исследованиям в этом направлении, была работа Г. И. Баренблатта, С. А. Христиановича [4]. Наиболее полно пластическое поведение краевых частей угольных пластов использовано при разработке теории защитных пластов [5, 6], а также при описании НДС в рамках упруго-пластической модели у контура подготовительной выработки К. В. Рупенейтом [7], Ю. М. Либерманом [8], Н. С. Бульчевым [9] и др.

По нашему мнению упругие и упруго-пластические модели поведения пород следует применять при расчетах НДС на определенном расстоянии

от горных выработок. В непосредственной же окрестности горных выработок необходимо использовать модели, учитывающие потерю прочности и разрушение породы.

2. Запредельное деформирование пород

Для описания разупрочнения породы (угля) нужно сопоставить напряжения и соответствующие деформации в краевой части массива. Так, сопоставляя опорное давление и нормальные деформации в краевой части пласта, начиная с удаленных точек, была построена полная диаграмма сжатия угля с возрастающей и убывающей ветвями [10]. Как оказалось, такие диаграммы на самом деле были получены при испытаниях образцов породы на жестких давящих установках [11] и в натурных условиях [12].

Полная диаграмма сжатия пород для теоретических расчетов НДС была впервые использована независимо друг от друга в трех работах: в работе авторов [10] для очистной выработки с закладкой, а также А. М. Линьковым [13] и И. В. Баклашовым, Б. А. Картозией [14] для круговой подготовительной выработки. В работе [10] одновременно с разупрочнением краевой части пласта рассматривалось упрочнение закладочного массива. Ниспадающая ветвь полной диаграммы сжатия угля описывалась модулем нелинейных деформаций, который был отрицательным как тангенс тупого угла. В дальнейшем закрепилась терминология, использования А. М. Линьковым, согласно которой ниспадающая ветвь описывалась модулем спада (модуль нелинейных деформаций с положительным знаком), а само состояние породы названо запредельным.

Особенностью использования запредельного деформирования породы при расчетах НДС является не только описание процесса разрушения, но и возможность оценки потери устойчивости породных массивов в краевых частях и целиках, например как в [15]. Теоретическое обобщение оценки потери устойчивости пород в форме горных ударов и внезапных выбросов угля и газа изложено в монографии И. М. Петухова, А. М. Линькова [16]. Расчеты НДС в окрестности подготовительных выработок круглого сечения с оценкой устойчивости рассмотрены в монографиях И. В. Баклашова [17], В. В. Виноградова [18]. Вопросы управления горным давлением закладкой выработанного пространства рассмотрены в монографии авторов [19].

Полученные теоретические результаты позволили обосновать практические рекомендации по управлению горным давлением и предотвращению горных ударов и внезапных выбросов угля и газа для условий разработки угольных месторождений Кузбасса.

Так при управлении горным давлением с закладкой выработанного пространства стабилизация смещений пород кровли и сохранение устойчивого состояния краевой части пласта достигается применением закладочных материалов с усадкой не более 10% или закладочных массивов с композиционной структурой [19]. При выемке выбросоопасных пластов установлены критические скорости подвигания очистных забоев в зависимости

от компрессионных параметров закладочных материалов [20, 21]. Учет запредельного деформирования углей позволил классифицировать угольные пласты по степени опасности по горным ударам [22].

3. Задачи дальнейших исследований

Для подготовительных выработок остается нерешенным вопрос о распределении НДС в случае неравнокомпонентности начальных напряжений и некруговой формы выработки, а также об устойчивости забоя, что особенно важно для прогноза внезапных выбросов угля и газа.

Для очистных выработок следует рассмотреть задачи об определении нагрузок на механизированные крепи, оценить устойчивость краевых частей целиков с учетом объемного запредельного деформирования угольного массива.

Трудности решения этих задач обусловлены нелинейностью полных диаграмм сжатия пород. Они могут быть преодолены при использовании численных методов решения, современного математического обеспечения и вычислительной техники.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мусхелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. - М.: Наука, 1966. - 707 с.
2. Курленя М. В., Миренков В. Е. Методы расчета подземных сооружений. - Новосибирск: Наука, 1986. - 228 с.
3. Грицко Г. И., Власенко Б. В. Экспериментально-аналитический метод определения напряжения массива горных пород. - Новосибирск: Наука 1976 - 190 с.
4. Баренблатт Г. Н., Христианович С. А. Об обрушении кровли при горных выработках // Известия АН СССР, ОТН, 1955. - № 11. - С. 73 - 78.
5. Защитные пласты / И. М. Петухов, А. М. Линьков, И. А. Фельдман и др. - Л.: Недра, 1972. - 423 с.
6. Теория защитных пластов / И. М. Петухов, А. М. Линьков, И. А. Фельдман, В. С. Сидоров - М.: Недра, 1976. - 223 с.
7. Руппенейт К. В. Некоторые вопросы механики горных пород. - М.: Углетехиздат, 1954. - 384 с.
8. Либерман Ю. М. Давление на крепь капитальных горных выработок. - М.: Наука, 1969. - 141 с.
9. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. - М.: Недра, 1982. - 260 с.
10. Гогодин В. А., Рыжков Ю. А. Нелинейная модель взаимодействия боковых пород с закладочным массивом и угольным пластом // ФТПРПИ, 1977. - № 1. - С. 23-27.
11. Cook N. G. W. The failure of rock // int. J. Rock. Mech. And Mining Sci. - 1965, vol. 2, № 4, P. 389-403.

12. Бич Я. А., Баженов А. И. Результаты натурных испытаний механических свойств пластов угля Кемеровского и Прокопьевского районов Кузбасса // Уголь, 1963. - № 3. - С. 12-18.
13. Линьков А. М. Учет запредельных деформаций в плоской задаче о круглой выработке // ФТПРПИ, 1977. - № 5. - С. 16-22.
14. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Оценка устойчивости горных выработок // Шахт. стр.-во, 1978 - №2. - С. 13-16.
15. Рыжков Ю. А., Гоголин В. А. Об устойчивости угольного и закладочного массивов // Горные удары. Методы оценки и контроля массивов горных пород: Сб. научн. тр. - Фрунзе, 1979. - С. 303-306.
16. Петухов И. Н., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. - М.: Недра, 1983. - 280 с.
17. Баклашов И. В. Деформирование и разрушение породных массивов. - М.: Недра, 1988. - 271 с.
18. Виноградов В. В. Геомеханика управления состоянием массива в близи горных выработок. - Киев: Наук. думка, 1989. - 192 с.
19. Рыжков Ю. А., Волков А. Н., Гоголин В. А. Механика и технология формирования закладочных массивов. - М.: Недра, 1985. - 191 с.
20. Рыжков Ю. А., Карасев А. В., Гоголин В. А. Влияние усадки закладочных материалов на газообильность очистных забоев // Научно-технические проблемы развития угольных шахт: Сб. научн. тр. / Кузбасс. Политехн. ин-т. - Кемерово, 1988. - С. 107-111.
21. Гоголин В. А., Карасев А. В. Оценки влияния закладки на выбросоопасность угольных пластов // Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых: Сб. научн. тр. № 6. - Кемерово, 1992. - С. 66-70.
22. Егоров П. В., Петров А. И., Егосин В. В. Предупреждение горных ударов в шахтах Кузбасса. - Кемерово: Кем. кн. изд-во, 1987. - 144 с.

УДК 622.51 : 628.33

Рыжков Ю. А., Лесин Ю. В., Тюленев М. А. (КузГТУ)

ФИЛЬТРАЦИОННАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД НА РАЗРЕЗАХ

Существенное влияние на окружающую водную среду оказывает добыча полезных ископаемых открытым способом. Интенсивное загрязнение водных объектов, истощение подземных водоносных горизонтов, нарушение гидрографической сети – этим далеко не ограничивается характер воздействия открытых горных разработок на водные ресурсы. Забор вод на горных предприятиях часто намного превышает потребности в ней самих предприятий. Согласно работе [1], максимально на собственные нужды в угольной промышленности можно направлять 15-20% общего объема попутно забираемых вод. Остальная часть воды должна отводиться с шахт и разрезов и сбрасываться в водоемы, или направляться на использование в

других отраслях. Ежедневно угледобывающие предприятия Кузбасса сбрасывают в водоемы около миллиона м³ сточных вод. Таким образом, в связи с неизбежностью сброса воды, одной из сторон проблемы охраны водных ресурсов при разработке месторождений является ее очистка.

Однако на разрезах решение вопроса очистки сточных вод связано с большими трудностями, чем на шахтах. Значительные сезонные колебания объемов сброса и загрязненности воды, наличие на разрезах, как правило, нескольких удаленных друг от друга водосбросов, к тому же часто изменяющих свое месторасположение по мере развития и подвигания горных работ, затрудняют использование технологических схем очистки воды, нашедших широкое применение на шахтах. Отстойники и пруды-осветлители занимают большие площади земли и не всегда обеспечивают необходимое качество воды после очистки.

В то же время при открытой разработке месторождений образуются большие объемы таких твердых отходов добычи полезных ископаемых, как вскрышные породы. Отвалы вскрышных пород в свою очередь наносят значительный вред окружающей природной среде, загрязняя земельные угодья, атмосферу и гидросферу.

Учитывая, что вскрышные породы на разрезах Кузбасса на 50-60% представлены песчаниками, КузГТУ, совместно с работниками производства, было предложено использовать их для очистки карьерных вод от взвешенных веществ [2]. Были разработаны конструкции фильтров (искусственных фильтрующих массивов – ИФМ) и методика расчета их параметров. В настоящее время такие очистные сооружения, благодаря низким капитальным и эксплуатационным затратам, широко используются на разрезах Кузбасса и других угольных регионов [3, 4].

При расчете параметров фильтрующих массивов необходимо знать интенсивность улавливания загрязняющих веществ в процессе фильтрации воды. Интенсивность улавливания взвешенных веществ в порах крупнокусовых массивов (например, породных отвалов) может быть оценена по коэффициенту фильтрования η , который находится как

$$\eta = \frac{1}{l} \ln(C_0 - C_l), \quad (1)$$

где l - расстояние, которое проходит фильтрующаяся вода в массиве; C_0 и C_l - соответственно начальная и конечная концентрация взвесей.

Впервые показатель фильтрования для крупнокусовых массивов из дробленых осадочных пород: песчаников, алевролитов и аргиллитов экспериментально был найден Ю. А. Рыжковым [5]. Однако экспериментальное определение показателя фильтрования представляет собой довольно сложную техническую задачу, поэтому целесообразным является разработка методики прогнозирования его значений для тех или иных породных массивов.

Показатель фильтрования η_i , характеризующий интенсивность задержания в фильтрующем массиве i -ой фракции дисперсных частиц, может быть представлен в виде суммы

$$\eta_i = \eta'_i + \eta''_i \quad (2)$$

где η'_i и η''_i - показатели, учитывающие соответственно механическое застревание частиц в узких порах и прилипание к стенкам широких поровых каналов.

При известных структурных характеристиках фильтрующего массива и дисперсной фазы и гидродинамических условий переноса эти показатели могут быть определены по формулам:

$$\eta'_i = 26,3 \cdot d_i^{1,5} \int_{D_1}^{D_2} D^{0,5} dF(D) / \alpha \cdot \bar{D} \int_{D_1}^{D_2} D^2 dF(D); \quad (3)$$

$$\eta''_i = \pi \cdot K \cdot T / \mu \cdot V \cdot d_i (\alpha \cdot \bar{D})^2, \quad (4)$$

где D_1 и D_2 - наименьший и наибольший размеры кусков массива; d_i - диаметр дисперсных частиц i -ой фракции; α - коэффициент перехода от размера пор к размеру кусков, составляющих массив; K - постоянная Больцмана; T - абсолютная температура воды; V - скорость фильтрования; μ - динамическая вязкость воды.

Показатель фильтрования для дисперсных систем с многофракционной твердой фазой, какими являются реальные суспензии - карьерные и шахтные воды и т.п., можно определить как

$$\eta = \sum_{i=1}^n \eta_i \cdot q_i, \quad (5)$$

где q_i - доля i -ой фракции в дисперсной фазе.

Конечно, используя приведенные выше формулы, можно получить только ориентировочные значения показателя η , тем не менее они позволяют значительно упростить получение исходных данных и сократить затраты на проектирование очистных сооружений.

Заслуживает интерес, на наш взгляд, прогнозирование эффективности фильтрационной очистки воды от взвесей с помощью метода статистических испытаний, или метода Монте-Карло. Этот метод можно использовать для описания как структуры зернистой фильтрующей среды, так и процесса фильтрования в ней малокоцентрированных суспензий, и определения на этой основе показателя фильтрования. Результаты статистического моделирования массива разрушенных горных пород представлены в работе [6], однако возможность данного метода в исследовании эффективности фильтрования сточных вод до последнего времени полностью не реализованы.

Отбором и последующим анализом проб воды до и после очистки в фильтрующих массивах на разрезах выявлено, что в процессе фильтрации воды происходит не только улавливание взвешенных веществ, но и улуч-

шение качества воды по другим показателям: концентрациям нефтепродуктов, нитритов, аммиака, БПК и др. Это свидетельствует о том, что фильтрующие массивы могут использоваться для комплексной очистки воды, т.е. не только от взвешенных частиц, но и от других загрязняющих примесей. В настоящее время для комплексной очистки воды используется фильтрующий массив на Кедровской автобазе концерна «Кузбассразрезуголь». Степень очистки промливневых сточных вод автобазы, подвергающихся фильтрованию через массив вскрышных пород, удовлетворяет требованиям нормативных документов.

В связи с большим разнообразием состава и свойств как фильтрационных материалов, так и подаваемой на очистку воды, методика расчета параметров фильтрующих массивов для комплексной очистки воды пока не разработана.

Также пока окончательно не выяснен характер изменения микрокомпонентного состава воды в процессе фильтрации. Имеющиеся по ряду водосбросов данные говорят о том, что сколь-нибудь существенного изменения концентрации микроэлементов при отсыпке массивов из вскрышных пород ожидать не следует. Так, согласно результатам спектрального анализа карьерных вод разреза «Калтанский», проведенного Центральной лабораторией ПГО «Запсибгеология», из 26 микроэлементов только 9 изменили свою концентрацию после фильтрации (см. табл.).

Таблица

Место отбора проб	Концентрация микроэлементов в карьерной воде, 10^{-3} мг/л							
	Микроэлементы							
	Cu	Pb	Co	Ni	Mn	Sn	Mo	Ba
До фильтрующего массива	5	0,7	0,7	100	100	0,2	1	300
После фильтрующего массива	3	0,3	н.о.	30	30	н.о.	0,3	30

В настоящее время в Кузбасском техническом университете ведутся исследования, связанные с использованием фильтрующих массивов для биохимической очистки воды. На многих разрезах административно-бытовые здания расположены далеко от городских или поселковых канализационных сетей, и для очистки хозяйственно-бытовых сточных вод необходимо строить отдельные очистные сооружения. Хозяйственно-бытовые сточные воды разрезов характеризуются высокой бактериальной загрязненностью, большим содержанием нефтепродуктов, фенолов, синтетических моющих веществ. БПК₂₀ составляет 100-150 мг/л, а концентрация взвешенных веществ колеблется в пределах 100-600 мг/л и более [7]. Основным элементом очистных сооружений для таких стоков служат биофильтры и аэротенки различных конструкций.

Фильтрующий массив из крупнокусовых горных пород в принципе можно рассматривать как биофильтр с объемной загрузкой. На эффектив-

ность процессов биохимической очистки воды оказывают влияние большое число различных параметров состояния системы: температура, pH, концентрация биогенных элементов и др. [8]. Предварительные исследования этих параметров при фильтрации сточных вод в породных отвалах разрезов показали, что они, в основном, соответствуют допустимым значениям и, следовательно, не будут препятствовать формированию биоценоза и протеканию ферментативных реакций. На основании данного заключения разработана экспериментальная технологическая схема биохимической очистки сточных вод фильтрованием через отвал вскрышных пород [9]. Предполагается ее внедрение для очистки стоков АБК на одном из разрезов Кузбасса и отработка режимов фильтрования в процессе опытной эксплуатации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шпирт М.Я. Безотходная технология. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых / Под ред. Б.Н. Ласкорина. - М.: Недра. - 255 с.
2. А. с. 1223958 (СССР) В 01 Д 23/10. Способ изготовления фильтра для очистки воды / Рыжков Ю.А., Лесин Ю.В., Кретов Б.К. и др. Бюлл. №14. - 1986.
3. Лесин Ю.В., Есипов В.З. Очистка вод на разрезах Кузбасса // Безопасность труда в пром-сти. - 1982. - № 11. - С.25 - 26.
4. Лесин Ю.В. Фильтры для очистки воды из крупнокусковых отходов угледобычи // Уголь. - 1988. - № 2. - С.43 - 44.
5. Рыжков Ю.А. Вынос мелких фракций при гидравлическом способе закладки // Изв. вузов. Горн. журн. - 1974. - № 4. - С.3 - 7.
6. Лесин Ю.В., Гоголин В.А. Математическое моделирование упаковки частиц массивов разрушенных горных пород // Изв. вузов. Горн. журн. - 1987. - № 3. - С.7 - 10.
7. Парахонский Э.В. Охрана водных ресурсов на шахтах и разрезах. - М.: Недра, 1992. - 191 с.
8. Яковлев С.В., Карюхина Т.А. Биохимические процессы в очистке сточных вод. - М.: Стройиздат, 1980. - 200 с.
9. Лесин Ю.В., Кроль Г.В. Фильтры из скальных пород для биологической очистки хозяйственных сточных вод // Информ. листок № 361-96. Кемерово: ЦНТИ, 1996.

УДК 622.257.1

Хямяляйнен В.А. (КузГТУ)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТАМПОНАЖНЫХ ЗАВЕС ЧЕРЕЗ ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЩЕЛИ ФЛЮИДОРАЗРЫВА

При проведении горных выработок в сложных горно-геологических условиях, обусловленных обводненностью и нарушением массива гор-

ных пород, все большее распространение получают способы тампонажа горных пород [1, 2]. Традиционная схема предварительного тампонажа до проведения выработки предполагает бурение по периметру выработки ряда скважин (6-9) и нагнетание в них растворов. Недостатком такой технологии является большой объем буровых работ. Весьма интересной в этом плане является идея тампонажа массива горных пород через одну центральную скважину, расположенную в центре сечения выработки и направленную вдоль оси выработки. Имеющиеся отдельные попытки реализации такой схемы в СНГ и Южной Африке не дали положительных результатов. Основной причиной некачественного тампонажа является, на наш взгляд, отсутствие гидродинамической связи тампонажной скважины с трещинами и пустотами в пределах зоны, необходимой для уплотнения. В ПО "Спецтампонажгеология" предложено осуществлять тампонаж через одну скважину, пробуренную по спирали вокруг контура выработки, что по техническим причинам достаточно сложно. Поэтому нами предложен способ тампонажа через прямолинейную центральную скважину с поинтервальным гидроразрывом массива по длине скважины [3].

Предлагаемая схема основана на идее гидродинамической стратификации горных пород [4], предполагает бурение одной скважины в центре сечения выработки, тампонаж через ориентированные щели флюидоразрыва и реализуется следующим образом.

В центре контура выработки производят бурение тампонажной скважины с определением поглощающей способности породного массива. По длине скважины выделяют проницаемые и непроницаемые участки. Известным способом тампонируют вскрытые скважиной трещины, в результате чего вокруг скважины образуется уплотненная зона. После окончания нагнетания раствора в скважину производят ее промывку, буровой снаряд (долото, коронку) заменяют специальным устройством и с его помощью на непроницаемых участках скважины поинтервально по периметру скважины прорезают щели глубиной, равной радиусу скважины. Затем изолируют с двух сторон пакерами одну прорезанную щель, производят последовательно или одновременно гидроразрыв массива с образованием искусственной щели разрыва и заполнение раствором вскрытых ею трещин породного массива. После поинтервального проведения всех намеченных разрывов и заполнения вскрытых естественных трещин скважину под давлением заполняют раствором. В результате образуется дополнительная уплотненная зона.

Таким образом, идея предложенного способа заключается во вскрытии трещин в требуемой зоне тампонажа не рядом скважин, пробуренных по контуру выработки, а искусственно созданными в массиве горных пород щелями флюидоразрыва. Это позволяет в несколько раз сократить затраты на бурение скважин.

С целью обоснования возможности формирования тампонажных завес через ориентированные щели флюидоразрыва выполнены теоретиче-

ские и экспериментальные исследования возможности создания ориентированных щелей при тампонаже и их закрепления, а также течения в них тампонажных растворов на основе цемента. Отдельные полученные результаты в вышеуказанных трех направлениях и являются предметом обсуждения настоящей работы.

Качественно механизм образования щелей разрыва может быть описан, исходя из общих положений механики твердого тела. Для образования в горном массиве протяженной щели необходимо в ней предварительно создать концентратор напряжений в виде зародышевой щели. Затем, нагнетая флюид, нагрузить стенки щели до такого давления, которое бы обеспечило появление разрушающих, растягивающих напряжений в приконтурной части щели. Дальнейшее развитие образованной в массиве щели возможно только за счет дополнительного подвода энергии, которая обеспечивается скоростью флюида. Кроме затрат на дальнейшее распространение щели часть энергии флюида затрачивается на деформации стенок щели (от скважины, одновременно с развитием щели вглубь, идет процесс ее расширения), на сопротивление движению, обусловленное реологическими характеристиками непосредственно флюида и радиусом щели, на фильтрацию части флюида через стенки щели. Таким образом, можно заключить, что в однородной среде с определенными механическими и фильтрационными свойствами развитие щели разрыва в заданном направлении полностью определяются техническими характеристиками средств нагнетания и свойствами флюида.

Любой скальный породный массив в той или иной мере является неоднородным и анизотропным, имеет блочное строение, обусловленное наличием трещин экзогенного и эндогенного генезиса. Поэтому в неоднородной среде, кроме вышеуказанного, распространение щели разрыва определяется еще и характером пересечения ею естественных неоднородностей в виде трещин, границ раздела различных сред, отдельных включений материалов с другими свойствами, карстовых пустот и т.д.

Рассмотрим развитие ориентированной щели разрыва в упругом горном массиве при наличии в ней естественной трещины с раскрытием d . Для простоты рассуждений рассматриваем плоское напряженно-деформированное состояние массива с ориентацией щели вдоль максимальной из компонент главных напряжений. Такое задание направления плоскости разрыва является очевидным условием его сохранения в процессе развития щели. В качестве условия развития щели разрыва принимаем условие достижения на концах щели предельных растягивающих напряжений. Тогда в качестве критерия прочности можно взять критерий прочности А. Гриффитса и установленное им критическое значение растягивающих напряжений. В качестве условий пересечения щелью разрыва естественной трещины принимаем следующие физические предпосылки. При приближении щели разрыва к естественной трещине вследствие деформаций массива под действием давления флюида должно происходить смыка-

ние противоположных берегов естественной трещины без попадания в нее флюида. Положим, что при смыкании естественная трещина находится в условиях одноосного сжатия и для обеспечения ее пересечения должна оказывать сопротивление сдвигу. Тогда в качестве критерия прочности можно взять видоизмененное сдвиговое условие прочности Г.П. Черепанова. Таким образом, в качестве условий пересечения щелью разрыва естественной трещины принимаем смыкание противоположных берегов и сопротивление сдвигу.

С учетом сделанных физических предположений для определения приращения раскрытия естественной трещины, пересекаемой искусственной, получено следующее выражение:

$$\Delta d = \int_0^l (\varepsilon_z - \varepsilon_z^0) dz \cos \alpha + \int_{R_{СК}}^R (\varepsilon_r - \varepsilon_r^0) dr \sin \alpha = \int_0^l \frac{P(r)}{E} dz \cos \alpha + \int_{R_{СК}}^R \frac{\mu P(r)}{E} dr \sin \alpha, \quad (1)$$

где Δd - приращение раскрытия естественной трещины; l - характерный размер породного блока в нормальном к плоскости разрыва направлении; $\varepsilon_z^0, \varepsilon_r^0, \varepsilon_z, \varepsilon_r$ - компоненты деформаций разрываемого породного блока до и в процессе разрыва; α - угол наклона пересекаемой естественной трещины к секущей искусственной; $R_{СК}, R$ - радиусы скважины и искусственной щели разрыва; μ - коэффициент Пуассона горных пород; E - модуль упругости горных пород; $P(r)$ - распределение давления флюида в щели разрыва по длине потока r .

Для определения распределения давления флюида (тампонажного раствора) $P(r)$ получено следующее дифференциальное уравнение:

$$\frac{d^2 P}{dr^2} + f_1(P) \left(\frac{dP}{dr} \right)^2 + f_2(r) \frac{dP}{dr} + f_3(P, r) = 0, \quad (2)$$

Функции $f_1(P), f_2(r)$ и $f_3(P, r)$ определяются следующими конечными выражениями:

$$f_1(P) = \frac{2 \frac{l}{E} \left[1 - \frac{\alpha(1-2\mu)}{2} \right]}{\delta_0 - \frac{l\alpha(1-2\mu)}{2E} P_{П} + \frac{l}{E} \left[1 - \frac{\alpha(1-2\mu)}{2} \right] P}; \quad (3)$$

$$f_2(r) = \frac{1}{r} - \frac{1}{v} \frac{dv}{dr}; \quad (4)$$

$$f_3(P, r) = \frac{12\nu k \Gamma (P - P_{П})}{\alpha \left\{ \delta_0 - \frac{l\alpha(1-2\mu)}{2E} P_{П} + \frac{l}{E} \left[1 - \frac{\alpha(1-2\mu)}{2} \right] P \right\}^2 \nu \phi l^2}, \quad (5)$$

где δ_0 - начальное раскрытие щели, необходимое для попадания флюида (тампонажного раствора); ν, ν_ϕ - коэффициенты кинематической вязкости флюида и отфильтровывающейся в породный блок жидкой фазы; k_Γ - коэффициент поровой проницаемости породного блока; α - коэффициент, определяемый углом внутреннего трения горных пород; P_Π возможное давление подземных вод.

Для качественной оценки возможности и условий пересечения щелью разрыва естественной трещины выполнен расчет величины Δd по формуле (1). При этом в качестве условия сомкнутости естественной трещины принято равенство полученного значения величине ее раскрытия. Сделано предположение о медленном росте щели разрыва. Тогда гидродинамическим сопротивлением движению флюида можно пренебречь и в качестве решения уравнения (2) взять величину $P = P(R) = \text{const}$. Принято $\sigma_r = \sigma_z = \gamma H = 2,5 \cdot 200 = 5 \text{ МПа}$, $\sigma_{\text{сжм}} = 70 \text{ МПа}$, $P = P(R) = 13 \text{ МПа}$, $E = 0,2 \cdot 10^4 \text{ МПа}$. Результаты расчетов представлены на рис.1, где положительные значения величины Δd соответствуют увеличению раскрытия пересеканной трещины, а отрицательные - уменьшению, т.е. сжатию. Откуда следует, что область положительных значений Δd соответствует дальнейшему развитию щели разрыва по естественной трещине, а область отрицательных - ее пересечению.

Интегрирование дифференциального уравнения (2) выполнено численно методом Рунге-Кутты. При этом на скважине задавали давление $P = P_{\text{ск}} = 0,5 \text{ МПа}$ и величину $dP/dr = -0,003 \text{ МПа/м}$, определяющую расход. Результаты расчета распределения давления тампонажного раствора концентрации Ц:В=1:1 приведены на рис.2.

Как показывают последние исследования в области ОФР, необходимое давление разрыва на скважине (при достаточной его глубине от поверхности земли) может быть обеспечено столбом флюида в нагнетательной скважине [5].

Поскольку точное аналитическое решение задачи о распространении щели в неоднородной среде не представляется возможным, проведена оценка влияния неоднородностей на распространение щели в горном массиве путем физического моделирования на образцах из эквивалентных материалов. Методика проведения экспериментов заключалась в следующем.

Испытания проведены на лабораторной установке, включающей в себя образец и систему подачи флюида в модель скважины. Образцы изготавливали путем заливки в формы размером $0,2 \times 0,2 \times 0,2 \text{ м}$ твердеющей смеси, приготовленной на основе цемента, песка, золы-уноса ТЭЦ и воды. Свойства полученного материала регулировали соотношением составляющих смеси и сроками его твердения до испытания. Скважину моделировали отверстием диаметром $0,02 \text{ м}$.

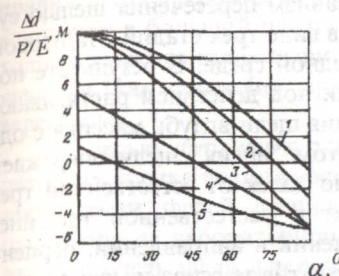


Рис.1. Графики изменения раскрытия

пересекаемой трещины: 1 - $R=1 \text{ м}$, $l=10 \text{ м}$; 2 - $R=5 \text{ м}$, $l=10 \text{ м}$; 3 - $R=10 \text{ м}$, $l=10 \text{ м}$; 4 - $R=10 \text{ м}$, $l=5 \text{ м}$; 5 - $R=10 \text{ м}$, $l=1 \text{ м}$

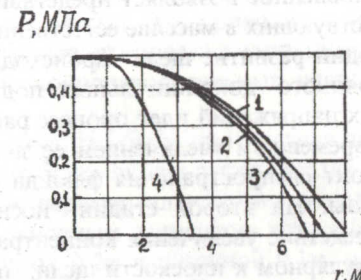


Рис.2. Графики распределения давления тампонажного раствора по длине потока

в зависимости от поровой проницаемости фильтрующего блока k_Γ и его размера l : 1 - $k_\Gamma = 0,01 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2$, $l=1 \text{ м}$; 2 - $k_\Gamma = 0,1 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2$, $l=1 \text{ м}$; 3 - $k_\Gamma = 0,5 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2$, $l=1 \text{ м}$; 4 - $k_\Gamma = 0,5 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2$, $l=0,1 \text{ м}$

В призабойной части скважины создавали зародышевую щель - концентратор напряжений диаметром $0,04 \text{ м}$. Зародышевую щель создавали на начальной стадии твердения материала образца специально изготовленным лабораторным щелеобразователем. Естественные неоднородности массива моделировали: раскрытыми незаполненными трещинами; трещинами, заполненными твердым и жидким парафином; металлическими пластинами; отдельными включениями в виде керамзитовой и кварцевой гальки; бумагой различной толщины и плотности. При использовании парафина разработан способ моделирования неоднородностей, включающий в себя предварительное изготовление каркаса трещин путем заливки расплавленного парафина в специальную форму. В процессе изготовления образцов полученный каркас из охлажденного твердого парафина устанавливали в форму и заливали твердеющей смесью. Перед испытанием образец помещали в муфельную печь и разогревали до температуры плавления парафина. Таким образом достигали моделирования неоднородностей массива в виде трещин, заполненных естественными подземными водами. Разрыв осуществляли водой путем нагнетания ее буровым насосом НБЗ-120/40 на минимальной скорости подачи $0,25 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$. Развитие трещин разрыва фиксировали по времени срабатывания датчиков (графитовых стержней) с помощью специального счетчика импульсов. Всего было испытано 32 образца.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что как при наличии различных твердых включений, так и зияющих полос

тей есть все предпосылки для направленного развития щели при ОФР. Установленное позволяет представить себе механизм пересечения щелью существующих в массиве естественных трещин в виде трех стадий. На первой стадии развитие щели происходит в однородной среде. В результате постоянного дополнительного подвода энергии под действием растягивающих напряжений идет процесс распространения щели вглубь массива с одновременным увеличением ее ширины. При этом "носик" щели опережает фронт распространения флюида и достаточно далек от естественной трещины. На второй стадии "носик" подходит к естественной трещине. Вследствие увеличения концентрации напряжений в направлении, перпендикулярном к плоскости щели, происходит сжатие массива и, как следствие, в зависимости от угла пересечения α либо пережатие, либо увеличение раскрытия трещины. При пережатии дальнейшее развитие щели зависит от сцепления и силы трения между противоположными берегами трещины. При наличии идеально гладких поверхностей берегов, аналогично нашим экспериментам с неоднородностями в виде отдельных твердых включений с гладкими поверхностями, щель изменит свое направление и будет развиваться по естественной трещине. Однако в реальном массиве естественные трещины обладают определенной извилистостью, клиновидностью, поверхности их противоположных берегов достаточно шероховаты. Поэтому есть все основания утверждать, что при пережатии трещин силы сцепления и трения на границе противоположных берегов будут значительными и щель пересечет трещину аналогично проведенным экспериментам с неоднородностями в виде отдельных твердых включений с неровными поверхностями. Следует отметить, что подобные выводы о влиянии силы трения на пересечение щелью разрыва границы раздела двух различных материалов получены в результате лабораторных экспериментов, приведенных в работе [6]. На третьей стадии щель пересекает трещину, и как бы образуется "новая" зародышевая щель. Происходит дальнейшее увеличение ее ширины и распространение вглубь. И весь дальнейший процесс развития щели циклически повторяется. При этом наличие естественных трещин приводит лишь к уменьшению скорости развития щели. У каждой естественной трещины происходит как бы "остановка" щели для достаточного ее расширения и обеспечения тем самым хорошего сцепления между противоположными берегами трещин.

При последовательном проведении операций флюидоразрыва и тампонажа необходимо, чтобы щели флюидоразрыва остались открытыми, способными интенсивно фильтровать жидкость. Для этого в щель закачивают частицы твердого материала. Основные требования, предъявляемые к закрепляющему материалу, заключаются в следующем: должен хорошо транспортироваться жидкостью-носителем; быть достаточно прочным, чтобы препятствовать раздавливанию стенками щели; проницаемость щели после заполнения ее закрепляющим материалом должна быть достаточно высокой.

Недостаток высокопрочного кварцевого песка, применяемого, как правило, при закреплении щелей флюидоразрыва в нефтяных пластах, заключается в большой плотности отдельных частиц. Это приводит к необходимости создания больших скоростей транспортирования заполнителя в щелях и, как следствие, применения высокопроизводительных насосных агрегатов.

С целью устранения отмеченного недостатка была произведена лабораторная оценка возможности применения более легких заполнителей при закреплении щелей флюидоразрыва. Экспериментальные исследования проводились на лабораторной установке, основным элементом которой являлась модель щели флюидоразрыва длиной 0,2 м и шириной 0,1 м, помещаемая под пресс для моделирования горного давления. Перед испытанием снимали верхнюю крышку модели щели и на нижнюю стенку в один слой укладывали частицы заполнителя определенной фракции, фиксируя при этом поверхностную концентрацию s заполнителя как отношение в плане площади, занятой заполнителем, ко всей площади нижней стенки щели. Изменение раскрытия щели в процессе нагружения фиксировали с помощью индикаторов часового типа. Относительное раскрытие щели e определяли как отношение раскрытия щели после приложения нагрузки к раскрытию щели до ее приложения. После прекращения увеличения нагружения в щель подавали воду. По результатам замеров параметров установившейся фильтрации воды с учетом ее динамической вязкости и геометрических размеров щели по известной формуле Дарси определяли коэффициент проницаемости щели k . Плотность заполнителя s после нагружения определяли посредством просивания его через сита как отношение оставшейся массы исходной фракции ко всей массе заполнителя данной фракции, уложенного в щель перед нагружением. Испытаниям подвергали как сухой, так и выдержанный в течение трех месяцев в воде заполнитель. Среднее значение одной экспериментальной величины определяли по результатам пяти-шести опытов.

Для эксперимента был использован керамзитовый гравий Кемеровского завода ЖБИ № 1. Отдельные результаты эксперимента приведены на рис. 3 и в таблице.

Исходя из результатов выполненных исследований, можно сделать вывод о целесообразности применения керамзита фракцией $(5+0,63)10^{-3}$ м для закреплении щелей флюидоразрыва на небольших (до 200 м) глубинах с заполнением им щелей на 25-50%. При этом незначительная объемная масса позволяет существенно уменьшить критическую (минимальную безосадочную) скорость транспортирования закрепляющего материала в щели и соответственно снизить производительность средств нагнетания или увеличить дальность транспортирования твердого материала.

В целом, приведенные результаты исследований могут стать физической основой для разработки технологии тампонажа горных пород через ориентированные щели флюидоразрыва.

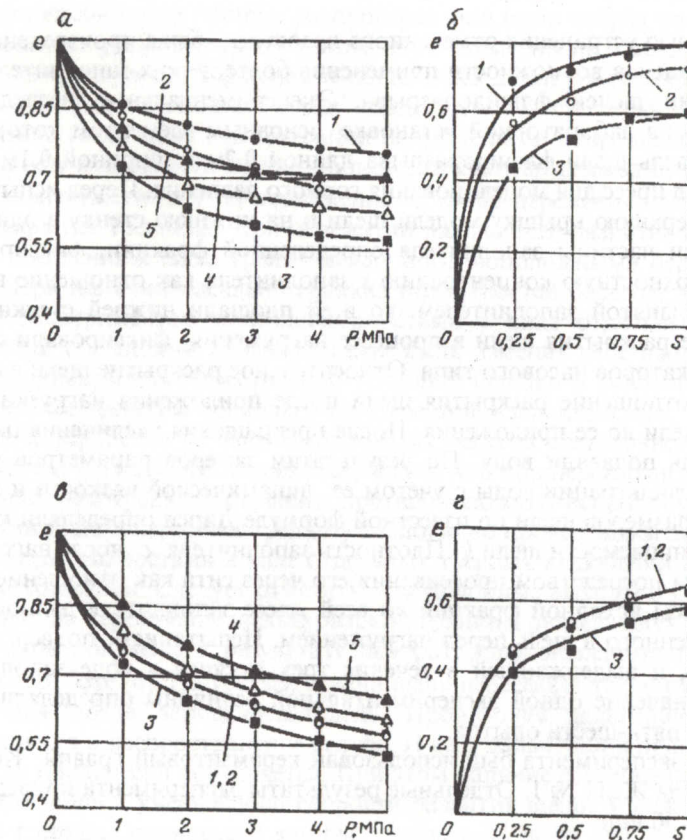


Рис.3. Зависимости относительного раскрытия щели e , заполненной сухим (а,б) и насыщенным водой (в,г) керамзитом от нагрузки P и поверхностной концентрации s для фракций: 1 - $(1,25 \div 0,63) \cdot 10^{-3} \text{ м}$; 2 - $(2,5 \div 1,25) \cdot 10^{-3} \text{ м}$; 3 - $(5 \div 2,5) \cdot 10^{-3} \text{ м}$; 4 - $(10 \div 5) \cdot 10^{-3} \text{ м}$; 5 - $(20 \div 10) \cdot 10^{-3} \text{ м}$

Таблица

Фильтрационные свойства закрепленной щели флюидоразрыва

Давление фильтрации, Па	Коэффициент проницаемости закрепленной щели k , Дарси, для фракций различной крупности, м, и поверхностной концентрации заполнителя s											
	$(1,25 \div 0,63) \cdot 10^{-3}$				$(2,5 \div 1,25) \cdot 10^{-3}$				$(5 \div 2,5) \cdot 10^{-3}$			
	1	0,75	0,5	0,25	1	0,75	0,5	0,25	1	0,75	0,5	0,25
750	570	3230	5230	10000	3240	6380	7340	12500	8680	13000	16501	35730
4500	335	1000	2600	4500	1800	4000	5730	7600	5960	7513	9870	17370
7500	300	938	2630	4800	2160	4100	5420	6400	-	-	8470	-

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тампонаж обводненных горных пород: Справочное пособие / Э.Я.Кипко, Ю.А.Полозов, О.Ю.Лушникова и др. - М.: Недра, 1989. - 318 с.
2. Хямляйнен В.А., Бурков Ю.В., Сыркин П.С. Формирование цементационных завес вокруг капитальных горных выработок. - М.: Недра, 1994. - 400с.
3. А.с. 977789 (СССР) Е21 Д 1/16. Способ тампонирувания горных пород В.А.Хямляйнен, Е.Г.Дуда, О.И.Чернов. Бюлл. № 44. - 1984.
4. Чернов О.И. Гидродинамическая стратификация монолитных прочных пород в качестве способа управления труднообрушающейся кровлей // ФТПРПИ, 1982. - № 2. - С. 18-23.
5. Кю Н.Г., Чернов О.И. О роли плотности флюида в инициировании процессов ориентированного разрыва и расчленения породных массивов // ФТПРПИ, 1998. - № 5. - С. 50-59.
6. Hanson Merle E., Shaffer Ronald I., Anderson Gordon D. Effects of various parameters on hydraulic fracturing geometru // Soc. Petrol. Eng. I. - 1981. - № 4. - S. 435-443.

ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ МЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ЗОНАХ НЕОДНОРОДНОСТИ РУДНЫХ МАССИВОВ

Характерной особенностью рудных массивов является неоднородность их физико-механических свойств, обусловленная изменчивостью минерального состава. Так, для сульфидных руд Октябрьского месторождения по данным геологической службы установлено, что наиболее вероятный размер участка скважины с геологически однородным составом находится в диапазоне от 1 до 7 м, что соизмеримо с характерными размерами зон опорного давления и удароопасных зон вокруг выработок. От вещественного состава руд зависят их прочностные и упругие параметры. Так, у руд с преобладанием монокита нижние значения для образцов составляют $\sigma_{сж}=25 \text{ МПа}$, $E=2 \cdot 10^4 \text{ МПа}$, а при преобладании халькопирита и пирротина верхние значения достигают соответственно 150 МПа и $7,5 \cdot 10^4 \text{ МПа}$.

При нагружении неоднородного массива происходит перераспределение напряжений на более жесткие слои. Дадим приближенную количественную оценку данному эффекту. Упругая относительная деформация целика ε составит

$$\varepsilon = \frac{1}{E} [\sigma_y - (1 - 2\mu) \sigma_0], \quad (1)$$

где E – эквивалентный модуль упругости неоднородного целика; σ_y – напряжение в целике; σ_0 – напряжение в нетронутом массиве; μ – коэффициент Пуассона.

Подставим в (1) выражение для E при нагружении параллельно слоям:

$$E = \frac{1}{L} \sum_{k=1}^n E_k L_k, \quad (2)$$

где E_k , L_k – модуль упругости и ширина k -го слоя; $L = \sum_{k=1}^n L_k$ – ширина целика.

Считая, что σ_y пропорционально отношению ширины кровли, поддерживаемой целиком, к его ширине, можно получить напряжение в любом слое. На рис.1 показана зависимость относительного напряжения в жестком слое σ/σ_0 от его относительной ширины L_i/L для двухслойной среды при различных значениях E_1/E_2 (для $\sigma_y=2\sigma_0$; $\mu=0,3$).

Из рис.1 следует, в частности, что с учетом ранее приведенных данных, в наиболее неблагоприятных условиях возможно $\sigma_1 > 5\sigma_0$.

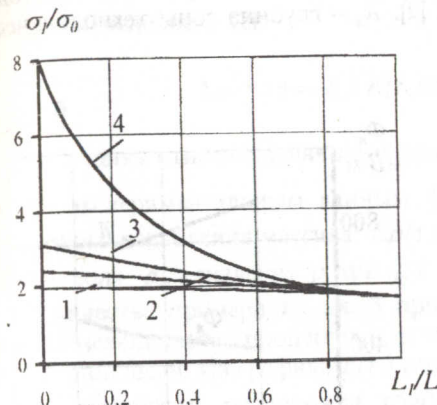


Рис.1. Зависимость напряжений в жестком слое от его ширины:

L_i : 1 – $E_1/E_2=1,2$; 2 – $1,5$; 3 – 2 ; 4 – 5

В реальном рудном массиве наряду с упругим деформированием происходит хрупкое разрушение (трещинообразование) в приконтурной зоне. Достаточно точное аналитическое описание данного процесса в неоднородном массиве практически невозможно. В данной работе анализируется ряд результатов, полученных при экспериментальном контроле за состоянием рудных массивов геоэлектрическим методом.

В ряде работ, в частности, в [1], обращается внимание на влияние "слабого" слоя на устойчивость выработки. Такой элемент, уходя из-под нагрузки, приводит к разрушению более жесткого несущего слоя и инициирует неустойчивое состояние системы в целом. На наш взгляд, в удароопасных массивах более важным является исследование расположения и состояния жесткого слоя, поскольку в нем происходит основное аккумулярование упругой энергии массива. Наиболее неблагоприятный случай возникает, если от контура расположен слабый слой шириной в диапазоне от 1 до 4 м, т.е. этот размер соответствует удароопасному расстоянию до максимума напряжений. При $E_1/E_2 > 2$ жесткий слой как бы "запирает" более слабый, препятствуя развитию зоны трещиноватости вглубь массива, что способствовало бы переходу краевой части в неудароопасное состояние. Подтверждением этого являются приведенные ниже результаты.

На рис. 2 а показаны графики изменения интегрального геоэлектрического показателя Φ_n и рассчитанной через него средней интенсивности трещиноватости в нарушенной зоне \bar{n}/n_0 (n_0 – естественная интенсивность трещин) при нормальном развитии процесса трещинообразования, а

3. Простов С.М. Прогнозирование физико-механических свойств рудного массива по данным геоэлектрических измерений // Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. тр. №13/ Научн.-техн. центр "Кузбассуглетехнология". - Кемерово, 1998. - С.104-109.

УДК 622.012.24:622:817

Шадрин А.В. (КемГУ), Рудаков В.А. (ВостНИИ),
Ковалев В.А., Славников В.Д. (АО УК "Прокопьевскуголь")

УСТАНОВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОТИВОВЫБРОСНОЙ ГИДРООБРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ГИДРОШАХТАХ КУЗБАССА

Шахты Кузбасса, применяющие гидротехнологию добычи угля или планирующие её внедрение, встречаются с проблемой обеспечения выбрособезопасности, т.к. современная глубина разработки превышает критическую по проявлению внезапных выбросов угля и газа [1,2].

Обеспечение противовыбросных мероприятий на гидрошахтах (гидроучастках) имеет свои особенности, обусловленные, во-первых, стремлением использовать для их выполнения энергию воды из высоконапорного водовода. Этому способствуют и соответствующие фильтрационно-коллекторские свойства углей разрабатываемых пластов с применением гидротехнологии. Эти свойства таковы, что по срокам осуществления и экономическим затратам противовыбросная гидрообработка пластов выгоднее дегазации [1].

Во-вторых, областью применения способов текущего прогноза выбросоопасности и противовыбросной гидрообработки. Она такова, что выбросоопасные зоны могут встречаться только в следующих случаях: при вскрытии пластов, при проведении аккумулирующих штреков и при проведении выработок под межучастковыми целиками вышележащих пластов. Благодаря применению системы разработки с поэтажной гидроотбойкой при расстоянии между этажами 8-10 м, каждый промежуточный квершлаг при вскрытии угольных пластов или поэтажный штрек при проведении подготовительных (нарезных) выработок находится под защитой вышележащей соответствующей выработки или отработанного пространства верхних поэтажей (при одновременном ведении подготовительных и очистных работ в пределах выемочного участка). Поэтому текущий прогноз и противовыбросные мероприятия здесь не применяют.

В-третьих, неодинаковой совместимостью известных способов противовыбросной гидрообработки пластов с гидротехнологией добычи угля.

Наиболее совместим и технически проще других реализуем способ дистанционного вымывания опережающих полостей гидромонитором, т.к. этот способ не требует дополнительного оборудования к тому, что исполь-

зуется при проведении выработок. Контроль эффективности вымывания полостей также не требует дополнительных работ в забое выработки, т.к. рассчитывается на основании замеров концентрации метана в атмосфере выработки, автоматически проводимых аппаратурой контроля метана [3]. Способ этот применяется при наличии в пласте пачки тектонически нарушенного непрочного угля. Технология проведения способа вымывания полостей гидромонитором отличается от технологии вымывания полостей на «сухих» шахтах тем, что гидромонитор управляется дистанционно. При этом оператор гидромонитора находится под защитой предохранительного щита, устанавливаемого в 10-15 м от забоя, тогда как на «сухих» шахтах управление специальным насадком для вымывания полости, подключенным к насосной установке типа УНР или аналогичного класса, осуществляется вручную непосредственно у забоя выработки [4].

Следующим по степени совместимости являются региональное и локальное увлажнение пласта в режимах низконапорного увлажнения или гидрорыхления.

Режим низконапорного увлажнения, характеризующийся тем, что увлажнение осуществляется через существующие в пласте трещины и поры без их развития, целесообразно применять на пластах со средневзвешенным по мощности коэффициентом крепости угля $f < 0,7$ по М.М. Протодьяконову и высокой водопроницаемостью. Режим гидрорыхления, характеризующийся тем, что увлажнение осуществляется через развивающиеся (растущие) под действием нагнетаемой жидкости трещины и микротрещины, целесообразно применять на пластах с коэффициентом крепости $f \geq 0,7$ и средней водопроницаемостью.

Региональное увлажнение пласта целесообразно осуществлять через группу скважин, одновременно подключаемых к высоконапорному ставу по схеме, приведенной в работе [1]. При локальном увлажнении пласта, применяемом при его вскрытии или проведении подготовительных выработок, увлажнение осуществляется через несколько поочередно подключаемых к высоконапорному ставу скважин. Схема подключения отдельной скважины и применяемое оборудование для установления оптимальных параметров нагнетания приведены на рис. 1.

Шпур, а также короткие и средней длины скважины, применяемые при локальном увлажнении пласта, целесообразно герметизировать автоматическими шланговыми гидрозатворами типа ГАС (ГАС-45, ГАС-60, ГАС-100) или Таурус. Длинные скважины при локальном и региональном увлажнении пласта целесообразно герметизировать песчано-цементным раствором, т.к. извлечь автоматический гидрозатвор после окончания увлажнения, которое в этом случае обычно проводится длительное время, трудно или даже невозможно. Поскольку в нормативных документах технология герметизация скважин песчано-цементным раствором отсутствует, приведем здесь ту, которая применяется на гидрошахте «Красногорская» АО УК «Прокопьевскуголь».

В скважину вводится составная труба (1) (см. рис. 2) диаметром 0,5 дюйма, к нижнему концу которой присоединен отрезок цельнотянутой трубы (2) с наружным диаметром 20-28 мм длиной 2,0-2,5 м с резьбой для навертывания соединительной муфты высоконапорного рукава (3).

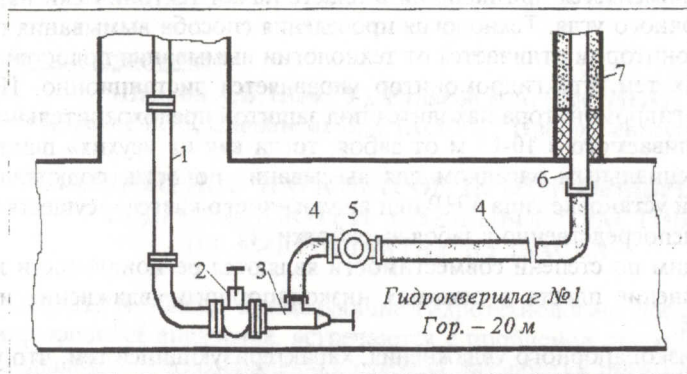


Рис.1. Схема расположения оборудования и приборов при подключении отдельной скважины к высоконапорному ставу:

1 - участокный высоконапорный водовод; 2 - запорный вентиль; 3 - вентиль управления; 4 - высоконапорный гибкий шланг; 5 - расходомер СРВД-20; 6 - цельнотянутая обсадная труба; 7 - увлажнительная скважина

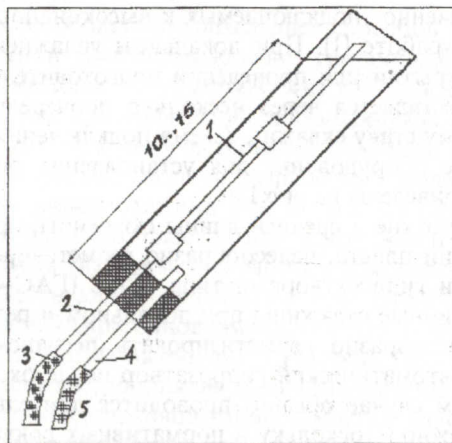


Рис.2. Схема герметизации скважины:

1 - составная труба; 2 - отрезок цельнотянутой трубы; 3 - высоконапорный шланг; 4 - патрубок для подачи раствора в скважину; 5 - шланг для подключения растворонасоса

Отрезок трубы (4) для подачи раствора вводится в скважину и её устье тампонируется. Песчано-цементный раствор составом 1:2 на водной основе подается в скважину с помощью насоса ВН-18 (на схеме не показан).

Для качественного осуществления увлажнения пласта важно правильно установить параметры нагнетания: давление и темп. Если на «сухих» шахтах при использовании для увлажнения низкопроизводительных насосных установок с темпом нагнетания до 55 л/мин давление и темп удается регулировать путем слива части воды с высоконапорного коллектора насоса на его всас, то при подсоединении скважины к высоконапорному водоводу на гидрошахтах давление воды в устье увлажнительной скважины всегда равно давлению воды в высоконапорном водоводе. Регулировать с помощью вентилей управления удается только темп нагнетания.

Нормативный документ дает следующее выражение для определения давления нагнетания P_n при низконапорном увлажнении, никак не определяя величину оптимального темпа нагнетания, [3]:

$$P_r < P_n \leq 0,75 \gamma H, \quad (1)$$

где P_r - давление газа в пласте; γ - удельный вес вышележащих пород; H - расстояние до земной поверхности.

Если воспользоваться следующим выражением для определения P_r [5],

$$P_r = 0,012H - 0,22, \quad (2)$$

то, предположив $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$, а $P_n = 12 \text{ МПа}$ (давление воды в высоконапорном водоводе), получим следующую оценку для глубин расположения скважин $H_{кр}$, на которых выполняются соответственно левая и правая части неравенства (1):

$$\left. \begin{aligned} H_{кр} &< 640 \text{ м}, \\ H_{кр} &\geq 1020 \text{ м}. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Очевидно, что использовать это условие для установления оптимальных параметров низконапорного увлажнения на достигнутых сегодня глубинах разработки практически нельзя. Поэтому на гидрошахте «Красногорская» и гидроучастке шахты «Коксовая» были проведены опытные нагнетания насосной установкой УНВ-2м с целью установления оптимальных давления P_n и темпа нагнетания на один погонный метр фильтрующей части скважины q_n . В процессе исследований было установлено, что эти параметры хорошо коррелируют с выходом летучих V^{daf} . Данные приведены в таблице, а искомые зависимости описываются следующими выражениями:

$$P_n = 12,5 \exp(-0,051 V^{daf}), \quad (4)$$

$$q_n = 0,014 \sqrt{V^{daf}}. \quad (5)$$

Эти выражения целесообразно использовать для ориентировочного определения оптимальных параметров низконапорного увлажнения указанных в таблице пластов. Но поскольку давление воды в высоконапорном водоводе регулировать нельзя, оптимизацию режима нагнетания необходимо

производить путем регулирования вентилем управления темпа нагнетания воды в каждую скважину. Если регулировка осуществлена правильно и темп нагнетания согласован с фильтрационной способностью пласта, давление воды по мере удаления от устья скважины будет снижаться до величины давления газа на фронте фильтрационного потока.

Таблица

Оптимальные параметры нагнетания воды в пласты Прокопьевского месторождения с различным выходом летучих из угля

Пласт	Марка угля	Выход летучих веществ, %	Оптимальные параметры нагнетания воды	
			Давление P_n , МПа	Темп q_n , м ³ /ч · м
Безыманный	Т	14,2	6,0	0,049
Мошный	Т	16,6	5,5	0,054
Прокопьевский	ОС	17,8	5,0	0,058
Лутугинский	ОС	16,8	4,8	0,057
Горелый	К	20,0	4,3	0,063
I Внутренний	К	21,0	4,4	0,064
II Внутренний	К	22,0	4,2	0,066
III Внутренний	К	22,5	4,0	0,066
IV Внутренний	К	23,1	4,0	0,068
VI Внутренний	КЖ	28,2	3,7	0,076

Если рабочий темп нагнетания превышает фильтрационную способность пласта вокруг фильтрующей части скважины, давление воды на фронте фильтрации время от времени будет превышать критические давления для существующих в угле трещин и они будут скачкообразно развиваться (расти). Такой режим увлажнения называется гидрорыхлением и рекомендуется к применению при вскрытии тонких и средней мощности пластов или локальном предотвращении внезапных выбросов угля и газа при проведении выработок [3]. Рекомендуемое для этого способа давление нагнетания

$$P_n = (0,75 \div 2,0) H \quad (6)$$

при $P_n = 12$ МПа выполняется на глубинах $H = (1020 \div 380)$ м. Поскольку эти значения соответствуют глубинам, на которых сегодня в Кузбассе ведутся горные работы с применением гидротехнологии, режим гидрорыхления более совместим с гидротехнологией добычи угля, чем низконапорное увлажнение пласта.

Таким образом, условия (1) и (6) можно применять лишь для установления совместимости соответствующего способа гидрообработки с гидротехнологией на конкретной глубине залегания пласта. Условия (4) и (5) – для приближенной оценки величин давления и темпа нагнетания, не кон-

кретизируя режим нагнетания – низконапорное увлажнение или гидрорыхление. Более точно установить оптимальные значения давления и темпа нагнетания можно путем одновременной регистрации давления и темпа нагнетания и интенсивности развития трещин. Если темп нагнетания достигает таких значений, что существующие в пласте трещины начинают расти, то это значение темпа нагнетания соответствует предельному для низконапорного увлажнения пласта. Еще большее увеличение интенсивности развития трещин соответствует переходу к режиму гидрорыхления пласта.

Регистрировать интенсивность развития трещин можно по акустическому или электромагнитному излучению, сопровождающему процесс «скачка» растущей трещины. Одновременный контроль параметров нагнетания и активности акустической эмиссии (число импульсов акустической эмиссии в единицу времени, каждый из которых сопровождает «скачок» растущей трещины) показал, что началу развития трещин соответствует область перегиба кривой зависимости темпа от давления нагнетания. Пример зависимости темпа от давления нагнетания приведен на рис. 3. Данные получены при увлажнении пласта I Внутреннего на шахте «Красногорская» через скважину диаметром 100 мм и длиной 50 м, загерметизированную на глубину 17 м песчано-цементным раствором. Одновременный контроль активности акустической эмиссии показал, что начало развития трещин соответствует увеличению давления воды в скважине до 7-9 МПа.

Таким образом, проведя серию опытных нагнетаний по зависимости $q = q(P_n)$ можно найти оптимальный темп нагнетания для низконапорного увлажнения и темп нагнетания, соответствующий началу гидрорыхления пласта. Зная длину фильтрующей части скважины, можно определить оптимальное значение удельного темпа нагнетания, приходящегося на один погонный метр фильтрующей части скважины. По-видимому, этот способ установления оптимальных параметров низконапорного увлажнения и гидрорыхления можно считать самым точным из доступных сегодня шахтным инженерным службам, т.к. методы регистрации интенсивности развития трещин по акустическому и электромагнитному излучению пока не вышли из стадии исследований.

До настоящего времени на гидрошахтах не применялись такие способы противовыбросной гидрообработки как гидроразрыв пласта с целью интенсификации дегазации и гидроотжим. Это, по-видимому, обусловлено достаточно высокими фильтрационными свойствами угольных пластов, отрабатываемых в Кузбассе с применением гидротехнологии. Однако для исключения их в будущем оснований нет. Поэтому вопрос об их совместимости с гидротехнологией добычи угля остается открытым.

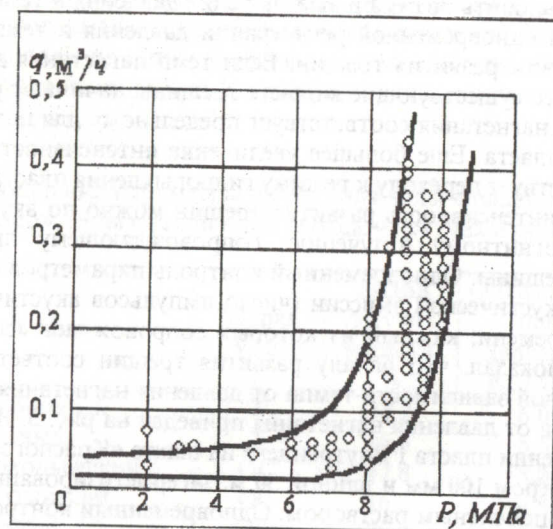


Рис. 3. Зависимость темпа нагнетания q от давления нагнетания P

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Особенности обеспечения противовыбросных мероприятий при гидротехнологии добычи угля в Кузбассе / Рудаков В.А., Шадрин А.В., Ковалев В.А. и др. // Вестн. КузГТУ, 1998. - №4. - С.27-29.
2. Выбросоопасность угольных пластов шахты «Красногорская» в зонах их вскрытия в нетронутом массиве / Егоров П.В., Рудаков В.А., Шадрин А.В. и др. // Вестн. КузГТУ, 1998. - №5. - С.14-17.
3. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1989. - 192 с.
4. Руководство по применению способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа с использованием технических средств гидрошахт в Кузбассе. - Кемерово, 1985. - 9 с.
5. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. - М.: Недра, 1979. - 296 с.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕОРИИ, МЕТОДОВ И СРЕДСТВ БОРЬБЫ С ГАЗОМ В ШАХТАХ

Анализ состояния и перспектив развития угольной промышленности показывает, что увеличение объемов добычи угля приводит к росту глубины горных работ, газообильности и потребности расхода воздуха.

При несовершенных методах расчета газообильности, расхода воздуха и малоэффективных средствах борьбы с метаном возможность газопровлений повышается, что нарушает технологию, темпы добычи угля, проведения выработок и снижает безопасность труда в шахтах.

Опыт работы шахт Кузбасса показывает, что только из-за загазирования атмосферы ежегодное число простоев очистных и подготовительных забоев составляет более 1000 случаев. В настоящее время более половины шахт Кузбасса не осваивают мощности из-за несоответствия проектных решений фактическим условиям в результате ошибок прогнозирования горнотехнологических ситуаций. Анализ причин загазований и взрывов газа на шахтах Кузбасса показывает, что 50-60% из них прямо или косвенно связаны с несовершенством методов оценки газоопасности шахт, расчета метановыделения и расхода подаваемого воздуха.

Значительные ошибки в расчете газообильности свидетельствуют о том, что используемые методы прогноза недостаточно совершенны. Это объясняется тем, что данные методы не учитывают влияния на процесс выделения метана геомеханических и газодинамических факторов, приводящих к значительному изменению коллекторских и фильтрационных свойств массивов горных пород, скорости и виду метановыделения в горные выработки [1].

Ошибки в методах прогноза расхода воздуха тесно связаны с несовершенством методов расчета метановыделения в выработках. Так, неучет свойств газа и скорости его выделения по источникам приводит к тому, что расчет воздуха ведется в статике и только для общей исходящей струи. Это не обеспечивает разжижение локальных выделений газа и не предотвращает загазирование горных выработок. Те же недостатки свойственны расчету параметров дегазации, других средств борьбы с метаном [1].

Предотвращение обыкновенных, суфлярных и внезапных выделений газа и связанных с ними последствий может быть достигнуто путем управления скоростями массопереноса из массивов и в вентиляционных потоках горных выработок, которые в значительной мере зависят от технологии добычи угля. Кроме того, угольные и породные пласты отличаются различным геомеханическим, фильтрационным, сорбционным и деформационным состояниями, а горные выработки имеют различные аэрогазодинамические параметры. Поэтому расчет скорости выделения метана из массивов в выработки необходимо производить на основе теории фильтрации.

а скорости переноса и разжижения метана в потоках выработок – на основе теории диффузии [2].

Исследования [1,2,3], имеющие фундаментальный характер, позволили создать новое научное направление развития шахтной аэрологии по решению на общей теоретической основе комплексной аэрогазодинамической проблемы: создание теоретических основ процессов переноса газа (ППГ) в деформируемых массивах горных пород и атмосфере выработок, разработка технических решений и средств комплексного управления аэрогазодинамическими ППГ в шахтах. Общей целью решения комплексной проблемы является управление аэрогазодинамикой шахт для создания в них безопасных, экономичных и эффективных условий труда.

Особенность переноса метана в деформируемых угольных и породных пластах состоит в том, что скорость его фильтрации определяется различным соотношением перепада давления, сопротивления пласта и режима движения.

Скорость фильтрации метана в деформируемых пластах зависит от одновременного изменения фильтрационных параметров среды и газа, что необходимо учитывать в виде потенциалов массовой скорости. Это определяется необходимостью перехода от решения сложных дифференциальных уравнений к более простым уравнениям параболического типа для разработки теории, методов расчета газовыделения из угольных и породных пластов в горные выработки.

Газовый баланс и нагрузка на забой зависят от напряженно-деформируемого состояния угольных и породных пластов, представляющих собой пористую деформируемую сорбирующую и несорбирующую среду с изменяющейся областью стока газа и фильтрационными параметрами.

Процессы диффузии метана в вентиляционных потоках выработок и фильтрации его в деформируемых массивах горных пород имеют аналогичный механизм по скорости переноса метана, что обуславливает необходимость составления математической модели диффузии метана в вентиляционных потоках выработок по той же методике, что и модели фильтрации газа в массивах для изучения обоих процессов во взаимосвязи и на общей теоретической основе.

Обычные и внезапные газовыделения в выработках существенно зависят от неравномерности распределения метана в массиве пород, определяемой закономерностями фильтрации и зонами повышенной трещиноватости и газоотдачи массивов.

Загазирования рудничной атмосферы зачастую происходят из-за несоответствия процессов метановыделения в зонах техногенных и естественных деформаций массивов и синхронного разжижения газа вентиляционной струей. Поэтому предотвращение опасных скоплений метана может быть достигнуто путем одновременного управления процессами переноса метана из массивов и в выработках.

Управление фильтрационной скоростью переноса метана в угольных, породных пластах и конвективно-диффузионной скоростью переноса газа в выработках позволяет существенно повысить эффективность мер борьбы с газом различными средствами.

Реализация созданного научного направления осуществлена по следующим основным позициям [1,2,3,4].

Разработана теория нелинейного турбулентного и промежуточного режима фильтрационного ППГ из деформируемых массивов в горные выработки. На основе данной теории и установленных закономерностей сопротивления массивов при нелинейной фильтрации в них газа разработан метод прогноза газовыделения. Причем линейная фильтрация газа в массивах следует из установленных закономерностей, как частный случай, и также учитывается при расчетах в зависимости от режима газовыделений из массивов горных пород.

Разработана теория конвективно-диффузионного ППГ выделившегося газа в неоднородных стратифицированных вентиляционных потоках. Опираясь на теорию и экспериментально полученные закономерности эффективной диффузии газа в потоке, разработан метод расчета конвективно-диффузионного газопереноса в атмосфере выработок. На основе закономерностей эффективного газопереноса в атмосфере разработан метод динамического разжижения метана и усовершенствован статический принцип разжижения газа.

Разработана в одном математическом ключе с указанными ППГ теория управления фильтрационным процессом газопереноса из массивов в выработки, эффективным процессом газопереноса выделившегося газа в выработки и динамическим разжижением газа вентиляционным потоком. На основе теории разработано и внедрено значительное число способов борьбы с метаном.

В частности осуществлена разработка теории и метода оценки газоопасности шахт по абсолютной газообильности и концентрации газа, вместо существующей в СНГ, КНР и ряда зарубежных стран оценки газоопасности шахт – по относительной газообильности [4]. В этой связи рекомендовано классифицировать шахты по газоопасности на два вида: на негазовые и газовые, вместо неоправданного деления их на пять категорий. Это объясняется тем, что с ростом добычи угля абсолютная газообильность и концентрация газа, при прочих равных условиях возрастает по логарифмической зависимости, а относительная газообильность уменьшается – по гиперболической и создает ложное представление о газоопасности.

Разработанное направление исследований позволяет совершенствовать и создавать новые способы и средства борьбы с газом в шахтах, а также решать многие теоретические и практические задачи, связанные с аэрогазодинамикой фильтрационного и конвективно-диффузионного газопереноса в пористых средах и газовых потоках при обычных и внезапных газовыделениях в шахтах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах. М.: Недра, 1981.- 134с.
2. Колмаков В.А. Теоретические основы и методология расчета процессов переноса метана в деформируемых массивах горных пород и атмосфере выработок: Автореф. дисс... д-ра техн. наук. - М., 1980.- 32с.
3. Колмаков В.А. Исследование условий скопления и возможностей снижения концентраций метана в пределах очистных участков: Автореф. дисс... канд. техн. наук. - Кемерово, 1968.- 22с.
4. Колмаков В.А., Мазикин В.П., Колмаков В.В. Аэрогазодинамический мониторинг вентиляционных систем шахт. - Томск: Изд-во Томск. ун-та, 1995.- 192 с.

УДК 622.817

Стекольников Г.Г. (КузГТУ), Субботин А.И. (Госгортехнадзор России),
Сурков А.В. (Кузнецкое управление Госгортехнадзора России),
Лаврик В.Г. (АО УК "Кузнецкуголь")

ИССЛЕДОВАНИЕ ВСАСЫВАЮЩЕГО СПОСОБА ПРОВЕТРИВАНИЯ ГАЗООБИЛЬНОЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

На шахтах Кузбасса в 1998 г. проводилось 480 подготовительных выработок, проветриваемых нагнетательным способом, из них с газообильностью более 1 м³/мин - 89 и более 3 м³/мин. - 8. При нагнетательном способе отвод метанопылевоздушной смеси производится по всему сечению и длине проводимой подготовительной выработки. В этой связи при интенсивной отбойке угля метанопылевоздушная смесь с высоким содержанием омывает электрооборудование в призабойном пространстве, ограничивается видимостью в призабойной части и, при низкой эффективности пылеподавления, происходит пылеотложение на оборудовании и стенках выработки. Газообильные подготовительные выработки во многих случаях не обеспечивают необходимым расходом воздуха по газовому фактору из-за высокой воздухопроницаемости гибких вентиляционных труб.

На шахтах Кузбасса запыленность воздуха при работе проходческих комбайнов может достигать в рабочей зоне дыхания машиниста 2000-3000 мг/м³, а в месте разрушения угольного массива - взрывоопасных концентраций. В момент разрушения массива и падения отбитой массы у забоя образуются вихревые потоки, угольная пыль переходит во взвешенное состояние и пылевоздушные потоки приобретают большие начальные скорости, что затрудняет пылеулавливание. При работе комбайнов с применением орошения и предварительного увлажнения угольного массива также не достигается эффективного пылеподавления (остаточная величина запыленности на рабочем месте машиниста находится в пределах 400-600 мг/м³).

Анализ зарубежного опыта показывает, что на шахтах Австралии, Англии, Канады, США, Польши и Чехословакии проблема борьбы с пы-

лью при проведении выработок проходческими комбайнами решается вследствие применения всасывающего способа проветривания. Преимуществами всасывающего способа проветривания по фактору пылевыделения являются: отсутствие в выработке громоздкой пылеулавливающей установки, устойчивая работа пылеулавливающей системы, предотвращение запыленности рабочего места машиниста и возможность доставки в призабойное пространство больших объемов воздуха.

На шахтах России нормативными документами разрешается применять всасывающий способ проветривания при проведении комбайнами подготовительных выработок только по негазоносным угольным пластам. Поэтому при проведении выработок по газоносным пластам с интенсивным пылеобразованием возникает проблема поиска и разработки принципиально новых безопасных технических решений по предупреждению проявлений потенциальной газовой и пылевой опасности. Одним из технических решений, обеспечивающих безопасность по газовому и пылевому фактору при проведении газообильных подготовительных выработок комбайнами, может являться применение всасывающего способа с использованием высокопроизводительных высоконапорных вентиляторов. Способ позволяет реализовать прямоточное проветривание, при котором повышается надежность доставки больших объемов воздуха в призабойное пространство и достигается отсос высококонцентрированной пылевоздушной смеси из зоны разрушения массива рабочим органом.

Исследования по применению всасывающего проветривания для газообильных выработок и определению эффективности использования способа для борьбы с метаном и пылью проводились при проведении проходческим комбайном вентиляционного уклона 161 по газоносному пласту 16 на шахте "Зыряновская" АО УК "Кузнецкуголь". Вентиляционный уклон 161 длиной 420 м, сечением 13 м² проводился по углю с присечкой породы комбайном ГПК. Полная мощность угольных пачек пласта 16 составляла 1,7 м, угол падения 9-14°, природная метаноносность 8,3 м³/т, крепость угля 1,3, выход летучих 36,2%. Свежий воздух по вентиляционному уклону 161 поступал в призабойное пространство, разбавляя выделяющийся метан до допустимой концентрации. Образующаяся метанопылевоздушная смесь отводилась из тупикового забоя по жесткому вентиляционному ставу, монтируемому из металлических труб длиной 4 м и диаметром 800 мм, и нагнетательному гибкому вентиляционному ставу через скруббер на конвейерный уклон 161 вентиляционной установкой. Установка состояла из рабочего и резервного газоотсасывающего вентилятора ВМЦГ-7 и устанавливалась на ранее пройденном участке вентиляционного уклона 161 со свежей струей воздуха.

Целью исследований являлось изучение аэрогазодинамических процессов и запыленности воздуха в призабойном пространстве в зависимости от расхода воздуха и скорости, а также от расстояния вентиляционного трубопровода до забоя. В начальный период проведения выработки в призабойное пространство поступало 600 м³/мин свежего воздуха, а с увеличе-

нием длины выработки до 420 м, расход поступающего воздуха уменьшился до 450 м³/мин.

Экспериментальные исследования аэрогазодинамических параметров, при различных технологических операциях в забое вентиляционного уклона, проводились путем измерений концентрации метана и скорости воздуха в трех сечениях призабойного пространства: в первом сечении у забоя в замерных точках 1-3, во втором - в 5 м от забоя в точках 4-6, и в третьем - в 20 м от забоя в точке 7 (замерные точки показаны на рисунке).

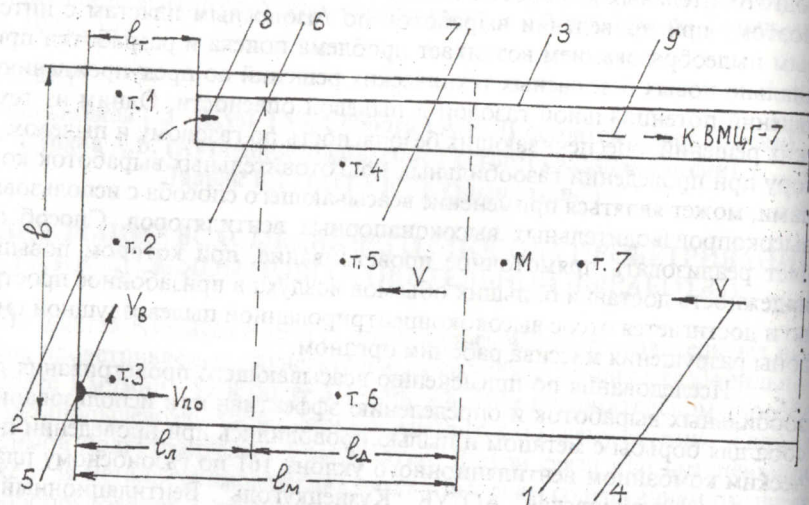


Рисунок. Прямоточная схема проветривания подготовительной выработки при всасывающем способе: 1 - выработка; 2 - забой; 3 - всасывающий трубопровод; 4 - свежая струя; 5 - источник метанопылевых выделений; 6 - зона локализации турбулентного перемешивания; 7 - зона турбулентно-диффузионного размыва; 8 - отработанный воздух

При всасывающем способе для прямоточной схемы характерно отсутствие встречного или попутного потока воздуха. Забой при скорости движения воздуха 0,6-0,8 м/с интенсивно проветривался за счет турбулентной диффузии при расстоянии забоя от всасывающего трубопровода 2,5 м. При неработающем комбайне концентрация метана в забое составляла в точке 1 - 0,1%, в точке 2 - 0,2% и в точке 3 - 0,3%. В процессе отбойки угля, при различном расположении фрезы комбайна в забое по ширине и высоте выработки, концентрация метана изменялась в следующих пределах: в точке 1 - 0,4-0,6%, в точке 2 - 0,5-0,7% и в точке 3 - 0,7-1,2%.

Экспериментами установлено, что при расстоянии от забоя до трубопровода 2,5-3,0 м и интенсивной отбойке угля происходят всплески кон-

центрации метана до 1,3% на расстоянии от забоя до 3,5 м за счет вихревых потоков, образующихся при обрушении больших кусков породы. Эксперименты показали, что при газообильности вентиляционного уклона 4,7 м³/мин, скорости движения воздушного потока в призабойном пространстве 0,6-0,8 м/с и расстоянии от забоя до вентиляционного трубопровода 2-2,5 м в забое не образуются застойные зоны и местные скопления метана. Распределение концентрации метана (в числителе) и скорости воздуха (в знаменателе) в призабойном пространстве приведены в табл.1.

Таблица 1

Распределение концентрации метана (С,%) и скорости воздуха (V, м/с) в призабойном пространстве вентиляционного уклона 161

Точки замеров	Концентрация метана, С%										
	скорость воздуха V, м/с										
	Дата замеров (01.12-21.12.98)										
	1	3	5	7	9	11	13	15	17	19	21
T.1	0,5	0,4	0,4	0,7	0,5	0,4	0,7	0,8	0,4	0,7	0,6
T.2	0,5	0,4	0,6	0,8	0,6	0,5	0,6	0,8	0,4	0,7	0,5
T.3	0,7	0,6	0,7	0,7	0,7	0,5	0,8	0,9	0,5	0,9	0,9
T.4	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
	1,0	1,0	0,9	0,8	0,9	0,9	0,8	0,9	0,9	1,0	1,0
T.5	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
	0,9	0,9	0,8	0,7	0,8	0,7	0,7	0,8	0,8	0,8	0,8
T.6	0,2	0,2	0,1	0,2	0,2	0,1	0,2	0,3	0,2	0,2	0,3
	0,8	0,8	0,7	0,7	0,7	0,6	0,6	0,7	0,6	0,7	0,8
T.7	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
	0,9	0,9	0,8	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8	0,7	0,8	0,8

Анализ полученных данных показывает, что концентрация метана в призабойном пространстве изменяется в следующих пределах: в поступающей струе - 0,1%, в забое 0,4-0,9%, в 5 м от забоя 0,1-0,3%. Структура воздушного потока в призабойном пространстве трансформируется и зависит от расхода воздуха, поступающего в забой, а также от расстояния от забоя до вентиляционного трубопровода. Скорость воздушного потока в призабойном пространстве в 5 м от забоя составляет со стороны расположения трубопровода 0,8-1,0 м/с, а с противоположной стороны от трубопровода 0,6-0,8 м/с.

Помимо вышеописанных, проводились эксперименты с использованием турбулизатора СВМ-5. Установлено, что при различных расходах воздуха, подаваемого турбулизатором в призабойное пространство, образуются протяженные области высокой запыленности длиной 6-15 м. При подаче 350 м³/мин воздуха запыленность на рабочем месте машиниста дос-

тигала 1275 мг/м³, поэтому вентилятор-турбулизатор был остановлен. При всасывающем проветривании с оптимальными скоростями движения воздуха в призабойном пространстве, на рабочем месте машиниста запыленность воздуха составляла при отбойке по углю - 23 мг/м³, по породе - 66 мг/м³.

Проведенные экспериментальные исследования показали, что прямоточная схема проветривания предотвращает образование местных скоплений метана и обеспечивает эффективное проветривание призабойного пространства с газообильностью подготовительной выработки 4,7 м³/мин при оптимальных скоростях движения воздушного потока 0,6-0,8 м/с.

Проведенные экспериментальные исследования позволили установить закономерность процессов массопереноса метанопылевоздушных смесей при всасывающем способе проветривания газообильных подготовительных выработок, проводимых проходческими комбайнами и построить расчетную модель, которая может быть использована при составлении методики экспериментальных исследований и разработке нормативного документа по применению всасывающего способа проветривания газообильных подготовительных выработок.

Расход воздуха, необходимый для проветривания тулпикового забоя по метану при всасывающем способе должен быть таким, чтобы разбавлять выделяющийся при работе комбайна метан до допустимой концентрации в отсасывающем трубопроводе и не допускать образования повышенной концентрации метана во всех труднопроветриваемых зонах призабойного пространства во время работы и после остановки комбайна, т.е. в моменты, когда прекращается турбулизация вентиляционного потока отбываемым углем и происходит интенсивная фильтрация и десорбция метана из свежееобнаженной поверхности забоя, отбитого угля и угольной пыли. Так как без дополнительной турбулизации перемешивание газоздушных струй происходит при всасывающем проветривании гораздо слабее, чем при нагнетательном (отсутствует скоростной напор струи), количество воздуха, необходимое для обеспечения требуемого "Правилами безопасности..." уровня концентрации метана, должно быть значительно больше.

Наиболее труднопроветриваемыми (опасными) зонами являются верхний и нижний углы забоя со стороны, противоположной всасывающему трубопроводу (см. рисунок). Так как эти зоны проветриваются только небольшой частью общего расхода воздуха Q и эта часть уменьшается с расстоянием зоны от всаса вентиляционной трубы обратно пропорционально квадрату расстояния, расход воздуха, необходимый для проветривания опасной зоны можно представить в виде

$$Q_3 = \frac{k_0 \pi d^2 Q}{b^2 + \ell_r^2 + h_r^2}, \text{ м/мин} \quad (1)$$

где b - ширина выработки, м; $\ell_{\text{т}}$ - расстояние всаса трубопровода от забоя, м; $h_{\text{г}}$ - высота трубопровода над почвой выработки при проветривании нижнего угла, или расстояние трубопровода от кровли при проветривании верхнего угла, м; d - диаметр трубопровода, м; k_0 - коэффициент учиты-

вающий турбулизацию струи, зависящий от соотношения размеров выработки, комбайна и интенсивности отбойки угля.

На основе экспериментальных данных для наиболее характерных условий при работе комбайна, для k_0 получено значение $k_0 = 4,5$. Газообильность опасной зоны определяется как

$$J_3 = J_0 \frac{d_2}{h} + J_{OELH} - J_0, \quad (2)$$

где J_0 - фоновая газообильность, замеряемая сразу после остановки комбайна, м³/мин; $J_{\text{общ}}$ - общая газообильность с учетом коэффициента неравномерности, замеряемая при работе комбайна, м³/мин; d_3 - ширина опасной зоны, м.

Исходя из формулы стационарного разбавления, для величины общего расхода отводимого воздуха, с учетом (1) и (2), получаем условие:

$$Q \geq \frac{100 \left(\frac{J_0}{b} d_1 + J_{\text{ОБЩ}} - J_0 \right)}{(C - C_0) k_0 \pi d^2} (b^2 + \varrho_T^2 + h_T^2), \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (3)$$

где C , C_0 - соответственно допустимая и поступающая в забой концентрация метана.

При большой фоновой газообильности значение, полученное по формуле (3) должно проверяться по условию допустимой концентрации в трубопроводе по формуле

$$Q \geq \frac{100J_{\text{обш}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (4)$$

Условием эффективности всасывающего проветривания по запыленности забоя является локализация запыленного воздуха в призабойной зоне выработки и обеспечение допустимой концентрации пыли на заданном расстоянии ℓ_m от забоя (рабочее место машиниста). Для достижения этого условия необходимо, чтобы струи сильно запыленного воздуха, образующиеся за счет циркуляции, создаваемой падающим отбитым углем, не проносились к сечению ℓ_m ближе, чем на величину зоны турбулентнодиффузионного размыва концентрации пыли до величины, не превышающей ПДК.

Максимальная скорость пылевоздушной струи вдоль выработки, с учетом влияния стенок, приближенно выражается как

$$V_{\Pi} = \frac{2Q_3}{\pi X^2}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5)$$

где x - расстояние от забоя выработки, м.

Расход эжектируемого отбитым углем воздуха в месте падения угля Q_2 определяется по эмпирической формуле

$$Q_3 = k_3 g \text{Ph}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (6)$$

где g - ускорение силы тяжести, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$; P - производительность отбойки угля, т/мин; h - высота падения отбитого угля, м; k_3 - эмпирический

коэффициент, зависящий от фракционного состава по крупности массы отбрасываемого угля, равный в среднем $0,5 \text{ мс}^2/\text{т}$.

Пылевые струи сносят в сторону всаса трубопровода со скоростью, приближенно равной

$$V_{\text{вс}} = \frac{Q}{2\pi r^2}, \text{ м/мин.} \quad (7)$$

где r - расстояние от движущегося вдоль линии тока элементарного объема пылевоздушной струи до всаса вентиляционной трубы.

Время движения частиц пылевоздушной струи на расстояние $\ell_{\text{л}}$ (длина зоны локализации смещения пылевоздушных потоков, $\ell_{\text{л}} = \ell_{\text{м}} - \ell_{\text{д}}$, где $\ell_{\text{д}}$ - длина зоны турбулентнодиффузионного размыва) определяется как

$$t_{\text{л}} = \int_0^{\ell_{\text{л}}} \frac{dx}{v} = \frac{\pi}{2Q_3} \int_0^{\ell_{\text{л}}} x^2 dx = \frac{\pi \ell_{\text{л}}^3}{6Q_3} = \frac{\pi \ell_{\text{л}}^3}{6k_g p h}, \text{ с.} \quad (8)$$

За это время частица должна дойти до всаса трубы. Время движения частицы к всасу на расстояние $r_{\text{вс}}$, м, составит:

$$t_{\text{вс}} = \int_0^{r_{\text{вс}}} \frac{dr}{v_{\text{вс}}} = \frac{2\pi}{Q} \int_0^{r_{\text{вс}}} r^2 dr = \frac{2\pi}{3Q} r_{\text{вс}}^3. \quad (9)$$

Приравнявая $t_{\text{л}} = t_{\text{вс}}$, получаем условие локализации зоны перемешивания в виде:

$$Q_3 \geq \frac{4k_g p g h}{\ell_{\text{л}}^3} \left(\sqrt{b^2 + h_r^2 + \ell_r^2} \right)^3. \quad (10)$$

Размер зоны турбулентнодиффузионного размыва определяется из решения уравнения массопереноса

$$D \frac{d^2 C}{dx^2} + V \frac{dC}{dx} = 0, \quad (11)$$

где V - скорость воздуха в выработке, м/с; D - коэффициент турбулентной диффузии; согласно В.В. Скобунову определяемый по формуле

$$D = 0,002 \nu \text{Re}^{0,8} (1 + 150 \text{Sc}^2), \quad (12)$$

где ν - коэффициент динамической вязкости воздуха, $\nu = 1,4 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{с}$; Re - число Рейнольдса, $\text{Re} = \frac{V d_{\text{э}}}{\nu}$, где $d_{\text{э}}$ - диаметр эквивалентного цилиндра,

$d_{\text{э}} = \frac{2bh}{b+h}$, Sc - число Шмидта, равное для горных выработок 0,95.

Решение уравнения (11) при граничных условиях $C = C_0$ при $x = \ell_{\text{л}}$; $C \rightarrow 0$ при $x \rightarrow \infty$ имеет вид

$$C = C_0 e^{-\frac{V}{D} x \ell_{\text{л}}}, \quad (13)$$

откуда из условия C , равной допустимой концентрации пыли, при $x = \ell_{\text{м}}$ получаем

$$\ell_{\text{д}} = \ell_{\text{м}} - \ell_{\text{л}} = \frac{D}{V} \ln \frac{C_0}{C}. \quad (14)$$

Поскольку $D/V \sim 1/V^{0,2}$, это выражение слабо зависит от скорости и для рассматриваемых выработок изменяется в пределах $0,6 < D/V < 0,8$. Величина C_0 определяется интенсивностью пылевыведения при обработке забоя исполнительным органом комбайна.

Результаты расчетов количества воздуха, необходимого для проветривания по газовому и пылевому фактору для различных расстояний всасывающего трубопровода от забоя приведены в табл.2.

Таблица 2

Зависимость необходимого расхода воздуха Q , м³/мин от расстояния всасывающего трубопровода до забоя $\ell_{\text{т}}$, м

Расстояние $\ell_{\text{т}}$, м	1	2	3	4	5
Расход Q , м ³ /мин					
по газу	345	389	463	565	697
по пыли	261	313	406	549	752

Исходные данные для расчета:

ширина выработки $b = 4,3 \text{ м}$; высота выработки $h = 2,5 \text{ м}$; общая газообильность забоя $J_{\text{общ}} = 4,7 \text{ м}^3/\text{мин}$, фоновая газообильность $J_0 = 1 \text{ м}^3/\text{мин}$, ширина зоны повышенного газовыведения $d = 1 \text{ м}$; расстояние от забоя до места машиниста $\ell_{\text{м}} = 8 \text{ м}$; производительность отбойки угля $P = 3 \text{ т/мин}$; отношение концентрации в зоне смещения к ПДК $C_0/C = 200$; длина зоны турбулентнодиффузионного размыва $\ell_{\text{д}} = \frac{D}{V} \ln \frac{C_0}{C} = 4 \text{ м}$.

Таким образом, проведенные экспериментальные и теоретические исследования аэрогазодинамических процессов в призабойном пространстве показали, что всасывающий способ обеспечивает эффективное проветривание выработок с газообильностью до $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ и рекомендуется применять при проведении газообильных подготовительных выработок проходческими комбайнами.

Для повышения эффективности проветривания протяженных газообильных подготовительных выработок проводимых комбайнами требуется:

создать осевые высокопроизводительные высоконапорные газопылеотсасывающие вентиляторы;

разработать конструкцию и организовать производство жестких вентиляционных труб диаметром 800-1000 мм;

разработать руководство по всасывающему проветриванию газообильных подготовительных выработок.

ЗАКОНОМЕРНОСТЬ ФОРМИРОВАНИЯ ТРЕЩИНОВАТО-БЛОЧНОЙ СРЕДЫ ПРИ УПРАВЛЕНИИ КРОВЛЕЙ ПОЛНЫМ ОБРУШЕНИЕМ НА ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

Периодические осадки кровли в лаве обуславливают необходимость применения специальных мер по локализации их вредного влияния на очистной забой. Поэтому при составлении паспортов очистных забоев необходимо располагать данными о величине шага обрушения пород кровли очистного забоя.

В настоящее время проблема прогнозирования шага обрушения остается актуальной. Известно, что на параметры разрушения пород кровли оказывают влияние многие факторы, в том числе, глубина ведения очистных работ, мощность и прочность пород кровли, наличие трещин в массиве, скорость подвигания очистного забоя и т.д. Учесть в полной мере большое количество факторов затруднительно. Тем более, что их значения постоянно изменяются во времени и пространстве в зависимости от положения очистного забоя и изменения горно-геологических условий вдоль выемочного поля. Тем не менее существует ряд методов определения шага обрушения пород, устанавливающих зависимость величины шага обрушения от различных факторов.

Л.Г. Резник [1] приводит следующую зависимость величины шага обрушения основной кровли от скорости подвигания очистного забоя:

$$L = 26.5 \sqrt{V}, \text{ м.} \quad (1)$$

где L - шаг обрушения основной кровли, м; V - скорость подвигания очистного забоя, м/сут.

Автор считает, что увеличение V приводит к росту величины L , однако из формулы (1) не вытекает никакой зависимости между шагом обрушения и горно-геологическими факторами. Это делает невозможным широкое применение этой зависимости, т.к. горно-геологические факторы оказывают наибольшее влияние на величину шага обрушения. К тому же, как отмечает автор, использование предлагаемой формулы предполагает постоянство горно-геологических и горнотехнических условий отработки пласта, поэтому данные расчета являются ориентировочными.

Ф.Н. Воскобоев и А.Ф. Борзых [2] предлагают использовать для расчета шага обрушения угол перепада прочности. Авторы отмечают, что величина шага обрушения зависит от сочетания различных горно-геологических факторов. Однако предпосылкой проявления периодичности осадок является природная основа, которая выражается в строении кровли и прочностных свойствах слагающих ее пород. Первое включает в себя мощность слоев пород и их чередование относительно пласта, второе - крепость и природную трещиноватость. Авторы предлагают следующую

формулу, учитывающую влияние мощности и крепости слоев породы однородного петрографического состава залегающих над пластом угля:

$$\varphi = \arctg \frac{\sum_{i=1}^n f_i^2 h_i}{\sum_{i=1}^n f_i h_i \left(\sum_{i=1}^{n-1} h_i + h_n / 2 \right)} \quad (2)$$

где φ - угол перепада прочности кровли; f_i - коэффициент крепости породы в слое; h_i - мощность слоя породы, м.

Далее авторами получена эмпирическая зависимость, устанавливающая связь φ с L :

$$L = 60 \varphi^2 \quad (3)$$

Отмечается, что апробация формулы дала хорошие результаты на двух, не вошедших в рассматриваемую совокупность статистических данных, лавах.

В.Д. Слесарев предложил метод расчета шага обрушения основной кровли, применив для решения плоской задачи теории плит и балок. Дальнейшую разработку эта теория получила в трудах А.А. Борисова [3,4].

Предлагаемый метод расчета несущей способности основной кровли в режиме установившегося движения основан на аналогии с балкой на упругом основании. В работе [5] А.Н. Метелев приводит результаты расчетов шага обрушения по этому методу для Четвертого Воркутинского месторождения. Однако в работе нет сравнения расчетных данных с практическими величинами шага обрушения для условий данного месторождения.

Из элементарных физических соображений очевидно, что обрушение пород основной кровли происходит при таком подвигании лавы, при котором в кровле образуются секущие трещины, отделяющие данный слой пород от массива вмещающих пород. Секущие трещины, которые зарождаются в основной кровле, в соответствии с законами механики, тормозятся на границе геологического слоя, отделяющего основную кровлю от вышележащего массива. На границе этих геологических слоев, как правило, прочность пород существенно снижена по сравнению с породами внутри каждого слоя (ослабленный механический контакт), что способствует образованию постлойных трещин, отделяющих породы основной кровли от вышележащего массива.

Вопрос об определении шага обрушения пород кровли по существу сводится к исследованию закономерностей формирования разрушающих трещин, отделяющих обрушающиеся породы от основного массива.

Исследуем этот вопрос, опираясь на представления о свободном разрушении горных пород, развиваемые в работах Е.И. Шемякина [6]. Согласно теории Е.И. Шемякина, полное разрушение пород происходит тогда, когда освобождаемая внутренняя упругая энергия горных пород пре-

вышает энергию поверхности вновь образованных трещин, отделяющих эти породы от основного массива.

Будем считать, что обрушение пород кровли наступает в тот момент, когда в ней образуется шесть основных секущих и послойных трещин.

Тогда энергетическим критерием обрушения пород будет служить неравенство:

$$A^* V \geq \gamma^* S, \quad (4)$$

где S - полная поверхность образующихся трещин; V - объем обрушающихся пород; A^* - упругая энергия единицы объема пород; γ^* - энергия единицы поверхности вновь образующихся трещин.

Приведем неравенство (4) к виду:

$$A^* m L \ell_l \geq \gamma^* (2L \ell_l + 2mL + 2m \ell_l), \quad (5)$$

где ℓ_l - длина лавы; L - шаг обрушения; m - мощность обрушаемых пород.

Используя то обстоятельство, что $(\gamma^*/A^*) = d_{кр}$ - есть критический размер разрушения [6] по Е.И. Шемякину и полагая в (4), что $d_{кр} = (m/3)$, имеем (опускаем знак $>$):

$$L \ell_l = 2mL + 2m \ell_l,$$

откуда получаем окончательно:

$$L = 2m / [1 - (2m/\ell_l)], \quad (6)$$

При $\ell_l \gg 2m$, что фактически всегда выполняется, имеем оценку шага обрушения пород в виде:

$$L \approx 2m, \quad (7)$$

Таким образом, длина шага обрушения пород (а точнее расстояние между секущими трещинами по простиранию) должна быть равна двум мощностям слоя пород основной кровли. Фактически шаг обрушения несколько выше, т.к. знаменатель в исходной формуле (6) меньше единицы.

Большое количество экспериментальных данных было изучено и описано П.В. Васильевым и С.И. Малининым в работе [7]. С точки зрения вышеизложенного, большой интерес вызывают фактические данные о соотношении между толщиной слоя пород и расстоянием между трещинами в них. Авторы приводят эти данные для наиболее часто встречающихся пород кровли пластов угля: аргиллитов, алевролитов, песчаников, известняков. Нами был выполнен корреляционный анализ этих данных с целью установления наличия или отсутствия зависимости расстояния между трещинами от мощности слоя пород. Для этого были использованы данные об этих величинах во всех вышеуказанных породах. В результате статистического анализа было получено следующее уравнение зависимости между толщиной слоя и расстоянием между трещинами в нем (график вместе с исходными данными показан на рисунке):

$$m = 0.413L + 0.0475, \quad (8)$$

где m - толщина слоя, см; L - расстоянием между трещинами, см.

Был также вычислен выборочный коэффициент корреляции. Его величина составила 0.838. Это говорит о том, что связь между величинами L и m действительно очень близка к линейной зависимости.

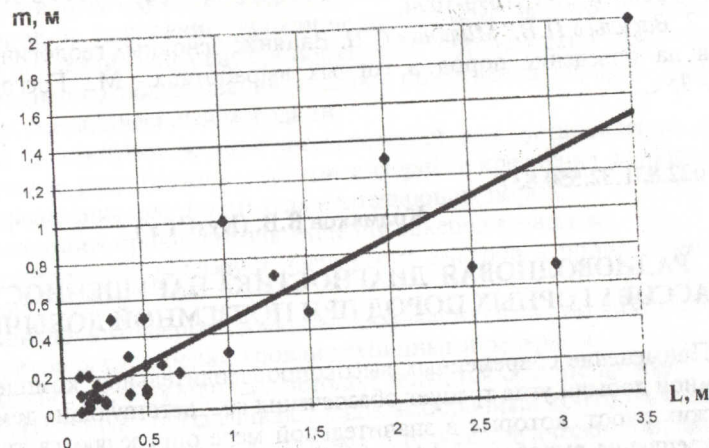


Рисунок. График зависимости толщины слоя породы от расстояния между трещинами в нем

Теперь сравним полученное нами выражение (7) с результатами анализа статистических данных. Для этого приведем последнее уравнение (8) к виду:

$$L = 2.3m. \quad (9)$$

Величина L , вычисленная по (7), практически совпадает с (9). Таким образом, при сравнении (7) с (9) видно, что теоретически полученная зависимость расстояния между трещинами от толщины геологического слоя пород почти точно следует зависимости между этими величинами, полученной путем корреляционного анализа фактических данных (9).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Резник Л.Г. О взаимосвязи между скоростью подвигания очистного забоя и шагом осадки основной кровли // Совершенствование технологии производства на шахтах Донбасса.- Донецк, 1987.- С.67-72.
2. Воскобоев Ф.Н., Борзых А.Ф. Прогнозирование осадок кровли в лавах пологих пластов // Уголь Украины, 1981.- №4.- С.16-17.
3. Борисов А.А. Расчет горного давления в лавах пологих пластов.- М.: Недра, 1964.- 277 с.
4. Борисов А.А. Механика горных пород.- М.: Недра, 1985.- 280 с.

ров и ориентировки трещин в массиве. Разработана и создана измерительная аппаратура во взрывозащищенном исполнении, включающая широкополосный анализатор спектра электромагнитной эмиссии АЭМИ-1 и аппаратуру для радиоволнового зондирования массива РВЗ-1Ш. Комплект приборов имеет автономное аккумуляторное питание, малый вес и габариты. Высокая точность и оперативность определения параметров поля обеспечивается использованием цифровой обработки сигналов и автоматической коммутацией пределов измерений в диапазоне входных сигналов 110 дБ. Аппаратура прошла метрологическую аттестацию, экспонировалась на международной и российской выставках научного приборостроения. Промышленные испытания в соответствии с разработанными методическими указаниями по применению показали положительные результаты.

Прибором АЭМИ-1 определяется интенсивность разрушения массива в различных условиях: проходческих забоях, зонах активного разрушения пород, на сопряжениях очистных и подготовительных выработок, а также оценивается стадия, координаты и размеры образующихся в напряженно-деформированных породах трещин. Характерные электромагнитные параметры сигналов ЕЭМИ, сопутствующих трещинообразованию в горных породах, показаны на рис. 1.

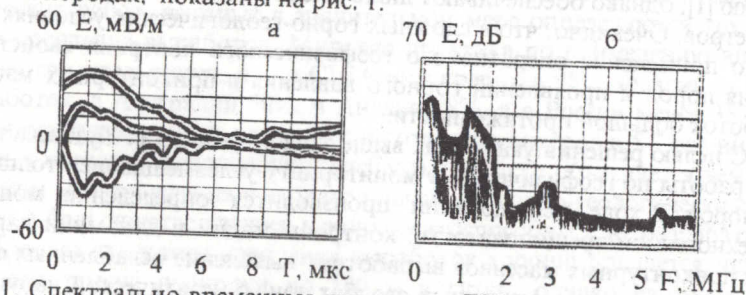


Рис. 1. Спектрально-временные параметры ЕЭМИ при разрушении песчаников: а - осциллограммы импульсов, соответствующие образованию единичных трещин; б - спектрограмма излучения при развитии магистральной трещины

С целью оценки помехоустойчивости высокочастотных электромагнитных измерений в горных выработках, определения уровня помех от потенциальных источников проводилось профилирование от земной поверхности до глубины 350 м, а также длительные наблюдения вблизи от потенциальных источников радиопомех (силовые и телефонные кабели, трансформаторы, пускатели, электродвигатели вентиляторов, лебедок, очистных и проходческих комбайнов). Установлено, что спектральная плотность помех от наземных источников максимальна в частотном диапазоне 0,2-16 МГц при скорости спада амплитуд в высокочастотной области 3 дБ/МГц и снижается до уровня пороговой чувствительности прибора 3 мкВ/м, начиная с глубин порядка первых десятков метров, что обусловлено существенным ослаблением электромагнитных полей в горных породах. Уровень по-

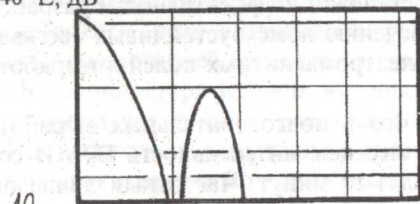
мех от активных источников, находящихся в горных выработках, в большинстве случаев также не превышает пороговой чувствительности измерений, что связано с экранирующим действием заземленных металлических оболочек, в которые заключено электрооборудование категорийных угольных шахт. Проведенные исследования подтвердили достоверность предварительной оценки помеховой обстановки и эффективности разработанных технических решений по обеспечению помехоустойчивых бесскважинных измерений высокочастотных электромагнитных полей в выработках.

Экспериментально установлено, что в подготовительных выработках, имеющих срок поддержания до 8 месяцев, интенсивность ЕЭМИ составляет единицы импульсов за период 1-10 минут. Частотный диапазон регистрируемых сигналов аналогичен наблюдаемому в лабораторных условиях и содержит низкочастотные составляющие (0,2-2 МГц) и высокочастотную область спектра (2-6 МГц), что соответствует образованию трещин размерами 0,0004-0,005 м на расстояниях до 0,5 м от контура горной выработки. Опыт эксплуатации выработок в подобных условиях показывает, что они сохраняются в течение времени подготовки и отработки выемочного столба при безремонтном поддержании. По результатам рядового профилирования на отдельных участках горных выработок выделены зоны протяженностью 5-40 м с повышенной электромагнитной активностью. В большинстве случаев на отмеченных участках наблюдалось деформирование секций крепи, смещения пород кровли достигали 150-200 мм. ЕЭМИ свежее обнаженных поверхностей крепких пород носит шумообразный характер и соответствует интенсивному образованию трещин размерами ~0,0005 м на расстояниях до 0,1 м от контура выработки. Электромагнитная активность свежих обнажений отжатого угля не зарегистрирована, что связано, очевидно, с разгрузкой краевой части массива в областях с высокой степенью поврежденности. Характерный вид спектра ЕЭМИ на сопряжении очистной и подготовительной выработки показан на рис. 2.

При наблюдениях регистрировалось 3 и более импульсов ЕЭМИ в секунду. Расчетные размеры образующихся трещин и расстояния до зоны разрушения составили соответственно 0,003 м и 0,31 м. Применительно к условиям наблюдений полученная информация свидетельствует о формировании границы блока консольного обрушения пород непосредственной кровли, представленной аргиллитом мощностью 0,5 м. С целью определения нарушенности пород с высоким коэффициентом крепости, длительное время находящихся в условиях статического нагружения и имеющих вследствие этого низкую электромагнитную активность, проводилось искусственное нагружение кровли горных выработок, закрепленных анкерной крепью. К анкерам, закрепленным на глубине 1,6 м, прикладывались нагрузки в диапазоне 0-96 кН. Фиксируемые параметры излучения соответствовали раскрытию трещин размерами 0,0045-0,00125 м на расстояниях 0,15-0,45 м (рис. 3). Рост нагрузок на анкеры сопровождался трехкратным уве-

личением амплитуд сигналов, соответствующим смещению области трещинообразования к контуру выработки, причем размеры трещин соответствовали начальной стадии разрушения пород. РВЗ на этом же участке подтвердило однородность и отсутствие расслоений в непосредственной кровле, представленной аргиллитом мощностью 4-7 м, $f=3-4,5$.

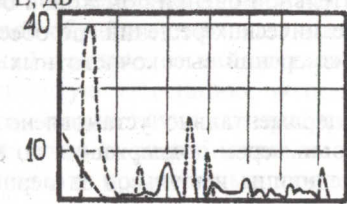
40 Е, дБ



0,2 1 2 3 4 F, МГц

Рис. 2. Спектрограмма ЕЭМИ на сопряжении очистной и подготовительной выработок (ш. "Кузнецкая", лава 437)

Е, дБ



0,2 1 2 3 4 F, МГц

Рис. 3 Амплитудный спектр ЕЭМИ при нагружении анкера: — -80 кН; --- -90 кН; — — -96 кН (ш. "Колмогоровская", в/ш 1521)

Использование радиоволнового зондирования предназначено для решения следующих задач: классификации природной и техногенной нарушенности приконтурного массива по 4 категориям, включая критическую; определения мощности зон техногенной трещиноватости в бортах выработок; расслоений в кровле; выявления направления преобладающих систем трещин и их развития в массиве по мере изменения горнотехнической ситуации.

Обработанная на персональном компьютере информация представляет собой карту нарушенности приконтурного массива с дискретизацией по длине выработки 5-10 м. Погрешность в определении мощности зон техногенной трещиноватости и глубин залегания расслоений по результатам контрольных осмотров скважин перископом не превышает 10%.

Применение полученных результатов осуществляется следующим образом. В случае выделения протяженных (20 и более метров) нарушенных зон в выработке проводится периодический контроль динамики трещинообразования, оценивается состояние и прогнозируется устойчивость кровли. На одном из таких участков (ш/у "Кольчугинское", пласт Надбайкаимский) протяженностью 30 м в течение 5 месяцев наблюдался постоянный рост нарушенности вмещающих пород. Вывалообразование отмечено на всем протяжении участка по достижении критической нарушенности кровли [2].

Для разработки рекомендаций по применению анкерного крепления и оптимизации его параметров в различных условиях на шахтах ОАО УК «Ленинскуголь» совместно с Центром анкерного крепления Кузбасса проведен комплекс исследований, включающий дополнительно: из-

мерения конвергенции кровля-почва; установление высоты свода естественного равновесия визуальными наблюдениями в кроссингах и оптическим зондированием шпуров в кровле; определение несущей способности анкеров и нагрузок на них в процессе эксплуатации.

Важнейшими исходными данными при составлении паспорта анкерного крепления являются величина отжима в бортах выработки и высота свода естественного равновесия. Трудоемкостью определения этих параметров прямыми методами объясняется ограниченное количество измерений, к тому же производимое в большинстве случаев без обоснования места заложения замерных станций в выработках и привязки к имеющимся нарушенным зонам, в которых наиболее вероятны отказы анкерной крепи.

Рассмотрим некоторые результаты исследований, проведенных для разработки паспорта крепления вентиляционной печи 17-129 на шахте им. Кирова, пласт Бреевский. По данным оптического зондирования вертикальной скважины, пробуренной в 50 м от забоя конвейерного штрека 17-129, кровля пласта представлена переслаиванием аргиллита и алевролита с многочисленными ослабляющими прослоями, из которых 4 глинистых находятся на глубинах 1,1 м, 1,4 м, 2,45 м, 2,8 м. В зоне опорного давления вентиляционной печи 17-128 вышележащей лавы затухание интенсивной трещиноватости обнаружено на высоте 1,7 м, а на высоте 1,8 м наблюдалась широко открытая трещина отрыва. При визуальном обследовании кроссинга вентиляционной печи 17-129 на высотах 1,1-1,5 м зафиксированы углистые прослои в аргиллите с весьма развитой трещиноватостью. В вентиляционном штреке 17-129 наиболее часто встречающиеся куполообразные своды отмечены на высотах 1,8 м и 2,3 м. РВЗ в конвейерном штреке 17-129 производилось на 4 участках общей протяженностью более 100 м, при этом начальный пункт зондирования располагался в 3 м от забоя, последний на удалении 107 м. Установлено, что непосредственно за выемкой угля комбайном происходило активное разрушение пород кровли на глубины 1,1-1,4 м, то есть до границы первого ослабленного слоя, отделенного от вышележащих прослоев влажной глины мощностью около 1 см при одновременном формировании в бортах зоны отжима мощностью около 1,3 м. Большой пролет выработки (4 м) предполагает наличие высоких изгибных напряжений в кровле, что проявлялось в формировании вертикальных трещин отрыва, при этом размеры отдельностей (~200х200х25 мм) соответствуют несвязному массиву. Следовательно, потеря несущей способности первого слоя происходила на расстоянии первых метров от проходческого забоя. Наличие второго ослабленного слоя в кровле на глубинах 1,7-1,8 м привело, вслед за разрушением первого слоя, к расслоению второго и третьего слоев с одновременным формированием контуров ослабления в бортах выработки на глубинах 2,0-2,8 м, что отмечалось на всех контролируемых участках (таблица).

№ участка	Глубины ослабленных слоев в кровле, м	Глубины слоев интенсивной трещиноватости в борту, м
1	1,1-1,3; 1,7; 2,1; 2,4	1,3; 1,8; 2,1; 2,2; 2,4
2	1,1-1,4; 1,7; 2,1; 2,3; 2,6	1,2; 1,6; 2,1; 2,6
3	1,1-1,3; 1,6; 1,8; 2,0; 2,7	1,3; 1,7; 2,0; 2,1; 2,4
4	1,2-1,3; 1,9; 2,1; 2,45	1,3; 2,3; 2,4; 2,8

Из таблицы следует, что ослабление кровли происходило в основном по слоям, расположенным на глубинах 1,1-1,3 м; 1,7-1,8 м; 2,0-2,1 м; 2,3 м; 2,6-2,7 м по глинистым и углистым прослоям в кровле. Наиболее интенсивные расслоения наблюдались на глубинах 1,3 м, 1,7 м, 2,3 м. Радиоволновым зондированием установлено, что вне зон повышенной естественной нарушенности массива ослабленные контакты на глубинах более 2,0 м активно не расслаивались, кровля сохраняла свойства многослойной упругой балки с подпором в первые месяцы поддержания выработки и вне зон влияния очистных работ интенсивного разрушения бортов не происходило. В пределах обследованного выемочного участка наблюдались купола высотой до 3,5 м, что свидетельствовало о возможности образования подобных сводов в вентиляционной печи 17-129. Экспериментально определенные значения параметров нарушенности явились основой для расчетов и составления паспорта анкерного крепления вентиляционной печи 17-129, при этом отмечено, что повышение устойчивости выработки связано с экспериментальным определением в ней нарушенных зон и корректировкой паспорта крепления с возможным усилением рамной крепи.

Аналогичные работы проводились на шахтах "Полысаевская", им. 7 Ноября, "Комсомолец", им. Ярославского, ш/у "Кольчугинское" с оформлением результатов в виде заключений. Для отмеченных шахт единственное отрицательное заключение о возможности применения типового паспорта крепления было сделано по ш/у "Кольчугинское", пласт Надбайкаимский, что обусловлено крайне высокой нарушенностью кровли, для крепления которой расчетная длина анкеров оказалась равной 6 м.

Научные результаты проводимых работ и практические рекомендации отражены в ряде методических руководств, аппаратные, методические, программные разработки внедрены на угольных шахтах Кузбасса [3].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Широков А.П., Лидер В.А., Писляков Б.Г. Расчет анкерной крепи для различных условий применения. - М.: Недра, 1976. - 208 с.
2. Колмаков В.В., Коновалов Л.М., Клавдиенко М.Н., Моторенко Л.И. Опыт применения электромагнитных геофизических методов на шахтах ассоциации "Ленинскуголь" // Уголь, 1992. - №9. - С.56-57.
3. Временная инструкция по расчету и применению анкерной крепи на шахтах Кузнецкого бассейна. - Прокопьевск: КузНИУИ, 1996 - 95 с.

УДК 622.28

Говор А.Н. (АООТ «Шахта «Есаульская»),
Чубриков А.В. (Сибирский государственный индустриальный университет),
Бегежа Н.С. (АООТ «Шахта «Есаульская»)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ АНКЕРНОГО КРЕПЛЕНИЯ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Развитие технологии и средств анкерного крепления на шахтах Кузбасса характеризуется периодичностью, связанной с изменением горно-геологических условий, совершенствованием технологии и техники бурения шпуров, а также с экономической ситуацией в стране.

В настоящее время на шахтах, разрабатывающих пологие угольные пласты, происходит интенсивное внедрение сталеполимерной анкерной крепи вместо металлической рамной крепи и анкеров с механическим креплением. Этот процесс обусловлен ростом затрат на приобретение, доставку и установку рамной крепи и недостаточной несущей способностью анкеров замкового типа.

Технология и средства сталеполимерного анкерного крепления разрабатываются в России и за рубежом давно [1-3], однако внедрение этого типа крепи на шахтах Кузбасса проводится бессистемно, с нарушением требований нормативных документов и безопасных условий эксплуатации горных выработок.

На шахтах применяются средства крепления отечественного и импортного производства, не имеющие сертификатов. Отсутствуют средства контроля качества установки анкеров и приборы для определения их работоспособности вне и в зоне влияния очистных работ. При бесцеликовой технологии отработки выемочных участков с сохранением выработок для повторного использования дополнительно к анкерной применяется рамная и органная крепи, что приводит к росту материальных и трудовых затрат.

Для реализации комплексной программы расширения области применения, совершенствования технологии и средств анкерного крепления с целью снижения затрат и повышения безопасности горных работ в АО УК «Кузнецкуголь» была разработана система оперативного управления технологией анкерного крепления. Система включает в себя следующие элементы:

- определение области применения анкерной крепи;
- разработку паспортов крепления;
- обеспечение шахт анкерами, ампулами химического закрепления, буровой техникой;
- шахтные исследования и адаптацию типов и конструкций анкеров к заданным горно-геологическим условиям;
- оперативный контроль работоспособности анкерной крепи и устойчивости горных выработок.

Наиболее полно разработанная система оперативного управления технологией анкерного крепления реализована на шахтах «Есаульская» и «Юбилейная» АО УК «Кузнецкуголь» в Кузбассе.

Внедрение технологии и средств сталеполимерного анкерного крепления на указанных шахтах проводилось на основании технико-экономических расчетов, подтверждающих следующие преимущества нового типа крепи:

- увеличение темпов проведения подготовительных выработок;
- снижение трудоемкости крепления;
- снижение себестоимости крепления 1 погонного метра подготовительных выработок;
- повышение устойчивости конвейерных и вентиляционных штреков.

В наибольшем объеме сталеполимерное анкерное крепление применяется при подготовке к отработке пластов 29а шахты «Есаульская» и 16 шахты «Юбилейная».

Пласт 29а умеренно-сложного строения, выдержанный по мощности, состоит из двух угольных пачек и породного прослойка углистого аргиллита средней мощности 0,03-0,15 м. Мощность верхней пачки угля составляет 0,20-0,35 м, нижней пачки - 1,65-1,90 м.

Непосредственная кровля пласта представлена тонким переслаиванием алевролитов и аргиллитов мощностью 0,10-1,00. Связь между слоями средняя и слабая. Суммарная мощность непосредственной кровли составляет 8-10 м. Примыкающая к пласту часть непосредственной кровли ведет себя как ложная кровля и обрушается сразу же после выемки угля. Высота обрушения до 0,30 м. Вышележащая часть непосредственной кровли мощностью до 1,5 м трещиновата. Время устойчивости этой части кровли 15 минут, после чего она беспорядочно обрушается.

Основная кровля пласта 29а представлена переслаиванием алевролита, аргиллита и песчаника и относится к среднеобрушаемым. Мощность основной кровли составляет 20-30 м.

Глубина ведения горных работ составляет 250-300 м. Подготовительные выработки проводятся по пласту с присечкой пород кровли комбайновым способом. Форма поперечного сечения выработок - прямоугольная. Площадь поперечного сечения составляет 10-12 м². Выработки проводятся одиночными встречными забоями.

Пласт 29а отрабатывается по бесцеликовой технологической схеме с сохранением конвейерных штреков для повторного использования.

Пласт 16 шахты «Юбилейная» имеет сложное строение и состоит из двух угольных пачек, разделенных породным прослойком мощностью 0,1-0,2 м. Общая мощность пласта составляет 1,6-1,8 м. У кровли и почвы пласта встречаются прослойки алевролита мощностью до 0,1 м.

Непосредственная кровля пласта представлена чередованием слоев алевролита и аргиллита суммарной мощностью до 5-6 м с коэффициентом крепости 4-5.

Основная кровля пласта 16 представлена слоем песчаника мощностью 8-12 м с коэффициентом крепости 7 и относится к труднообрушаемым.

Глубина ведения горных работ составляет 300-450 м. Подготовительные выработки проводятся по пласту 16 спаренными забоями комбайновым способом с присечкой пород кровли. Форма выработок - прямоугольная. Площадь поперечного сечения составляет 9-12 м².

Динамика роста объемов крепления выработок пласта 29а шахты «Есаульская» и пласта 16 шахты «Юбилейная» сталеполимерными анкерами приведена в таблице.

Таблица

Объемы крепления подготовительных выработок пластов 29а и 16 сталеполимерными анкерами

Период проведения	Общая протяженность проводимых выработок, м		Длина выработок, закрепленных сталеполимерными анкерами, м		Процент выработок со сталеполимерным креплением, %	
	пл. 29а	пл. 16	пл. 29а	пл. 16	пл. 29а	пл. 16
Декабрь 1997г.	803	462	176	311	22	67
Январь 1998г.	514	473	176	331	34	70
Февраль 1998г.	470	330	180	228	38	69
Март 1998г.	825	448	492	304	60	68
Апрель 1998г.	754	595	384	421	51	71
Май 1998г.	1001	372	784	271	78	73
Июнь 1998г.	862	310	776	254	90	82

Подготовительные выработки пласта 29а крепятся по паспорту, включающему установку 4-5 анкеров в кровле и боках с шагом крепления 0,4-0,9 м. Длина анкеров составляет 1,8-2,2 м. Анкерные стержни изготавливаются Осинниковским ремонтно-механическим заводом. Высокая плотность крепления обусловлена неустойчивыми породами непосредственной кровли пласта.

Выработки пласта 16 закреплены 4-5 анкерами, установленными в кровле с шагом 0,9-1,0 м по длине выработок.

По разработанной методике проведены исследования качества закрепления анкеров в шпурах ампулами с полимерной смолой «Celtite A.1.» производства Великобритании, производства КНР, АП-1-330, АП-1-330у, АП-1-470, АП-1-470у производства ТОО «Технология полимерных систем» (г. Кемерово), АКЦ-1 производства НП ЗАО «Центр анкерного крепления Кузбасса» (г. Ленинск-Кузнецкий). В процессе исследований применялись паспорта крепления с установкой в каждый шпур одной, двух и трех ампул с полимерной смолой. Результаты исследований показали, что при устойчивых породах непосредственной кровли пласта достаточно закреплять каждый анкер при помощи одной ампулы. В зонах с неустойчивыми породами

непосредственной кровли необходимо устанавливать две-три ампулы с полимерной смолой.

Бурение шпуров под анкерную крепь в подготовительных выработках пласта 16 осуществляется ручными электросверлами отечественного производства, пласта 29а - переносными пневматическими бурильными установками «Вомбат» с подводом сжатого воздуха от подземных компрессоров.

Для контроля за состоянием выработок, закрепленных сталепolyмерной анкерной крепью, разработана методика проведения контрольных измерений и наблюдений (геомониторинга). Методика включает в себя выполнение следующих видов работ:

- систематический контроль за соответствием применяемых бурового оборудования и элементов анкерной крепи техническим характеристикам и сертификатам качества изготовления, срокам и условиям хранения и требованиям эксплуатации;
- определение фактической несущей способности анкеров и оценка их соответствия принятым в паспорте;
- изучение состава пород кровли и определение ослабленных контактов с помощью аппаратуры «Резонанс»;
- определение смещений слоев кровли с помощью глубинных и контурных реперов;
- определение фактической устойчивости и прочности пород в кровле и боках выработок и оценка их соответствия принятым в паспорте;
- контроль и оценка работоспособности анкерной крепи при проходке и эксплуатации выработки в течение всего срока службы;
- разработка оперативных мероприятий по корректировке паспорта крепления и поддержания выработки с учетом установленных фактических значений несущей способности анкеров, свойств пород и состояния крепи.

Выполнение контрольно-измерительных работ по разработанной методике проводится группой анкерного крепления (ГАК) АО УК «Кузнецк-уголь» совместно с техническими службами анкерного крепления шахт «Есаульская» и «Юбилейная».

Определение фактической несущей способности анкеров производится сразу после начала проведения выработки при помощи штанговытягивателя. Дополнительные измерения производятся в случае изменения в проводимой выработке конструкции анкеров или условий их закрепления в шпурах (изменение прочности пород, притока воды и т.п.), применения новых типов ампул.

Для измерения смещений пород кровли в каждой выработке, закрепляемой сталепolyмерными анкерами, устанавливаются глубинные замерные станции. Замерная станция состоит из 3-х глубинных реперов, установленных в вертикальном шпуре длиной 4000 (диаметром 43 мм). Шпур бурится по центру поперечного сечения выработки между подхватами анкерной крепи. Глубинные реперы устанавливаются в шпуре на расстояниях 4000, 1000

мм от кровли выработки и на горизонте закрепления сталепolyмерных анкеров (в зависимости от длины анкера - на расстоянии 1800-2200 мм от кровли выработки). Для контроля смещений контура выработки рядом с глубинным шпуром дополнительно в кровле устанавливается контурный репер. Контроль за расслоением кровли осуществляется по измерениям смещений глубинных и контурного реперов относительно глубинного репера, установленного на высоте 4000 мм.

Результаты замеров на глубинных реперных станциях в подготовительных выработках пластов 16 и 29а показывают, что максимальные смещения кровли в зонах с устойчивой непосредственной кровлей не превышают 20 мм. В качестве типичного примера изменения смещений пород кровли в выработках со сталепolyмерной анкерной крепью на рис.1 приведены графики, составленные по результатам замеров смещений глубинных и контурных реперов на глубинной замерной станции №1 в конвейерном штреке 16-11 шахты «Юбилейная».

На участках с неустойчивой непосредственной кровлей происходит более интенсивное смещение пород. На рис.2 приведены результаты замеров на глубинной замерной станции №2 в фланговом вентиляционном бремсберге 29-52 шахты «Есаульская». За четырехмесячный период поддержания выработки смещения глубинных реперов на высоте 1000 и 2000 мм от кровли не превысили 25 мм, в то время как смещения контурного репера достигли 60 мм.

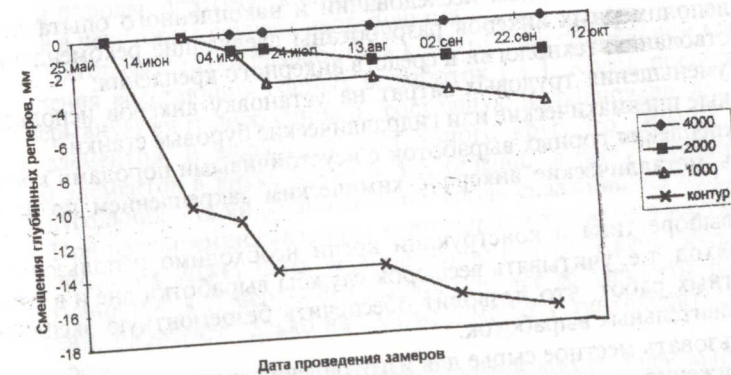


Рис.1. Графики смещений пород кровли в выработках со сталепolyмерной анкерной крепью на участках с устойчивой непосредственной кровлей

Таким образом, для повышения эффективности использования сталепolyмерного анкерного крепления выработок с неустойчивыми породами непосредственной кровли необходимо применение анкеров с химическим закреплением по всей длине.

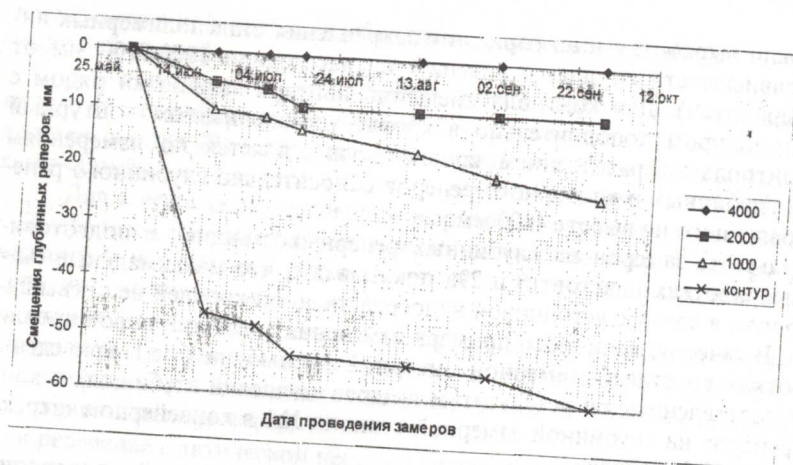


Рис. 2. Графики смещений пород кровли в выработках со сталеполимерной анкерной крепью на участках с неустойчивой непосредственной кровлей

В перспективе планируется полный переход на сталеполимерное анкерное крепление всех подготовительных выработок пласта 29а шахты «Есаульская» и пласта 16 шахты «Юбилейная», в т.ч. основных подготовительных.

В результате проведенных исследований и накопленного опыта применения сталеполимерных анкеров разработаны следующие рекомендации по совершенствованию технологии и средств анкерного крепления:

1. Для уменьшения трудовых затрат на установку анкеров использовать переносные пневматические или гидравлические буровые станки.
2. Для крепления горных выработок с неустойчивыми породами кровли применять металлические анкера с химическим закреплением по всей длине.
3. При выборе типа и конструкции крепи необходимо использовать системный подход, т.е. учитывать весь срок службы выработки вне и в зоне влияния очистных работ, что позволит обеспечить безремонтную эксплуатацию подготовительных выработок.
4. Использовать местное сырье для изготовления закрепляющих составов с целью снижения затрат на крепление выработок.
5. Внедрение анкеров глубокого заложения для крепления камер и сопряжений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Широков А.П., Лидер В.А., Писляков Б.Г. Расчет анкерной крепи для различных условий применения. - М.: Недра, 1976. - 208с.

2. Штанговая крепь / В.Н.Семеновский, В.М.Волжский, О.В. Тимофеев и др. - М.: Недра, 1965. - 328с.

3. Югон А., Кост А. Штанговое крепление горных пород. - М.: Госгортехиздат, 1962. - 203с.

УДК 622.281

Гоголин В.А., Карасев А.В., Карасев В.А.
(Кузбасский государственный технический университет)

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ КРЕПИ ВОССТАЮЩИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С МАССИВОМ ГОРНЫХ ПОРОД В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Разработка крутопадающих угольных пластов подземным способом предполагает проведение большого объема подготовительных восстающих выработок. Увеличение глубины горных работ ведет к нарастанию горного давления. В этих условиях наиболее устойчивыми являются горные выработки с круглой формой поперечного сечения, и применительно к ним разработаны секционные тубинговые крепи из стали, чугуна, бетона, железобетона или углепласта. Однако на практике сечение скважин не имеет строго круглую форму вследствие износа бурового инструмента, вывалов кусков угля и породы, поэтому тубинговая крепь неадаптивна к поверхности скважин, а в некоторых случаях неприменима.

Авторами статьи разработана конструкция спиральной крепи и способ крепления восстающих горных выработок [1]. Крепь представляет собой непрерывную винтовую спираль, состоящую из равновеликих, прямолинейных элементов. В выработке постоянного круглого сечения оптимальное число элементов в витке равно 6, т.е. сечение "в свету" представляет собой шестиугольник, стыки располагаются вдоль скважины на одной прямой линии. При расширении скважины количество элементов в витке увеличивается, а число их может быть необязательно целым. Крепь обладает хорошей адаптивностью к поверхности выработки, все её элементы равномерно нагружены, работают только на сжатие и могут устанавливаться с начальным распором.

Расчетная схема взаимодействия крепи восстающей выработки приведена на рис. 1. Вне зоны влияния очистных работ крепь выработки остаётся ненагруженной (рис. 1, а). В зоне влияния очистных работ максимальная нагрузка на крепь формируется в зоне максимума опорного давления (рис. 1, б).

Используя методику расчета крепи подготовительной выработки [2], в нашем случае будем иметь следующие зависимости:

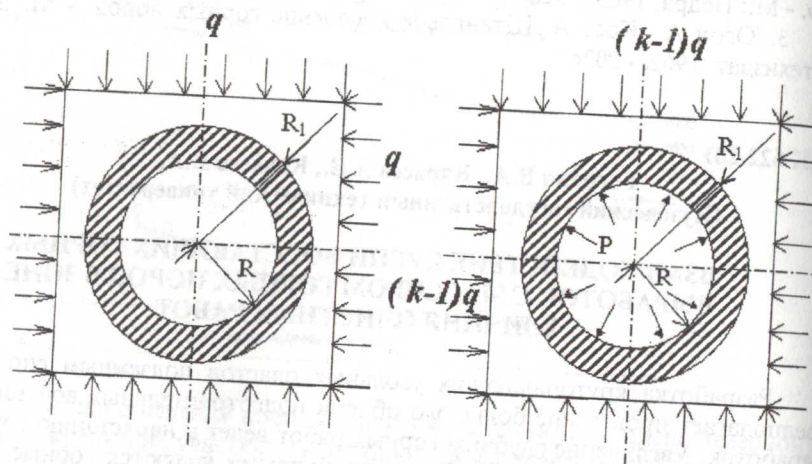


Рис. 1. Расчетные схемы определения напряженно - деформированного состояния пород в окрестности выработки: а - незакрепленной; б - закрепленной; Р - реакция крепи на массив горных пород; R - радиус выработки; R₁ - радиус зоны запредельного состояния пород

- для радиуса зоны запредельных деформаций

$$R_1 = \left[\frac{(2(K-1)\gamma H - \sigma_0)(\alpha-1)/(\alpha+1) + \sigma_0}{(\alpha-1)P + \sigma_0} \right] \frac{1}{\alpha-1}; \quad (1)$$

- для коэффициента пропорциональности напряжений в запредельной зоне

$$\alpha = \frac{2(K-1)\gamma H C + \sigma_{сж} - \sigma_0(C+1)}{2(K-1)\gamma H - \sigma_{сж}}; \quad (2)$$

- для смещений контура выработки

$$U = \left[\frac{(R_1^2 - R^2)}{2} - \frac{C+1}{(2(\alpha-1)\gamma H - \sigma_{сж})(\alpha-1)} \left[\frac{(\alpha-1)+\sigma_0}{\alpha+1} (R_1^{\alpha+1} - R^{\alpha+1}) - \frac{\sigma_0(R_1^2 - R^2)}{2} \right] \right]; \quad (3)$$

где Н - глубина проведения выработки; γ - удельный вес горных пород; σ_0 - остаточная прочность пород; $\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие; q - начальные напряжения нетронутого массива горных пород; R - радиус горной выработки; $C = (1 + \sin \rho)/(1 - \sin \rho)$; ρ - угол внутреннего трения пород; K - коэффициент концентрации опорного давления.

Зависимость (3) определяет равновесное состояние закрепленной выработки и позволяет находить нагрузку на крепь и смещения контура выработки.

На рис. 2 в качестве примера представлены распределения напряжений и радиальных смещений контура выработки при следующих условиях: Н = 400 м; $\gamma = 25 \text{ кН/м}^3$; $\sigma_{сж} = 50 \text{ кг/см}^2$; $\rho = 30^\circ$; $\sigma_0 = 2,5 \text{ кг/см}^2$.

На рис.3 показаны зависимости смещений крепи от прочностных параметров массива горных пород. Коэффициент концентрации опорного давления для условий разработки крутых угольных пластов Кузбасса определяется по данным [3, 4, 5] при обрушении пород кровли и по [6] при закладке выработанного пространства.

Графические зависимости равновесных состояний крепи и пород с различной прочностью на сжатие, полученные в соответствии с (3), представлены на рис. 4. Относительным смещениям контура закрепленной выработки в диапазоне 6-10 %, реализующимся на практике в зоне опорного давления, соответствуют относительные давления пород на крепь, не превышающие 0,01-0,02. При глубине разработки Н=300-400 м и коэффициенте концентрации опорного давления K = 2-3 абсолютные значения давления на крепь составят 0,1-0,2 МПа. Эти величины давлений являются наибольшими в рассматриваемых условиях и соответствуют проведению выработки в наименее прочных углях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Патент РФ 2112140 С 1. Способ крепления горных выработок / Е.В. Игнатов, В.А. Гоголин, А.В. Карасев, В.А. Карасев, 1998. - 3 с.
2. Расчет крепи и охранных целиков подготовительных выработок / П.В. Егоров, А.Е. Клыков, О.С. Курзанцев и др. - М.: Недра, 1995. - 126 с.
3. Защитные пласты / И.М. Петухов, А.М. Линьков, И.А. Фельдман и др. - Л.: Недра, 1972. - 424 с.
4. Горное давление на мощных крутых пластах / Г.И. Грицко, Г.Е. Посохов, В.Н. Цыцаркин и др. - Новосибирск: Наука, 1967. - 213 с.
5. Вылегжанин В.Н., Егоров П.В., Мурашов В.И. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов. - Новосибирск: Наука. Сиб. отд. - ние, 1990. - 295 с.
6. Рыжков Ю.А., Волков А.Н., Гоголин В.А. Механика и технология формирования закладочных массивов. - М.: Недра. - 191 с.

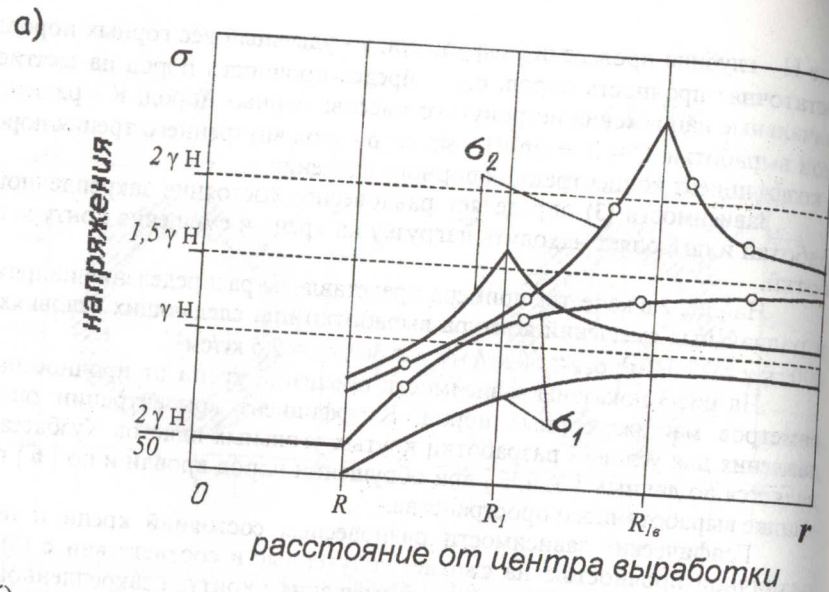


Рис. 2. Схемы определения напряжений и смещений выработки:
а – радиальных σ_1 и тангенциальных σ_2 напряжений; б – радиальных смещений U ; R – радиус выработки; R_1 , $R_{1в}$ – радиус зоны за пределами состояния пород вне (----) и в зоне влияния (--o--) очистных работ; P – давление на крепь



Рис. 3. Распределение радиальных смещений U контура закрепленной выработки при $\gamma = 25 \text{ кН/м}^3$, $\rho = 30^\circ$, различных коэффициентах концентрации опорного давления K :

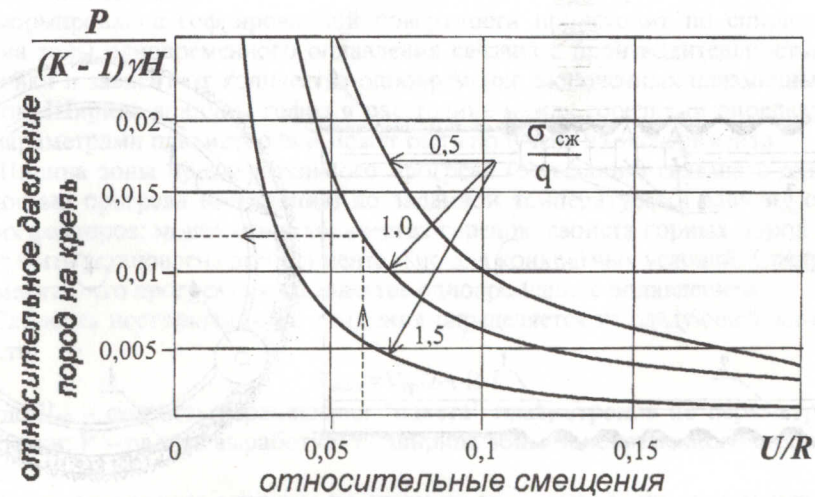


Рис. 4. Кривые равновесных состояний крепи и массива горных пород при различной прочности пород на сжатие:
 H – глубина проведения выработки; γ – удельный вес горных пород; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие; P – давление на крепь; q – начальные напряжения нетронутого массива горных пород; R – радиус горной выработки; U – радиальные смещения

Игнатов Е.В. (КузГТУ)

СПОСОБ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Крепление выработок является наиболее трудоемким процессом, занимающим в технологическом цикле проведения выработки до 60% времени, при этом значительную долю составляет тяжелый ручной труд.

Для повышения эффективности и снижения трудоемкости крепления выработок предложен новый способ крепления, сущность которого поясняется ниже.

Предлагаемый способ может быть использован в следующих условиях: нет опасности по газу и пыли; выработка проводится в кварцсодержащих горных породах, т.е. при креплении тоннелей (ж/д, метрополитен), штолен и стволов.

Идея заключается в использовании низкотемпературного плазменного потока (t до 7000°C) для создания модифицированного слоя пород на контуре выработки с заданными прочностными параметрами, выполняющего функцию крепи и именуемую в дальнейшем керамическая крепь.

Рассмотрим один из возможных вариантов реализации способа (рисунок).

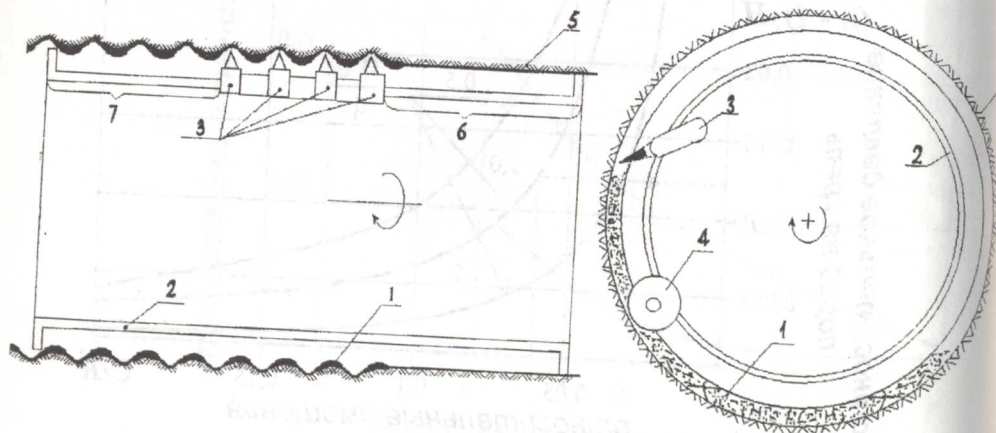


Рисунок. Способ крепления горных выработок

Возведение керамической крепи 1 осуществляется следующим образом. В рубашку оболочки 2, пакет плазматронов 3 и валки 4, закрепленные в оболочке, подают охлаждающую жидкость, затем включают плазматроны 3, которые устанавливают под углом $35-65^\circ$ к контуру с таким расчетом, чтобы поток плазмы погружался в породу на глубину, достаточную для формирования из полученного расплава несущего профиля крепи с заданными параметрами.

При этом оболочка 2 имеет три функциональные зоны: зона предварительного прогрева породного контура – 6; рабочая зона – место установки плазматронов 3, и зона остывания массива 7.

Прогревают породный массив до $t \sim 800^\circ\text{C}$, а затем оболочке 2 придают поступательно-вращательное движение с таким соотношением скоростей этих движений, чтобы осуществить сплошное образование керамической крепи на контуре выработки – 5.

При движении пакета плазматронов 3 по контуру 5 образуется ряд желобов, за счет того, что наклонные, перемещающиеся по спирали, плазменные струи расплавляют верхний слой пород и выносят газопламенным потоком расплавленную массу на борта впадин, образуя выпуклую часть несущего профиля керамической крепи, четкий профиль которой формируется прижимными валками.

Формирование гофрированной поверхности происходит по спирали, ширина зоны одновременного оплавления связана с производительностью установки и зависит от количества одновременно включенных плазменных горелок. Ширина впадины гофра и расстояние между горелками определяется параметрами плазматрона и может быть получена из эксперимента.

Ширина зоны предварительного прогрева (остывания) связана с длительностью прогрева (остывания) до заданной температуры и зависит от многих факторов: мощности и количества горелок, свойств горных пород и может быть установлена экспериментально для конкретных условий. Следует отметить, что прогрев осуществляется одновременно с оплавлением.

Скорость поступательного движения определяется из следующей зависимости:

$$V_{\text{пост}} = V_{\text{вр}} \cdot 2 \cdot \pi \cdot R \cdot l$$

где $V_{\text{вр}}$ – скорость перемещения “пакета” плазматронов по периметру выработки; R – радиус выработки; l – ширина зоны одновременного оплавления.

Время оплавления единицы площади контура выработки одним плазматроном является функцией многих факторов:

$$\Delta t = f(N_{\text{п}}, T_{\text{пр}}, \lambda, h, Q_{\text{в}}, V_{\text{пп}}, T_{\text{пл}} \dots)$$

где $N_{\text{п}}$ – мощность плазматрона; $T_{\text{пр}}$ – температура предварительного прогрева; λ – коэффициент теплопроводности горной породы контура; h – заданная глубина оплавления впадины гофра; $Q_{\text{в}}$ – расход воздуха или газа

(1,5-50 г/см); $V_{пл}$ – скорость плазменного потока (700-900 м/с); $T_{пл}$ – температура плазмы.

Ввиду сложности этой зависимости были проведены эксперименты по оплавлению образцов кварцевого песчаника плазматронами различной мощности. Результаты приведены в таблице.

Мощность плазматрона, кВт	Скорость оплавления, см/мин	Глубина впадины, см	Высота гофра от контура, см	Ширина гофра и впадины, см	Температура предварительного прогрева, °С	Таблица
						Прочность образцов на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа
14	2	1-1,5	1-2	1,5-2	800	-
50	25	1,5-2,5	2,5-3	3-4	-	10-60

Эксперименты позволили произвести расчеты и сделать выводы, что при оплавлении одним плазматроном мощностью 50 кВт может быть достигнута производительность 160 см²/мин.

При работе одновременно четырех плазматронов производительность возведения керамической крепи составит около 4-х час на 1 пог. метр, при этом стоимость затрат на электроэнергию составит от 40 до 50 руб. на 1 пог. метр (в ценах на 1992г), что на порядок дешевле других способов крепления.

Предложенный способ крепления горных выработок имеет следующие преимущества:

- автоматизация (роботизация) процесса крепления (полное отсутствие ручного труда);
- отсутствие затрат на материалы крепи, их транспортировку и возведение.

В заключении следует отметить, что данный способ, несмотря на ряд ограничений по области его применения, в перспективе может быть использован при креплении горных выработок.

УДК 622.23.005.8

Маметьев Л.Е., Ананьев А.Н. (КузГТУ)

ВЫБОР НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШНЕКОВОГО БУРОВОГО СТАВА

Под повышением эффективности работы горизонтального шнекового бурового става понимается снижение энергоемкости транспортирования

продуктов разрушения от забоя к устью скважины. Энергоемкость транспортирования определяется выражением

$$H_w = \frac{N_{ш}}{Q_{ш}} \quad (1)$$

где H_w – энергоемкость транспортирования; $Q_{ш}$ – производительность шнекового бурового става; $N_{ш}$ – мощность, затрачиваемая на транспортирование.

Из формулы (1) следует, что снижения энергоемкости процесса транспортирования можно добиться повышением производительности шнекового бурового става и снижением мощности, затрачиваемой на транспортирование.

Шнековый буровой став для горизонтального бурения, размещенный в обсадной трубе, является разновидностью тихоходного шнекового конвейера. Шнековые конвейеры, применяемые в промышленности, предназначены для транспортирования материала с определенными физико-механическими свойствами, исходя из которых выбираются, в соответствии с имеющимися рекомендациями [1, 2], рациональные кинематические и геометрические параметры шнека, что позволяет повысить эффективность процесса транспортирования. Бурение скважин производится в породах с различными физико-механическими свойствами. Оснащение машины набором шнековых буровых ставов с различными геометрическими параметрами для каждого типа пород приводит к удорожанию оборудования, неудобству в хранении и эксплуатации. Физико-механические свойства буримых пород, как правило, неизвестны и могут существенно изменяться на протяжении скважины. Это не позволяет привести геометрические параметры шнекового бурового става в соответствие с физико-механическими свойствами продуктов разрушения и улучшить тем самым эффективность процесса. Кроме выполнения функции транспортирования продуктов разрушения, шнековый буровой став передает вращение на расширитель, осуществляющий разрушение забоя и погрузку продуктов разрушения. Это обуславливает их кинематическую связь. Изменение частоты вращения шнекового бурового става с целью улучшения условий транспортирования влечет за собой изменение скорости резания и кинематических параметров работы погрузочных элементов. Поэтому установление частоты вращения, рациональной для одного элемента бурового инструмента, возможно только в ущерб другому.

Процессы разрушения забоя и погрузки продуктов разрушения оказывают существенное влияние на работу шнекового бурового става, не только определяя его заполнение и сортность продуктов разрушения, но и делая непостоянной мгновенную скорость вращения шнека за время оборота и по его длине из-за закручивания става и люфтов в замковых соединениях. Из-за этого мгновенная скорость вращения может существенно отличаться от среднего значения. Даже если удастся установить рациональную для шнекового бурового става мгновенную скорость вращения, то на призабойном участке бурового става получить такую же скорость затруднительно.

Поэтому добиваться снижения затрат мощности и повышения производительности транспортирования путем изменения геометрических и кинематических параметров шнекового бурового става представляется нецелесообразным.

Другим направлением снижения затрат мощности на транспортирование может служить снижение трения между шнековой лопастью и транспортируемыми продуктами бурения.

В работе [2] А.М.Григорьев одним из возможных путей повышения эффективности применения шнеков считает изыскание покрытий лопастей винта с целью уменьшения коэффициента трения материала о поверхность шнека и уменьшения опасности налипания. Наиболее перспективным для этой цели считается высокомолекулярный полимер «Компонор РЕ 3-03», выпускаемый в НПО «Пластмассы», испытанный в качестве покрытия рабочих поверхностей транспортных желобов и показавший хорошие эксплуатационные свойства при транспортировании углей со значительным содержанием влажных глинистых включений [3]. Полимер «Компонор РЕ 3-03» обладает невысокой износостойкостью, а его применение повышает стоимость оборудования.

В работах [4,5], где описана конструкция и результаты бурения скважин в песчаниках машиной горизонтального бурения СМГБИ конструкции И.М.Искендерова, отмечено, что наличие почвенных вод оказывает положительное влияние на работу режущего органа и способствует удалению штыба по шнеку. Автор делает вывод о нецелесообразности принудительной подачи воды в забой скважины при отсутствии почвенных вод. Результаты исследований режимов бурения с принудительно подачей воды в скважину в этих работах нет.

Исследования [6], проведенные Донгипроуглемашем на стендах и в шахтных условиях, показали, что обильное орошение угля, транспортируемого шнеком ($D_{ш}=0,2$ м) при частоте вращения $100-600$ мин⁻¹ и постоянной производительности, уменьшает нагрузку привода на 30-50%.

Кафедра горных машин и комплексов КузГТУ также имеет опыт бурения горизонтальных скважин с принудительной подачей воды в скважину.

При прокладке водовода под железнодорожной насыпью на строительном объекте треста «Уралэнергострой» сотрудниками кафедры была пробурена скважина диаметром 1,440 м длиной 36 м. Бурение осуществлялось бурошнековой машиной, сконструированной на базе станка УБСР-25. При бурении производилась экспериментальная подача воды в забой скважины. В результате энергоемкость процесса бурения уменьшалась в 2-2,5 раза. Вода подавалась с расходом 10-40 м³/ч.

При бурении скважины диаметром 0,160 м длиной 30 м в районе стадиона «Автомобилист» в городе Кемерово бурошнековой машиной, изготовленной на базе станка БГА-2, в связи с большой скоростью проходки и коэффициентом заполнения, возникли осложнения с пусковыми режимами машины. Бурение велось в глинистых породах. При включении привода

вращателя мощности его двигателя (11 кВт) было недостаточно для вращения заполненного продуктами разрушения шнекового бурового става. Заполнение объема скважины водой позволило без увеличения мощности двигателя привода вращателя производить запуск машины.

Таким образом, подача жидкости в шнековый буровой став облегчает запуск и снижает нагрузку привода вращателя.

Производительность шнекового бурового става, определяющая скорость бурения, зависит от коэффициента заполнения. При отсутствии переброса продуктов разрушения через вал шнекового бурового става и малых зазорах между шнековыми лопастями и стенкой скважины или обсадной трубы он определяется выражением

$$\psi = \frac{V_{ш}}{V} \quad (2)$$

где $V_{ш}$ - объем порции продуктов разрушения, находящейся в одном витке шнекового бурового става; $V = 0,25\pi(D_{ш}^2 - d_r^2)S$ - объем шнека на длине одного шага.

Объем продуктов разрушения, находящихся в межвитковом пространстве, определяется его геометрической формой, зависящей преимущественно от физико-механических свойств материала. Вязкие материалы в межвитковом пространстве принимают форму шарообразных окатышей. Коэффициент заполнения при этом определяется выражением

$$\psi = \frac{(D_{ш} - d_r)^2}{12S(D_{ш} + d_r)} \quad (3)$$

Для обеспечения режима транспортирования без переброса скорость бурения не должна превышать величины

$$v_6 = \frac{(D_{ш} - d_r)^3}{12D_p k_p} n \quad (4)$$

Накопленный кафедрой горных машин и комплексов КузГТУ опыт бурения горизонтальных скважин шнековым буровым инструментом показал, что при определенных условиях вязкие материалы в межвитковом пространстве принимают форму биконических окатышей с углами при вершинах конусов, близкими к 90°. Коэффициент заполнения при такой форме продуктов разрушения

$$\psi = \frac{(D_{ш} - d_r)^2}{6\sqrt{2}S(D_{ш} + d_r)} \quad (5)$$

Величина коэффициента заполнения при $D_{ш}=0,48$ м, $d_r=0,13$ м, $S=0,38$ м и отсутствии переброса не превышает $\psi=0,062$.

При этом скорость бурения равна

$$v_6 = \sqrt{2} \frac{(D_{ш} - d_r)^3}{12D_p k_p} n \quad (6)$$

Сыпучие материалы в межвитковом пространстве принимают форму тела волочения, соприкасающегося с одной стороны со спиралью шнека (рисунок, а). Объем такого тела волочения рекомендуется определять по формуле

$$V_c = \frac{h}{36} [(3R_m^2 - a^2)a - 3R_m^2(R_m - b)\beta], \quad (7)$$

где b - высота тела волочения; a - половина ширины тела волочения; h - длина тела волочения; β - угол, образованный вертикалью и радиусом, проходящим через край тела волочения в его максимальном сечении; R_m - радиус шнека.

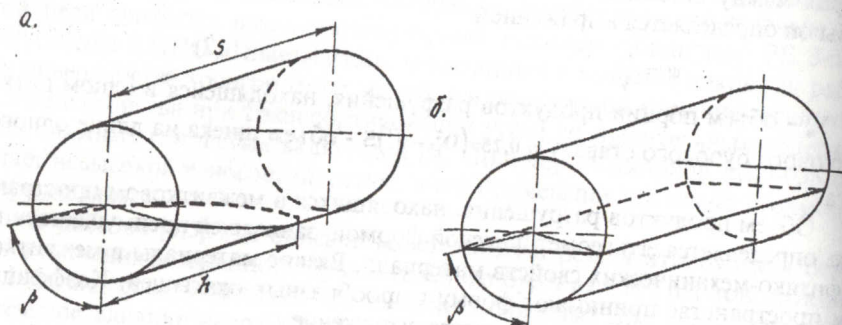


Рисунок. Форма заполнения межвиткового пространства продуктами разрушения: а - сыпучими; б - разжиженными

Выразив величины a , b и R_m через диаметр шнека и угол β , получим

$$V_c = \frac{hD_m^2}{12(1 - \cos\beta)} (3\sin\beta - \sin^3\beta - 3\beta\cos\beta). \quad (8)$$

Коэффициент заполнения определяется

$$\psi_c = \frac{hD_m^2(3\sin\beta - \sin^3\beta - 3\beta\cos\beta)}{3(1 - \cos\beta)(D_m^2 - d^2)S\pi}. \quad (9)$$

Скорость бурения в таких породах составляет

$$v_6 = \frac{hD_m^2 n (3\sin\beta - \sin^3\beta - 3\beta\cos\beta)}{3\pi D_p k_p (1 - \cos\beta)}. \quad (10)$$

Сыпучие материалы с малым коэффициентом внутреннего трения, или разжиженные материалы принимают форму, показанную на рисунке, б. Объем порции продуктов разрушения в этом случае равен

$$V_{\Sigma} = \frac{D_m^2}{8} (2\beta - \sin 2\beta) S. \quad (11)$$

Коэффициент заполнения при условии отсутствия переброса

$$\psi_{\Sigma} = \frac{D_m^2 (2\beta - \sin 2\beta)}{2\pi (D_m^2 - d^2)}. \quad (12)$$

Скорость бурения составляет

$$v_6 = \frac{D_m^2 (2\beta - \sin 2\beta)}{2\pi D_p k_p} n S. \quad (13)$$

Максимальный коэффициент заполнения шнекового бурового става сыпучими и разжиженными продуктами разрушения при $D_m=0,48$ м, $d_r=0,13$ м, $h=S=0,38$ м, $\beta=\pi/2$ и отсутствии переброса будет равен, соответственно, $\psi_c=0,23$, $\psi_{\Sigma}=0,5$.

Таким образом, разжижение продуктов разрушения не только уменьшает нагрузку на вращатель и улучшает пусковые режимы, но и позволяет транспортировать продукты разрушения с коэффициентом заполнения, близким к $\psi=0,5$, и тем самым повысить скорость бурения горизонтальной скважины.

Вышесказанное позволяет сделать вывод о целесообразности подачи воды в скважину для повышения эффективности работы шнекового бурового става при бурении вязких, склонных к налипанию, и перемежающихся пород.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Красников В.В. Подъемно-транспортные машины в сельском хозяйстве. - М.: Колос, 1973. - 464 с.
2. Григорьев А.М. Винтовые конвейеры. - М.: Машиностроение, 1972. - 184 с.
3. Медрин В.В., Тюканов В.Н., Городничева Г.Н. Материалы для рабочих поверхностей транспортных желобов// Угольная промышленность СССР: Реф. на картах/ЦНИЭИ уголь. - 1987. - Вып. 6.
4. Искендеров И.М. Машины для разработки скальных грунтов и механизации вспомогательных работ: Обзорная инф./ЦБНТИ-М., 1971. - 454 с.
5. Искендеров И.М. Механизмы для разработки скальных грунтов. Усовершенствованный двухбаровый агрегат и машина для горизонтального бурения. - М.: Стройиздат, 1966. - 32 с.
6. Завертнев В.И. Повышение эффективности работы машин для бурения глубоких скважин на крутых и пологих пластах Донбаса: Обзор/ЦНИЭИ уголь. - М., 1986. - 18 с.

МЕТОДИКА РАСШИФРОВКИ ПОКАЗАНИЙ ПРИБОРОВ РП-2К

На кафедре горных машин и комплексов Кузбасского государственного технического университета разработаны малогабаритные устройства синхронной регистрации во времени параметров динамических воздействий на механизированную крепь со стороны труднообрушаемых кровель (РП-2К) в виде величин перемещения штока гидростойки и давления в ее поршневой полости.

Принцип действия этих приборов выполнен в соответствии с а.с.1661417 СССР [1] и заключается в синхронной записи на магнитную ленту двух частотных электрических сигналов, один из которых является эталонным и имеет фиксированную частоту, а другой модулирован по частоте в зависимости от давления рабочей жидкости в поршневой полости гидростойки. При этом для перемещения магнитной ленты относительно записывающей стереоголовки используется энергия перемещающейся кровли.

Устройство работает следующим образом. При внезапном обрушении в горной выработке кровли 1 (рис.1), последняя через кинематически соединенный с ней ролик 2 воздействует на ведущую катушку 3 запоминающего устройства 4, установленного на почве 7, и перемещает магнитную ленту 5 относительно записывающей магнитной стереоголовки 6, на которую постоянно подают два независимых между собой частотных электрических сигнала заданной формы. Один из этих сигналов вырабатывается генератором 8 и является неизменным по частоте (эталонным), а другой - вырабатывается генератором 10 и с помощью включенного в его цепь датчика реакции крепи 11 модулируется пропорционально величине реакции крепи 12. При этом угловая скорость вращения ведущей катушки при записи сигналов ω , и, следовательно, скорость протяжки магнитной ленты относительно стереоголовки задается как функция перемещения кровли 1 относительно почвы 7. Минимально возможная скорость протяжки магнитной ленты относительно стереоголовки V_{min} , при которой записываются эталонный и модулированный сигналы, определяется частотой этих сигналов и величиной магнитного зазора в стереоголовке. При этом частота сигналов f , вырабатываемых генераторами 8 и 10, задается такой, чтобы они записывались на магнитной ленте при скорости разгрузки гидростойки.

При медленном (плавном) опускании кровли (скорость протяжки магнитной ленты меньше V_{min}), вследствие многократного перемагничивания записывающей стереоголовкой магнитной ленты, на последней сигнал не записывается (рис. 2), что позволяет фиксировать только разгрузки крепи и динамические воздействия на неё со стороны кровли.

Расшифровку осциллограммы ведут по её длине на светочувствительной бумаге осциллографа, известной частоте эталонного сигнала, тари-

рованному графику изменения глубины модуляции второго сигнала от давления жидкости в поршневой полости гидростойки, с учётом скорости протяжки светочувствительной бумаги в осциллографе при выводе информации из запоминающего устройства (магнитной ленты) и передаточного отношения привода ведущей катушки при регистрации процесса.

Параметр перемещения кровли определяют из выражения

$$\Delta h = S_{осц} \cdot i \cdot \frac{V_m}{V_o}$$

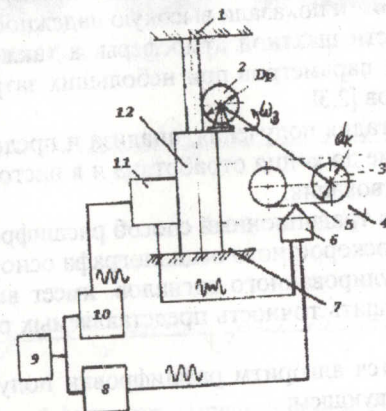


Рис. 1. Схема прибора РП-2К

где $S_{осц}$ - длина записи процесса на светочувствительной бумаге осциллографа;

V_o - скорость протяжки светочувствительной бумаги в осциллографе при расшифровке; V_m - скорость перемещения магнитной ленты относительно стереоголовки при воспроизведении; i - передаточное отношение привода от кровли к ведущей катушке.

Варируя при воспроизведении величинами V_m и V_o , можно получить осциллограмму, удобную для расшифровки.

Параметр времени процесса динамического воздействия на крепь определяют по длительности периода эталонного сигнала и количеству записанных сигналов при перемещении кровли на величину Δh .

Параметры скорости и ускорения перемещения кровли (штока гидростойки) при осадках кровли определяют дифференцированием полученной зависимости перемещений Δh от времени.

Параметр давления в поршневой полости гидростойки, по которому легко пересчитать реакцию крепи, определяется с помощью тарировочного графика по глубине модуляции незаталонного сигнала.

Разработанный способ позволяет с высокой достоверностью получить информацию о параметрах динамических воздействий на крепь горных выработок со стороны кровли и использовать для своей реализации простое устройство, работающее длительное время в ждущем режиме с автономным источником питания.

Вышеназванные приборы прошли успешные производственные испытания в различных условиях и показали высокую надежность работы в условиях высокой запыленности шахтной атмосферы, а также высокую достоверность регистрируемых параметров при небольших затратах на изготовление и проведение замеров [2,3].

Однако последняя стадия получения, анализа и представления интересующих результатов еще не до конца отработана и в настоящее время находится в стадии совершенствования.

Это вызвано тем, что традиционный способ расшифровки полученных записей с помощью высокоскоростного осциллографа основан на сравнении частот эталонного и модулированного сигналов, имеет высокую трудоемкость и не позволяет повышать точность представляемых результатов измерения.

Авторами предлагается алгоритм расшифровки полученных записей, который заключается в следующем:

- перезапись полученных стереосигналов на другой носитель информации с фильтрацией высокочастотных и низкочастотных составляющих, например, с помощью эквалайзера (рис. 2,3);
- преобразование в цифровой вид отфильтрованных записей с помощью аналого-цифрового преобразователя и ввод их в компьютер в формате RIFF (Resource Information File Format), например, посредством аудиокарты. Такие данные легко поддаются визуальному анализу специализированным программным обеспечением и хорошо приспособлены для дальнейшего преобразования;
- конвертирование результатов в ряд числовых значений;
- аппроксимация полученных значений кусочными функциями (рис. 4);
- вычисление значений периодов T эталонного и модулируемого сигналов;
- определение мгновенных значений давления в поршневой полости гидростойки Δt_k и Δt_i , используя соотношение периодов и тарировочные графики;
- определение мгновенных значений перемещения в точках Δt_k и Δt_i , скорости и ускорения штока по периоду эталонного сигнала.

Предлагаемый алгоритм позволяет автоматизировать процесс обработки экспериментальных данных с помощью средств вычислительной тех-

ники, что значительно снижает трудоемкость и повышает точность расшифровки полученных параметров динамических воздействий на крепь горных выработок.

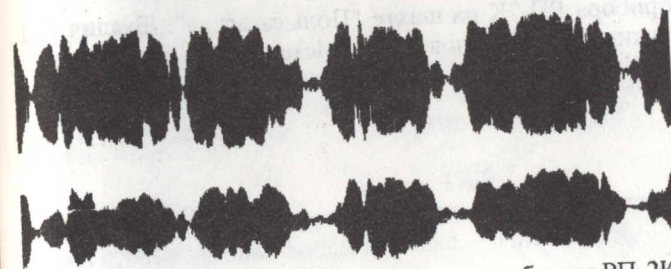


Рис. 2. Пример записанных параметров прибором РП-2К

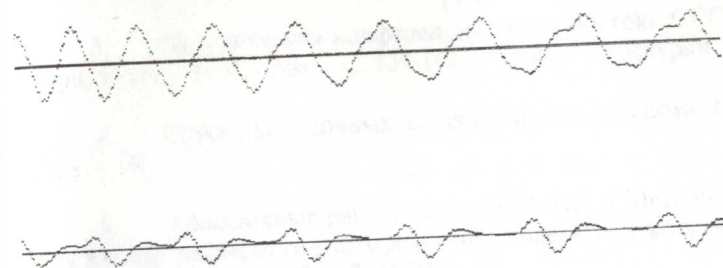


Рис. 3. Увеличенный фрагмент записи прибора РП-2К

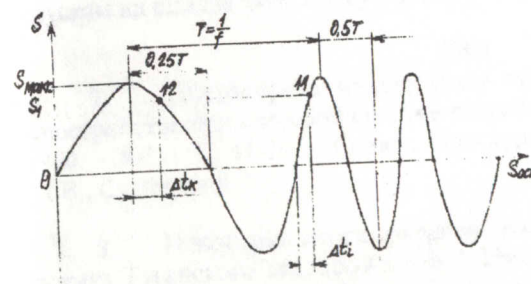


Рис. 4. Фрагмент записи после аппроксимации

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А.с.1661417 (СССР) Е21С39/00. Способ определения параметров резких осадков кровли в горной выработке и устройство для его осуществления/ Коршунов А.Н., Буялич Г.Д., Александров Б.А., Антонов Ю.А. и др. - Опубл. 07.07.91. - Бюл. №25

2. Александров Б.А., Буялич Г.Д. Результаты исследований динамического взаимодействия крепи "Пиома" с труднообрушаемой кровлей на шахте "Полысаевская" // Механизация горных работ: Сб. науч. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. - Кемерово, 1992. - С.5-8.

3. Испытания прибора РП-2К на шахте "Полысаевская". / Буялич Г.Д., Заплатин Е.Ф., Мазикин В.П., Ремезов А.В. // Механизация горных работ: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. гос. техн. ун-т. - Кемерово, 1996. - С.65-67.

ПЕЧАТНЫЕ РАБОТЫ ДОКТОРА ТЕХНИЧЕСКИХ НАУК, ПРОФЕССОРА Ю.А. РЫЖКОВА

Составитель: зав. сектором НТБ КузГТУ Кузичева Н.Е.

1955

1. Скоростная проходка штрека по пятициклическому графику. - М.: Углетехиздат, 1955. - 12с. - Соавт.: Бородин Л.Г.

1956

2. Разработка мощных крутопадающих пластов Кузбасса наклонными слоями в нисходящем порядке. - Томск, 1956. - 24с. - Соавт.: Курленя М.В.

1958

3. Методическая конференция вузов Востока СССР // Изв. вузов. Горн. журн. - 1958. - №6. - С. 139-142. - Соавт.: Проскурин В.В.

4. Спуск закладочных материалов по главному стволу. - Томск, 1958. - 13с.

5. Закладочные работы в курсе РМПИ // Методическая конференция кафедр разработки месторождений полезных ископаемых вузов Востока СССР. - Томск, 1959. - С. 93-94.

6. Транспортирование закладочных материалов по ступенчатым спускам на шахтах ФРГ // Науч. и техн. информ. - 1959. - №7. - С. 61-69.

1960

7. Лабораторные исследования перепуска пород в выработанном пространстве при щитовой системе разработки // Изв. вузов. Горн. журн. - 1960. - №2. - С. 11-14. - Соавт.: Проскурин В.В., Посохов Г.Е., Курленя М.В., Сурначев Б.А.

8. Некоторые итоги изучения сезонного промерзания грунта в условиях Туганского месторождения // Изв. Том. политехн. ин-та им. С.М. Кирова. - 1960. - Т.113. - Соавт.: Сурначев Б.А.

9. Об особенностях развития и достижениях угольной промышленности Китайской Народной Республики // Уголь. - 1960. - №12. - С. 54-55. - Соавт.: Стрельников Д.А., Алимов О.Д.

10. Пневматическая закладка на угольных шахтах ФРГ. - М.: Углетехиздат, 1960. - Соавт.: Летник Б.Х., Иорданский Д.И.

11. Предохранение грунта от сезонного промерзания в условиях Туганского месторождения // Изв. Том. политехн. ин-та им. С.М. Кирова. – 1960. – Т. 113. – С. 21-26. – Соавт.: Сурначев Б.А.

1961

12. Исследование угла естественного откоса пород, используемых в качестве закладочных материалов в Кузбассе // Вопросы горного давления. – 1961. – Вып. 6. – С. 45-52.

13. Исследование углов трения дробленых закладочных материалов Кузбасса // Вопросы горного давления. – 1961. – №7. – С. 35-42.

14. Результаты лабораторных исследований перепуска пород в выработанном пространстве при щитовой системе разработки // Вопросы горного давления: Материалы второго координац. совещ., 22-23 апр. 1960г. – Новосибирск, 1961. – С. 12-21. – Соавт.: Проскурин В.В., Посохов Г.Е., Курленя М.В., Сурначев Б.А.

1963

15. Исследование углов трения дробленых пород, используемых для закладки на шахтах Прокопьевского месторождения Кузбасса // Изв. Том. политехн. ин-та им. С.М. Кирова. – 1963. – Т. 123. – С. 163-169.

1964

16. К вопросу круглогодичной выемки песков Туганской россыпи // Комплексное использование Туганского цирконо-ильменитового месторождения: Тез. докл. – Томск, 1964. – С. 3-7. – Соавт.: Сурначев Б.А.

1965

17. Исследование возможности и целесообразности выемки предохранительных целиков с закладкой кусковыми материалами в условиях Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1965. – 28с.

18. Исследование возможности и целесообразности выемки предохранительных целиков с закладкой кусковыми материалами в условиях Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса: Дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 1965. – 194с.

19. К вопросу оценки формы кусков дробленых закладочных материалов // Горное дело. – М., 1965. – С. 56-63. – (Тр. / Кемер. горн. ин-т; Вып. VI).

20. К вопросу увеличения радиуса действия гидрозакладочных установок в Кузбассе // Горное дело. – М., 1965. – С. 64-68. – (Тр. / Кемер. горн. ин-т; Вып. VI).

1966

21. Выбор параметров и схем размещения зарядов ВВ для отбойки крепких трещиноватых руд // Труды II научной сессии вузов Западной Сибири. – Новосибирск, 1966. – С. 82-83. – (Межвуз. сб.; Вып. 5). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П.

22. Исследование необходимости и целесообразности выемки предохранительных целиков с закладкой в Кузбассе // Труды II научной сессии вузов Западной Сибири. – Новосибирск, 1966. – С. 81-82. – (Межвуз. сб.; Вып. 5).

23. Результаты наблюдений за усадкой закладочного массива при системе разработки угля столбами по восстанию // Вопросы горного давления. – 1966. – Вып. 24. – С. 105-112. – Соавт.: Посохов Г.Е., Шадрин А.Г.

1967

24. Исследование отбойки трещиноватых руд Салаирского полиметаллического месторождения // Вопросы горного дела: Материалы научн. – техн. конф., посвящ. 50-летию ВОСР. – Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

25. Исследование трещиноватости и искривления взрывных скважин при массовой отбойке руды в блоках // Вопросы горного дела: Материалы научн. – техн. конф., посвящ. 50-летию ВОСР. – Кемерово, 1967. – С. 77-78. – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

1968

26. О книге // Уголь. – 1968. – №7. – С. 74. – Рец. на кн.: Основы технологии разработки угля с применением гибких перекрытий / Дмитриев С.И., Запреев С.И., Сенько Л.С. и др. – М.: Недра, 1967. – 228с. – Соавт.: Посохов Г.Е., Кулаков Ю.Н.

1970

27. Анализ кусковатости руды при массовой отбойке скважинными зарядами в условиях Салаирского рудника // Горное дело. – М., 1970. – С. 37-46. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. VIII). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П.

28. Изучение трещиноватости горных пород с помощью бурскопа // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна. – Кемерово, 1970. – С. 171-182. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №22). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

29. Исследование структурных особенностей рудного массива // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1970. – С. 201-208. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Ч.2). – Соавт.: Чернов Т.П., Цехин М.К., Пауль В.И.

30. К вопросу выбора сетки расположения взрывных скважин на Салаирском руднике // Горное дело. – М., 1970. – С. 47-53. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. VIII). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П.

31. Методика определения оптимальных размеров прирельсовых полубункеров для закладочного материала // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна. – Кемерово, 1970. – С. 441-443. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №22). – Соавт.: Лебеяднцев М.В.

32. Некоторые результаты отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами в блоках по предложенным рекомендациям // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1970. – С. 213-215. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Ч.2). – Соавт.: Чернов Т.П., Цехин М.К., Пауль В.И.

33. О необходимости извлечения угля из предохранительных целиков в Кузбассе // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1970. – С. 10-17. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Ч.2). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

34. Оценка естественной трещиноватости нетронутого массива по буровым скважинам // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1970. – С. 130-133. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Ч.2). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

35. Совершенствование отбойки трещиноватых руд веерными скважинами на Салаирском руднике // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна. – Кемерово, 1970. – С. 182-205. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №22). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П.

36. Удельный расход ВВ при отбойке крепких трещиноватых руд // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1970. – С. 218-220. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Ч.2). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

37. Экономическая эффективность выемки угля из предохранительных целиков с гидравлической закладкой // Горное дело. – М., 1970. – С. 17-29. – (Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып.8).

38. Анализ опыта скоростных проходческих бригад в Кузбассе // Скоростная проходка горных выработок. – Кемерово, 1971. – Соавт.: Терехов А.М.

39. Оценка возможности применения систем разработки с закладкой выработанного пространства на Таштагольском руднике // Состояние и перспективы научно-технического прогресса на горнорудных предприятиях Сибири в новой пятилетке. – Новокузнецк, 1971. – Соавт.: Стружкин Н.И., Килин Г.Н., Храмцов В.Ф.

40. Выбор направления выемки предохранительных целиков на шахтах Прокопьевско-Киселевского месторождения // Разработка свиты крутых пластов. – Кемерово, 1972. – С. 115-122. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №39). – Соавт.: Петров А.И.

41. Исследование коэффициента фильтрации закладочных материалов из дробленых пород // Разработка свиты крутых пластов. – Кемерово, 1972. – С. 148-157. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №39). – Соавт.: Лебеяднцев М.В., Лесин Ю.В., Волков А.Н., Петров А.И.

42. Оценка гранулометрического состава отбитой руды при различных схемах оборудования на Салаирском руднике // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1972. – С. 159-164. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №40). – Соавт.: Цехин М.К., Чернов Т.П., Пауль В.И.

43. Перспективы применения гравитационной пневмозакладки на шахтах Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса // Разработка свиты крутых пластов. – Кемерово, 1972. – С. 37-41. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; №39). – Соавт.: Кожевин В.Г., Лебеяднцев М.В., Петров А.И.

44. Пути совершенствования камерных систем разработки с закладкой на рудниках Ленинградского комбината // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1972. – С. 171-181. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №40). – Соавт.: Рыков А.Т.

45. О параметрах и эффективности фильтрационных полос для улавливания мелких фракций в закладочном массиве // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1973. – С. 138-143. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №59). – Соавт.: Лесин Ю.В., Лебеяднцев М.В.

46. Особенности выемки предохранительных целиков [на шахтах Кузбасса] // Безопасность труда в пром-сти. – 1973. – №10. – С. 28-30.

47. Целесообразность использования флокулянтов для повышения эффективности закладочных и заилочных работ // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1973. – С. 143-149. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №59). – Соавт.: Лесин Ю.В.

1974

48. Варианты отработки тонких жил с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами // Вопросы горного дела: Сб. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; – Кемерово, 1974. – С. 238-242. – Соавт.: Вершинин П.М.

49. Вынос мелких фракций при гидравлическом способе закладки // Изв. вузов. Горн. журн. – 1974. – №4. – С. 3-7.

50. Компрессионно-фильтрационный прибор для испытания закладочных материалов // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1974. – С. 218-222. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 1). – Соавт.: Лесин Ю.В., Скрынник Л.С.

51. О выемке предохранительных целиков на Таштагольском руднике // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1974. – С. 108-118. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №68). – Соавт.: Стружкин Н.И.

52. О некоторых закономерностях фильтрации воды в гидрозакладочных массивах // Физико-техн. проблемы разраб. полезн. ископаемых. – 1974 №6. – С. 63-67. – Соавт.: Лесин Ю.В.

53. Управление плотностью закладочных массивов с использованием синтетических флокулянтов // Тез. докл. на Всесоюз. науч. конф. вузов СССР / по физике горн. пород и процессов. – М., 1974. – С. 262. – Соавт.: Лесин Ю.В.

54. Условия управления выносом мелких частиц из закладочного массива // Физико-техн. проблемы разраб. полезн. ископаемых. – 1974. – №4. – С. 137-139. – Соавт.: Гоголин В.А.

1975

55. Выбор систем разработки с закладкой для выемки крутопадающих месторождений с интенсивным горным давлением // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 174-181. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Стружкин Н.И.

56. Метод определения удельной поверхности кусковых закладочных материалов // Изв. вузов. Горн. журн. – 1975. – №11. – С. 11-16. – Соавт.: Орлов В.Н.

57. О раздельной выемке руд с закладкой в сложноструктурных месторождениях // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 159-167. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Рыков А.Т.

58. Подбор состава закладочных шихт // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 149-152. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Лесин Ю.В., Скрынник Л.С.

59. Подготовка мощных рудных залежей при выемке системами разработки с твердеющей закладкой // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 187-191. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Цехин М.К., Стружкин Н.И.

60. Применение флокулянтов для осветления воды и удерживания дисперсных частиц в закладочном массиве // Уголь. – 1975. – №9. – С. 27-31. – Соавт.: Кулаков Ю.Н.

61. Сравнительная экономическая оценка систем разработки этажного обрушения и камерной с закладкой при выемке сложноструктурных месторождений // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 168-173. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Рыков А.Т.

62. Структурная классификация закладочных массивов // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1975. – С. 170-186. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 2).

63. Типизация закладочных материалов // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1975. – С. 187-203. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 2).

64. Формирование зон фильтрации в закладочных массивах // Вопросы горного дела. – Кемерово, 1975. – С. 153-158. – (Сб. научн. ст. / Кузбас. политехн. ин-т; №77). – Соавт.: Лесин Ю.В.

1976

65. Исследование взаимодействия боковых пород с закладочным массивом и угольным пластом // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 103-111. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 3). – Соавт.: Гоголин В.А.

66. О влиянии компрессионных свойств закладочных материалов и структуры закладочных массивов на эффективность управления горным давлением // Вопросы горного дела. – 1976. – Вып. 33. – С. 3-10. – Соавт.: Гоголин В.А.

67. О влиянии несущей способности закладочного массива на его усадку и распределения опорного давления // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 93-102. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 3). – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А., Орлов В.Н.
68. О несущей способности закладочных массивов с композиционными структурами // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 85-92. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 3). – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.
69. О рациональном и комплексном использовании природных ресурсов Кузбасса // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 10-25. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 4). – Соавт.: Лукьянов П.Ф.
70. Применение флокулянтов для осветления гидрозакладочной воды // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело: Реф. Сб. / ЦНИЭИ уголь. – 1976. – №9. – С. 27-28. – Соавт.: Скрынник Л.С.
71. Применение электрических методов для замеров опорного давления на мощных крутых пластах с гидрозакладкой // Вопросы рудничной аэрологии. – Кемерово, 1976. – С. 216-221. – (Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. IV). – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.
72. Результаты натурных исследований несущей способности закладочных массивов // Вопросы горного давления. – 1976. – Вып. 33. – С. 16-18. – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.
73. Результаты шахтных испытаний опытно-промышленной установки для приготовления и дозировки растворов флокулянтов в закладочную пульпу // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 84-88. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 4). – Соавт.: Скрынник Л.С., Орлов В.Н.
74. Управление выносом мелких частиц при разработке крутых пластов с гидрозакладкой // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1976. – С. 79-84. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 3). – Соавт.: Лесин Ю.В., Гоголин В.А.
75. Экспериментальная оценка влияния несущей способности закладочных массивов на распределение опорного давления // Измерение напряжений в массиве горных пород. – Новосибирск, 1976. – Ч. 2. – С. 96-98. – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.

76. Эффективность применения полиэтиленimina для очистки шахтных вод // Методы синтеза и пути использования полиэтиленimina в народном хозяйстве. – М., 1976. – С. 154-166. – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А., Лесин Ю.В.
- 1977
77. Временное руководство по использованию синтетических флокулянтов для очистки воды и удержания мелких частиц в закладочном массиве при гидравлическом способе закладки: Утв. 6 сент. 1977г. – Прокопьевск, 1977. – 29с. – Соавт.: Лесин Ю.В., Скрынник Л.С., Орлов В.Н., Волков А.Н., Гоголин В.А.
 78. Использование полиэтиленimina при гидравлическом способе закладки выработанного пространства на шахтах // Исследование в области химии полиэтиленimina и его применения в промышленности. – М., 1977. – С. 4-9. – Соавт.: Скрынник Л.С., Орлов В.Н.
 79. Комбинированный способ отвалообразования // Добыча угля открытым способом: Научн.-техн. реф. Сб. / ЦНИЭИ уголь. – 1977. №9. – С. 9-11. – Соавт.: Лесин Ю.В., Рыбаков Б.Н., Невежин Ю.С.
 80. Нелинейная модель взаимодействия боковых пород с закладочным массивом и угольным пластом // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 1977. – №1. – С. 23-27. – Соавт.: Гоголин В.А.
 81. О переводе гидрозакладочных комплексов шахт Кузбасса на замкнутое водоснабжение // Проблемы разработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях: Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1977. – С. 90-99. – Соавт.: Волков А.Н., Лесин Ю.В., Орлов В.Н., Скрынник Л.С.
 82. О снижении выноса мелких частиц закладочного материала // Безопасность труда в пром-сти. – 1977. – №12. – С. 37-38. – Соавт.: Лесин Ю.В., Гоголин В.А.
 83. О профилировании закладочных массивов при механизированной выемке угля на крутых пластах // Вопросы горного давления. – 1977. – Вып. 35. – С. 47-51. – Соавт.: Волков А.Н.
 84. О профилировании закладочных массивов при разработке мощных крутых пластов // Уголь. – 1977. – №6. – С. 27-31. – Соавт.: Гоголин В.А.
 85. Осветление отработанной воды при гидравлической закладке на мощных крутых пластах // Материалы Всесоюз. семинара "Охрана ок-

ружающей природ. среды на предприятиях М-ва угол. пром-сти СССР" (апр. 1976г.). – М., 1977. – С. 86-87. – Соавт.: Лесин Ю.В., Скрынник Л.С.

86. Физико-химические методы осветления воды при гидравлическом способе закладки выработанного пространства // Всесоюз. науч. конф. вузов СССР с участием НИИ "Комплекс. исслед. физ. свойств горн. пород и процессов": Тез. докл. – М., 1977. – С. 139. – Соавт.: Скрынник Л.С., Орлов В.Н.

1978

87. Закономерности изменения несущей способности закладочных массивов от их плотности и строения // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1978. – С. 31-39. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 6). – Соавт.: Волков А.Н.

88. Замкнутое водоснабжение гидрозакладочных комплексов // Безопасность труда в пром-сти. – 1978. – №11. – С. 39-40. – Соавт.: Лесин Ю.В., Орлов Ю.В., Скрынник Л.С.

89. О влиянии геометрических параметров опорной поверхности горных машин на несущую способность и деформационные свойства закладочных массивов // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1978. – С. 40-53. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 6). – Соавт.: Волков А.Н.

90. Применение метода зондирования для оценки плотности сложения закладочных массивов // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1978. – С. 54-62. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 6). – Соавт.: Волков А.Н.

91. Структура и свойства закладочных массивов: Учеб. Пособие / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1978. – 104с. – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.

92. Тягово-сцепные характеристики выемочной машины на закладочном массиве // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1978. – С. 63-70. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 6). – Соавт.: Волков А.Н.

93. Формирование закладочных массивов из дробленых коренных пород Кузнецкой Свиты с повышенной несущей способностью при механизированной выемке угля по восстанию // Основные направления по развитию технологии и средств механизации и автоматизации закладочных работ на угольных шахтах по "Прокопьевскуголь". – М., 1978. – С. 71-73. – Соавт.: Волков А.Н.

1979

94. Актуальность и пути решения проблемы охраны окружающей среды и рационального использования природных ресурсов Кузбасса // Крат. Тез. I респ. Конф. "Проблемы охраны окружающей среды в р-нах с интенсивно развивающейся пром-стью". – Кемерово, 1979. – Соавт.: Тарасов Б.Г., Эльберт Э.И.

95. Безотходная технология процесса гидравлической закладки в угольных шахтах // Крат. Тез. I респ. Конф. "Проблемы охраны окружающей среды в р-нах с интенсивно развивающейся пром-стью". – Кемерово, 1979. – Соавт.: Скрынник Л.С.

96. Загрязнение шахтных вод при оборотном водоснабжении гидрозакладочных комплексов на шахтах Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1979. – С. 9-20. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 7). – Соавт.: Лукьянов П.Ф., Орлов В.Н.

97. Об устойчивости угольного и закладочного массивов // Горные удары, методы оценки и контроля удароопасности массивов горных пород. – Фрунзе, 1979. – С. 303-306. – Соавт.: Гоголин В.А.

98. Повышение экологической эффективности гидравлического способа закладки // Подземная разработка мощных угольных пластов. – Кемерово, 1979. – С. 30-39. – (Межвуз. сб. / Кузбас. политехн. ин-т; Вып. 7). – Соавт.: Орлов В.Н.

99. Рациональное использование и очистка шахтной воды угольных шахт с гидравлической закладкой выработанного пространства // Крат. Тез. I респ. Конф. "Проблемы охраны окружающей среды в р-нах с интенсивно развивающейся пром-стью". – Кемерово, 1979. – Соавт.: Орлов В.Н.

1980

100. Эффективность реализации комплексной региональной программы "Охрана природы индустриальных районов Сибири на примере Кузбасса" // Проблемы экологии и охраны природной среды Сибири. – Иркутск, 1980. – Ч. II. – Соавт.: Сафохин М.С., Эльберт Э.И., Ткачев А.Д., Каганов А.Л., Баранов Л.В., Казин Э.М., Рачковская М.М.

1981

101. Временное руководство по очистке промстоков разрезов Южного Кузбасса филтрованием в массивах из коренных пород вскрыши: Согласно 27 марта 1981г. – Кемерово, 1981. – 18с. – Соавт.: Лесин Ю.В., Гоголин В.А., Орлов В.Н.

102. Методическое руководство по возведению междугоризонтных изоляционных полос из твердеющей закладки при разработке мощных крутых пластов Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса / Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского. – М., 1981 – 16с. – Соавт.: Кузьмич А.С., Горбачев Д.Т., Устинов М.И., Егоров П.В., Гоголин В.А., Волков А.Н.

103. Направления работы Кузбасского политехнического института по созданию малоотходных технологических процессов горного производства // Человек и окружающая среда: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1981. – С. 57-60. – Соавт.: Орлов В.Н.

104. Некоторые аспекты охраны окружающей природной среды крупных промышленных регионов // Человек и окружающая среда: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1981. – С. 3-9. – Соавт.: Сафохин М.С., Эльберт Э.И.

105. О работе Кузбасского опорного пункта издательства "Недра" // Уголь. 1981. - №11. – С. 63. – Соавт.: Гимельштейн Л.Я.

106. Об упругом взаимодействии боковых пород с закладочным массивом и угольным пластам // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых. – 1981. - №2. – С. 78-82. – Соавт.: Гоголин В.А.

107. Оценка способа управления горным давлением полной закладкой выработанного пространства с учетом цикличности технологии // Тез. докл. VII Всесоюзн. Конф. по механике горн. пород, 29 сент. – 1 окт. 1981г., Днепропетровск. – М., 1981. – С. 28-29. – Соавт.: Гоголин В.А.

108. Очистка сточных вод на разрезах // Уголь. – 1981. - №1. – С. 34-35. – Соавт.: Есипов В.З., Навасардянец М.А.

1982

109. Математическая модель взаимодействия вмещающих пород с закладочным и угольным массивами с учетом цикличности выемки и закладки // Технология подземной разработки угольных пластов: Сб. науч. тр. / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1982. – С. 106-109. – Соавт.: Гоголин В.А.

110. Направления работы по созданию малоотходной технологии заиливания выработанного пространства // 2-я респ. Конф. "проблемы охраны окружающей среды в районах с интенсивно развивающейся пром-стью", 12-14 окт. 1982. – Ч.2. – С. 153-154. – Соавт.: Орлов В.Н., Бахаев А.В.

111. О проходимости самоходного забойного оборудования по закладочному массиву // Технология подземной разработки угольных пла-

стов: Сб. науч. тр. / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1982. – С. 161-167. – Соавт.: Волков А.Н.

112. Опыт использования отвалов в качестве фильтров для очистки карьерных вод // 2-я респ. Конф. "проблемы охраны окружающей среды в районах с интенсивно развивающейся пром-стью", 12-14 окт. 1982г.: Тез. докл. – Кемерово, 1982. – Ч.1. – С. 105-106. – Соавт.: Лесин Ю.В., Навасардянец М.А., Есипов В.З.

113. Рациональное использование и очистка воды при разработке угольных месторождений Кузбасса: Учеб. Пособие / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1982. – 80с. – Соавт.: Лесин Ю.В., Орлов В.Н., Скрынник Л.С.

1983

114. Временная методика по расчету основных параметров пневматической механизированной крепи для разработки мощных пластов крутого падения с закладкой выработанного пространства / ВПО "Кузбассуголь". – Кемерово, 1983. – Соавт.: Петров А.И., Егшин В.В., Егоров П.В., Аборнев В.А.

115. Комбинированная крепь горных выработок большого сечения // Крепление, поддержания и охрана горных выработок. – Новосибирск, 1983. – Соавт.: Егоров П.В., Писляков Б.Г.

116. Новые технологические схемы разработки угольных пластов Кузбасса. – Кемерово, 1983. – Соавт.: Лукьянов П.Ф.

117. Параметры механизированной пневматической крепи для разработки мощных пластов // Тез. докл. Всесоюзн. Конф. "Состояние и перспективы применения пневмат. Конструкций оболочек в горн. деле". – Днепропетровск, 1983. – Соавт.: Аборнев В.А.

118. Эффективность научно-исследовательских работ в Кузбасском политехническом институте // XXVI съезд КПСС об интеграции науки и производства и задачи методологических семинаров в решении данной проблемы современности. Кемерово, 1983. – Соавт.: Свистунова Т.Н.

1984

119. Прогноз проявлений горного давления при разработке пластов с закладкой // Совершенствование технологии подземной разработки угольных пластов: Сб. науч. тр. / Кузбас. политех. ин-т. – Кемерово, 1984. – С. 90-92. – Соавт.: Гоголин В.А.

120. Методические указания по очистке промышленных сточных вод угледобывающих предприятий от взвешенных веществ в фильтрах из скальных пород: Утв. 18 сент. 1985г. – Кемерово, 1985. – 44с. – Соавт.: Гоголин В.А., Лесин Ю.В., Есипов В.З., Навасардянц М.А., Джунько П.М.

121. Механика и технология формирования закладочных массивов. – М.: Недра, 1985. – 192с. – Соавт.: Волков А.Н., Гоголин В.А.

122. Проблемы управления качеством воздуха промышленного города // Человек и окружающая среда: Сб. науч. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1985. – С. 4-6. – Соавт.: Макаров Е.Я.

123. Профилактика и борьба с подземными пожарами при разработке средней мощности и мощных наклонных пластов длинными столбами по простиранию // Вопросы аэрологии, охраны труда и природы: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1985. – С. 71-77. – Соавт.: Орлов В.Н., Тихонов Г.С.

124. Разработка и промышленная проверка безотходных технологических процессов гидрозакладочных и заливочных работ на шахтах Кузбасса // Материалы Всесоюз. конф. "Развитие производ. Сил Сибири и задачи ускорения науч.-техн. прогресса". – Кемерово, 1985. – Соавт.: Орлов В.Н., Скрынник Л.С.

125. Использование эффекта осаждения взвеси крупнокусковых массивов при отвалообразовании и очистке карьерных вод // Тез. докл. IV Всесоюз. Конф. "Комплекс. исслед. физ. свойств горн. пород и процессов". – М., 1987. – Соавт.: Лесин Ю.В., Прокопенко С.А.

126. Методические указания по расчету газовыделения в очистные забои при разработке мощных крутых пластов Кузбасса с закладкой. – Кемерово, 1987. – Соавт.: Егоров П.В., Карасев А.В., Курзанцев О.С., Гоголин В.А.

127. Прикладное значение комплексного подхода в экологических исследованиях технологии // Проблемы социальной экологии в условиях научно-технической революции. – Новосибирск, 1987. – С. 70-78. – Соавт.: Раскин В.Г.

128. Разработка мощных крутых и наклонных пластов с закладкой технологии // Тез. докл. На I-м Всесоюз. семинаре "Проблемы разраб. полезн. Ископаемых в условиях высокогорья". – Фрунзе, 1987. – Соавт.: Лукьянов П.Ф., Аборнев В.А.

129. Геодинамическое и геомеханическое прогнозирование сдвижений горных пород // Междунар. Конгр. (7-й) по маркшейд. делу, Ленинград, 28 июня – 2 июля 1988г.: Сб. докл. – Л., 1988. – Сб. 13. – С. 66-71. – Соавт.: Батугина И.М., Работа Э.Н.

130. Физико-технические основы формирования закладочных массивов в угольных шахтах: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук. – Кемерово, 1988. – 36с.

131. Физико-технические основы формирования закладочных массивов в угольных шахтах: Дис. ... д-ра техн. наук. – Кемерово, 1988. – 387с.

132. Влияние усадки закладочных материалов на газообильность очистных забоев // Научно-технические проблемы развития шахт: Межвуз. сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1989. – С. 107-111. – Соавт.: Карасев А.В., Гоголин В.А.

133. Математическая модель компрессионного сжатия закладочных материалов // Изв. вузов. Горн. журн. – 1990. – №6. – С. 35-37. – Соавт.: Гоголин В.А.

134. Устойчивость целиков при запредельном деформировании // Всесоюз. науч.-техн. конф. "Теория и практика проектирования, стр-ва и эксплуатации высокопроизвод. подзем. рудников": Тез. докл. – М., 1990. – С. 100. – Соавт.: Гоголин В.А.

135. Физико-техническая оценка перспектив применения закладки выработанного пространства // Уголь 1990. – №10. – С. 9-10. – Соавт.: Гоголин В.А.

136. О влиянии антипирогенной обработки на процесс самонагревания угля // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых. – 1991. – №2. – С. 81-84. – Соавт.: Макаров Е.Я., Бонетский В.А.

137. Управление устойчивостью горных пород при выемке угля с закладкой // Научно-технические проблемы подземной разработки месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1991. – С. 121-125. – Соавт.: Гоголин В.А.

138. Управление устойчивостью горных пород при очистной выемке угля // Междунар. семинар по механике горн. пород. – Тайвань, Шандун, Китай. – 1991. – С. 12-15. – Соавт.: Гоголин В.А.

1992

139. Кандидатский экзамен нужен, но какой? // Бюл. ВАК. – 1992. – №3. – С. 31-32. – Соавт.: Раскин В.Г., Вылегжанин В.Н.

140. Моделирование структуры массивов из кусковых и зернистых материалов (плоская задача) // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых. – 1992. – №1. – С. 8-14. – Соавт.: Гоголин В.А., Карпенко Н.В.

141. Оценка прочности целиков в выработанном пространстве // Совершенствование технологических процессов при подземной разработке месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1992. – С. 10-15. – Соавт.: Пауль В.И., Гоголин В.А., Ермакова И.А.

1993

142. Управление физико-техническими и экологическими процессами в шахтах путем направленного формирования закладочных массивов // Актуальные проблемы горного производства в Кузбассе: Сб. ср. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1993. – С. 10-14.

1994

143. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: Справочник. М.: Недра, 1994. – 448с. – Соавт.: Штумпф Г.Г., Шаламанов В.А., Петров А.И.

144. Шахты Кузбасса: Справочник. – М.: Недра, 1994. – 352с. – Соавт.: Брагин В.Е., Егоров П.В., Бобер Е.А., Плесков П.М., Андрианов А.П., Кrasilников Б.В.

1995

145. Фильтры из скальных пород для очистки промышленных стоков горных предприятий // Кузбас. ведомости. – 1995. – №1. – С.9. – Соавт.: Лесин Ю.В.

1996

146. Влияние скорости подвигания очистных работ на инициирование выбросов угля и газа // Проблемы подземной разработки полезных ископаемых: Сб. науч. тр. / Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1996. – С. 38-40. – Соавт.: Гоголин В.А., Карасев А.В.

147. Моделирование структуры массивов из кусковых и зернистых материалов (пространственная задача) // Физико-техн. проблемы разраб. полез. ископаемых. – 1996. – №3. – С. 35-38. – Соавт.: Лесин Ю.В., Гоголин В.А., Карпенко Н.В.

148. Направление повышения эффективности разработки наклонных и крутых угольных пластов // Тез. докл. II междунар. конф. "Реформирование экономики региона: опыт, проблемы, перспективы". – Кемерово, 1996. – Ч.2. – С. 28-29. – Соавт.: Егшин В.В., Егоров П.В., Бонцкий В.А.

149. Прогнозирование геомеханических условий разработки месторождений Кузбасса на больших глубинах // Изв. вузов. Горн. журн. – 1996. – №2. – С. 8-14. – Соавт.: Штумпф Г.Г., Гоголин В.А.

150. Способ очистки воды на шахтах и разрезах // I Междунар. конф. "Проблемы создания эколог. чистых и ресурсосберегающих технологий добычи полез. ископаемых и перераб. отходов горн. пр-ва". – Тула, 1996. – С. 37-39. – Соавт.: Лесин Ю.В., Скрынник Л.С.

1997

151. Инженерно-геологическое и геомеханическое обоснование разработки угольных месторождений Ерунаковского района Кузбасса // Материалы III Междунар. конф., посвящ. 100-летию юбилею НГТУ. Новочеркасск, 1997. – С. 99-103. – Соавт.: Штумпф Г.Г., Сурков А.В.

152. Истечение сыпучих материалов с огибанием препятствий // Физико-техн. проблемы разраб. полезн. ископаемых. – 1997. – №4. – С. 26-32. – Соавт.: Ермакова И.А.

153. Новая технология разработки наклонных и крутых угольных пластов // Подземная разработка угольных и рудных месторождений: Сб. науч. тр. / Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1997. – С. 25-26. – Соавт.: Бонцкий В.А., Егоров П.В.

154. Параметры потоков, огибающих целики, при выпуске руды из блоков // Вестн. РАЕН. Зап. – Сиб. отд-ние. – 1997. – Вып. 1(1). – С. 29-34. – Соавт.: Ермакова И.А.

155. Рациональные способы подготовки и отработки пластов подземным способом в Ерунаковском районе Кузбасса // Природ. и интеллектуал. ресурсы Сибири: Тез. докл. Междунар. науч. – практ. конф., 11-14 нояб. 1997г. – Кемерово, 1997. – Ч.1. – С. 38-40. – Соавт.: Штумпф Г.Г.

1998

156. Обоснование условий и некоторые научно-технические задачи разработки угольных месторождений Ерунаковского района Кузбасса // Вестн. Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1998. – №2. – С. 47-50. – Соавт.: Штумпф Г.Г., Сурков А.В.

157. Причины низкой эффективности разработки наклонных и крутых пластов Кузбасса // Уголь. – 1998. – №3. – С. 26-28. – Соавт.: Егошин В.В., Егоров П.В., Бонецкий В.А.

АВТОРСКИЕ СВИДЕТЕЛЬСТВА И ПАТЕНТЫ

1. Авторское свидетельство 589404 (СССР) E21 C 41/04. Способ разработки крутых и наклонных пластов полезных ископаемых / В.Е. Ануфриев, Ю.А. Рыжков, В.И. Штеле. – 2 с.
2. Авторское свидетельство 653396 (СССР) E21 D 5/00. Временная пневматическая крепь / Ю.А. Рыжков, В.Е. Ануфриев. – 4 с.
3. Авторское свидетельство 667671 (СССР) E21 C 41/02. Способ отвалобразования вскрышных пород / Ю.А. Рыжков, Ю.В. Лесин, Б.Н. Рыбаков. – 2 с.
4. Авторское свидетельство 785491 (СССР) E21 C 41/04. Способ отработки крутых и наклонных угольных пластов / В.Е. Ануфриев, Ю.А. Рыжков. – 2 с.
5. Авторское свидетельство 787685 (СССР) E21 F 15/00. Способ закладки выработанного пространства / Ю.А. Рыжков. – 3 с.
6. Авторское свидетельство 840387 (СССР) E21 D 23/00. Устройство для крепления камер / В.Е. Ануфриев, Ю.А. Рыжков (СССР). – 4 с.
7. Авторское свидетельство 883485 (СССР) E21 D 23/04. Секция механизированной крепи / Н.Ф. Денискин, В.А. Аборнев, Ю.А. Рыжков. – 4 с.
8. Авторское свидетельство 899957 (СССР) E21 C 41/04. Способ разработки мощных крутых и наклонных угольных пластов / Ю.А. Рыжков, П.Ф. Лукьянов, В.А. Аборнев. – 3 с.
9. Авторское свидетельство 994734 (СССР) E21 C 41/04. Способ разработки средней мощности и мощных наклонных угольных пластов / Ю.А. Рыжков, Г.С. Тихонов, В.Н. Орлов. – 3 с.
10. Авторское свидетельство 1028845 (СССР) E21 C 41/04. Способ разработки мощных крутых угольных пластов / П.Ф. Лукьянов, В.В. Кожевин, Ю.А. Рыжков и др. – 2 с.
11. Авторское свидетельство 1223958 (СССР) B 01 D 23/10. Способ изготовления фильтра для очистки воды / Ю.А. Рыжков, Ю.В. Лесин, Б.К. Кретов и др. – 4 с.
12. Авторское свидетельство 1298387 (СССР) E21 D 11/14. Рамная крепь / П.В. Егоров, В.П. Жеваго, Ю.А. Рыжков и др. – 4 с.
13. Авторское свидетельство 1452993 (СССР) E21 C 41/04. Способ разработки мощных крутых и наклонных угольных пластов подэтажами в двухкрылом выемочном поле / П.В. Егоров, В.П. Жеваго, Ю.А. Рыжков и др. – 3 с.
14. Авторское свидетельство 1671871 (СССР) E21 D 11/00. Способ охраны подготовительной выработки при разработке мощного пласта / П.В. Егоров, С.С. Квон, Ю.А. Рыжков и др. – 3 с.

15. Авторское свидетельство 1700240 (СССР) E21 C 41/18. Способ разработки пологих пластов полезных ископаемых / В.Д. Ялевский, М.П. Попков, Ю.А. Рыжков и др. – 2 с.
16. Авторское свидетельство 1717784 (СССР) E21 B 10/24. Крепевоподводящее устройство проходческого комбайна / П.В. Егоров, В.П. Жеваго, Ю.А. Рыжков и др. – 5 с.
17. Патент РФ №2096618 E21 C 41/04. Буротрековый способ подземной разработки угольных пластов / Егошин В.В., Егоров П.В., Бонецкий В.А., Рыжков Ю.А., Красильников Б.В. – Оpubл. Бюлл. №32, 20.11.97.
18. Патент РФ №1728488 E21 C 41/04. Способ разработки угольных пластов / Рыжков Ю.А., Лукьянов П.Ф., Кретов Б.К. – Оpubл. Бюлл. №18, 27.06.98.

ИМЕННОЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Аборнев В.А. – 114, 17, 129.
 Алимов О.Д. – 9.
 Андрианов А.П. – 145.
 Баранов Л.В. – 100.
 Батугина И.М. – 130.
 Бахаев А.В. – 110.
 Бобер Е.А. – 145.
 Бонецкий В.А. – 137, 149, 154, 158.
 Бородин Л.Г. – 1.
 Брагин В.Е. – 145.
 Вершинин П.М. – 48.
 Волков А.Н. – 41, 67, 68, 71, 72, 75, 76, 77, 81, 83, 87, 89, 90, 91, 92, 93, 102, 111, 121.
 Вылегжанин В.Н. – 140.
 Гимельштейн Л.Я. – 105.
 Гоголин В.А. – 54, 65, 66, 67, 68, 71, 72, 74, 75, 76, 77, 80, 82, 84, 91, 97, 101, 102, 106, 107, 109, 119, 120, 121, 127, 133, 134, 135, 136, 138, 139, 141, 142, 147, 148, 150.
 Горбачев Д.Т. – 102.
 Джунько П.М. – 120.
 Егоров П.В. – 102, 114, 115, 127, 145, 149, 154, 158.
 Егошин В.В. – 114, 149, 158.
 Ермакова И.А. – 142, 153, 155.
 Есипов В.З. – 108, 112, 120.
 Иорданский Д.И. – 10.
 Каганов А.Л. – 100.
 Казин Э.М. – 100.
 Карасев А.В. – 127, 133, 147.
 Карпенко Н.В. – 141, 148.
 Килин Г.Н. – 39.

Кожевин В.Г. – 43.	
Красильников Б.В. – 145.	
Кузьмич А.С. – 102.	
Кулаков Ю.Н. – 26, 60.	
Курзанцев О.С. – 127.	
Курленя М.В. – 2, 7, 14.	
Лебедянецв М.В. – 31, 41, 43, 45.	
Лесин Ю.В. – 41, 45, 47, 50, 52, 53, 58, 64, 74, 76, 77, 79, 81, 82, 85, 88, 101, 112, 113, 120, 126, 146, 148, 151.	
Летник Б.Х. – 10.	
Лукьянов П.Ф. – 69, 96, 116, 129.	
Макаров Е.Я. – 123, 137.	
Навасардянц М.А. – 108, 112, 120.	
Невежин Ю.С. – 79.	
Орлов В.Н. – 56, 67, 73, 77, 78, 81, 86, 88, 96, 98, 99, 101, 103, 110, 113, 124, 125.	
Пауль В.И. – 24, 25, 28, 29, 32, 34, 36, 42, 142.	
Петров А.И. – 40, 41, 43, 114, 144.	
Писляков Б.Г. – 115.	
Плесков П.М. – 145.	
Посохов Г.Е. – 7, 14, 23, 26.	
Прокопенко С.А. – 126.	
Проскурин В.В. – 3, 7, 14.	
Работа Э.Н. – 130.	
Раскин В.Г. – 128, 140.	
Рачковская М.М. – 100.	
Рыбаков А.Т. – 79.	
Сафохин М.С. – 100, 104.	
Свистунова Т.Н. – 118.	
Скрынник Л.С. – 50, 58, 70, 73, 77, 78, 81, 85, 86, 88, 95, 113, 125, 151.	
Стрельников Д.А. – 9.	
Стружкин Н.И. – 39, 51, 55, 59.	
Сурков А.В. – 152, 157.	
Сурначев Б.А. – 8, 11, 14, 16.	
Тарасов Б.Г. – 94.	
Терехов А.М. – 38.	
Тихонов Г.С. – 124.	
Ткачев А.Д. – 100.	
Устинов М.И. – 102.	
Храмцов В.Ф. – 39.	
Цехин М.К. – 21, 24, 25, 27, 28, 29, 30, 32, 34, 35, 36, 42, 59.	
Чернов Т.П. – 21, 24, 25, 27, 28, 29, 30, 32, 34, 35, 36, 42.	
Шадрин А.Г. – 23.	
Шаламанов В.А. – 144.	
Штумпф Г.Г. – 144, 150, 152, 156, 157.	
Эльберт Э.И. – 94, 100.	

Курехин В. В., Егоров П. В. Опытный педагог, талантливый ученый, замечательный человек!	3
Штумпф Г. Г., Егоров П. В. Повышение уровня подготовки и профессионального мастерства специалистов угольных шахт	5
Вылегжанин В. Н. Особенности и новые аспекты определения производственной мощности угольной шахты	11
Егошин В. В. Новые крепи для подготовительных выработок	19
Калинин С. И., Егоров П. В., Ренев А.А., Василенко Н.К., Шундулиди Н. К. Выбор рациональных режимов отработки пологих удароопасных угольных пластов	29
Шевелев Ю. А., Склад Н. К., Матвеев И. Ф. Комплексное обоснование параметров и реализация прогрессивных технологий эффективной и безопасной отработки запасов Таштагольского железорудного месторождения	33
Рыжков Ю. А., Ермакова И. А. Исследование закономерностей деления потока и использование разделителей при выпуске руды	42
Рыжков Ю. А., Гоголин В. А. Запредельное деформирование пород в задачах горной геомеханики	53
Рыжков Ю. А., Лесин Ю. В., Тюленев М. А. Фильтрационная очистка сточных вод на разрезах	56
Хямяляйнен В. А. Особенности формирования тампонажных завес через ориентированные щели флюидоразрыва	60
Простов С. М. Геоэлектрический контроль механических процессов в зонах неоднородности рудных массивов	70
Шадрин А. В., Рудаков В. А., Ковалев В. А., Славников В. Д. Установление параметров противовыбросной гидрообработки угольных пластов на гидрошахтах Кузбасса	74
Колмаков В. А., Колмаков В. В. Перспективы развития теории, методов и средств борьбы с газом в шахтах	81
Стекольников Г.Г., Субботин А.И., Сурков А.В., Лаврик В.Г. Исследование всасывающего способа проветривания газообильной подготовительной выработки	84
Иванов В. В., Филимонов К. А. Закономерность формирования трещиновато - блочной среды при управлении кровлей полным обрушением на пологих угольных пластах	92
Колмаков В. В. Радиоволновая диагностика нарушенности массива горных пород при подземной добыче угля	96
Говор А.Н., Чубриков А.В., Бегеза Н.С. Совершенствование технологии анкерного крепления пластовых выработок угольных шахт	103
Гоголин В. А., Карасев А. В., Карасев В. А. Взаимодействие крепи восстающих горных выработок с массивом горных пород в зоне влияния очистных работ	109
Игнатов Е. В. Способ крепления горных выработок	114

Маметьев Л. Е., Ананьев А. Н. Выбор направления повышения эффективности работы шнекового бурового става
 Буялич Г. Д., Александров Б. А., Заплатин Е. Ф. Методика расшифровки показаний приборов РП - 2К
 Кузичева Н.Е. ПЕЧАТНЫЕ РАБОТЫ ДОКТОРА ТЕХНИЧЕСКИХ НАУК, ПРОФЕССОРА Ю. А. РЫЖКОВА
 АВТОРСКИЕ СВИДЕТЕЛЬСТВА И ПАТЕНТЫ ДОКТОРА ТЕХНИЧЕСКИХ НАУК, ПРОФЕССОРА Ю. А. РЫЖКОВА
 ИМЕННОЙ УКАЗАТЕЛЬ

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

Лицензия ЛР № 020313.

Подписано в печать 25.02.99

Формат 60×84/16. Бумага офсетная. Печать офсетная.

Уч. изд. л. 9,25. Тираж 100 экз. Заказ 142

Кузбасский государственный технический университет.

650026, Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Типография Кузбасского государственного технического университета.

650026, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а.