© А.Н. Воробьёв, С.Н. Прутков, 2006

УДК 622.272

А.Н. Воробьёв, С.Н. Прутков

МЕТОД РАСЧЁТА ПРОЛЁТА КАМЕР, БАРЬЕРНЫХ И МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ АРОЧНЫХ СИСТЕМ

Семинар № 15

Существующие практические методы расчета целиков основываются на представлении породного массива либо в виде сыпучей несвязной среды, когда давление на целик определяется полным весом столба пород (гидростатический закон), либо в виде жестко-пластической среды с образованием над выработанным пространством свода давления, когда нагрузка на междукамерные целики определяется весом пород в подсводовой части массива.

Из известных методов расчета можно выделить метод Турнера - Шевякова и метод С.В. Ветрова. Данные методы применяются при расчете барьерных и междукамерных целиков при пологом и наклонном падении залежи.

Первый метод используется при отношении глубины залегания рудного тела “H” к ширине выработанного пространства “L” более или равным 0,7-0,8. Этот метод предполагает одинаковую работу всех междукамерных целиков, воспринимающих нагрузку от столба пород шириной в пролет камеры плюс ширину самого целика. Ширина междукамерных целиков “b”определяется весом столба пород, приходящейся на целик, и разностью между расчетной прочностью целика на сжатие “Rц”и давлением от веса столба пород. Расчетные формулы дают явно завышенные результаты, так как предполагается, что породный массив сам себя нести не может, а все прочностные характеристики пород равны нулю. Возможность использования гипотезы свода для расчета целиков при разработке рудных месторождений подтверждается работами многих ученых (М.М. Протодьяконова, П.И. Городецкого, С.В. Ветрова и др.). Опытами на моделях из эквивалентных материалов (ЛГИ, ВНИМИ) установлено, что расчеты целиков на основании гипотезы свода можно производить в том случае, когда пролет подработки пород не превышает (0,7-0,8)*H. Свод принимается параболический, как наиболее устойчивый при равномерном вертикальном давлении пород. Высота свода может определяться по гипотезе М.М. Протодьяконова либо на основе результатов моделирования проф. А.А. Борисова приниматься (0,21-0,3)*L. Одним из авторов настоящих исследований теоретически установлено, что наиболее устойчивый свод при равномерной вертикальной нагрузке будет при высоте, равной 0,25 его пролета. Междукамерные целики рассчитываются на вес пород в подсводовой части. При этом ширину целиков можно выбирать по наиболее неблагоприятным условиям работы целика в средней части панели либо нагрузку на отдельный целик определять как вес пород в подсводовой части, деленный на количество междукамер-

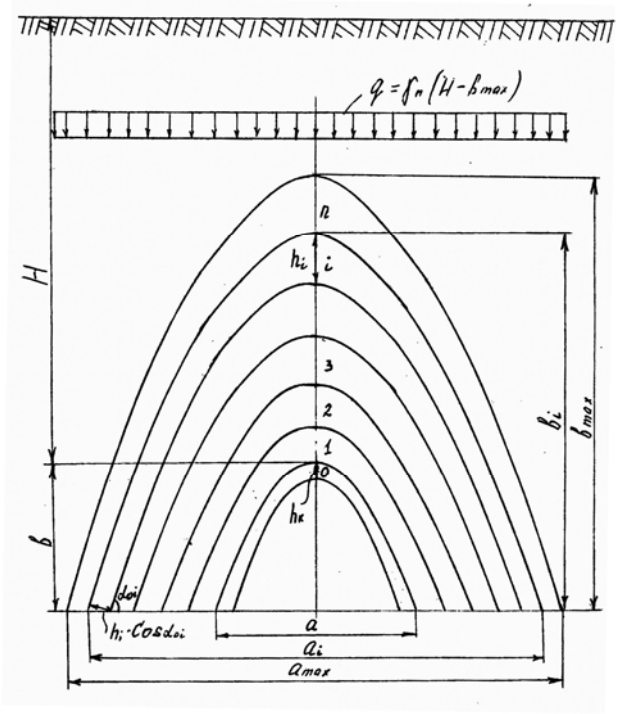


Рис. 1. Расчётная схема породного массива и крепи горной выработки на основе теории арочных систем

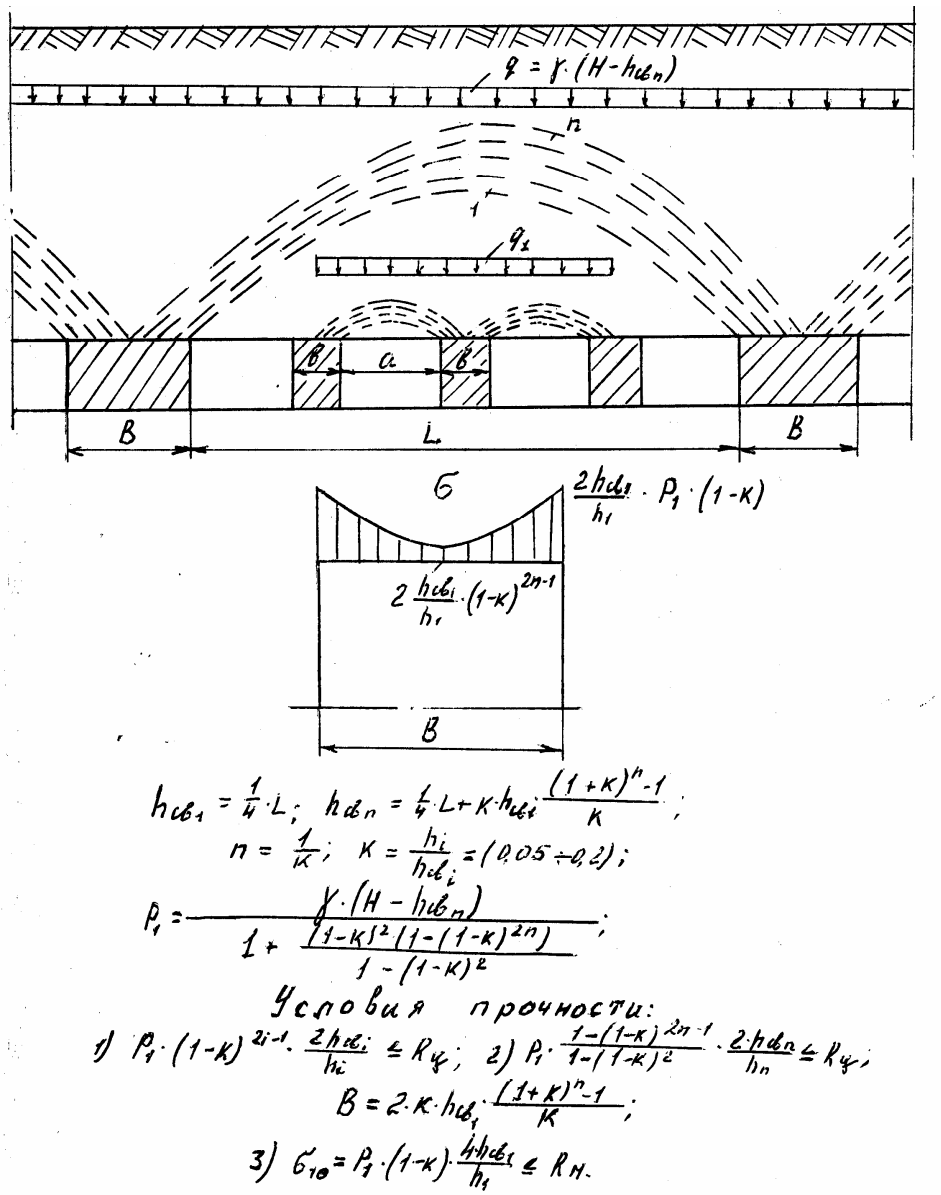
ных целиков в панели, т.е. выполняя расчет по разрушающей нагрузке. И в том и в другом случае ширина междукамерных целиков получается символической, поэтому практически ее принимают из производственного опыта для аналогичных условий.

Ширина барьерных целиков рассчитывается на полный вес столба пород панели за вычетом веса пород в подсводовой части. Данный параметр получается явно завышенным из-за неучёта работы породного массива по восприятию собственного веса.

В рассмотренных методах расчета не учитывается совместная работа целиков и массива пород над ними, что приводит к явно завышенным или заниженным результатам расчета. Кроме этого, в расчетах предполагается равномерное распределение напряжений по всей площади сечения целика, что не отражает реальной картины распределения напряжений с их увеличением к краям целиков.

Определение пролета камеры на основании гипотезы свода имеет те же недостатки, т.е. не учитывается совместная работа целиков и массива пород над камерами, а также в расчете не участвует глубина залегания рудного тела. В связи с этим расчетная величина пролетов камер по существующим методам является недостаточно обоснованной, так как она определяется отдельно от расчета целиков, а породный массив над сводом естественного равновесия считается устойчивым, что не является очевидным и требует доказательства.

В докторской диссертации одного из авторов данной статьи [1] разработана теория напряженно-деформированного состояния породного массива и крепи горной выработки на основе теории арочных систем. Породный массив представляется в виде системы взаимодействующих между собой рациональных арочных элементов параболического либо эллиптического очертания. Расчетная схема породного массива и крепи горной выработки при упругой постановке задачи показана на рис. 1.



$$h_{цб_1} = \frac{1}{4} \cdot L; \quad h_{цб_n} = \frac{1}{4} \cdot L + K \cdot h_{цб_i} \frac{(1+K)^n - 1}{K};$$

$$n = \frac{1}{K}; \quad K = \frac{h_i}{h_{цб_i}} = (0{,}05 \div 0{,}2);$$

$$P_1 = \frac{\gamma \cdot (H - h_{цб_n})}{1 + \frac{(1-K)^2 (1-(1-K)^{2n})}{1-(1-K)^2}};$$

Условия прочности:

$$1)\ P_1 \cdot (1-K)^{2i-1} \cdot \frac{2 h_{цб_i}}{h_i} \le R_ч; \quad 2)\ P_1 \cdot \frac{1-(1-K)^{2n-1}}{1-(1-K)^2} \cdot \frac{2 \cdot h_{цб_n}}{h_n} \le R_ч;$$

$$B = 2 \cdot K \cdot h_{цб_1} \cdot \frac{(1+K)^n - 1}{K};$$

$$3)\ \sigma_{то} = P_1 \cdot (1-K) \cdot \frac{4 h_{цб_1}}{h_1} \le R_н.$$

Рис. 2. Расчётная схема барьерных и междукамерных целиков на основе теории арочных систем

Напряжённо-деформированное состояние массива определяется из рекуррентного уравнения совместности деформаций рациональных элементов и физических уравнений упругости либо пластичности.

В настоящей статье результаты этих исследований перенесены на расчет целиков и определения устойчивых пролетов камер. На рис. 2 изображена расчетная схема барьерных и междукамерных

целиков, кровли панели и камер, а также полученная эпюра давления на целики.

При расчёте целиков рассматриваются соответствующие системы рациональных элементов, воспринимающие нагрузку от собственного веса и веса вышележащих пород. Давление на целики определяется в виде реакций опор от систем несущих арочных элементов. При этом данное давление (напряжение на контакте породного массива и целиков) получается неравномерным с уменьшением к центральной части целика, так как нижний свод является наиболее напряженным и устойчивость системы определяется устойчивостью нижнего элемента.

Ширина целиков равна удвоенной наименьшей толщине системы сводов, воспринимающей нагрузку от веса вышележащих пород. При этом барьерные целики рассчитываются на реакции опор системы сводов над отработанным пространством, а междукамерные целики на реакции опор системы сводов над камерами (рис. 2). Расчетные формулы одинаковые. Разработаны методы расчета по допускаемым напряжениям и разрушающей нагрузке.

Расчётные напряжения выражены через контактное давление на первый рациональный породный элемент. Это давление получено в докторской диссертации [1] и равно

$$P_1 = \frac{\gamma \cdot (H - h_n)}{1 + \frac{(1-k)^2 \cdot (1-(1-k)^{2 \cdot n})}{1-(1-k)^2}}, \qquad (1)$$

где γ - объёмный вес вмещающих пород; H - глубина залегания месторождения; h_n - высота последнего n-го рабочего породного элемента; k - коэффициент толщины рациональных элементов, являющейся отношением высоты рационального элемента к его толщине. С учётом того, что рациональные элементы приняты тонкими при использовании аппарата строительной механики стержневых систем, значение k может быть заключено в диапозоне 0,05 - 0,2.

Расчёт по допускаемым напряжениям производится для первого породного элемента, как наиболее загруженного. При этом опасными являются нормальные напряжения в пятах свода, так как данный свод является рациональным, т.е. Миз = 0 во всех сечениях. Условие прочности по допускаемым напряжениям запишется в следующем виде

$$P_1 \cdot (1-k) \cdot \frac{2}{k} \le Rz, \qquad (2)$$

где Rz - предел прочности целика на сжатие со всеми понижающими коэффициентами.

Данное условие прочности даёт завышенный результат из-за того, что считается, что разрушение целиков начинается с достижения реакции опоры первого рационального элемента на целик его предела прочности на сжатие, тогда как остальные участки целика не догружены.

Более правильный и близкий к практическому опыту результат вычисления получается при проверке прочности на разрушающую нагрузку. В этом случае считается, что все участки целика находятся в предельном состоянии, а разрушающей нагрузкой является равнодействующая всех реакций опор рациональных элементов, равная площади эпюры нагрузки по рис. 2. Условие прочности целиков по разрушающей нагрузке имеет следующий вид:

$$P_1 \cdot \frac{2}{k} \cdot \frac{(1-k) \cdot (1-(1-k)^{2n})}{(1-(1-k)^2) \cdot n} \le Rz. \qquad (3)$$

В формуле (3) n-принятое количество рациональных элементов, n<=1/k. Количество рациональных элементов выбираем из условия их прочности на действующее горное давление, при этом их число должно быть минимальным для

наименьшей ширины барьерных целиков. Ширина барьерных целиков равна сумме толщин рациональных элементов на уровне опоры на целики. Эта величина равна толщине рациональных элементов в замковых сечениях и определяется формулой

$$B = \frac{1}{2} \cdot L \cdot ((1 + k)^n - 1). \qquad (4)$$

Как видно из формулы (4), ширина барьерных целиков определяется шириной выработанного пространства L и принятым из условий прочности (2) и (3) количеством рациональных элементов.

Отличие настоящего подхода от известных (при расчете на полный вес столба пород - метод Турнера-Шевя-кова, или от нагрузки в виде веса пород под сводом обрушения) состоит в большем приближении расчётной схемы и математической модели к натуре, когда породы в пролётах камер работают в виде арочных распорных конструкций, а целики воспринимают реакции опор от этих систем сводов.

Что касается расчёта пролётов камер, то они определяются из условия прочности систем рациональных несущих элементов. При этом пролетом камер, как правило, задаёмся из технологических условий, рассчитываем целики, определяя количество несущих арочных элементов, опирающихся на них, после чего определяем устойчивость системы рациональных элементов, необходимость крепления и тип крепи кровли камер.

Условие прочности системы рациональных элементов эквивалентно прочности первого элемента, так как он является наиболее нагруженным. Это условие можно записать таким образом:

$$\sigma_{1\theta} = P_1 \cdot (1 - k) \cdot \frac{4}{k} \le R_m, \qquad (5)$$

где $\sigma_{1\theta}$ - нормальное тангенциальное напряжение в пятовых сечениях первого рационального элемента; Rm-предел прочности вмещающих пород на сжатие с учётом ослабляющих коэффициентов.

Что касается расчёта междукамерных целиков и пролётов камер, то для них справедливы формулы (1)-(5). Отличие состоит в высоте первого рационального элемента, равной 1/4 от пролёта камеры “а”.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Воробьёв А.Н.* Обоснование и разработка методов расчёта и совершенствования конструкций крепей горных выработок на основе теорий арочных систем и тонких оболочек. Дисс. докт. техн. наук. М., МГГУ, 1993.

Коротко об авторах

Воробьёв А.Н. – профессор, доктор технических наук,
Прутков С.Н. – аспирант,
Московский государственный горный университет.

© В.В. Агафонов, 2006

УДК 622.271.4

В.В. Агафонов

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ В ОБЛАСТИ ВСКРЫТИЯ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ ПРИ НОВОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ С ОЦЕНКОЙ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ

Семинар № 15

Нормальная эксплуатация шахт за срок их существования возможна только при наличии в любой временной период необходимого объема промышленных запасов угля. В соответствии с действующими нормативными документами различают три, основные категории промышленных запасов в зависимости от степени их освоения: вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

К вскрытым относится часть промышленных запасов угля, которая вскрыта капитальными горными выработками и для отработки которой не требуется проведения дополнительной топологической сети выработок различного функционального назначения. К капитальным горным выработкам относятся стволы (вертикальные, наклонные, слепые), штольни, капитальные и погоризонтные квершлаги и гезенки. В случае наклонного залегания угольных пластов запасы угля в пределах шахтных и выемочных полей вскрываются и отрабатываются отдельными частями - горизонтами.

При строительстве новой шахты и моменту пуска ее в эксплуатацию к вскрытым относятся запасы, которые оконтурены:

- по простиранию - техническими границами шахты или крупными геологическими нарушениями,

по падению — горизонтом околоствольного двора стволов главной пром.площадки, штольни, главного капитального или погоризонтного квериигагов,

- по восстанию - границей горного отвода или техническими границами шахты (крупными геологическими нарушениями).

В последующие периоды работы шахты запасы последовательно вскрываются на новых, нижележащих горизонтах путем проходки новых илиуглубки действующих стволов, проведения погоризонтных квершлагов и гезенков. При этом воспроизводство вскрытых запасов угля на действующей шахте путем проведения дополнительных вскрывающих выработок осуществляется за счет капитальных вложений по специальным проектам в соответствии с перспективными планами развития горных работ, как правило, в рамках работ по строительству нового горизонта. Эти работы, требующие капитальных затрат от 10 до 100 млн руб. в дореформенных ценах относятся к одной из форм реконструкции и выполняются с периодичностью в 10-20 лет.

Для вскрытия шахтных полей в классическом варианте в сочетании с вертикальными (наклонными) стволами или штольнями используются капитальные или погоризонтные квершлаги. При этом в случае использования капиталь-

ного квершлага обычно говорят об одногоризонтном вскрытии, наиболее распространенным в Кузнецком и Карагандинском бассейнах. При применении данного способа вскрытия шахтное поле отрабатывается без деления на части (горизонты) по падению. Главный ствол проходится до уровня подъемного горизонта и далее не углубляется, - при этом капитальный квершлаг, проводимый на уровне подъемного горизонта, эксплуатируется в течении всего срока службы шахты. Воспроизводство вскрытых запасов угля осуществляется в этот период лишь путем проведения капитального квершлага на длину, необходимую для вскрытия очередного пласта или группы пластов.

Одногоризонтное вскрытие шахтных полей является наиболее эффективным с точки прения эффективности показателей воспроизводства запасов, однако область его применения ограничена шахтами небольшой производственной мощности при отработке достаточно угленасыщенных месторождений. Во всех других случаях разработка наклонных угольных пластов возможна только при многогоризонтном вскрытии шахтных полей с последующей отработкой на нескольких горизонтах.

При многогоризонтном вскрытии в период строительства шахты главный и вспомогательнй стволы проходят до уровня первого подъемного горизонта, затем погоризонтными квершлагами вскрываются пласты, предназначенные для первоочередной отработки. Последующее воспроизводство вскрытых запасов на первом горизонте осуществляют путем проведения погоризонтных квершлагов для вскрытия очередной группы пластов, пока не будет отработана вся свита. К этому моменту, в соответствии с требованиями технологически правильного и упорядоченного порядка ведения горных работ, должны быть вскрыты запасы на втором горизонте путем углубки действующих стволов, а в необходимых случаях и проходки новых, а также проведены погоризонтные квершлаги для вскрытия первоочередной группы пластов на новом горизонте (строительство нового горизонта). В дальнейшем циклы работ по воспроизводству вскрытых запасов повторяются до полного исчерпания всех запасов в шахтном поле на нескольких горизонтах.

Следует отметить, что многогоризонтное вскрытие шахтных полей, обеспечивая достаточно большой срок службы шахты, постоянно требует цикличного проведения перманентных, с периодичностью в 10-20 лет, капиталоемких работ по строительству новых горизонтов, в связи с чем, на многих шахтах, описанная технологическая схема многогоризонтного вскрытия реализуется лишь частично. В результате снижения объемов проходки и темпов углубки вертикальных стволов на многих шахтах основных угледобывающих бассейнов уровень подъемных горизонтов «завис» над уровнем горных работ. Образовавшийся разрыв между глубиной ведения горных работ и уровнем подъемного горизонта по вертикали достиг на ряде шахт 500 и более метров, в результате чего развитие горных работ перешло в формирование многоступенчатых уклонных полей со всеми вытекающими отрицательными последствиями в области транспорта, вентиляции, водоотлива, поддержания гораздо больше требуемой топологии сети горных выработок и т.д.

Устранение указанных недостатков в процессе воспроизводства вскрытых запасов на действующих шахтах возможно только путем форсированного строительства новых горизонтов с проходкой

или углубкой стволов центральной пром. площадки на технологически необходимую глубину.

Таким образом, очевидно, что совершенствование многогоризонтного вскрытия шахтных полей должно осуществляться в стратегических направлениях существенного увеличения срока службы горизонтов и сокращения длительности их строительства. До настоящего времени при проектировании технологических схем отработки пологих пластов на каждом подъемном горизонте (за исключением последнего) предусматривалось отрабатывать только бремсберговые ступени, преимущества которых хорошо известны: - простота обеспечения восходящего проветривания выработок, гораздо меньший расход электроэнергии при транспортировании угля, сравнительно небольшая длина углубляемой части главных стволов при вскрытии новых горизонтов путем углубки последних. Вместе с тем и очевидны основные недостатки такой структуры порядка отработки запасов шахтного поля: - небольшой срок службы подъемного горизонта (особенно при низкой угленасыщенности шахтного поля) и необходимость проведения более частых капитальных работ по вскрытию новых, нижележащих горизонтов. Поскольку фактические сроки службы, рассчитанные с учетом отработки на горизонте только бремсберговых полей составляют, как правило, не более 10-15 лет, они соизмеримы со сроками строительства и явно недостаточны.

Одним из способов существенного увеличения срока службы горизонта является обязательная отработка на каждом из них бремсбергового и бесступенчатого уклонного полей длиной по падению до 2 км. В большинстве случаев это позволит довести срок службы горизонта до 25-30 лет и обеспечит гораздо больший резерв времени для вскрытия и подготовки новых горизонтов.

Ниже рассмотрены предлагаемые для этих целей технические решения, реализуемые в настоящее время при строительстве новых и реконструкции действующих шахт.

Варианты технических решений по вскрытию шахтных полей при новом строительстве

Ниже рассмотрены варианты технических решений по вскрытию шахтных полей, обеспечивающие увеличение срока службы горизонтов при сокращении продолжительности их строительства.

Одногоризонтное вскрытие шахного поля (строительство и организация одного подъемного горизонта на шахте)

Рассматриваемый вариант вскрытия шахтных полей позволяет стабилизировать процесс воспроизводства вскрытых запасов угля на шахтах одновременно с отработкой различных частей шахтного поля, не нарушая режима функционирования главного ствола. Сокращению затрат на вскрытие способствует проведение в нижней части шахтного поля капитального квершлага, а с него на среднюю и верхнюю ступени наклонных вспомогательных квершлагов, которые формируют один подъемный горизонт и заменяют традиционные системы откаточных и вентиляционных капиталоемких фондообразующих подготовительных выработок и камер. Данный способ ориентирован на вскрытие шахтных полей с большими размерами по падению. Основной порядок работ при его применении выглядит следующим образом. На первом этапе строительства проходят главный и вспомогательный вертикальный стволы до уровня подъемного горизонта с тем расчетом, чтобы комплекс выработок околоствольного двора оказался под средней частью

шахтного поля, - одновременно проходится вентиляционный ствол для обслуживания верхней ступени шахтного поля. На втором этапе осуществляется цикл работ по оборудованию подъемного горизонта с проведением части капитальных квершлагов - транзитного и вентиляционного до будущего места пересечения их с наклонными вентиляционными и транспортными квершлагами средней и верхней ступеней шахтного поля.

На третьем этапе проводят наклонные квершлаги а также групповые квершлаги верхней ступени - транспортный и вентиляционный - при этом длина проводимой в первую очередь части капитальных квершлагов и развороты наклонных квершлагов относительно линии падения пласта выбираются с тем расчетом, чтобы угол их наклона к плоскости горизонта не превышал 18 градусов, которые служат пороговой величиной для обеспечения нормальных условий эксплуатации конвейерного и монорельсового транспорта для выполнения основных и вспомогательных операций. Наклонные транспортные и вентиляционные вспомогательные квершлаги выводят соответственно на групповые транспортные и вентиляционные квершлаги. С групповых квершлагов по пластам проводятся транспортные и вентиляционные штреки, с которых традиционными способами ведут подготовку панелей при выемке длинных столбов по простиранию, либо выемочных столбов для разработки по падению (восстанию). В процессе отработки верхней ступени шахтного поля одновременно ведут подготовку других его частей. Для вскрытия средней ступени шахтного поля проводится транспортный и вентиляционный наклонные вспомогательные квершлаги, вентиляционный ствол, групповые квершлаги - при этом следует отметить, что наклонные квершлаги проводят из места пересечения капитальных квершлагов с наклонными квершлагами верхней ступени шахтного поля. Аналогичным образом подготавливается и нижняя ступень: - путем проходки вентиляционного ствола, групповых квершлагов, являющихся продолжением капитальных квершлагов. Доставка материалов и оборудования к месту работ производится по соответствующим вентиляционным стволам соответствующих частей шахтного поля. Люди к месту работы доставляются по этим же стволам с использованием грузолюдских ленточных конвейеров или монорельсовых дорог, установленных во вспомогательных наклонных квершлагах. Выдача полезного ископаемого производится через групповые и наклонные квершлаги из верхней и средней ступеней и через капитальный квершлаг из нижней ступени шахтного поля с последующим подъемом по главному стволу. Использование предлагаемого способа вскрытия шахтных полей обеспечивает по сравнению с традиционными следующие преимущества:

- для воспроизводства вскрытых запасов угля не требуется проведение новых или углубки существующих углевыдачных стволов, что сводит на нет проявления негативных сторон этих способов,

- при организации одного подъемного горизонта отпадает необходимость вложения значительных капитальных затрат на сооружение и дальнейшую эксплуатацию нескольких подъемных горизонтов,

- при одногоризонтном вскрытии, которое обеспечивает предлагаемый способ, сохраняются нормальные условия проветривания выемочных полей и для поддержания горных выработок, что в

свою очередь предопределяет эффективную и безопасную отработку всех частей шахтного поля.

Многогоризонтное вскрытие шахтного поля (строительство и организация нескольких подъемных горизонтов на шахте)

При многогоризонтном вскрытии, одним из наиболее распространенных, развитие пространственно-планировочной системы горных работ происходит по вертикали, что даже при значительных размерах шахтных полей по падению (4000 м и более) отдельные части, отрабатываемые на погоризонтные квершлаги, имеют достаточно ограниченную длину. В тоже время при этом способе вскрытия требуется широкое применение наклонных выработок и периодическая углубка стволов, что предопределяет необходимость выполнения значительного объема работ по воспроизводству запасов в условиях эффективной эксплуатации шахты. Для этого необходимо при наличии двух вертикальных стволов иметь в одном из них углубочно-подготовительное отделение, или же проходить третий ствол, что обычно практикуется при реконструкции шахт. Одной из альтернатив снижения указанных недостатков служит вариант вскрытия, ориентированный на проходку главных вертикальных стволов (скипового и вспомогательного клетевого) в период строительства или реконструкции шахты сразу до уровня последнего подъемного горизонта с консервацией неиспользуемой на первом этапе отработки шахтных полей части стволов. В данной работе к учету и рассмотрению приняты следующие три варианта многогоризонтного способа вскрытия шахтных полей, один из которых является базовым для сравнения.

Вскрытие шахтного поля двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами, погоризонтными квершлагами и отнесенными вентиляционными (воздухонодающими) стволами с отработкой на каждом горизонте бремсбергового и уклонного бесступенчатых полей

Шахтное поле вскрывается двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами: - главным (скиповым) и вспомогательным (клетевым), расположенными в центре шахтного поля по простиранию, что дает возможность вести очистные работы в обоих крыльях шахтного поля. Стволы первоначально проходят до отметки первого горизонта, а угольные пласты вскрывают откаточным погоризонтным квершлагом. На него отрабатываются запасы 1-го горизонта. По мере отработки запасов стволы углубляют до отметки 2-го горизонта, а пласты вновь вскрываются погоризонтным квершлагом: - все последующие горизонты вскрываются аналогичным образом. Для проветривания выемочных полей проводятся вентиляционные квершлаги. В качестве второго варианта этого способа пред-лагается вариант с проходкой главных стволов в период строительства шахты сразу на полную глубину.

Главный ствол (скиповой) служит для подъема полезного ископаемого и породы на поверхность, вспомогательный (клетевой) - для спуска-подъема людей и оборудования, вспомогательных материалов. Для обеспечения прямоточного движения воздуха от момента поступления его в шахту и до выдачи на поверхность у верхней границы шахтного поля проходится вентиляционный ствол: - этот же ствол выполняет вспомогательные функции по обеспечению устойчивого функционирования основных технологических подсистем угольных шахт. Свежий воздух подается по клетевому стволу и главному отка-

точному квершлагу первого горизонта, после чего распределяется по всем разрабатываемым пластам. Исходящая струя выдается из шахты по вентиляционному квершлагу и вентиляционному стволу. Для проветривания уклонной ступени первого горизонта используется вспомогательный ствол, - исходящая струя выдается через скиповой ствол. Проветривание бремсберговой ступени 2-го горизонта осуществляется через вспомогательный ствол, а исходящая струя выдается через главный скиповой ствол. Уклонная часть второго горизонта проветривается аналогичным образом с использованием вспомогательного ствола.

Вскрытие шахтного поля тремя центрально-расположенными вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами с отработкой на каждом горизонте бремсбергового и уклонного бесступенчатых полей.

Шахтное поле вскрывается тремя центрально-расположенными вертикальными стволами: - главным (скиповым), вспомогательным (клетевым) и вспомогательным (вентиляционным) 3, расположенными в центре шахтного поля по простиранию. Стволы первоначально проходят до отметки 1-го горизонта, а пласты вскрывают откаточным (погоризонтным) квершлагом), - рассматривается также вариант с проходкой главных стволов в период строительства шахты сразу на полную глубину). Данные схемы предусматривают организацию восходящего движения воздушной струи при проведении бремсберговых ступеней шахтного поля (клетевой вспомогательный ствол - главный откаточный квершлаг или - вспомогательный квершлаг - вспомогательный вентиляционный ствол) и комбинированное (нисходящее для свежей и восходящее для исходящей струи) при проветривании уклонных ступеней шахтного поля, для чего проводится вентиляционный квершлаг, необходимые для выдачи исходящей струи, - при этом свежий воздух подается по вспомогательному клетевому стволу, затем по главному откаточному квершлагу и выдается через дополнительный вентиляционный квершлаг и вспомогательный вентиляционный ствол.

Вскрытие шахтного поля двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами, погоризонтными квершлагами и отнесенным вентиляционным воздухоподающим стволом с отработкой на каждом горизонте (кроме последнего) бремсберговых полей

Данный вариант является базовым для сравнения. Шахтное поле вскрывается двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами: - главным (скиповым) и вспомогательным (клетевым), расположенными в центре шахтного поля по простиранию. Проветривание уклонного поля последнего горизонта осуществляется с учетом проходки вертикального воздухоподающего ствола и дополнительного вентиляционного квершлага. Проветривание выемочных полей первых горизонтов осуществляется по следующей цепи выработок: - вспомогательный клетевой ствол - главный откаточный квершлаг - вентиляционный квершлаг или откаточные квершлаги вышележащих горизонтов - главный скиповой ствол. Свежий воздух подается по воздухоподающему вертикальному стволу, квершлагу или по клетевому вспомогательному стволу и главному откаточному квершлагу третьего горизонта. При числе ступеней в шахтном поле равным 6 возникает необходимость рассмотрения и сравнения аналогичных вариантов, приведенных на и отличающихся от вышеприведен-

ных только числом подъемных горизонтов.

Экономико-математическая модель оценки альтернативных вариантов вскрытия шахтных полей

Математическая форма целевой функции (минимизируемой алгебраической суммы затрат (экономического эффекта)) в форме принятого критерия оптимальности на реализацию принятых к сравнению альтернативных технологических вариантов вскрытия шахтных полей за период оптимизации определяется математической формой исходной информации, формой принятого критерия оптимальности, формой зависимостей учитываемых статей затрат от горно-геологических условий, а также оптимизируемых и неоптимизируемых технологических решений.

$$T = tci + tcmi,$$

где *tci* - общий срок проведения горных выработок в i-ом расчетном варианте, лет; *tcmi* - срок отработки запасов угля ступени шахтного поля в i-ом расчетном варианте, лет.

С у четом вышеизложенного, целевая функция критерия оптимальности будет представлена функцией вида

$$S_{пр.i} = \frac{\sum_{t=tc}^{r} C_{ti}(1+E_{н.п})^{-t}}{A_{ш.г.i^{\tau}}} + E_{н}\frac{\sum_{t=o}^{r} K_{ti}(1+E_{н.п})^{-t}}{A_{ш.г.i}},$$

где Snp.i. - суммарные удельные приведенные затраты по i-ому варианту вскрытия шахтных полей, Cti — годовые издержки производства в t-й год по i-ому варианту (эксплуатационные затраты), руб.; Kti - капитальные вложения в t-й год по i-ому варианту, руб.; Аш.г.i - производственная мощность шахты по i-ому варианту, т/год; t_c и - период строительства и расчетный период суммирования затрат, в течении которого шахта работает с производственной мощностью Аш.г.i, годы = 20 лет; Ен - нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений, Ен.п. - нормативный коэффициент приведения затрат во времени - 0.08,

$E_{н}\frac{\sum_{t=o}^{r} K_{ti}(1+E_{н.п})^{-t}}{A_{ш.г.i}}$ – удельная величина требуемого эффекта от использования капитальных вложений, условно выступающего как затраты предприятия, руб/т.

Капитальные вложения приводятся к моменту пуска шахты в эксплуатацию.

Анализ результатов оценки способов вскрытия шахтных полей с установлением областей их эффективного применения

В результате реализации программного обеспечения на алгоритмическом языке ПЛ/1 были получены численные значения удельных приведенных затрат, что дало возможность оценить и проранжировать альтернативные варианты вскрытия шахтных полей в различных горно-геологи-ческих и горно-технических условиях эксплуатации и установить допустимые области применения последних. Анализ результатов оптимизационных расчетов позволил получить следующую обобщенную информацию: -учитывая весь диапазон изменения исходных данных наиболее прогрессивными, надежными и экономичными являются схемы вскрытия шахтных полей, основанных на применении центрально-сдвоенных стволов (с проходкой их до отметки 1-го горизонта в период строительства и углубляемых

Таблица 2

Удельные приведенные затраты по альтернативным вариантам вскрытия шахтных полей при новом строительстве

№№	Схемы вскрытия	Расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля, м											
		300				700				1000			
		при газоносности угольных пластов, м³/т											
		5	10	20	30	5	10	20	30	5	10	20	30
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Нст = 1000м													
1. Схема 10		7.23	8.44	11.31	14.75	8.51	9.87	13.12	17.08	9.46	10.94	14.50	18.79
2. Схема 11		8.33	9.54	12.49	16.03	9.64	10.98	14.42	18.61	10.61	12.06	15.89	20.50
3.Схема 1		8.25	9.69	13.24	17.35	9.78	11.37	14.90	19.14	10.79	12.63	16.17	20.84
4.Схема 8		8.40	9.86	13.45	17.61	10.11	12.00	16.13	20.99	11.30	13.60	18.17	23.48
5. Схема 9		9.79	11.26	14.93	19.22	10.66	12.60	16.92	21.95	11.56	13.86	18.44	23.98
6. Схема 2		10.27	11.74	15.39	19.82	11.26	13.25	17.58	22.45	12.08	14.36	19.04	24.69
Нст = 1250м													
1.Схема 10		7.45	8.70	11.71	15.52	8.77	10.38	13.72	17.85	9.78	11.66	15.24	19.59
2.Схема 11		8.58	9.91	13.06	16.99	10.00	11.62	15.17	19.55	11.02	12.92	16.77	21.46
3.Схема 1		8.97	10.58	14.55	19.27	10.67	12.39	16.63	21.66	11.38	13.61	18.10	23.52
4.Схема 8		8.76	10.29	14.12	18.71	10.56	12.78	17.50	22.67	11.92	14.21	19.17	24.92
5.Схема 9		10.36	11.92	15.89	20.66	11.34	13.33	18.04	23.54	12.22	14.53	19.66	25.70
6.Схема 2		10.81	12.44	16.40	21.26	11.82	13.88	18.64	24.24	12.74	15.08	20.26	26.39
Нст = 1500м													
1. Схема 10		7.66	8.95	12.14	16.20	9.05	10.91	14.33	18.58	10.09	12.38	15.97	20.36
2. Схема 11		8.97	10.27	13.65	17.86	10.38	12.27	15.93	20.45	11.43	13.77	17.64	22.39
3. Схема 1		9.68	11.45	15.88	21.11	11.57	13.42	18.37	24.14	12.36	14.59	20.03	26.21
4. Схема 8		9.10	10.71	14.82	19.73	11.00	13.56	18.87	24.34	12.50	14.81	20.15	26.32
5. Схема 9		10.92	12.57	16.88	22.02	12.03	14.07	19.16	25.09	12.83	15.19	20.86	27.39
6. Схема 2		11.37	13.07	17.43	22.61	12.47	14.56	19.71	25.70	13.29	15.68	21.38	28.07

по мере развития горных работ до отметки следующего капитального горизонта), отнесенными вентиляционными (воздухоподающими) стволами и погоризонтными квершлагами с отработкой на каждом горизонте бремсбергового и уклонного бесступенчатого полей и *с* проходкой центрально-сдвоенных стволов сразу до конечной отметки ведения горных работ. Интервал изменения приведенных затрат для этих вариантов составляет 7.23-22.39 руб/т, причем степень отличия их по этим вариантам друг от друга составляет в соответствии с варьируемыми параметрами 9.1-13.2 %,

- наименее эффективным оказывается применение варианта вскрытия шахтных полей с организацией одного подъемного горизонта (центрально-сдвоенные стволы с проходкой их сразу до отметки конечного горизонта, отнесенные вентиляционные (воздухоподающие) стволы, капитальные квершлаги с использованием вспомогательных наклонных квершлагов). Интервал изменения приведенных затрат для этого варианта составляет 10.27-28.07 руб/т, причем степень отличия этого варианта от всех рассматриваемых колеблется в пределах 3.0-32.7 %,

- среднее положение в ранжированном ряду эффективности применения различных вариантов вскрытия шахтных полей занимает базовый вариант, рис. 1.1 и вариант с организацией одного подъемного горизонта, которые при газоносности угольных пластов равной 5 $м^3$/т и наличии определенных технологических решений (длина панели по простиранию равна 1500 м, средняя глубина ведения очистных и подготовительных работ равна 1000 м) оказывается эффективнее варианта схемы 2 со степенью отличия в лучшую сторону на 1.0 % и вариант вскрытия шахтных полей, основанный на использовании трех центрально-расположенных вертикальных стволов с проходкой их до отметки первого горизонта и погоризонтных квершлагов с отработкой на каждом горизонте бремсбергового и уклонного бесступенчатого полей. Приведенные затраты по этим вариантам имеют пределы изменения 8.25 - 26.32 руб/т со степенью отличия от других рассматриваемых вариантов в 1.0-20.3 %,

- вариант вскрытия шахтных полей схемы 11, отличающийся в худшую сторону от варианта схемы 10 с проходкой стволов центральной пром. площадки в период строительства шахты сразу до конечного горизонта, на 9.1 -13.2 % по критерию приведенные затраты в интервале газоносности угольных пластов 5 $м^3$/т – 30 $м^3$/ т, кроме случая со значением газоносности 5 $м^3$/т, при длине ступени шахтного поля по падению 1000 м и средней глубиной ведения очистных и подготовительных работ в 1000 м оказывается более прогрессивен и экономичен, чем традиционный вариант вскрытия 1 на 1.6-15.3 %,

- при анализе вариантов схем 8 и 9 (база вскрытия - три центрально-расположенных вертикальных ствола, проходимых в период строительства шахты до отметки 1-го и последнего горизонтов и погоризонтных квершлагов с отработкой на каждом горизонте бремсбергового и уклонного бесступенчатого полей), имеющих степень отличия друг от друга 1.6-16.7 % оказываются менее эффективными вариантов схем 10,11 на 0.9-29.9 %, причем вариант 9 для всех варьируемых переменных менее прогрессивен и экономичен в сравнении с базовым вариантом на 3.6 - 15.8 %, в то время как вариант вскрытия 8 менее эффективен лишь при длине ступени шахтного поля по падению равной 1000 м, 1250 м, 1500 м и значениях газоносности угольных пластов в 10 $м^3$/т со средней глубиной ведения очистных и подготовительных работ равной 1126 и 1276 м этот вариант становится экономичнее базового варианта на 1.2 -12.8 %.

Коротко об авторах

Агафонов В.В. – кандидат технических наук, Московский государственный горный университет.

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	*Название работы*	*Специальность*	*Ученая степень*
ЯКУТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ им. М.К. АММОСОВА			
ПОПОВ Владимир Иванович	Математическое моделирование тепломассопереноса в горных породах с использованием диаграммы фазового равновесия	05.13.18	к.т.н.

© М.В. Барабаш, С.Н. Курка, 2006

УДК 65.012.122

М.В. Барабаш, С.Н. Курка

СОСТОЯНИЕ И НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ОТРАБОТКЕ ВОРГАШОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Семинар № 15

Шахта «Воргашорская» недавно отметила свое 30-летие. За эти годы на-гора поднято 130 млн т «черного золота», в среднем более 4 млн т в год.

Основными потребителями продукции предприятия все эти годы была металлургическая промышленность и топливно-энергетический комплекс, как внутри страны, так и за рубежом.

Одно из крупнейших в стране угледобывающих предприятий – шахта «Воргашорская», сданная в эксплуатацию в 1975 году с производственной мощностью 4,5 млн. тонн угля в год, в 80-е годы добывала от 5,2 до 6,5 млн. тонн.

В 90-е годы, вследствие экономического и социального кризиса, был отмечен значительный спад производства, на 36 % по сравнению с предыдущим десятилетием.

Несмотря на экономические и социальные проблемы, которые пришлось пережить в последние годы во всех отраслях промышленности, наше предприятие устояло на ногах, не утратив имеющийся потенциал.

Два года на шахте руководством управляющей компании «Северстальресурс» активно проводится политика, направленная на повышение эффективности производства. На современном этапе технического развития подземного способа добычи угля создать рентабельное производство можно за счет освоения новых технологий, оснащения предприятий высокопроизводительной техникой и на этой основе механизации труда.

Горно-геологические и горнотехнические условия разработки угольных

месторождений в основном определяют уровень издержек производства. Важную роль в их снижении играет система финансово-экономи-ческого управления, которая должна быть направлена на расширение процесса воспроизводства и обновления основных производственных фондов с реализацией при этом инвестиционных проектов развития предприятий.

Можно отметить несколько важнейших направлений, в которых развиваются передовые угледобывающие предприятия, обеспечивающих улучшение технико-экономических показателей:

- по возможности выборочная отработка более рентабельных запасов;
- максимальная концентрация горных работ;
- перевооружение шахт с заменой морально и физически устаревшей горной техники на современное отечественное и импортное оборудование;
- внедрение более совершенных технологических схем, предусматривающих увеличение длины очистного забоя (до 250-300 м и более);
- внедрение анкерных крепей;
- применение способа подготовки шахтного поля с охраной выработок целиками (парная подготовка).

В этих направлениях и развивается последние годы шахта «Воргашорская».

Первым этапом на пути «строительства» шахты нового поколения можно считать внедрение и полный переход предприятия на «способ подготовки шахтного поля с оставлением межлавных целиков», так называемой «подготовки парными выработками».

Одновременное погашение обеих выработок при отработке выемочного столба позволило значительно сократить трудозатраты на концевых операциях технологического цикла в очистном забое, за счет этого – увеличить время работы добычного оборудования. Необходимость полного перехода на парную подготовку была продиктована также планомерным увеличением глубины отработки пласта и, как следствие, сложностью поддержания повторно используемых выработок на границе «целик - выработанное пространство», значительных физических и материальных затрат, связанных с этим.

Кроме того, парная подготовка – это один из шагов на пути к концен--трации горных работ, уменьшении ко-личества единиц оборудования, при-меняемого на проходке за счет совмещения транспортных схем. В отличие от технологической схемы проведения горных выработок встречными забоями при параллельной проходке двух выработок имеющиеся ресурсы, люди и оборудование, сосредоточены на од-ном направлении. Нет, также, ограничения протяженности проводимых выработок по фактору вентиляции.

Новый способ подготовки шахтного поля позволил успешно применять наиболее подходящий в этих условиях тип шахтной крепи – анкерную сталеполимерную крепь. Внедрение этой крепи позволило значительно снизить трудоемкость проходческих работ, стоимость проведения горных выработок, общешахтные расходы.

На сегодняшний день, от начала внедрения в 2003 году, с применением анкерной крепи на шахте было пройдено более 15 км горных выработок. В 2005 г. в общем объеме проходки удельный вес анкерной крепи составил около 80 %.

До настоящего времени горные работы на шахтном поле «раскиданы» на 12 км. Это распыляет имеющиеся ресурсы, не позволяет сосредоточиться на решении наиболее важных проблем. При достаточной, по всем показателям, численности персонала постоянно ощущается нехватка рабочих рук на вспомогательных произ-

водственных процессах, что негативно сказывается на работе основных направлений – добычи и проходки. В конце 2005 года, при рассмотрении перспективного плана развития предприятия, было принято решение, реализация которого позволит сосредоточить горные работы в одном крыле шахты, сократить в 1,5 раза обслуживаемую «площадь» шахтного поля. Уже сделаны первые шаги в этом направлении – в северной части шахты работы временно свернуты и концентрируются в центре и южном крыле. Значительно сокращается протяженность обслуживаемых конвейерных линий, трасс грузовых перевозок, связанные с этим затраты. Помимо этого, появилась возможность качественного улучшения работы вентиляционной сети шахты.

Начало реализации инвестиционного проекта «Лава 233-ю» показало возможности современного добычного оборудования.

В комплексе с механизированной крепью 1КМ-144КВ3(4), несколько лет применяющейся на шахте, очистной забой оснащен конвейером «Анжера-34», комбайном SL-300 фирмы «Eickhoff»; участковая конвейерная линия – перегружатель ПСП-308 и ленточные конвейеры типа 2Л120. Для управления конвейерными линиями применена аппаратура Soft Start фирмы «Elgor+ Hansen».

До настоящего времени негативным фактором, ограничивающим производительность очистного забоя, была низкая «скорость» передвижки секций механизированной крепи. Для увеличения скорости крепления фирмой «Tiefenbach» была проведена модернизация секций крепи 1КМ-144, которые были оснащены системой электрогидравлического управления для автоматизации процесса передвижки.

В первые же месяцы работы комплекса был установлен рекорд Печорского бассейна, за октябрь месяц 2005 г. в лаве было добыто 250 тыс. т угля. Позже была проверена техническая производительность всего оборудования – в декабре была достигнута суточная добыча в 20 тыс. т, это тоже рекорд. Сейчас готовится к монтажу следующий выемочный участок (лава 613-ю), который в рамках реализации инвестиционной программы шахты будет укомплектован таким же комплексом оборудования.

По уже наработанному в лаве 233-ю опыту можно судить о сегодняшних возможностях шахты. Только на один такой выемочный участок в стабильном, без установления рекордов, режиме производственная мощность шахты по фронту очистных работ составит 2,5-3 млн т угля в год. Поэтому вполне реально возвращение предприятия к тем уровням добычи, которые были достигнуты в 80-е годы. Теперь это зависит только от рынка сбыта.

На 2006-2007 гг. планируется полное обновление парка проходческой техники. В 2005 г. сделан первый шаг в этом направлении – в качестве эксперимента на шахту поставлены три украинских комбайна КПД. К сожалению, за полгода работы на этой технике отмечен ряд конструктивных недоработок, которые приходится устранять в процессе эксплуатации. В настоящее время специалистами шахты с участием специалистов завода-изготовителя и представителей фирмы «Tiefenbach» прорабатывается вопрос о модернизации комбайнов КПД. Мы надеемся, что внесенные конструктивные изменения улучшат технические характеристики машин, повысят их надежность.

В программе инвестиций на техническое перевооружение проходческих работ рассматривается два варианта развития. По одному из них основной единицей техники в проходческом забое будет «средний» комбайн избира-тельного действия, на первом этапе «отечественного» технического уровня, на следующем – бо-

лее надежный импортного производства. В этом варианте, после замены оборудования всей технологической линии проходческого забоя, основного и вспомогательного, мы рассчитываем достичь и поддерживать стабильно темпы на забой на уровне 250-300 м в месяц.

Второй вариант программы, более дорогостоящий, предусматривает внедрение на предприятии проходческого «комплекса» непрерывного принципа действия АВМ-20. Внедрение подобной техники в нашей стране пока еще является технологическим новшеством. По предварительным расчетам, основанным на опыте ведения горно-подготовительных работ с применением комбайна АВМ-20 за рубежом и в нашей стране, мы рассчитываем на этапе освоения новой техники достичь нагрузки на проходческий забой на уровне 600-700 м в месяц. Достичь таких темпов позволяют конструктивные особенности и технические параметры комбайна АВМ-20: наличие оптимально размещенных бурильных установок, механизирующих процесс возведения анкерной крепи; возможность совмещения во времени процессов крепления и выемки горной массы; ширина резания на полную ширину проводимой выработки; высокая производительность по отбойке и погрузке горной массы. Внедрение и освоение этой техники позволят оптимизировать численный состав персонала на горно-подготовительных работах, повысить профессиональный уровень.

В ближайшее время управляющей компанией будет принято решение, на какой технике будут базироваться горно-подготовительные работы.

Кроме развития основных направлений инвестиционной программы – совершенствования процессов добычи угля и горно-подготовительных работ, специалисты предприятия ищут пути повышения эффективности вспомогательных производственных процессов.

Как пример, можно привести внедрение на шахте в 2005 году подвесного монорельсового транспорта с дизельными локомотивами фирмы «Ferrit». С вводом первой монорельсовой трассы в эксплуатацию решена давно назревшая проблема перевозки людей между рабочими горизонтами. Более технологичная схема доставки грузов позволит вдвое сократить время ведения монтажно-демонтажных работ механизированных комплексов. В настоящее время сеть монорельсовых дорог развивается в центральной части шахтного поля, но уже во втором полугодии новые трассы будут введены в эксплуатацию в южном крыле шахты. В 2007 году планируется связать центр шахтного поля с югом трассой «нижнего» рабочего горизонта.

Важнейшим условием эффективной работы угольной промышленности является промышленная безопасность. В расчете на 1 млн т добытого угля травматизм со смертным исходом в целом по отрасли составляет за отдельные годы 0,6-0,8 чел., не является исключением и наша шахта. Для ликвидации этой негативной тенденции при разработке инвестиционных проектов различных направлений нами предусмотрено выделение средств на обеспечение техники безопасности горных работ. Поступательное движение процесса реконструкции предприятия всего за два года позволило повысить общешахтную производительность труда на 12 %, или на 134 т угля на одного работника. (В 2003 году удельный объем добычи угля на одного работника составил 1102 т угля, в 2005 г. – 1236 т.). В наступившем, 2006 году, в результате выполнения всего комплекса планируемых мероприятий этот показатель достигнет 1750 т.

В процессе реализации производственной и инвестиционной программы

предприятия мы ожидаем закономерного повышения рентабельности нашего производства. Повышения не за счет роста цен на продукцию, а за счет снижения себестоимости добычи угля, издержек производства. Сегодня это диктуется необходимостью повышения конкурентоспособности углей на топливном рынке.

Коротко об авторах

Барабаш М.В. – технический директор,
Курка С.Н. – заместитель технического директора по технологии,
ОАО «Шахта Воргашорская».