

Исследование технологических схем с целью продления сроков использования основных фондов на закрываемых шахтах

В. Г. Климов,

соискатель кафедры РМПИ ГУ КузГТУ

А. В. Ремезов,

д. т. н., профессор кафедры РМПИ ГУ КузГТУ

К. А. Бубнов,

студент кафедры РМПИ ГУ КузГТУ

Проведенные исследования применяемых технологий в угольной промышленности разных стран показывают, что камерно-столбовая система применяется главным образом для отработки запасов угля, где использование очистных механизированных комплексов малоэффективно из-за сложных конфигураций выемочных полей, наличия нарушенности, незначительных запасов обрабатываемых участков. Преимущественное распространение камерно-столбовая система разработки получила при отработке угольных пластов на шахтах США, Австралии и ЮАР, где на долю этой системы приходится соответственно до 44, 53 и 58 % от всей подземной добычи угля. Опыт применения камерно-столбовой системы на шахтах России незначителен.

Камерно-столбовая система характеризуется низкими сравнительно с длинными лавами капитальными затратами, простой организацией работ, повышенной адаптируемостью к различным горно-геологическим условиям и обеспечивает легкое совмещение с другими системами разработки. Разнообразие горно-геологических условий обусловило применение большого количества различных вариантов технологических схем с камерно-столбовой системой.

Распространение получили три варианта схем:

- лавная схема подготовки и отработки участка;
- блочная схема, когда подготовленный к отработке участок разделяет-

ся на отдельные блоки, обрабатываемые независимо и последовательно;

- столбчатая схема, когда обрабатываемый участок разделяется на столбы, которые разрабатываются частично или полностью.

Оценка запасов угля, не пригодных к отработке длинными столбами с механизированными очистными комплексами, по принятым критериям эффективного применения камерно-столбовой системы показала, что 25,7 млн т подготовленных запасов угольных пластов шахт Ленинского рудника могут быть отработаны камерно-столбовой системой с выемкой угля высокопроизводительными проходческими комбайнами.

Основные положения и выводы ранее проведенных исследований требуют уточнения и корректировки применительно к горно-геологическим условиям шахт Ленинского рудника.

Исходя из вышеизложенного, были сформированы цель и задачи исследований. При выборе параметров экспериментальной технологической схемы использовались результаты анализа и обобщения наиболее известных методов расчета ширины камер, междуканальных целиков, подзавальных целиков.

Основными элементами технологической схемы, с помощью которых осуществляется их оконтуривание, являются выемочный участок, камера, междуканальный целик, заходка, подзавальный целик, подготавливающие выработки и целики специального назначения.

Расчетами установлено, что безопасная и эффективная отработка пласта Польшаевский I на шахте «Им. 7 Ноября», который был выбран в качестве экспериментального, обеспечивается при соблюдении следующих технологических параметров: ширина выемочных камер и выемочных печей не более 7,0–7,5 м, ширина подзавальных целиков не менее 2,1 м, ширина и длина заходов не должна превышать 4,30 и 75 м, ширина междуканальных целиков 8 м.

Пласт Польшаевский-I мощностью 2,56 м. Непосредственно над пластом залегает ложная кровля мощностью 0,3 м, сложенная алевролитом крепостью 2–3. Непосредственная кровля представлена алевролитом мелкозернистым мощностью 12 м, крепостью 3–4, средней устойчивости, основная – песчаником мелкозернистым мощностью 15 м, крепостью 4–6, почва – алевролитом мелкозернистым мощностью 5 м, крепостью 4.

При исследованиях для оценки устойчивости кровли выработок использовался метод контурных и глубинных реперов, напряженного состояния целиков – метод фотоупругих датчиков. Напряженное состояние вмещающих пород определялось электромагнитным излучением. Для регистрации электромагнитного излучения использовался прибор РЭМИ-2. В процессе исследования оператор с прибором периодически перемещался вдоль обрабатываемой камеры № 12, а также вдоль предыдущих отработанных

ных камер № 11 и № 10 в направлении поперек камер в проходах между подзавальными целиками угля. Во всех случаях интенсивность электромагнитного излучения регистрировалась на уровне 10–12 импульсов в секунду. Схема расположения замерных станций представлена на рис. 1.

Установлено, что геомеханические процессы наиболее активно проявляются при подготовке междукамерных целиков к выемке и в периоды отработки междукамерных целиков. Существенное влияние на параметры горного давления оказывают геометрические размеры камер и междукамерных целиков. С увеличением площади поперечного сечения камер и их длины смещение пород кровли в выработках и скорость смещения возрастают. Кровля в отработанных выемочных камерах обрушалась в основном через 3 выемочных камеры.

Было установлено, что деформация целиков носит знакопеременный характер (нагружение, разгружение). При этом абсолютные деформации не превышали 5,43 мм, а растяжения – 5,85 мм и не выходили за пределы упругих деформаций.

Схема расчета и ориентации всех компонентов, деформаций в плоскости измерения относительно декартовой системы координат представлена на рисунке 2. Результатом измерений являются относительные линейные деформации $\varepsilon_a, \varepsilon_\alpha, \varepsilon_c$.

Относительные деформации определяются по следующим формулам:

$$\varepsilon_a = \frac{u_a}{l}, \quad \varepsilon_d = \frac{u_d}{l}, \quad \varepsilon_c = \frac{u_c}{l} \quad (1)$$

Три деформации $\varepsilon_a, \varepsilon_\alpha, \varepsilon_c$ связаны с деформациями $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_{xy}$ декартовой системы координат, где ε_x – линейная деформация в направле-

нии оси x , ε_y – линейная деформация в направлении оси y , ε_{xy} – сдвиговая деформация. Выписанные деформации связаны между собой следующими соотношениями, записанными в векторно-матричной форме:

$$\varepsilon_a = \varepsilon_{xx}(\cos\theta_a) + \varepsilon_{yy}(\sin\theta_a) + \varepsilon_{xy}(\sin\theta_a \cos\theta_a) + \varepsilon_{yy} \quad (2)$$

$\alpha = \{a, \alpha, c\}$; (...) – вектор строки; $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}, \varepsilon_{xy}$ – векторы деформации; ε_a – вектор относительных линейных деформаций для углов $\theta_a = \{\theta_a, \theta_\alpha, \theta_c\}$, отсчитываемых от положительного направления оси x .

Из решения (2) вычисляются деформации $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}, \varepsilon_{xy}$ через которые выражаются величина и направление главных деформаций в плоскости измерения по следующим соотношениям:

$$\varepsilon_{1,2} = \frac{(\varepsilon_{xx} + \varepsilon_{yy})}{2} \pm \frac{1}{2} \sqrt{(\varepsilon_{xx} - \varepsilon_{yy})^2 + \varepsilon_{xy}^2} \quad (3)$$

$$\varphi_{1,2} = \frac{\varepsilon_{xy}}{\varepsilon_{xx} - \varepsilon_{yy}} \quad (4)$$

где $\varepsilon_1, \varepsilon_2$ – наибольшая (алгебраически) и наименьшая квазиглавные деформации в фиксированной плоскости; φ_1, φ_2 – направления главных деформаций ε_1 и ε_2 относительно положительного направления оси x .

В условиях шахты «Им. 7 Ноября» были выполнены измерения деформаций в целиках при обработке пласта Польшаевского-1 КС-системой, когда $\theta_c = 135^\circ, \theta_\alpha = 0^\circ, \theta_a = 90^\circ$. В этом случае: $\varepsilon_1 = \varepsilon_a, \varepsilon_2 = \varepsilon_\alpha, \varepsilon_{xy} = \varepsilon_a - \varepsilon_\alpha + 2\varepsilon_{xy}$.

Ориентация наибольшей сжимающей главной деформации ε_1 во всех трех случаях практически одинаковая и совпадает с направлением зависания кровли выработанного пространства. Вторая главная деформация ε_2 во всех случаях растягивающая и ориентирована вблизи горизонтальной плоскости. Растяжение целика в этом направлении соответствует горнотехнической ситуации.

Прирост напряжений в целиках по замерам фотоупругих датчиков составил 0,8–1,5 МПа. При глубине

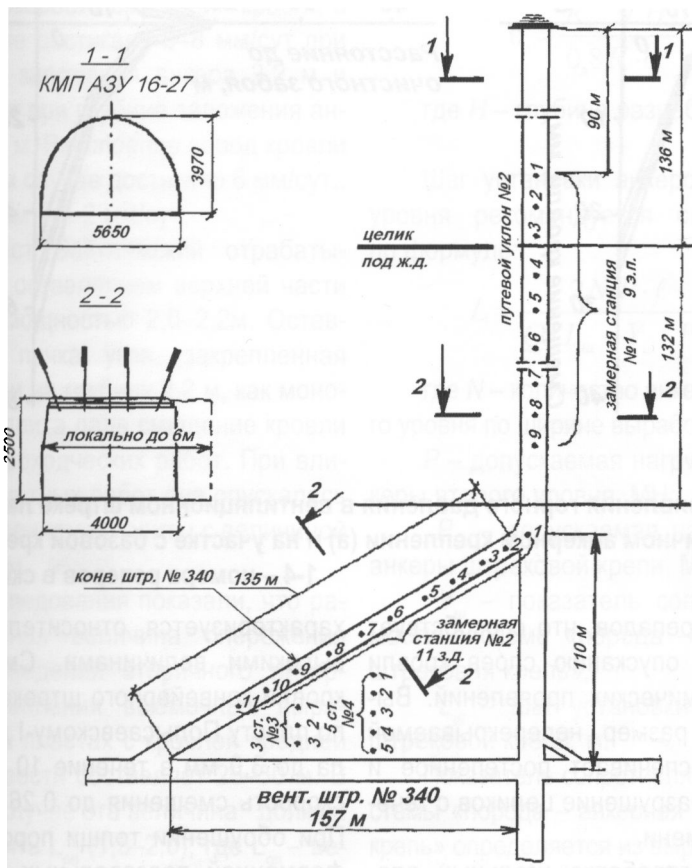


Рис. 1. Схема расположения замерных станций при отработке пласта Польшаевский-I на шахте «Им. 7 Ноября».

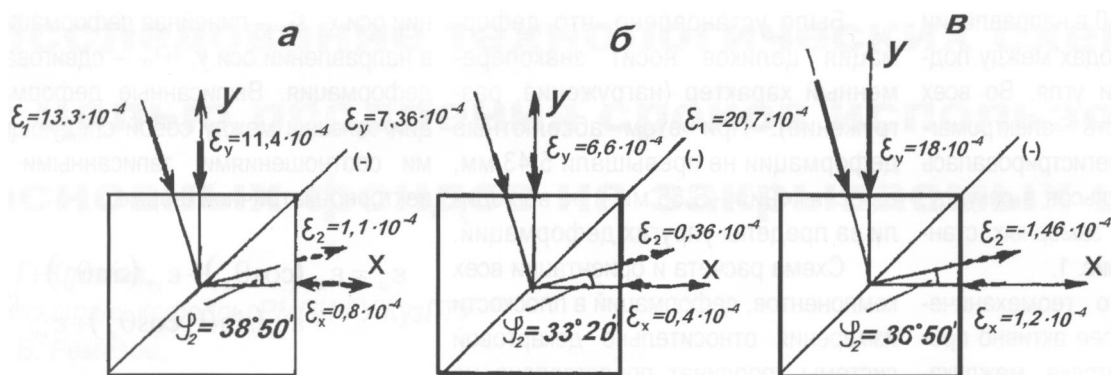


Рис. 2. Ориентация главных деформаций в плоскости измерений:
а – период (28.10-29.11), б – период (29.11-23.12), в – период (28.10-23.12).

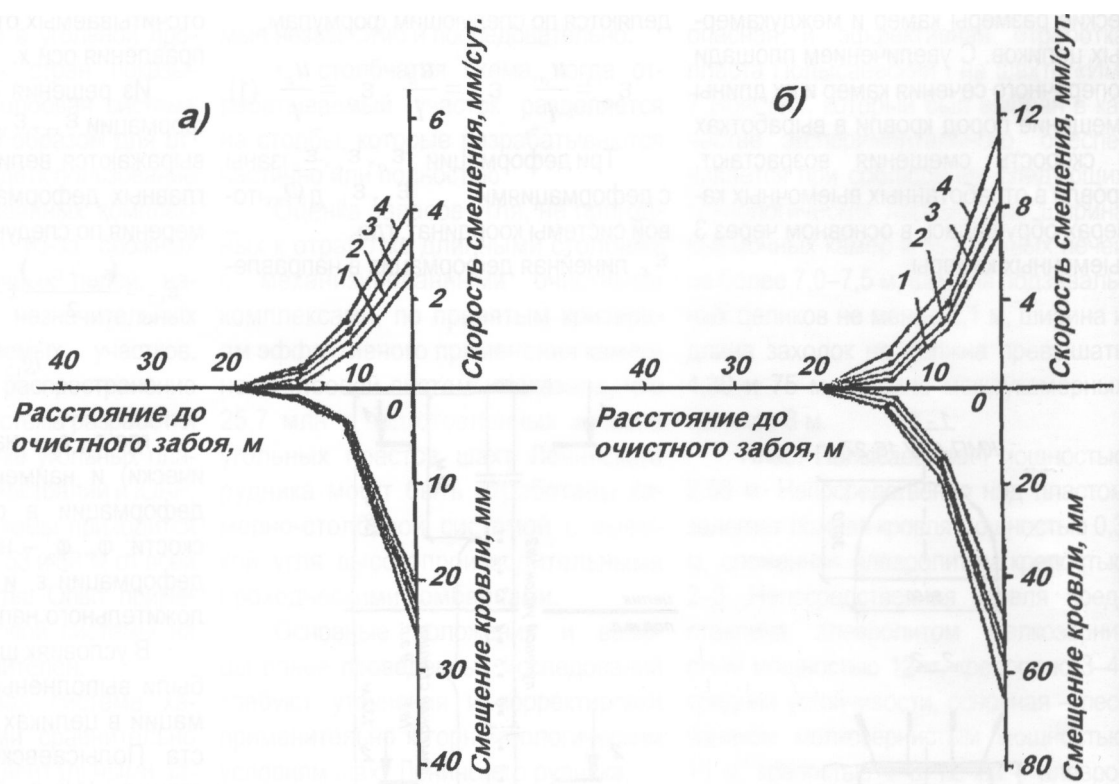


Рис. 3. Результаты проявления горного давления в вентиляционном штреке лавы 1170 при вторичном анкерном креплении (а) и на участке с базовой крепью (б):
1-4 – номера реперов в скважинах

горных работ 60÷70 м напряжения в целиках составили 1,9–3,1 МПа.

Исследования показали, что напряженно-деформированное состояние приконтурных слоев непосредственной кровли носит знакопеременный характер. Над выработками наблюдаются зоны разгрузки и растягивающих вертикальных напряжений глубиной до 1,2 м. Деформации кровли происходят без

резких перепадов, что способствует плавному опусканию слоев кровли без динамических проявлений. Выбранный размер неперекрываемой зоны обеспечивает постепенное и плавное разрушение целиков с течением времени.

При отработке угольных пластов камерно-столбовой системой разработки на малых глубинах смещение кровли и его скорость

характеризуется относительно невысокими величинами. Смещение кровли конвейерного штрека № 340 по пласту Польшаевскому-I достигала до 3,0 мм в течение 10 суток, а скорость смещения до 0,26 мм/сут. При обрушении толщи пород с деформацией подзавальных целиков отмечен рост смещений кровли конвейерного штрека до 11 мм, скорости смещения до 1,0 мм/сут.

С увеличением глубины разработки увеличивается смещение кровли, сопровождаемое потерей устойчивости пород кровли в подготовительных выработках, в особенности на сопряжении выработок, закрепленных анкерной крепью.

В связи с этим были выполнены исследования проявлений горного давления на сопряжениях подготовительных и очистных забоев, закрепленных анкерами глубокого заложения на шахтах «Октябрьская» по пласту Полысаевскому-I, «Им. 7 Ноября» по пласту Надбайкаимскому и «Колмогоровская» по пласту Байкаимскому. Исследования проводились при глубине заложения анкеров 2,2 и 3,5–4,0 м.

Величина абсолютных смещений пород кровли при глубине заложения анкера 3,6 м составляла 26 мм, 2,2–66 мм (рис. 3). Активная зона смещения кровли отмечена на расстоянии 8–10 м впереди очистного забоя. Скорость смещения кровли в этой зоне достигала 6–8 мм/сут при глубине заложения анкера 2,2 м и 2–3 мм/сут при глубине заложения анкера 3,6 м. Расслоение пород кровли в первом случае достигало 6 мм/сут., во втором – 1–2 мм/сут.

Пласт Байкаимский отрабатывался с оставлением верхней части пласта мощностью 2,0–2,2 м. Оставленная пачка угля, закрепленная анкерами на глубину 2,2 м, как монолитная плита дала смещение кровли после проходческих работ. При влиянии очистных работ она опускалась с расслоением на плиты с величиной до 1,0 мм.

Исследования показали, что рациональная величина опережения при возведении вторичного анкерного крепления выемочных выработок на пластах с кровлей средней устойчивости составляет 25–30 м. В общем случае эта величина должна составлять $L_{он}$ (1,5–2,0), где $L_{он}$ – величина зоны опорного давления.

Исследования были проведены при усилении крепи выработок

составными и канатными анкерами глубокого заложения. Применение обоих типов анкеров обеспечило устойчивое состояние пород кровли на сопряжениях выработок.

Установлено, что для предотвращения отрыва пород, залегающих выше расчетной глубины расслоения, требуемая глубина заделки стержней анкеров второго уровня в устойчивую часть массива на сопряжениях выработок должна быть не менее

$$\ell_3 = \frac{3 \cdot \sigma}{2(\sigma - \sigma_{кр})} \sqrt{\frac{2\gamma \cdot a \cdot \sigma \cdot L_{кр}}{K \cdot \sigma}} (1 + \varepsilon) \quad (5)$$

где σ – расчетная глубина расслоения пород кровли, м;

$L_{кр}$ – шаг установки анкерной штрековой крепи, м;

a – ширина выработки в проходке, м;

σ – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа;

ε – критерий напряженности породного массива.

$$\varepsilon = \frac{K_{сж} \gamma H}{0,8 K \cdot \sigma} \quad (6)$$

где H – глубина разработки, м;

Шаг установки анкеров второго уровня рекомендуется определить по формуле:

$$L = \frac{2N P \cdot \ell}{Q \cdot L_{кр} - Y_{кр} \cdot P_{кр}} \quad (7)$$

где N – количество анкеров второго уровня по ширине выработки, шт.;

P – допускаемая нагрузка на анкер второго уровня, МН;

$P_{кр}$ – допускаемая нагрузка на анкер штрековой крепи, МН;

$Y_{кр}$ – показатель сопротивляемости системе «порода – анкерная штрековая крепь»;

$L_{кр}$ – шаг установки анкерной штрековой крепи, м.

Показатель сопротивляемости системы «порода – анкерная штрековая крепь» определяется из выражения

$$Y_{кр} = \frac{N^2 (\ell_{кр} - \Delta_{кр})}{a \cdot (N_{кр} + 1)} + \frac{2P_{кр}}{\gamma_a (\ell_{кр} - \Delta_{кр}) \cdot L_{кр}} \quad (8)$$

где $N_{кр}$ – число анкеров, установленных по ширине выработки;

$\ell_{кр}$ – длина анкеров штрековой крепи, м;

$\Delta_{кр}$ – длина участка закрепления стержня анкера в скважине, м;

$\Delta_{кр}$ – длина концевой участка анкера штрековой крепи, выступающего из скважины, м.

В камерах и заходках смещение кровли в период обрушений носит дискретный характер: на фоне постоянного опускания кровли наблюдаются участки со скачкообразным изменением смещения пород. Установлено, что такой характер смещения определяется деформацией подзавальных целиков. В деформации целиков можно выделить две схемы.

Первая схема, когда целик угля при деформировании приобретает коническую форму. При такой схеме по высоте целика формируется неоднородное напряженное состояние. По поверхностям контактирования целика с почвой и кровлей наряду со сжимающими вертикальными силами действуют горизонтальные силы, препятствующие развитию поперечных деформаций вблизи контактных поверхностей. По мере удаления от контактных поверхностей действие горизонтальных сил ослабевает, что приводит к образованию зоны одноосного сжатия, деформации целика с образованием конической формы. Данная схема характерна для целиков, когда высота целика больше ширины более чем в 1,2–1,25 раза.

При отношении высоты целика к ширине 1,0 и менее раза наблюдается косое разрушение целика. Наблюдения показали, что косое разрушение целика менее благоприятно для поддержания кровли, чем коническое.

Установлено, что длина камеры и ее ширина являются основными геометрическими параметрами, от которых зависит смещение кровли и давление пород на крепь камеры.

При отработке междуканерных целиков текущее смещение кров-

ли зависит от общей отработанной площади в блоке, площади сформированных подзавальных целиков и технологии отработки целика. При отработке междуканального целика величина смещения кровли в 2–2,2 раза превышает смещение кровли при проведении и расширении камеры.

Параметры выемочного участка должны выбираться из условия обеспечения максимальной безопасности в заходках и камерах. Наиболее благоприятные условия обеспечиваются, когда ширина участка выбирается с учетом показателя интенсивности нагружения элементов и фактической глубины работ.

$$L_y = JH \quad (9)$$

где L_y – ширина участка, м;

J – интенсивность нагружения целиков;

H – глубина разработки, м.

Длина камеры определяется из выражения

$$L_{\max} \geq L^o + 2h_{ак} \operatorname{ctg} \psi_3 \quad (10)$$

где L^o – прогнозируемый шаг осадки основной кровли, м;

$h_{ак}$ – мощность активной кровли, м;

ψ_3 – угол полных сдвижений пород активной кровли, град.

$$L_o = K_c h_{ук} \sqrt{\frac{2\sigma_p}{\gamma_{cp} \cdot (H - h_o)}} \quad (11)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления;

σ_p – допустимое сопротивление пород основной кровли на растяжение, т/м²;

γ_{cp} – средневзвешенный объемный вес пород, залегающих выше активной кровли, т/м³;

h_o – мощность основной кровли, м.

Выбор ширины камеры предварительно осуществляется как технологический параметр, исходя из размеров выемочного комбайна с учетом выполнения операций по выемке и последующей проверкой устойчивости пролета.

Устойчивость пролета выработки обеспечивается при условии

$$l_{np} \geq 2a \quad (12)$$

где l_{np} – устойчивый пролет выработки, м;

$2a$ – фактический пролет выработки, м.

$$l_{np} = \sqrt{\frac{2\sigma_p h_o (1 - K_{зад} \frac{\gamma h_{ак}}{\sigma_{сж}})}{K_{np} \gamma_{cp}}} \quad (13)$$

где K_{np} – коэффициент, учитывающий пригрузку пород, расположенных выше активной кровли, принимается равным 2;

$K_{зад}$ – коэффициент, учитывающий закрепление слоя пород в заделке на изгибающий момент.

Ширина междуканальных целиков должна выбираться исходя из необходимости использования части его на формирование подзавальных целиков.

Ширина и длина заходки предварительно выбираются по параметрам применяемого комбайна, затем производится проверка их по условию обеспечения устойчивости непосредственной кровли в заходке путем сравнения устойчивой площади обнажения кровли условной одиночной выработки с площадью обнажения кровли.

Смещение пород кровли в камерах происходит по двум схемам. Первая схема с образованием устойчивой формы свода обрушений. Нагрузка пород кровли на крепь выработки определяется массой пород в пределах свода обрушения. Такая схема образуется на участках с неустойчивыми и средней устойчивости породами непосредственной кровли. По второй схеме сдвигание пород кровли происходит в форме трапеции толстыми плитами. Нагрузка на крепь выработки определяется массой плиты, потерявшей связь с вышестоящими породами. Такая схема сдвигания наблюдается при наличии в кровле выработки устойчивых пород. В качестве критерия устойчивости пролета

выработки принимается относительный прогиб несущего слоя. Породы непосредственной кровли обладают структурной нарушенностью: трещиноватостью, слоистостью, зернистостью, пористостью и др. Прочностные характеристики пород изменяются также по технологическим причинам. Поэтому в расчетах устойчивости кровли выработок рекомендуется учитывать коэффициент структурного ослабления кровли.

По результатам испытаний и исследований разработаны технологические схемы с применением камерно-столбовой системы, которые по способу управления кровлей предполагают полное обрушение кровли и закладку выработанного пространства.

Применение того или иного способа управления кровлей предусматривается при отработке запасов угля:

- в целиках и пожароопасных пластах – с литой твердеющей закладкой;
- в целиках – с литой твердеющей закладкой в сочетании с обрушением;
- в целиках – с обрушением с выемкой части запасов и оставлением целиков;
- на участках любой формы и ограниченных размеров – с обрушением.

Основная сущность технологии ведения работ заключается в разделении технологических процессов проведения камер и отработки междуканальных целиков на отдельные этапы и в соблюдении строгой последовательности выполнения этапов технологического цикла.

Для конкретного исследования оставленных по шахтам целиков их показатели были сведены в таблицы 1.1 и 1.2. Исследуя данные таблицы, необходимо сделать вывод о том, что наибольшее количество оставленных запасов в целиках находится на шахте «Им. 7 Ноября». Они составляют 12545,1 тыс. тонн. При этом необходимо отметить, что все целики угля по данным шахты вытянуты по простиранию. В то же время

Таблица 1.1.
Оценка запасов угля по форме целиков и их расположению

Шахта	Пласт	Форма целика, количество, шт.	Запасы угля в целиках, тыс. тонн	Расположение участков, количество, шт.
им. 7 Ноября	Байкаимский	Треугольная,2	2201	По простиранию, 5
		Трапедия,2	1953	
		Прямоугольная,1	3892	
	Полысаевский-1	Треугольная,1 Трапедия,2	65,1 781,9	По простиранию, 3
	Полысаевский-2	Трапедия,1 прямоугольная,1	956,3 940,8	По простиранию, 2
	Надбайкаимский-2	Треугольная,2 Трапедия,3 Прямоугольная,1	324 1130 301	По простиранию, 5
ИТОГО по шахте			12545,1	
Кольчугинское	Байкаимский	Треугольная, 1	945,0	По простиранию, 4
		Трапедия,1	1160,5	
		Прямоугольная,1	643,0	
	Надбайкаимский	Трапедия,3 Прямоугольная,1	1148,9 439,7	По простиранию, 4
	Поджуринский-5	Трапедия,3	2498,3	По простиранию, 3
ИТОГО по шахте			6835,4	

Продолжение табл. 1.1

Шахта	Пласт	Форма целика, количество, шт.	Запасы угля в целике, тыс. тонн	Расположение целиков, количество, шт.
им. Ярославского	Журинский н.сл.	Трапедия,1 Прямоугольная,2	263,9 379,3	По простиранию, 3
ИТОГО по шахте			643,2	
Комсомолец	Толмачевский	Трапедия,3 Прямоугольная,3	2481,2 594,5	По простиранию, 4 По падению, 2
	Бреевский	Трапедия,5	1328,8	По простиранию, 4 По падению, 1
ИТОГО по шахте			4404,5	
им. С.М.Кирова	Толмачевский	Треугольная, 1 Трапедия,2	221,5 1115,1	По простиранию, 2
ИТОГО по шахте			1336,6	
ИТОГО по шахтам			26764,8	

Таблица 1.2
Характеристика условий залегания угольных пластов

Шахта	Пласт, МПа $\sigma_{ск}$	Мощ- ность пласта, м	Угол пада- ния, град.	Характеристика пород кровли								
				ложной		непосред- ственной			Основной			
				мощ- ность, м	породы	$\sigma_{ск}$ МПа	мощ- ность, м	породы	$\sigma_{ск}$ МПа	мощ- ность, м	породы	$\sigma_{ск}$ МПа
им. 7 Ноября	Полысав- ский-1 15	2,5-2,8	3-4	-	-	-	6,0	алевролит	30-40	36	песчаник	40-60
	Полысаев- ский-2 13	4,5-4,6	3-5	-	-	-	1,5-1,2	алевролит	30-40	44	песчаник	60

	Байкаимский 14	4,2-4,5	2-5	0,6	алевролит	30-40	6,0	алевролит	50	40-50	песчаник	40-50
	Надбайкаимский 14	2,6-3,1	3-4	0,3	алевролит	30	3-6	алевролит	40-50	20-25	песчаник	50-60
им. С.М.Кирова им. Ярославского ш/у Кольчугинское	Толмачевский 15	2,3-2,4	6	0,2	аргиллит	20	2-3	аргиллит	30	20	песчаник	50-70
	Жури́нский Нижний слой 10-12	2,2-2,4	6-7	-	-	-	10	аргиллит сжавшийся	30-40	30	песчаник	60
	Байкаимский 15	3,0	6-7	0,4	аргиллит	30	0-8	аргиллит	30-60	30-50	песчаник	50-100
	Поджуринский 12-15	2,8-3,3	4-6	0,2	аргиллит	20-30	2-3	алевролит	30-40	20-25	песчаник	60-80
	Надбайкаимский 14	2,5-3,2	4-6	0,3	аргиллит	20-30	3-6	аргиллит	30-60	70	Песчаник алевролит	60-80
Комсомолец	Толмачевский	2,1-2,3	6-7	-	-	-	0-5	алевролит	35-40	6-14	песчаник	60
	Бреевский	2,5-3,4	5	-	-	-	5	аргиллит	30-40	8	алевролит	40-50

Таблица 1.3
Распределение запасов угля, пригодных к выемке камерно-столбовой системой, на шахтах Ленинского рудника

Шахта	Пласт	Средняя мощность пласта, м	Угол падения пласта, град.	Промышленные запасы угля, тыс. т.	Характеристика пород кровли	
					непосредственной	основной
Им. 7 Ноября	Байкаимский	4,4-4,5	1-5	8046,0	Алевролит $m=2-8м$, $f=3-5$ средней устойчивости	Песчаник $m=4-10м$, $f=5-7$ устойчивый
	Полысаевский-1	2,5-2,8	1	847,1	Алевролит $m=6м$, $f=3-4$ неустойчивая	Песчаник $m=3-6м$, $f=4-6$
	Полысаевский-2	4,5-5,6	2-3	1897,3	Алевролит $m=1,5-12м$, $f=3-4$, неустойчивая	Песчаник m до 44м, $f=6$
	Надбайкаимский-2	2,6-3,1	1-3	1754,7	Алевролит $m=2-6м$, $f=3-5$, средней устойчивости	Песчаник $m=20-34м$, $f=7$
Красноярская	ИТОГО по шахте:			12545,1		
	Байкаимский	3,0	4-11	2748,5	Аргиллит $m=0-8м$, $f=3-6$, средней устойчивости	Песчаник $m=30-35м$, $f=5-10$
	Надбайкаимский	2,5-2,8	7-13	1587,3	Аргиллит $m=12м$, $f=2-6$ средней устойчивости	Аргиллит, песчаник алевролит $f=2-10$
	Поджуринский-5	3,1	2	2498,3	Аргиллит $m=0-4м$, $f=5-6$ средней устойчивости	Песчаник $m=18-30м$, $f=7-10$
	ИТОГО по шахте:			6834,1		
Им. Ярославского	Жури́нский	2,1-2,4	1-3	643,2	Алевролит $m=6-14$, $f=3-4$ неустойчивая	Алевролит, песчаник $m=8-18м$, $f=5-6$

Комсомолец	Толмачевский	2,1-2,3	5-6	3075,5	Алевролит $m=0-5$, $f=3$ средней устойчивости	Песчаник $m=10-16$ м, $f=6$
	Бреевский	2,0-3,0	4-6	1328,8	Алевролит $m=5$ м, $f=4$ средней устойчивости	Песчаник $m=15$ м, $f=6-7$
	ИТОГО по шахте:			4404,3		
Им. С.М.Кирова	Толмачевский	2,3	3-9	1336,6	Аргиллит $m=4$ м, $f=3-4$ средней устойчивости	Песчаник $m=15$ м, $f=5-6$
ВСЕГО				25764,8		

Таблица 1.4
Календарный план отработки запасов юго-западной прирезки пласта

Промышлен- ные запасы, тыс.т		Механизация очистных работ	Добыча горной массы																					
По чистому углю	По горючей массе		по годам																					
			2009		2010				2011				2012				2013				2014			
			III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV
2140	2525	Тагор-24/50-ПОз, SL-500, PF4/1132	195	105	1050	230																		
2766	3265					470	1050	1050	695															
3346	3950								5	1050	1050	1050	795											
1813	2140													955	1050	135								
4040	4770															565	1050	1050	1050	1050	5			
1059	1250																				695	555		
15164	17900																							
По кварталам с очистного забоя			195	1050	1050	700	1050	1050	700	1050	1050	1050	795	955	1050	700	1050	1050	1050	1050	700	555	0	0
По кварталам от про- ведения выработок			60	60	60	60	60	60	60	48	36	12	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
По годам			1365		4090				4006				3500				4200				1255			
Количество очист- ных забоев			1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0
Количество под- готовительных забоев			5	5	5	5	5	5	5	4	3	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Количество пере- монтажей			0		1				1				2				0				1			

согласно табл. 1.2 мощность угольных пластов составляет от 2,5–2,8 м (пл. Польшаевский) до 4,2–4,5 м (пл. Байкаимский). Угол падения этих пластов составляет от 3 до 7° максимально. Характеристика пород кровли нашла отражение в таблице 1.3.

В настоящее время на 01.07.2009 г. на шахте «7 Ноября» в связи с отработкой основных запасов по пластам Польшаевский I-II, Надбайкаимскому остались запасы только по пласту Байкаимскому в объеме 17900 тыс. т по горной массе.

Запасы в объеме 17900 тыс. т угля по пласту Байкаимскому позволят шахте проработать до 01.07.2014г. с

годовой нагрузкой в среднем 4000 тыс. т. Таким образом, шахте осталась существовать 5 лет.

Движение запасов по годам указано в таблице 1.4.

Но в то же время, как видно из таблицы 1.1, запасы угля по пласту Байкаимскому, оставленные в различных целиках, составляют 8046 тыс. тонн.

Таким образом, если, начиная со второй половины 2014 г. организовать добычу из целиков с годовой нагрузкой 1,0 млн т, то можно продлить жизнь шахты на 8 лет, т.е. до 2022 года, тем самым увеличив коэффициент извлечения угля и увеличив

срок (коэффициент) использования основных фондов.

На шахтах Ленинского рудника отсутствует опыт отработки угольных пластов мощностью 4–5 м по камерно-столбовой технологии, но такой опыт наработан на других шахтах Кузбасса, в частности на шахтах «Усинская», «Им. В.И. Ленина» и шахте «Распадская».

Основываясь на опыте отработки подобных угольных пластов, на данных шахтах можно рекомендовать для отработки пл. Байкаимского на шахте «Им. 7 Ноября» использовать наработанные технологические схемы № 9, 10 [27]. □

Литература

1. Крошкин И. С. Оценка целесообразности внедрения камерно-столбовой системы разработки на шахтах РФ / И. С. Крошкин, А. В. Брайцев, С. В. Шатилов // Уголь. - 1998. - № 3. - С. 21–35.
2. Судоплатов А.П. Разработка угольных месторождений короткими очистными забоями / А.П. Судоплатов - М: Недра, 1962. - 304с.
3. Короткозабойная технология отработки пологих пластов / Ю.Д. Торф, Г.Е. Лукашов // Уголь. - 1998. - № 7. - С. 18-21.
4. Развитие коммерческих частных структур по добыче угля на базе закрываемых шахт / А.В. Ремезов, Ю.П. Коломаров, З.И. Гараев, А.В. Ка-дошников // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно-техн. центр «Кузбасс-углетехнология». - Кемерово. - С. 92-96.
5. Совершенствование совмещенной технологии отработки лавы / А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов, А.С. Стариков // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Ассоц. «Кузбассуглетехнология». Кемерово, 1990. - С. 66-69.
6. Оработка оставленных целиков угля на шахтах филиала «Ленин-скуголь» ОАО «УК «Кузбассуголь» / В.Г. Климов, З.М. Гараев, Л. М. Ко-новалов, А.В. Ремезов // Уголь. - 2001. - № 6. - С. 25- 27.
7. Определение параметров камерно-столбовой системы при отработке целика угля неправильной формы в пределах горного отвода ОАО «Шахта им. 7 Ноября» / А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов, З.М. Гараев, В.Г. Климов // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно-техн. центр «Кузбасс-углетехнология». -Кемерово, 2001. - С. 11-23.
8. Опыт отработки пласта 7-7а в горно-геологических условиях шах-ты «Распадская» при помощи камерно-столбовой технологии / А. В. Ремезов, СИ. Калинин // Совершенствование технологических процессов при разработке полезных ископаемых: сб. науч. тр. / Научно-техн. центр «Кузбассуглетехнология». - Кемерово. 2004 - № 20. - С. 18-20.
9. Совокупность новых технических, технологических и экономических решений при строительстве новых угольных предприятий / А.В. Ремезов, С.И. Скопинцев, В.В. Ермак и др. // Вестник КузГТУ. - Кемерово, 2003. - № 4. - С. 32-38.
10. Угольная промышленность за рубежом / В.Е. Зайденварг и др. - М.: Горная промышленность, 1993. - 390 с.
11. Обоснование технологии отработки запасов угля, оставленных в целиках на шахтах филиала «Ленин-скуголь» ОАО «УК «Кузбассуголь» / В.Г. Кшиов, Ю. Д. Гараев, Л. М. Коновалов, А. В. Ремезов // Уголь. - 2001. - С. 25-27.
12. Толмачев С. А. Заключение № 4 на отработку участка пласта Польша-саевского-1 в шахтном поле ОАО «Шахта им. 7 Ноября» / С. А. Толмачев; СФ ВНИМИ. - Прокопьевск, 2001.
13. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с короткими забоями для пологих пластов Кузбасса / ВНИМИ ЭНИМИ. - Л., 1965.-85 с.
14. Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля / ВНИМИ. - Л., 1973. - 130 с.
15. Слесарев В. Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В. Д. Слесарев. - М.: Улетехиздат, 1948. - 195 с.
16. Временное руководство по определению степени опасности напряженно-деформированного состояния кровли при камерно-столбовой системе отработки мощного пологого пласта с использованием самописца СПН-72 / КузНИУ. - Кемерово, 1998. - 9 с.
17. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. -М.: Недра, 1980.-360 с.
18. Обоснование методов выбора рациональных технологических параметров камерно-столбовой системы для отработки пологих пластов в сложных горно-геологических условиях: отчет по научно-исследовательской работе / СФ ВНИМИ. - Прокопьевск, 2001. - 283с.
19. Методическое пособие по определению основных параметров систем разработки с короткими забоями для пологих пластов Кузбасса / ВНИМИ. - Л., 1965. - 87 с.
20. Венцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Венцель. - М.: Высшая школа, 1965. - 576с.
21. Временное руководство по определению степени опасности напряженно-деформированного состояния кровли при камерно-столбовой системе отработки мощного пологого пласта с использованием самописца перемещений СПН-72 / КузНИУ. - Прокопьевск, 1998. - Юс.
22. Анализ методов расчета между камерных целиков / С.И. Калинин, Б.П. Агудалин // Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. - Кемерово, 2001. - С. 56-66.
23. Методические указания по определению несущей способности целиков / ВНИМИ. - Л., 1972.-90 с.
24. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. - СПб., 2000.-70с.
25. Правила безопасности в угольных шахтах ПБ.05-618-03 / ГУЛ НТЦ БП. - М., 298 с.
26. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. - СПб., 2003. -55 с.
27. Диссертация на соискание ученого звания «Кандидат технических наук» В.Г. Климов, 2009г. - 151с.