

УДК 622.272:622.281.8

*Е.И. Винников***ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ БОКОВОЙ
УСТОЙЧИВОСТИ СЕКЦИЙ НА КИНЕМАТИКУ
КРЕПИ В ПЛОСКОСТИ ПЛАСТА**

Семинар № 16

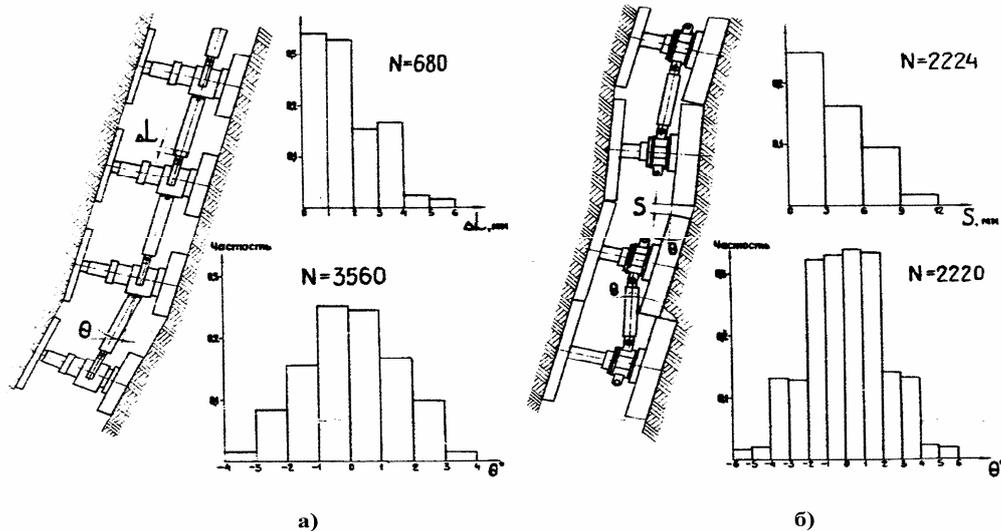
В работе рассмотрены два вида кинематических схем крепей с различными способами обеспечения устойчивости в профильной плоскости. Так, в крепях с одностипными парами (рис. 1, а) устойчивость секций обеспечивается за счет жесткости гидроштанг в профильной плоскости, а приспособляемость к гипсометрии пласта осуществляется за счет запаса подвижности стойки относительно кинематической цепочки гидроштанг, а между соседними основаниями и верхними перекрытиями образован зазор, величина которого не позволяет им контактировать между собой.

В крепях с комбинированными кинематическими парами устойчивость секций в профильной плоскости обеспечивается за счет контактирования соседних секций по основаниям и верхним перекрытиям.

С точки зрения аналитических и шахтных исследований кинематическая схема крепей с одностипными парами является более простой, так как верхняки и основания не контактируют между собой, а расчет, как показывает математическое моделирование схемы с комбинированными парами, достаточен для определения конечных положений секций крепи.

Опора секций по верхнякам и основаниям в профильной плоскости конструктивно проста, но в шахтных условиях из-за гипсометрии пласта и неровностей боковых пород происходит расстыковка сек-

Рис. 1. Влияние гипсометрии пласта на кинематику крепей с различными типами связей



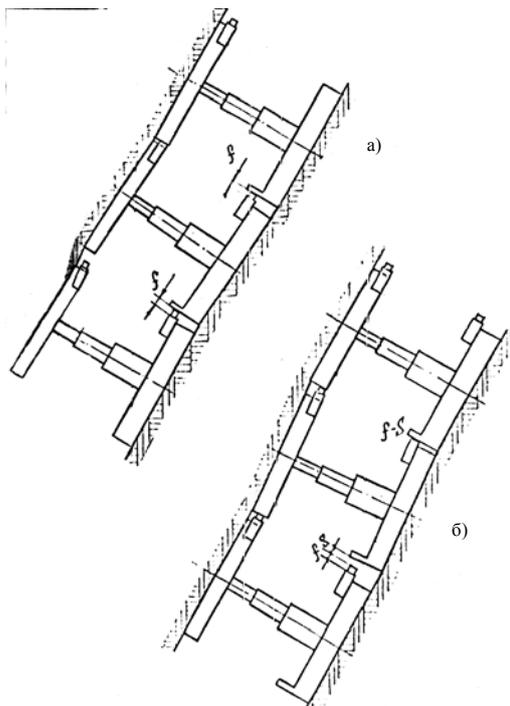


Рис. 2. Схема для определения величины зазоров по верхним перекрытиям

ций. Величина расстыковки S , по основаниям оказывает влияние на фиксацию секций в конечном положении шага в плоскости пласта и является одной из причин заклинивания секций.

Как следует из гипотезы рациональных кинематических пар, комбинирование различных типов пар в одной кинематической схеме крепи не рекомендуется. Отсюда вывод, что приведенная схема с гидропатронами по основаниям и по верхним перекрытиям также должны применяться гидропатроны, а значит и опора верхних перекрытий в плоскости пласта должна осуществляться через гидропатроны (рис. 2). Как вариант, определение величины зазора по верхним перекрытиям определим из условия, что кинематическая схема крепи в плоскости по основаниям секций принимаем за основную.

Возможны два варианта кривизны пласта (рис. 2, а, б). При первом варианте расположения секций (рис. 2, а) происходит раскрытие стыков верхняков, при условии установки секций по нормали к

почве, что на кинематику крепи по основаниям влияния не оказывает, а постоянство интервалов по основаниям сохраняется. При втором варианте расположение секций (рис. 2, б) происходит уменьшение зазоров по верхнякам за счет складывания гидропатронов, при том же условии. Определим величину уменьшения интервалов по верхнякам, исходя из конструктивных размеров крепей с комбинированными парами. При ширине основания 930 мм и минимальной кривизне гипсометрии крутого пласта $R = 30$ м (по данным ИГД им. А.А. Скочинского), $\text{tg}\varphi = 0,031$.

Из этих условий уменьшение зазора по верхнякам составит $f^{\text{‰}} = 0,031 \cdot 1120 = 35$ мм, где величина, например, 1120 мм – высота секции при максимальной раздвижке стоек секции. Однако шахтные исследования крепей с комбинированными и однотипными кинематическими парами показывают, что при наличии местных нарушений боковых пород угол относительно перекоса достигает 6° , при условии нормальной установки оси секций к поверхности почвы, исходя из этих условий $f^{\text{‰}} = 105$ мм. Такой зазор уменьшает коэффициент затяжки кровли и увеличивает удельное давление на кровлю до 14 %. Определение оптимальной величины зазора по верхнякам можно вычислить, например, исходя из коэффициента затяжки кровли. В крепях с комбинированными связями он равен 0,9. Исходя из этого, оптимальная величина зазора по верхним перекрытиям $f^{\text{‰}} = 83$ мм (рис. 2, в, г).

Для данного примера $f^{\text{‰}}$ является максимально допустимой величиной. Следовательно, оптимальная величина зазора по верхнякам, исходя из коэффициента затяжки кровли ($f^{\text{‰}} = 83$ мм) и от угла относительно перекоса, ($f^{\text{‰}} = 105$ мм) различные по величине.

Рассмотрим на примере, что в этом случае будет происходить (рис. 3, а, б). Если во время распора второй секции угол относительно перекоса достигает 6° , то 83 мм будут компенсированы за счет складывания верхних гидропатронов, а остальные 22 мм – за счет перекоса стойки относительно основания (рис. 3, а). Однако возможен и второй вариант расположения секций в профильной плоскости, когда при распоре второй секции (рис. 3, б) будет уменьшаться зазор f по основаниям.

Очевидно что, такой вариант расположения секций крепи в конечных положениях может приводить к заклиниванию линейных секций при их многократных передвижениях. В этом случае необходимо при распоре секций включить верхние гидропатроны (от передвигаемой секции) на основаниях секций, чтобы компенсировать уменьшение зазора. В профильной плоскости происходит смещение оснований относительно верхняков, что вызывает перекосяк секций крепи относительно оси.

Анализируя вышеизложенное, можно сделать вывод, что управление гидропатронами нужно производить в следующем порядке:

Рис. 3. Боковая устойчивость секций крепи со связями скользящего типа

а) при монтаже крепи в лаве необходимо, чтобы все гидропатроны по основаниям и верхнякам имели максимальную раздвижность;

б) во время движения секции нижние гидропатроны по основанию и верхняку секции гидравлически раздвигаются, а верхние связаны со сливом или принудительно складываются;

в) в конечном положении шага секции нижние гидропатроны по основанию от передвигаемой секции гидравлически раздвигаются до максимальной величины, а нижние гидропатроны верхняка остаются запертыми;

г) во время распора секции нижние гидропатроны от передвигаемой секции гидравлически заперты, а верхние – раздвигаются.

Эти исследования показывают, что при проектировании кинематических схем ОМК должно учитываться их пространственное устройство, а основной может быть только одна кинематическая схема комплекса в плоскости пласта.

Коротко об авторах

Винников Е.И. – доцент, кандидат технических наук, филиал Санкт-Петербургского государственного горного института им. Г.В. Плеханова (технического университета) «Воркутинский горный институт».

© **В.В. Габов, С.Л. Иванов,**
Д.А. Задков, А.А. Банников,
2005

УДК 622.236.001.5

В.В. Габов, С.Л. Иванов, Д.А. Задков, А.А. Банников
РАЗВИТИЕ СПОСОБОВ ОТДЕЛЕНИЯ УГЛЯ
ОТ МАССИВА ДОБЫЧНЫМИ МАШИНАМИ

Семинар № 16

Проблемы минимизации затрат на добычу угля требуемого качества (снижение энергоёмкости, зольности, выхода мелких классов, повышение устойчивости технологического процесса) возникли с момента создания первых средств механизации тяжелых ручных работ в очистных забоях шахт. Ни одна из названных проблем не может считаться решенной и сейчас при повсеместном освоении современных высокопроизводительных и высокоэнерговооруженных очистных механизированных комплексов.

Для изыскания новых более прогрессивных технических решений комплексной механизации очистных работ необходим анализ опыта, который был накоплен при создании и развитии выемочных машин. В литературе достаточно хорошо рассмотрен исторический анализ развития выемочной техники с позиций компоновки и их конструкторской проработки, но при этом, недостаточно исследованы особенности развития способов отделения угля от массивов (СОУМ), являющихся основой технологического процесса в очистном забое. Под СОУМ понимается последовательность пространственных перемещений исполнительного органа при разрушении массива (в данном случае резанием) с выполнением необходимых маневровых операций и соответствующие «подвигания» поверхности локального очистного забоя [1]. Резание углей считается наименее энергоёмким и наиболее эффективным по сравнению с другими способами и, как следствие, наиболее востребованным на каждом этапе развития выемочных машин.

Для сравнительной оценки совершенства способов могут быть использованы абсолютные и относительные показатели [1], характеризующие уровень интенсивности процесса по производительности, энергопотреблению в целом по забою и в его активной зоне, удельному расходу энергии, качеству угля по гранулометрическому составу, зольности и др. В данном случае будем рассматривать способы только с

позиции удельного расхода энергии (H_w), качества угля по гранулометрическому составу (η_{cp}), зольности (η_z) и устойчивости процесса в очистном забое при заданной его интенсивности (производительности).

Удельный расход энергии при добычи угля очистными комбайнами может быть определён (рис. 2) по известным отношениям: $H_w = \frac{P_{cp}}{60 \cdot Q} = \frac{A}{K_h \cdot h} + \frac{B}{K}$. Здесь P_{cp} – мощность потока энергии, потребляемой из сети двигателем, кВт; Q – соответствующая осредненная производительность выемочной машины при непрерывной работе, т/мин; A, B – параметры энергетической характеристики выемочной машины; K_h – коэффициент, зависящий от толщины среза h ; $K = 60 B_s H \gamma$; B_s – ширина захвата исполнительного органа, м; H – мощность пласта, м; γ – плотность угля в массиве, т/м³.

Для оценки способа по фактору качества угля по гранулометрическому составу или зольности введём следующий показатель:

$$\eta_j = \frac{G_{kj} \cdot C_{kj}}{\sum_{i=1}^n G_{ji} \cdot C_{ji}}$$

где j – индекс учитываемого фактора оценки качества угля; $i = 1, 2, 3, \dots, n$ – номер фракции по какому-либо из рассматриваемых факторов качества; G_{kj} – количество угля в наиболее ценной фракции в общем объеме добываемого угля, т; C_{kj} – цена наиболее ценной фракции угля, руб/т; G_{ji} – количество угля i -ой фракции по рассматриваемому фактору качества в общем объеме, т; C_{ji} – цена отдельной фракции угля по рассматриваемому фактору качества, руб/т.

Все другие i -е фракции сравниваются с лучшей фракцией k , которую целесообразно принять в качестве базы для сравнения. При этом $1 - \eta_i$ является относительной оценкой потерь от снижения качества добываемого угля по j - фактору качества.

Используя в качестве показателя эф-

фективности процесса очистных работ производительность рабочего очистного забоя во времени профессор Г.И. Ягодкин чётко выделил три этапа развития средств механизации очистных работ и соответствующих технологий: буровзрывной, комбайновой и комплексно-механизированной [2].

Начало первому этапу было положено применением буровзрывной отбойки с опережающим оформлением во времени вруба. Была сформулирована фронтальная широкозахватная буровзрывная технология в длинных забоях, которая характеризовалась цикличностью, многооперационностью, большим объемом ручных работ (погрузка, крепление, управление кровлей, породовыборка, бурение шпуров, зарядка, доставка взрывчатых веществ). Но при этом увеличилась интенсивность работ, нагрузка на забой и шахту.

Зольность добытого угля снижалась породовыборкой непосредственно в забое. Качество угля по гранулометрическому составу и снижение выхода негабаритов формировалось целесообразным расположением шпуров в забое и распределением взрывчатых веществ в шпурах. Понятие удельного расхода энергии на добычу еще не сформировалось. Особенности этой технологии примем за исходные при анализе последующих способов отделения угля от массива при его добыче.

Создание врубовых машин и проведение механическим способом опережающей щели привело к внедрению в практику ведения очистных работ способ «широкозахватный фронтально-фланговый, с буровзрывной технологией обрушения угля на врубовую щель». В результате значительно уменьшился объём буровых работ, снизился расход взрывчатых веществ, увеличились коэффициент использования шпура, величина захвата и нагрузка на забой. Производительность труда возросла в 1,5 раза. Общее качество угля по гранулометрическому составу было хорошее. При погрузке угля на конвейер производилась выборка породы, что снижало зольность, а

расположение в забое отбойных шпуров согласовывалось с трещиноватостью угольного массива, структурой пласта, то есть была возможность (хотя и незначительная) осуществления элементов избирательности для улучшения качества процесса. Однако разрушение массива во врубовой щели фрезерованием с малыми толщинами среза 0,5-1,0 см привело к росту удельного расхода энергии и переизмельчению (до 80 % штыба) полезного ископаемого. Устойчивость процесса в целом оставалась на низком уровне из-за многооперационности способа. Этот период характерен отработкой удачных конструкций баровых исполнительных органов, приводов резания и подачи. Была доказана сама возможность эффективного разрушения угля резанием.

Начался длительный новый этап развития способов полностью механического разрушения угольного массива в забое и создания угольных комбайнов, механизмирующих три основные операции: зарубку, отбойку и навалку угля на конвейер. Первые комбайны создавались на базе врубовых машин и были модернизацией их исполнительных органов – баров [3, 4].

Повышение степени дробления угля и переход на полностью механический способ отделения угля от массива пытались осуществить увеличением количества щелей, т.е. разделением массива на «блоки» по мощности пласта: сначала двухщелевой способ (рис.1, а), затем трёхщелевой, способ с использованием изогнутых и сложных пересекающихся щелей. Однако достаточного дробления и устойчивого процесса отделения угля от массива в целом достичь не удалось даже при 6-ти баровом исполнительном органе (рис. 1, б). Такие способы и исполнительные органы оказались довольно сложными. Изогнутые щели приводили к защемлениям исполнительных органов при осадке блоков. Машины были много-приводными, повысилась энергоёмкость отбойки, технологическая устойчивость процесса выемки оставалась на низком уровне. Общее качество угля по гранулометрическому составу со-

хранялось хорошим. Качество угля по зольности стало снижаться из-за отсутствия породотборки при погрузке. Машины, создаваемые до 1950 под этот СОУМ, не получили дальнейшего развития.

Устойчивость процесса удалось несколько повысить только с использованием контурного отделения блока угля от забоя кольцевой щелью (рис.1, в) и разрушением блока до кусков заданного размера (рис. 1, г), что должно было исключить выход негабаритов. Эта идея наиболее удачно была реализована

А.Д. Сукачём, М.В. Горшковым и другими в 1948 г. при создании угольного комбайна «Донбасс» флангового типа, который обеспечивал контурное отделение блоков от массива, разделение последних на целики и целиков на транспортабельные куски штангами, снабжёнными дисками и «клеваками» (рис.1, г).

При этом способ разрушения остался тем же – фрезерование с малыми толщинами среза, что привело к большому переизмельчению угля в щелях и, как следствие, к высокой энергоёмкости отбойки (до 2-2,5 кВт·ч). Качество угля по гранулометрическому составу несколько снизилось, а по зольности осталось на том же уровне, что и в предыдущем этапе. Массовое внедрение широкозахватных комбайнов, обеспечивающих полное механиче-

ское разрушение угля до транспортабельных кусков, одновременную их погрузку на конвейер и транспортировку, привело к увеличению производительности труда в 2 раза по сравнению с предыдущим периодом. На этом возможности способа были исчерпаны, этап развития широкозахватных комбайнов и соответствующий рост производительности и эффективности очистных работ закончились.

Малая скорость подачи баровых комбайнов, неэффективная и сложная погрузка, трудности с креплением призабойного пространства, явно выраженная цикличность, отсутствие селективности и избирательности, неустойчивость технологического процесса предопределили переход ко второму комбайновому этапу – узкозахватной выемке. Этому способствовало создание неразборных изгибающих конвейеров и механизированных крепей, что существенно снизило объём ручных работ в забое и, особенно на сопряжениях лавы со штреками.

В 1953-1965 гг. происходит быстрое развитие узкозахватных комбайнов с барабанными и шнековыми исполнительными органами, разрушающими уголь резцами по всей поверхности забоя – сплошным фрезерованием снятием стружек серпообразной формы.

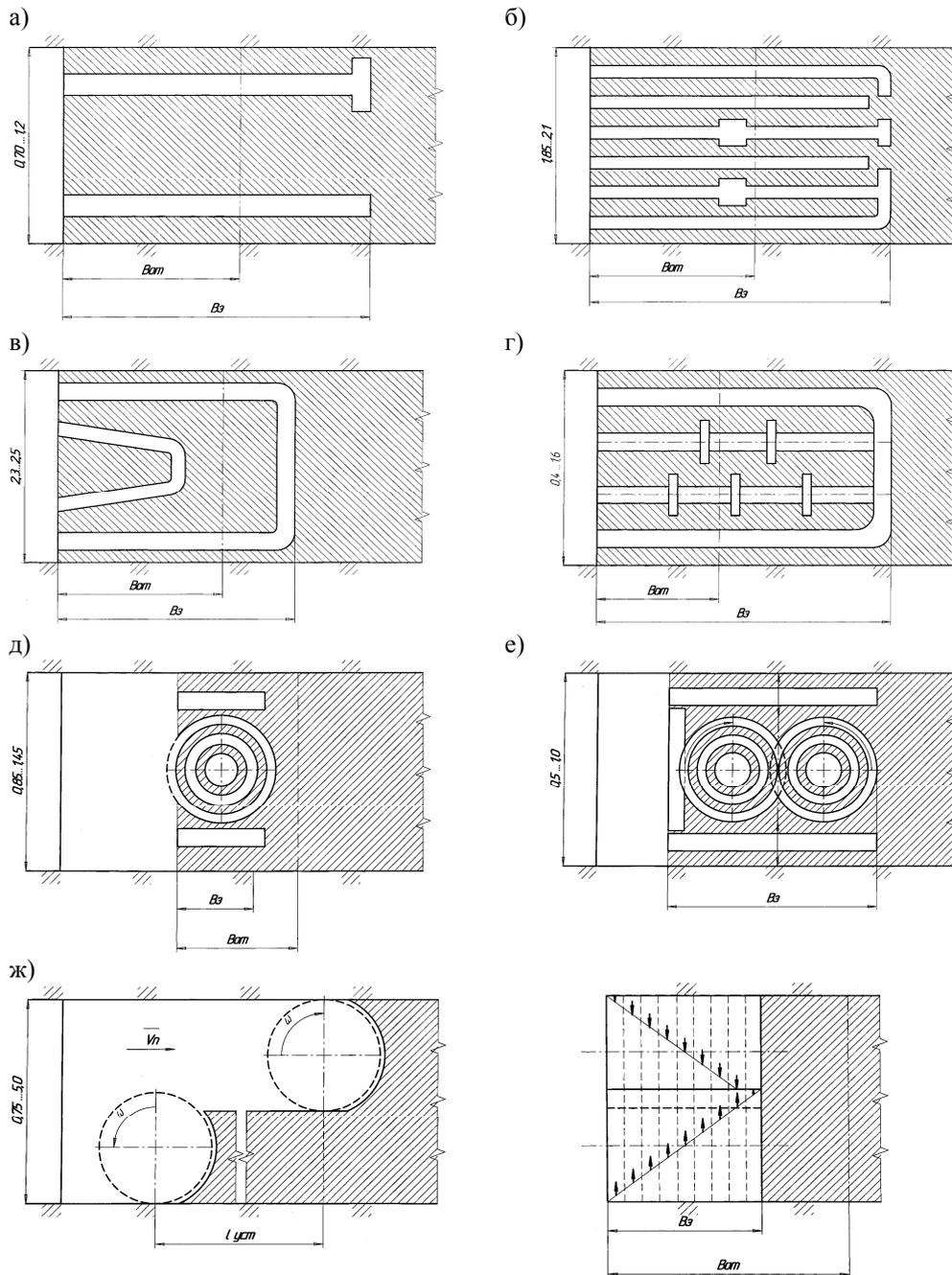


Рис. 1. Способы отделения угля от массива выемочными машинами

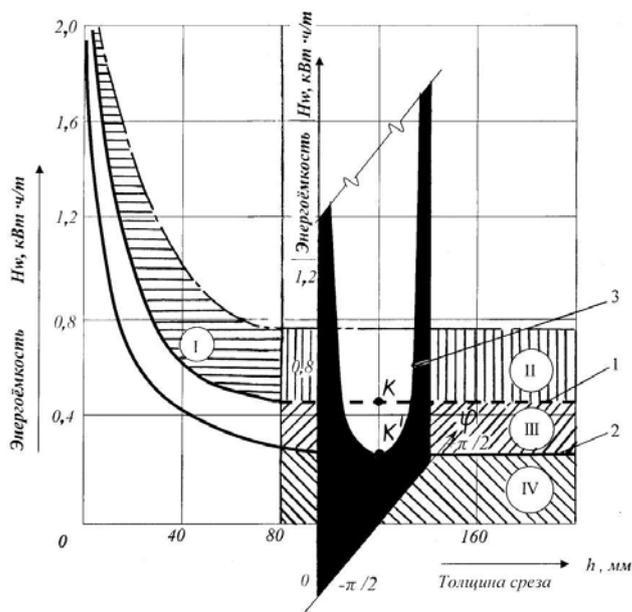
Преимущественное развитие получили комбайны со шнековыми и барабанными исполнительными органами с горизонтальной осью вращения. Исполнительные

органы этих машин были более просты по конструкции, осуществляли отбойку угля, погрузку его на конвейер и обеспечивали более высокую производительность. Вы-

ход негабаритов резко снизился, устойчивость технологического процесса повысилась. Толщина среза оставалась недостаточной для обеспечения наименьшего удельного расхода энергии на разрушение (рис. 2, зона I [1]). При этом интенсивность фрезерования, а, следовательно, и измельчение угля только возросли. Выход штыба у шнековых комбайнов составляет 35-60 %. Удельный расход энергии вырос. Невозможна селективная выемка и избирательность обработки забоя. Устойчивость технологического процесса очистных работ довольно высокая. В зависимости от горно-геологических условий коэффициент машинного времени достигает значений $K_m = 0,2 \dots 0,6$. Однако значения коэффициента работы комбайнов в номинальных режимах работы остается весьма низким.

Попытки снижения удельного расхода энергии и выхода мелких классов угля увеличением толщины среза и отказом от его серповидной формы не привели к положительным результатам: комбайны крупного скола оказались ненадежными в работе из-за чрезмерной динамики нагрузок, а буровые комбайны (БК-52, БКТ (рис. 1 д, е) не могли составить конкуренцию более простым и надежным шнековым комбайнам. Но было у них одно положительное качество – меньшая энергоёмкость разрушения из-за постоянной толщины среза и скалывания целочков. В лучших образцах удельный расход энергии уменьшился до $0,2 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{т}$, а выход штыба снизился до 12,5 %.

Рис. 2. Зависимость удельного расхода энергии от толщины среза: кривая 1 – для комбайнов типа ГШ68, РКУ; кривая 2 – для одиночного резца; 3 – огибающая парабола для роторных машин



В настоящее время выемочные комбайны с роторными исполнительными органами, получившими наибольшее распространение, разрушают массив сплошным фрезерованием серповидными срезами со скоростями резания 2-4 м/с и, как следствие, с большим выходом мелких классов угля и пылеобразованием. Скорость резания практически постоянна, что соответствует структуре самого привода. Усилия резания изменяются в большом диапазоне.

Так если обратиться к рис. 2, область графика в зоне I отражает процесс работы современных роторных добычных комбайнов. Из графика видно, что снижение энергоёмкости возможно увеличением толщины срезов до 80 мм (зона II) и более. Но для современных роторных машин увеличить толщину среза до необходимых 80-100 мм не представляется возможным, т.к. резко возрастает динамика нагрузок в трансмиссии машин, что уменьшает их ресурс. Серповидное сечение среза приводит к изменению удельного расхода энергии H_w в зависимости от угла поворота исполнительного органа (кривая 3, рис. 2) и является одной из причин выделения

мелкодисперсной пыли и перегрева резцов в процессе разрушения массива. Осреднённое значение H_w за единичный срез представлено точка К и с изменением толщины среза (скорости подачи) – кривой 1. Следовательно, для дальнейшего снижения энергоёмкости необходимо отказаться от серповидных по форме срезов и увеличить толщину среза до 80 мм и более (зона III, кривая 2 и точка К' рис.2). Дальнейшее снижение энергоёмкости связано с избирательностью обработки забоя по площади сечения локальных забоев и по времени (зона IV, рис. 2).

Обобщая результаты анализа, можно утверждать:

– рассмотренные СОУМ в конечном итоге оказались недостаточно эффективными вследствие малой толщины и нерациональной формы срезов, а также несогласованности направлений срезов к направлениям систем трещиноватостей и слоистости угольных пластов, что обусловило повышенный удельный расход энер-

гии и выход большого объема мелких фракций угля;

– разрушение массива сплошным фрезерованием ограничивает возможность увеличения толщины среза, исключает возможность избирательности обработки забоя и селективности выемки угля, а постоянная скорость резания обуславливает высокую динамику нагрузок;

– невозможность избирательной обработки забоя и селективной выемки угля являются основной причиной повышения зольности и расхода энергии.

Одним из возможных направлений решения этих проблем может быть применение избирательных способов отделения угля от массива, осуществляемых фронтальными комплексами модульного исполнения [5]. Выемочные модули комплексов с гидравлическими объемными приводами обеспечивают толщину среза более 80 мм, квазистатические усилия резания, включая стопорные режимы, при этом скорость резания может изменяться в широких пределах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Габов В.В.* Способы разрушения угля для создания модульных комплексов // Монография / СПб.:СПГГИ(ТУ), 1999. – 103 с.
2. *Ягодкин Г.И.* О влиянии механизации очистных работ на производительность труда // Науч. тр./ ИГД им. Скочинского. – 1983. – Вып.223.– С. 75–78.
3. *Докукин А.В., Фролов А.Г.* Создание и развитие угледобывающих комбайнов. – М.: Недра, 1984. – 160 с.
4. *Зворыкин А.А.* Очерки по истории советской горной техники. – М. –Л.: Изд-во АН СССР, 1950. – 539 с.
5. *Габов В.В., Тужиков В.Ф., Задков Д.А.* Классификация способов отделения угля от массива выемочными модулями. «Неделя горняка» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд-во МГУ. – 2003. – №.6. – С. 147-150.

Коротко об авторах

Габов В.В. – доктор технических наук, зав. кафедрой,

Иванов С.Л. – профессор, доктор технических наук,

Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет) (СПГГИ (ТУ)).

Задков Д.А., Банников А.А. – инженеры,

филиал СПГГИ (ТУ) «Воркутинский горный институт».