

II МЕЖДУНАРОДНЫЙ НАУЧНЫЙ ФОРУМ ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ

II МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ "ИННОВАЦИОННЫЕ ПЕРСПЕКТИВЫ ДОНБАССА"



XVI Международная научно-практическая конференция
Автоматизация
технологических объектов
и процессов. Поиск молодых



VII Международная научно-техническая конференция
Информатика,
управляющие системы,
математическое и компьютерное
моделирование



II Международная научно-практическая конференция
Металлургия XXI века глазами молодых

Том 1. Проблемы и перспективы в горном деле и строительстве

г. Донецк 2016

СОДЕРЖАНИЕ

<i>Радченко А. Г., Савченко А.В., Богак М.Ю., Радченко А.А.</i> Влияние процессов флюидизации на формирование выбросоопасности песчаников, порфиритов и солей.....	6
<i>Туманов В.В., Камбурова Л.А., Лобков Н.И., Радченко А.Г., Радченко А.А.</i> Объединение научно-технического и экономического потенциалов стран Содружества – настоятельное веление времени.....	11
<i>Пылько Е.А.</i> Проблемы государственного управления структурными преобразованиями в угольной промышленности.....	15
<i>Радченко А. Г., Мартынов Г.П., Радченко А. А., Ершова Г.А.</i> Роль метаморфизма, тектоники и флюидов в формировании и проявлении выбросоопасности углей Донбасса.....	20
<i>Антипов И.В.</i> Закономерности изменения напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне выемки угля и крепления очистного забоя...	25
<i>Балагуров А.В.</i> Моделирование геомеханических процессов в горном массиве.....	31
<i>Драган Л.А., Хохлова Е.В.</i> Классификация отказов горно-шахтного оборудования.....	36
<i>Козырь С.В., Малиновский С.В.</i> Разработка методики инструментальных наблюдений в очистном забое шахты им. М.И. Калинина.....	41
<i>Лобков Н.И.</i> Особенности формирования разрушающих напряжений в породном массиве в выработках на добычном участке.....	46
<i>Савенко А.В.</i> Сдвигение земной поверхности под влиянием очистных работ на большой глубине.....	50
<i>Талпа Б.В.</i> О возможности комплексной полной переработке горелых пород терриконигов Донбасса.....	55
<i>Соленый С.В., Ковалев А.П., Демченко Г.В.</i> Блок мониторинга и защиты узлов газоснабжения.....	58
<i>Касьяненко А.Л., Соловьёв Г.И., Малышева Н.Н.</i> Исследование особенностей деформирования пород почвы выработки, вмещающих прочный слой.....	63

<i>Овчаренко В.Л.</i>	
К вопросу о «Методике качественной и количественной оценки пере- смотра «Правил безопасности в угольных шахтах»	71
<i>Кременев О.Г., Деревянский В.Ю., Сергеев В.А., Овчаренко В.Л.</i>	
О методологии разработки инструкций по охране труда для рабочих подземных профессий и работников шахтной поверхности угольных шахт.....	81
<i>Кременев О.Г., Овчаренко В.Л.</i>	
Расчет эффективной дозы облучения горняков, обусловленной долго- живущими радионуклидами в угольных шахтах.....	95
<i>Кавера А.Л.</i>	
Классификация вентиляционных соединений.....	110
<i>Дрибан В.А., Хохлов Б.В.</i>	
Мониторинг вертикальных шахтных стволов при восстановлении гор- ных предприятий.....	114
<i>Горохов Е.В., Губанов В.В.</i>	
Проблемы обеспечения безопасности и долговечности высотных со- оружений горной промышленности.....	119
<i>Подтыкалов А.С.</i>	
Прогнозная оценка поведения пород кровли при выемке крутых пла- стов Донбасса.....	124
<i>Дрипан П.С.</i>	
Исследования способа закрепления анкера методом прессовой посад- ки	132
<i>Ворхлик И.Г., Выговская Д.Д., Выговский Д.Д., Марюшенков А.В.</i>	
Пути повышения коэффициента машинного времени работы комбайна по выемке угля – основное условие увеличения нагрузки на очистной забой.....	136
<i>Выговский Д.Д., Выговская Д.Д., Белоусов В.А.</i>	
Методика оценки сравнительной эффективности технологических схем комплексно-механизированной выемки угля.....	144
<i>Нескреба Д.А., Поляков П.И.</i>	
Основы механики разрушения несплошных сред природного массива, как фактор влияния на слоистую структуру природного массива.....	150
<i>Васютина В.В., Ульшина А.О.</i>	
Особенности геомеханических процессов при мокрой консервации шахт.....	153

<i>Севрюков А.О.</i>	
Влияние разрывного мелкоамплитудного нарушения на устойчивость выработки при одностороннем пересечении выработкой нарушения.....	158
<i>Соловьев Г.И.</i>	
Методика определения параметров продольно-балочной крепи усиления.....	163
<i>Ролдугин О.Г.</i>	
Новый способ и устройство для измерения смещения краевой части угольного пласта в очистных забоях.....	169
<i>Высоцкий С.П., Гулько С.Е.</i>	
Совершенствование технологий водоснабжения Донбасса за счет использования альтернативных источников.....	174
<i>Головнева Е.Е., Лабинский К.Н.</i>	
Лабораторные исследования ударных волн, возникающих при взрыве промышленных ВВ, для определения их параметров.....	183

УДК 622.3.06.(075.8)

**ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА МАШИННОГО
ВРЕМЕНИ РАБОТЫ КОМБАЙНА ПО ВЫЕМКЕ УГЛЯ –
ОСНОВНОЕ УСЛОВИЕ УВЕЛИЧЕНИЯ НАГРУЗКИ НА
ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ**

И.Г. Ворхлик, Д.Д. Выговская, Д.Д. Выговский, А.В. Марюшенко
Донецкий национальный технический университет

На основе предложений методики проведен анализ влияющих факторов на величину сменного коэффициента машинного времени работы комбайна по выемке угля, определены пути его увеличения, а следовательно и роста нагрузки на очистной забой.

Нагрузка на очистной забой предопределяется, прежде всего, производительностью техники по выемке угля и условиями её эксплуатации. В связи с этим достижение максимальной нагрузки на очистной забой возможно за счет увеличения скорости подачи комбайна, времени наработки на отказ и сокращения времени восстановления (увеличения коэффициента готовности) оборудования, перевода забойных машин на автоматическое регулирование скорости подачи комбайна в зависимости от изменения физико-механических свойств угля, нагрузки на двигатель. Но все это мало поддается регулированию в конкретных горно-геологических условиях, при использовании конкретных машин и механизмов.

Более широкие возможности представляет рост нагрузки на очистной забой от увеличения доли чистого машинного времени работы комбайна в течение смены, прежде всего за счет сокращения и совмещения вспомогательных операций, устранения организационно-технических простоев. Последнее позволяет получить наибольший эффект.

Раскрыть сказанное возможно на основании анализа зависимостей и закономерностей определения сменного коэффициента машинного времени работы комбайна по выемке угля – K_M [1]

$$K_M = \left[\frac{1}{\mu_1} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_1} - 1}{K\mu_{II} + 1} \right) \right]^{-1}, \quad (1)$$

где μ_1 – коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов (возможных только при работе комбайна);

μ_{Π} – коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке).

$$K = \frac{\frac{1}{\mu_{\Pi}} - 1}{\frac{1}{\mu_1} - 1} \quad (2)$$

Рассмотрим поставленную задачу поэтапно:

$$\mu_1 = \frac{1}{\left[1 + \frac{qT_{техн}}{m\gamma K_r l_l} + \left(\frac{1}{\mu_k} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{ку}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{нкп}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{пп}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1 \right) \right]} \quad (3)$$

где q – средняя производительность комбайна, т/мин.;

$T_{техн}$ – суммарные нормативные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, приходящиеся на 1 цикл работы комбайна, мин;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

γ – плотность угля в пласте с породными прослойками, т/м³;

r – ширина захвата комбайна, м;

K_r – коэффициент использования ширины захвата комбайна. (Принимается равным 0,95 при отработке пласта лавами по восстанию и равным 1,0 – во всех остальных случаях.); l_l – длина лавы, м.

С учетом конкретной технологии

$$T_{техн} = (t_{всп} + t_{обм})l_l + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{к.о}, \text{ мин} \quad (4)$$

где $t_{всп}$ – нормативные затраты времени на вспомогательные операции, мин/м. Для условий Донбасса $t_{всп} = 0,05 l_l$, мин.;

$t_{обм}$ – нормативные затраты времени на обмен партии вагонеток, мин/м. Увеличиваются только с изменением мощности пласта;

$t_{взр}$ – нормативные затраты времени на зарядание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы, мин. Практически неизменны в конкретных условиях;

$\theta_{зач}$ – затраты времени на зачистку лавы при односторонней работе комбайна, мин.

Из выражения
$$\theta_{зач} = \frac{l_l}{0,85V_{п.дон}} \quad (5)$$

Следует, что эти затраты прямо пропорциональны длине лавы – l_l и технически допустимой скорости подачи комбайна – $V_{п. доп}$, м/мин.;

$\theta_{ко}$ – средняя продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы, мин./цикл.

При работе узкозахватных комбайном с индивидуальной крепью зависит от схемы работы комбайна (при челноковой схеме примерно в 1,5 раза меньше, чем при односторонней) и длине лавы – до 250 м и более 200 м. В меньшей степени ($\approx 1,5\%$) при односторонней схеме работы комбайна, в большей степени (примерно на 30%) – при челноковой схеме.

Средняя продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы в комплексно-механизированных лавах согласно типовым проектам НОТ при челноковой схеме работы в зависимости от устойчивости кровли на 25 – 50% больше чем при односторонней.

Анализируя изложенное, нетрудно заметить, что уменьшение суммарных затрат времени на неперекрываемые технологические перерывы, а следовательно увеличение коэффициента готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов и, как результат, сменного коэффициента машинного времени можно достичь за счет замены в подготовительной выработке колесного транспорта конвейерным. При этом исключаются потери времени соизмеримые и даже превышающие нормативные затраты времени на вспомогательные операции.

Следующим шагом может быть безнишевая выемка или подготовка ниш без применения БВР. Это позволит исключить затраты времени при односторонней работе комбайна равные продолжительности подготовки комбайна к выемке следующей полосы. Продолжительность же подготовки комбайна к выемке следующей полосы можно сократить примерно в 1,5 раза путем упрочнения кровли на концевых участках лавы (перевода её в новую категорию).

При прочих равных условиях положительно на рост сменного коэффициента машинного времени влияют увеличение ширины захвата и длины лавы.

Далее (ф.3): μ_k – коэффициент готовности комбайна;

$\mu_{кр}$ – коэффициент готовности крепи.

Величина коэффициента готовности угольных комбайнов зависит от двух основных факторов: наличия в пласте твердых включений, суммарной мощности породных прослоек и величины добычи угля комбайном без капитального ремонта или после капитального ремонта. И то, и другое можно и нужно учитывать, но влиять на эти факторы практически не возможно.

Величина коэффициента готовности механизированной крепи определяется обводненностью лавы, гипсометрией пласта, наличием труднообрушаемой кровли и сроком эксплуатации крепи. Эти факторы и их влияние надо учитывать, но они также не поддаются коррек-

тировке и регулированию в конкретных условиях. Лишь обводненность лавы может быть изменена при её движению по восстанью.

$\mu_{ку}$ – коэффициент готовности участковой конвейерной линии, начиная с лавного конвейера и включающей все конвейеры (ленточные и скребковые) в просеках, печах, участковых транспортных выработках до первого сборного конвейера, на который углепоток поступает из нескольких очистных забоев

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + \sum_{m=1}^{n_{л.к}} \left(\frac{1}{\mu_m} - 1 \right) + \sum_{i=1}^{n_{ск}} \left(\frac{1}{\mu_i} - 1 \right)}, \quad (6)$$

где $n_{л.к}$ – число ленточных конвейеров в участковой транспортной цепи;
 μ_m – коэффициент готовности m -го ленточного конвейера;
 $n_{ск}$ – число скребковых конвейеров в участковой транспортной линии;
 μ_i – коэффициент готовности i -го скребкового конвейера.

Этот коэффициент зависит от длины лавы, гипсометрии пласта, количества доставленного конвейерами угля. В известной мере можно регулировать длину лавы и использовать менее изношенное оборудование. Но это регулирование практически ограничено. Реальным остается только сокращение числа конвейеров до минимума за счет применения прогрессивных технологических схем на выемочном участке.

$\mu_{п.кр}$ – коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления за комбайном.

Он учитывает перерывы в работе комбайна из-за отставания крепи на расстоянии больше, чем максимально допустимое по устойчивости обнажения незакрепленной непосредственной кровли. Практически имеет смысл определять и учитывать его только при средней устойчивости и неустойчивой кровлях.

Зависит от коэффициента резерва скорости крепления $K_p^{кр}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном – $K_p^{об}$.

В свою очередь
$$K_p^{кр} = \frac{V_{кр}}{V_{п.р}}, \quad (7)$$

где $V_{кр}$ – расчетная скорость крепления, м/мин.;

$V_{п.р}$ – расчетная скорость подачи комбайна, м/мин.

Скорость крепления индивидуальной крепью зависит от устойчивости кровли, типоразмера стоек и верхняков, расстояния между комплексами крепи, а также от угла падения пласта. Из этого следует, что влияющие факторы не поддаются корректировке. Реально увеличение скорости крепления можно достичь при установке крепи за комбай-

ном через комплект с последующей установкой промежуточных комплектов, а также за счет увеличения (в разумных пределах) количества рабочих по установке комплектов крепи.

Для комплексно-механизированных очистных забоев скорость крепления определяется из выражения

$$V_{кр} = V'_{кр} K_{сх} K_{у.п} K_{уст}, \text{ м/мин.} , \quad (8)$$

где $V'_{кр}$ – скорость крепления при последовательной схеме передвижки секций крепи и устойчивости боковых породах, м/мин.

Зависит от технической характеристики, времени перемещения секции, удельного давления опорной поверхности крепи на почву, коэффициента готовности крепи.

$K_{сх}$ – коэффициент, учитывающий схему передвижки секций крепи. При последовательной схеме передвижки секций $K_{сх} = 1$, при передвижке через 1, 2, 3 секции $K_{сх}$ определяется на основе хронометражных наблюдений (ориентировочно $K_{сх} = 2$).

$K_{у.п}$ – коэффициент снижения скорости крепления с увеличением угла падения пласта.

$K_{уст}$ – коэффициент снижения скорости крепления при неустойчивых породах.

$$K_{уст} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{1}{K_{кр}} + \frac{1}{K_{от}^*} - 2} , \quad (9)$$

где K_n – коэффициент снижения скорости крепления при недостаточной несущей способности почвы;

$K_{кр}$ – коэффициент снижения скорости крепления в зависимости от площади кровли, подлежащей затяжке;

$K_{от}^*$ – коэффициент, учитывающий снижения скорости крепления в связи с необходимостью крепления обнаженной кровли из-за вывалов угля из верхних пачек пласта вследствие интенсивного отжима.

Таким образом, реально на $V_{кр}$ можно повлиять только путем выбора крепи с минимальным удельным давлением опорной поверхности на почву, максимальной площадью затяжки кровли и в некоторой степени ширины захвата исполнительного органа комбайна.

Расчетная скорость подачи комбайна $V_{пр}$ определяется

$$V_{пр} = \frac{q}{mr\gamma K_r} , \text{ м/мин.} . \quad (10)$$

Регулированию в конкретных условиях практически поддается лишь «q» за счет установки двигателя комбайна большей мощности и

ослабления массива угля. Но увеличение средней производительности комбайна «q» приведет к снижению K_p^{kp} , а следовательно и $\mu_{п.кр}$. Однако эта зависимость существенна лишь для $K_p^{kp} < 1,6$.

Далее

$$K_p^{об} = \frac{l}{\left(\frac{1,09}{K_{уст}} - 1\right) l_k}, \quad (11)$$

где l – максимально допустимое отставание крепи от комбайна по устойчивости обнажения кровли, м;

l_k – параметр, характеризующий изменчивость устойчивости кровли по длине лавы (для Донбасса $l_k = 30$ м).

Таким образом, коэффициент резерва обнажения кровли за комбайном $K_p^{об}$ определяется максимально допустимым отставанием крепи от комбайна по устойчивости обнаженной кровли и характером изменчивости устойчивости кровли по длине лавы (в связи с изменением угла между линией очистного забоя и направлением основной системы трещин пород). Наиболее существенно влияние на $\mu_{п.кр}$ при $K_p^{об} < 1,5$. Корректировать можно проведением специальных мероприятий по упрочнению нижних слоев пород кровли.

Анализируя далее формулу (3), оценим другие влияющие факторы.

$\mu_{п.п}$ – коэффициент готовности погрузочного пункта при погрузке угля в вагонетки. Практически не регулируется, так как отличие для стационарных и передвижных погрузочных пунктов не превышает 0,03.

$\mu_{пр}$ – коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания. Зависит от категории шахт по газу и в конкретных условиях неизменен.

Завершая анализ вышеизложенного приведем следующее. Расчеты нагрузки на лаву с использованием ПЭВМ по программе RPM 513 показали, например, что в конкретных условиях выемка ниш отбойными молотками вместо БВР позволяет увеличить сменный коэффициент машинного времени работы комбайна на 10 %. Переход на безнишевую выемку – на 15 %, а применение челноковой схемы работы комбайна вместо односторонней – на 30 %, упрочнение пород кровли с целью возможной передвижки секций крепи через одну почти – на 30 %.

В продолжение анализа формулы (1). Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов $\mu_{п}$ без учета отказов на сборных транспортных линиях и по фактору переполнения капитального бункера

$$\mu_{\Pi} = \left(0,88 - \frac{T_{п.з.}}{T_{см}} \right) \mu_{сэ} \mu_{ск} \mu_{сс} \mu_{св}, \quad (12)$$

где 0,88 – коэффициент, учитывающий время отдыха рабочих (12% времени смены);

$T_{п.з.}$ – суммарные нормативные затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин.

В конкретных условиях зависят главным образом от типа крепи и не поддаются регулированию.

$\mu_{сэ}$ – коэффициент готовности энергоснабжения. В конкретных условиях остается неизменным и близким к 1.

$\mu_{ск}$, $\mu_{сс}$, $\mu_{св}$ – коэффициенты готовности сопряжений очистной выработки соответственно с транспортной (конвейерной), средней и вентиляционной выработками. Коэффициент готовности сопряжений очистной и примыкающих (транспортной, средней, вентиляционной) выработок.

$$\mu_c = \mu_{эс} \left[1 - (1 - \mu_{эс}) \sum_{i=1}^n K_i \right], \quad (13)$$

где $\mu_{эс}$ – коэффициент готовности эталонного сопряжения – сопряжения, при поддержании которого отсутствует действие осложняющих технологических факторов. Зависит от устойчивости боковых пород, но колеблется в небольших пределах 0,97 – 1,0;

K_i – коэффициент увеличения времени простоев очистного забоя при действии i -го технологического фактора, осложняющего поддержание сопряжения. Зависит от способа проведения выработок, вида подрывки, способа охраны, наличия крепи сопряжения, механизированной крепи на концевом участке лавы, длины ниш. Все эти факторы в той или иной степени поддаются регулированию. Наименьший коэффициент K_i будет в случае проведения выработок вприсечку к выработанному пространству, отсутствия механизированной крепи на концевом участке лавы, при отсутствии ниш (в крайнем случае, при их длине до 4м).

В заключении следует сказать, что используя приведенную в статье методику анализа путей повышения сменного коэффициента машинного времени работы комбайна по выемке, можно для конкретных условий на основе [1] получить численные значения влияющих факторов, ранжировать их и в конечном счете представить оптимальную технологическую схему работы выемочного участка по достижению максимальной нагрузки на очистной забой. Речь идет именно об оптимальной технологической схеме, так как большинство мер, направленных на увеличения коэффициента машинного времени работы

комбайна по выемке связано с частичным изменением технологической схемы участка либо осуществления специальных мер, требующих дополнительных затрат. Поэтому в каждом конкретном случае следует сопоставлять и оценивать возможный эффект от увеличения нагрузки на очистной забой и затраты на проведение мероприятий по повышению коэффициента машинного времени работы комбайна по выемке угля.

Список литературы

1. И.Г. Ворхлик, В.И. Стрельников, И.С. Костюк, В.Д. Мороз. Пособие по решению практических задач в курсе «Процессы подземных горных работ» (под общей редакцией проф. Ярембаша И.Ф.).– Донецк, ДонГТУ, 2000. – 126с.