

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РАБОТЫ И ДЛИНЫ ЛАВЫ НА УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА

Г.И. Бабокин

НИТУ «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: babokinginov@yandex

Аннотация: Исследовано влияние технологической схемы работы и длины лавы на удельный расход электрической энергии очистного комбайна, работающего в механизированном комплексе при отработке угольных пластов полого падения с целью оценки его энергоэффективности. Потребление электрической энергии составляет 70–80% от общего потребления энергоресурсов угольной шахты, при этом доля электрической энергии, потребляемой технологическими операциями добычи и транспортирования угля механизированными забоями с очистным комбайном достигает 12,1–15,7%, поэтому энергосбережение и исследование влияния технологических схем работы комбайна, параметров забоя и лавы на удельный расход электрической энергии комбайна актуальны. Разработана аналитическая методика расчета удельного расхода электрической энергии, потребляемой очистным комбайном, при работе по односторонней и челноковой технологическим схемам, отличающаяся учетом индивидуального электропотребления электроприводами шнеков и подачи комбайна при выполнении технологических операций выемки угля, зачистки машинной дороги, зарубки исполнительного органа в пласт угля. Исследование проведено для очистного комбайна 4LS20, работающего в механизированном комплексе УОУ, в условиях пласта 19 шахты «Костромовская» ООО ММК-уголь, при вынимаемой мощности пласта 2 м. Установлены зависимости удельного расхода электрической энергии комбайна от сопротивляемости пласта угля резания при работе по односторонней и челноковой технологическим схемам и показано, что применение челноковой схемы позволяет, при длине лавы 300 м, снизить удельный расход электрической энергии на 8–13% по сравнению с односторонней схемой работы. Представлены зависимости удельного расхода электрической энергии очистного комбайна от длины лавы и установлено, что с увеличением длины лавы от 140 до 500 м удельный расход уменьшается с 4 до 20% для односторонней схемы работы и с 10 до 34% для челноковой технологической схемы работы при изменении сопротивляемости пласта угля резанию от 300 до 100 кН/м. Установлено, что применение челноковой схемы работы комбайна снижает удельный расход электрической энергии комбайна по сравнению с односторонней схемой работы на 5–13% и позволяет повысить энергоэффективность работы механизированного комплекса.

Ключевые слова: очистной комбайн, механизированный комплекс, удельный расход электроэнергии, односторонняя и челноковая схемы работы комбайна, производительность, длина лавы, сопротивляемость угля резанию, потребляемая энергия, мощность.

Для цитирования: Бабокин Г. И. Исследование влияния технологической схемы работы и длины лавы на удельный расход электрической энергии очистного комбайна // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2. – С. 139–149. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-139-149.

Influence of process flow diagram and longwall length on specific energy consumption of shearers

G.I. Babokin

National University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russia,
e-mail: babokinginov@yandex

Abstract: The article analyzes influence exerted by process flow diagram and length of longwalls on specific energy consumption of shearers in flat-pitching coal seams with a view to energy efficiency evaluation of fully mechanized longwall coal production. Electric energy consumption makes 70–80% of total power resources used by a coal mine. Electric energy consumed by coal cutting and haulage in fully mechanized longwalls with shearers reaches 12.1–15.7%, which makes actual the energy saving analysis and the studies of influence exerted by shearer flow diagram and longwall parameters on specific energy consumption of shearer. The analytical estimation procedure is developed for specific energy consumption of a shearer in one-way and shuttle operations. This procedure takes into account power used individually by motors of drums and feed of the shearer during coal shearing and floor scraping. The analysis was performed in terms of shearer model 4LS20 within longwall system YOU in operation in seam 19 in Kostromovskaya mine of MMK-ugol at the mineable seam thickness of 2 m. Relationships between specific energy consumption of the shearer and the cuttability of coal are determined in one-way and shuttle operation of the shearer. The shearer operation in longwall 300 m long allows reducing the specific energy consumption by 8–13% as compared with one-way mining flow diagram. The relationships between the specific energy consumption of the shearer and the longwall length show that with increasing length of longwall from 140 m to 500 m, the specific energy consumption decreases by 4% to 20% in the one-way mining flow chart and by 10% to 34% in the shuttle operation of the shearer at the coal cuttability variation from 300 kN/m to 100 kN/m. It is found that the use of the shuttle process flow chart of the shearer lowers the specific energy consumption of the shearer by 5–13% as compared with the one-way mining diagram and makes it possible to enhance energy efficiency of the fully mechanized longwall.

Key words: shearer, fully mechanized longwall mining, specific energy consumption, one-way and shuttle process flow diagrams, productivity, longwall length, coal cuttability, consumed energy, capacity.

For citation: Babokin G.I. Influence of process flow diagram and longwall length on specific energy consumption of shearers. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(2):139–149. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-139-149.

Введение

Уголь является одним из основных ресурсов, применяемых для выработки электрической энергии в России и за рубежом. В связи с возрастающей конкуренцией с угледобывающими предприятиями зарубежных стран на мировом

рынке шахты уделяют большое внимание снижению себестоимости продукции. Так как потребление электрической энергии составляет 70–80% от общего потребления энергоресурсов шахты, то в настоящее время электросбережению уделяется большое внимание при раз-

работке и эксплуатации шахтного оборудования [1, 2].

Для выемки угля при отработке пластов пологого падения мощностью 0,9–6,0 м на шахтах страны применяют современные механизированные комплексы с узкозахватными очистными комбайнами (ОК). Повышение производительности и улучшение технико-экономических показателей очистных забоев угольных шахт достигается: увеличением установленной мощности электрооборудования очистных комбайнов, лавных скребковых конвейеров и других механизмов механизированного комплекса; совершенствованием технологических схем работы комбайна; увеличением длины лавы; снижением удельных затрат электрической энергии на технологические операции [2–6].

При этом доля электрической энергии, потребляемой технологическими операциями добычи и транспортировки угля достигает 12,1–15,7% от общего электропотребления угольных шахт [1]. В связи с достаточно весомым вкладом электрической энергии в себестоимость тонны добываемого шахтой угля актуальным является исследование влияния технологических схем работы комбайна и параметров забоя на удельный расход электрической энергии комбайна очистного забоя.

В соответствии с технологической схемой очистной комбайн механизированной лавы выполняет основные операции по разрушению угля, перемещению и погрузке отбитого угля на забойный конвейер и непосредственно определяет производительность забоя и удельный расход электрической энергии комплекса. Производительность очистного забоя и удельный расход электрической энергии ОК зависят от многих факторов: горно-технологических, технических параметров и состояния оборудования; длины очистного забоя и столба,

газообильности, организации работ и других [6–8].

При этом в процессе эксплуатации ОК для стимулирования экономии электрической энергии необходимо планировать реальные параметры электропотребления в конкретных условиях и режимах работы. При аналитическом или экспериментальном определении эксплуатационного удельного расхода электрической энергии ОК необходимо определить объем потребляемой электрической энергии и объем добытого угля за конкретный период работы лавы, например, за сутки, и взять их отношение. Объем добытого угля зависит от эксплуатационной производительности ОК, которая определяется параметрами исполнительного органа, установленной мощностью электропривода, мощностью пласта, сопротивляемостью угля резанию, величиной отжима угля, длиной лавы, технологической схемой работы в забое – односторонней или челноковой, скоростью подачи.

В работах [9–12] при определении максимально возможной скорости подачи комбайна в конкретных условиях не учитываются особенности применения в современных ОК индивидуальных электроприводов каждого шнека и привода подачи. При определении объема потребленной электрической энергии ОК, применяют в основном коэффициент спроса, величина которого определяется, исходя из устаревшего опыта применения низко энерговооруженных ОК в мало автоматизированных механизированных комплексах [9–11, 13, 14].

При этом в работах [3, 12, 15] рассмотрены положительные и отрицательные стороны применяемых на угольных шахтах односторонней и челноковой схем работы комбайна с точки зрения безопасности работы, производительности забоя, трудоемкости выполняемых ручных работ по зачистке машинной доро-

ги, но нет сравнительной оценки схем по фактору удельного расхода электрической энергии. В работах [3, 6, 12, 16] рассмотрено влияние длины механизированной лавы на производительность ОК и его технико-экономические показатели, но не установлено влияние этого параметра забоя на удельный расход электрической энергии.

Цель работы

Целью исследования стало изучение влияния технологической схемы и длины лавы на удельный расход электрической энергии ОК, функционирующего в механизированном комплексе при отработке угольных пластов пологого падения.

Для достижения поставленной цели решались следующие задачи: разработка аналитической методики расчета удельного расхода электрической энергии ОК для всех режимов его работы; получение зависимостей удельного расхода электрической энергии ОК для односторонней и челноковой технологических схем работы; получение зависимостей удельного расхода электрической энергии ОК при работе по односторонней и челноковой схемам от длины лавы.

Методика расчета

Современные ОК имеют индивидуальный нерегулируемый асинхронный электропривод для каждого из двух шнеков привода резания и отдельный регулируемый электропривод подачи с двумя асинхронными электродвигателями, питаемыми от общего преобразователя частоты.

Технические параметры ОК и условия его работы позволяют [9, 10, 14] определить затраты механической мощности привода опережающего и отстающего шнеков P_1 и P_2 на разрушение пласта угля, поперечное перемещение

и погрузку отбитого угля на забойный конвейер:

$$P_1 = P_{1P} + P_{1\text{пог}} = \frac{An_{31}DK_{\text{ИО}}V_{\text{п}}}{30n_1\eta_p} + \frac{K_{\text{ТР}}gB^2\gamma V_{\text{п}}}{1000\eta_3}, \quad (1)$$

$$P_2 = P_{2P} + P_{2\text{пог}} = \frac{An_{32}DK_{\text{ИО}}V}{30n_1\eta_p} + \frac{K_{\text{пог}}K_{\text{ТР}}gB^2(h-D)\gamma V_{\text{п}}}{1000\eta_3}, \quad (2)$$

где P_{1P} и P_{2P} , $P_{1\text{пог}}$ и $P_{2\text{пог}}$ — затраты механической мощности приводов опережающего и отстающего шнеков, кВт, соответственно, на разрушение пласта угля и погрузку его на забойный конвейер; η_p — КПД редуктора привода шнека; n_1 — количество резцов в одной линии резания шнека; D — диаметр шнека, м; n_{31} , n_{32} — количество резцов, разрушающих забой одновременно на опережающем и отстающем шнеках; A — средне-взвешенная сопротивляемость пласта угля резанию, кН/м; $V_{\text{п}}$ — скорость подачи комбайна, м/мин; h — мощность вынимаемого пласта, м; B — ширина захвата исполнительного органа комбайна, м; $K_{\text{ИО}}$ — коэффициент, характеризующий параметры исполнительного органа и условия работы резцов, равный: $K_{\text{ИО}} = K_{\text{от}}K_2K_BK_{\text{ЗР}}K_{\text{ФР}}$, где $K_{\text{от}}$ — коэффициент отжима, учитывающий уменьшение сил резания из-за горного давления, K_2 , K_B , $K_{\text{ЗР}}$, $K_{\text{ФР}}$ — коэффициенты, соответственно, учитывающие угол резания, ширину резца, затупление и форму резцов; $K_{\text{ТР}}$ — коэффициент трения отбитого угля о подшву выработки; $K_{\text{пог}}$ — коэффициент, учитывающий затраты на подъем угля на высоту забойного конвейера; g — ускорение свободного падения 9,8 м/с²; γ — удельный вес угля, т/м³; η_3 — КПД системы погрузки угля шнеком.

Затраты механической мощности приводом механизма перемещения ОК определяются уравнением:

$$P = [(P_{1P} + P_{2P})K_{\Pi} + (fG \cos \alpha \pm G \sin \alpha)V_{\Pi}] \eta_{\Pi}^{-1}, \quad (3)$$

где K_{Π} — коэффициент, учитывающий затраты мощности от проекции сил резания на скорость подачи; G — вес комбайна, т; f — коэффициент трения между опорами комбайна и направляющими забойного конвейера; α — угол падения пласта, град.; η_{Π} — КПД редуктора механизма перемещения.

В формуле (3) знак «плюс» перед составляющей веса комбайна берется при движении комбайна вверх по лаве, а знак «минус» — при движении вниз по лаве.

Из уравнений (1), (2) при заданных параметрах комбайна, сопротивляемости угля резанию, принимая среднюю вынимаемую мощность пласта $h \leq 2D$, пренебрегая затратами мощности на погрузку отбитого угля, составляющими, как показывают расчеты, 2–5% от мощности привода шнека, для номинальных значений мощности электродвигателей шнеков (резания) P_{1H} , P_{2H} определяем максимально возможную скорость перемещения комбайна в конкретных условиях:

$$V_{\Pi M} = \frac{30n_1\eta_P(P_{1H} + P_{2H})}{ADK_{\text{ио}}(n_{31} + n_{32})}. \quad (4)$$

Полученные значения $V_{\Pi M}$ подставляются в уравнение (3) для номинальных значений P_{1H} , P_{2H} , проверяется выполнение условия достаточности мощности привода подачи при максимальном значении угла падения пласта α_M :

$$P_{\Pi H} \geq P_{\Pi}. \quad (5)$$

При выполнении условия (5), допустимое максимальное значение скорости перемещения $V_{\Pi M}$ комбайна проверяется по скорости крепления кровли забойной механизированной крепи, по транспортирующей способности лавного конвейера, по содержанию метана в воздухе забойного пространства, по

максимальному вылету резца [10, 11]. Рабочая (расчетная) скорость перемещения комбайна принимается равной минимальному значению из всех рассчитанных по указанным факторам максимальных значений V_{Π} .

Для расчета удельного расхода электроэнергии ОК определяем суточную добычу угля для применяемых технологических схем работы комбайна в очистном механизированном комплексе: односторонней и челноковой [11, 12]. При односторонней схеме работы ОК за цикл снимается одна полоса угля в лаве и выполняются последовательно следующие операции: выемка полосы угля при движении комбайна вверх по лаве; зачистка машинной дороги при движении комбайна вниз по лаве и зарубка исполнительного органа комбайна в пласт угля для выемки новой полосы. При челноковой работе комбайна за цикл его работы снимаются две полосы угля и при выемке одной полосы выполняются две операции: выемка угля и зарубка исполнительного органа комбайна в пласт угля.

При односторонней схеме работы ОК время цикла работы, необходимое для снятия одной полосы угля, определяется по формуле [13]:

$$t_{\text{цО}} = t_B + t_{3ч} + t_{3P} = \frac{L - L_K}{V_{\Pi}} + \frac{L}{V_M} + \frac{K_y L_3}{V_3}, \quad (6)$$

где t_B , $t_{3ч}$, t_{3P} — длительности работы комбайна, соответственно, по выемке, зачистке машинной дороги и зарубке исполнительного органа (выполнение концевых операций); L — длина лавы, м; L_K — длина комбайна, м; L_3 — длина косога заезда при зарубке исполнительного органа, м; V_{Π} , V_M , V_3 — скорости подачи комбайна, соответственно, рабочая, маневровая при зачистке, при косом заезде для операции зарубки; K_y — ко-

эффицент, учитывающий организацию и условия труда или выполнения концевых операций [11].

При челноковой схеме работы очистного комбайна время одного цикла, необходимое для снятия двух полос угля (движение вверх и вниз по лаве) [12, 13]:

$$t_{цч} = t_{B1} + t_{B2} + t_{KO} = \frac{L - L_K}{V_{п1}} + \frac{L - L_K}{V_{п2}} + 2K_y \left(\frac{2L_K}{V_K} + 5t_{MO} + \frac{B}{V_{\phi}} \right), \quad (7)$$

где $V_{п1}$ и $V_{п2}$ – скорости подачи комбайна при движении, соответственно, вверх и вниз по лаве, определяются по формуле (3); t_{KO} – время на концевые операции; t_{MO} – время вертикальных перемещений исполнительного органа при косом заезде и отработке концевых участков лавы; B – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м; V_{ϕ} – скорость фланговой передвигки концевой участка конвейера при зарубке [12]; V_K – скорость подачи комбайна при косом заезде.

Суточная добыча угля лавы при односторонней схеме работы ОК находится по формуле:

$$Q_O = \frac{60Bh\gamma Ln_{CM} T_{CM}}{t_{цч}}, \quad (8)$$

где T_{CM} – длительность рабочей смены, ч; n_{CM} – число рабочих смен в сутки. Суточная добыча лавы при челноковой схеме работы комбайна:

$$Q_{ч} = \frac{120Bh\gamma Ln_{CM} T_{CM}}{t_{цч}}. \quad (9)$$

Электрическая энергия, потребляемая ОК в сутки, для односторонней W_O и челноковой $W_{ч}$ схем работы определяются по формулам:

$$W_O = [P_{KB} t_{B1} + P_{K3ч} t_{3ч} + P_{K3P} t_{3P}] \cdot n_{CM} T_{CM} t_{цч}^{-1}, \quad (10)$$

$$W_{ч} = [P_{KB1} t_{B1} + P_{KB2} t_{B2} + P_{KKO} t_{KO}] \cdot n_{CM} T_{CM} t_{цч}^{-1}, \quad (11)$$

где P_{KB} , P_{KB1} , P_{KB2} , $P_{K3ч}$, P_{K3P} , P_{KKO} – средневзвешенные электрические мощности ОК при выемке полосы угля, зачистке машинной дороги, зарубке исполнительного органа в пласт угля, выполнении концевых операций в соответствующих технологических схемах работы.

Электрическая мощность ОК, потребляемая из электрической сети, для указанных режимов работы равна:

$$P_K = [(P_1 + P_2) \eta_{ЭПР}^{-1} + P_{п} \eta_{ЭПп}^{-1} + P_{H} \eta_{ЭПН}^{-1}] \eta_{ЭС}^{-1}, \quad (12)$$

где $\eta_{ЭПР}$, $\eta_{ЭПп}$, $\eta_{ЭПН}$, $\eta_{ЭС}$ – КПД, соответственно, электропривода резания, подачи, гидравлического насоса мощностью P_H и питающей ОК электрической сети.

Методика расчета удельного расхода электрической энергии ОК при заданных условиях работы включает: определение максимальной скорости подачи по формуле (4); параметров режима работы комбайна по формулам (6), (7); техническую суточную добычу по формулам (8), (9); электрическую энергию, потребляемую за сутки, по формулам (1)–(3), (10)–(12); удельный расход энергии как отношение объема потребленной электроэнергии к суточной добыче угля.

Результаты исследования

Исследования проведено при работе комбайна 4LS20 в механизированном комплексе YOU в условиях шахты «Костромовская» ООО ММК-уголь при отработке пласта 19. Условия работы и основные параметры ОК: вынимаемая мощность пласта угля $h = 2$; сопротивление угля резанию $A = 300$ кН/м; диаметр шнека 1,4 м; ширина захвата

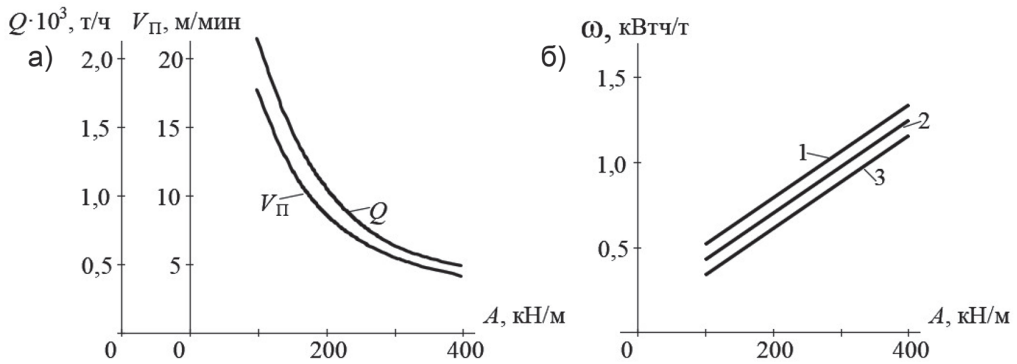


Рис. 1. Зависимости максимальной скорости подачи $V_{\text{ПМ}}$ и технической производительности Q (а) и удельного расхода электрической энергии комбайна (б) от сопротивляемости пласта угля резанию: 1 — односторонняя схема; 2 — челноковая схема; 3 — выемка угля

Fig. 1. Depending on the maximum feed rate of $V_{\text{ПМ}}$ and technical productivity Q (a) and the specific consumption of electric energy of the combine (b) on the resistance of the coal seam to cutting: 1 — one-sided scheme; 2 — shuttle scheme; 3 — coal dredging

шнека 0,8 м; коэффициент исполнительного органа $K_{\text{ио}} = 0,56$; количество резцов в одной линии резания 3 шт., количество одновременного разрушающих резцов 30 шт.; угол падения пласта равен нулю; установленная мощность привода резания 2×285 кВт; установленная мощность привода подачи 2×60 кВт.

Первоначально для указанных условий работы и параметров ОК для номинальной мощности электропривода резания по формуле (4) были рассчитаны максимально возможные скорость подачи $V_{\text{ПМ}}$ и техническая производительность Q комбайна при изменении сопротивляемости угля резанию, представленные на рис. 1, а.

Из графика на рис. 1, а следует, что максимальная возможная скорость подачи и максимальная производительность комбайна, получаемые при полном использовании установленной мощности привода резания, с увеличением сопротивляемости угля резанию уменьшаются по гиперболическому закону.

Это соответствует экспериментальным зависимостям для очистных комбайнов [10, 11] и указывает на доста-

точную сходимость расчетных и экспериментальных данных.

Исследование влияния технологической схемы работы ОК на удельный расход выполнено при следующих параметрах забоя: длина лавы 300 м, сопротивляемость пласта угля резанию изменялась от 100 до 400 кН/м, коэффициент $K_{\text{ио}} = 0,56$. Расчеты производились по формулам (8)–(12), параметры режима работы ОК приняты на основе опыта его работы следующими: $L_{\text{к}} = 12$ м; $L_{\text{з}} = 20$ м; $V_{\text{п}} = V_{\text{ПМ}}$; $V_{\text{м}} = 8$ м/мин; $V_{\text{з}} = 1,5$ м/мин; $K_{\text{у}} = 1,3$; $t_{\text{МО}} = 2$ мин; $V_{\text{ф}} = 1,0$ м/мин и представлены на рис. 1, б. Из анализа графиков следует, что с увеличением сопротивляемости пласта угля резанию от 100 до 400 кН/м удельный расход электрической энергии комбайна при длине лавы 300 м увеличивается по закону, близкому к линейному от 0,5 до 1,3 кВт · ч/т для односторонней схемы работы комбайна (график 1) и от 0,45 до 1,2 кВт · ч/т — для челноковой схемы работы комбайна (график 2). При этом для челноковой схемы работы комбайна удельный расход энергии на 9–13% ниже, чем для односторонней схемы во всем диапазоне изменения со-

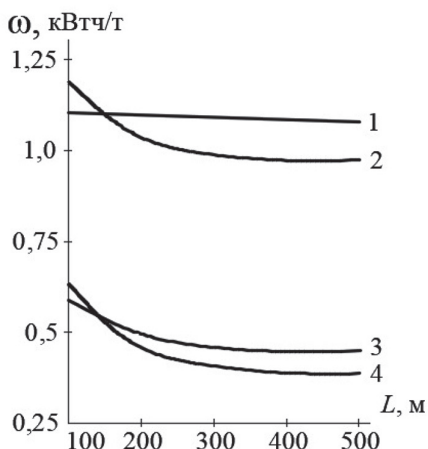


Рис. 2. Зависимости удельного расхода электроэнергии от длины лавы при сопротивляемости угля резанию 300 кН/м (графики 1, 2) и 100 кН/м (графики 3, 4) для односторонней (графики 1, 3) и челноковой (графики 2, 4) схем работы

Fig. 2. The dependence of the specific power consumption on the length of the lava with the coal cutting resistance of 300 кН/м (graphs 1, 3) and 100 кН/м (graphs 3, 4) for one-sided (graphs 1, 3) and shuttle (graphs 2, 4) operation schemes

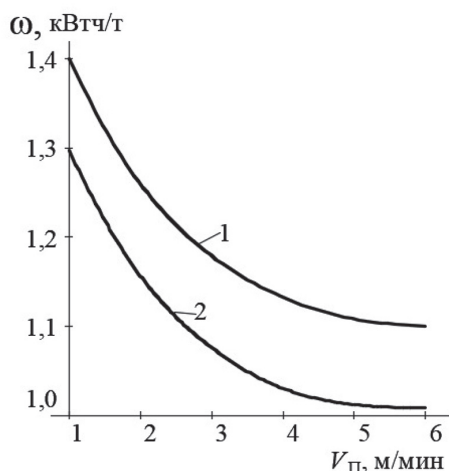


Рис. 3. Зависимости удельного расхода электрической энергии комбайна от ограниченной скорости подачи комбайна: односторонней (1) и челноковой (2) схем

Fig. 3. The dependence of the specific consumption of electric energy of the combine on the limited feed speed of the combine: one-sided (1) and shuttle (2) scheme

противляемости пласта угля резанию. На рис. 1, б представлена зависимость удельного расхода электроэнергии при работе комбайна только по выемке угля с максимально возможными скоростями подачи и изменении сопротивляемости пласта угля в указанных пределах (график 3), при устранении или совмещении с выемкой операции зарубки комбайна. В этом случае можно уменьшить удельный расход энергии на 10–13% по сравнению с челноковой схемой работы ОК с концевыми операциями.

Исследование влияния длины лавы на удельный расход электроэнергии для односторонней и челноковой схем работы комбайна проведено при отработке пласта с сопротивляемостью угля резанию 100–300 кН/м с указанными выше параметрами режима работы и изменением длины лавы от 100 до 500 м, см. рис. 2.

Анализ полученных данных показал, что с увеличением длины лавы от 140 м до 500 м удельный расход электрической энергии ОК уменьшается для односторонней и челноковой схем работы комбайна, при этом для сопротивляемости угля резанию 300 кН/м уменьшение для односторонней схемы составило 3–4%, а для челноковой схемы – 10–12%. При сопротивляемости угля резанию 100 кН/м уменьшение удельного расхода при указанном увеличении длины лавы составило 20–34% для обеих схем работы ОК. Работа ОК по челноковой схеме работы повышает его энергоэффективность на 5–13% в сравнении с односторонней.

Это объясняется тем, что доля затрат времени на зарубку исполнительного органа комбайна в длительности цикла работы при челноковой схеме с увеличением длины лавы уменьшается, и производительность комбайна с увеличением длины лавы растет большими темпами, чем объем потребляемой элект-

рической энергии комбайна. Удельный расход электроэнергии комбайна при длине лавы 100–140 м (в настоящее время практически не применяются), для челноковой схемы работы несколько выше, чем для односторонней схемы работы.

Полученные закономерности изменения удельного расхода электрической энергии комбайна от длины лавы сохраняются при изменении сопротивляемости угля резанию в диапазоне от 100 до 400 кН/м.

При наличии ограничений на скорость подачи по скорости крепления, газовой выделению и другим факторам расчет удельного расхода электрической энергии, потребляемой комбайном, проводится по изложенной выше методике для минимально возможной скорости подачи комбайна.

Из данных на рис. 3 следует, что при ограничении скорости подачи комбайна с 5,5 до 1,0 м/мин удельный расход комбайна увеличивается по гиперболическому закону на 27–30% для односторонней и челноковой схем. Удельный расход при челноковой схеме работы комбайна ниже на 8–13% в сравнении с односторонней схемой.

Разработанная методика и полученные результаты могут быть использованы при планировании и нормировании удельного расхода электрической энергии очистного комбайна и механизированного комплекса, а также при сравнительном анализе энергетических

характеристик различных типов комбайнов.

Заключение

1. Разработана аналитическая методика расчета удельного расхода электрической энергии очистного комбайна при работе по односторонней и челноковой схемам, отличающаяся учетом индивидуального электропотребления электроприводами шнеков и подачи комбайна при выполнении технологических операций выемки угля, зачистки машинной дороги и зарубки исполнительного органа в пласт угля.

2. Установлены зависимости удельного расхода электрической энергии очистного комбайна от длины лавы для односторонней и челноковой схем работы при изменении сопротивляемости пласта резанию от 100 до 300 кН/м. Показано, что с увеличением длины лавы от 140 м до 500 м удельный расход электрической энергии комбайна уменьшается с 4 до 20% для односторонней схемы работы и с 10 до 34% — для челноковой схемы при изменении сопротивляемости пласта угля резанию от 300 до 100 кН/м.

3. Применение челноковой схемы работы очистного комбайна в механизированном комплексе при длине лавы более 140 м снижает удельный расход электрической энергии комбайна на 5–13% по сравнению с односторонней схемой работы и повышает энергоэффективность работы механизированного комплекса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Захарова А. Г.* Закономерности электропотребления на угольных шахтах Кузбасса. — Кемерово: Изд-во КузГТУ, 2002. — 198 с.
2. *Ефимов В. И., Хмелинский А. А., Мефодьев С. Н.* Современные подходы к компоновке оборудования для добычи угля на пологих пластах // Уголь. — 2019. — № 6. — С. 36–40.
3. *Казанин О. И., Сидоренко А. А., Мешков А. А.* Организационно-технологические принципы реализации потенциала современного высокопроизводительного очистного оборудования // Уголь. — 2019. — № 12. — С. 4–13. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-12-4-13.

4. Jonek-Kowalska I., Turek M. Dependence of total production costs on production and infrastructure parameters in the Polish hard coal mining industry // *Energies*. 2017. Vol. 10. No 10. Article 1480. DOI:10.3390/en10101480.

5. Stebnev A. V., Zadkov D. A., Gabov V. V., Mukhortikov S. G. Analysis of operation of powered longwall systems in mines of SUEK-Kuzbass // *Eurasian mining*. 2017. No 2. P. 28–32. DOI: 10.17580/em.2017.02.07.

6. Рейнлендер П., Нинхаус К. Исследования и разработки для высокопроизводительных очистных забоев в международной горной промышленности // *Глюкауф*. — 2006. — № 1(2). — С. 44–46.

7. Копылов К. Н., Кубрин С. С., Загоршменный И. М., Решетняк С. Н. Экспериментальные исследования параметров работы очистного комбайна угольной шахты при различных скоростях подачи // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2017. — № S29. — С. 48–55. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-12-29-48-55.

8. Stecula K., Brodny J., Tutak M. Informatics platform as a tool supporting research regarding the effectiveness of the mining machines work / CBU International Conference on Innovations in Science and Education. 2017. Pp. 1215–1219.

9. Плотников В. В. Вывод формулы для расчета производительности очистных комбайнов со штрековым, барабанным или корончатым исполнительным органом // *Уголь*. — 2009. — № 9. — С. 47–55.

10. Позин Е. З., Меламед В. З., Тон В. В. Разрушение углей выемочными машинами. — М.: Недра, 1984. — 288 с.

11. Александров Б. А., Кожухов Л. Ф., Антонов Ю. А. и др. Горные машины и оборудование подземных разработок. — Кемерово: Изд-во КузГТУ, 2006.

12. Ордин А. А., Метельков А. А. К вопросу об оптимизации длины и производительности комплексно-механизированного очистного забоя угольной шахты // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. — 2013. — № 2. — С. 100–112.

13. Пучков Л. А., Пивняк Г. Г. Электрификация горного производства. — М.: Изд-во МГГУ, 2007. — 1051 с.

14. Казаченко Г. В., Кислов Н. В., Бамсам Г. И. Основы расчета затрат мощности и производительности очистных и проходческих комбайнов. — Минск: БНГУ, 2015. — 75 с.

15. Brodny J., Alszer S., Krystek M., Tutak M. Availability analysis of selected mining machinery // *Archives of Control Sciences*. 2017. Vol. 27. No 2. Pp. 197–209.

16. Ning Wang, Zongguo Wen, Mingqi Liu, Jie Guo Constructing an energy efficiency benchmarking system for coal production // *Applied Energy*. 2016. Vol. 169. Pp. 301–308. **PIAS**

REFERENCES

1. Zakharova A. G. *Zakonomernosti elektropotrebleniya na ugol'nykh shakhtakh Kuzbassa* [Regularities of power consumption in Kuzbass coal mines]. Kemerovo, Izd-vo KuzGTU, 2002, 198 p.

2. Efimov V. I., Khmelinsky A. A., Methodev S. N. Modern approaches to the layout of equipment for coal mining in shallow formations. *Ugol'*. 2019, no 6, pp. 36–40. [In Russ].

3. Kazanin O. I., Sidorenko A. A., Meshkov A. A. Organizational and technological principles of realizing the potential of modern high-performance cleaning equipment. *Ugol'*. 2019, no 12, pp. 4–13. [In Russ]. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-12-4-13.

4. Jonek-Kowalska I., Turek M. Dependence of total production costs on production and infrastructure parameters in the Polish hard coal mining industry. *Energies*. 2017. Vol. 10. No 10. Article 1480. DOI:10.3390/en10101480.

5. Stebnev A. V., Zadkov D. A., Gabov V. V., Mukhortikov S. G. Analysis of operation of powered longwall systems in mines of SUEK-Kuzbass. *Eurasian mining*. 2017. No 2. P. 28–32. DOI: 10.17580/em.2017.02.07.

6. Reinlander P., Nienhaus K. Research and development for high-performance treatment faces in the international mining industry. *Glyukauf*. 2006, no 1(2), pp. 44 – 46.
7. Kopylov K. N., Kubrin S. S., Zakorshmeny I. M., Reshetnyak S. N. Experimental study of the parameters of the coal mine cleaning combine at different feed rates. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2017, no S29, pp. 48 – 55. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-12-29-48-55.
8. Stecula K., Brodny J., Tutak M. Informatics platform as a tool supporting research regarding the effectiveness of the mining machines work. *CBU International Conference on Innovations in Science and Education*. 2017. Pp. 1215 – 1219.
9. Plotnikov V. V. Conclusion of the formula for calculating the productivity of cleaning combines with a shtrekovym, drum or crown executive body. *Ugol'*. 2009, no 9, pp. 47 – 55. [In Russ].
10. Pozin E. Z., Melamed V. Z., Ton V. V. *Razrushenie ugley vyemochnymi mashinami* [Destruction of coals by extraction machines], Moscow, Nedra, 1984, 288 p.
11. Aleksandrov B. A., Kozhukhov L. F., Antonov Yu. A. *Gornye mashiny i oborudovanie podzemnykh razrabotok* [Mining machines and equipment for underground development], Kemerovo: Izd-vo KuzGTU, 2006.
12. Ordin A. A., Metelkov A. A. On the issue of optimizing the length and productivity of a complex-mechanized cleaning face of a coal mine. *Fiziko-tekhnicheskiye problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2013, no 2, pp. 100 – 112. [In Russ].
13. Puchkov L. A., Pivnyak G. G. *Elektrifikatsiya gornogo proizvodstva* [Electrification of mining production], Moscow, Izd-vo MGGU, 2007, 1051 p.
14. Kazachenko G. V., Kislov N. V., Bamsam G. I. *Osnovy rascheta zatrat moshchnosti i proizvoditel'nosti ochistnykh i prokhodcheskikh kombaynov* [Fundamentals of calculating the power and productivity costs of cleaning and tunneling combines]. Minsk: BNGU, 2015, 75 p.
15. Brodny J., Alszer S., Krystek M., Tutak M. Availability analysis of selected mining machinery. *Archives of Control Sciences*. 2017. Vol. 27. No 2. Pp. 197 – 209.
16. Ning Wang, Zongguo Wen, Mingqi Liu, Jie Guo Constructing an energy efficiency benchmarking system for coal production. *Applied Energy*. 2016. Vol. 169. Pp. 301 – 308.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРЕ

Бабокин Геннадий Иванович – д-р техн. наук, профессор,
e-mail: babokinginov@yandex.ru,
НИТУ «МИСиС».

INFORMATION ABOUT THE AUTHOR

G.I. Babokin, Dr. Sci. (Eng.), Professor,
e-mail: babokinginov@yandex.ru,
National University of Science and Technology «MISiS»,
119049, Moscow, Russia.

Получена редакцией 06.05.2020; получена после рецензии 11.06.2020; принята к печати 10.01.2021.
Received by the editors 06.05.2020; received after the review 11.06.2020; accepted for printing 10.01.2021.

