ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2025;(12-3):5—22
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.271.3 DOI: 10.25018/0236_1493_2025_123_0_5

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОБОРУДОВАНИЯ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ-КОНВЕЙЕРНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Т. Ж. Аннакулов[1], К. М. Темиров[1], Б. О. Отажонов[1], Ж. Ф. Юнусов[1], Ш. Н. Норимонов[1]

[1] Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, Ташкент, 100095, Узбекистан, e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru

Аннотация: В статье рассмотрены актуальные вопросы повышения эффективности открытых горных работ за счёт внедрения циклично-поточной технологии с применением мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов. Основное внимание уделено выбору и обоснованию параметров оборудования мобильных комплексов с учетом геологических, горнотехнических и организационных факторов, определяющих производительность системы. Разработана структурная схема, демонстрирующая взаимосвязь всех звеньев комплекса, включая экскаватор, дробильную установку, перегружатель и конвейерный транспорт. Представлена методика выбора и расчета технологических параметров с учетом производительности экскаватора и режимов его работы. Особо подчёркивается важность соблюдения баланса производительности всех подсистем комплекса для обеспечения его устойчивой и эффективной эксплуатации. Кроме того, в статье установлена функциональная зависимость производительности экскаватора от ширины забоя при погрузке мобильной дробильной установки, что обеспечивает возможность оптимизации параметров технологического процесса разработки. Полученные результаты и предложенные подходы могут служить научно-методической основой для проектирования современных карьеров и повышения эффективности добычи полезных ископаемых открытым способом.

Ключевые слова: циклично-поточная технология, мобильный дробильно-перегрузочно-конвейерный комплекс, экскаваторно-дробильный комплекс, мобильная дробильная установка, система конвейеров, ширина экскаваторной заходки, основные параметры.

Для цитирования: *Аннакулов Т. Ж., Темиров К. М., Отажонов Б. О., Юнусов Ж. Ф., Норимонов Ш. Н.* Обоснование параметров оборудования мобильных дробильно-перегрузочных-конвейерных комплексов для открытых горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2025. — № 12-3. — С. 5—22. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_123_0_5.

Justification of equipment parameters for mobile crushing-reloading-conveyor complexes in open-pit mining

T. J. Annakulov[1], K. M. Temirov[1], B. O. Otajonov[1], J. F. Yunusov[1], Sh. N. Norimonov[1]

[1] Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, 1000095, Uzbekistan e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru

Abstract: The article addresses pressing issues of enhancing the efficiency of open-pit mining operations through the implementation of cyclic-flow technology using mobile crushing–reloading–conveyor complexes (MCRCC). The main focus is on the selection and substantiation of equipment parameters for mobile complexes, considering geological, mining, and organizational factors that determine system performance. A structural diagram has been developed, illustrating the interconnection of all components of the complex, including the excavator, crusher, reloader, and conveyor transport. A methodology for selecting and calculating technological parameters is proposed, taking into account the excavator's productivity and operating modes. Special attention is given to maintaining a balanced performance among all subsystems of the complex to ensure its stable and efficient operation. Furthermore, the article establishes a functional dependence of the excavator's productivity on the cut width when loading the mobile crushing unit, which allows for a justified optimization of technological process parameters. The obtained results and proposed approaches can serve as a methodological basis for the design of modern open-pit mines and for improving the efficiency of mineral extraction

Key words: cyclic-flow technology, mobile crushing-reloading-conveyor complex, excavator-crusher complex, mobile crushing unit, conveyor system, excavator entry width, main parameters.

For citation: Annakulov T. J., Temirov K. M., Otajonov B. O., Yunusov J. F., Norimonov Sh. N. Justification of equipment parameters for mobile crushing-reloading-conveyor complexes in open-pit mining. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025;(12-3):5—22. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_123_0_5.

Введение

В настоящее время одним из приоритетных направлений повышения эффективности открытых горных работ является внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) с применением мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов (МДПКК). Это позволяет существенно увеличить производительность карьерных предприятий и снизить совокупные затраты на добычу и транспортировку горной массы [1–3]. В связи с этим возрастает необходимость в проведении научных исследований, направленных на разработку методических подходов к проектированию карьеров с использованием МДПКК, а также на оценку влияния геологических, горнотехнических и организационных факторов на эффективность их функционирования. Особое внимание следует уделить установлению взаимосвязей между производительностью экскаваторно-дробильных комплексов и параметрами системы разработки, а также обоснованию рациональных областей применения указанных технологических решений [4, 5].

В состав циклично-поточной технологии с применением полностью мобильных дробильных установок входят экскаватор с механической лопатой, мобильная дробилка, передвижной перегружатель между уступами и конвейерная транспортная система (см. рис. 1).

Рабочая последовательность функционирования мобильного дробильно-перегрузочно-конвейерного комплекса в составе циклично-поточной технологии показана на рис. 1. Экскаватор осуществляет погрузку горной массы в приёмный бункер дробильной установки, откуда материал через пластинчатый питатель подаётся в загрузочную воронку. Далее поток породы направляется в двухвалковую дробилку, где происходит её измельчение до требуемой крупности. Из дробилки перера-

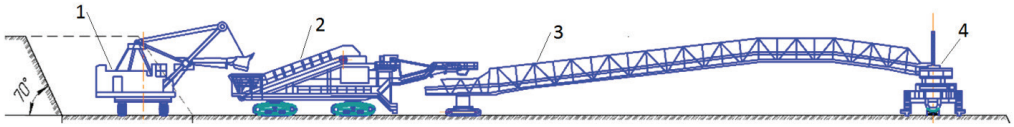

Рис. 1. Технологическая схема разработки вскрышных уступов циклично-поточной технологией с МДПКК: 1-экскаватор ЭКГ-15; 2-мобильная дробилка; 3-межуступный перегружатель; 4-забойный конвейер

Fig. 1. Technological scheme of overburden bench development by cyclic-flow technology with MCRCC: 1 — EKG-15 excavator; 2 — mobile crusher; 3 — inter-bench reloader; 4 — face conveyor

ботанный материал через выпускной желоб поступает на ленточный конвейер, по которому транспортируется к мобильному межуступному перегружателю. Оттуда горная масса передаётся на забойный конвейер. На следующем этапе транспортирование осуществляется по магистральному конвейеру с дальнейшей перегрузкой на отвальный, по которому порода подаётся к отвалообразователю, формирующему внутренние отвалы [6,7].

Методика

В последние годы особое значение приобретает задача выбора оптимальных технологических параметров мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов при использовании механических экскаваторов с учётом конкретных горнотехнических и эксплуатационных условий.

В работе [8] разработана принципиальная схема выбора, обеспечивающая оптимизацию параметров, а также рациональное качественное и количественное соотношение параметров оборудований комплексов ЦПТ. В источнике [9] проведён анализ производительности и экономической эффективности работы выемочно-погрузочного комплекса, в состав которого входят механические лопаты. Для оценки эффективности функционирования такого комплекса в условиях конкретного разреза использован метод расчёта затрат, необходимых на разработку горных пород.

Функциональная структура комплекса МДПКК включает следующие этапы [10]:

– извлечение горной массы из забоя с помощью карьерного экскаватора;

– подача материала в дробильную установку, интегрированную в состав мобильного комплекса;

– дробление горной массы до установленной фракции;

– перегрузка дроблёного материала на забойный конвейер для последующей транспортировки по ленточной конвейерной системе.

Данная модель позволяет формализовать процессы внутри комплекса и служит основой для оптимизации параметров оборудования с учётом производительности, геологических условий и компоновки карьерного пространства.

Поток горных пород предопределяет основные параметры и характеристики МДПКК. В виде исходных данных служат следующие параметры:

– расчетная часовая производительность экскаватора;

– интенсивность поступления грузопотока;

– свойства и гранулометрический состав поступающей горной массы.

Главным показателем МДПКК, который характеризует его технические возможности, является расчетная про-

изводительность при конкретных условиях эксплуатации.

Расчетная производительность установки определяется производительностью подсистем «экскаватор — бункер-питатель — мобильная дробилка и разгрузочный конвейер — межуступный перегружатель — забойный конвейер».

При определении параметров МДПКК необходимо выдержать следующее соотношение:

$$Q_{Э} \le Q_{Б\text{-}П} \le Q_{М.Д} \le Q_{Р.К} \le Q_{М.П} \le Q_{З.К}, \quad (1)$$

где $Q_{Э}$, $Q_{Б\text{-}П}$, $Q_{М.Д}$, $Q_{Р.К}$, $Q_{М.П}$, $Q_{З.К}$ — расчётные показатели производительности экскаватора, приёмного бункера-питателя, мобильной дробильной установки, разгрузочного конвейера, межуступного перегружателя и забойного конвейера выражаются в тоннах в час.

Основные технологические параметры, определяющие выбор оборудования МДПКК при разработке горных пород данным способом, приведены в таблице 1.

При подборе оборудования комплекса с учётом влияния указанных факторов следует руководствоваться структурной схемой, представленной на рис. 2. Из схемы видно, что все звенья МДПКК взаимосвязаны и функционируют как единая система.

Так, вместимость приёмного бункера определяется объёмом ковша экскаватора и максимальным размером кусков горной массы, а ширина полотна питателя зависит от тех же параметров и производительности экскаватора.

В общем случае для обеспечения согласованной работы оборудования необходимо соблюдение соотношений, выраженных формулой (1).

Основные параметры экскаватора

Расчётная техническая производительность экскаватора определяется с учётом конкретных условий его работы в забое. Этот показатель отражает максимально достижимую производительность данной модели машины при её непрерывной эксплуатации [11] в заданных горнотехнических условиях и вычисляется по выражению:

$$Q_{Э} = 3600 \cdot V_{К} \cdot \frac{K_{Э}}{t_{ц}}; \ , \ м^3 / ч \quad (2)$$

или

$$Q_{Э} = 3600 \cdot V_{К} \cdot \gamma \cdot \frac{K_{Э}}{t_{ц}}; \ \ т / ч \ , \quad (2`)$$

где $K_{Э}$ — коэффициент экскавации характеризует соотношение между коэффициентом наполнения ковша экскаватора и коэффициентом разрыхления горной массы в ковше. При определении технической и эксплуатационной производительности экскаватора необходимо учитывать конкретные условия работы в забое и физико-механические свойства разрабатываемых пород. Это особенно важно при различной степени взрывной подготовки массива, наличии негабаритных фракций и других особенностях. Так как в пределах забоя горные породы часто отличаются по своим характеристикам, сопротивлению копанию и другим показателям, при их изменчивости требуется учитывать долевое содержание различных типов пород и рассчитывать средневзвешенные значения удельного сопротивления копанию K_{F}, продолжитель-

Таблица 1
Параметры, влияющие на выбор оборудований МДПКК
Parameters influencing the selection of MCRCC equipment

Оборудование	Обозначение	Параметры
Экскаватор цикличного действия	$Q_э$ V_K $t_ц$	– производительность, т/ч; – вместимость ковша, м^3; – продолжительность цикла, с$^{-1}$
Бункер	$V_Б$ A B_0 $H_Б$	– емкость бункера, м^3; – ширина верхней части, мм; – ширина нижней выпускной части, мм; – высота, мм
Питатель	$Q_{Б-П}$ $B_П$ $h_П$ $v_П$	– производительность, т/ч; – ширина полотна питателя, мм; – высота слоя горной массы, мм; – скорость движения полотна, м/с
Дробилка (валковая)	$Q_{М.Д}$ $D_В$ $L_В$ β n_B $D_З$ b_B	– производительность, т/ч; – диаметр валков, мм; – длина валков, мм; – угол захвата валков, град.; – частота вращения валков, об/мин.; – размер загрузочной щели, мм; – размер выходного отверстия, мм
Разгрузочный конвейер дробилки	$Q_{P.K}$ $B_{P.K}$ $v_{P.K}$	– производительность, т/ч; – ширина ленты, мм; – скорость ленты, мм
Межуступный перегружатель	$Q_{М.П}$ $B_{М.П}$ $v_{М.П}$	– производительность, т/ч; – ширина ленты, мм; – скорость ленты, мм
Забойный конвейер	$Q_{З.К}$ $B_{З.К}$ $v_{З.К}$	– производительность, т/ч; – ширина ленты, мм; – скорость ленты, мм

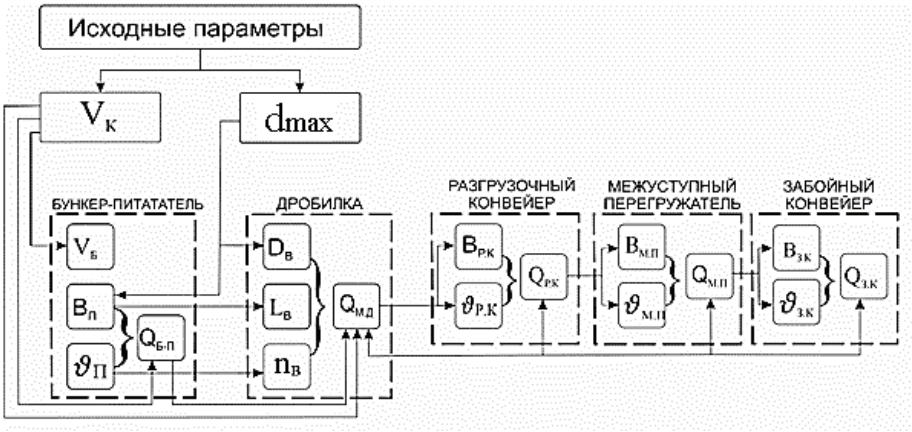

Рис. 2. Структурная схема определения влияющих технологических параметров на выбор оборудований МДПКК
Fig. 2. Structural diagram for determining the technological parameters influencing the selection of MCRCC equipment

ности рабочего цикла экскаватора $t_ц$, а также коэффициента качества забоя $K_К$.

Основные параметры бункера-питателя

Основными требованиями, предъявляемыми к бункерным устройствам, являются следующие:

– соответствие заданному технологическому объему, обеспечивающему необходимый запас материала для бесперебойной работы технологической линии;

– обеспечение требуемой пропускной способности, адекватной режиму работы последующего оборудования;

– оптимальные геометрические параметры выпускного отверстия, обеспечивающие стабильный выход материала без образования заторов;

– наличие конструктивной и технологической совместимости с системой «бункер–питатель», предусматривающей согласованную работу узлов накопления и дозированной подачи материала.

В мобильных дробильных установках используется бункер-питатель открытого типа, оснащённый пластинчатым питателем. На практике такие бункеры, совмещённые с питателями, чаще всего имеют форму перевёрнутого обелиска или усечённого конуса. Объём бункера определяется вместимостью ковша экскаватора, осуществляющего разгрузку, а также геометрическими параметрами сопряжённых элементов — ковша экскаватора, ширины питателя и максимального размера подаваемого материала.

Обоснование ключевых технологических параметров дробильно-перегрузочных установок и их математическое описание в основном представлено в исследованиях профессоров Уральского государственного горного университета А. В. Юдина и Ю. А. Лагуновой.

По условию обеспечения нормального извлечения поступающих грузов из бункера ширина питателя определяется выражением:

$$B_П = 1{,}65 \cdot d_{\max} \text{ м}, \qquad (3)$$

где $d_{\max}$ – максимальный размер куска горной породы, м.

Ширина питателя определяет размеры нижней разгрузочной части бункера с учётом конструктивных особенностей сопряжённых элементов (рис. 3). В случае размещения питателя непосредственно под бункером, ширина его нижней выпускной части вычисляется по следующему выражению:

$$B_0 = B_П + 2(b + \Delta b);\ м, \qquad (4)$$

где b — толщина стенки бункера с обшивками, мм; Δb – зазор между стенками бункера и направляющими полотна питателя, мм.

Геометрический размер верхней части бункера определяется по формуле:

$$A \geq (1{,}7 \div 1{,}8) \cdot \sqrt[3]{V_К},\ \text{м} \qquad (5)$$

Данная величина проверяется по условию времени реакции машиниста при остановке и повороте для разгрузки. Время реакции ($t_{реак}$) машиниста составляет 0,5–0,8 с.

Угол поворота рукояти (в данный период) составляет

$$\Delta\beta = \frac{\beta}{t_{ПОВ}} \cdot t_{реак};\ град \qquad (6)$$

где $t_{ПОВ}$ – время поворота на β градусов, с.

Тогда путь торможения в период $t_{реак}$ составит

$$\Delta l = \frac{\pi \cdot R_р}{180} \cdot \Delta\beta; м, \qquad (7)$$

Ширина верхней части бункера ограничивается условием

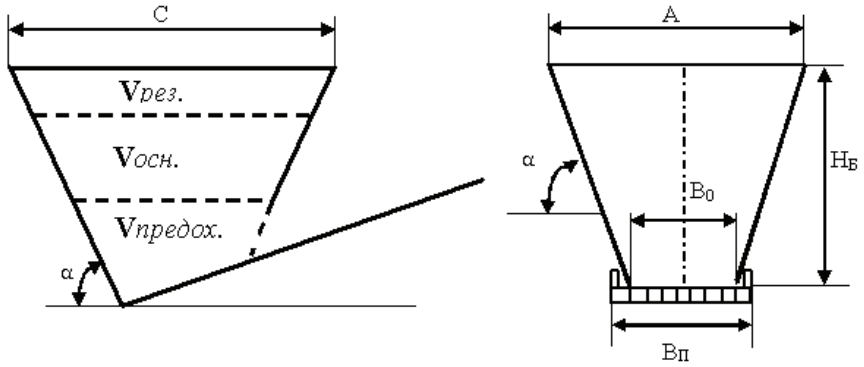

Рис. 3. Схема к расчету бункера-питателя мобильной дробилки
Fig. 3. Diagram for calculating the hopper-feeder of the mobile crusher

$$A \geq B_K + \Delta l, \text{м}, \quad (8)$$

здесь B_K — ширина ковша экскаватора.

Максимальная высота бункера для мобильных дробилок определяется по формуле:

$$H_Б = (0{,}8 \cdot H_p - e) - h_{\text{опор.конст}}, \text{ м}, \quad (9)$$

где H_p – максимальная высота разгрузки экскаватора, м; e — резерв между ковшом и бункером, м; $h_{\text{опор.конст}}$ — высота опорной конструкции, где устанавливается бункер-питатель, м.

Длина верхней части бункера определяется по формуле:

$$C = 2H_{\text{Б}} ctg\alpha + 0{,}75B_0, \text{ м}. \quad (10)$$

На основании приведённых выше геометрических параметров и с учётом формы конструкции, вместимость бункера определяется по методике, изложенной в международном стандарте ISO 21873–1:2013, либо расчётным путём — в зависимости от конкретной геометрии бункера. Общий геометрический объём бункера мобильной дробильной установки целесообразно разделять на несколько составляющих частей:

$$V_Б = V_{предох.} + V_{осн.} + V_{резерв.}, \ \text{м}^3, \quad (11)$$

где $V_{предох.}$ — предохранительный объем бункера, м^3; $V_{осн.}$ – основной объем, необходимый для приема горной массы, м^3; $V_{резерв.}$ – резервный объем, характеризуемый неравномерностью работы оборудований, м^3.

Предохранительный объем принимают в зависимости от формы бункера, типа питателя, его угла установки, величины внедрения питателя в бункера, требуемой толщины защитного слоя на питателе и высоты установки контроллера-дозатора в выходной части бункера.

Основной объем бункера принимается равным емкости ковша экскаватора.

Резервный объем бункера принимается в пределах 20–30% от общего объема бункера.

Производительность бункера-питателя при известной ширине определяется по формуле:

$$Q_{\text{Б-Д}} = 3600 \cdot B_П \cdot h_П \cdot v_П \cdot \gamma \cdot \varphi \ \text{т/ч}, \quad (12)$$

где $v_П$ — скорость извлечения горной массы из бункера питателем, м/сек; $B_П$ — ширина выпускного отверстия бункера, м; $h_П$ – высота слоя горной массы, извлекаемой из бункера, м; γ — насыпная плотность горной массы, т/м^3; φ — коэффициент равномерности выпуска.

Основные параметры конвейерных оборудований

Мобильный дробильно-перегрузочно-конвейерный комплекс (МДПКК) может включать несколько типов конвейеров: загрузочный конвейер дробильной установки, конвейер межуступного перегружателя, забойный конвейер, а также общий передаточный конвейер, обеспечивающий работу параллельных линий. Все эти конвейеры объединяются в единую технологическую систему, предназначенную для непрерывной транспортировки дроблёной горной массы от мобильной дробилки к следующим звеньям комплекса.

Требуемая расчетная часовая производительность сопровождающих конвейеров в комплексе определяется из выражения:

$$Q_{i.K} = K_{н.п.} \cdot Q_{М.Д.},\ т/ч \qquad (13)$$

где $K_{н.п.}$ — коэффициент неравномерности работы питателя ($K_{н.п.}$ = 1,05–1,1).

К параметрам конвейера, характеризующим производительность, относятся ширина и скорость ленты. При известной расчетной производительности $Q_{i.K}$ и выбранной скорости ленты требуемая ширина ленты конвейера определяется из выражения:

$$B_{i.K} = 1{,}1(\sqrt{\frac{Q_{i.K}}{k_{у.э} \cdot K_{П} \cdot v_i \cdot \gamma}} + 0{,}05),\ м \qquad (14)$$

где $k_{у.э}$ — коэффициент, характеризующий условия эксплуатации конвейера (принимается для стационарной установки $k_{у.э}$ =1,0, для забойных и полустационарных — $k_{у.э}$ =0,88–0,9); $K_{П}$ – коэффициент производительности; v_i — скорость ленты i — конвейера (выбирается в зависимости от его производительности и ширины, от рода груза и от конструкции роликовых опор. Учитывая работу погрузочных и перегрузочных пунктов, обычно внутри транспортной системы скорость не следует принимать более 6,5 м/с. При транспортировании скальных пород и руд — 2,0; 2,5; 3,15 м/с, при транспортировании угля, рыхлой вскрыши — 3,15; 4,0; 5,0 м/с, для конвейеров с подвесными роликоопорами при транспортировании вскрышных пород можно принять 5,0; 5,5 м/с).

Значение рассчитанной ширины ленты из условия кусковатости транспортируемого груза для открытых разработок, содержащих большие куски до 15% по массе, рекомендуется принимать:

$$B_{i.K} \geq (2{,}3 \div 2{,}5) d_{\max},\ м. \qquad (15)$$

Из двух полученных значений B выбирается наибольшее.

Основные параметры валковых дробилок

Разрушение негабаритных кусков горных пород представляет собой сложный диссипативный процесс, в котором доминируют импульсные нагрузки, сопровождающиеся высокими локальными напряжениями в зоне контакта. На основе положений физики разрушения и механики горных пород установлено, что эффективность разрушения во многом определяется геометрией элементов ударного узла. В частности, форма бойка, угол наклона контактной поверхности, радиус кривизны и площадь контакта напрямую влияют на концентрацию напряжений и глубину проникновения энергии в массив [13, 14].

Основные параметры дробильного узла мобильной установки целесообразно рассматривать в соответствии с известной методикой. Для выполнения расчётов принимаются следующие исходные данные: длина и ширина рабочей зоны, частота

вращения валков, угол их захвата, а также производительность валковой дробилки [15].

На рис. 4 представлена схема расчета параметров валковой дробилки, где β — угол захвата в точках соприкосновения с горной массой между двумя касательными к поверхности валков. Горная порода будет захватываться при соблюдении условия $\beta \le 2\alpha$. Чтобы происходило нормальное дробление горных пород, данный угол ограничивается двойным углом трения. В промышленных условиях коэффициент трения составляет $f = 0{,}30 \div 0{,}45$, а угол трения — $\alpha = 16^0 40' \div 24^0 20'$. Для исключения выдавливания дробимых пород из рабочей зоны для гладких валков принимают $\alpha = 16^0 \div 24^0$, для зубчатых и рифленых валков — $\alpha = 16^0 \div 24^0$.

Из условия максимальных размеров $d_{\max}$ кусков горных пород диаметр валков определяется по формуле:

$$D_B = \frac{dB_{\max}}{1-k} \text{ м}, \qquad (16)$$

где k — коэффициент захвата (k = = 0,92÷0,954); D_B — ширина щели на выходе, м.

Частота вращения валков не должна превышать предельных значений, при которых возникают нежелательные колебания нагрузок и нарушается устойчивость процесса захвата горной массы.

При скорости вращения валков $\omega = 3-6$ м/с наблюдается оптимальный режим работы [16].

Частота вращения валков определяется по формуле:

$$n_{опт} = \frac{\omega_{опт}}{\pi \cdot D_B}, \text{ об/мин}. \qquad (17)$$

Проф. Л. Б. Левенсон рекомендует определить максимально возможную частоту вращения валков по формуле:

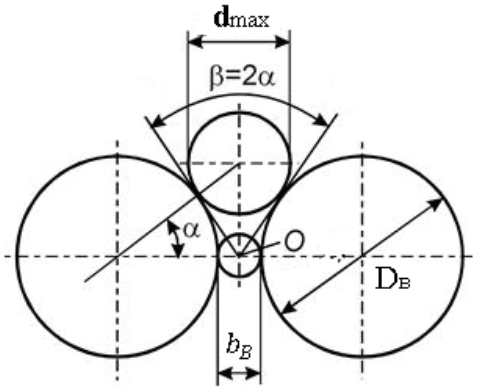

Рис. 4. Схема для расчета валковой дробилки
Fig. 4. Diagram for calculating the roll crusher

$$n_{max} \le 102{,}5\sqrt{\frac{f}{\rho \cdot d \cdot D_B}}, \text{ об/мин}. \qquad (18)$$

где f — коэффициент трения горных пород о валки (для прочных пород f >0,3, для глин f <0,45); d — диаметр горных пород, м; ρ – плотность горных пород, кг/м³.

Длину валков определяют из условия обеспечения производительности питателя $Q_П$ или поступающих горных пород с учетом диаметра D_B и частоты вращения валков n_B. Производительность питателя $Q_П$ должна быть равна производительности дробилки $Q_Д$. Производительность дробилки определяется по известной формуле:

$$Q_Д = 1{,}25 \cdot \pi \cdot D_B \cdot L_B \cdot b_B \cdot n_B \cdot \mu, \text{ м}^3/\text{ч}, \qquad (19)$$

где 1,25 — коэффициент, учитывающий возможное расхождение валков при работе; μ — коэффициент, учитывающий степень рыхления горных пород (μ =0,2–0,6).

Длину валков определяют исходя из формулы:

$$L_B = \frac{Q_Д}{1{,}25 \cdot \pi \cdot D_B \cdot L_B \cdot b_B \cdot n_B \cdot \mu}, \text{ м}. \qquad (20)$$

Таким образом, предложена и обоснована методика выбора и расчёта технологических параметров оборудо-

вания мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов, применяемых при разработке угольных месторождений открытым способом.

Определение оптимальной ширины заходки экскаватора при использовании МДПКК

Рассмотрим процесс работы механического экскаватора в торцевом забое при погрузке горной массы в приёмный бункер мобильной дробильной установки.

Одним из ключевых параметров, оказывающих существенное влияние на производительность экскаватора, является ширина забоя $B_з$.

В соответствии с методикой, представленной в источнике [17], техническая и эксплуатационная сменная производительность экскаватора определяется следующим образом:

$$Q_T = \frac{3600 \cdot V_K}{t_Ц} \cdot \frac{k_H}{k_P}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (21)$$

$$Q_T = \frac{3600 \cdot V_K}{t_Ц} \cdot \frac{k_H}{k_P} \cdot \frac{t_P}{t_P + t_П} \cdot T_{СМ}$$

$$\text{м}^3/\text{смена}, \quad (22)$$

где V_K — емкость ковша экскаватора, м³; $t_Ц$ — время одного цикла экскаватора, с; t_P — время работы на одном месте, мин; $t_П$ — время передвижки, мин.; k_H — коэффициент наполнения ковша; k_P — коэффициент разрыхления горной массы в ковше; $T_{СМ}$ — продолжительность смены, ч.

Отношение ($t_р$ / $t_р$ + $t_п$), представленное в формуле (22), характеризует коэффициент сокращения рабочего времени, обусловленный необходимостью перемещения экскаватора на следующую рабочую позицию. Указанный коэффициент принимается во внимание при определении коэффициента использования сменного времени экскаватора. С учётом данного уточнения формула (22) может быть представлена в следующем виде:

$$Q_э = \frac{3600 \cdot V_K}{t_Ц} \cdot \frac{k_H}{k_P} \cdot k_B \cdot T_{СМ}$$

$$\text{м}^3/\text{смена}, \quad (23)$$

где k_B — коэффициент использования сменного времени.

По данному методику коэффициент использования сменного времени k_B определяется:

$$k_B = \frac{1 - \sum \theta_j}{1 + \sum \theta_j}, \quad (24)$$

где θ_i — относительная производительность основных работ; θ_j — относительное время выполнения прочих работ j-го рода,

$$\theta_j = \frac{T_j}{T_{oj}}, \quad (25)$$

T_j — время выполнения прочей работы j; T_{oj} — промежуток полного времени работ, к которому относится T_j.

Специфические особенности работы механических экскаваторов подробно изложены в нормативных документах, а также проанализированы в ряде научных исследований [18, 19]. Согласно установленным нормативам, продолжительность отдельных видов операций в течение одной смены распределяется следующим образом:

– подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места $t_{ПЗ}$ =31 мин;

– время на личные надобности $t_{ПН}$ =10 мин;

– регламентированные перерывы, ожидания при подчистке подъездов к экскаватору бульдозером $t_{рег}$ =10 мин;

– обеденный перерыв $t_о$ =30 мин.

Исходя из вышеперечисленного принято следующее:

$j=1$ – ежесменные подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места: T_1 =31 мин, T_{01} =12 ч; $j=2$ – время на личные надобности машиниста: T_2 =10 мин, T_{02} =12 ч; $j=3$ – обеденный перерыв машиниста: T_3 =30 мин, T_{03} =12 ч; $j=4$ – регламентированный перерыв на ожидание при подчистке подъездов к экскаватору бульдозером: T_4 =10 мин, T_{04} =12 ч; $j=1$ – время сортировки негабаритов (3–5% от времени смены): $T_5=25$ мин, $T_{04}=12$ ч.

Определим относительную производительность основных работ:

$$\theta_i=\frac{Q_T}{Q_i} \qquad (26)$$

где Q_i – условная производительность выполнения прочих работ *i*-го вида,

$$Q_i=\frac{W_i}{t_{ni}} \qquad (27)$$

Q_i – абсолютное время выполнения прочей i-й работы; W_i – объем основных работ, выполненных до начала выполнения прочей i-й работы. $i=1$ – учет времени на переход экскаватора с одной стоянки на другую:

$$T_{n1}=T_{П.Э} \text{ мин}, \qquad (28)$$

$$W_1=l_П\cdot H\cdot B \text{ м}^3, \qquad (29)$$

где $T_{П.Э}$ – время, затрачиваемое на одну передвижку экскаватора($T_{П.Э}=1\div4$ мин); W_1 – объем грунта, разрабатываемый с одной стоянки экскаватора; $l_П$ – длина передвижки дробилки (экскаватора), м; B – ширина забоя, м; H – высота забоя, м.

Длина передвижки экскаватора с одной стоянки на другую:

$$l_П=R_{CT}^{MAX}-R_{CT}^{MIN} \text{ м}, \qquad (30)$$

или ограничивается по длине хода рукоятки ($l_{X.P.}$)

$l_п$ = (0,6÷0,8) $l_{X.P}$, м.

Принимаем $l_П=4$ м

$i=2$ – учет времени на передвижку дробилки за экскаватором:

$$T_{n2}=T_{П.Д} \text{ мин}, \qquad (31)$$

$$W_2=l_П\cdot H\cdot B \text{ м}^3, \qquad (32)$$

где $T_{П.Д}$ – время передвижки дробилки перед погрузкой на новую стоянку ($T_{П.Д}=1\div2$ мин); W_2 – объем грунта, дробимого с одной стоянки дробилки. $i=3$ – учет времени на переход межуступного перегружателя с одной стоянки на другую:

$$T_{n3}=T_{П.М.П} \text{ мин}. \qquad (33)$$

$$W_3=l_П\cdot H\cdot B, \qquad (34)$$

где $T_{П.М.П}$ – время, затрачиваемое на одну передвижку межуступного перегружателя ($T_{П.М.П}=3\div4$ мин); W_3 – объем грунта, транспортируемого с одной стоянки перегружателя. $i=4$ – переход на другой забой.

По данному методику ширина заходки (забоя) экскаватора по углам поворота определяется по схеме, приведенной на рис. 5:

$$B=2\cdot(2\cdot R\cdot\sin\frac{\beta}{2}-a), \text{ м}, \qquad (35)$$

где R – средний расчетный радиус копания при черпании, м; β – средний расчетный угол поворота экскаватора на разгрузку, рад.

Ширина рабочей зоны экскаватора:

$$a=a_0+a_T \text{ при } a_0=H\cdot ctg\alpha$$

$$\text{и } a_0=\frac{b_T}{2}+\Delta a_T \text{ м}, \qquad (36)$$

где a_0 – эксцентриситет забоя; a_T – расстояние от границы забоя до оси транспортного хода, м; b_T – ширина транспортного средства, м; Δa_T – запас ширины (0,5÷1,0 м); α – расчётный угол откоса элемента забоя (α =50÷75°).

Средний расчетный радиус копания экскаватора определяется по формулам

Таблица 2

Реультаты расчетов по определению функционалной зависимости $Q_э = f(B_З)$

Results of calculations for determining the functional dependence

$Q_э$, м³/ч	$Q_э$, м³/с	K_B	$\Sigma\theta_j$	$\Sigma\theta_i$	B, м	β, рад.	β, град.	$К_э$	Тц	$К_{тр}$
905,2	0,654	0,38	0,15	1,21	2,7	0,87	50	0,83	21,04	0,9
1218,4	0,636	0,53	0,15	0,60	5,3	0,96	55	0,83	21,62	0,9
1360,8	0,619	0,61	0,15	0,39	7,9	1,05	60	0,83	22,20	0,9
1431,0	0,604	0,66	0,15	0,29	10,4	1,13	65	0,83	22,78	0,9
1464,6	0,589	0,69	0,15	0,23	12,8	1,22	70	0,83	23,36	0,9
1477,6	0,574	0,71	0,15	0,19	15,2	1,31	75	0,83	23,94	0,9
1478,1	0,561	0,73	0,15	0,16	17,4	1,40	80	0,83	24,53	0,9
1470,8	0,548	0,75	0,15	0,14	19,6	1,48	85	0,83	25,11	0,9
1458,5	0,535	0,76	0,15	0,12	21,8	1,57	90	0,83	25,69	0,9
1442,9	0,523	0,77	0,15	0,11	23,8	1,66	95	0,83	26,27	0,9
1425,0	0,512	0,77	0,15	0,10	25,7	1,74	100	0,83	26,85	0,9
1405,8	0,501	0,78	0,15	0,09	27,5	1,83	105	0,83	27,43	0,9
1385,7	0,491	0,78	0,15	0,08	29,3	1,92	110	0,83	28,01	0,9
1365,1	0,481	0,79	0,15	0,08	30,9	2,01	115	0,83	28,60	0,9
1344,3	0,471	0,79	0,15	0,07	32,4	2,09	120	0,83	29,18	0,9
1323,5	0,462	0,80	0,15	0,07	33,8	2,18	125	0,83	29,76	0,9
1302,7	0,453	0,80	0,15	0,06	35,1	2,27	130	0,83	30,34	0,9
1282,2	0,445	0,80	0,15	0,06	36,3	2,35	135	0,83	30,92	0,9
1261,9	0,436	0,80	0,15	0,06	37,3	2,44	140	0,83	31,50	0,9
1241,9	0,429	0,80	0,15	0,06	38,3	2,53	145	0,83	32,08	0,9
1222,3	0,421	0,81	0,15	0,05	39,1	2,62	150	0,83	32,67	0,9

$$R = R_B - 0{,}5 \cdot l_П \text{ м.} \qquad (37)$$

Определим время одного цикла ($t_ц$) экскаватора. Продолжительность цикла экскавации ($t_ц$) определяется с учетом времени черпания ($t_П$), поворота на разгрузку ($t_{П.Р.}$), саму разгрузки ($t_р$) и поворота на черпание ($t_{П.Ч.}$) следующим образом:

$$t_Ц = t_Ч + t_{П.Р} + t_Р + t_{П.Ч}, \text{ с} \qquad (38)$$

Время черпания зависит от емкости ковша (V_K), толщины стружки (t_c), длины стружки, скорости движения ($\upsilon_{под}$) и условий забоя, а также квалификации машиниста:

$$t_Ч = \frac{V_k}{B_K \cdot t_c \cdot \upsilon_{под} \cdot \kappa_з} \text{ с,} \qquad (39)$$

где $\kappa_з$ – коэффициент трудности разработки забоя ($\kappa_з$ =0,55÷1,0), ориенти-

ровочное значение которого зависит от категории грунта и принимается согласно. $v_{под}$ – скорость подъёма ковша, который зависит от конструктивных особенностей подъемного механизма экскаватора. Выбирается среднее значение скорости с учетом ускорения и замедления вращающих частей механизма [20].

Время поворота на разгрузку зависит от конструктивных особенностей поворотного механизма экскаватора с учетом ускорения и замедления (при торможении) вращающих частей:

$$t_{П.Р.} = \frac{\beta}{\omega_{ПЛ}} \text{ с}, \qquad (40)$$

где β – угол поворота платформы на разгрузку, рад.; $\omega_{ПЛ}$ – угловая скорость платформы, рад/с.

Время разгрузки и поворот на черпание составляет, соответственно: $t_p \approx 2-3$ с, $t_{П.Ч.} \approx t_{П.Р.}$

С использованием данной методики произведён расчёт оптимальной ширины заходки экскаватора ЭКГ-15 при погрузке мобильной дробилки в составе МДПКК, эксплуатируемого на Ангренском угольном разрезе.

Задавая ряд величин β, находим соответствующие им производительности $Q_{Э.}$ и строим график функции $Q_{Э.} = f(B_З)$ (рис. 5), по которому находим оптимальный угол поворота экскаватора $\beta_{опт}$ и остальные технологические параметры, в том числе $Q_{Э.}^{MAX}$. Результаты расчета сведены в табл. 2.

Эксплуатационная производительность будет максимальной, если оптимизировать ширину забоя для каждой точки графика. Расчет оптимальной ширины забоя определяется с помощью программы Microsoft Excel с построением соответствующего графика функциональной зависимости (рис. 6).

В результате проведенных исследований получена графическая зависимость $Q_{Э.} = f(B_З)$, которая наглядно показывает связь технологических параметров забоя для условий разреза Ангренский. При максимальной производительности $Q_Э = 1478{,}1$ м³/ч ширина экскаваторной заходки составляет B =17,4 м.

Заключение

1. Разработана структурная схема, обеспечивающая возможность выбора типа и определения оптимальных параметров оборудования МДПКК в соответствии с установленными критериями оценки эффективности циклично-поточных технологических комплексов (ЦПТ).

2. Установлено, что выбор оборудования конвейерных линий должен осуществляться с учётом взаимного влияния смежных технологических звеньев системы ЦПТ, включая взаимодействие экскаваторно-дробильного и дробильно-конвейерного комплексов, что обеспечивает повышение согласованности и общей эффективности их функционирования.

3. Предложена и обоснована методика выбора и расчёта технологических параметров комплектов оборудования МДПКК, применяемых при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

4. Определена функциональная и графическая зависимость производительности экскаватора от ширины забоя с учётом взаимосвязи всех основных технологических параметров. Установлено, что максимальная производительность экскаватора, равная 1478,1 м³/ч, достигается при ширине экскаваторной заходки 17,4 м для условий разреза «Ангренский».

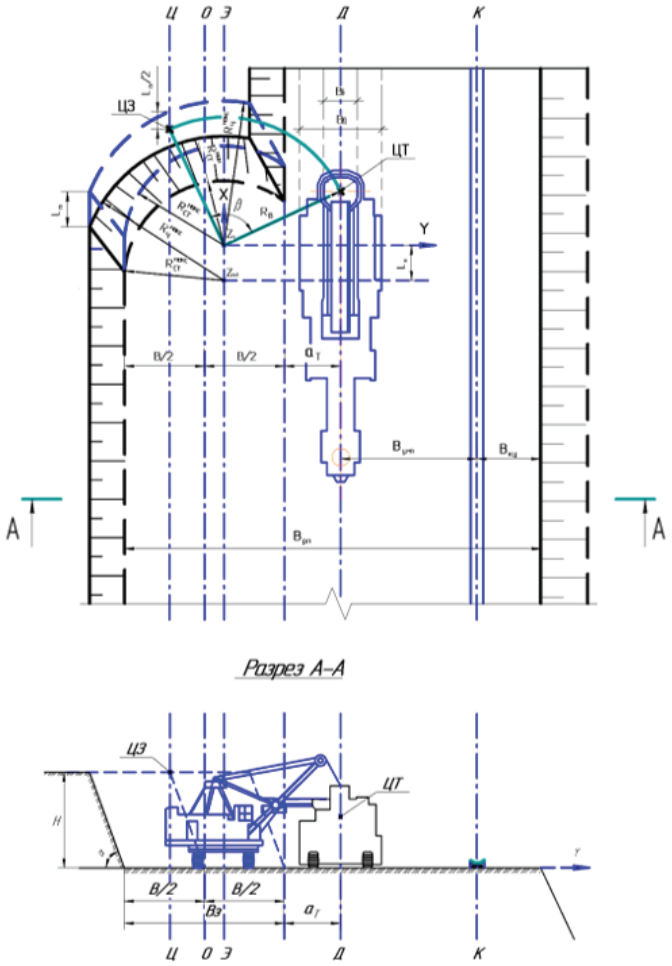

Рис. 5. Схема определения оптимальной ширины заходки экскаватора при использовании МДПКК: Z_{n-1}, Z_n — соответственно, центр вращения экскаватора в начальное и последующее положение
Fig. 5. Diagram for determining the optimal excavator cut width when using MCRCC

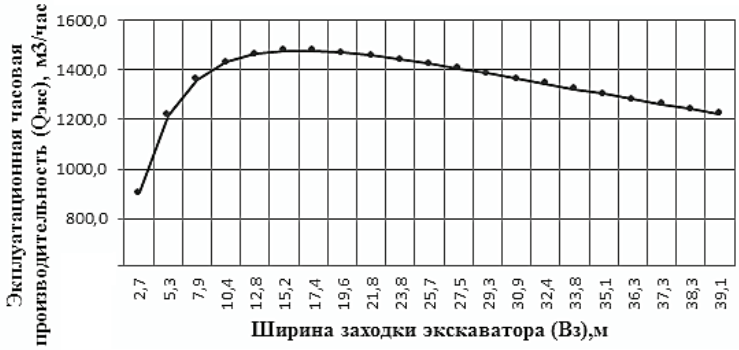

Рис. 6. График зависимости $Q_э = f(B_з)$
Fig. 6. Graph showing the relationship $Q_э = f(B_з)$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Abbaspour, H., Drebenstedt, C.* (2023). Truck–Shovel vs. In-Pit Crushing and Conveying Systems in Open Pit Mines: A Technical Evaluation for Selecting the Most Effective Transportation System by System Dynamics Modeling. Logistics, 7(4), 92. https://doi.org/10.3390/logistics7040092

2. *Hay, E., Nehring, M., Knights, P., Kizil, M. S.* (2020). Ultimate Pit Limit Determination for Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying System: A Case Study. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34(6), 410–427. https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1639006

3. *Liu, D., Pourrahimian, Y.* (2021). A Framework for Open-Pit Mine Production Scheduling under Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying Systems with the High-Angle Conveyor. Mining, 1(1), 5. https://doi.org/10.3390/mining1010005

4. *Osanloo, M., Paricheh, M.* (2020). In-Pit Crushing and Conveying Technology in Open-Pit Mining Operations: A Literature Review and Research Agenda. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34(3), 165–187. https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1565054

5. *Zhukovsky, Yu.L., Suslikov, P. K.* (2024). Assessment of the potential effect of applying demand management technology at mining enterprises; Sustainable Development of Mountain Territories, 16(3), 895–908. https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16–3-895–908

6. *Annakulov T. J.* Development of technological schemes for open-pit mining of deposits using mobile crushing-reloading-conveyor complexes. E3S Web of Conferences, 2020, 201, 01010. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101010

7. *Shibanov D.*, *Agaguena A.*, *Annakulov T.* Extraction of Inclined Exit Ledges in Coal Mines in Presence of Mobile Crushing and Conveyor Complexes. (2024) International Journal of Engineering, Transactions B: Applications, 37 (8), pp. 1658 — 1666, https://doi.org/10.5829/ije.2024.37.08b.17

8. *Глебов А. В.* Методические принципы выбора основного оборудования структур механизации циклично-поточной технологии // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 5 — 2. — С. 296 — 308. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_52_0_296

9. *Чаплыгин В. В.*, *Садыков А. А.*, *Матвеев А. В.* К вопросу оптимизации параметров технологии разработки полускальных вскрышных пород мехлопатами на разрезах Кузбасса // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 9. — С. 84–98. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_9_0_84

10. *Журавлев А. Г.*, *Кардашин Е. Д.* Моделирование грузопотоков при функционировании дробильно-конвейерного комплекса карьера. Проблемы недропользования. №4, 2024 г. С.6–15. https://doi.org/10.25635/2313–1586.2024.04.006

11. *Хамидов О. У.*, *Шибанов Д. А.*, *Шишкин П. В.*, *Колпаков В. О.* Эффективность применения экскаваторов на карьерах Узбекистана // Горная промышленность . — 2024. — №5. С.135–142. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-5-135–142

12. *Юдин А. В.*, *Шестаков В. С.* Системный подход, принципы формирования и критерии оценки перегрузочных систем с гибкими свойствами//Известия УГГУ. 2019. Вып. 4(56). С. 118–126. https://doi.org/10.21440/2307-2091-2019-4-118–126

13. *Алиева Л.*, *Жуков И. А.* Повышение эффективности ударно-поворотного бурения горных пород высокой крепости совершенствованием структуры породоразрушающего безлезвийного инструмента // Устойчивое развитие горных территорий. — 2024. — Т. 16. — № 4. — С. 1681–1694. https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16–4-1681–1694

14. *Теплякова А. В.*, *Азимов А. М.*, *Алиева Л.*, *Жуков И. А.* Обзор и анализ технических решений для повышения долговечности и улучшения технологичности элементов ударных узлов бурильных машин // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 9. — С. 120–132. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_9_0_120

15. *Ефимов Д. А.*, *Господариков А. П.* Перспективы использования валков с профилем Рело в дробилке и измельчающих валках высокого давления // Горное оборудование и электромеханика. 2022. № 4 (162). С. 36–43. https://doi.org/10.26730/1816-4528-2022-4-36–43

16. *Moradi I.*, *Irannajad M.* Fractal dimension of crushing products: effects of feed size distribution and feed rate //Particulate Science and Technology. — 2021. — Т. 39. — №. 7. — P. 877–886. https://doi.org/10.1080/02726351.2020.1856248

17. *Bulatov, G., Annakulov, T.* Investigation of the width of the entry of an excavator when loading a mobile crushing plant in the conditions of the Angren coal mine of Uzbekistan. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2021, 937(4), 042088. https://doi.org/10.1088/1755–1315/937/4/042088

18. *Шешукова Е. И.*, *Шибанов Д. А.*, *Иванов С. Л.*, *Шишкин П. В.* Оценка нагрузок приводов рабочего оборудования карьерного экскаватора (часть 2). Горная промышленность. 2024;(4):108–114. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-4-108–114

19. *Салимов А. Э.*, *Шибанов Д. А.*, *Иванов С. Л.* Риски отказов карьерного экскаватора, связанные с его техническим обслуживанием и ремонтом. Горная промышленность. 2024;(2):97–102. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-2-97–102

20. *Королев Н. А.*, *Жуковский Ю. Л.*, *Булдыско А. Д.*, *Баранов Г. Д.*, *Чен П.* Оценка энергетического ресурса на основе диагностики технического состояния электромеханического оборудования минерально-сырьевого комплекса // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2024. — № 5. — С. 158–181. https://doi.org/10.25018/0236_1493_ 2024_5_0_158 ГИАБ

REFERENCES

1. Abbaspour, H., Drebenstedt, C. (2023). Truck–Shovel vs. In-Pit Crushing and Conveying Systems in Open Pit Mines: A Technical Evaluation for Selecting the Most Effective Transportation System by System Dynamics Modeling. Logistics, 7(4), 92. https://doi.org/10.3390/logistics7040092

2. Hay, E., Nehring, M., Knights, P., Kizil, M. S. (2020). Ultimate Pit Limit Determination for Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying System: A Case Study. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34(6), 410–427. https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1639006

3. Liu, D., Pourrahimian, Y. (2021). A Framework for Open-Pit Mine Production Scheduling under Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying Systems with the High-Angle Conveyor. Mining, 1(1), 5. https://doi.org/10.3390/mining1010005

4. Osanloo, M., Paricheh, M. (2020). In-Pit Crushing and Conveying Technology in Open-Pit Mining Operations: A Literature Review and Research Agenda. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34(3), 165–187. https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1565054

5. Zhukovsky, Yu.L., Suslikov, P. K. (2024). Assessment of the potential effect of applying demand management technology at mining enterprises; Sustainable Development of Mountain Territories, 16(3), 895–908. https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16–3-895–908

6. Annakulov T. J. Development of technological schemes for open-pit mining of deposits using mobile crushing-reloading-conveyor complexes. E3S Web of Conferences, 2020, 201, 01010. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101010

7. Shibanov D., Agaguena A., Annakulov T. Extraction of Inclined Exit Ledges in Coal Mines in Presence of Mobile Crushing and Conveyor Complexes. (2024) International Journal of Engineering, Transactions B: Applications, 37 (8), pp. 1658 1666, https://doi.org/10.5829/ije.2024.37.08b.17

8. Glebov A. V. Methodological principles for selecting the main equipment for the structures of cyclic-flow technology mechanization. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, No. 5–2, pp. 296–308 [In Russ]. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_52_0_296

9. Chaplygin, V. V., Sadykov, A. A., & Matveev, A. V. On the issue of optimizing technological parameters for the development of semi-rock overburden by mechanical shovels at the Kuzbass open-pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, No. 9, pp. 84–98 [In Russ]. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_9_0_84.

10. Zhuravlev, A. G., Kardashin, E. D. Modeling of cargo flows during the operation of an in-pit crushing and conveying complex.. Subsoil Use Problems, No. 4, 2024, pp. 6–15 [In Russ]. https://doi.org/10.25635/2313−1586.2024.04.006

11. Khamidov, O. U., Shibanov, D. A., Shishkin, P. V., Kolpakov, V. O. Efficiency of excavator application at open-pit mines in Uzbekistan. Mining Industry, 2024, No. 5, pp. 135–142 [In Russ]. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-5-135−142

12. Yudin A. V., Shestakov V. S. Systematic approach, principles of formation, and evaluation criteria for flexible overloading systems. Izvestia of Ural State Mining University, 2019, Issue 4(56), pp. 118–126 [In Russ]. https://doi.org/10.21440/2307-2091-2019-4-118−126

13. Aliyeva L., Zhukov I. A. Improving the efficiency of impact-rotary drilling of high-strength rocks by optimizing the structure of the blade-less rock-breaking tool. *Sustainable Development of Mining Territories,* 2024, Vol. 16, No. 4, pp. 1681–1694 [In Russ]. https://doi.org/10.21177/1998-4502-2024-16−4-1681−1694

14. Teplyakova A. V., Azimov A. M., Aliyeva, L., Zhukov I. A. Review and analysis of technical solutions for improving the durability and technological performance of the impact nodes of drilling machines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, No. 9, pp. 120–132 [In Russ]. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_9_0_120

15. Efimov D. A., Gospodarikov, A. P. Prospects for the use of Relo-profile rolls in crushers and high-pressure grinding rolls. *Mining Equipment and Electromechanics*, 2022, No. 4(162), pp. 36–43 [In Russ]. https://doi.org/10.26730/1816-4528-2022-4-36−43

16. Moradi I., Irannajad M. Fractal dimension of crushing products: effects of feed size distribution and feed rate. *Particulate Science and Technology*. 2021. Т. 39. №. 7. P. 877−886. https://doi.org/10.1080/02726351.2020.1856248

17. Bulatov, G., Annakulov, T. Investigation of the width of the entry of an excavator when loading a mobile crushing plant in the conditions of the Angren coal mine of Uzbekistan. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2021, 937(4), 042088. https://doi.org/10.1088/1755−1315/937/4/042088

18. Sheshukova E. I., Shibanov D. A., Ivanov S. L., Shishkin P. V. Evaluation of Loads on the Drives of Mining Excavator Working Equipment (Part 2). *Mining Industry*. 2024;(4):108–114. DOI: 10.30686/1609-9192-2024-4-108−114.

19. Salimov A. E., Shibanov D. A., Ivanov S. L. Failure risks of mine excavator associated with its maintenance and repair. *Russian Mining Industry*. 2024;(2):97–102. [In Russ]. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2024-2-97−102

20. Korolev N. A., Zhukovsky, Yu. L., Buldysko, A. D., Baranov, G. D., Chen, P. Assessment of energy resources based on the diagnostics of the technical condition of electromechanical equipment in the mineral resource complex. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024, No. 5, pp. 158–181 [In Russ]. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2024_5_0_158

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Аннакулов Тулкин Жовбекович — канд. техн. наук, доцент.зав.кафедрой ГЭМ ТГТУ, г. Ташкент, Алмазарский район, 100095, улица Университетская, дом 2, e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru, ORCID ID:0000-0003-3106-144X;

Темиров Камилжан Мухаматович–старший преподаватель ТГТУ кафедра ГЭМ, e-mail: kmtemirov@gmail.com, ORCID ID: 0009-0005-2259-7834;

Отажонов Бахром Отабоевич — старший преподаватель ТГТУ кафедра ГЭМ, e-mail: bahrom9097@yandex.com, ORCID ID: 0000-0001-8871-7724;

Юнусов Жасурбек Фарход угли – ассистент ТГТУ кафедра ГЭМ, e-mail: jasurbekyunusov@tdtu.uz, ORCID ID: 0009-0002-5126-0059;
Норимонов Шамсиддин Нураддинович – магистрант ТГТУ кафедра ГЭМ, e-mail: shamsiddintmjgorniy@gmail.com, ORCID ID: 0009-0001-7785-3082.
Для контактов: *Аннауклов Т. Ж.*,e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Annakulov T. J., Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Head of the Department of Mining Electromechanics, TSTU, 2 Universitet Street, Almazar District, Tashkent, 100095, Uzbekistan, e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru, ORCID ID: 0000-0003-3106-144X;
Temirov K. M., Senior Lecturer, Department of Mining and Electromechanics, TSTU, e-mail: kmtemirov@gmail.com, ORCID ID: 0009-0005-2259-7834;
Otajonov B. O., Senior Lecturer, Department of Mining and Electromechanics, TSTU, e-mail: bahrom9097@yandex.com, ORCID ID: 0000-0001-8871-7724;
Yunusov Jasurbek Farhod ugli, Assistant Lecturer, Department of Mining and Electromechanics, TSTU, e-mail: jasurbekyunusov@tdtu.uz, ORCID ID: 0009-0002-5126-0059;
Norimonov S. N., master student, Department of Mining and Electromechanics, TSTU, e-mail: shamsiddintmjgorniy@gmail.com, ORCID ID: 0009-0001-7785-3082.
Corresponding author: *Annakulov T. J.*, e-mail: a.tulkin1275@yandex.ru.

Получена редакцией 07.10.2025; получена после рецензии 14.10.25; принята к печати 24.11.25.
Received by the editors 07.10.2025; received after the review 14.10.25; accepted for printing 24.11.25.