



Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

В.С. Вагин
А.И. Курочкин

РАСЧЕТ ГОРНЫХ МАШИН ДЛЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

*Утверждено Редакционно-издательским советом университета
в качестве учебного пособия*

Магнитогорск
2018

УДК 622:669.016.5(075)

Рецензенты:

Директор ООО «Нефрит-Спутник»,
кандидат технических наук

М.С. Уляков

Доцент кафедры «Горная механика»
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, кандидат технических наук

А.В. Долганов

Вагин В.С.

Расчет горных машин для открытых горных работ [Электронный ресурс] : практикум / Владимир Сергеевич Вагин, Антон Иванович Курочкин ; ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». – Изд. 2-е, подгот. по печ. изд. 2017 г. – Электрон. текстовые дан. (1,26 Мб). – Магнитогорск : ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2018. – 1 электрон. опт. диск (CD-R). – Систем. требования : IBM PC, любой, более 1 GHz ; 512 Мб RAM ; 10 Мб HDD ; MS Windows XP и выше ; Adobe Reader 8.0 и выше ; CD/DVD-ROM дисковод ; мышь. – Загл. с титул. экрана.

Пособие разработано с целью выполнения общей части дипломного проекта обучающимися направления подготовки 21.05.04 «Горное дело» специализации «Горные машины и оборудование» и выполнения расчетно-графической работы при освоении дисциплины «Механическое оборудование карьеров». Приводится методика расчета и выбора горных машин для механизации буровых и выемочно-погрузочных работ с учетом нагрузок, действующих на главные механизмы этих машин. На основании нагрузочных диаграмм и скоростных характеристик для условий эксплуатации машин даны рекомендации по определению производительности и потребного парка машин для заданной годовой производительности карьера.

УДК 622:669.016.5(075)

© Вагин В.С., Курочкин А.И., 2017

© ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова», 2017

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ	5
1. ВЫБОР ТИПА СТАНКА, РАСЧЕТ ПАРКА МАШИН И ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ДЛЯ МЕХАНИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЫХ РАБОТ	6
1.1. Станки шарошечного бурения	6
1.2. Станки шнекового бурения с режущими долотами	8
1.3. Станки ударно-вращательного бурения	10
1.4. Определение сменной, месячной, годовой производительности, рабочего и инвентарного парка буровых станков	11
2. ВЫБОР ТИПА ЭКСКАВАТОРА ЦИКЛИЧНОГО ДЕЙСТВИЯ, РАСЧЕТА ПАРКА МАШИН И ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ДЛЯ ВЕДЕНИЯ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ	13
2.1. Определение нагрузок на рабочее оборудование экскаватора прямая лопата	13
2.1.1. Определение нагрузок на механизм подъема	14
2.1.2. Определение средневзвешенной мощности привода механизма подъема	19
2.2. Расчет производительности экскаватора и потребного парка выемочно-погрузочных машин	20
3. РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ МАШИН ДЛЯ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ	23
3.1. Технология и организация бульдозерного отвалообразования	23
3.2. Методика расчета и выбора средств механизации бульдозерных отвалов при автотранспорте	24
3.3. Тяговый расчет бульдозера при работе на отвале	25
3.4. Расчет производительности бульдозера инвентарного парка машин для ведения отвальных работ	27
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	31
ПРИЛОЖЕНИЕ	32

ВВЕДЕНИЕ

Горнодобывающая промышленность России на современном этапе характеризуется интенсивным развитием открытого способа разработки месторождений, обеспечивающего высокие темпы добычи полезных ископаемых. При этом основной базой для повышения производительности труда на открытых производствах является механизация и автоматизация всех основных и вспомогательных работ, рост единичных мощностей горных и транспортных машин, переход от создания и внедрения отдельных машин к разработке и внедрению систем машин-комплексов, целиком охватывающих весь технологический процесс. Комплексная механизация создает необходимые условия для перехода к более совершенной организации производства – автоматизации, при которой труд по управлению машинами передается управляющим устройствам, человеку же должна отводиться творческая деятельность – планирование и контроль за действием этих устройств.

Решение общей задачи механизации и автоматизации открытых горных работ начато в курсовой работе, выполняемой студентами по дисциплине «Технология открытых горных работ». В ней на основании физико-механических свойств горных пород и с учетом технологических процессов ведения открытых горных работ для заданной производительности карьера производится выбор технологического оборудования. Таким образом, на этом этапе устанавливается влияние условий эксплуатации и технологий ведения горных работ на выбор горных машин.

Однако этими расчетами не удастся определить нагрузки, действующие на принятую машину, выявить фактическую производительность машины, исходя из ее конструктивных особенностей, допустимых нагрузок с учетом перегрузочной способности всех элементов кинематической цепи машины и элементов привода. Эти задачи решаются в расчетно-графической работе по дисциплинам «Механическое оборудование карьеров», «Горные машины и оборудование» и «Горные машины и комплексы».

Выполняемые в данной работе расчеты позволяют на основании нагрузочных диаграмм машины и ее привода определить не только фактическую производительность выбранной машины, но и установить режимы работы машины, ее приводов, действующие статические и динамические нагрузки, которые являются исходными для расчета автоматизированного привода и расхода электрической энергии, потребляемой из сети.

Выполнить курсовой проект студент должен самостоятельно и ответы на все возникающие в процессе выполнения вопросы должен искать в технической литературе. В отдельных случаях, ввиду сложности и новизны решаемой задачи или недостаточности имеющихся материалов, когда студент не может принять самостоятельного решения, он должен обратиться к консультанту.

СОДЕРЖАНИЕ И ОФОРМЛЕНИЕ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ

Расчетно-графическая работа включает расчетно-пояснительную записку (20-25 страниц машинописного текста формата А4 (210×297 мм)) и графическую часть (схему установки экскаватора в забое, размещение бурового станка на уступе и схему установки транспортного средства под погрузкой на листе формата А4).

Расчетно-пояснительная записка должна содержать три основных раздела: расчет буровых машин, выемочно-погрузочных (экскаваторов) и выемочно-транспортирующих для отвальных работ. Ниже будут даны методические указания по выполнению разделов расчетно-графической работы.

Расчетная часть записки должна включать: общий расчет, состоящий из определения внешних нагрузок; статического, кинематического расчетов механизмов и эксплуатационного расчета машин.

Все принятые решения и расчеты следует иллюстрировать схемами и диаграммами, обозначения на которых должны пояснять текст.

Расчетные формулы пишутся в буквенном изображении, а затем в цифровом. Результат указывается с размерностью. Все пояснения и обозначения к формулам приводятся до определения числового значения результата. Расчетно-графическая работа оформляется в соответствии с требованиями ЕСКД.

Исходные данные для расчета задаются ведущим преподавателем в виде шестизначного шифра в соответствии с табл. 1 (например, 112212: где первая цифра – горная порода – уголь, вторая – плотность – 1,3, третья – коэффициент крепости – 5, четвертая – диаметр скважины – 160 мм, пятая – годовая производительность карьера – 30 млн м³, шестая – погрузка в железнодорожный транспорт).

Таблица 1

Исходные данные для расчета горных машин

Параметры	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Горные породы*	У	И	Ж	Д	Р	К	Б	А	Г
Плотность, т/м ³	1,25-1,3	1,4-1,6	2,72-3,0	2,4-2,9	2,2-2,8	2,95-3,8	3,6-4,5	2,8-2,95	3,2-4,2
Коэффициент крепости	4-5	2-6	6-10	10-12	12-14	14-16	16-20	10-12	14-16
Диаметр скважины, мм	125	160	244	215	250	125	160	269	320
Годовая производительность карьера, млн м ³	30	24	12	16	18	10	8	32	36
Способ погрузки горной массы	<i>Ав</i>	<i>ж-д</i>	<i>Ав</i>	<i>ж-д</i>	<i>Ав</i>	<i>ж-д</i>	<i>Ав</i>	<i>ж-д</i>	<i>Ав</i>

* Условные обозначения: У – уголь каменный; И – известняк; Ж – железные руды; Д – доломит; Р – роговики; К – кварциты; Б – базальты; А – аргиллиты; Г – гранит крепкий. *Ав* – погрузка в автомобильный транспорт; *ж-д* – погрузка в железнодорожный транспорт.

1. ВЫБОР ТИПА СТАНКА, РАСЧЕТ ПАРКА МАШИН И ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ДЛЯ МЕХАНИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЫХ РАБОТ

Перед экскавацией горные породы во многих случаях необходимо рыхлить, для чего производятся буровзрывные работы, которые ведутся, в основном, буровыми станками следующих типов:

- СБШ – станки шарошечного бурения (коэффициент крепости горных пород $f=6-14$);
- СВР – станки вращательного (шнекового) бурения ($f=2-6$);
- СБУ – станки ударно-вращательного (пневмоударного) бурения ($f=10-20$).

Для выбора типа бурового станка необходимо по исходным данным прежде всего рассчитать потребную мощность двигателя вращателя, которая определяется следующим образом.

1.1. Станки шарошечного бурения

Потребное осевое усилие на долото [7] определяется по формуле

$$P_{OC} = (60 \div 80) f D_1 = (6 \div 8) \sigma_{сж} D_1, \quad (1.1)$$

где P_{OC} – осевое усилие, кН; f – коэффициент крепости горных пород; D_1 – диаметр долота, м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности горных пород на сжатие, МПа (см. приложение, табл. П.1) [7, табл. 1.1].

Необходимый крутящий момент на вращателе [7] можно определить по выражению

$$M_{BP} = m_{y\partial} \cdot P_{OC}, \quad (1.2)$$

где M_{BP} – момент на вращателе, кН·м; $m_{y\partial}$ – удельный момент вращения, приходящийся на 1 кН осевого усилия и составляющий $(2 \div 4) \cdot 10^{-2}$ кН·м.

Потребная мощность электродвигателя вращателя равна

$$N_{\text{вп}} = M_{\text{вп}} \omega_{\text{вп}} \eta_{\text{вп}}^{-1} = 2\pi M_{\text{вп}} n_{\text{вп}} \eta_{\text{вп}}^{-1}, \quad (1.3)$$

где $N_{\text{вп}}$ – мощность вращателя, кВт; $M_{\text{вп}}$ – крутящий момент на вращателе, кН·м; $\omega_{\text{вп}}$ – угловая скорость долота, рад/с; $n_{\text{вп}}$ – частота вращения долота, с^{-1} , определяемая ориентировочно в пределах $1,0-2,5 \text{ с}^{-1}$ [7, табл. 1.18] (см. приложение, табл. П.2); $\eta_{\text{вп}}$ – КПД трансмиссии, принимаемый $0,85-0,8$.

На основании полученных расчетных параметров производится выбор типа бурового станка.

Условия выбора:

$$P_{II} \approx P_{oc}; M_{БИ} \approx M_{BP}; n_{БИ} \approx n_{BP}; N_{УВР} \approx N_{BP},$$

где P_{II} – усилие подачи бурового инструмента, кН; $M_{БИ}$ – крутящий момент на буровом инструменте, кН·м; $n_{БИ}$ – частота вращения бурового инструмента, с⁻¹; $N_{УВР}$ – установленная мощность двигателя вращения, кВт (принимается по технической характеристике бурового станка).

На основании этих параметров по техническим характеристикам на буровые станки [7, табл. 1.5; 3, табл. 7.1] или (табл. П.3) принимается конкретный тип станка шарошечного бурения.

Для принятого типа станка записывается краткая техническая характеристика, в которой указывается: диаметр и глубина бурения скважины, усилие подачи, скорость подачи на забой, частота вращения бурового инструмента, крутящий момент на буровом инструменте, скорость передвижения, установленная мощность двигателей, масса станка.

По установленной мощности двигателя вращателя принятого типа станка на основании формулы (1.3) определяется фактическая частота вращения долота по выражению

$$n_{\Phi} = \frac{N_{УВР} \eta_{BP}}{2\pi M_{BP}}. \quad (1.4)$$

Полученные результаты расчета сравниваются с рациональными параметрами режима бурения шарошечными станками по данным [7, табл. 1.18] или из приложения, табл. П.2. В случае больших расхождений по осевой нагрузке на долото и частоте вращения для принятого диаметра и типа долота необходимо выполнить корректировку.

Теоретическая скорость шарошечного бурения, м/мин, определяется [7]

$$V = \frac{2\pi P_{oc} n_{\Phi}}{10^3 D_1^2 \sigma_{np}}, \quad (1.5)$$

где σ_{np} – приведенный предел прочности горной породы, МПа, [4, с. 50, табл. 4.1] или (см. табл. П.1).

Полученные расчетным путем значения скорости шарошечного бурения сравниваются с фактическими или по табл. П.11. В случае значительных расхождений необходимо скорректировать режим бурения.

1.2. Станки шнекового бурения с режущими долотами

Потребное осевое усилие P_{OC} , кН, на режущем инструменте определяется [7] по формуле

$$P_{OC} = 0,25 \cdot 10^3 K_3 D_1 h_c \sigma_{np}, \quad (1.6)$$

где K_3 – коэффициент, учитывающий затупление инструмента ($K_3=1,5-1,0$ – большее значение для более тупого инструмента и меньших толщин стружки); D_1 – диаметр режущего инструмента, м (принимается из [7, табл. 1.28; 6, табл. 4.16] или табл. П.4); h_c – глубина внедрения инструмента в горную породу, м (принимается в зависимости от крепости бурильных пород [6] в пределах $(2,0-5,0) \cdot 10^{-3}$ при $f=6-2$); σ_{np} – средний приведенный предел прочности породы, МПа, [7, табл. 1.1] или табл. П.1.

Момент вращения M_1 , кН·м, необходимый для разрушения породы режущей коронкой:

$$M_1 = 62,5 D_1^2 \sigma_{np} h_c z_n (1 + \mu_1 K_3), \quad (1.7)$$

где z_n – число перьев коронки; μ_1 – коэффициент трения породы о сталь, лежит в пределах $0,25-1,0$ [3].

Критическая частота вращения шнека, c^{-1} ,

$$n_0 = \frac{1}{2\pi} \cdot \sqrt{\frac{2(\sin \beta + \mu_1 \cos \beta)g}{\mu_2 D}}, \quad (1.8)$$

где g – ускорение земного притяжения, m/c^2 ; μ_2 – коэффициент трения породы по породе, изменяется в пределах $0,58-1,1$ [3], имеет связь (с μ_1), определяемую зависимостью $\mu_1 \approx 0,75\mu_2$; D – диаметр шнека по спирали, м (для станков шнекового бурения значение D лежит в пределах от 107 до 155 мм); β – угол подъема винтовой линии, град (составляет порядка $20-30^\circ$).

Необходимая частота вращения бурового става, c^{-1} ,

$$n_{ep} \geq \frac{D_1^2 K_p V_{max}}{60K(D^2 - d^2)S\psi} + n_0, \quad (1.9)$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы, зависит от категории породы, изменяется [3] в пределах $1,05-1,5$; V_{max} – максимальная скорость бурения, на которую рассчитан станок, м/мин (следует брать по данным [7, с. 58, табл. 1.29; 6, с. 37-40, табл. 1.12] или табл. П.7; K –

коэффициент просыпания породы в зазор между шнеком и стенками скважин (значение его составляет 0,8-0,9); ψ – коэффициент заполнения шнека ($\psi=0,4-0,8$); S – шаг винта шнека, определяется из соотношения $S=(0,7-1,0) \cdot D$, м; d – диаметр вала шнека, определяется из соотношения $d=(0,5-0,55) \cdot D$, м.

Момент M_2 , кН·м, необходимый для обеспечения подъема породы шнеком из скважины:

$$M_2 = 0,125\pi K_1 D (D^2 - d^2) H \psi \gamma K_P^{-1} g \cdot \operatorname{tg}(\beta + \rho), \quad (1.10)$$

$$\rho = \operatorname{arctg}(\mu_2),$$

где $K_1=1,5-2$ – коэффициент, учитывающий трение шнека о стенки скважины; H – глубина скважины, м; γ – плотность породы, т/м³.

Мощность двигателя вращателя N_{ep} станка шнекового бурения

$$N_{ep} = (M_1 + M_2) \omega_{ep} \eta_{ep}^{-1} = 2\pi (M_1 + M_2) n_{ep} \eta_{ep}^{-1}, \quad (1.11)$$

где ω_{ep} – угловая скорость шнека, рад/с; η_{ep} – КПД механизма вращателя (0,85-0,87).

На основании расчетных параметров производится выбор станка вращательного бурения с резовыми коронками.

Условия выбора:

$$P_n \approx P_{oc}; \quad n_{БИ} \approx n_{ep}; \quad N_{УВР} \approx N_{ep},$$

где P_n – усилие подачи, кН; $n_{БИ}$ – частота вращения бурового инструмента по технической характеристике, с⁻¹; $N_{УВР}$ – установленная мощность вращателя бурового станка, кВт.

По техническим характеристикам на буровые станки [7, табл. 1.22], (табл. П.7) и расчетным параметрам принимается тип станка. Для принятого типа станка вращательного бурения записывается его техническая характеристика.

В случае, если расчетная мощность вращателя значительно отличается от установленной мощности, согласно технической характеристике, то, задаваясь установленной мощностью вращателя и пользуясь формулой (1.11), определяем фактический момент $M_{1\phi}$ по выражению

$$M_{1\phi} = \frac{N_{УВР} \eta_{ep}}{2\pi n_{ep}} - M_2. \quad (1.12)$$

Затем по формуле (1.7) определяется фактическое значение $h_{сф}$:

$$h_{сф} = \frac{M_{1\phi}}{62,5D_1^2\sigma_{МБz_n}(1 + \mu_1K_3)}.$$

После этого по формуле (1.6) определяется потребное фактическое осевое усилие $P_{осф}$. Фактическая скорость вращательного бурения, м/мин, определяется [7] по формуле

$$V = 60z_n n_{\phi} h_{сф}. \quad (1.13)$$

Полученные расчетным путем значения скорости вращательного бурения сравниваются с фактическими или см. табл. П.5, П.11. В случае значительных расхождений необходимо скорректировать режим бурения.

1.3. Станки ударно-вращательного бурения

Сила удара по породе P_y , МН, для внедрения лезвия коронки определяется по формуле

$$P_y = K_1 D_1 h \sigma_{np} \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) K_3, \quad (1.14)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий форму вооружения долота ($K_1=2$ для зубильного; $K_1=4$ для крестового и штыревого долот); D_1 – диаметр долота, м; h – глубина внедрения, м; σ_{np} – приведенный предел прочности горной породы, МПа [7, с. 7, табл. 1.1], (см. табл. П.1); α – угол заострения долота, град. ($\alpha=70-90^\circ$ при бурении мягких пород; $\alpha=90-120^\circ$ при бурении пород средней крепости; $\alpha=120-140^\circ$ при бурении крепких пород); μ_1 – коэффициент трения стали по породе ($\mu_1=0,5$ при воздушно-водянной продувке и $\mu_1=1$ при сухой продувке); $K_3=1,2-1,3$ – коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки; h – глубина погружения лезвия коронки в породу при единичном ударе, м; $h=(1,33-1,1) \cdot 10^{-3}$ при $f=14-20$.

Расчетная ударная мощность пневмоударника, кВт,

$$N_n = 0,5P_y h z, \quad (1.15)$$

где P_y – сила удара по породе, кН; z – частота ударов пневмоударника, c^{-1} [7, с. 68, табл. 1.39]; [9, с. 154-155] или (табл. П.8).

На основании расчетных параметров производится выбор станка ударно-вращательного бурения.

Условие выбора:

$$D_{ск} \approx D_1, \quad N_y \approx N_n,$$

где $D_{ск}$ – диаметр скважины, м; N_y – ударная мощность пневмоударника, кВт.

По техническим характеристикам на станки СБУ [7, с. 61, табл. 1.32], (табл. П.9) и пневмоударники [7, с. 68, табл. 1.39], (см. табл. П.8) принимается тип станка и пневмоударника.

В случае, если расчетная мощность не совпадает, то необходимо для выбранного станка уточнить глубину погружения лезвия коронки h_ϕ , м, по следующему выражению [10]:

$$h_\phi = \frac{N_y}{0,5 \cdot 10^2 P_n z}, \quad (1.16)$$

где P_n – предельное усилие подачи бурового станка, кН.

Затем определяется скорость бурения, м/мин, по формуле (1.17) или (1.18):

$$V = 3600 h_\phi \frac{1}{n}, \quad (1.17)$$

где n – частота вращения бурового става, об/мин [7, с. 61, табл. 1.32], (табл. П.10).

$$V = \frac{6N_y}{10^3 P_\sigma D_1^2 K_\phi}, \quad (1.18)$$

где P_σ – показатель трудности бурения [7, с. 7]; K_ϕ – коэффициент формы коронки ($K_\phi=1$ для трехперьевых, $K_\phi=1,5$ для крестовых).

Полученные расчетным путем значения скорости вращательного бурения сравниваются с фактическими (см. табл. П.5, П.11). В случае значительных расхождений необходимо скорректировать режим бурения.

1.4. Определение сменной, месячной, годовой производительности, рабочего и инвентарного парка буровых станков

Сменная производительность бурового станка определяется по формуле

$$P_{CM} = 60 K_B T_{CM} V, \quad (1.19)$$

где P_{CM} – сменная производительность, м/см; K_B – коэффициент использования бурового станка в течение смены ($K_B = 0,4-0,5$); $T_{CM} = 7$ – продолжительность смены, ч; V – скорость бурения, м/мин.

Месячная Π_{MEC} , м/мес, и годовая Π_G , м/год, производительности определяются как

$$\begin{aligned}\Pi_M &= \Pi_{CM} n, \\ \Pi_G &= \Pi_M N,\end{aligned}\tag{1.20}$$

где n и N – соответственно среднее число рабочих смен в календарном месяце и число рабочих месяцев в году, $n=52$ – при двухсменной работе, $n=78$ – при трехсменной работе в сутки, $N=12$.

Годовая производительность бурения станка по обуренной горной массе Π_{OG} , м³/год, определяется с учетом среднего выхода горной массы с 1 м скважины B , м³/с:

$$\Pi_{OG} = \Pi_G B,\tag{1.21}$$

где $B = \frac{W}{L}$ – выход объема горной массы с одного погонного метра скважины, м³/м; W – объем взорванной горной массы, м³; L – суммарное число метров скважин, пробуренных, заряженных и взорванных, м.

Величину B можно также определить по данным предприятий. Средний выход горной массы с 1 м скважины по данным предприятий [2] составляет 25-40 м³/м (рис. 1).

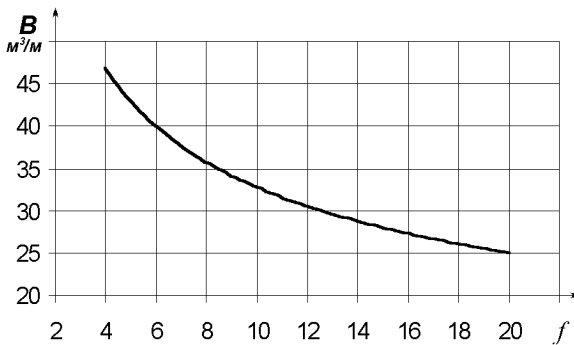


Рис. 1. Графическая зависимость $B=f(f)$

Потребное количество буровых станков

$$N_{\text{поб.БС}} = \frac{Q_K}{\Pi_{OG}},\tag{1.22}$$

где Q_K – годовая производительность карьера по горной массе, м³/год.

Инвентарный парк буровых станков находится по зависимости

$$N_{ИБС} = K_{БС} N_{РАБ.БС}, \quad (1.23)$$

где $K_{БС} = 1,2$ – коэффициент, учитывающий количество буровых станков, находящихся в ремонте и техническом обслуживании.

2. ВЫБОР ТИПА ЭКСКАВАТОРА ЦИКЛИЧНОГО ДЕЙСТВИЯ, РАСЧЕТА ПАРКА МАШИН И ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ДЛЯ ВЕДЕНИЯ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ

Критериями выбора выемочно-погрузочной машины являются:

1. Категории горной породы.
2. Производительность карьера.
3. Система разработки и технологии ведения горных работ.

Выбор экскаваторов по 1-му и 3-му критериям достаточно подробно описаны в литературе [4, 7]. Опыт проектирования и эксплуатации открытых разработок позволяет рекомендовать, исходя из производительности карьера, одноковшевые экскаваторы со следующими емкостями ковшей (см. табл. П.10).

Таким образом, по исходным данным годовой производительности и емкости ковша выбирается тип карьерного экскаватора [7, табл. 2.12], (табл. П.12). Также при выборе типа экскаватора следует учитывать, что максимальная высота черпания должна быть больше или равна высоте рабочего уступа.

Производительность экскаваторов и их количество может быть найдено только после определения нагрузок, действующих на рабочее оборудование в конкретных условиях работы.

2.1. Определение нагрузок на рабочее оборудование экскаватора прямая лопата

Конечной целью данного расчета является определение производительности экскаватора, с учетом конкретных условий работы и действующих нагрузок на главные приводы механизмов, исходя из установленной мощности этих приводов.

Для этого определяется средневзвешенная мощность механизмов по методике, подробно описанной в литературе [4, 7]. Причем средневзвешенная мощность должна быть равна или меньше установленной мощности, т.е. должно быть соблюдено условие

$$N_{CB} \leq N_y, \quad (2.1)$$

где N_{CB} – средневзвешенная мощность механизма, потребляемая приводом в течение цикла, кВт; N_y – установленная мощность привода механизма подъема в соответствии с технической характеристикой экскаватора (см. табл. П.12).

Для определения N_{CB} предварительно необходимо построить нагрузочные диаграммы главных механизмов, отражающие зависимость усилий S , в функции времени цикла экскаватора: $S_i=f(t)$ и скоростные диаграммы, отражающие зависимости частоты вращения органов навивки каната или скорости перемещения рабочего органа за те же отрезки времени; $n_i=f(t)$ или $V_i=f(t)$.

2.1.1. Определение нагрузок на механизм подъема

Усилие в подъемном канате при работе экскаватора меняется по сложному закону и определяется по формуле (2.2) [7, 4, с. 85].

Для инженерных расчетов усилие подъема S_n (рис. 2) определяется при положении ковша в конце копания (II положение рукояти) [7, 4, с. 86, рис. 2.1], когда зубья ковша находятся на высоте H_B напорного вала, рукоять горизонтальна, а подъемный канат имеет вертикальное положение и от забоя отделяется «стружка» наибольшей толщины.

Максимальное расчетное усилие на канатах S_{nII} определяется по формуле

$$S_{nII} = \frac{P_{01}r_1 + G_{K+n}r_3 + G_p r_4}{r_2}, \quad (2.2)$$

где P_{01} – расчетная сила сопротивления породы копанию, кН; G_{K+n} – вес ковша и породы, кН; G_p – вес рукояти, кН; $r_{1,2,3,4}$ – соответственно плечи действия сил P_{01} , S_n , G_{K+n} , G_p до оси напорного вала [7, 4, рис. 2.1] (см. рис. 2).

Расчетная сила сопротивления породы копанию (кН) определяется

$$P_{01} = K_F \cdot E \cdot 10^3 \cdot (H_B \cdot K_p)^{-1}, \quad (2.3)$$

где K_F – коэффициент сопротивления горных пород копанию, МПа [7, 4, с. 72, табл. 2.1], (табл. П.13) и в случае, если емкость ковша более 5 м³, K_F определяется умножением значений табл. П.13 на поправочный коэффициент $\Delta\varepsilon$, определяемый по [7, 4, табл. 2.2] или табл. П.14; E – вместимость (емкость) ковша экскаватора, м³; K_p – коэффициент разрыхления горных пород, определяемый [7, 4, табл. 2.3; 2.7] или табл. П.13 и П.15; H_B – высота напорного вала, м, определяется по выражению

$$H_B = K_i \cdot \sqrt[3]{m_{\text{Э}}}, \quad (2.4)$$

где K_i – коэффициент пропорциональности, определяемый по [7, 4, табл. 2.6], м/т^{-3} (табл. П.16); $m_{\text{Э}}$ – масса одноковшового экскаватора, определяемая по технической характеристике (см. табл. П.12) или [7, 4, табл. 2.12] с учетом массы противовеса или по [7, 4, ф-ла (2.3)], т.

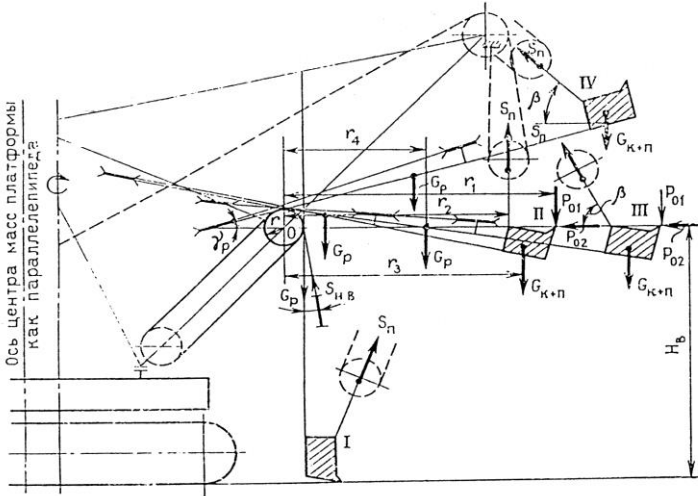


Рис. 2. Схема к расчету механизма подъема

Вес ковша, кН, определяется по выражению

$$G_K = m_K \cdot g,$$

где g – ускорение земного притяжения $g=9,8 \text{ м/с}^2$.

Масса ковша, т, определяется по формуле

$$m_K = K_K \cdot E, \quad (2.5)$$

где K_K – коэффициент тары ковша с подвеской, равный 1,0-1,4 для легких, 1,3-1,9 – для средних и 1,6-2,4 – для тяжелых пород, т/м^3 ; E – вместимость ковша, м^3 .

Вес породы, кН, в ковше

$$G_{\text{П}} = E \cdot \gamma \cdot g \cdot K_p^{-1}, \quad (2.6)$$

где γ – плотность горной породы, т/м^3 .

Вес рукояти, кН, определяется как

$$G_p = K_{рук} E^\alpha \cdot l_p \cdot g \cdot 10^{-3}, \quad (2.7)$$

где $K_{рук}$ – коэффициент массы рукояти, определяемой по [7, табл. 2.9], (табл. П.17); l_p – длина рукояти, м (см. табл. П.12); α – показатель степени [7, табл. 2.9], (см. табл. П.17).

Плечо r_1 , м, силы P_{01} определяется по чертежам экскаватора или же приближенно по формуле

$$r_1 = \left[L_C - (H_B - h_n)(\sin \gamma_c)^{-1} \right] \cos \gamma_c + L_K, \quad (2.8)$$

где L_C – длина стрелы [7, табл. 2.12], (см. табл. П.12); H_B – высота напорного вала экскаватора (см. ф-лу (2.4)), м; h_n – высота расположения оси пяты стрелы от уровня стоянки экскаватора [7, табл. 2.12], (см. табл. П.12), м; γ_c – угол наклона стрелы к горизонту, град [7, табл. 1.12], (см. табл. П.12); L_K – длина ковша, м, определяемая из выражения

$$L_K = 0,77 \cdot (1,2 \cdot \sqrt[3]{E}).$$

Плечо r_2 силы S_n определяется по формуле

$$r_2 = \left[L_C - (H_B - h_n)(\sin \gamma_c)^{-1} \right] \cos \gamma_c. \quad (2.9)$$

Плечо r_3 силы G_{K+n} равно

$$r_3 = \left[L_C - (H_B - h_n)(\sin \gamma_c)^{-1} \right] \cos \gamma_c + 0,5 \cdot L_K. \quad (2.10)$$

Плечо r_4 силы G_p находим из зависимости

$$r_4 = 0,5 \cdot \left[L_C - (H_B - h_n)(\sin \gamma_c)^{-1} \right] \cos \gamma_c. \quad (2.11)$$

Для периода поворота платформы и груженого ковша на разгрузку t_p , с, усилие в подъемном канате S_{nIV} , кН, для IV положения рукояти – вынос груженого ковша на полный вылет рукояти и на максимальной высоте – определяется по формуле

$$S_{nIV} = \frac{G_{K+n} \cdot r_3 + G_p \cdot r_4}{r_2}, \quad (2.12)$$

где $r_{2,3,4}$ – соответственно плечи сил S_n , G_{K+n} , G_p для IV положения рукояти, определяются графически [9] или же аналитически, м.

Плечо r_2 , м, можно определить из выражения

$$r_2 = L_C - (H_B - h_n)(\sin \gamma_c)^{-1}, \quad (2.13)$$

где γ_c – угол наклона стрелы к горизонту [7, табл. 1.12], град (см. табл. П.12).

Плечо r_3 , м, определяется из соотношения

$$r_3 = [R_{ч\max} - r_n - 0,5L_K - (H_B - h_n) \cdot ctg \gamma_c] \cdot \cos 30^0, \quad (2.14)$$

где r_n – радиус пяты стрелы.

Плечо r_4 , м, равно

$$r_4 = [R_{ч\max} - r_n - 0,5L_K - (H_B - h_n) \cdot ctg \gamma_c] \cdot 0,5 \cdot \cos 30^0, \quad (2.15)$$

где $R_{ч\max}$ – максимальный радиус черпания, м.

Угол γ_{PIV} – принят 30° , исходя из следующего.

Для положения рукояти IV – вынос груженого ковша на полный вылет рукояти – угол наклона стрелы принимается $\gamma_c = 60^\circ$. Минимально возможный угол наклона подъемного каната к горизонту может быть $\geq 30^\circ$. Если принять β равным предельному – 30° , то γ_{PIV} также будет 30° (γ_p – угол наклона рукояти к горизонту). Для периода поворота платформы и порожнего ковша к забою усилие в подъемном канате определяется S_{nII} весом порожнего ковша (см. рис. 2, положение II) и рукояти.

При этом ковш выдвинут на $1/2$ длины рукояти, расчетная формула будет иметь вид

$$S'_{nII} = \frac{G_k \cdot r_3 + G_p \cdot r_4}{r_2}, \quad (2.16)$$

где r_3 – плечо силы G_k , м, определяемое по выражению

$$r_3 = 0,5 \cdot L_p + 0,5 \cdot L_k, \quad (2.17)$$

где L_p – длина рукояти [7, табл. 2.12], (см. табл. П.12), м; r_4 – плечо силы G_p , определяемое по выражению

$$r_4 = 0,25 \cdot L_p, \quad (2.18)$$

r_2 – плечо силы S'_{nII} , определяется графически или приближенно аналитически по выражению

$$r_2 \approx 0,5 \cdot L_p. \quad (2.19)$$

По найденным значениям усилий в подъемном канате механизма подъема экскаватора строим диаграмму усилий $S_n=f(t)$ для полного цикла экскаватора [7, рис. 2.2].

Длина дуги описываемая ковшом при черпании и выносе грузеного ковша на полный вылет рукояти, м, определится как

$$L_{r+b} = \frac{2\pi 0,9L_p\alpha}{360}, \quad (2.20)$$

где L_p – длина рукояти, м; α – угол поворота рукояти, град, ($\alpha \approx 120^\circ$).

Время черпания и выноса грузеного ковша на полный вылет рукояти, с,

$$t_{r+b} = \frac{L_{r+b}}{V_{II}}, \quad (2.21)$$

где V_{II} – скорость подъема ковша, м/с.

С учетом времени разгона и торможения двигателя время черпания, с, определится как

$$t'_{r+b} = t_{r+b} + 2 \cdot (0,5 \div 1,5), \quad (2.22)$$

где $(0,5 \div 1,5)$ – время разгона или торможения механизма подъема, с; большие значения принимаются для крупных экскаваторов.

Длина дуги движения ковша при повороте на разгрузку, м,

$$L_{раз} = \alpha_p R_{p \max}, \quad (2.23)$$

где α_p – угол поворота при разгрузке, рад, $\alpha \approx \pi/2$ – при погрузке горной массы в автомобильный транспорт, $\alpha \approx 3\pi/4$ – при погрузке в железнодорожный транспорт, $\alpha \approx \pi$ – при погрузке в транспортные средства в тупиковых забоях разрезных и капитальных траншей; $R_{p \max}$ – максимальный радиус разгрузки, м.

Время поворота на разгрузку

$$t_p = \frac{L_{раз}}{V_{раз}} = \frac{L_{раз}}{2\pi n R_p}, \quad (2.24)$$

где $V_{раз}$ – скорость поворота, м/с; n – частота вращения поворотной платформы, s^{-1} (см. табл. П.12).

Полное время поворота на разгрузку с учетом времени на разгон и торможение, с,

$$t'_p = t_p + 2(0,5 \div 1,5). \quad (2.25)$$

Продолжительность цикла

$$t_{цФ} = t'_{r+b} + 2t'_p + t_{раз}, \quad (2.26)$$

где $t_{раз}$ – время разгрузки ковша, с; $t_{раз} \approx 2,5$ с.

Аналогично рассчитываются нагрузки для механизма напора и поворота. Методика расчета достаточно подробно описана в [7, с. 86-91]. Таким образом, устанавливается фактическая длительность цикла экскаватора для конкретных условий работы.

2.1.2. Определение средневзвешенной мощности привода механизма подъема

Мощность двигателя подъема $N_{нК}$, кВт, за период копания t_k определяется по формуле

$$N_{нК} = S_{нII} \cdot V_{нH} \cdot \eta_n^{-1}, \quad (2.27)$$

где $V_{нH}$ – фактическая скорость подъема ковша [7, табл. 1.12], (см. табл. П.12), м/с; η_n – КПД механизма подъема, принимается равным 0,8-0,85; $S_{нII}$ – усилие в подъемном канате для II положения рукоятки, кН.

Мощность двигателя подъема $N_{нP}$ за период поворота t_p груженого ковша на разгрузку определяется по выражению

$$N_{нP} = S_{нIV} \cdot V_{нH} \cdot \eta_n^{-1}, \quad (2.28)$$

где $S_{нIV}$ – усилие в канате для IV положения рукоятки, кН.

Мощность двигателя подъема $N_{нЗ}$ за период поворота порожнего ковша к забою определяется по выражению

$$N_{нК} = S'_{нII} \cdot V_{нH} \cdot \eta_n^{-1}, \quad (2.29)$$

где $S_{нII}$ – усилие в подъемном канате для II положения ковша при выдвинутой рукоятки на $\frac{1}{2}$ длины, кН.

Для наглядности на диаграмме усилий следует показать диаграмму скорости. Средневзвешенная мощность двигателя механизма подъема на

основании построенных диаграмм усилий и скорости определяется по выражению

$$N_{nCB} = (N_{nK} \cdot t'_{r+b} + N_{nP} \cdot t_p + N_{nЗ} \cdot t_p) \cdot t_{цФ}^{-1}. \quad (2.30)$$

В результате, если окажется, что N_{nCB} будет больше, чем установленная мощность двигателя подъема $N_{nУ}$, или наоборот, то необходимо скорректировать скорость V_n таким образом, чтобы средневзвешенная мощность была равна установленной. Таким образом будет определена необходимая скорость подъема $V_{nФ}$, а затем по формулам (2.21)-(2.26) можно будет определить фактическую длительность цикла $t_{цФ}$.

2.2. Расчет производительности экскаватора и потребного парка выемочно-погрузочных машин

Часовая производительность экскаватора, м³/ч, при непрерывной работе определяется по выражению

$$Q_{ц} = 60 \cdot E \cdot n_z = 3600 \cdot E \cdot t_{цФ}^{-1}, \quad (2.31)$$

где E – геометрическая вместимость ковша, м³; n_z – расчетное число циклов в минуту, мин⁻¹ (число ковшей, разгружающихся в минуту); $t_{цФ}$ – фактическая (расчетная) продолжительность цикла, с.

Сменная производительность экскаватора находится по формуле

$$Q_{CM} = 60 \cdot E \cdot n_z \cdot \frac{t_p}{t_p + t_n} \cdot \frac{K_H}{K_P} \cdot T_C \cdot K_B, \quad (2.32)$$

где t_p – продолжительность непрерывной работы экскаватора с одного положения, с (определяется по рабочим размерам экскаватора и схеме установки его в забое, рис. 3); t_n – продолжительность одной передвижки, с; K_H – коэффициент наполнения ковша, значение которого находится в пределах 0,8 – 1,1; K_P – коэффициент разрыхления горных пород, определяемый по [7, табл. 2.7], (см. табл. П.15); T_C – продолжительность смены, ч; K_B – коэффициент использования сменного времени экскаватора, принимаемый 0,55-0,8 при погрузке в железнодорожные вагоны и 0,8-0,9 в автосамосвалы, на конвейеры и в отвал.

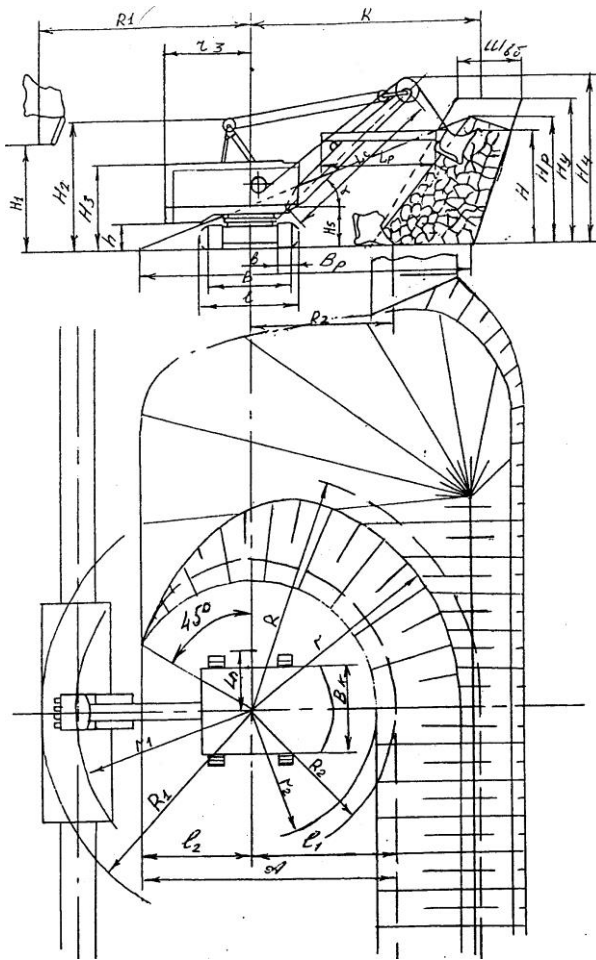


Рис. 3. Схема установки экскаватора в забое при погрузке горной породы в железнодорожный транспорт

На рис. 3 показаны следующие габаритные размеры экскаватора и забоя:

- | | |
|----------------|-------------------------------------|
| $R=R_{ЧМАХ}$ | – наибольший радиус копания; |
| $H=H_{ЧМАХ}$ | – наибольшая высота копания; |
| $R_2=R_{ЧУ}$ | – радиус копания на уровне стоянки; |
| $R_1=R_{РМАХ}$ | – наибольший радиус разгрузки; |
| H_1 | – наибольшая высота разгрузки; |
| H_2 | – высота двуногой стойки; |
| H_3 | – высота кузова от уровня стоянки; |

H_4	– высота экскаватора;
h	– просвет под поворотной платформой;
r_3	– радиус вращения поворотной платформы;
l	– длина гусениц;
B	– ширина гусеничного хода;
b	– ширина гусеничного звена;
H_5	– высота пяты стрелы;
L_C	– длина стрелы;
L_p	– длина рукояти;
α	– угол наклона стрелы;
B_K	– ширина кузова;
A	– ширина заходки: $A=1,7R_{\text{чУ}}$ – при погрузке горной массы в железнодорожный транспорт; $A=R_{\text{чУ}}$ – при погрузке горной массы в автомобильный транспорт
$l_1=R_{\text{чУ}}$	– внутренняя часть забоя;
$l_1=0,7R_{\text{чУ}}$	– внешняя часть забоя;
$r=(0,7-0,9) \cdot R_{\text{чМАХ}}$	– нормальный радиус черпания;
$r_1=(0,7-0,9) \cdot R_1$	– нормальный радиус разгрузки;
$r_2=(0,7-0,9) \cdot R_2$	– радиус черпания в начале наполнения ковша;
$\text{Ш}_{\text{ББ}}=(r-R_2)$	– ширина взрываемого блока;
$B_p=(1,3-5)H_Y$	– ширина развала;
$H_p=(0,65-0,8)H_Y$	– высота развала;
H_Y	– высота уступа, $H_Y=10; 12,5; 15$ и 20 м;
$L_{\text{XP}}=(0,7-0,8) \cdot L_p$	– ход рукояти;
$L_{\text{П}}=(0,7-0,8) \cdot L_{\text{XP}}$	– длина передвижки;
$V = \pi \cdot [R^2 - (R - 0,5 \cdot L_p)^2] \times$ $\times \frac{90^\circ}{360^\circ} \cdot H_Y$	– объем выемки с одного положения, м^3 ;
$n'_Z = \frac{V}{E}$	– число циклов работы с одного положения (E – емкость ковша, м^3);
$t_P = t_{\text{Ц}} \cdot n'_Z$	– время непрерывной работы с одного положения, с;
$t_n = \frac{L_{\text{П}}}{V_{\text{ПЕР}}}$	– время передвижки ($V_{\text{ПЕР}}$ – скорость передвижки, м/с).

Годовая производительность экскаватора определяется по формуле

$$Q_G = Q_{\text{CM}} \cdot T_G, \quad (2.33)$$

где T_G – число рабочих смен в году, определяемое по [7, табл. 2.10] или по табл. П.18.

Необходимое число рабочих экскаваторов для карьера определяется по формуле

$$n_{PЭ} = \frac{Q_K}{Q_T}, \quad (2.34)$$

где Q_K – годовая производительность карьера, м³/год.

Инвентарный парк экскаваторов определяется по выражению

$$n_{ИЭ} = K_{И} \cdot n_{PЭ}, \quad (2.35)$$

где $K_{И}$ – коэффициент, учитывающий число экскаваторов, находящихся в ремонте, значение которого следует принимать 1,15-1,2.

3. РАСЧЕТ ВЫЕМОЧНО-ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ МАШИН ДЛЯ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

Открытый способ разработки вызывает значительный рост объемов вскрышных и отвальных работ. Вследствие этого отвалообразование является неотъемлемым звеном в цепи производственных процессов при открытой разработке.

Технология, механизация и организация процесса отвалообразования весьма разнообразны. Бульдозеры являются основным средством механизации отвальных работ при автотранспорте. При этом технология и механизация бульдозерного отвалообразования отличаются простотой организации работ при строительстве и эксплуатации отвала, высокой мобильностью и маневренностью применяемого оборудования и небольшими эксплуатационными затратами. Таким образом, прогрессивные решения в области отвалообразования базируются на применении мощного мобильного оборудования на гусеничном и колесном ходу.

Целью написания данного пособия является разработка рациональной методики расчета и выбора мобильного оборудования для механизации процесса отвалообразования на открытых горных работах.

3.1. Технология и организация бульдозерного отвалообразования

Формирование бульдозерных отвалов [10] может быть периферийным или площадным. При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются вдоль отвального фронта в непосредственной близости от верхней бровки откоса или под откос. Затем порода сталкивается бульдозерами под откос. При площадном отвалообразовании порода размещается на кровле отвала. Затем бульдозер планирует этот слой. Чаще применяют более экономичное периферийное отвалообразование, при котором объем планировочных работ меньше.

Строительство бульдозерных отвалов в равнинной местности заключается в сооружении автодорог до места складирования пород и создании разгрузочной площадки высотой 2^6 м шириной 70100 м, необходимой для свободного маневрирования автосамосвалов. Затем осуществляется складирование пород до проектной высоты.

Технология периферийного бульдозерного отвалообразования при автотранспорте состоит из трех процессов: разгрузки автосамосвалов, планировании отвальной бровки, ремонта и устройства автодорог. Последние по назначению делятся на подъездные и отвальные. Подъездные дороги находятся в длительной эксплуатации и должны иметь улучшенное покрытие.

Ширина проезжей части дороги при встречном движении должна быть равна ширине двух автосамосвалов с оставлением зазора между ними 0,4 м и по краям дороги 0,2 м. Подъем подъездных дорог 6-8%. Радиус кривых зависит от типа автосамосвала.

Отвальные дороги располагаются вдоль фронта отсыпки, придавая ему форму выпуклой кривой.

На большинстве карьеров автосамосвалы разгружаются на расстоянии 1÷1,5 м от верхней бровки отвала. При движении автосамосвалов для разгрузки задним ходом обязательно применение ограничителей. При разгрузке большая часть породы скатывается под откос отвала. Высота валика для автосамосвалов БелАЗ должна быть не менее 0,8÷1 м, ширина 1,7 м.

Общая длина отвального фронта колеблется в пределах 100÷500 м. Высота бульдозерных отвалов в равнинной местности составляет 25÷30, 15÷20 и 10÷15 м соответственно при складировании скальных, песчаных и глинистых пород. Ширина полосы, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, зависит от радиуса разворота и ориентировочно можно принять 12÷15 м.

3.2. Методика расчета и выбора средств механизации бульдозерных отвалов при автотранспорте

Расчет средств механизации бульдозерных отвалов включает определение годовой производительности вскрышных работ $P_{ВГ}$, сменной производительности бульдозерного отвала $Q_б$, типа бульдозера ДЗ, тягового расчета бульдозера, его часовой производительности и числа бульдозеров.

Годовая производительность по вскрыше, млн м³/год, определяется по выражению

$$P_{ВГ} = P_{ПГ} \cdot \kappa_{вс}, \quad (3.1)$$

где $P_{ПГ}$ – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, млн м³/год; $\kappa_{вс}$ – коэффициент вскрыши.

Сменная производительность карьера по вскрыше, м³/см,

$$P_{\text{всм}} = \frac{P_{\text{ВГ}} \cdot 10^6 \cdot K_n}{T_{\text{Г}}}, \quad (3.2)$$

где $K_n = 1,25 \div 1,5$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше, учитывающий пиковые нагрузки; $T_{\text{Г}}$ – число рабочих смен в году, зависящее от режима работы карьера, определяемое по [7, табл. 2.10].

Сменная производительность бульдозерного отвала, м³/см, определяется по формуле

$$Q_{\text{бсм}} = P_{\text{всм}} \cdot \kappa_{\text{зав}}, \quad (3.3)$$

где $\kappa_{\text{зав}} = 0,5 \div 0,7$ – коэффициент заваленности разгрузочной площадки;

$$\kappa_{\text{зав}} = \frac{V_n}{V_m}, \quad (3.4)$$

где V_n – объем породы, который остается у верхней бровки отвала после разгрузки автосамосвала, м³; V_m – объем породы, разгружаемый автосамосвалом, м³.

Для обеспечения расчетной производительности бульдозерного отвала и определения для этого потребного инвентарного парка бульдозеров необходимо, прежде всего, произвести выбор типа машины.

Основным критерием при выборе бульдозера является уровень сменной производительности отвальных работ. Чем больше эта производительность, тем более высокий должен быть тяговый класс выбираемого бульдозера.

Для оценки работоспособности бульдозера необходимо произвести тяговый расчет, т.е. выяснить, подходит ли для условий отвальных работ принимаемый тип бульдозера.

3.3. Тяговый расчет бульдозера при работе на отвале

Целью тягового расчета является определение сопротивления на ноже бульдозера, который должен преодолевать базовый трактор при работе на отвале. При этом суммарное сопротивление при движении бульдозера должно быть меньше номинального тягового усилия, развиваемого базовым трактором.

Суммарное сопротивление на ноже бульдозера W_6 , кН, определяется суммой сопротивлений:

$$W_{\sigma} = W_{\kappa} + W_{np} + W_{\epsilon} + W_{o} + W_{mp}, \quad (3.5)$$

где W_{κ} – сопротивление копанию; W_{np} – сопротивление перемещению призмы волочения перед отвалом бульдозера; W_{ϵ} – сопротивление перемещению породы вверх по отвалу бульдозера; W_{o} – сопротивление перемещению бульдозера по горизонтальной поверхности или уклону; W_{mp} – сопротивление трения ножа бульдозера о породу.

Сопротивление копанию, кН, определяется по выражению

$$W_{\kappa} = 10^3 \cdot k_F \cdot L \cdot t, \quad (3.6)$$

где k_F – коэффициент сопротивления копанию, МПа, [1, с. 72, табл. 2.1]; L – длина отвала бульдозера, м, [7, с. 244, табл. 3.1]; t – средняя толщина стружки, м.

Сопротивление перемещению призмы волочения перед отвалом, кН, определяется:

$$W_{np} = g \cdot V_{\epsilon} \cdot \gamma \cdot \mu_2, \quad (3.7)$$

где g – ускорение земного притяжения, м/с²; V_{ϵ} – объем призмы волочения, перемещаемой отвалом бульдозера, м³; γ – плотность породы, т/м³; μ_2 – коэффициент трения породы по породе.

Объем призмы волочения определяется

$$V_{\epsilon} = 0,5 \cdot K_n \cdot L \cdot H^2, \quad (3.8)$$

где K_n – коэффициент призмы волочения; L – длина отвала бульдозера, м; H – высота отвала, м [7, с. 244, табл.3.1].

Значение K_n в зависимости от отношения высоты отвала H и его длины L и вида породы приведены в табл. 2.

Таблица 2

Отношение H/L	0,15	0,3	0,35	0,4	0,45
Связанные породы I и II категории	1,45	1,25	1,18	1,1	1,05
Несвязанные породы	0,87	0,835	0,8	0,77	0,67

Значение коэффициента трения породы по породе μ_2 следует принимать $\mu_2=0,58 \div 1,1$ [3, с.10].

Сопротивление перемещению породы вверх по отвалу, кН, определяется по формуле

$$W_g = g \cdot V_g \cdot \gamma \cdot \mu_1 \cdot \cos^2 \delta_0, \quad (3.9)$$

где μ_1 – коэффициент трения породы о сталь, лежит в пределах $\mu_1=0,25 \div 1,1$ [3, с.10] (соотношение между μ_1 и μ_2 следующее: $\mu_1 \approx 0,75 \mu_2$ [3]); δ_0 – угол резания ножа бульдозера, град [7, с. 244, табл. 3.1].

Сопротивление перемещению бульдозера по горизонтальной поверхности или уклону, кН, определяется выражением:

$$W_o = g \cdot m_{\text{бл}} (f_k \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha), \quad (3.10)$$

где $m_{\text{бл}}$ – масса базовой машины, т, [7, с. 244, табл. 3.1]; $f_k = 0,06 \div 0,1$ – коэффициент сопротивления перекатыванию [3]; α – угол подъема (уклона) поверхности перемещения, град.

Сопротивление трения ножа бульдозера о породу, кН, определяется как

$$W_{\text{тр}} = g \cdot \kappa_o \cdot m_{\text{бн}} \cdot \mu_1, \quad (3.11)$$

где κ_o – коэффициент, учитывающий долю веса бульдозерного оборудования, участвующего в трении о породу ($\kappa_o = 0,5 \div 0,8$ [3]); $m_{\text{бн}}$ – масса бульдозерного оборудования, т [7, с. 244. табл. 3.1]; μ_1 – коэффициент трения породы о сталь.

При работе бульдозера с поворотным отвалом и установке его под углом суммарное сопротивление будет меньше, чем при работе с неповоротным отвалом, за счет уменьшения $W_{„р}$.

Конечным итогом тягового расчета должно быть соответствие номинального тягового усилия базового трактора и суммарного сопротивления движению бульдозера при ведении отвальных работ:

$$T_{\text{нт}} \geq W_{\text{б}}, \quad (3.12)$$

где $T_{\text{нт}}$ – номинальное тяговое усилие трактора (тяговой класс трактора), кН [7, табл. 3.1].

3.4. Расчет производительности бульдозера инвентарного парка машин для ведения отвальных работ

Теоретическая производительность бульдозера, м³/ч, определяется по следующей зависимости:

$$Q_T = 3600 \cdot V_g \cdot T_y^{-1}, \quad (3.13)$$

где V_g – теоретический объем призмы волочения, м³; T_y – время цикла, равное сумме затрат времени на копание (резание) t_p , перемещение t_n , холостой пробег t_x , технологическое маневрирование t_T (подъем или отпускание отвала) и переключение скоростей t_c , зависящее от соответствующих скоростей V , движения выемочно-транспортной машины на отвале, с.

$$T_y = t_p + t_n + t_x + t_T + t_c, \quad (3.14)$$

Время резания, с (табл. П.21) определится по формуле

$$t_p = \frac{l_p}{V_p}, \quad (3.15)$$

где l_p – длина пути при резании, $l_p=6\div 10$, м, V_p – скорость бульдозера при резании [7, табл. 3.8), $V_p=0,4\div 0,5$ м/с (табл. П.22).

Время перемещения, с, определится по выражению

$$t_n = \frac{l_n}{V_n}, \quad (3.16)$$

где l_n – длина пути перемещения породы бульдозером, м, V_n – скорость перемещения породы [7, табл. 3.8], $V_n=0,9\div 1,1$ м/с (см. табл. П.22).

Время холостого пробега t_x , с, т.е. обратного пробега, определится как

$$t_x = \frac{l_o}{V_o} = \frac{l_p + l_n}{V_o}, \quad (3.17)$$

где l_o – длина обратного пробега, м; V_o – скорость обратного хода, $V_o=1,1\div 5$ м/с (см. табл. П.22).

Время технологического маневрирования, с [7, с. 258, табл. 3.7]

$$t_T = t_o + t_{нов}, \quad (3.18)$$

где t_o – время отпускания отвала, $t_o=1,5\div 2$ с; $t_{нов}$ – время поворота бульдозера, $t_{нов}\approx 0$ с (при отсутствии поворота).

Время переключения скоростей (передачи), с [7, с. 258, табл. 3.7] $t_c \approx 5$ с.

Техническая производительность, м³/ч, определяется по выражению

$$Q_{mex} = Q_T \cdot k_H \cdot k_p^{-1}, \quad (3.19)$$

где k_H – коэффициент наполнения теоретического объема призмы волочения;

$$k_H = d_1 \cdot \left(\frac{L}{H} \right)^{0,5}, \quad (3.20)$$

где d_1 – коэффициент пропорциональности ($d_1=0,65$ – для связанных и $d_1=0,45$ – для несвязанных сухих горных пород); L – длина отвала бульдозера, м; H – высота отвала бульдозера, м; k_p – коэффициент разрыхления горных пород [7, табл. 2.1].

Эксплуатационная сменная производительность бульдозера при сталкивании породы под откос, м³/смену, определяется по выражению

$$Q'_3 = Q_{mex} \cdot k_\varepsilon \cdot T_{cm}, \quad (3.21)$$

где k_ε – коэффициент использования сменного времени бульдозеров ($k_\varepsilon=0,84 \div 0,85$); T_{cm} – время смены, ч/смену.

Сменная производительность бульдозера на планировочных работах (м³/смену) [10]

$$Q''_3 = \frac{3600 \cdot F \cdot T_{cm} \cdot k_\varepsilon}{m \cdot \left(\frac{L_{уч}}{V_б} + t_{пов} \right)}, \quad (3.22)$$

где F – площадь, спланированная за один проход бульдозера, м²; $L_{уч}$ – длина участка, планируемого за один проход, м; m – число отвальных участков; $V_б$ – скорость движения бульдозера при планировочных работах [7, с. 258, табл. 3.8]; $t_{пов}$ – время поворота бульдозера, с [7, с. 258, табл. 3.7].

Площадь, спланированная за один проход бульдозера, м²,

$$F = (L \cdot \sin \alpha - 0,5) \cdot L_{\text{уч}}, \quad (3.23)$$

где L – длина отвала бульдозера, м; α – угол установки отвала относительно продольной оси бульдозера, град.

Число бульдозеров, занятых на укладке породы под откос и планировке в течение смены

$$N_{\text{бр}} = \frac{Q_{\text{бсм}}}{Q'_3} - \frac{V_{\text{см}}}{Q''_3}, \quad (3.24)$$

где $Q_{\text{бсм}}$ – сменная производительность бульдозерного отвала, м³/смену; $V_{\text{см}}$ – сменный объем планировочных работ, м³ смену.

$$V_{\text{см}} = (0,1 \div 0,2) \cdot Q_{\text{бсм}}, \quad (3.25)$$

Инвентарный парк отвальных бульдозеров:

$$N_{\text{бу}} = \frac{N_{\text{бр}}}{\sigma}, \quad (3.26)$$

где $\sigma = 0,75 \div 0,85$ – коэффициент резерва.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Иванов К.И., Латышев В.А., Андреев В.Д. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987.
2. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. – М.: Недра, 1982. – 426 с.
3. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. – М.: Недра, 1985. – 544 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы: учебник для вузов. Ч.1. Производственные процессы. – М.: Недра, 1982. – 509 с.
5. Спиваковский А.О., Потапов М.Г. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. – М.: Недра, 1974. – 440 с.
6. Справочник по бурению на карьерах / под ред. Б.А. Симкина. – М.: Недра, 1981. – 269 с.
7. Справочник механика открытых работ. Эскавационно-транспортные машины циклического действия / М.И. Щадов, Р.Ю. Подэрни, Е.И. Улицкий и др. – М.: Недра, 1989. – 374 с.
8. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация ОГР. – М., 1986.
9. Эскаваторы для открытых горных работ: каталог-справочник / НИИинформтяжмаш. – М., 1972.
10. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах. – М.: Недра, 1979. – 221 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица П.1

Средний приведенный предел прочности породы
при разрушении механическим способом бурения

Породы	Плотность, т/м ³	Коэффициент крепости	Предел прочности, МПа		
			на сжатие	на скалы-вание	приведенный
Мел, каменная соль, гипс обыкновенный, мергель, каменный уголь	2,28-2,65	2-6	34-80	2,4-23	18,2-51,5
Песчаник, конгломераты, плотный мергель, известняки	2,65-2,72	2-6	80-100	23-25	51,5-62,5
Железные руды, песчаные сланцы, сланцевые крепкие песчаники	2,72-2,84	6-10	100-140	25-32	62,5-86
Гранит, мрамор, доломит, колчедан, порфиры	2,84-2,89	10-12	140-180	32-44	86-112
Плотный гранит, роговики	2,89-2,95	12-14	180-243	44-50	112-146,5
Крепкий гранит, кварциты, очень крепкие песчаники и известняки	2,95-3	14-16	243-272	50-52	146,5-162
Базальты, диабазы, диориты	3-3,21	16-20	272-343	52-53	162-198

Таблица П.2

Параметры режимов бурения шарошечными долотами
(по данным ВНИИБТ)

Диаметр долота	Наружный диаметр штанг	Нагрузки на долото, кН		Частота вращения долота, с ⁻¹		Расход продувочного (промывочного) агента	
		М, Т	ТЗ.К.ОК	М, Т	ТЗ.К.ОК	сжатый воздух	вода
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,33	2-1	0,37-0,42	0,15-0,16
244,5	203,215	180-220	180-250	2,5-1,33	2-1	0,42-0,53	0,15-0,16
269,9	219	200-270	250-300	2,5-1,33	2-1	0,58-0,67	0,15-0,16
320	273	300-350	350-500	2,5-1,33	2-1	0,83-1	0,15-0,16

Таблица П.3

Технические характеристики станков шарошечного бурения

Показатели	2СБШ-200-32	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60	СБШ-250МН-32	СБШ-250-55	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	215,9; 244,5	215,9	215,9; 244,5	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320
Максимальная глубина бурения скважины, м	32	36	60	32	55	36
Направление бурения к вертикали, град	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/1	9,6/1	12/1	8/8	10/10	17,5/17,5
Максимальное осевое усилие, кН	250	300	300	300	350	600
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2-4,0	0,25-2,5	0,2-2,16	0,2-2,5	0,2-2,5	0-2,1
Крутящий момент на вращателе, кН·м	6,65-2,12	3,2-5,2	6,0	4,2	4,2	8,7
Подача компрессора, м ³ /с	0,417	0,417	0,417-0,53	0,417-0,53	0,53	0,834

Показатели	2СБШ-200-32	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60	СБШ-250МН-32	СБШ-250-55	СБШ-320-36
Мощность электродвигателей, кВт:						
установленная	350	410	400	400	400	713
вращателя	60	52	68	68	68	100
компрессора	200	200	200	200	200	2*200
хода	32	44	44	44	44	44
Ходовое оборудование	Э-1252	УГ-60	Э-1602	УГ-60М	УГ-70М	ЭГ-400
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1,0	0,737	0,84	0,33
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,12	0,12	0,11
Габариты, мм						
длина	9180	10200	10100	9200	11200	12500
ширина	4600	5000	5300	5450	5240	5450
высота	13840	14300	18400	15350	17730	25200
Масса станка, т	55	66	65	71,5	85	140

Таблица П.4

Долота резцового типа

Показатели	Тип		
	СВБ-2-23-03М2	ДР-160Ш	НПИ-6/160
Размер долота, мм:			
диаметр	125	160	160
высота	145	145	152
Масса долота, кг	3,3	3,5	5,5
Комплектность:			
корпус	1	1	1
резцы	20	32	195
забурники (пальцы)	2	12	(12)
Масса твердого сплава (на комплектность долота), кг	0,95	1,47	7,35

Таблица П.5

Нормативы основного времени бурения 1 м скважины
станками СВБ-2М (по данным ЦБПНТ), мин

Категория буримости пород по ЦБПНТ	Частота вращения бурового става, с		Категория буримости пород по ЦБПНТ	Частота вращения бурового става, с	
	2	3.3		2	3.3
III	0,45	0,45	IX	2,8	2,2
IV	0,7	0,55	X	3,5	2,8
V	1	0,65	XI	4,2	3,4
VI	1,3	0,8	XII	6,04	4,1
VII	1,7	1,3	XIII	6,05	4,9
VIII	2,2	1,75			

Таблица П.6

Сопоставление коэффициента крепости f и категории породы по шкалам ЦБНТ и СНИП с удельной энергоемкостью бурения

Породы	Коэффициент крепости породы f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория породы по ЦБНТ	Категория породы по СНИП
Кимберлиты	4-6	1,08-3,24	VI	VI-VII
Аргилиты	4-6	2,16-4,32	VI-IX	VI-VII
Каройские сланцы	5	2,16-6,84	VI-XII	VI
Кремнистые фосфориты	10-12	4,32-5,76	IX-XI	IX-X
Глубо плитчатые фосфато-кремнистые сланцы	8-10	4,68-6,48	X-XII	VIII-IX
Массивные мелкозернистые доломиты	8-10	5,4-6,84	XI-XII	VIII-IX
Массивные стекловидные кремнии	12-14	4,68-9,0	X-XIII	IX-X
Каолинизированные вторичные кварциты	4-7	1,8-2,52	VI	VI-VII
Каолинизированные гранодиориты	4-5	2,16-3,24	VII	VI
Вторичные кварциты по эффузивам	7-10	2,52-3,24	VII	VIII-IX
Мрамор кристаллический серый	6-10	3,6-6,46	VIII-XI	VII-IX
Песчаники	9	3,6-4,32	VIII-IX	VIII
Каолинизированный сиенитодиорит	8-12	3,6-4,68	IX-X	VIII-X
Вторичные кварциты по гранодиоритам	12	3,6-4,68	IX-X	IX
Скарны гранатовые	10-12	5,04-6,46	X-XI	IX-X
Вторичные кварциты по гранодиоритам, монолитные	14-16	6,48-7,2	XII-XIII	X
Вторичные кварциты монолитные	12-16	6,48-7,3	XII-XIII	X
Сиениты крупноблочные	12-14	7,3-8,28	XIII	X
Гранодиорит-порфиры	15-17	7,2-8,64	XIII	X
Гранодиориты	17	9,0-12,6	XIV-XV	X
Дайки доритовые порфиров	17-18	12,6-14,4	XV-XVI	X
Ороговикованные песчаники	20	10,8-14,4	XV	XI
Ороговикованные туфоалевриты	12-20	14,4-19,8	XVI-XVIII	VIII-XI
Песчаники на известковом цементе	6-8	5,04-6,46	XI-XII	VII-VIII
Аспидные сланцы	8-10	6,46-8,28	XII-XIII	VIII-IX
Хлоритовые сланцы	8-10	5,04-6,46	XI-XII	VIII-IX
Карбонатно-магнетитовые роговики	10-14	5,76-7,2	XI-XII	IX-X
Песчаник крепкий	10-12	8,64-9,36	XIII	IX-X
Мартигогематитовые роговики	16-20	8,64-11,52	XIII-XV	X

Таблица П.7

Технические характеристики станков
вращательного бурения

Показатели	Тип		
	2СБР-125	СВБ-2М	СБР-160А-24
Скважина: диаметр, мм глубина, м	125 29	160 25	160 24
Направление бурения к вертикали, град	0, 15, 30	До 30	0, 15, 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	3.7	2/3,5	1,7, 2,2, 3,3
Установленная мощность, кВт	122	61	184
Мощность вращателя, кВт	-	40	36/40/50
Усилие подачи, кН	50	50	80
Скорость бурового инструмента, м/с:			
подачи	0.36	-	0-0.05
подъема	-	0,16	0,5
Ходовая часть:			
мощность привода, кВт	26	18,5	2×15
скорость передвижения, км/ч	1,3	1,36	0,9
преодолеваемый уклон, град	15	18	15
давление на грунт, МПа	0,07	0,052	0,01
Габариты, мм:			
не более	5200х	4300х	7495х
в рабочем положении	3500х	2800х	4900х
в транспортном положении	7200	6030	12980
Длина, мм	7500	5600	12640
Высота, мм	3300	3070	4800
Масса, т	10	9,25	25

Таблица П.8

Пневмоударники

Показатели	Тип			
	М-29Т	П-105К	П-125	П160В
Номинальный диаметр, мм	85	105	125	160
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5			1,7
Работа единичного удара, Дж	54	96	140	340
Частота ударов, с ⁻¹	25	27	21	31
Ударная мощность, кВт	1,73	2,6	3,8	24
Наружный диаметр пневмоударника, мм	68	94	116	145

Таблица П.9

Станки типа СБУ

Показатели	Тип				
	СБУ-100Г-25	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-25
Скважина:					
диаметр, мм	105,125	105,125	105	105,125	125,160
глубина, м, не менее	35	35	35	32	52
Направление бурения к вертикали, град	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15,30	0-45
Способ установки и уборки буровых штанг	Ручной		Механизированный		
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Тип применяемого компрессора	ПВ-10	ПВ-10	ПВ-10	ПВ-10	ПВ-10
Частота вращения бурового става, мин ⁻¹	46	46	46	22,5-45	31-62 62-90 90-135
Номинальный крутящий момент, Н·м	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при $P=0,5$ МПа):					
вверх	6	6	6	25	50
вниз	8,5	8,5	8,5	25	70
Длина хода подачи, мм	1050	1050	1050	4000	4250
Скорость подачи, м/мин	0-60	0-60	0-60	0-25	0-25
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневм. колесный	Гусеничный	Гусеничный	Гусеничный

Показатели	Тип				
	СБУ-100Г-25	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-25
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Клиренс, мм	250	265	–	250	250
Ширина, мм	1880	1510	1000	1600	2140
Скорость передвижения, км/ч	0,83	1,05	0,76	0,9	0,9
Преодолеваемый уклон, град	20	20	–	15	15
Подача вентилятора, м ³ /ч	20	20	–	20	–
Площадь фильтров тонкой очистки, м ²	2,4	2,4	–	2,4	–
Габариты станка в транспортном положении, мм	4000× 2300× 2340	4000× 2300× 2400	2620× 1000× 1080	4200× 3020× 7100	5500× 3200× 2100
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

Таблица П.10

Рекомендуемая емкость ковша карьерного экскаватора
в зависимости от производительности карьера

Производительность, млн м ³ /год	1-5	6-10	10-15	16-20	21-25	26-35	>35
<i>E</i> , м ³	3-4	5-6,3	6,3-8	10	12,5	15	20

Таблица П.11

Время чистого бурения 1 м скважины буровыми станками в скальных породах, мин

Способ бурения	Длина лезвия долота, коронки резца, (диаметр скважины), мм	Группа пород по СНИПу							
		IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
С погружными пневмоударниками	105	2,3-4,2	2,4-5,7	3,5-8,8	6,0-12,1	9,5-18,0	15,8-25,7	24,6-37,8	36,0-42,24
	125	4,2	4,3-5,7	5,8-8,8	8,9-12,3	12,4-18,2	18,3-26,1	26,2-28,2	38,2
	160	2,3	2,4-3,0	2,4-3,0	4,8-6,4	6,5-9,7	9,8-14,6	14,7-24,3	24,3
Шарошечного бурения	215,9	1,5-1,7	1,6-2,4	1,6-2,4	3,2-5,8	4,7-8,9	7,2-14,6	11,6-14,6	-
	244,5	1,9	2,0-2,8	2,0-2,8	4,6-6,4	6,5-10,1	10,2-16,4	16,4	-
Вращательного бурения	151,5	1,3	1,4-2,4	2,5-4,5	-	-	-	-	-
	160	1,7	1,8-2,8	2,9-5,4	5,4	-	-	-	-
	244,3	1,4	1,5-2,7	2,8-5,0	-	-	-	-	-

Таблица П.12

Карьерные лопаты производства ПО «Ижорский завод» и «УЗТМ»

Показатели	ПО «Ижорский завод»							ПО «УЗТМ»	
	ЭКГ-8и			ЭКГ-12,5		ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭК-5А	ЭКГ-20А
	ЭКГ-8и	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у				
Вместимость ковша, м ³ :									
основного	8	6,3	4	12,5	6,3	10	15	5,2	20
сменного	10		5	16		8,12			
Угол уклона стрелы, град	47	50	50	45	50	45	45	45	45
Длина стрелы, м	13,3	16,5	20,6	18	31	13,8	18	10,5	17
Длина рукояти, м	11,5	12,8	15	13,6	22,5	11,4	13,6	7,8	12,6
Наибольший радиус копания, м	18,4	19,8	23,7	22,5	35	18,4	22,6	14,5	22,1
Наибольшая высота копания, м	13,5	17,1	22,2	15,1	30	13,5	16,4	10,3	17,9
Наибольший радиус разгрузки, м	16,3	17,9	22,1	19,1	33	16,3	20	12,3	20
Высота разгрузки при наибольшем радиусе, м	5,7	7,7	9,4	7,6	13,1	5,7	7,8	6,7	8
Радиус разгрузки при наибольшей высоте, м	15,6	16,5	18,6	19,5	26,5	15,4	19,5	11,8	18,2
Высота разгрузки, м	8,6	12,5	17,5	10	25	8,6	10	6,7	11,5
Радиус копания на горизонте установи, м	12,2	13,5	14,5	14,8	21,4	12,6	15,6	9,04	15,2
Высота оси пяты стрелы, м	5,01	4,1	4,1	4,85	4,85	4,01	4,86	2,5	5,13
Радиус вращения хвостовой части платформы, м	7,78	7,78	7,78	10	10	7,7	10	5,25	9,6
Высота экскаватора без стрелы, мм	11,2	11,2	11,2	15,63	15,63	14,6	15,4	8,1	12,6

Показатели	ПО «Ижорский завод»							ПО «УЗТМ»	
	ЭКГ-8и			ЭКГ-12,5		ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭК-5А	ЭКГ-20А
	ЭКГ-8и	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у				
Расстояние от оси вращения экскаватора до оси пяты стрелы, м	2,4	2,4	2,4	3,2	3,2	2,4	3,2	2,25	3,3
Просвет под поворотной платформой, м	2,76	2,76	2,76	3,33	3,33	2,76	3,3	1,85	3,3
Ширина кузова, м	6,25	6,25	6,25	8,01	8,01	6,25	8,04	5	10
Высота кузова от поверхности земли, м	6,73	6,73	6,73	8,4	8,4	6,74	8,3	5,47	10,4
Силовое оборудование	ГД	ГД	ГД	ГД	ГД	ГД	ГД	ГД	ТПД
Мощность двигателей, кВт:									
сетевого	630	630	630	1250	1250	630	1250	250	2250
подъема	2х190	2х190	2х190	2х450	2х450	2х270	2х500	200	2х500
напора	100	100	100	190	190	2х100	200	54	2х1500
поворота	2х100	2х100	2х100	3х190	3х190	2х100	3х150	2х60	4х150
хода	2х54	2х54	2х54	2х100	2х100	2х65	2х100	54	2х150
Скорость подъема, м/с	0,94	1,07	1,36	1,1	1,6	0,95	1,1	0,87	1,08
Скорость напора, м/с	0,41	0,51	0,61	0,61	0,7	0,45	0,6	0,95	0,75
Подъемное усилие, кН	785	687	396	1225	784	981	1470	490	1760
Напорное усилие, кН	363	363	265	588	490	500	628	198	735
Частота вращения поворотной платформы, с ⁻¹	-	0,046	-	0,043	-	0,041	0,041	0,05	0,041

Показатели	ПО «Ижорский завод»							ПО «УЗТМ»	
	ЭКГ-8и			ЭКГ-12,5		ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭК -5А	ЭКГ-20А
	ЭКГ-8и	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у				
Число гусеничных тележек	2	2	2	4	4	2	4	2	2
Тяговое усилие гусениц, кН	1800	1800	1800	4508	4508	1800	4508	800	5000
Скорость передвижения, м/с	0,42	0,42	0,42	0,43	0,43	0,42	0,43	0,55	0,9
Ширина гусеницы, мм: стандартной уширенной	1100 1400	1100 1400	1100 1400	900	900	1100	900	900	1800
Длина гусеничного хода, мм	7,95-8,23	7,95-8,23	7,95-8,23	12,85-13,08	7,95-8,23	12,85-13,08		6,06	11,02
Ширина гусеничного хода, мм	6,98	6,98	6,98	9,5	6,68-6,98	6,68-6,98	9,5	5,24	9,6
Давление на грунт, МПа: для нормальных гусениц для уширенных гусениц	0,26 0,2	0,262 0,206	0,26 0,196	0,196	0,21	0,216	0,2	0,21	0,3
Теоретическая продолжительность цикла, с*	26	28	30	28	35	36	28	23	28
Конструктивная масса (без противовеса), т	333	340	332	638	641	350	636	154	900 (+/-5%)
Масса противовеса, т	35-40	40-45	30-35	20	35	45	36	40	160

* Теоретическая продолжительность рабочего цикла определена при разработке горных пород не выше IV категории, угле пороота поворотной платформы 90°, выгрузке в отвал и высоте копания не выше напорной оси.

Таблица П.13

Классификация грунтов и горных пород по трудности их разработки
одноковшовыми экскаваторами (по Ф.И. Белякову)

Категория пород	Коэффициент сопротивления копанью, МПа	В массиве			После рыхления			
		Группа грунтов и горных пород	Плотность	Прочность на сжатие, МПа	Взорванные грунты и горные породы	K_p при кусковатости, см		
						5-20	20-40	40-50
I	0,025-0,12 0,03-0,17	Мягкие и рыхлые грунты	1,4-1,8	3,0	Плотные глины	1,25-1,35	1,35-1,45	
					Очень плотные глины (1,7 – 2,2 т/м ³)	1,25-1,35	1,35-1,45	
	Легкие разновидности полускальных пород				1,25-1,5	-	-	
	Угли средней крепости				1,25-1,35	1,35-1,45		
II	0,12 – 0,2 0,17-9,28	Плотные глины	1,5-20	3,0-10	Очень плотные грунты	1,05-1,15	1,15-1,25	1,25-1,35
		Грунты I категории при промерзании на 1 м	1,4-1,8		Полускальные породы	1,1-1,25	1,25-1,35	1,35-1,5
		Слабые угли	1,1-1,2		Крепкие и очень крепкие угли	1,05-1,25	1,25-1,35	

Категория пород	Коэффициент сопротивления копанью, МПа	В массиве			После рыхления			
		Группа грунтов и горных пород	Плотность	Прочность на сжатие, МПа	Взорванные грунты и горные породы	K _p при кусковатости, см		
						5-20	20-40	40-50
III	0,2-0,28 0,29-0,37	Очень плотные грунты и очень выветрелые породы	1,7-2,2	10-15	Полускальные породы V категории (прочные)	1,25-1,45	1,35-1,45	1,45-1,55
		Грунты I и II категорий при промерзании до 1-2 м	1,4-2,0		Скальные породы V категории (средние трещиноватые)	1,2-1,3	1,3-1,4	1,4-1,5
		Угли средней крепости	1,2-1,4		Крепкие и очень крепкие угли	1,02-1,05	1,05-1,2	-
IV	0,28-0,37 0,37-0,47	Наименее прочные разновидности полускальных пород	1,8-2,2	15-40	Полускальные породы IV категории	1,05-1,2	1,2-1,4	1,4-1,55
		Грунты I и II категорий при промерзании на 0,5-1 м	1,4-2,2		Скальные породы V-VI категории	1,02-1,2	1,2-1,3	1,3-1,4
		Скальные породы очень выветрелые и трещиноватые	2,3-2,8		Руды VI категории	1,2-1,25	1,25-1,35	1,35-1,4

Категория пород	Коэффициент сопротивления копанию, МПа	В массиве			После рыхления			
		Группа грунтов и горных пород	Плотность	Прочность на сжатие, МПа	Взорванные грунты и горные породы	K _p При кусковатости, см		
						5-20	20-40	40-50
IV	0,28-0,37 0,37-0,47	Крепкие и очень крепкие угли	1,4-1,6	15-40	Руды VI категории	1,2-1,25	1,25-1,35	1,35-1,4
V	0,38 – 0,5	Прочие полускальные породы	2,1-2,3	20-30	Полускальные породы VI категории	1,01-1,05	1,05-1,2	1,2-1,4
		Грунты и породы III и IV категории при промерзании на глубину 1-2 и 0,5-1 м	1,4-2,2	40-80	Скальные породы VI категории и более прочные	1,01-1,02	1,02-1,15	1,15-1,25
		Скальные породы средней трещиноватости	2,4-3,0	80	Руды VI категории и тяжелые руды	1,08-1,15	1,15-1,25	1,25-1,35
VI	0,5- 1,0	Очень прочные полускальные породы	2,3-2,5	80	Скальные породы практически монолитные	-	1,01-1,02	1,02-1,5

Примечание. В числителе указаны значения для карьерных лопат ($E=3-5 \text{ м}^3$); в знаменателе для драглайнов ($E=5-10 \text{ м}^3$).

Таблица П.14

Коэффициент L_{Δ} для карьерных лопат и драглайнов

Ширина ковша b_k	Экскаваторы с ковшом, м ³		Коэффициент L_{Δ}
	Мехлопаты	Драглайны	
1,75-2,1	4-6	6-10	1,0
2,2-2,5	6-10	10-20	0,95
2,7-3,0	10-15	20-30	0,9
3,2	15-30	30-100	0,85

Таблица П.15

Коэффициенты K_p и $K_{пут}$

Параметры	Категория пород			
	I	II	III	IV
Коэффициент разрыхления	1,1-1,15	1,25	1,3	1,3-1,37
Плотность породы в целике	1,5-1,8	1,8-2,5	2,5-3,5	3-3,5
Коэффициент $K_{пут}=l_w/l_k$	2,5-2	3,5	4	5,5

Таблица П.16

Коэффициент пропорциональности K_i

Показатели	Лопата		Драглайн ($E=6-100$ м ³)
	карьерная ($E=2-20$ м ³)	вскрышная ($E=6,5-100$ м ³)	
Ширина платформы, м	0,85-0,95	0,95-1,4	1,15-1,3
Высота кузова, м	0,85-0,9	1,25-1,5	0,9-0,87
Радиус задней стенки кузова, м	0,95-1,0	1,25-1,4	1,2-1,8
Длина стрелы, м	1,8-8,5	3,2-4,5	7,0-8,0
Пята стрелы, м:			
высота	0,45	0,7-0,8	0,28-0,4
радиус	0,4-0,37	0,5-0,56	0,6-0,42
Длина рукоятки, м	1,15-1,25	2,1-2,9	-
Высота черпания, м	1,7-1,8	2,85-2,9	4,6
Высота разгрузки, м	1,23-1,3	2,8-3,2	2,5
Высота напорного вала (рабочего забоя), м	1,1	1,7-1,95	-
Максимальный радиус, м:			
черпания	2,6-2,7	3,5-4,5	7,55(4,4-4,5)
разгрузки	2,4-2,5	3,3-4,3	7,48(4,5-4,6)

Таблица П.17

Коэффициенты $K_{рук}$, K_C и показатели степени α , β

Рукоять	Коэффициенты и показатели степени			
	$K_{рук}$	α	K_C	β
Внешняя	428	0,458	446	0,652
Внутренняя				
Разгруженная от кручения	358	0,457	550	0,623
Неразгруженная от кручения	506	0,415	550	0,623

Таблица П.18

Рекомендуемое число рабочих смен в году T_T по регионам для одноковшовых экскаваторов (по данным ГИПРОРУДЫ)

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Непрерывная рабочая неделя при работе			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе					
	в три смены			в две смены			в три смены		
	Север	Центр	Юг	Север	Центр	Юг	Север	Центр	Юг
Мехлопаты									
До 5	765	800	820	460	475	485	650	680	700
8	745	780	795	455	470	475	640	665	680
12,5	740	770	785	450	465	470	630	655	670
Драглайны									
До 6	765	800	820	460	475	485	650	680	700
8,5-10	720	750	770	440	460	465	610	640	650
15	705	730	735	520	540	545	730	755	765
25	655	680	685	505	520	525	690	715	725

Таблица П.19

Технические характеристики выемочно-транспортирующих машин

Показатели	ДЗ-100 ДЗ109-1 ДЗ-109Б	ДЗ-35С ДЗ-Э4Б
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1	Т-180-Г
Тяговый класс трактора, кН	(100)	(250)
Тип бульдозера	БП	БН
Управление отвалом:		
подъем и опускание	Г	Г
изменение угла резания	В	ГВ
изменение угла поперечного перекоса	В	Г
Размеры отвала, мм:		
высота с козырьком	1000	1480
длина	4120	3640
Угол, град:		
установки отвала в плане	27	-
резания	55	55
поперечного перекоса отвала	±6	±11
Подъем отвала над опорной поверхностью, мм	1050	1000
Опускание отвала ниже опорной поверхности, мм	440	500
Скорость подъема/опускания отвала, м/с	0,5/0,34	0,4/0,32
Габариты с базовым трактором, мм:		
длина	5900	8320
ширина	4120	3640
высота	3065	2825
Угол въезда, град	27	25
Масса, кг:		
бульдозерного оборудования	2800	3450
общая с трактором	16880	20290

Примечания: 1. БН, БП – бульдозеры с неповоротным и поворотным отвалами. 2. Г – гидравлическое управление. 3. ГВ, В – смешанное гидравлическое и винтовое и только винтовое регулирование положения отвала для изменения угла резания.

Таблица П.20

Технические характеристики выемочно-транспортирующих машин

ДЗ-118	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-60ХЛ	Т-500	Т-800
ДЭТ-250М	Т-330		Т-500	Т-800
(250)			(350)	(750)
БН	БН	БН	БН	БН
Г	Г	Г	Г	Г
ГВ	ГВ	ГВ	Г	Г
Г	Г	В	Г	Г
1550	1880	1420	2000	2300
4310	4860	5480	4620	6050
-	-	27	-	-
55±1	55±1	55+1	55±1	55±1
±12	+12	±6	±8	±8
1070	1780	1110	1550	1600
450	700	790	620	700
0,34/0,45	0,35/0,5		0,4/0,7	0,35
7580	7300	7830	10380*	12400*
4310	4860	5480	4820	6050
3215	3600	3524	4170	4690
22	35	20	-	-
4800	7210	6796	8750	14300
34600	49910	43490	58450*	103000*
7580	7300	7830	10380*	12400*

* размеры и масса с рыхлителем

Таблица П.21

Продолжительность копания и переключения передач
при изменении скорости движения бульдозеров

Тяговый класс бульдозера, кН	Продолжительность копания, с	Продолжительность переключения передач, с
100	9	6
150	9	8,4
250	8,4	10,2
350	7,2	12,1
750	5,0	14

Таблица П.22

Средние скорости движения бульдозеров при копании,
перемещении с грузом, при движении порожняком
и при технологическом маневрировании

Тяговый класс бульдозера, кН	Скорость движения, м/с			
	при копании	при переме- щении с грузом	при движении порожняком	при техноло- гическом маневрировании
100	0,88	0,88	1,33	1,33
150	0,7	0,7	1,2	1,2
250	0,82	0,82	1,95	1,95
350	0,98	0,98	1,6	1,6
750	1,5	1,5	1,6	1,8

Учебное текстовое электронное издание

Вагин Владимир Сергеевич
Курочкин Антон Иванович

**РАСЧЕТ ГОРНЫХ МАШИН
ДЛЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

Учебное пособие

Редактор Н.П. Боярова
1,26 Мб
1 электрон. опт. диск

г. Магнитогорск, 2018 год
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»
Адрес: 455000, Россия, Челябинская область, г. Магнитогорск,
пр. Ленина 38

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова»
Кафедра горных машин и транспортно-технологических комплексов
Центр электронных образовательных ресурсов и
дистанционных образовательных технологий
e-mail: ceor_dot@mail.ru