

УДК 622.271.3

Е.В.Курехин

ОБЛАСТЬ И ГРАНИЦЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНО-ОТВАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МАЛЫХ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ

При проектировании малых разрезов, строительство которых осуществляется в настоящее время и продолжится в перспективе, актуальным является вопрос комплектации оборудования. Особенности решения этого вопроса связаны с требованием минимизации капитальныхложений и ограничением в технологическом плане насыщения таких разрезов выемочно-погрузочным и транспортным оборудованием.

При разработке карьерных полей выполняются три вида горных работ: разработка наносов, коренных пород в безугольной и угленасыщенной (по междупластиям) зонах, а также угольных пластов.

Анализ показателей действующих малых разрезов показывает, что на них применяется минимальное число экскаваторов при совмещении ими выполнения разных видов горных работ.

В статье изложены результаты исследования по определению области и границ применения одного экскаваторно-автомобильно-отвального комплекса (ЭАО) для разработки малого разреза.

Таблица 1. Выемочно-погрузочное оборудование (ВПО) малых угольных разрезов

Наименование малого разреза	Типы и модели выемочно-погрузочного оборудования	Количество, ед.
ООО «Северный Кузбасс»	Hitachi EX450	1
ООО «Разрез «Пермяковский»	CAT-345B, CAT-318M	1
ООО «УК «Сибкоул»	Volvo EC-460B, Hitachi EX550	1
ООО «Ровер»	ЭКГ-5А, ЭШ-10/70	1
ЗАО «Разрез «Евтинский»	ЭКГ-5А, ЭШ-11.70, РС-30	1
ООО СП «Барзасское товарищество»	Hitachi EX1900	1

Таблица 2.Показатели к расчету сменной производительности экскаватора [3]

Объект разработки	K_3	K_3	K_i^*	Время цикла	
Наносы	0,95	0,85	$\frac{0,65}{0,80}$	$t_{ц.н}, \text{с}$	24,2
Скальная порода	0,65			$t_{ц.ск}, \text{с}$	34,0
Уголь	0,80		$t_{ц.у}, \text{с}$		27,0

* В числителе (K_i) для механических лопат, в знаменателе для гидравлических экскаваторов

Обозначим разработку: наносов (условное обозначение - Н); породы безугольной зоны (Б); породы междупластиев в угленасыщенной зоне (М); угольных пластов (У).

Принят следующий порядок выполнения исследования.

1. Определяется объем вскрышных пород и запасы угля всего карьерного поля с разделением на соответствующие виды (наносы, скальные породы, уголь). Методика расчета объемов изложена

в работе [1].

2. В соответствии с принятым сроком службы разреза определяются проектная производственная мощность по углю, годовые объемы вскрыши всего и по видам горных работ [1, 4].

3. С учетом годового объема определенного вида работ, выбирается тип и модель выемочной машины с вместимостью ковша, обеспечивающей выполнение проектного годового объема.

4. Для принятой типы и модели экскаватора подбирается, в соответствии с общими принципами комплексной механизации, модель бурового станка, автосамосвала, бульдозера и погрузчика на угольном складе.

Ниже приведена методика технико-экономической оценки применения одного ЭАО комплекса на всех видах горных работ.

Для оценки сменной производительности бурового станка марки СБШ, а также стойкости долота определены эмпирические зависимости, полученные на основе статистических значений [3].

Сменная производительность бурового стан-

ка, м/см:

$$P_{б.см} = 120 + 550 \cdot d - 2,45 \cdot \sqrt{d} \cdot \sigma_{сж} \quad (1)$$

где d – диаметр скважинного заряда, м; $\sigma_{сж}$ – временное сопротивление сжатию, МПа.

Стойкость долота, м:

$$L_d = 4395 \cdot d - 238 - 22,3 \cdot d^{1,14} \cdot \sigma_{сж} \quad (2)$$

Ниже приведена методика расчета производительности выемочно-погрузочного и транспортно-

Таблица 3. Показатели к расчету вместимости ковша экскаватора

Объект разработки	Расчетная формула
Средневзвешенная продолжительность цикла ($t_{Ц.СР.В}$) экскаватора по видам работ и коэффициент экскавации ($K_3^{CP.B}$)	
Наносы	
Скальная порода	$t_{Ц}^{CP.B} = \frac{t_{Ц.H} \cdot V_H + t_{Ц.CK} \cdot V_{БМ} + t_{Ц.Y} \cdot Z_B}{V_{К.ГМ}}$, (3)
Уголь	$K_3^{CP.B} = \frac{K_{3.H} \cdot V_H + K_{3.CK} \cdot V_{БМ} + K_{3.Y} \cdot Z_B}{V_{К.ГМ}}$,

где $t_{Ц.H}$, $t_{Ц.CK}$, $t_{Ц.Y}$ - время цикла на выемке соответственно: наносов, скальных пород и угля (табл. 2), с.; V_H – объем наносов, м³; $V_{БМ}$ – объем коренных пород в безугольной и угленасыщенной зоне, м³; Z_B – балансовые запасы угля карьерного поля, м³; $V_{К.ГМ}$ – годовой объем горной массы, м³; $K_{3.H}$, $K_{3.CK}$, K_Y – коэффициент экскавации соответственно по наносам, скальной породе, углю (табл. 1).

Таблица 4. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м³/см

Объект разработки	Расчетная формула
Наносы	$Q_{3.CM}^H = 3600 \cdot E \cdot K_3^H \cdot T_{CM} \cdot K_I \cdot t_{Ц.H}^{-1}$. (5)
Скальная порода	$Q_{3.CM}^{CK} = 3600 \cdot E \cdot K_3^{CK} \cdot T_{CM} \cdot K_I \cdot t_{Ц.CK}^{-1}$. (6)
Уголь	$Q_{3.CM}^Y = 3600 \cdot E \cdot K_3^Y \cdot T_{CM} \cdot K_I \cdot t_{Ц.Y}^{-1}$. (7)

Таблица 5. Объем вскрыши, перевозимый автосамосвалом за рейс, м³

Объект разработки	Расчетная формула
Наносы	$V_p^H = q_A \cdot K_{И.Г} \cdot k_p^H / \rho_H$. (8)
Скальная порода	$V_p^{CK} = q_A \cdot K_{И.Г} \cdot k_p^{CK} / \rho_{CK}$. (9)
Уголь	$V_p^Y = q_A \cdot K_{И.Г} \cdot k_p^Y / \rho_Y$. (10)

где q_A – грузоподъёмность автосамосвала, т; $K_{И.Г}$ – коэффициент использования грузоподъёмности ($k_{И.Г}=1,0-1,3$); k_p^H , k_p^{CK} , k_p^Y – коэффициент разрыхления горной массы в кузове автосамосвала соответственно по наносам ($k_p^H = 1,2$), скальным породам ($k_p^{CK} = 1,4$), полезного ископаемого ($k_p^Y = 1,35$); ρ_H , ρ_{CK} , ρ_Y – плотность перевозимого груза в целике соответственно по наносам ($\rho_H = 1,8$), скальных пород ($\rho_{CK} = 2,5$), угля ($\rho_Y = 1,35$), т/м³.

го оборудования. При разработке методики использованы материалы работы [4].

Необходимая вместимость ковша экскаватора по горной массе, м³

$$E = \frac{V_{Г.М.Г} \cdot t_{Ц}^{CP.B}}{3600 \cdot T_{CM} \cdot K_3^{CP.B} \cdot K_3 \cdot K_H \cdot n_{CM} \cdot n_{Г}} \quad (4)$$

где T_{CM} – продолжительность смены ($T_{CM}=8$ ч); K_3 – коэффициент влияния параметров забоя (табл. 2); K_H – коэффициент использования экскаватора в течение смены (табл. 2); n_{CM} – количество смен работы экскаватора в течение суток ($n_{CM}=3$); $n_{Г}$ – количество рабочих дней экскаватора в году ($n_{Г}=252$).

Таблица 6. Время погрузки автосамосвала, час.

Объект разработки	Расчетная формула
Наносы	$t_{П.H} = \frac{V_p \cdot t_{Ц.H}}{60 \cdot E \cdot K_{3.H}}$, (11)
Скальная порода	$t_{П.CK} = \frac{V_p \cdot t_{Ц.CK}}{60 \cdot E \cdot K_{3.CK}}$,
Уголь	$t_{П.Y} = \frac{V_p \cdot t_{Ц.Y}}{60 \cdot E \cdot K_{3.Y}}$.

Таблица 7 Время движение автосамосвала, час.

Объект разработки		Расчетная формула
Наносы	С грунтом	$t_{\text{ДВ.ГР}}^H = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,H}}{v_H} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}} + \frac{60 \cdot L_{OT}}{v_{OT}} \right)$, (12)
	Без груза	$t_{\text{ДВ.ПОР}}^H = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,H}}{v_H^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{OT}}{v_{OT}^\Pi} \right)$, (13)
Скальная порода	С грунтом	$t_{\text{ДВ.ГР}}^{CK} = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,CK}}{v_{3,CK}} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}} + \frac{60 \cdot L_{OT}}{v_{OT}} \right)$, (14)
	Без груза	$t_{\text{ДВ.ПОР}}^{CK} = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,CK}}{v_{3,CK}^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{OT}}{v_{OT}^\Pi} \right)$, (15)
Уголь	С грунтом	$t_{\text{ДВ.ГР}}^Y = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,Y}}{v_{3,Y}} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}} + \frac{60 \cdot L_{YC}}{v_{YC}} \right)$, (16)
	Без груза	$t_{\text{ДВ.ПОР}}^Y = K_{PT} \cdot \left(\frac{60 \cdot L_{3,Y}}{v_{3,Y}^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{CT}}{v_{CT}^\Pi} + \frac{60 \cdot L_{YC}}{v_{YC}^\Pi} \right)$. (17)

где K_{PT} – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{PT}=1,1$); $L_{3,H}$, $L_{3,Y}$ – дальность забойных дорог соответственно по наносам, скальных породам ($L_{3,H} \approx L_{3,Y} = 0,5 \cdot L_\Phi$), км.; L_Φ – длина фронта работ, км.; L_H , L_{CK} , L_{OT} – дальность транспортирования соответственно наносов, скальных пород от карьера до отвала и на отвале, км.; L_{YC} – средняя дальность перевозки угля в Кузбассе ($L_{YC}=5,0$), км.; $v_{3,H}$, v_{CT} , v_{OT} и $v'_{3,H}$, v'_{CT} , v'_{OT} – скорости движения автосамосвала, соответственно, в груженом и порожнем направлениях, по забойным, стационарным и отвальным автодорогам, км/ч.

Таблица 8. Показатели к расчету сменной производительности автосамосвала

Время рейса автосамосвала, час.	
Объект разработки	Расчетная формула
Наносы	$T_{P,H} = t_{\text{П.Н}} + t_{\text{ДВ.ГР}}^H + t_{\text{ДВ.ПОР}}^H + t_p + t_M + t_{\text{ОЖ}}$, (19)
Скальная порода	$T_{P,CK} = t_{\text{П.СК}} + t_{\text{ДВ.ГР}}^{CK} + t_{\text{ДВ.ПОР}}^{CK} + t_p + t_M + t_{\text{ОЖ}}$, (20)
Уголь	$T_{P,Y} = t_{\text{П.Д}} + t_{\text{ДВ.ГР}}^Y + t_{\text{ДВ.ПОР}}^Y + t_p + t_M + t_{\text{ОЖ}}$. (21)
Количество рейсов автосамосвала, ед./час.	
Наносы	$N_p^H = 60 \cdot T_{P,H}^{-1}$, (22)
Скальная порода	$N_p^{CK} = 60 \cdot T_{P,CK}^{-1}$, (23)
Уголь	$N_p^Y = 60 \cdot T_{P,Y}^{-1}$, (24)

Средняя длина фронта работ уступа, м

$$L_{\Phi,CP} = n_\vartheta \cdot L_{BL} \quad (18)$$

где n_ϑ – количество экскаваторов, отрабатывающих данный уступ; L_{BL} – длина экскаваторного блока (для: ЭКГ-5А $L_{BL}=500$; ЭКГ-10 $L_{BL}=1000$; ЭКГ-15 $L_{BL}=1500$; ЭКГ-20 $L_{BL}=2000$), м.

На отвалообразовании вскрышных пород приняты бульдозера ДЗ-35С, ДЗ-34С, ДЗ-159 при вместимости ковша экскаватора соответственно до 5, 15, 30 м³.

Таблица 9. Сменная эксплуатационная производительность автосамосвала, м³/см

Объект разработки	Расчетная формула
Наносы	$Q_{A,CM}^H = V_p^H \cdot N_p^H \cdot T_{CM} \cdot K_{H,A}$ (25)
Скальная порода	$Q_{A,CM}^{CK} = V_p^{CK} \cdot N_p^{CK} \cdot T_{CM} \cdot K_{H,A}$ (26)
Уголь	$Q_{A,CM}^Y = V_p^Y \cdot N_p^Y \cdot T_{CM} \cdot K_{H,A}$ (27)

где V_p^H , V_p^{CK} , V_p^Y – объем соответственно наносов, скальной породы, угля перевозимый автосамосвалом за рейс, м³; N_p^H , N_p^{CK} , N_p^Y – количество рейсов в смену соответственно при перевозке наносов, скальной породы, угля; $K_{И.А}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены, ($K_{И.А} = 0,75$).

При этом объем породы перемещаемый бульдозером за один цикл определяется из выражения, м³,

$$V_{\Pi} = \frac{B_{\Pi} \cdot h_{\Pi}^2}{2 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0} \quad (28)$$

где B_{Π} , h_{Π} – ширина и высота отвала, м; α_0 – угол откоса породы в призме волочения ($\alpha_0=40-45^\circ$)

Сменная производительность бульдозера, м³/см:

$$Q_{БСМ} = \frac{3600 \cdot V_{\Pi} \cdot T_{CM}}{t_{ЦБ} \cdot k_p} \quad (29)$$

где V_{Π} – объем породы перемещаемый бульдозером за один цикл (объем призмы волочения, м³); $k_{И.Б}$ – коэффициент использования бульдозера во времени ($k_{И.Б}=0,7-0,8$); k_p – коэффициент разрыхления породы; $t_{ЦБ}$ – время цикла бульдозера ($t_{ЦБ}=30-90$, с).

Погрузка угля на складе производится погрузчиками моделей Caterpillar Cat-988B, Cat-992C соответственно с объемом ковша 5,4 и 9,2 м³. При этом производительность погрузчика должна быть не менее годовой производительности разреза по углю.

Продолжительность цикла погрузчика на угольном складе определяется из выражения, с:

$$t_{Ц.П} = t_q + \frac{2 \cdot L_{\Pi}}{v_{\Pi}} + t_{P.П} \quad (30)$$

где t_q – длительность черпания породы, с; L_{Π} – расстояние перемещения полезного ископаемого на угольном складе ($L_{\Pi}=20-50$), м; v_{Π} – средняя скорость передвижения погрузчика, м/с; $t_{P.П}$ – время разгрузки ковша погрузчика ($t_{P.П}=2-5$), с.

Техническая производительность погрузчика на угольном складе, т/ч:

$$Q_{ПГ.Т} = \frac{3600 \cdot E_{\Pi} \cdot k_{H.П} \cdot \gamma_u}{t_{Ц.П} \cdot k_{P.У}} \quad (31)$$

где E_{Π} – вместимость ковша погрузчика, м³; k_H – коэффициент наполнения ковша ($k_{H.П}=0,8-1,2$); γ_u – плотность угля, т/м³; $t_{Ц}$ – продолжительность цикла погрузчика ($t_{Ц.П}=20-60$), с; $k_{P.У}$ – коэффициент разрыхления угля в свободной насыпке ($k_P=1,27-1,4$).

Сменная эксплуатационная производительность погрузчика на угольном складе, т/см:

$$Q_{\Pi.CM}^{\Delta} = Q_{ПГ.Т} \cdot T_{CM} \cdot K_{И}^{\Pi} \quad (32)$$

где $K_{И}^{\Pi}$ – коэффициент использования погружчика в течение смены ($K_{И}^{\Pi} = 0,8$).

Стоимостные затраты на буровзрывные работы.

Стоимость обуриивания 1 метра породы, р./м:

$$C_{БВР}^1 = \frac{C_{MC}^{\delta}}{P_{Б.CM}} + \frac{C_{Д}}{L_{Д}} \quad (33)$$

где C_{MC}^{δ} – стоимость машиносмены бурового станка, р./см; $P_{Б.CM}$ – сменная производительность бурового станка, м/см; $C_{Д}$ – стоимость долота, р.; $L_{Д}$ – стойкость долота, м.

Стоимостные затраты на бурение породы, р./м³:

$$C_B = \frac{C_{БВР}^1}{\eta} \quad (34)$$

где η – выход горной массы с 1 м скважины, м³/м.

Стоимостные затраты на взрывание, р./м³:

$$C_{BB} = C_1 \cdot q \quad (35)$$

где C_1 – стоимость 1 кг взрывчатого вещества, р./кг; q – удельный расход ВВ, кг/м³.

Стоимость средств взрывания, заряжания и забойки, р./м³:

$$C_{CB} + C_{C3} = K_C \cdot C_{BB} \quad (36)$$

где K_C – коэффициент, учитывающий долю средств взрывания, заряжания и забойки ($K_C=0,08$).

Стоимостные затраты на буровзрывные работы, р./м³:

$$C_{БВР} = C_B + C_{BB} + C_{CB} + C_{C3} \quad (37)$$

где C_B , C_{BB} , C_{CB} , C_{C3} – стоимость бурения, взрывчатых веществ, средств взрывания, заряжания и забойки, р./м³.

Уравнение регрессии стоимости машиносмены экскаватора ($C_{MC.Э}$, р/см) получено на основе статистического обобщения фактических затрат по разрезам Кузбасса (2009 г.).

$$C_{MC.Э} = T_{CM} \cdot 41,94 \cdot E^{1,268} \quad (38)$$

Таблица 10. Эксплуатационные затраты на выемку и погрузку 1 м³, р./м³

Объект разработки	Расчетная формула	
Наносы	$C_{\vartheta}^H = \frac{C_{MC.Э}}{Q_{\vartheta.CM}^H}$	(39)
Скальная порода	$C_{\vartheta}^{CK} = \frac{C_{MC.Э}}{Q_{\vartheta.CM}^{CK}}$	(40)
Уголь	$C_{\vartheta}^Y = \frac{C_{MC.Э}}{Q_{\vartheta.CM}^Y}$	(41)

Эксплуатационные затраты на выемку и погрузку 1 т угля, р./т

$$C_{\vartheta}^y = C_{\vartheta,y} \cdot \gamma_y \quad (42)$$

Эксплуатационные затраты на выемку и погрузку 1 м³ породы, р./м³

$$C_{\vartheta}^B = C_{\vartheta}^H + C_{\vartheta}^{CK} \quad (43)$$

Уравнение регрессии стоимости машиносмены автосамосвала ($C_{MC.A}$, р./см) получено на основе статистического обобщения фактических затрат по разрезам Кузбасса (2009 г.).

$$C_{MC.A} = T_{CM} \cdot 21,39 \cdot q_A^{0,932} \quad (44)$$

где q_A – грузоподъемность автосамосвала, т.

Таблица 11. Эксплуатационные затраты на автотранспортирование и отвалообразование\

Объект разработки	Расчетная формула
Эксплуатационные затраты на автотранспортирование 1 м ³ , р./м ³	
Наносы	$C_A^H = \frac{C_{MC.A}}{Q_{A.CM}^H} \quad (45)$
Скальная порода	$C_A^{CK} = \frac{C_{MC.A}}{Q_{A.CM}^H} \quad (46)$
Уголь	$C_A^y = \frac{C_{MC.A}}{Q_{A.CM}^y} \quad (47)$
Эксплуатационные затраты на отвалообразование 1 м ³ вскрышных пород, р./м ³	
Наносы	$C_O = \frac{C_{MC.B}}{Q_{B.CM}} \quad (48)$
Скальная порода	

где $C_{MC.B}$ – стоимость машиносмены бульдозера, р./см.

Эксплуатационные затраты погрузчика на угольном складе, р./см

$$C_{CK}^y = \frac{C_{MC.PI}}{Q_{PI.CM}^y} \quad (49)$$

где $C_{MC.PI}$ – стоимость машиносмены погрузчика, р./см.

$$C_{MC.PI} = T_{CM} \cdot 49,5 \cdot E_{PI}^{1,21} \quad (50)$$

Удельные затраты на вскрышные работы определяются из выражения общего вида (C_B), р./м³,

$$C_B = C_{BVR} + C_{\vartheta} + C_A + C_O \quad (51)$$

Удельные затраты собственно на добычу 1 т угля (C_y), р./т;

$$C_y = C_{\vartheta}^y + C_A^y + C_{CK}^y \quad (52)$$

Удельные затраты на добычу 1 т полезного ископаемого с учетом вскрышных работ, р./т.:

$$C_{OGR} = C_y + K_{CP} \cdot C_B \quad (53)$$

где K_{CP} – средний эксплуатационный коэффициент вскрыши (с учетом наносов), м³/т.

Затраты на разработку малого угольного разреза определяются с учетом капитальных вложений по ф.54-ф.60.

Производственные затраты на разработку месторождения, р./год

$$C_n = C_d \cdot Z_{B.G} + C_B \cdot (V_{K.GM.G} - Z_{B.G}) \quad (54)$$

где $Z_{B.G}$ – годовой объем добычи угля без учета потерь, м³.

Внепроизводственные затраты, р.

$$C_{BP} = 0,05 \cdot C_n \quad (55)$$

Суммарные затраты на разработку месторождения, р./год

$$C_{PC} = C_n + C_{BP} \quad (56)$$

Выручка (стоимость реализации угля), без НДС, р./год

$$C_{P.PI} = \Pi_y \cdot Z_{P.G} \quad (57)$$

где Π_y – цена 1 т угля, р./т; $Z_{P.G}$ – годовой объем добычи угля с учетом потерь, т.

Валовая прибыль (прибыль до уплаты налогов), р./год

$$C_{PH} = C_{P.PI} - C_{PC} \quad (58)$$

Чистая прибыль в распоряжении предприятия, р./год

$$C_{CH} = C_{PH} - (C_{PH} \cdot H) \quad (59)$$

где H – налог на прибыль, %.

Рентабельность 1 т полезного ископаемого [6], %

$$R_{T.PI} = C_{PH} \cdot 100 / C_{PC} \quad (60)$$

Глубина карьерного поля (H_k) принята с учетом наносов ($m_h=10$ м) и мощности угленасыщенной зоны ($M=40$ м).

В табл. 12 представлены результаты расчетов показателей при разработке малых угольных разрезов одним ЭАО комплексом.

Диапазон изменения угла залегания свиты от 20-80°, глубина разработки карьерного поля 40-110 м.

Объем угля в угленасыщенной зоне определялся по коэффициенту угленосности (K_y).

Анализ угленосности свит в зависимости от нормальной мощности свиты (M) проводился по перспективным месторождениям пригодных к отработке открытым способом, и расположенных в геолого-экономических районах: Ленинский (месторождения Ленинское, Новоказанское, Жерновское, Терсинское, Распадское, Увальное, Уропское), Ерунаковский, Терсинский, Томусинский [2].

Получена зависимость коэффициента угленосности от нормальной мощности свиты (рис. 1)

$$K_y = 1,3127 \cdot M^{-0,3849} \quad (61)$$

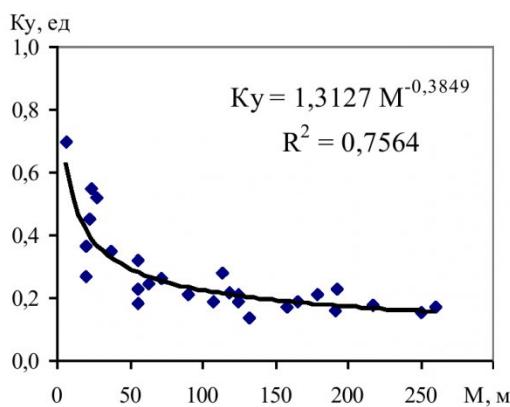


Рис.1. Зависимость коэффициента угленосности (K_y) от нормальной мощности свиты (M)

Таблица 12. Показатели разработки малых угольных разрезов одним комплексом оборудования

H_k , м	ϕ°	Производ. мощность по углю, млн.т/г	Экскаватор E , m^3	Автосамосвал q_A , т	Рентабельность продукции R , %
40	20	0,28	3,3	30	116
	40	0,15	2,0	30	97
	60	0,11	1,9	30	70
	80	0,10	1,8	30	58
50	20	0,36	4,6	30	106
	40	0,19	2,8	30	93
	60	0,14	2,7	30	66
	80	0,13	2,7	30	55
60	20	0,44	6,2	45	116
	40	0,23	3,8	30	85
	60	0,17	3,7	30	59
	80	0,15	3,6	30	48
70	20	0,52	8,1	80	54
	40	0,27	5,0	30	75
	60	0,20	4,8	30	51
	80	0,18	4,8	30	40
80	20	0,60	10,2	80	45
	40	0,32	6,3	45	84
	60	0,24	6,1	45	57
	80	0,21	6,1	45	46
90	20	0,68	12,6	80	37
	40	0,36	7,8	80	33
	60	0,27	7,6	80	14
	80	0,24	7,6	80	6
100	20	0,76	15,2	110	19
	40	0,40	9,5	80	27
	60	0,30	9,3	80	9
	80	0,26	9,2	80	2
110	20	0,85	18,1	110	13
	40	0,45	11,3	80	22
	60	0,33	11,1	80	5
	80	0,29	11,0	80	-2

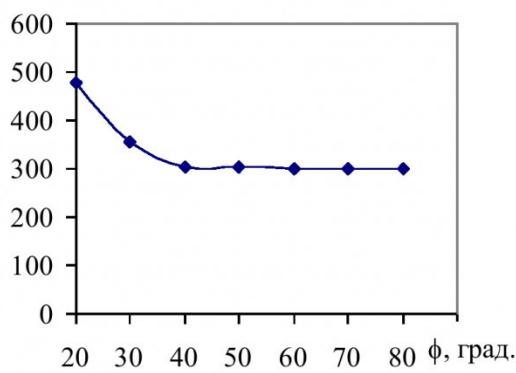
Исследованиями установлено, что чем мень-

ше угол залегания пластов, тем больше вместимость ковша применяемого экскаватора. Это объясняется тем, что с уменьшением угла залегания пластов возрастают годовые объемы вскрышных пород в безугольной зоне и, следовательно, необходимо применять более мощное выемочно-погрузочное оборудование (рис. 2 а).

Один экскаваторно-автомобильно-отвальный комплекс может работать при всех углах залегания ($20\text{--}80^\circ$), а глубина карьерного поля может достигать 110 м. Однако при глубине карьерного поля более 70-80 м требуются мощные экскаваторы с ковшом $12\text{--}15 m^3$. Поскольку малые разрезы имеют небольшие сроки службы и ограниченную

а)

$V_{K.B.U.G}$, тыс.м.куб/год



$Z_{B.G}$, тыс.м.куб/год

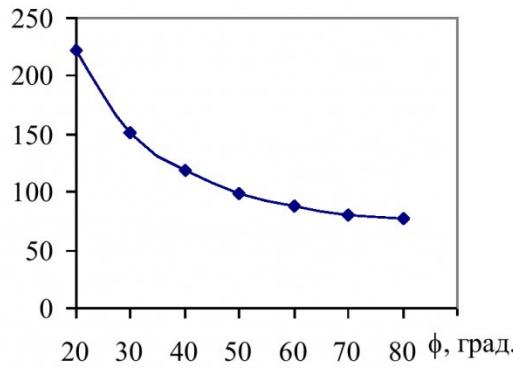


Рис. 2. Зависимость годовых объемов от угла падения залежи (ϕ):

а - коренных пород в безугольной зоне ($V_{K.B.U.G}$);
б - балансовых запасов угля ($Z_{B.G}$)

годовую производственную мощность, приобретать экскаваторы такой мощности не целесообразно, как по срокам амортизации, так и по условию обеспечения минимальных потерь угля на добывочных работах.

Обобщающий экономический показатель – рентабельность уменьшается как с углублением горных работ, так и с увеличением угла залегания пластов. В частности с увеличением угла падения снижаются запасы угля и, следовательно, умень-

шается рентабельность (рис. 2 б).

При глубинах 40-50 м рентабельность высокая 70-110%, а при глубине 60-70 м рентабельность снижается до 40-50%, но при этом уровень её ос-

тается достаточный для разработки залежи.

Рекомендуемая глубина отработки при применении одного комплекса оборудования до 70-80 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Е.В.Курехин. К вопросу комплектации выемочно-погрузоного оборудования для разработки наклонных месторождений малыми разрезами. Образование, наука, инновации. Материалы I Региональной научно-практ. конф. г. Междуреченск, 28 апреля 2010 г.: изд-во филиала ГУ КузГТУ, 2010 . – 513 с.
2. Угольная база России. Том II. Угольные бассейны месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский, бассейны; месторождения Алтайского края и Республики Алтай). – М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – 604 с.
3. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. Челябинск. 1994 г. 350 с.
4. К.Н.Трубецкой, Г.Л.Краснянский, В.В.Хронин. Проектирование карьеров:Учеб. для вузов: В 2 т. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т. I. – 519 с.: ил.
5. П.И.Томаков, И.К.Наумов. Технология, механизация и организация открытых горных работ: Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. – М.: Изд-во Моск. Горного ин-та, 1992. - 464 с.
6. Л.В.Донцова. Анализ финансовой отчетности: учебник/Л.В.Донцова, Н.А. Никифорова. – 6-е изд., перераб. и доп. – М: Издательство «Дело и Сервис», 2008. – 368 с.

Автор статьи:

Курехин

Евгений Владимирович

– канд. техн. наук, доц. каф. «Открытые горные работы» КузГТУ.

e-mail: kev.ormpi@kuzstu.ru

УДК 622. 822

С.А. Син

КОМПЕНСАЦИЯ АКТИВИРУЮЩЕГО ВЛИЯНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ НА ЭНДОГЕННУЮ ПОЖАРООПАСНОСТЬ ВЫЕМОЧНЫХ ПОЛЕЙ

Пожары возникают и развиваются при совместной реализации трёх обязательных условий: наличии горючего материала, возникновении теплового импульса и способности окружающей среды поддерживать горение. По тепловому импульсу подземные пожары подразделяются на экзогенные и эндогенные. Последние обусловлены самовозгоранием угля.

Современная научная теория рассматривает самовозгорание угля как сложный химический процесс, протекающий в определённых физических условиях [1]. В основу создания теплового импульса при этом положена химическая реакция соединения кислорода с углеродом на поверхности угольных пор, которая протекает с выделением тепла.

Согласно данной теории основным соотношением, которое управляет самовозгоранием, служит тепловой баланс скопления угля. Его приходная статья определяется объёмом, удельной теплотой, константой скорости сорбции и концентрацией кислорода. Соответственно этому научные исследования и практические работы в области

профилактики эндогенных пожаров развиваются по трём основным направлениям:

- совершенствование систем разработки и технологии выемки угля с целью минимизации его потерь;
- изыскание антипригенона, уменьшающих сорбционную активность угля;
- уменьшение воздухопроницаемости изолирующих сооружений и выработанных пространств до величин, обеспечивающих создание и поддержание в отработанной части пласта пожаробезопасной концентрации кислорода.

Специфика разработки мощных пластов и фактическая эндогенная пожароопасность шахт Кузбасса (80 % самовозгораний угля в выработанном пространстве действующих и отработанных выемочных полей) привели к концентрации исследований, а также средств и объёмов профилактических работ на третьем направлении. Эффективность профилактики в этом случае достигалась за счёт сокращения утечек воздуха, накопления метана и нагнетания инертного газа и инертных пен [2].