

5. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОПУТНОЙ ОТРАБОТКИ ПОРОДОУГОЛЬНЫХ БЛОКОВ

5.1. Общие положения

Расчет параметров технологии отработки сложных породугольных блоков начинают с установления основных исходных данных, характеризующих условия ведения горных работ:

- угла встречи пласта с линией фронта работ;
- угла падения пласта;
- мощности пласта;
- физико-механических свойств угля и боковых пород;
- вида транспорта;
- типа экскаватора;
- марки угля.

Имея указанные исходные данные, можно определить предельные значения основных технологических параметров:

- высоты уступа;
- ширины экскаваторной заходки;
- места расположения экскаватора в забое;
- потерь угля;
- величины присечки боковых пород;
- минимальные и максимальные допустимые значения зольности исходной горной массы для последующего обогащения.

Высоту уступа при отработке угленасыщенных зон разреза устанавливают путем ее оптимизации по критерию прибыли при ограничении по критериям безопасности и рабочим параметрам выемочного оборудования.

Граничным условием является равенство убытков и прибыли от изменения высоты уступа в пределах минимального и максимально допустимых значений.

С уменьшением высоты уступа относительно допустимого значения создаются благоприятные условия для качественной и более полной выемки полезного ископаемого. Но вместе с этим снижается эффективность буровзрывных работ, транспорта и экскавационных работ. С увеличением же высоты уступа до предельных значений ухудшаются условия выемки угольных пластов. Вследствие этого увеличиваются потери и разбоживание, что приводит к повышению зольности добываемого угля, увеличению текущего коэффициента вскрыши и себестоимости добычи. При увеличении высоты уступа повышается производительность экскаватора, снижается текущий коэффициент вскрыши.

5.2. Обоснование высоты добычного забоя

Высоту добычного забоя устанавливают в зависимости от высоты прочерпывания экскаватора, длины обнажения пласта по простиранию и устойчивости угольного массива по эмпирической зависимости.

Регрессионная зависимость устойчивой высоты забоя от угла падения и величины обнажения по простиранию пласта выражается уравнением

$$H_v = aL_{об}^b, \quad (5.1)$$

где $L_{об}$ - длина обнажения пласта по простиранию.

Значения коэффициентов «а» и «b» даны в таблице 5.1.

Таблица 5.1

Значения регрессионных коэффициентов

Длина обнажения ($L_{об}$), м	a	b	Дисперсия (G^2)
4	11,45	365,9	0,123
5	5,98	458,14	0,0066
6	3,39	456,46	0,45
7	1,54	459,53	0,53
8	0,15	461,68	0,42
10	-2,3	488,87	0,0066
12	-3,23	471,29	0,489

Допустимая высота уступа по условиям технических параметров экскаватора при обеспечении устойчивости пласта для различных типов выемочного оборудования выражается регрессионным уравнением вида

$$H_v = aL_{об}^2 + bL_{об} + c. \quad (5.2)$$

Значения коэффициентов «а», «b» и «с» представлены в табл. 5.2.

При превышении допустимых значений добычного забоя возникают дополнительные потери от обрушения угольного пласта.

Значения коэффициентов регрессии

Таблица 5.2

Тип экскаватора	a	b	c	Интервал углов падения
ЭКГ - 5А	0,00637	0,04091	1,507	30 - 89,1
ЭКГ - 8И	0,00112	0,01215	3,938	30 - 85,0
ЭКГ - 6,3У	0,00121	0,01045	4,608	30 - 89,6
ЭКГ - 12,5	0,00098	0,04036	4,024	30 - 86,25
ЭКГ - 4У	0,00136	0,00647	5,587	30 - 90,0
ЭКГ - 20	0,00126	0,04984	4,909	30 - 82,0
ЭГО - 5	0,00802	-0,26115	6,819	30 - 38,1
ЭГО - 8	0,00324	0,09293	0,882	30 - 46,5
ЭГО - 12	0,00457	0,05433	2,078	30 - 46,3
ЭГО - 20	0,00562	-0,0332	3,750	30 - 48,3
ЭГ - 8	0,00494	-0,17934	5,0647	30 - 63,5
ЭГ - 12	0,00546	-0,20759	5,786	30 - 62,6
ЭГ - 20	0,00727	0,31342	8,289	30 - 63,4
ЭГ - 40	0,00836	-0,33422	9,042	30 - 63,0

При отработке породугольных блоков экскаваторами типа «обратная лопата» высоту добычного забоя (уступа) определяют по следующим формулам:

а) экскаватор установлен на кровле уступа с лежащей стороны пласта

$$H_y = 0,016h\varphi; \quad (5.3)$$

б) экскаватор установлен с висячей стороны пласта

$$H_y = 110,046\varphi - 0,68(5,3 - \sqrt{28 - 0,42\varphi}); \quad (5.4)$$

в) экскаватор расположен над контактом $H_y = 0,4h\varphi$, (5.5)

где $h = (1,5 \div 1,7)H_{y, \max} - H_n$ - погрузка выше уровня стояния, $h = (1,45 \div 1,65)H_{y, \max}$ - погрузка ниже уровня стояния, $h = (0,8 \div 0,9)H_{y, \max}$ - погрузка на уровне стояния экскаватора.

С уменьшением высоты уступа до некоторой величины, определенной условиями следования траектории черпания экскаватора линии падения пласта, создаются благоприятные условия для качественной отработки. В результате этого повышается коэффициент извлечения угля,

уменьшается объем присечки боковых пород. Вместе с этим снижается эффективность буровзрывных работ, транспорта и экскаваторных работ.

Влияние высоты уступа на производительность экскаватора устанавливает следующим образом. Пусть имеем высоту уступа H_y при ширине экскаваторной заходки A_3 и длине блока L_E . Тогда объем отработанного породугольного блока составит

$$V_{\Pi V} = H_y A_3 L_E, \quad (5.6)$$

а экскаватор при отработке этого блока пройдет путь, равный L_T , то есть

$$L_T = \frac{V_{\Pi V} \sin \beta}{A_3 H_y}, \quad (5.7)$$

где β - угол откоса уступа, град.

Так как экскаватор при перемещении не совершает полезной работы, то отношением дополнительного времени Δt_{TP} на перемещение к общему фонду рабочего времени экскаватора $T_{P\Phi}$ можно оценить уровень снижения его производительности при данной высоте уступа.

Время на перемещение экскаватора определяется по формуле

$$\Delta t_{TP} = \frac{L_T}{V_{TP}}, \quad (5.8)$$

где V_{TP} - средняя скорость продвижения экскаватора, км/ч.

Коэффициент снижения производительности экскаватора

$$K_{TP} = \frac{\Delta t_{TP}}{T_{P\Phi}}, \quad (5.9)$$

где $T_{P\Phi}$ - рабочий фонд времени экскаватора.

$$T_{P\Phi} = \frac{V_{\Pi V}}{Q_{II}^y}, \quad (5.10)$$

где Q_{II}^y - паспортная производительность экскаватора, м³/ч.

$$Q_{II}^y = \frac{3600 E}{t_{III}}, \quad (5.11)$$

где E - вместимость ковша экскаватора, м³; t_{III} - паспортная продолжительность рабочего цикла экскаватора, с.

Объем извлекаемого угля из породугольного блока

$$V_y = V_{\pi y} K_{\pi} K_y, \quad (5.12)$$

где K_{π} — коэффициент извлечения угля; K_y — угленосность породугольного блока.

$$K_{\pi} = 1 - 0,01 K_{\pi}, \quad (5.13)$$

где K_{π} — потери угля при выемке, %.

Потери угля при выемке определяются в зависимости от высоты уступа, типа экскаватора и условий загорания угольного пласта в породугольном блоке.

Потери угля при этом определяются по выражению

$$\begin{aligned} \Pi = & \left[0,02 + \frac{0,02}{f_{\pi 0,5}} + 0,023B + \left(0,02 + \frac{0,02}{f_y^{0,5}} \right) n_y + P_{\theta} + \right. \\ & \left. + 0,5\Delta H_{\text{чк}} (ctg \varphi_0 - ctg \varphi) \sin \varphi + 0,5\Delta H_{\text{чп}} \times \right. \\ & \left. \times (ctg \alpha_0 - ctg \varphi) \sin \varphi \right] \frac{100}{m_{\pi}} + \frac{15}{h\varphi}, \end{aligned} \quad (5.14)$$

где f_y и f_{π} — коэффициенты крепости соответственно угля и выемших пород по М.М.Протодакинову; φ_0 и φ — углы устойчивого откоса кровли и почвы пласта; α_0 — угол падения пласта; B — ширина ковша; P_{θ} — мощность слоя угля, теремого при зачистке ($P_{\theta} = 0,5(l_{\text{мш}} + d)$); $l_{\text{мш}}$ — длина зуба ковша; d — длина активной части зуба ковша; n_y — коэффициент, учитывающий влияние установки экскаватора относительно пласта (при размещении экскаватора на кровле уступа с высячей стороны пласта $n_y = 1$, а с лежащей $n_y = 1 + \frac{\varphi}{\alpha_0} - 0,5 \frac{\varphi}{\alpha'_0}$, где α'_0 — угол откоса грунта в призматическом волочении); $\Delta H_{\text{чп}}$, $\Delta H_{\text{чк}}$ — мощность снимаемой стружки соответственно в почве и кровле пласта.

Таким образом, производительность экскаватора зависит от высоты уступа. От высоты уступа зависит также коэффициент извлечения угля, а следовательно, и его себестоимость.

Снижение производительности экскаватора полагается за собой удорожание разработки 1 м³ породугольного блока. В.В.Ржевским [4] предложена приближенная зависимость потерь угля от высоты уступа

$$K_{\pi} = 3,5 + 0,5H_y. \quad (5.15)$$

Тогда коэффициент извлечения составит $K_{\pi} = 1 - \frac{K_{\pi}}{100}$. (5.16)

Коэффициент разубоживания угля породой зависит от высоты уступа следующим образом:

$$R = \frac{8 + 0,5H_y}{100}, \quad (5.17)$$

но $R = \frac{V_{\pi}}{V_{\pi} + V_y} = \frac{1}{1 + \frac{V_y}{V_{\pi}}}$. (5.18)

Принимая зольность разубоживающей породы равной 100 %, получим следующее выражение зольности через высоту уступа:

$$R(V_{\pi} + V_y) = V_{\pi}; \quad RV_{\pi} + RV_y = V_{\pi}. \quad (5.19)$$

Отсюда $V_y = \frac{V_{\pi} - RV_{\pi}}{R} = \frac{V_{\pi}}{R} - V_{\pi}$. (5.20)

Зольность разубоженного угля $A_{\pi y}^0 = A_{y y} (1 - R) + A_{\pi} R$, (5.21)

где $A_{y y}$ — зольность чистых паек угля; A_{π} — зольность разубоживающих пород.

Оптовая цена 1 т угля

$$C_p = C_{\pi p} [1 + 0,025(A_{\pi p} - A_{\pi y})], \quad (5.22)$$

где $C_{\pi p}$ — преysкурantная цена 1 т угля.

Убыток от снижения высоты уступа по отношению к базовой величине, принятой по типовым технологическим схемам:

$$\frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} - \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3(1-K_{np})} V_{TM} = Y_3. \quad (5.23)$$

Прибыль от снижения высоты уступа

$$\Pi = (C_{p2} - C_2) V_{y2} - (C_{p1} - C_1) V_{y1}, \quad (5.24)$$

где C_{p1} и C_{p2} — цена реализации 1 т угля при базовой и уменьшенной высоте уступа, C_1 и C_2 — себестоимость 1 т угля при базовой и уменьшенной высоте уступа.

Прибыль в общем виде через параметры извлечения (разработки) породугольного блока выражается следующим образом:

$$\begin{aligned} \Pi = 0,01 V_{TM} \gamma_V K_Y K_{и2} C_{p2} - 0,01 V_{TM} \gamma_V K_Y K_{и1} C_1 - \\ - \frac{\gamma_V K_{и2} K_Y V_{TM} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{np}} - 1 \right) - \gamma_V K_{и2} K_Y V_{TM} C_{p1} + \\ + C_1 K_{и1} K_Y V_{TM} \gamma_V; \end{aligned} \quad (5.25)$$

окончательно имеем

$$\begin{aligned} \Pi = V_{TM} K_Y \gamma_V [C_{p2} K_{и2} - C_{p1} K_{и1} + \\ + C_1 (K_{и1} - K_{и2}) - \frac{K_{и2} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{np}} - 1 \right)]. \end{aligned} \quad (5.26)$$

Оптимальное значение высоты уступа соответствует условию

$$\Pi \geq V_3 \quad (5.27)$$

то есть

$$\frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(1 - \frac{1}{K_{np}} \right) V_{TM} = (C_{p2} - C_2) V_{y2} - (C_{p1} - C_1) V_{y1} \quad (5.28)$$

$$\text{или} \quad \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(1 - \frac{1}{K_{np}} \right) V_{TM} = V_{TM} K_Y \gamma_V [C_{p2} K_{и2} - C_{p1} K_{и1} +$$

$$+ C_1 (K_{и1} - K_{и2}) - \frac{K_{и2} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{np}} - 1 \right)]. \quad (5.29)$$

$$\text{Но} \quad K_{np} = \frac{Q_{CM}^E \sin \beta}{AV_{пер} T_{рф}} \left(\frac{1}{h_{v2}} - \frac{1}{h_{v1}} \right), \quad (5.30)$$

где β — угол откоса забоя; A — ширина экскаваторной заходки; Q_{CM}^E — сменная производительность экскаватора при базовой высоте уступа; h_{v1} и h_{v2} — высота уступа при базовом и новом варианте соответственно.

За базовый вариант высоты уступа принимают высоту, определенную по Единым правилам безопасности при открытой разработке месторождений полезных ископаемых или типовым технологическим схемам.

Представленная зависимость отражает убыток только снижения производительности экскаватора, как наиболее существенной части технологического процесса.

5.3. Математическая модель расчета потерь угля при разработке сложных породугольных блоков

5.3.1. Селективная отработка угольных пластов с $\alpha = 21 - 55^\circ$ простого строения

Общие потери угля при селективной отработке угольных пластов при $\alpha = 21 - 55^\circ$ простого строения (в %)

$$\begin{aligned} \delta_v = \frac{\sin \alpha}{m_H H_v} \left\{ \frac{2l_{пv}}{\sin \alpha} (H_v - h_{вн} - h_{нн}) + \frac{h_{нн}}{\sin \alpha} \left(\frac{l_{в3} m_H}{h_{нн}} + l_{пv} \right) + \right. \\ \left. + (h_{вн} - l_{в3}) [0,5(h_{вн} - l_{в3})(ctg \alpha - ctg \beta_v) + \frac{l_{пv}}{\sin \alpha}] + \right. \end{aligned}$$

$$+ 0,5h_{nn}^2 (\operatorname{ctg} \theta - \operatorname{ctg} \alpha) + \frac{h_{nn} t_{nv}}{\sin \alpha} \Bigg\} 100, \quad (5.31)$$

где t_{nv} - толщина теряемого слоя угля с висячего бока пласта в зоне прочерпывания; h_{nn} - высота непрочерпывания в верхней части уступа; h_{nn} - высота непрочерпывания в нижней части уступа; $t_{vз}$ - мощность теряемого слоя угля на рабочей площадке; θ - угол откоса призммы не-добора в нижней части забоя; β_v - угол естественного (устойчивого) от-коса угля.

5.3.2. Селективная отработка угольных пластов с $\alpha = 56 - 90^\circ$ простого строения

Общие потери угля по контуру пласта (в %)

$$\delta = \frac{\sin \alpha}{m_H} \left\{ t_{nv} \left(1 - \frac{h_{nn}}{h_v} \right) + \frac{t_{nv} \left(1 - \frac{h_{nn}}{h_v} \right)}{\sin \alpha} + \frac{0,5h_{nn}^2 (\operatorname{ctg} \theta - \operatorname{ctg} \alpha)}{h_v} + \frac{h_{nn} t_{nv}}{h_v \sin \alpha} + \frac{t_{vз} m_H}{h_v \sin \alpha} \right\} 100, \quad (5.32)$$

где $t_{nv} = \frac{0,5l_3 \sin \theta_p}{B_K} [\epsilon_3 + l_3 \sin \theta_p \operatorname{ctg}(90^\circ - \gamma_p)]$; l_3 - длина активной части зуба ковша; θ_p - угол резания при зачистке; B_K - ширина режущей части ковша; ϵ_3 - ширина зуба ковша; γ_p - угол развала стенок прорези при зачистке.

5.3.3. Отработка крутонадающих пластов сложного строения

Общие потери угля при отработке крутонадающих пластов сложного строения (в %)

$$\delta = \frac{\sin \alpha}{m_H h_v} \left\{ \frac{2t_{nv} (h_v - h_{nn})}{\sin \alpha} (n_c + 1) + \frac{t_{vз}}{\sin \alpha} (m_H - m_{np}) + 0,5h_{nn}^2 (\operatorname{ctg} \theta - \operatorname{ctg} \alpha) + \frac{1}{\sin \alpha} (h_{nn} t_{nv} + n_c m_{np}) \right\} 100, \quad (5.33)$$

где n_c - количество раздельно извлекаемых породных просло-ев; m_{np} - мощность раздельно извлекаемого породного прослоя.

5.3.4. Отработка крутонадающих угольных пластов торцевым забоем под углом к линии простирания пласта

Дополнительные потери угля по сравнению с эталонным вариантом

$$\Delta V_{II} = 0,5 B_K^2 \frac{h_v}{\sin \alpha} \operatorname{ctg}(135 - \theta). \quad (5.34)$$

Дополнительные общие потери угля (в %)

$$\Delta \delta = \frac{100}{m_H} 0,5 B_K \operatorname{ctg}(135 - \theta) \sin \alpha \cos(\gamma + \psi), \quad (5.35)$$

где B_K - ширина режущей части ковша экскаватора; θ - угол между линией фронта уступа и линией простирания пласта; $(\gamma + \psi)$ - угол между режущей кромкой ковша экскаватора и линией простирания пласта.

5.3.5. Отработка нарушенных крутонадающих угольных пластов ($\alpha \geq 55^\circ$)

Дополнительные потери от обрушения пласта (в %)

$$\Delta \delta = \frac{100}{m_H} h_v (\operatorname{ctg} \beta_v - \operatorname{ctg} \alpha) \sin \alpha, \quad (5.36)$$

где β_v - угол устойчивого откоса угля.

Мощность теряемого слоя угля на рабочей площадке ($t_{vз}$) по дан-ным экспериментальных замеров составляет 0,15 м.

Высота призммы непрочерпывания в нижней части забоя

$$h_{\text{пн}} = l_{\text{пк}} \sin \gamma, \quad (5.37)$$

где $l_{\text{пк}}$ - длина передней стенки ковша экскаватора; γ - угол наклона передней стенки ковша экскаватора к горизонту.

5.3.6. Обработка породугольных блоков экскаваторами типа «обратная лопата»

Потери угля определяются по выражению (в %)

$$\begin{aligned} \delta = & [0,02 + \frac{0,02}{f_{\text{п}}^{0,5}} + 0,023 B_{\text{к}} + \left(0,02 + \frac{0,02}{f_{\text{у}}^{0,5}} \right) n_{\text{ч}} + P_{\text{в}} + \\ & + 0,5 \Delta H_{\text{чк}} (\text{ctg} \varphi_0 - \text{ctg} \varphi) \sin \varphi + \\ & + 0,5 \Delta H_{\text{чг}} (\text{ctg} \alpha_0 - \text{ctg} \varphi) \sin \varphi] \frac{100}{m_{\text{н}}} + \frac{15}{h_{\text{ф}}} \end{aligned} \quad (5.38)$$

где $f_{\text{у}}$ и $f_{\text{п}}$ - коэффициенты крепости соответственно угля и вмещающих пород по М.М.Протодьяконову; φ_0 и α_0 - углы устойчивого откоса кровли и почвы пласта; φ - угол падения пласта; $B_{\text{к}}$ - ширина ковша, $B_{\text{к}} = 1,3\sqrt{E}$; $P_{\text{в}}$ - мощность слоя угля, теряемого при зачистке, $P_{\text{в}} = 0,5(l_{\text{зг}} + d)$; $l_{\text{зг}}$ - длина зуба ковша; d - длина активной части зуба ковша; $n_{\text{ч}}$ - коэффициент, учитывающий влияние установки экскаватора относительно пласта (при размещении экскаватора на кровле уступа с высячей стороны пласта $n_{\text{ч}} = 1$, а с лежащей - $n_{\text{ч}} = 1 + \varphi / \alpha_0 - 0,5(\varphi / \alpha_0)^2$; α'_0 - угол откоса грунта в призме волочения); $\Delta H_{\text{чг}}$, $\Delta H_{\text{чк}}$ - мощность снимаемой стружки в почве и кровле пласта, соответственно.

Коэффициент засорения при селективной обработке угольных пластов (доли единицы)

$$K_3 = \frac{(n+1)(M_{\text{кр}} + M_{\text{поч}}) + 2 \frac{M_{\text{пл}}}{h_{\text{у}}}}{(n+1)(M_{\text{кр}} + M_{\text{поч}}) + 2 \frac{M_{\text{пл}}}{h_{\text{у}}} + M_{\text{пл}} \frac{P_{\text{у}}}{P_{\text{вт}}}}, \quad (5.39)$$

где $M_{\text{кр}}$, $M_{\text{поч}}$ - приведенные мощности засоряющего слоя породы в почве и кровле селективно извлекаемых пачек угля; n - количество селективно извлекаемых прослоев пород, шт; $M_{\text{пл}}$ - эксплуатационная мощность пласта; 2 - мощность породы, оставляемой после зачистки пласта на верхней рабочей площадке; $P_{\text{у}}$, $P_{\text{вт}}$ - плотность угля и боковых пород.

Эксплуатационная зольность добываемого угля

$$A_3 = K_3 A_{\text{п}} + (1 - K_3) A_{\text{у}} \quad (5.40)$$

$$\text{или } A_3 = 0,018 A_{\text{п}} + \left(1 - \frac{\delta}{100} \right) A_{\text{пл}}, \quad (5.41)$$

где $A_{\text{п}}$ - зольность боковых пород, %; δ - разбожживание угля породой; $A_{\text{пл}}$ - зольность чистых пачек угля.

При расчете зольности принимают $K_3 = \delta / 100$ или $\delta = 100 K_3$.

5.3.7. Экономическая оценка потерь угля

В условиях открытых работ основными слагающими ущерба являются затраты на выполнение вскрышных объемов для подготовки угля, уходящего в потери, к выемке, а также затраты из-за перевода теряемого угля во вскрышные объемы. Основным критерием оценки является себестоимость добываемого угля (ее удорожание).

Увеличение потерь влечет за собой рост себестоимости угледобычи за счет следующих факторов:

- увеличения удельных капитальных затрат вследствие сокращения срока службы разреза;
- досрочного вложения средств в строительство нового разреза для компенсации выбывающих мощностей;
- увеличения себестоимости угля, идущего на замену теряемого;
- увеличения текущего коэффициента вскрыши вследствие перевода теряемого угля во вскрышные объемы;
- вскрышных работ по подготовке запасов для компенсации теряемого угля;
- увеличения текущего коэффициента вскрыши из-за интенсификации углубки разреза.

Экономические последствия от потерь угля характеризуются следующими показателями.

- общим экономическим ущербом от потерь угля в недрах;
 - удорожанием себестоимости добываемого угля.
- Между этими показателями существует взаимосвязь вида

$$UA_{\Pi} = V_{C} A_{изв}, \quad (5.42)$$

где V - затраты на тераемый уголь, р./т; A_{Π} - величина потерь, т;
 V_C - удорожание себестоимости угля, р./т; $A_{изв}$ - извлекаемые запасы, т.

Расчет удорожания себестоимости угля за счет увеличения удельных капитальных затрат, досрочного вложения средств на сооружение новых разрезов и увеличения себестоимости угля, идущего на замену тераемого, производят по выражению

$$\Delta C_1 = \Delta V_K + \Delta V_{HP} + \Delta V_{C3}, \quad (5.43)$$

где ΔV_K - прирост себестоимости угля из-за увеличения удельных капитальных затрат, р./т; ΔV_{HP} - увеличение себестоимости угля за счет дополнительных вложений средств на сооружение новых разрезов, р.; ΔV_{C3} - приращение себестоимости добычи угля, идущего на замену тераемого, р./т.

$$\Delta V_K = K_{ye} \frac{\Pi}{100 - \Pi}, \quad (5.44)$$

где K_{ye} - удельные капитальные затраты на 1 т балансовых запасов, р./т; Π - фактические потери при разработке месторождения, %.

$$\Delta V_H = \frac{[(1+E)^N - 1] K_{ye}}{(1+Z)t_c} \left(\frac{\Pi}{100 - \Pi} \right), \quad (5.45)$$

где E - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; N - сокращение срока службы разреза, лет; t_c - проектный срок службы разреза, лет.

$$\Delta V_{C3} = \frac{(C_H - C_{\phi}) \Pi}{100 - \Pi}, \quad (5.46)$$

где C_H - себестоимость угля, добываемого в худших горно-геологических условиях, р./т; C_{ϕ} - фактическая себестоимость угля на рассматриваемом предприятии, р./т.

Расчет удорожания себестоимости угля за счет потерь угля, переведенного во вскрышные объемы, ведут по формуле (р./т)

$$\Delta V_T = C_B \frac{\Pi}{\rho_v (100 - \Pi)}, \quad (5.47)$$

где C_B - стоимость отработки 1 м³ вскрыши, р./м³; ρ_v - плотность угля, т/м³.

Удорожание себестоимости угля из-за затрат на вскрышные работы по подготовке тераемых запасов (р./т)

$$\Delta V_B = \frac{C_B K_T \Pi}{100 - \Pi}, \quad (5.48)$$

где K_T - текущий коэффициент вскрыши, м³/т.

Удорожание себестоимости угля из-за интенсификации углубки разреза (р./т)

$$\Delta V_{ин} = \frac{C_B \Pi}{100 - \Pi} \left(\frac{1}{\rho_v} + K_1 + \Delta K_T \right) \sum_{n=1}^n \left(\frac{\Pi}{100} \right)^n, \quad (5.49)$$

где ΔK_T - приращение текущего коэффициента вскрыши для восполнения тераемых запасов, м³/т; n - число последовательно производимых дополнительных углубок.

$$\Delta K_T = \sum_{n=1}^{\infty} \left\{ \left(\frac{\Pi}{100} \right)^n h_v \left[H + \frac{h_v \left[\left(\frac{\Pi}{100} \right)^n - 1 \right] \left(\frac{\Pi}{100} \right)^n h_v}{\left(\frac{\Pi}{100} - 1 \right)^2} \right] \right\} \times$$

$$\times \frac{tg \beta h_y m_T \rho}{2}, \quad (5.50)$$

где h_v - высота уступа, м; H - разность отметок между поверхностью и пиастом на кровле уступа в текущем периоде, м; β - угол рабочего борта разреза, град; m_T - горизонтальная мощность пиаста, м.

Общее удорожание себестоимости угля (р./т) от всех приведенных выше факторов определяют по выражению

$$\Delta C_{об} = \Delta V_K + \Delta V_{HP} + \Delta V_{C3} + \Delta V_T + \Delta V_B + \Delta V_{ин}. \quad (5.51)$$

6. ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ

6.1. Сущность слоевой технологии разработки

Отличительной особенностью слоевой технологии применительно к отработке месторождений угля является наличие одной общей рабочей площадки в угленасыщенной зоне разреза с разноской бортов в безугольных зонах за пределами свиты по мере понижения торных работ. При этом мощность слоя в угленасыщенной зоне определяется возможностью выемочного оборудования качественно производить отработку всего диапазона угольных пластов свиты. Разноска бортов разреза за пределами свиты осуществляется по обычной технологии с группировкой слоев в один уступ. Возможны такие варианты отработки месторождения работ в пределах слоя. Наличие достаточной площади поверхности фронта позволяет распределить все выемочное оборудование в соответствии с правилами технической эксплуатации и установленной производительной мощностью разреза и осуществлять выемку всех угольных пластов висячего бока. Для осуществления слоевой технологии необходимы следующие основные условия:

- наличие однородной свиты угольных пластов крутого или наклонного падения с выходом под наносы или непосредственно на поверхность;
- применение мобильной выемочной и транспортной техники (гидравлических экскаваторов, экскаваторов средних моделей, погрузчиков, автомобильного транспорта);
- коэффициент вскрыши по свите не должен превышать граничного значения, т.е. $K_{св} < K_{гр}$.

Отработка месторождения (свиты угольных пластов) одним горизонтальным слоем позволяет использовать большой набор технологических вариантов, обеспечивающих высокую полную и качество извлечения угля из недр.

Исходя из наличия технических средств, применяемых на открытых разработках, возможны следующие варианты: отработка слоя экскаваторами типа «механическая лопата» с погрузкой породы (угля) в автосамосвалы на уровне и выше уровня стояния экскаватора, отработка слоя гидравлическими экскаваторами «прямая лопата» с погрузкой породы и угля в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора, выемка слоя гидравлическими экскаваторами типа «обратная лопата» с погрузкой породы и угля в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора, отработка слоев рых-

лителами в комплексе с автопогрузчиками и автосамосвалами, отработка слоя экскаваторами в комплексе с передвижными дробилками и конвейерным транспортом.

Рассмотрим данные варианты с целью их предварительной оценки.

Отработку слоя карьерными экскаваторами типа «механическая лопата» осуществляют путем подготовки свиты (слоя) к отработке с помощью разрезной траншеи, проходимой вкрест простирания свиты. Для более качественной выемки свиты пластов проходят ниши со стороны висячего бока пласта на ширину, равную ширине экскаваторной заходки, и на длину, позволяющую разместить экскаватор для зачистки и выемки угольного пласта с его висячего бока (рис. 6.1).

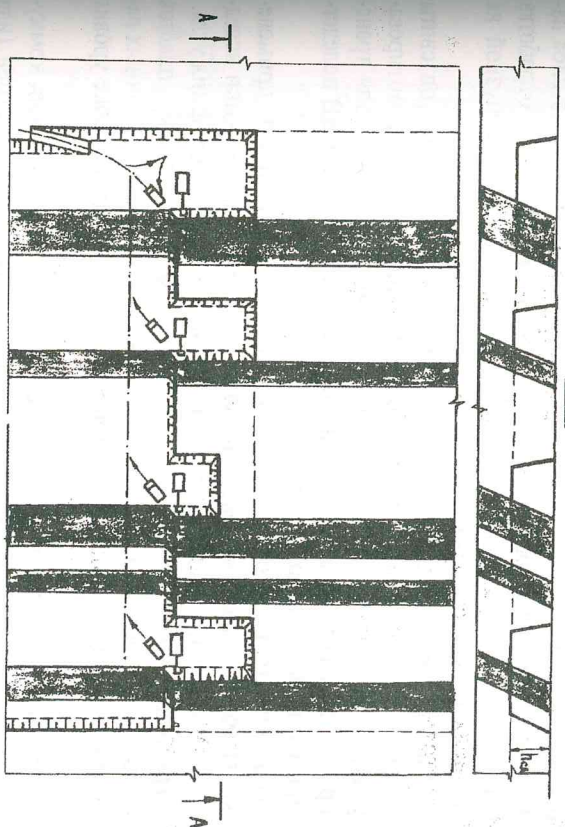


Рис. 6.1. Отработка слоя нишами со стороны висячего бока угольных пластов

Длину ниши (L_H , м) определяют по выражению

$$L_H = R_H \sin \alpha + R_K + \epsilon, \quad (6.1)$$

где R_K - радиус вращения кузова экскаватора, м; ϵ - минимально допустимый зазор между кузовом экскаватора и откосом слоя, м; $R_H \sin \alpha$ - минимальный радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

Отработку основной горной массы слоя осуществляют с отгрузкой в автотранспорт на уровне стояния экскаватора.

Схема применения гидравлических экскаваторов типа «Прямая лопата» не имеет принципиальных отличий от вышеприведенной за исключением увеличения высоты слоя по условиям очерпывания контактов «уголь - порода». Использование гидравлических экскаваторов позволяет кроме этого повысить качество зачистки и выемки пласта вследствие гибкости траектории движения ковша при очерпывании.

Отработка слоя гидравлическим экскаватором типа «обратная лопата» может осуществляться по следующему схематическому варианту: выемка экскаваторами «обратная лопата» угольных пластов свиты в пределах слоя по отношению к вскрышным породам (рис. 6.2) и выемка оставшейся породы вскрыши экскаваторами «прямая лопата»; отработка слоя панелями вдоль простирания свиты угольных пластов (рис. 6.3); отработка слоя панелями вкrest простирания угольных пластов с погрузкой на уровне стояния экскаватора (рис. 6.4).

К недостаткам опережающей выемки маломощных пластов свиты относятся: сложность транспортных коммуникаций для транспортирования угля; необходимость иметь два транспортных горизонта для транспортирования угля и породы; повышение удельного расхода ВВ вследствие взрывания пород в зажатой среде.

Положительные стороны данного способа: возможность применения на выемке вскрыши высокопроизводительной горной техники вследствие однородности горной массы; повышение качества извлечения угля.

Отработка свиты панелями вдоль простирания угольных пластов осуществляется с переменным чередованием вскрышных и добычных работ. Погрузка угля и породы в автотранспорт производится ниже уровня стояния экскаватора.

Достоинствами схемы являются: совмещение транспортных коммуникаций на одном горизонте; уменьшение перетонов экскаватора (или даже их исключение).

Недостатки технологической схемы: необходимость перемещения экскаватора по взорванной горной массе; повышение удельного расхода ВВ вследствие взрывания массива в зажатой среде.

Рассматриваемая технологическая схема целесообразна при выдержанном залегании угольных пластов по простиранию.

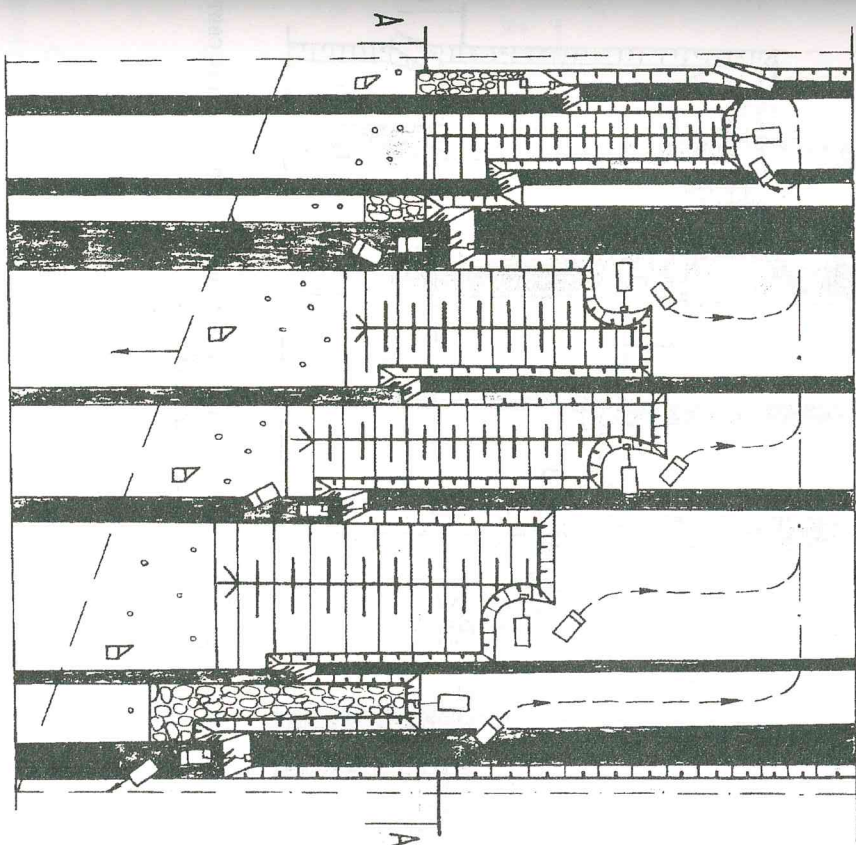
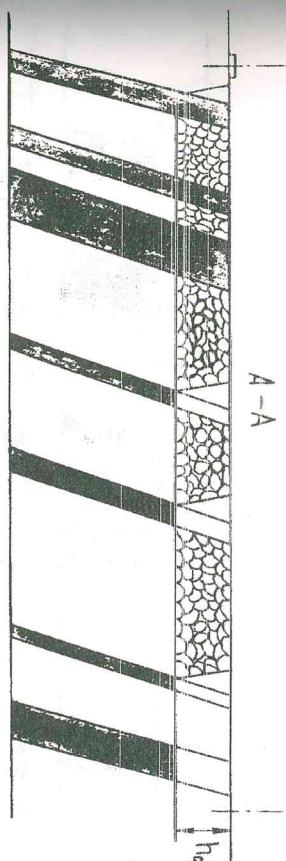


Рис. 6.2. Технология опережающей выемки свиты угольных пластов экскаваторами типа «обратная лопата» и разработки оставшихся вскрышных пород экскаваторами «прямая лопата»

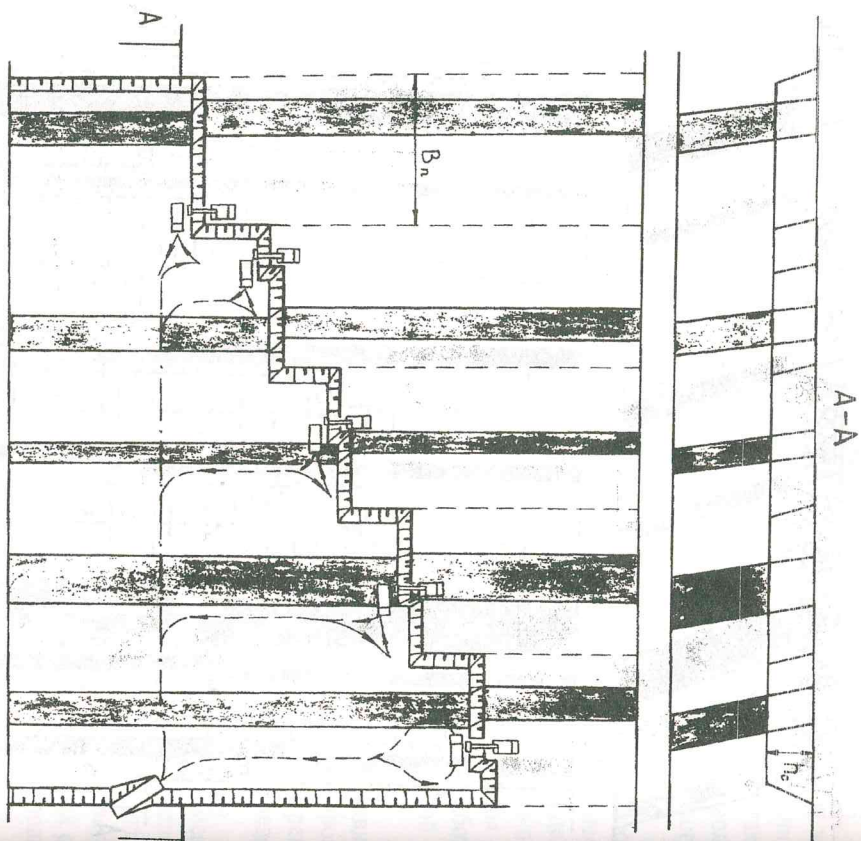


Рис. 6.3. Технология обработки слоя панелями вдоль простирания свиты угольных пластов

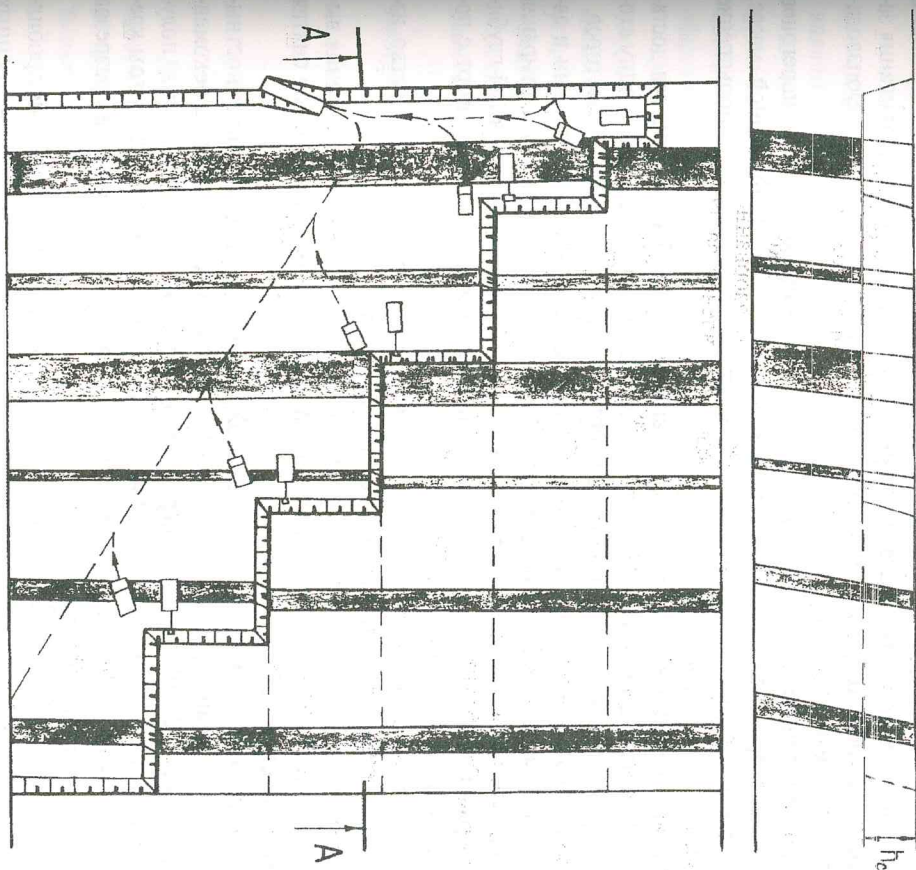


Рис. 6.4. Технология обработки слоя панелями вкрест простирания угольных пластов с погрузкой на уровне стояния экскаватора

Обработку слоя вкрест простирания свиты осуществляют в следующем порядке.

Карьерное поле вкрест простирания свиты делится на экскаваторные блоки — панели. Формирование фронта работ ведется путем последовательного ввода экскаваторных забоев с опережением первого по отношению к последующему на расстояние не менее

$$L_{оп} = R_{ч\max 1} + R_{ч\max 2} + e. \quad (6.2)$$

Положительными качествами схемы являются: высокое качество и полнота извлечения угля вследствие перпендикулярности подвигания забоя, наличие одного транспортного горизонта, повышение производительности экскаваторов.

Отрицательные стороны схемы: увеличение количества перегонных экскаваторов, перемещение экскаваторов по взорванной горной массе, взрывание массива в захватой среде, что влетает за собой повышение стоимости взрывных работ.

Целесообразность применения данной схемы обуславливается достаточно большой шириной карьерного поля с падением пластов в одну сторону, позволяющей расположить необходимое количество экскаваторов.

Обработка слоев рыхлителями в комплексе с автопогрузчиками и автосамосвалами может осуществляться ланделами вкрест простирания свиты. Обработка слоев ведется стружками $l_{\text{рел}}$ толщиной, равной глубине рыхления. Погрузка угля и пород производится в автотранспорт с помощью автопогрузчиков.

Преимуществами схемы являются: высокая полнота и качество извлечения угля; отсутствие буровзрывных работ.

Недостатки схемы: переизмельчение угля вследствие движения выемочных средств и средств транспорта по поверхности слоя после снятия кахлой стружки.

Возможность применения данной схемы определяется прочностными свойствами горных пород и их структурой. В соответствии с рекомендациями [12] рыхлители эффективно применять для рыхления подоскальных и сильно трещиноватых скальных пород с коэффициентом крепости $f \leq 8$. Такие условия имеют место на верхних горизонтах разрезов «Талдинский», «Уропский».

Обработка слоев экскаваторами в комплексе с передвижными дробилками и конвейерами технологически мало отличается от рассмотренных выше схем с расположением транспорта на нижней площадке слоя. Возможна возможность применения такой схемы связана с общей технологией обработки месторождения – по поточной или циклично-поточной технологии.

Выбор рациональной схемы обработки слоя для конкретных условий месторождения производится путем сравнения по технико-экономическим показателям.

6.2. Основные параметры слоевой технологии и методические основы их определения

Общими параметрами слоевой технологии различных ее вариантов являются мощность слоя в пределах свиты пластов, высота уступа в безугольных зонах за пределами свиты пластов и площадь зоны работы единицы выемочного оборудования. Эти параметры определяют эффективность технических средств выемки (экскаваторов, погрузчиков и т.п.) и эффективность обработки месторождения.

Мощность слоя является одним из наиболее важных элементов систем разработки. Известно, что минимальные эксплуатационные расходы достигаются при максимальной возможной высоте уступа. В то же время в условиях Кузбасса качественная обработка свиты пластов требует проведения раздельной выемки, которая ограничивает высоту уступа техническими возможностями выемочной техники, условиями выемки и размерами потерь.

Установление мощности разрабатываемого слоя осуществляется по следующим критериям:

- устойчивости угольных слоев при выемке;
- условию следования траектории черпания выемочного средства контактам «уголь-порода»;
- условию направления ковш экскаватора за одно черпание;
- прибыли от разработки месторождения.

Для определения мощности слоя по критерию устойчивости использована расчетная схема I-ВНИИМИ [18], суть которой изложена подробно во многих литературных источниках. Устойчивая высота откоса рассчитывается по формуле

$$h_{\text{ст}} = \frac{2K_n \lg(45^\circ + \frac{\rho}{2}) 10^{-3}}{\gamma(1 - \text{ctg} \phi \lg \psi_n)}, \quad (6.3)$$

где $h_{\text{ст}}$ - устойчивая высота откоса, м; K_n - сцепление породы (угля), МПа; ρ - угол внутреннего трения породы (угля), град; γ - объемная масса породы (угля), МН/м³; ϕ - угол откоса уступа, град; ψ_n - угол сдвига по контакту слоев, град.

$$\psi_n = \arctg(\lg \rho_n + \frac{K_n}{G_{\text{сп}}}) \approx 24^\circ \quad (6.4)$$

Результаты расчета предельной мощности слоев в зависимости от физико-механических свойств угольного пласта и угла его падения для условий бесконечной длины откоса представлены в табл. 6.1.

Таблица 6.1
Предельная мощность слоя по условиям устойчивости угольного пласта

Сцепление по контактам, т/м ²	Угол падения пласта, град							
	30	40	50	60	70	80	90	
1,0	12,2	6,1	4,6	3,9	3,5	3,1	2,9	
1,5	18,3	9,2	6,9	5,8	5,2	4,7	4,4	
2,0	24,4	12,2	9,2	7,8	6,9	6,3	5,8	
2,5	30,5	15,3	11,5	9,7	8,6	7,9	7,3	
3,0	36,5	18,3	13,8	11,7	10,4	9,4	8,7	
3,5	42,7	21,4	16,1	13,6	12,1	11,0	10,2	
4,0	48,8	24,4	18,4	15,6	13,8	12,6	11,6	

При конечной длине откоса вскрываемого (обнажаемого) угольного пласта устойчивость сохраняется в зависимости от величины обнажения по простиранию при следующих значениях мощности слоя и вертикальном откосе (рис. 6.5) [16].

При углах падения угольного пласта менее 90° предельные значения высоты устойчивого откоса соответственно увеличиваются. Условие сдвигания траектории черпания выемочного средства под углом падения вынимаемого пласта обеспечивается при следующем значении мощности слоя:

$$tg\alpha = h_{yp} / (R_{y\max} - R_{y\min}) \quad (6.5)$$

$$\text{Откуда } h_{yp} = tg\alpha (R_{y\max} - R_{y\min}), \quad (6.6)$$

$$\text{но } h_{yp} \leq h_{y\max} \text{ при } R_{y\max} \text{ и } (R_{y\min} + h_{yp} / tg\alpha) \geq R_k + l, \quad (6.7)$$

где h_{yp} - мощность слоя по условию прочерпывания контакта «уголь-порода», м; $R_{y\max}$, $R_{y\min}$ - максимальный и минимальный радиусы черпания экскаватора, м; $h_{y\max}$ - максимальная высота черпания экскаватора, м; α - угол падения пласта, град; R_k - радиус вращения кузова экскаватора, м.

Значения предельной мощности слоя по данному критерию с учетом графических построений для различных типов экскаваторов приведены в табл. 6.2.

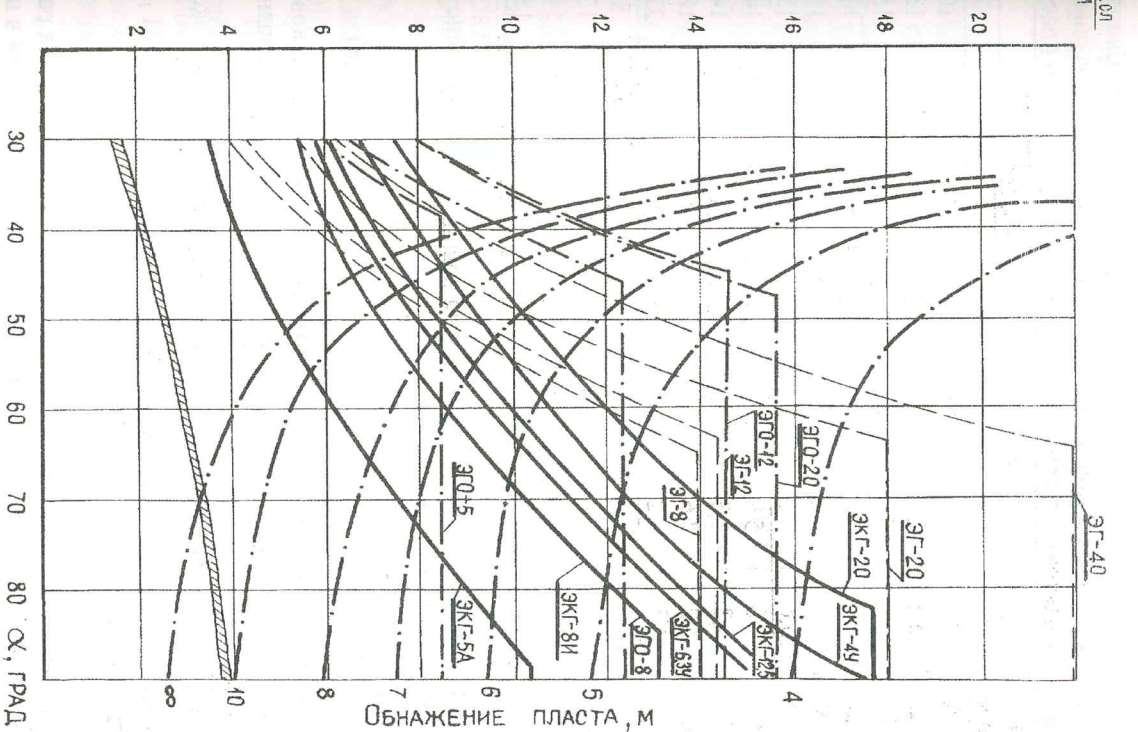


Рис. 6.5. Зависимость высоты уступа ($h_{уст}$) от типа выемочно-погрузочного оборудования, обнажения пласта ($L_{об}$) и угла падения пласта (α): — по прочерпыванию контакта «уголь-порода»; —•— по устойчивости угла на контактах с породой; штрих — по заполнению ковша за одно черпание

Таблица 6.2
Предельные значения мощности отработываемого слоя по условиям следования тракторной черпалки плоскости падения угольного пласта

Тип экскаватора	Угол падения пласта, град							
	30	40	50	60	70	80	90	
ЭКГ-5А	3,5	4,3	5,5	6,3	7,7	9,0	10,3	
ЭКГ-8И	5,1	6,3	7,7	8,7	10,5	12,1	13,2	
ЭКГ-12,5	5,7	7,2	8,6	10,1	12,0	13,6	15,0	
ЭКГ-20	7,2	9,1	11,0	12,5	15,0	15,0	17,9	
ЭКГ-4У	6,5	8,2	9,7	11,0	12,3	14,4	17,6	
ЭКГ-6,3У	5,6	7,0	8,5	7,8	10,8	12,8	15,6	
ЭГ-8	4,0	5,9	8,3	12,1	14,0	14,0	14,0	
ЭГ-12	4,3	6,3	8,9	12,9	14,5	14,5	14,5	
ЭГ-20	5,2	7,6	10,7	15,6	18,0	18,0	18,0	
ЭГ-40	6,3	9,2	13,1	19,0	22,0	22,0	22,0	
ЭГО-5	6,3	8,6	8,6	8,6	8,6	8,6	8,6	
ЭГО-8	6,7	9,7	12,3	12,3	12,3	12,3	12,3	
ЭГО-12	7,9	11,6	14,5	14,5	14,5	14,5	14,5	
ЭГО-20	7,9	11,5	15,4	15,4	15,4	15,4	15,4	

Мощность слоя по условию наполнения ковша за одно черпание может быть определена по В.В. Ржевскому [4].

$$N_{сл} = \frac{EK_H}{6IK_{PK}} K_P, \quad (6.8)$$

где E - вместимость ковша, m^3 ; K_H - коэффициент наполнения ковша, t -соответственно, ширина и толщина снимаемого слоя при черпании, m ; $6IK_{PK}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; $P_{ЛН}$ - усилие на подъемном канате экскаватора, $МПа$; $P_{ЭГ}$ - паспортная трудность экскавации, $МПа \cdot m^2$.

При селективной отработке угольных пластов режущая кромка рабочего органа экскаватора движется по напластованию отделностей в пласте. При этом угол откоса уступа (забой) совпадает с углом падения пласта и высота забоя равна:

$$h_{3H} = \frac{EK_H \sin \alpha}{6IK_{PK}} K_P, \quad (6.9)$$

где α - угол падения пласта, град.

В табл. 6.3 сведены значения максимальных мощностей стружек для различных типов экскаваторов.

Таблица 6.3

Значения максимальных размеров стружек для различных типов экскаваторов						
Параметры стружки	Тип экскаваторов					
	ЭКГ-4И	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5	ЭКГ-6,3Ус	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5
Мощность (t), м	0,40	0,41	0,51	0,51	0,54	0,77
Ширина (в), м	2,0	2,1	2,2	2,4	2,6	3,0
Сечение стружки (в), m^2	0,8	0,86	1,12	1,22	1,46	2,31

Минимальное значение мощности слоя по условию наполнения ковша за одно черпание приведено в табл. 6.4

Таблица 6.4

Минимальное значение мощности разрабатываемого слоя							
Тип экс- каватора	Угол падения пласта, град						
	30	40	50	60	70	80	90
ЭКГ-4И	1,78	2,28	2,70	3,07	3,35	3,50	3,57
ЭКГ-4,6	1,90	2,40	2,90	3,28	3,60	3,70	3,80
ЭКГ-5	1,59	2,04	2,40	2,70	3,00	3,12	3,20
ЭКГ-6,3ус	1,84	2,36	2,80	3,17	3,46	3,60	3,70
ЭКГ-8И	1,95	2,50	2,97	3,36	3,67	3,80	3,90
ЭКГ-12,5	1,93	2,47	2,93	3,32	3,63	3,78	3,86

Наибольшее значение минимальной мощности слоя по условию наполнения ковша за одно черпание для рассмотренных типов экскаваторов равно 3,86 м.

Из полученных значений мощности слоя, рассчитанных по указанным критериям, определяющим является мощность слоя по критерию устойчивости. Причем должно выполняться условие

$$h_{y \text{ нр}} \geq h_{cy} \geq h_{3H}. \quad (6.10)$$

За базовое значение мощности слоя принимается высота уступа, устанавливаемая Правилами технической эксплуатации:

$$h \leq 1,5H_{чпик}. \quad (6.11)$$

Экономически целесообразная мощность слоя устанавливается путем сравнения с базовой. Граничным условием является равенство убытков и прибыли от уменьшения мощности слоя по отношению к базовой величине. С уменьшением мощности слоя до определенной величины, определяемой условиями следования траектории черпания линии падения пласта и наполнения ковша за одно черпание, создаются наиболее благоприятные условия для качественной отработки месторождения. В результате чего повышается коэффициент извлечения полезного ископаемого, уменьшается объем пустых пород, присекаемых в процессе выемки угля. Вместе с этим снижается эффективность буровзрывных работ, транспорта (при ж.д. транспорте) и экскавационных работ. По всей видимости, должно существовать оптимальное значение мощности слоя, при котором достигается равенство убытков и прибыли от снижения мощности слоя относительно базового значения. Тогда преимуществом нового варианта явится рациональное использование запасов полезного ископаемого, потребительская стоимость которого по мере истощения запасов возрастает.

Влияние высоты разрабатываемого слоя на производительность выемочных средств устанавливается следующим образом. Пусть имеется слой мощностью h , ширина экскаваторной заходки A_3 , угол откоса забоя β и некоторый объем горного массива, подлежащий выемке V_{2u} . Тогда экскаватор при отработке объема пройдет путь

$$L_T = \frac{V_{2u}}{A_3 h} \sin \beta \quad (6.12)$$

Учитывая, что экскаватор во время перемещения не совершает полезной работы, отношением дополнительного времени Δt_{TP} на перемещение к общему фонду рабочего времени $T_{pф}$ можно оценить уровень снижения его производительности.

Время на перемещение экскаватора

$$t_{TP} = \frac{L_T}{V_{пер}}, \quad (6.13)$$

где $V_{пер}$ - средняя скорость перемещения экскаватора в процессе выемки, км/ч.

$$\frac{\Delta t_{TP}}{T_{pф}} = K_{TP}, \quad (6.14)$$

K_{TP} - коэффициент снижения (повышения) производительности экскаватора.

Разрабатываемый объем массива представляет собой свиту с чередованием угля и пород.

$$V_{св} = M_{св} H_{гр} L_{св}. \quad (6.15)$$

Объем извлекаемого угля из свиты

$$V_y = K_u K_y V_{св}, \quad (6.16)$$

где K_u - коэффициент извлечения угля из свиты, K_y - угленосность свиты.

Снижение производительности экскаватора повлечет за собой удорожание 1 м³ горной массы. Считая, что в принципе возможно одновременное рыхление горного массива на нескольких горизонтах, зависимость эффективности буровзрывных работ от мощности слоя ищем. Для усредненных условий В.В.Ржевским [4] предложена приближенная зависимость потерь угля от высоты уступа

$$K_u = 3,5 + 0,5h_y \quad (6.17)$$

и, следовательно, коэффициент извлечения составит

$$K_u = 1 - \frac{K_y}{100\%}. \quad (6.18)$$

Коэффициент разубоживания угля породой зависит от высоты уступа следующим образом:

$$R = \frac{8 + 0,5h_y}{100}, \quad (6.19)$$

$$\text{но } R = \frac{V_u}{V_u + V_y} = \frac{1}{1 + \frac{V_y}{V_u}}. \quad (6.20)$$

Принимая зольность разубоживающей породы равной 100 %, получим следующее отношение выражения зольности добываемого угля через высоту уступа:

$$R(V_u + V_y) = V_u, \quad RV_u + RV_y = V_u, \quad (6.21)$$

$$\text{откуда } V_y = \frac{V_u - RV_u}{R} = \frac{V_u - V_u}{R} = \frac{V_u}{R} - V_u. \quad (6.22)$$

Зольность разубоженного угля

$$A_{py}^0 = \frac{A_{vy}^0 \left(\frac{V_{II}}{R} - V_{II} \right) + A_{II}^0 \left(\frac{RV_y}{1-R} \right)}{\left(\frac{V_{II}}{R} - V_{II} \right) + \left(\frac{RV_y}{1-R} \right)} =$$

$$= \frac{A_{vy}^0 \left(\frac{RV_y}{(1-R)R} - \frac{RV_y}{(1-R)} + A_{II}^0 \frac{RV_y}{(1-R)} \right)}{\frac{RV_y}{(1-R)R} - \frac{RV_y}{(1-R)} + \frac{RV_y}{(1-R)}} =$$

$$= \frac{A_{vy}^0 \left(\frac{V_y}{1-R} - \frac{RV_y}{1-R} \right) + A_{II}^0 (1-R)}{\frac{V_y}{1-R} - \frac{RV_y}{(1-R)} + \frac{RV_y}{(1-R)}} =$$

$$= \frac{A_{vy}^0 \frac{V_y}{(1-R)} (1-R) + A_{II}^0 \frac{RV_y}{(1-R)}}{\frac{V_y}{1-R}} =$$

$$= \frac{A_{vy}^0 (1-R) + A_{II}^0 R}{1} = A_{vy}^0 (1-R) + A_{II}^0 R. \quad (6.23)$$

Или $A_{py}^0 = \left(1 - \frac{8 + 0,5h_y}{100} \right) + A_{II}^0 \left(\frac{8 + 0,5h_y}{100} \right).$

Оптовая цена 1 т реализуемого угля определяется по формуле [20]

$$C_p = C_{IIp} \left[1 + 0,025 (A_{IIp}^0 - A_{py}^0) \right], \quad (6.24)$$

где C_{IIp} - средневзвешенная прейскурантная цена 1 т угля, р.; A_{IIp}^0 - средневзвешенная прейскурантная зольность угля, %; A_{py}^0 - фактическая зольность добываемого угля, %.

Убыток от снижения высоты уступа по отношению к базовой вели-

чине $\frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} - \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3 (1 - K_{np})} (M_{CB} H_{TP} L_{CB}) = Y_{\gamma}. \quad (6.25)$

Прибыль от снижения высоты уступа (слоя)

$$(C_{p2} - C_2) V_{y2} - (C_{p1} - C_1) V_{y1} = \Pi, \quad (6.26)$$

где C_{p1} , C_{p2} - стоимость 1 т реализованного угля при базовой и уменьшенной высоте уступа, р.; C_1 , C_2 - себестоимость 1 т угля при базовой и уменьшенной высоте уступа, р.

$$\Pi = (C_{p2} - C_2) K_{II2} K_y V_{CB} \rho_y - (C_{p1} - C_1) K_{II1} K_y V_{CB} \rho_y, \quad (6.27)$$

но $C_2 = C_1 + \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1 - K_{np}} - 1 \right), \quad (6.28)$

тогда $n = \left\{ C_{p2} - \left[C_1 - \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1 - K_{np}} - 1 \right) \right] \right\} K_{II2} K_y V_{CB} \rho_y -$

$$- (C_{p1} - C_1) K_{II1} K_y V_{CB} \rho_y \quad (6.29)$$

или $n = \left[C_{p2} - C_1 - \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1 - K_{np}} - 1 \right) \right] K_{II2} K_y V_{CB} \rho_y -$

$$- (C_{p1} - C_1) K_{II1} K_y V_{CB} \rho_y; \quad (6.30)$$

$$\gamma_y K_y V_{CB} K_{II2} C_{p2} - \gamma_y K_y V_{CB} K_{II2} C_1 - \frac{\gamma_y K_{II2} K_y V_{CB} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \times$$

$$\times \left(\frac{1}{1 - K_{np}} - 1 \right) - \rho_y K_{II1} K_y V_{CB} C_{p1} + C_1 K_{II1} K_y V_{CB} \rho_y = \Pi. \quad (6.31)$$

$$\rho_y K_y V_{CB} (C_{p2} K_{II2} - C_{p1} K_{II1}) + C_1 K_y V_{CB} \rho_y (K_{II1} - K_{II2}) -$$

$$-\frac{\rho_y K_{H2} K_y V_{CB} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) = \Pi \quad (6.32)$$

$$\text{или } V_{CB} K_y \rho_y [\Pi_{P2} K_{H2} - \Pi_{P1} K_{H2} + C_1 (K_{H1} - K_{H2})] -$$

$$-\frac{K_{H2} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) = \Pi; \quad (6.33)$$

$$\frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(1 - \frac{1}{K_{TP}} \right) V_{CB} \leq V_{CB} K_y \rho_y \times \left[\Pi_{P2} K_{H2} - \Pi_{P1} K_{H1} + \right. \\ \left. + C_1 (K_{H1} - K_{H2}) - \frac{K_{H2} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) \right]; \quad (6.34)$$

$$V_{CB} \{ K_y \rho_y [\Pi_{P2} K_{H2} - \Pi_{P1} K_{H1} + C_1 (K_{H1} - K_{H2})] - \\ - \frac{K_{H2} S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) - \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) \} \geq 0, \quad (6.35)$$

где V_{yz} -объем извлекаемого угля при уменьшенной высоте уступа.

$$C_1 = \frac{C_{TM} V_{TM}}{V_y} = \frac{C_{TM} (K_{CB} V_y + V_y)}{V_y} = \\ = \frac{C_{TM} V_y (K_{CB} + 1)}{V_y} = C_{TM} (K_{CB} + 1), \quad (6.36)$$

где C_{TM} - стоимость извлечения 1 м³ горной массы, р./м³, S_{MC} - стоимость машиносмены экскаватора, р.; Q_{CM}^3 - сменная производительность экскаватора при базовой мощности слоя (уступа).

Оптимальное значение мощности слоя должно удовлетворять условию $\Pi \geq V_y$. В общем виде это условие имеет вид

$$\frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(1 - \frac{1}{K_{TP}} \right) (M_{CB} H_{TP} L_{CB}) =$$

$$= \left\{ \Pi_{P2} - \left[C_{TM} (K_{CB} + 1) + \frac{S_{MC}}{Q_{CM}^3} \left(\frac{1}{1-K_{TP}} - 1 \right) \right] \right\} \times$$

$$\times V_{YT} \gamma_y - \{ \Pi_{P1} - C_{TM} (K_{CB} + 1) \} V_{Y1} \rho_y. \quad (6.37)$$

$$\text{Но } K_{TP} = \frac{Q_{CM}^E \sin \beta}{A_3 V_{ПЕР} T_{P\phi}} \left(\frac{1}{h_{y2}} - \frac{1}{h_{y1}} \right), \quad (6.38)$$

где V_{TM} - объем горной массы в свите; $V_{ПЕР}$ - средняя скорость перемещения экскаватора, м/с; β - угол откоса забоя, град.; A_3 - ширина экскаваторной заходки, м; $T_{P\phi}$ - рабочий фонд времени экскаватора в смену, с; Q_{CM}^E - сменная производительность экскаватора при базовой высоте уступа; h_{y1} , h_{y2} - мощность слоя при базовом и новом варианте соответственно, м; ρ_y - плотность угля, т/м³.

$$\Pi_{P2} = \Pi_{TP} [1 + 0,025 (A_{TP}^0 - A_2^0)], \quad (6.39)$$

$$\Pi_{P1} = \Pi_{TP} [1 + 0,025 (A_{TP}^0 - A_1^0)], \quad (6.40)$$

$$A_2 = A_{yY} (1 - R_2) + A_{TP} R_2, \quad (6.41)$$

$$A_1 = A_{yY} (1 - R_1) + A_{TP} R_1, \quad (6.42)$$

где A_{yY} - зольность чистых пачек угля, %; A_{TP} - зольность присекаемой породы, %; R_2 - коэффициент разубоживания при пониженной высоте слоя.

$$R_2 = \frac{S + 0,5 H_{y2}}{100}; \quad R_1 = 0,08 + 0,005 H_{y1}. \quad (6.43)$$

$$\text{Или } A_2 = A_{yY} (0,92 - 0,005 h_{y2}) + A_{TP} (0,08 + 0,005 h_{y2}); \quad (6.44)$$

$$A_1 = A_{yY} (0,92 - 0,005 h_{y1}) + A_{TP} (0,08 + 0,005 h_{y1}); \quad (6.45)$$

$$K_{H2} = 1 - 0,01(3,5 + 0,5 h_{y2}) = 0,965 - 0,005 h_{y2}; \quad (6.46)$$

$$K_{H1} = 0,965 + 0,005 h_{y1}. \quad (6.47)$$

При принятии решения о мощности слоя в пределах свиты пластов угол падения пласта принимается как средневзвешенная величина по свите. В пределах слоя желательно применять однотипное выемочное оборудование. При разнотипном оборудовании экономически целесообразна высота слоя определяется с дифференциацией по типам оборудования и долевого участию в общем объеме выполняемых работ.

Анализ зависимостей (рис. 6.5) показал, что в диапазоне углов падения пластов 51 - 90° определяющим фактором при неограниченной длине обнажения пласта по простиранию является устойчивость откоса. В диапазоне углов падения пластов 30-38° для экскаваторов ограничивающим фактором является обеспечение зачистки пласта на всю длину в пределах слоя, которая определяется рабочими параметрами экскаватора.

При ограничении длины обнажения пласта по простиранию до 4 м во всем диапазоне углов падения пластов фактором, ограничивающим мощность породугольного слоя для всех экскаваторов за исключением ЭГ-20 и ЭГ-40, является длина прочерпывания контакта «уголь-порода». Для экскаваторов ЭГ-20 и ЭГ-40 ограничивающим фактором в диапазоне углов падения пласта 58 - 90° является устойчивость пород и угля на их контактах.

Мощность породугольного слоя при отработке его экскаваторами без ограничения длины обнажения пласта по простиранию изменяется в следующих пределах: для экскаваторов типа ЭКГ с ковшом емкостью 5-20 м³ от 2,9 до 9,2 м, для гидравлических экскаваторов типа ЭГ с ковшем емкостью 8-40 м³ от 2,9 до 9,2 м, для гидравлических экскаваторов типа ЭГО с ковшом емкостью 6-20 м³ от 2,9 до 10,8 м.

При ограничении длины обнажения пласта по простиранию до 4 м мощность слоя изменяется следующим образом: для экскаваторов типа ЭКГ от 3,4 до 16,2 м, для гидравлических экскаваторов типа ЭГ от 4 до 17,5 м, для гидравлических экскаваторов типа ЭГО от 6,2 до 15,4 м.

По графику (рис. 6.5) можно определить также предельное обнажение пласта по простиранию для каждого типа экскаватора в различных условиях выемки угольного пласта.

Так для экскаватора ЭКГ-8И предельное обнажение пласта при углах падения 90°, 80°, 70°, 60°, 50° соответственно составит 4,7 м, 4,9 м, 5,8 м, 7,0 м, 9,2 м и без ограничения для пластов с углом падения < 44°.

Площадь поверхности слоя, приходящаяся на один экскаватор, определяется по формуле

$$S_3 = \frac{Q_{CM} N_{CM} \eta_{CM} (1 - K_{пр})}{H_{ст}}, \quad (6.48)$$

где S_3 - площадь поверхности слоя для одного экскаватора, м², $K_{пр}$ - коэффициент снижения производительности экскаватора при отработке свиты в зависимости от угленосности и сложности свиты.

$$K_{пр} = K_{пр}^y K_{пр}^u K_y + K_{пр,h} = (K_{пр,z}^{CB} + K_{пр,m}^{CB}) K_{пр}^u K_y + K_{пр,h}. \quad (6.49)$$

Анализ выражения (6.48) показывает, что значение S_3 в основном определяется величиной Q_{CM} и мощностью отрабатываемого слоя. Величина $K_{пр}$ при отработке свиты зависит в большей мере от угленосности и коэффициента извлечения угля из свиты и несущественно влияет на производительность экскаватора (1-3 %).

$$V_y = K_u K_y V_{св}, \quad (6.50)$$

$$K_{пр} = \frac{K_{пр}^y V_y + K_{пр,h} (V_{св} K_u K_y V_{св})}{V_{св}} = \frac{K_{пр}^y (V_{св} K_u K_y) + K_{пр,h} V_{св} - K_{пр,h} K_u K_y V_{св}}{V_{св}} =$$

$$= K_u K_y (K_{пр}^y - K_{пр,h}) + K_{пр,h}, \quad (6.51)$$

где $K_{пр}^y$ - коэффициент снижения производительности при выемке угольных пачек, $K_{пр} = K_{пр,z} + K_{пр,m}$; $K_{пр,z}$ - коэффициент снижения производительности экскаватора при зачистке угольного пласта; $K_{пр,m}$ - коэффициент снижения производительности экскаватора от дополнительных маневровых операций; $K_{пр,h}$ - коэффициент снижения производительности за счет понижения уступов по сравнению с базовой.

Коэффициент снижения производительности экскаватора при выемке угольного пласта определяют по дополнительным затратам времени на зачистку контактов уголь-порода и маневровые операции, выполняемые экскаватором. В расчете принимают среднюю мощность пласта по свите (математическое ожидание), по ней определяется снижение производительности на 1 м³ извлекаемого угля.

Приведенную величину коэффициента снижения производительности в целом по свите находят путем отнесения к горной массе, заключенной в свите. Количество раздельно извлекаемых слоев угля свиты опре-

делается количеством породных прослоев, выемка которых технически осуществима и экономически целесообразна.

Коэффициент снижения производительности экскаватора при зачистке угольного пласта определяют следующим образом:

$$K_{пр.з} = 1 - \frac{T'_{цз} - T'_{цб}}{T'_{цб}} = 1 - \left(\frac{T'_{цз}}{T'_{цб}} - 1 \right) = 2 - \frac{T'_{цз}}{T'_{цб}}, \quad (6.52)$$

где $T'_{цз}$ - продолжительность цикла экскавации при зачистке пласта, приходящаяся на 1 м³ зачистки, с; $T'_{цб}$ - продолжительность цикла экскавации при базовом варианте, приходящаяся на 1 м³ горной массы, с.

Коэффициент снижения производительности экскаватора при зачистке пластов в целом по свите

$$K_{пр.з}^{св} = \frac{K^3 V_{34ч} + (V_{св} - V_{34ч})}{V_{св}} = \frac{K'_{пр.з} V_{34ч} + V_{св} - V_{34ч}}{V_{св}} - \frac{V_{34ч} (K'_{пр.з} - 1)}{V_{св}} + 1 =$$

$$= 1 + \frac{V_{34ч}}{V_{св}} (K'_{пр.з} - 1), \quad (6.53)$$

где $V_{34ч}$ - объем зачистки по свите, $V_{св}$ - объем свиты.

$$V_{34ч} = V'_3 M_{св} K_y, \quad (6.54)$$

V'_3 - объем зачистки, приходящийся на 1 м³ геологических запасов угля.

$$V'_3 = \frac{2 \Delta m_3}{\lg \alpha m_H}, \quad (6.55)$$

где m_H - средняя мощность раздельно извлекаемой пачки угля; α - средневзвешенный угол падения пласта, Δm_3 - мощность слоев, снимаемого при зачистке пласта.

Для современного экскаваторного оборудования максимально возможная и экономически обоснованная раздельно извлекаемая мощность слоя составляет 0,25 м. Исходя из этого определяется средняя мощность раздельно извлекаемого слоя угля

$$m_{y.c.p} = \frac{\sum_{i=1}^n M_{iy}}{n_{py} + 1}, \quad (6.56)$$

где $\sum_{i=1}^n M_{iy}$ - суммарная мощность угольных слоев в свите, М; n_{py} - количество раздельно извлекаемых слоев угля.

Коэффициент снижения производительности от дополнительных маневровых операций, связанный с выемкой угольных пластов, распределяют следующим образом. Для средней мощности извлекаемого раздельно слоя угля определяют продолжительность цикла экскавации 1 м³ горной массы (угля) с учетом затрат времени на дополнительные маневровые операции.

$$T'_{цн} = \frac{T_{мо} + T_{э}}{V'_B} = \frac{T_{мо} + T_{э}}{m_{c'l'_B} N_y}, \quad (6.57)$$

$$\text{но } T_{э} = \frac{m_{c'l'_B} N_y}{E_K K_H} T_{цб}, \quad (6.58)$$

$$\text{тогда } T'_{цн} = \frac{T_{мо} + \frac{m_{c'l'_B} N_y T_{цб}}{E_K N_y}}{m_{c'l'_B} N_y} = \frac{T_{мо}}{m_{c'l'_B} N_y} + \frac{T_{цб}}{E_K K_H}, \quad (6.59)$$

где $T_{мо}$ - дополнительные затраты времени на маневровые операции при отработке пласта (пластов), попадающего во вскрышную заходку, приведенные к 1 м подвигания угольного забоя, определяются для конкретной технологической схемы выемки угольного пласта; $m_{c'l'_B}$ - мощность раздельно извлекаемого слоя угля.

Коэффициент снижения производительности экскаватора при выемке угольного слоя за счет увеличения затрат времени на маневровые операции определяют по выражению

$$K_{пр.м} = 1 - \frac{T'_{цм} - T'_{цб}}{T_{цб}} = 2 - \frac{T'_{цм}}{T_{цб}}, \quad (6.60)$$

Для траншейного (тупикового) забоя дополнительное время на маневровые операции, связанные с выемкой угля, можно определить по формуле

$$t_{MO} = \frac{2(R_q - l_{min})}{V_{пер} \epsilon_o}, \quad (6.61)$$

где ϵ_o - величина вскрытия угольного пласта по простиранию, м;
 R_q - радиус черпания экскаватора; l_{min} - максимальное приближение оси экскаватора к откосу траншеи, м; $V_{пер}$ - скорость передвижения экскаватора, м/с.

$$l_{min} = R_k + C, \quad (6.62)$$

где R_k - радиус вращения кузова экскаватора, м; C - допустимый зазор между кузовом и откосом траншеи, м.

Для фронтального (бокового) забоя дополнительное время на маневровые операции, связанные с выемкой угля, зависит от условий попадания пласта в заходку и может ориентировочно определяться по следующей формуле (для наиболее сложных условий выемки):

$$T_{MO} = \frac{2(A_z - R_q) + 2R_{q_{min}}}{V_{пер} LB_k}, \quad (6.63)$$

где A_z - ширина экскаваторной заходки, м; $R_{q_{min}}$ - минимальный радиус черпания экскаватора, м; B_k - ширина ковша экскаватора, м.

Коэффициент снижения производительности экскаватора от маневрирования в забое в целом по свите

$$K_{пр.м}^{CB} = 1 + \frac{V_y}{V_{CB}} (K_{пр.м} - 1), \quad (6.64)$$

$$\text{где } V_y - \text{объем угля в свите; } V_y = V_{CB} K_y K_n. \quad (6.65)$$

$$\text{Тогда } K_{пр.м}^{CB} = 1 + K_y K_n (K_{пр.м} - 1). \quad (6.66)$$

Обобщенный коэффициент снижения производительности экскаватора по свите от раздельного извлечения угольных слоев свиты определяется:

$$K_{об}^{CB} = K_{пр.з}^{CB} + K_{пр.м}^{CB}. \quad (6.67)$$

Общая площадь снимаемого слоя определяют исходя из производительной мощности разреза по формуле

$$S = \frac{A_k}{h_{ст} \rho_y} (K_{CB} + 1), \quad (6.68)$$

где A_k - производительная мощность карьера по уголю, т; $h_{ст}$ - мощность отработываемого слоя, м; ρ_y - плотность угля, т/м³; K_{CB} - коэффициент вскрыши по свите, м³/м³.

Графически эта зависимость представлена на рис. 6.6.

6.3. Вариант слоевой технологии для I-й очереди разреза «Караканский Восточный»

Кузнецким филиалом НИИОГР совместно с Кузбассгипрошахтом выполнено техническое задание на разработку рабочего проекта разреза «Караканский Восточный». При этом первая очередь разреза «Караканский Восточный» предусматривалась в границах между 15 и 26 разведочными линиями (Дунавский участок). Разработка участка ведется по транспортно-технологии с применением экскаваторов ЭКГ - 12,5, ЭКГ - 6у в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 180 т. Проектная мощность участка по уголю составляет 4,5 млн т. Коэффициент рабочей угленасыщенности 12 - 15 %. Мощность пластов колеблется от 2,41 до 21,9 м. Все пласты сложного строения.

По предлагаемой слоевой технологии вскрытие предусматривается так же, как и по основному проекту, то есть северной, южной и западной траншеями (рис. 6.7).

Отработка участка осуществляется горизонтальными слоями. Один слой в пределах карьерного поля отработывается в течение одного года. Средневзвешенная мощность слоя принята равной 7,5 м. Вскрытие горизонта (слоя) осуществляется проходкой разрезного котлована из северной траншеи в направлении к восточному борту (зона «0»).

По мере отработки зоны «0» осуществляется выемка угля из пласта К6 и начинается разработка зоны «1», включающей в себя пласты К6, К7, К8. Одновременно с отработкой зоны «1» проводится транспортная траншея у восточного борта и отработка безугольной зоны «4». Со стороны западной траншеи проходится транспортная траншея в сторону южного заезда и разрезная траншея со стороны висячего бока пласта К5.

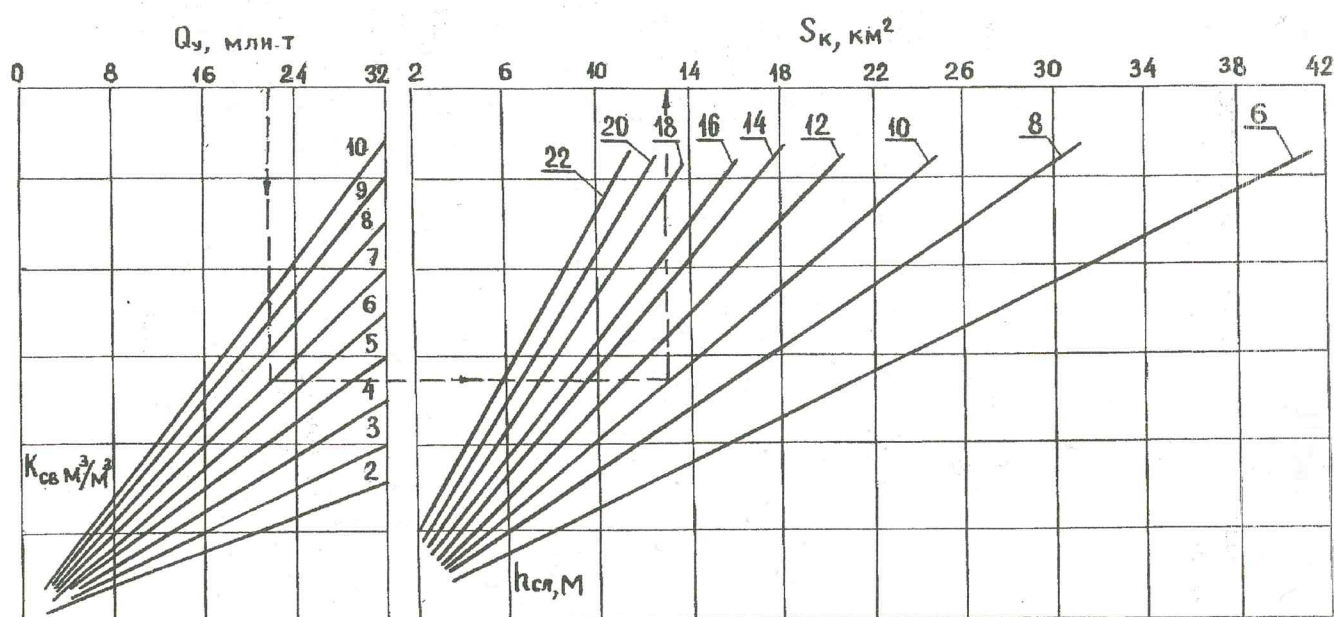


Рис. 6.6. Зависимость производственной мощности карьера от коэффициента вскрыши по свите и мощности разрабатываемого слоя

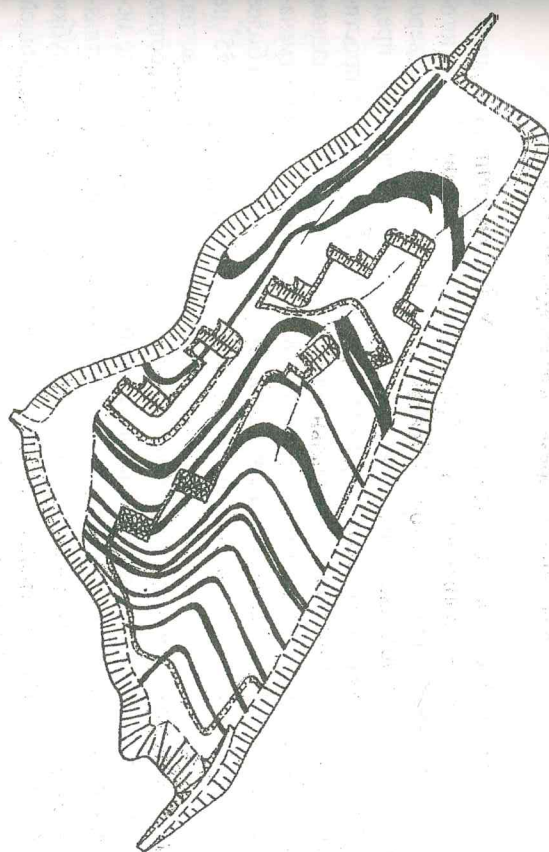


Рис. 6.7. Вариант отработки поля разреза «Караканский Восточный»

Отработка безугольной зоны «4» и угленасыщенной зоны «5» от П осевой линии в сторону западной траншеи ведется продольными панелями.

Смещение забоев в панелях относительно друг друга позволяет от- рабатывать почти всю гамму угольных пластов месторождения.

К моменту подхода транспортных траншей с западного и восточного бортов к южному заезду здесь должно быть закончено вскрытие слоя и подготовлен фронт работ по отработке зоны «3». По мере отработки уг- ленасыщенной зоны «5» вдоль П осевой линии в сторону западной тран- шеи начинается выемка угольных пластов зоны «5» к восточному борту. При этом отработка ведется следующим образом.

Со стороны высящего бока пласта или группы пластов проводится опережающая траншея с последующей выемкой угля и оставшейся поро- ды междупластий. После создания кольцевой транспортной связи между капитальными въездными траншеями начинается глубокая отработка зо- ны «2» с оставшейся частью пластов К5, К4, К3, К2 и зоны «3» с пласта- ми 2 вис, 4, 4а. Выявободившиеся экскаваторы перегоняются в исходные положения. Отработка нижележащего слоя ведется в аналогичной после- довательности. Отработка месторождения по данной технологии обеспе- чивает усреднение зольности до 16,9 % в месяц при колебании зольности пластов от 6,9 до 23,7 %.

6.4. Вариант слоевой технологии обработки месторождения в границах разреза «Караканский I - 2»

Карьерное поле участка заключено между 3 разведочной линией в западной части месторождения и 25 (III) разведочной линией в юго-восточной части поля. Участок «Караканский I - 2» занимает северо-западную часть Караканской синклинали. Караканская синклиналь представляет собой крупную асимметричную складку. Длина ее по простиранию 20 - 21 км, ширина в центральной части - 1,5 км. Юго-западное крыло более крутое с углами падения 60 - 85°. Выполаживание отмечается в районе (911) и 2 разведочных линий. Северо-восточное крыло более пологое, углы падения пластов от 5 - 10° вплоть до синклинали до 25 - 55° на выходах. В границах участка «Караканский I - 2» разведано 16 пластов, из которых кондиционными являются 12 пластов со средней мощностью от 3,06 до 21,35 м. Строение пластов сложное. Угли в рядовом виде используются как энергетическое топливо. Вскрытие участка осуществляется двумя фланговыми траншеями - северной и южной. По мере углубки работ предусмотрено строительство западной траншеи, позволяющей вскрыть пласты K2 - K2^a и K1 до +180 м.

Вскрытие карьерного поля по предлагаемому варианту целесообразно начинать с северо-западной стороны в центральной части синклинали свиты путем строительства траншеи внешнего заложения, последующих проходок центральной (осевой) траншеи, северной и южной разрезных траншей. Северную и южную траншеи проходят по контуру нарушения в центральной части.

Обработку северной и южной частей карьерного поля производят поперечными панелями в направлении от центральной (осевой) траншеи к северу и югу месторождения (рис. 6.8).

В качестве выемочного средства принят экскаватор ЭКГ - 12,5 с погрузкой горной массы в автотранспорт (автосамосвалы грузоподъемностью 110 - 180 т). Мощность обрабатываемого горизонтального слоя принята равной 10 м. Для достижения производительной мощности разреза 10 млн т необходима площадь карьерного поля (S_K):

$$S_K = \frac{Q_{\text{гм}}}{h_{\text{сг}}} = Q_v K_v + \frac{Q_y}{\rho_y} =$$

$$= \frac{10 \cdot 3,57 + \frac{1,35}{10}}{10} = 4,31 \text{ млн м}^2 = 4,31 \text{ км}^2.$$

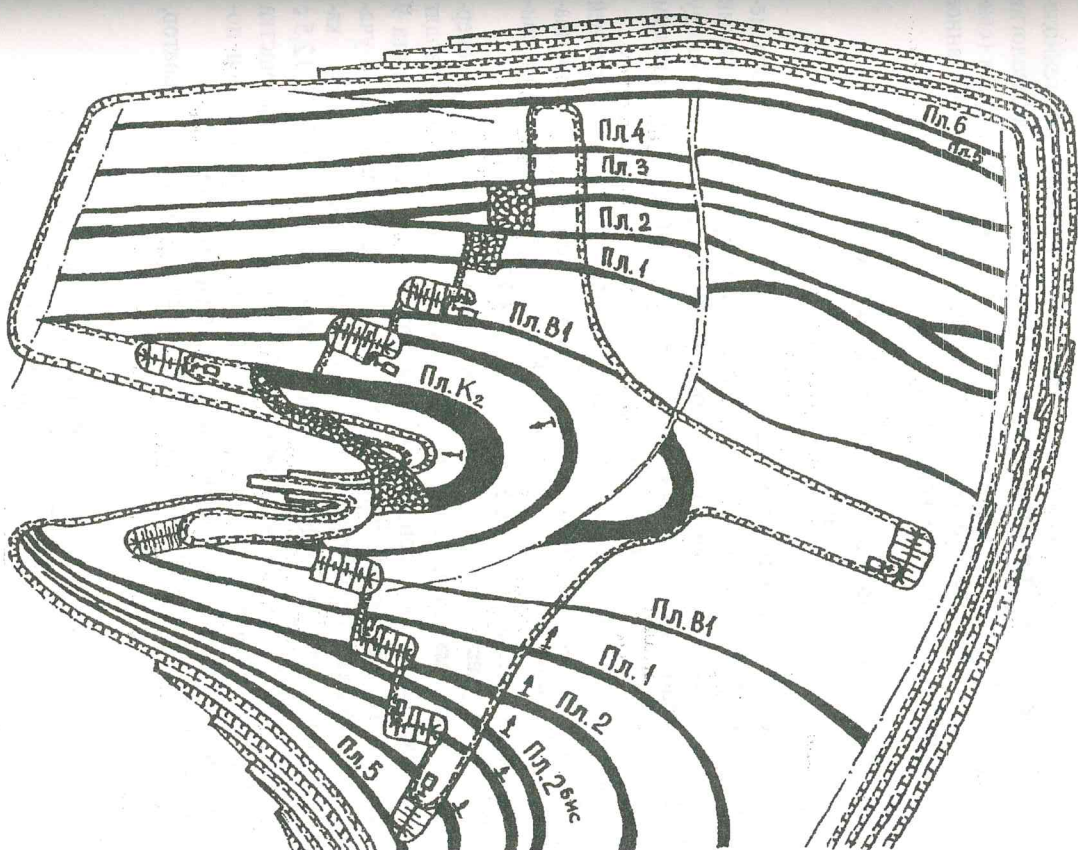


Рис. 6.8. Вариант слоевой технологии обработки поля разреза «Караканский I - 2»

Число экскаваторов для обработки слоя в пределах свиты составляет согласно расчетам

$$N_э = \frac{S_K}{S_э} = \frac{4,31}{0,3} = 14,3.$$

Принято 15 экскаваторов ЭКГ-12,5.

Площадь карьерного поля при отработке по традиционной технологии составляет 33 км², т.е. отработка поля разреза по новой технологии будет вестись блоками по 4,31 км² на всю ширину карьерного поля (свиты). Такая этапность разработки позволяет использовать выработанное пространство для размещения вскрышных пород.

6.5. Вариант слоевой технологии отработки участка «Новоказановский»

Участок «Новоказановский» расположен на юге Ерунаковского месторождения. В качестве объекта для проработки варианта технологии отработки горизонтальными слоями принято поле, заключенное между VII-VIII разведочными линиями на западе и Жерновским поисковым профилем на востоке месторождения.

Угленосная толща участка содержит 17 угольных пластов со средней мощностью 19,76 м. Мощность свиты 2092 м. Средний угол падения пластов свиты 55° и изменяется от 25° до 75°. Коэффициент вскрыши по свите 5,3 м³/м³ и изменяется в пределах участка от 3,73 до 5,89 м³/м³.

Вскрытие участка осуществлено двумя траншеями: южной и северной (рис. 6.9). Вскрытие слоев свиты по мере отработки производят скользящими заездами. Производственная мощность участка принята 9 млн т угля в год. Карьерное поле в пределах свиты разделено на 14 участков, каждый из которых обрабатывается одним экскаватором. В качестве выемочного оборудования используют экскаватор ЭКГ-12,5 с погрузкой горной массы на автотранспорт. В пределах каждого участка экскаватор осуществляет отработку слоя с выделением угольных и породных составляющих. Мощность слоя принята равной 10 м.

Площадь поверхности слоя, приходящаяся на один экскаватор, равна:

$$S_{\text{эк}} = \frac{Q_{\text{год}} (K_{\text{св}} + 1)}{h_{\text{сл}} \rho_{\text{у}} N_{\text{э}}} = \frac{9 \cdot 10^6 (5,3 + 1)}{10 \cdot 1,35 \cdot 14} = 300000 \text{ м}^2$$

где $K_{\text{св}}$ - коэффициент вскрыши по свите, $K_{\text{св}} = 5,3 \text{ м}^3/\text{т}$; $h_{\text{сл}}$ - мощность отрабатываемого слоя, $h_{\text{сл}} = 10 \text{ м}$; $\rho_{\text{у}}$ - плотность угля, $\rho_{\text{у}} = 1,35 \text{ т}/\text{м}^3$; $Q_{\text{год}}$ - производственная мощность участка, $Q_{\text{год}} = 9 \text{ млн т}$; $N_{\text{э}}$ - количество работающих экскаваторов.

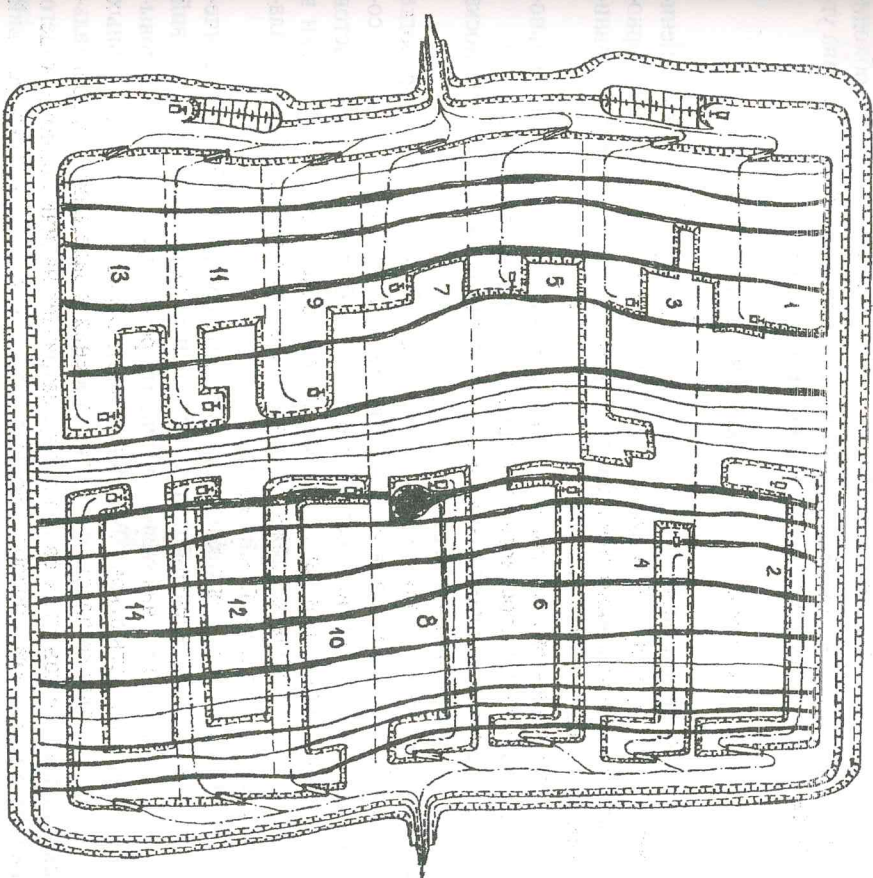


Рис. 6.9. Вариант отработки участка «Новоказановский»

$$N_{\text{э}} = \frac{Q_{\text{год}} (K_{\text{св}} + 1)}{\rho_{\text{у}} Q_{\text{э}}} = \frac{9 \cdot 10^6 (5,3 + 1)}{1,35 \cdot 3,2 \cdot 10^6} = 13,14$$

где $Q_{\text{э}}$ - годовая производительность экскаватора по горной массе, $Q_{\text{э}} = 3,2 \text{ млн м}^3$ (ЭКГ-12,5). Проектом принято $N_{\text{э}} = 14$.

После отработки слоя в границах свиты экскаваторы возвращаются в исходное положение. Разноса бортов за пределами свиты осуществляется по обычной технологии с возможной группировкой слоев. Один слой

ся по обычной технологии с возможной группировкой слоев. Один слой отрабатывается в течение года. Такой режим обуславливается необходимостью стабильной поставки угля всего диапазона марочного состава углей свиты, что обеспечивает стабильность экономики разреза.

6.6. Режим горных работ при слоевой технологии

Режим горных работ при применении различных технологий оценивается по методу В.В.Ржевского [21] применительно к горно-геологическим условиям Бачатского месторождения. В качестве сравнимых вариантов приняты:

- применяемая технология с вскрытием наиболее мощного угольного пласта свиты по простиранию и дальнейшей разноске бортов;
- отработка горизонтальными слоями в пределах свиты и разноска бортов по традиционной технологии.

Применяемая традиционная технология базируется на отработке мощных угольных пластов свиты. Поэтому вскрытие месторождения соответствует этой задаче, в результате чего отработка остальных пластов свиты носит попутный характер. Технологические условия их выемки в связи с этим довольно сложны, поскольку вскрытие маломощных пластов носит также случайный характер.

Учитывая, что доля таких пластов в свите составляет 30 %, увеличение полноты их извлечения путем улучшения технологических условий отработки позволит значительно улучшить режим горных работ и повысить эффективность открытых горных работ. Отработка свитых угольных пластов, как одного пласта сложного строения и залегания, горизонтальными слоями в контурах свиты предусматривает наличие одного общего рабочего горизонта, способствующего созданию благоприятных условий выемки маломощных угольных пластов. Такая технология обеспечивает снижение потерь угля в маломощных угольных пластах по сравнению с применяемой и позволяет более эффективно использовать горное и транспортное оборудование.

Анализ режима горных работ осуществлялся по горизонтам с глубиной погружения свиты.

Графики режимов горных работ для усредненного профиля разреза «Бачатский» (ранее им. 50-летия Октября) приведены на рис. 6.10.

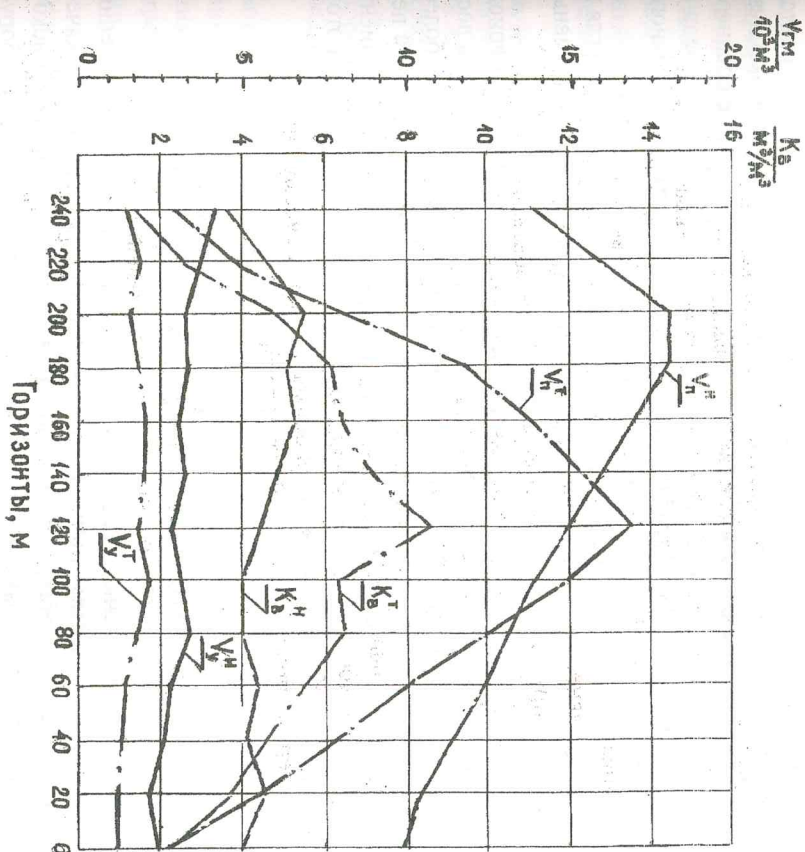


Рис. 6.10. Графики режимов горных работ: — — — при традиционной технологии; — при слоевой технологии

Анализ графиков показывает, что при существующей технологии в первый год эксплуатации (гор. +240) коэффициент вскрытия равен $1,27 \text{ м}^3/\text{м}^3$, на гор. +180 достигает своего максимума ($K_b=8,49 \text{ м}^3/\text{м}^3$), и затем наблюдается некоторое пикообразное снижение коэффициента вскрытия до $2,2 \text{ м}^3/\text{м}^3$ на момент полного погашения (гор. ±0).

При необходимости дальнейшего развития горных работ требуется реконструкция разреза. При отработке месторождения по слоевой технологии в граничных контурах карьера в первый год эксплуатации коэффициент вскрытия равен $3,47 \text{ м}^3/\text{м}^3$. В последующие годы при несущественном колебании по годам происходит его снижение на момент погашения до $3,97 \text{ м}^3/\text{м}^3$. По сравнению с базовой технологией слоевая отработка в начальный период увеличивает коэффициент вскрытия. Вместе с тем колебание его по годам эксплуатации несущественно, что способствует

ритмичной работе предприятия. К недостаткам такого режима относится довольно высокий коэффициент вскрыши в начальный период эксплуатации. Вместе с тем слоевая технология обеспечивает снижение среднего коэффициента вскрыши за счет повышения извлечения угля из недр с 5,48 м³/м³ до 4,54 м³/м³. Отрабатывается вся свята пластов до конечного горизонта, что улучшает условия для последующей реконструкции.

Сравнение объемов извлекаемого угля показывает, что потери угля в недрах при отработке месторождений горизонтальными слоями уменьшаются в 1,77 раза по сравнению с традиционной технологией.

Снижение текущего коэффициента вскрыши в начальный период при отработке месторождения горизонтальными слоями может быть достигнуто применением технологии с опережающей отработкой наиболее мощных угольных пластов свиты. Технология позволяет в начальный период разработки месторождения иметь незначительный коэффициент вскрыши ($K_e = 1,35 \text{ м}^3/\text{м}^3$), приближающийся к своему значению на этот же период при традиционной технологии.

6.7. Ритмичность добычи угля при отработке свит угольных пластов по слоевой технологии

Одно из требований, выдвигаемых при разработке месторождения горизонтальными нисходящими слоями, - обеспечение постоянства качественного состава и общего объема потока извлекаемого полезного ископаемого. Этот поток зависит от производительности выемочного оборудования, геометрии и структуры месторождения, направления развития горных работ относительно залежи угля. Задача данного исследования - оценка влияния этих основных факторов на соотношение между породой и углем в потоке горной массы при слоевой отработке карьерного поля.

Обозначим через K_v средний коэффициент вскрыши отрабатываемого слоя карьерного поля. Понятно, что постоянство соотношения объемов пород и угля в потоке определяется условием

$$K_v = K(t), \quad (6.69)$$

где $K(t)$ - текущий коэффициент вскрыши.

Выполнение равенства среднего коэффициента вскрыши текущему определяется следующей взаимозависимостью. Разобьем экскаваторный парк на две группы: экскаваторы первой группы извлекают уголь, экска-

ваторы второй группы - породу, причем суммарная производительность первой группы должна быть в K_B раз меньше, чем суммарная производительность «породных» экскаваторов. Тогда, очевидно, что $K(t) = K_B$. Отметим, что постоянство соотношения между породой и углем не означает постоянства объема извлекаемого угля, так как одному и тому же коэффициенту вскрыши может соответствовать различная производительность выемочного оборудования.

Поддержание постоянства определенного состава горной массы путем дифференцирования экскаваторного парка может нарушаться в силу некоторой ненадежности выемочного оборудования. В случае отказа какого-либо экскаватора снова возникает (с точки зрения принятого критерия) вопрос о способе поддержания заданного состава горной массы. Кроме того, четкое разделение группы экскаваторов на угольные и породные может оказаться не осуществимым из-за отсутствия «в чистом виде» постоянных добычных забоев.

В противоположность той организации выемки горной массы, при которой за различными экскаваторами закрепляются качественно различные области карьерного поля, рассмотрим возможность его разбиения на области, равноценные по коэффициенту вскрыши. На рис. 6.11, а представлена прямоугольная область отработки ABCD с тремя пластами.

Очевидно, что прямая KL ($AK = BK$ и $CL = DL$) разбивает исходную область на две с равными коэффициентами вскрыши:

$$K_B (AKL) = K_B (VCLK) = K_B (ABCD). \quad (6.70)$$

Аналогично, прямая MN делит область VCLK на две области с одинаковыми коэффициентами вскрыши. Этот процесс разбиения начальной области прямыми линиями можно продолжать бесконечно.

Рассмотренный пример распространяется и на более сложную форму карьерного поля (рис. 6.11, б).

При распределении экскаваторов по областям с равными коэффициентами вскрыши выход из строя одного из них не изменяет оцениваемое в среднем постоянство состава горной массы. Однако в этом случае возникает вопрос о сглаживании возможных отклонений текущего коэффициента вскрыши от определенного среднего уровня, точнее, возникает вопрос о критерии, по которому определяется степень отклонения извлекаемых объектов угля от заданного уровня.

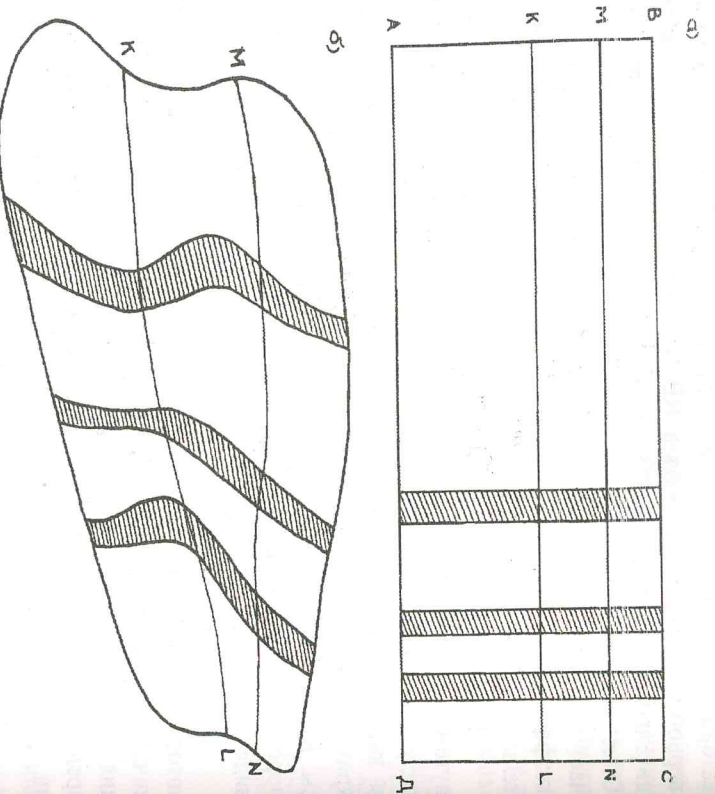


Рис. 6.11. Варианты форм карьерного поля и залежи:
а – простая форма залежи; б – сложная форма залежи

Последовательность извлечения объемов горной массы данным экскаватором определяет «траекторию» движения этого экскаватора в пределах слоя. При постоянной обработке области карьерного поля траектория движения экскаватора характеризуется чередованием породных и угольных объемов: $P_1, И_1, P_2, И_2, \dots$ (рис. 6.12), где $P_1, P_2, \dots$ – составляет породную часть горной массы, $И_1, И_2, \dots$ – ее угольную часть; q_1 – объем горной массы, извлеченной экскаватором за первые сутки, аналогично q_2 и т.д.

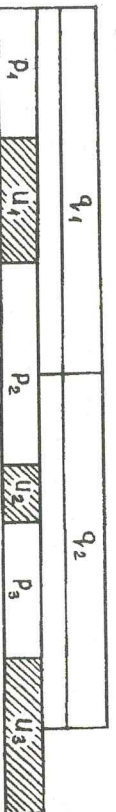


Рис. 6.12. Схема к определению объемов угля и породы, извлекаемых при слоевой технологии

Имея эти данные, нетрудно определить объем породы и объем угля, а значит и коэффициент вскрыши за каждые сутки работы экскаватора. Так, для рассматриваемого примера имеем:

$И_1$ – объем угля, извлеченного за первые сутки; $(q-И_1)$ – объем породы, извлеченной за первые сутки; $(P_1+И_1+P_2-q_1+P_3)$ – объем породы, извлеченной за вторые сутки; $(P_1+И_1+P_2-q_1+P_3)$ – объем угля, извлеченного за вторые сутки.

В этом случае, когда за сутки работы экскаватора отработывается только порода, текущий коэффициент равен бесконечности. Поэтому в качестве критерия оценки степени постоянства состава горной массы примем среднее квадратическое отклонение извлеченного угля $И(i)$ от определенного по суточной производительности $q(i)$ идеального

уровня $\frac{q_i}{K_B + 1}$.

$$K = q \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left[\frac{q(i)}{K_B + 1} - \frac{И(i)}{1} \right]^2}, \quad (6.71)$$

где $q(i)$ – объем горной массы, извлеченной в i -е сутки; $И(i)$ – объем угля, извлеченного в эти же сутки; K_B – средний коэффициент вскрыши; n – число суток.

Включим в рассмотрение скорость перемещения забоя экскаватора за сутки его работы (V). Обозначим через $\frac{a(i)}{V}$ угольную долю объема $q(i)$, т.е.

$$И(i) = \frac{a(i)}{V} f(i), \quad (6.72)$$

тогда при $q(i)=q=const$

$$K = q \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left[\frac{1}{K_B + 1} - \frac{a(i)}{V} \right]^2}. \quad (6.73)$$

Рассмотрим примеры применения данного критерия.

На рис. 6.13 представлена область карьерного поля и направление движения экскаватора, которым соответствует траектория: $P_1, И_1, P_2, И_2, P_3, И_3$, причем $P_1=l_1S$, $И_1=mS$, $P_2=l_2S$, $И_2=l_1+l_2$, $P_3=l_3S$, где S – площадь забоя.

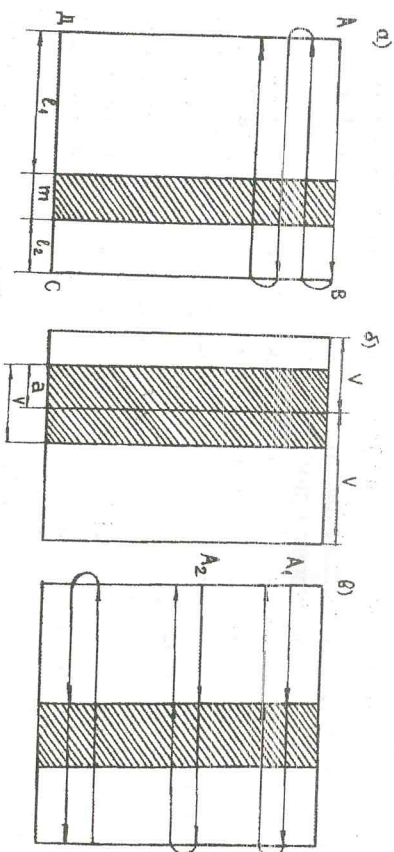


Рис. 6.13. Схема к определению объема добычи угля при слоевой технологии: а – добыча угля в течение одних суток; б – добыча угля в течение двух суток; в – отработка слоя несколькими экскаваторами

Поставим вопрос: через сколько суток $\bar{n}$ экскаватор, начав работу из точки, лежащей на прямой AD , снова приходит в точку, лежащую на этой прямой? Очевидно, что в случае, когда $V=2(ml)$ (m – ширина, l – длина произвольных же (но соизмеримых) величин V и $2(ml)$ найдутся такие целые $\bar{n}$ и $\bar{c}$, что

$$V\bar{n} = 2c(m + l). \quad (6.74)$$

Этим устанавливается возможность решения поставленного вопроса. Через каждые $\bar{n}$ суток последовательность суточных объемов извлекаемого угля I_1 и $I_2 \dots I(\bar{n})$ повторяется. В силу этой периодичности при вычислении K будем полагать $n = \bar{n}$.

Пусть, для примера, $l_1=60$ м, $l_2=40$ м, $m=20$ м, $q=5100$ м³/сут, $V=20$ м/сут. Тогда $\bar{K}_v=5$, и

$$\bar{n} = \frac{2(60 + 40 + 20)}{20} = 12 \text{ сут.}$$

$$K = 5100 \sqrt{\frac{1}{12} \left[10 \left(\frac{1}{6} - 0 \right)^2 + 2 \left(\frac{1}{6} - 1 \right) \right]} = 850\sqrt{5} = 1901 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Среднесуточная добыча угля $q = \frac{2 \cdot 5100}{12} = 850$ м³/сут. Коэффициент вариации, определяемый как отношение меры колеблемости состава

горной массы (K) к среднесуточной добыче угля (q), равен: $\frac{K}{q} \cdot 100 = 100\sqrt{5} = 223,6\%$.

В этом примере из 12 суток работы экскаватора 10 суток извлекается только порода. Рассмотрим случай, когда угольный объем V/S извлекается за двое суток работы экскаватора, причем за первые сутки добывается объем $\frac{a}{V}S$, а за вторые $\frac{V-a}{V}S$ (рис. 6.13, в). При каком значении «а» $K(a)=\min$?

Найдем производную:

$$\frac{d}{da} \left[\left(\frac{1}{K_v + 1} - \frac{a}{V} \right)^2 + \left(\frac{1}{K_v + 1} - \frac{V-a}{V} \right)^2 \right] = \frac{2}{V^2} (2a - V). \quad (6.75)$$

Производная обращается в ноль в точке $a = \frac{V}{2}$, причем в этой точке функция принимает наименьшее значение. Следовательно, при $a = \frac{V}{2}$ $K(a)=\min$.

Пусть теперь некоторый вариант характеризуется рядом чисел $a(1), \dots, a(i), \dots, a(\bar{n})$, где $a(i)S$ – объем угля, извлекаемый в i -е сутки. Обозначим через $a_{\min}$ – максимальное число ряда. Ряд, в котором максимальное и минимальное числа заменены на число $\frac{a_{\max} + a_{\min}}{2}$, представляет некоторый другой вариант распределения угольных объемов. Применив критерий K к первому и второму варианту, получим ($K_1 > K_2$). Это значение показывает, что предложенный аналитический критерий согласуется с геометрическим представлением о равномерном распределении угольных объемов. Выявляется возможность сравнения различных вариантов без численного значения критерия. Так, например, при начальном условии $\bar{n}=3$, $a(1)=4$, $a(2)=16$, $a(3)=0$ находим:

$$K(4, 16, 0) \quad K(4, \frac{16+0}{2}, \frac{16+0}{2}) = K(4, 8, 8);$$

$$K(4, 8, 8) \quad K(6, 6, 8)$$

$$K(6, 6, 8) \quad K(6, 7, 7) \text{ и т.д.}$$

Этот процесс попарного выравнивания, по-видимому, ведет к равномерному распределению угольных объемов. Рассмотрим этот вопрос в общем виде.

Дан набор чисел $a_1^{(1)}, a_2^{(1)}, \dots, a_n^{(1)}$. Выделим минимальный $a_{\min}^{(1)}$ и максимальный $a_{\max}^{(1)}$ элементы этого набора и присвоим каждому из них значение

$$\frac{a_{\max}^{(1)} + a_{\min}^{(1)}}{2}. \quad (6.76)$$

В результате получим новый набор $a_1^{(1)}, a_2^{(2)}, \dots, a_n^{(2)}$. Для этого набора повторим ту же процедуру присвоения, и т.д. Покажем, что

$$\lim_{n \rightarrow \infty} a_i^{(n)} = \sum_{n=1}^n a_i^{(1)}. \quad (6.77)$$

Обозначим через $r^{(n)}$ разность $\max_{1 \leq i \leq N} \{a_i^{(n)}\} - \min_{1 \leq i \leq N} \{a_i^{(n)}\}$

Тогда доказываемое утверждение равносильно следующему:

$$\lim_{n \rightarrow \infty} r^{(n)} = 0. \quad (6.78)$$

Легко видеть, что последовательность $r^{(1)}, r^{(2)}, \dots, r^{(n)}$ - монотонно убывающая и ограниченная, следовательно, существует. Докажем, что $r=0$. Для этого предположим противоположное - $r > 0$.

Согласно принципу сходимости найдется такое n_0 , что при $n \geq n_0$

$$r^{(n_0)} - r^{(n)} < \frac{r}{3}. \quad (6.79)$$

Рассмотрим интервал $[a_{\min}^{(n_0)}, a_{\max}^{(n_0)}]$, разделив его на три равные части:

$$AB=BC=CD \geq \frac{r}{3}. \quad (6.80)$$

Нетрудно убедиться, что для любых двух чисел

$$a^1 \in (AB) \text{ и } a^2 \in (CD) \text{ число } \frac{a^1 + a^2}{2} \in (BC). \quad (6.81)$$

Продолжение процедуры присвоения, начиная с набора $a_1^{(n_0)}, a_2^{(n_0)}, \dots, a_N^{(n_0)}$, означает, перевод пары точек - одна из

(A, B), другая из (C, D) - в точку интервала (B, C). В силу конечного числа точек наступит такой момент n , когда либо в (A, B), либо в (C, D) не попадет ни одна точка набора $a_1^{(n_0)}, a_2^{(n_0)}, \dots, a_N^{(n_0)}$. Тогда $r^{(n_0)} - r^{(n)} > \frac{r}{3}$, что противоречит (Z).

Таким образом, процедура попарного выравнивания в пределе приводит к наилучшему варианту по критерию равномерности распределения угловых объемов в суточных объемах извлекаемой горной массы. В этом случае $K=0$.

Данные рассмотренного выше числового примера соответствуют производительности и рабочей скорости экскаватора ЭКГ-5А при максимальной площади забоя ($15 \times 17 \text{ м}^2$). Для минимальной площади забоя ($10 \times 6,3 \text{ м}^2$) скорость подвигания забоя $V \approx 80 \text{ м/сут.}$ Для тех же значений $l_1 = 60 \text{ м}, l_2 = 40 \text{ м}, m = 20 \text{ м}$ находим:

$$80\bar{n} = 2c(60 + 40 + 20) \text{ или } \bar{n} = 3 \text{ сут.}$$

Минимальные целые числа, при которых выполняется это равенство, $c = l, c = 3$.

$$\begin{aligned} \frac{K^2}{q_2} &= \frac{1}{n} \left(\frac{1}{K_B + 1} - \frac{a_1}{V} \right)^2 + \dots + \left(\frac{1}{K_B + 1} - \frac{a_n}{V} \right)^2 = \\ &= \frac{1}{3} \left(\frac{1}{6} - \frac{1}{4} \right)^2 + \left(\frac{1}{6} - 0 \right)^2 + \left(\frac{1}{6} - \frac{1}{4} \right)^2 = \frac{2}{12^2}; \end{aligned}$$

$$K = \frac{5100}{12} \sqrt{2} = 601 \text{ м}^3/\text{сут.}, q = 850 \text{ м}^3/\text{сут.}, \frac{K}{q} \cdot 100 = 70,7\%.$$

Аналогично при $V = 60 \text{ м/сут}$ находим $\bar{n} = 4$. $K = 850 \text{ м/сут.}$, $q = 850 \text{ м}^3/\text{сут.}$, $\frac{K}{q} \cdot 100 = 100\%$.

Отметим, что при изменении положения пласта K может изменяться. Так, при $l_1 = l_2 = 50 \text{ м}$ и $V = 60 \text{ м/сут.}$, $K = 0$ (рис. 6.13, а, в). Вычисленные значения K (1901, 850, 601 $\text{м}^3/\text{сут.}$) при скорости подвигания забоя 20, 60, 80 м/сут. соответственно $K_B = 5$, $q = 5100 \text{ м}^3/\text{сут.}$, представляя собой его крайние значения, соответствующие максимальному отклоне-

нию извлекаемых объемов угля от заданного уровня при последовательной отработке горной массы вкрест простиранию пластов.

В основе вычисленной по критерию равномерности лежит имитация траектории движения при отработке горной массы. Как показано выше, для определения $\bar{n}$ нет необходимости в отслеживании положения забоя, а существует более простая короткая процедура $\bar{n}$. Однако для определения долей $\frac{a(i)}{V}$ вряд ли существует другой не основанный на непосредственной имитации работы выемочного оборудования способ вычислений.

Понятно, что вычисление среднего отклонения извлекаемых объемов угля от заданного уровня за $\bar{n}$ суток работы экскаватора является простым случаем применения предложенного критерия. Количество суток, необходимое для отработки слоя данной области карьерного поля, зависит от размера этой области, площади забоя и скорости его подвигания, а также от количества выемочного оборудования, сосредоточенного в этой области. От этих же факторов зависит и равномерность извлечения угля в потоке горной массы. Но она зависит кроме того от геометрических параметров залежи и условий совместной работы выемочного оборудования. В связи с рассмотренными параметрами заметим, что при скорости подвигания забоя, равной ширине отрабатываемой области или кратной ей, $K = 0$. Если скорость подвигания забоя мала относительно ширины свиты, то отработка за сутки «полосы», коэффициент вскрыши которой равен K_B , возможна за счет одновременной работы нескольких экскаваторов.

При одновременной работе двух экскаваторов в течение суток критерий равномерного извлечения угля принимает вид

$$K^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left[\frac{q_1(i) + q_2(i)}{K_B + 1} - (I_1(i) + I_2(i)) \right]^2 =$$

$$= \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left[\frac{q_1(i)}{K_B + 1} - I_1(i) + \left(\frac{q_2(i)}{K_B + 1} - I_2(i) \right) \right]^2 =$$

$$= K_1^2 + K_2^2 + D, \quad (6.82)$$

$$\text{где} \quad K_1^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{q_1(i)}{K_B + 1} - I_1(i) \right)^2; \quad (6.83)$$

$$K_2^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{q_2(i)}{K_B + 1} - I_2(i) \right)^2; \quad (6.84)$$

$$D = \frac{2}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{q_1(i)}{K_B + 1} - I_1(i) \right) \left(\frac{q_2(i)}{K_B + 1} - I_2(i) \right); \quad (6.85)$$

В этом случае, когда один экскаватор работает по породе, а другой по угля, причем $q_1(i) = K_B q$, а $q_2(i) = q$ (q - суточная производительность добычного экскаватора):

$$K_1^2 = K_2^2 \left(q \frac{K_B}{K_B + 1} \right)^2, \quad D = -2 \left(q \frac{K_B}{K_B + 1} \right)^2, \quad K = 0,$$

что и следовало ожидать при условии $K(i) = K_B$.

На рис. 6.13, в представлен случай совместной работы двух экскаваторов, одновременно начинающих работу из точек A_1, A_2 , причем $q_1(i) = q_2(i)$, $V_1(i) = V_2(i)$. Это означает, что извлечение породы (угля) одним экскаватором сопровождается извлечением также породы (угля) другим. В этом случае $K = 2K_1 = 2K_2$. Организация, при которой извлечение породы одним экскаватором сопровождается извлечением угля другим, уменьшает значение K . Так, для значений определяющих параметров $l_1 = 60$ м, $l_2 = 40$ м, $q_1 = q_2 = 5100$ м³/сут, $V_1 = V_2 = 60$ м/сут, $n = 4$ находим два варианта совместной работы двух экскаваторов, одновременно начинающих работу из точек A_1, A_2 , $K = 0$.

На рис. 6.14 представлена динамика среднеквадратичных отклонений извлекаемого угля от заданного уровня $K(n)$ (кривая 1) и динамика объемов извлекаемого угля $I(n)$ (кривая 2) на основе геологических данных разреза ($K_B = 4$, скорость подвигания забоя $V = 60$ м/сут; производительность экскаватора $q = 5100$ м³/сут).

Рассмотрим возможность использования ЭВМ для проведения соответствующих вычислений. На рис. 6.15 представлена блок-схема программы для определения суточных объемов породы и угля.

В начале работы программы вводятся исходные данные. Массив $V = \{a(1), a(2), \dots, a(N)\}$ представляет последовательность объемов породы и угля по траектории движения забоя. Массив $Q = \{e(1), e(2), \dots, e(N)\}$ представляет объемы извлекаемые экскаватором в течение суток. Предполагается выполненным условие

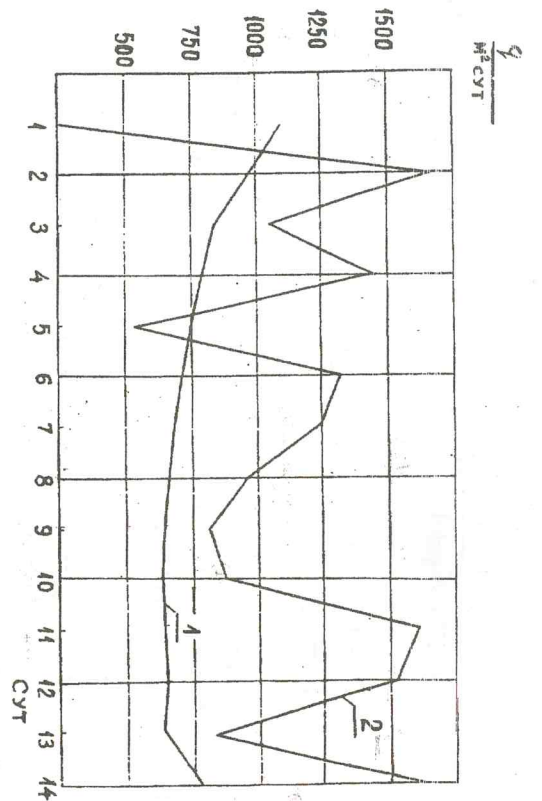


Рис. 6.14. Динамика объемов добычи угля

$$\sum_{i=1}^n a(i) \geq \sum_{i=1}^n b(i). \quad (6.86)$$

Переменная Z принимает одно из двух значений 1 или -1 . Начальное значение $Z = Z_0$.

$$Z_0 = \begin{cases} 1 & \text{если } a(1) - \text{объем угля;} \\ -1 & \text{если } a(1) - \text{объем породы.} \end{cases} \quad (6.87)$$

Переменным S, S_1, S_2, q в начале работы программы присваиваются следующие значения:

$$S = a(1); S_1 = 0; S_2 = 0; q = b(1). \quad (6.88)$$

Затем выравниваются S и q . Если $S < q$, то в зависимости от знака Z объем $a(i)$ суммируется либо с угольной частью S_2 , либо с породной частью S_1 . После чего изменяется знак Z , объем $(i+1)$ суммируется с S и S сравнивается с q .

Если $S = q$, то после вычисления S_1 и S_2 представляющих угольную и породную часть объема горной массы, извлеченной в i -е сутки, и смены знака Z идет проверка на продолжение вычислений. В том случае, если $i+1 \leq N$, выполняются команды присвоения:

$$S = a(i+1); S_1 = 0; S_2 = 0; q = b(i+1) \quad (6.89)$$

и снова S сравнивается с q .

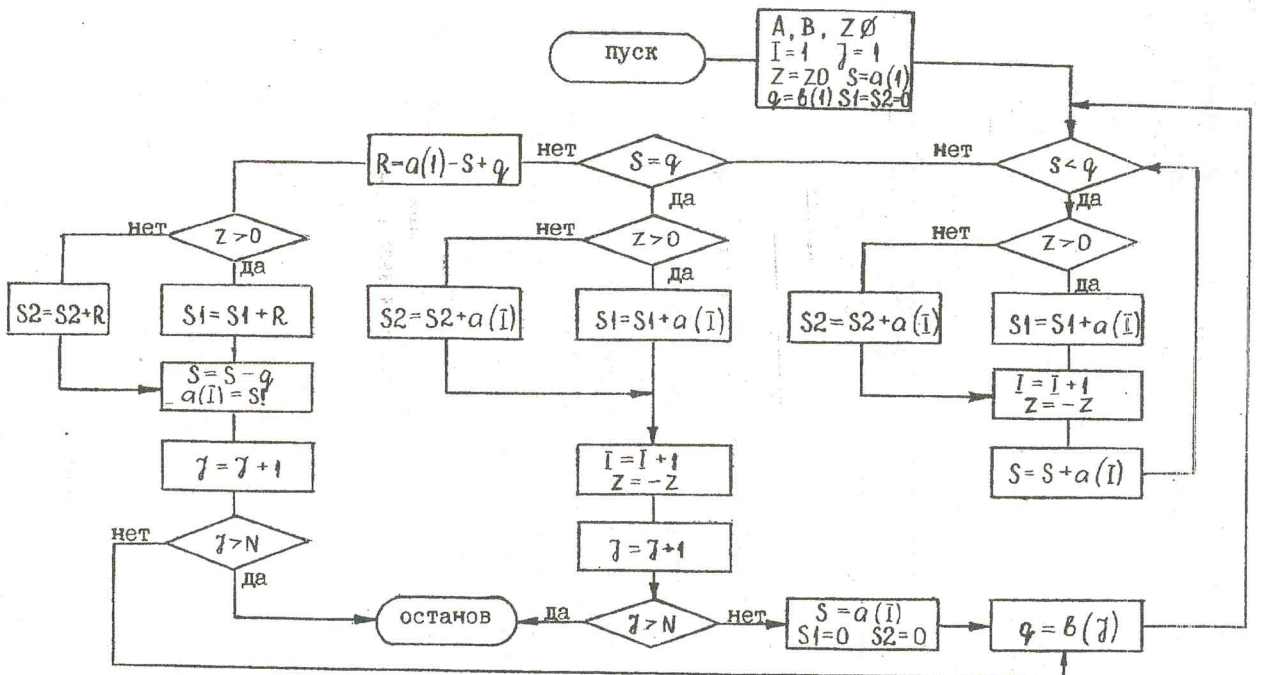


Рис. 6.15. Блок-схема алгоритма определения суточных объемов добычи угля и выемки вскрышных пород

Если $S > q$, то вычисляется объем R (рис. 6.15), который суммируется в зависимости от знака Z с породной или угольной частью. Полученные значения S_1 и S_2 представляют угольную и породную части объема горной массы, извлеченной в i -е сутки. Затем выполняются команды присвоения:

$$S = S - q, a(i) = S. \quad (6.90)$$

После проверки на продолжение вычислений, в случае $i+1 \leq N_q$ присваивается значение в $(i+1)$. И снова S сравнивается с q (рис. 6.16).

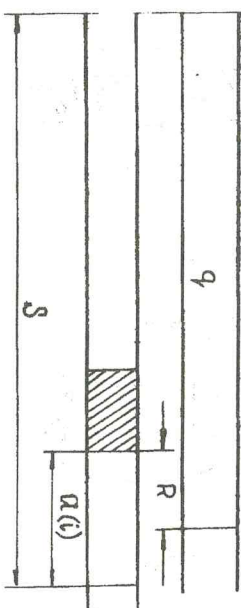


Рис. 6.16. Схема к расчету объемов угля и породы

Остановка происходит при выполнении условия $i > N$.

Таким образом, при слоевой отработке карьерного поля текущий коэффициент вскрыши зависит от геометрических параметров залежи, скорости подвигания забоя, производительности выемочного оборудования, его количества и расположения в пределах слоя. Для оценки степени равномерности извлечения угля в потоке горной массы, определенной этими факторами, предложен и обоснован критерий равномерности извлечения угля. Приведены примеры его применения, рассмотрена возможность использования ЭВМ для проведения вычислений по этому критерию.

6.8. Методические основы экономической оценки слоевой технологии

Предлагаемая технология характеризуется следующими положительными и отрицательными сторонами, обуславливающими ее эффективность.

Положительные факторы:

- улучшаются условия для повышения степени использования горного и транспортного оборудования;
- повышается степень извлечения угля при отработке месторождений;

- при использовании отдельных вариантов технологии снижаются затраты на транспортирование вскрышных пород и затраты, связанные с изъятием дополнительных земель для расположения отвалов.

Отрицательные факторы:

- снижается производительность выемочного оборудования вследствие увеличения траектории его перемещения в процессе отработки слоя месторождения;

- увеличиваются первоначальные капитальные и эксплуатационные затраты вследствие повышения текущего коэффициента вскрыши в начальный период.

В данном случае экономический эффект рассчитывается за весь период отработки месторождения.

Повышение производительности горного оборудования достигается за счет сокращения длины транспортных перемещений при перегоне оборудования.

Удлинение трассы при перегоне экскаватора

$$\Delta l_{тр} = H_y \left(\frac{1}{\sin i} + \frac{1}{\operatorname{tg} i} \right), \quad (6.91)$$

где i - угол трассы при перегоне экскаватора с горизонта на горизонт, град, H_y - высота уступа, м.

Дополнительное время на перегон

$$\Delta t_{пер} = \frac{H_y \left(\frac{1}{\sin i} + \frac{1}{\operatorname{tg} i} \right)}{V_{пер}}. \quad (6.92)$$

Повышение использования экскаватора на полезной работе за счет этого фактора

$$\Delta \eta_{см} = \frac{\Delta t_{пер}}{T_{см}}, \quad (6.93)$$

где $\Delta t_{пер}$ - время, затрачиваемое на перегон, приходящееся на смену, ч; $T_{см}$ - продолжительность смены, ч.

$$\Delta \eta'_{пер} = \frac{\Delta t_{пер} N_{пер}}{N_{см}}, \quad (6.94)$$

где $N_{пер}$ - количество перетонов экскаватора с горизонта на горизонт за год; $N_{см}$ - среднее количество рабочих смен за год.

Повышение степени извлечения угля при отработке месторождения определяется следующим образом.

На сложноструктурных месторождениях попадание маломощных пластов в заходку носит случайный характер и равнозначны варианты отработки таких пластов с висечей или лежащей стороны. Однако по данным исследований [22] потери угля достигают при отработке лежащей или висечей стороны соответственно 50-80 и 30-20 %.

При долевом участии геологических запасов угля в маломощных пластах (δ_y) в среднем 30 % определим возможный коэффициент извлечения в целом по месторождению.

$$K_{II} = \frac{V_{дл}}{V_{гз}}, \quad (6.95)$$

где $V_{дл}$ - объем извлекаемого угля, m^3 ; $V_{гз}$ - геологические запасы угля, m^3 ;

$$K_{II} = \frac{K_{IV} V_{IV}^M + K_{III} V_{III}^M + K_{II} V_y^B}{V_{гз}}, \quad (6.96)$$

где V_{IV}^M - объем угля в пластах, извлекаемых с висечей стороны, m^3 ; V_{III}^M - объем угля в пределах, извлекаемых с лежащей стороны, m^3 ; V_y^B - объем угля, извлекаемого из мощных пластов.

В предлагаемом варианте $V_{III}^M = 0$, тогда

$$K_{II}^H = \frac{0,8\delta_B + 0,9\delta_E}{100} = \frac{0,8 \cdot 0,3 + 0,9 \cdot 0,7}{100} = 0,24 + 0,63 = 0,87;$$

$$K_{II}^E = \frac{0,2\delta_B + 0,9\delta_E + 0,2\delta_{II}}{100} = 0,8 \cdot 0,15 + 0,2 \cdot 0,15 + 0,9 \cdot 0,7 =$$

$$= 0,12 + 0,03 + 0,63 = 0,78,$$

где δ_B , δ_{II} , δ_E - долевое участие объемов извлекаемого угля со стороны висечего бока, лежащего бока и из мощных пластов соответственно.

Коэффициент извлечения угля из залежи при новой технологии в 1,115 раза выше по сравнению с базовым вариантом.

Снижение производительности выемочного оборудования, обусловленное увеличением длины траектории движения экскаватора в процессе выемки маломощных угольных пластов, определяется коэффи-

циентом K , значение которого приведено в подразделе 5.2 настоящей работы.

Увеличение в начальный период отработки месторождения капитальных и эксплуатационных затрат может быть компенсировано путем создания в этот период условий для перехода на слоевую технологию с использованием существующей технологии с первоначальной выемкой наиболее мощных угольных пластов. На стадии проектных исследований экономический эффект от предлагаемой технологии отработки месторождений горизонтальными нисходящими слоями определяется по выражению [6].

$$\Delta = [C_{II} - C_H] V_{HЧ} + V_{НОВ} (C_{II}^H - C_{ОВ}^H) - [C_B - C_E] V_{БЧ} + V_{БОВ} (C_B^E - C_{ОВ}^E), \quad (6.97)$$

где C_B , C_H - средневзвешенная цена 1 т реализованного угля при базовой и новой технологии соответственно, р.; C_E , C_H - себестоимость добычи 1 т угля при базовой и новой технологии соответственно, р.; $V_{БЧ}$, $V_{HЧ}$ - объем извлекаемого угля без обогащения при базовой и новой технологии соответственно, т; $V_{БОВ}$, $V_{НОВ}$ - объем угля, добываемого в результате обогащения разубоженной горной массы, при базовой и новой технологии соответственно, т; $C_{ОВ}^E$, $C_{ОВ}^H$ - себестоимость добычи 1 т угля с учетом обогащения при базовом и новом вариантах соответственно, р.

$$C_E = C_{IIР} [1 + 0,025(A_{IIР} - A_E)], \quad (6.98)$$

где $C_{IIР}$ - прейскурантная цена 1 т угля, р.; $A_{IIР}$ - зольность угля, соответствующая прейскурантной цене 1 т угля, %; A_E - фактическая зольность добываемого угля при базовом варианте, %;

$$A_E = A_{УЧ} (0,92 - 0,005h_{УБ}) + A_{II} (0,08 + 0,005h_{УБ}), \quad (6.99)$$

где $A_{УЧ}$ - зольность чистых пачек угля, %; A_{II} - зольность породы, %; $h_{УБ}$ - высота уступа при базовом варианте, м.

Аналогично определяется цена 1 т реализованного угля при новой технологии.

Себестоимость добычи 1 т угля ориентировочно определяется по формулам

$$C_B = \frac{C_{ЭБ} (K_{СВ} + 1) \cdot 100}{1,15 \cdot K_{СВ} \gamma_y}; \quad (6.100)$$

$$C_H = \frac{C_{ЭН} (K_{СВ} + 1) \cdot 100}{1,15 \cdot K_{СВ} \gamma_y}; \quad (6.101)$$

где $C_{ЭБ}$, $C_{ЭН}$ - стоимость выемки 1 м³ горной массы при базовой и новой технологии, р./м³;

$$C_{ЭБ} = \frac{S_{МС}}{Q_{СМБ}}; \quad (6.102)$$

$$C_{ЭН} = \frac{S_{МС}}{Q_{СМБ} (1 - K_{ПР}) (1 + \Delta \eta_{СМ})}; \quad (6.103)$$

где $S_{МС}$ - стоимость машиносмены выемочного комплекса, р.; $Q_{СМБ}$ - сменная производительность выемочного комплекса, м³; $K_{ПР}$ - коэффициент снижения производительности выемочного комплекса при новой технологии; $K_{СВ}$ - коэффициент вскрыши по свите, м³/м³.

Объем извлекаемого угля без обогащения

$$V_{БЧ} = V_{ГЗ} K_{БН} (1 - K_{МП} K_{П.ОБ}); \quad (6.104)$$

$$V_{НЧ} = V_{ГЗ} K_{НИ} (1 - K_{МП} K_{П.ОБ}). \quad (6.105)$$

Себестоимость добычи 1 т угля с учетом обогащения определяется как сумма удельных затрат на добычу 1 т чистого угля и затрат, связанных с процессом обогащения, то есть

$$C_{ОБ}^Б = C_B + C_{ОБ}, \quad C_{ОБ}^Н = C_H + C_{ОБ}. \quad (6.106)$$

Зависимость эффективности предлагаемой технологии от угленосности залежи, типа экскавационного оборудования и его параметров представлена графиком (рис. 6.17).

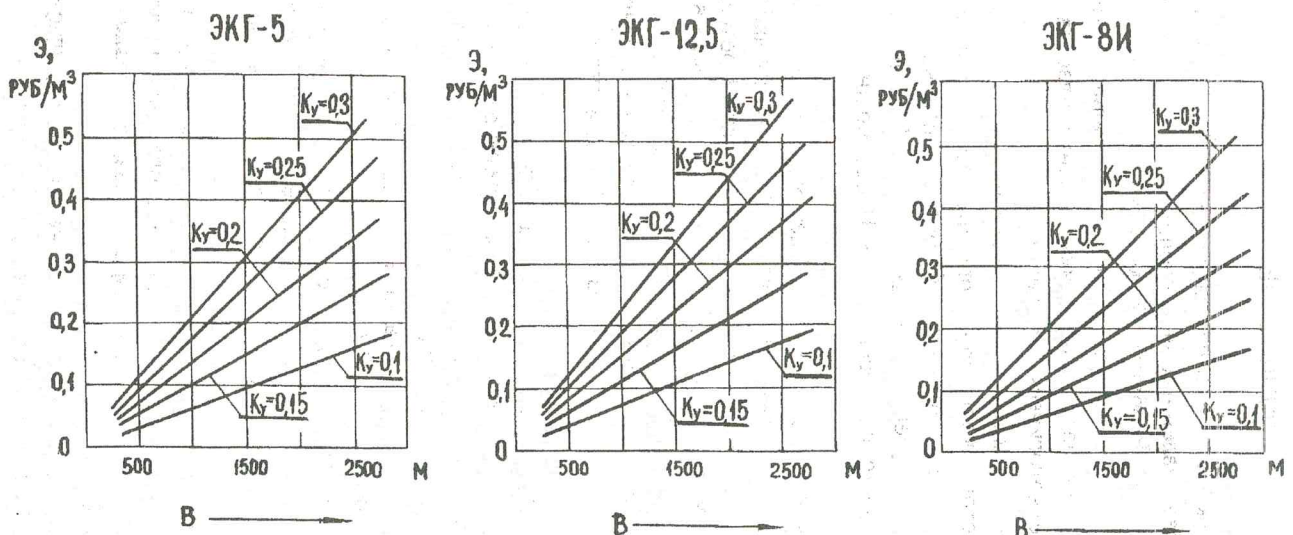


Рис. 6.17. Зависимость эффективности разработки месторождений горизонтальными нисходящими слоями от угленосности и мощности свиты

$$C_B = \frac{C_{ЭБ} (K_{СВ} + 1) \cdot 100}{1,15 \cdot K_{СВ} \gamma_v}; \quad (6.100)$$

$$C_H = \frac{C_{ЭН} (K_{СВ} + 1) \cdot 100}{1,15 \cdot K_{СВ} \gamma_v}; \quad (6.101)$$

где $C_{ЭБ}$, $C_{ЭН}$ - стоимость выемки 1 м³ горной массы при базовой и новой технологии, р/м³;

$$C_{ЭБ} = \frac{S_{МС}}{Q_{СМБ}}; \quad (6.102)$$

$$C_{ЭН} = \frac{S_{МС}}{Q_{СМБ} (1 - K_{пр}) (1 + \Delta \eta_{СМ})}; \quad (6.103)$$

где $S_{МС}$ - стоимость машиномены выемочного комплекса, р.; $Q_{СМБ}$ - сменная производительность выемочного комплекса, м³, $K_{пр}$ - коэффициент снижения производительности выемочного комплекса при новой технологии, $K_{СВ}$ - коэффициент вскрыши по свите, м³/м³.

Объем извлекаемого угля без обогащения

$$V_{БЧ} = V_{ГЗ} K_{БН} (1 - K_{МП} K_{П.ОБ}); \quad (6.104)$$

$$V_{НЧ} = V_{ГЗ} K_{НИ} (1 - K_{МП} K_{П.ОБ}). \quad (6.105)$$

Себестоимость добычи 1 т угля с учетом обогащения определяется как сумма удельных затрат на добычу 1 т чистого угля и затрат, связанных с процессом обогащения, то есть

$$C_{ОБ}^Б = C_B + C_{ОБ}, \quad C_{ОБ}^Н = C_H + C_{ОБ}. \quad (6.106)$$

Зависимость эффективности предлагаемой технологии от угленосности залежи, типа экскавационного оборудования и его параметров представлена графиком (рис. 6.17).

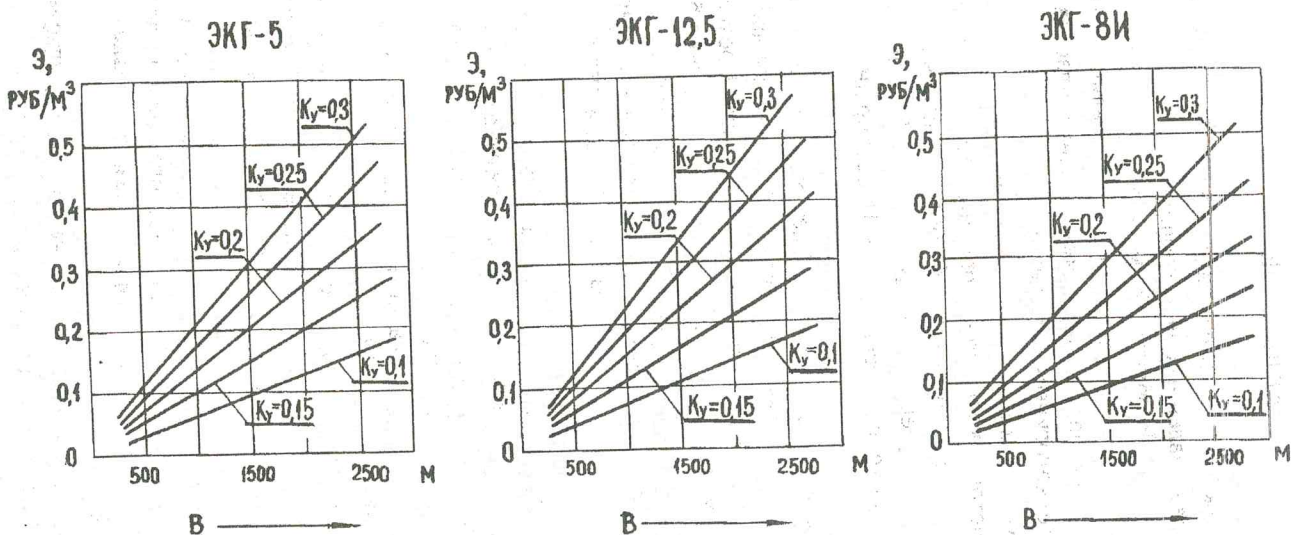


Рис. 6.17. Зависимость эффективности разработки месторождений горизонтальными нисходящими слоями от угленосности и мощности свиты

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Угольные месторождения Кузбасса характеризуются наличием угленасыщенных зон, представленных чередующимися пластами угля и породными междупластами. В общем объеме горной массы месторождений угленасыщенные зоны составляют около 70 %. Наличие этих зон значительно усложняет технологию извлечения угольных пластов и требует нетрадиционных технологических решений.

Залегание пластов угля крайне изменчиво как по углам падения, так и по мощности пластов и количеству породных прослоев в них. Более 80 % запасов угля на месторождениях Кузбасса, пригодных для открытой разработки, сосредоточено в пластах до 10 м. На долю пластов мощностью более 20 м приходится всего 1-7 %. В маломощных пластах (до 5 м) сосредоточено до 40-50 % всех запасов угля.

Доля пластов сложного строения превышает 60 %. В условиях изменчивости направления простирания и складчатого залегания наблюдается частое пересечение пластов с фронтом горных работ. В результате этих пересечений образуются сложные и ограниченные по длине блоки, создающие смешанный угольно-породный фронт горных работ на горизонте. Многообразие условий залегания угольных пластов в угленосной толще требует применения различных видов технологии и типов горно-транспортной техники.

Анализ применяемых на разрезах Кузбасса техники и технологий показывает, что они не соответствуют по своим параметрам сложности разрабатываемых месторождений, что приводит к все более возрастающим уровням потерь угля и его разубоживанию в процессе добычи. Для усредненных условий разрезов Кузбасса потери угля по маломощным угольным пластам составляют около 27 %.

В предлагаемом учебном пособии изложены результаты научных исследований по установлению уровня потерь и разубоживания угля при различных условиях залегания, высотах уступа, углах встречи заходки экскаватора с пластом.

Обработка всех угольных пластов свиты со стороны высячего бока при условии рациональной мощности породугольного слоя позволяет снизить потери угля по маломощным пластам в 1,8 раза по сравнению с традиционной технологией.

Установлено, что при неограниченной длине обнажения пласта по простиранию со стороны высячего бока мощность породугольного слоя, отработываемого экскаваторами типа «механическая лопата» с ковшом емкостью 4,6-20 м³, изменяется в пределах 2,9-9,2 м, гидравлическими

экскаваторами «прямая лопата» с ковшом емкостью 8-40 м варьируется в пределах 2,9-9,3 м, гидравлическими экскаваторами «обратная лопата» с ковшом емкостью 6-20 м³ изменяется в диапазоне 2,9-10,8 м.

При ограничении длины обнажения пласта по простиранию до 4 м верхний предел мощности породугольного слоя для экскаваторов типа ЭКГ составит 16,2 м, типа ЭГ и ЭГО соответственно 17,5 и 15,4 м.

Одновременно в учебном пособии изложены сущность разработки угольных месторождений со свитовым залеганием горизонтальными слоями, а также методические основы определения технологических параметров новой технологии.

Исследование режима горных работ при отработке месторождений горизонтальными слоями показало, что с глубиной погружения горных работ амплитуда колебания коэффициента вскрыши значительно меньше амплитуды его колебания при традиционной технологии, повышается полнота отработки месторождения.

Качество режима горных работ при отработке породугольного слоя оценивается ритмичностью извлечения определенного объема угля в единицу времени. Ритмичность отработки залежи угля в горизонтальном слое зависит от скорости подвигания забоя, мощности слоя, угленосности и количества одновременно работающих выемочных средств.

Разработанные варианты отработки перспективных месторождений Кузбасса горизонтальными слоями с размещением пород вскрыши в выработанном пространстве или за его пределами обеспечивают благоприятные условия выемки всех пластов свиты, ритмичность добычи и разделение угля по качественным признакам.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Березняк М.М., Цепилов И.И. Технология открытой разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса. Учеб. пособие/КузПИ-Кемерово, 1976.-127с.
2. Новые решения в технологии ведения горных работ на разрезах Кузбасса/В.И.Кузнецов, В.А.Ермолаев, А.С.Ташкинов, А.С.Ненашев.- Кемерово: Кемеровское кн. изд-во, 1994.-150с.
3. Виницкий К.Е., Кузнецов В.И., Нецветаев А.Г. Совершенствование открытого способа добычи угля в Кузбассе: Обзор/ЦНИИУголь.-М., 1991.-55с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 1.-М.:Недра, 1985.-501с.
5. Ненашев А.С., Ермолаев В.А., Рыбаков Б.Н. Снижение потерь угля на разрезах Кузбасса: Обзор/ЦНИИУголь.-М., 1981.-40с.
6. Сысоев А.А. Отработка маломощных пластов и обогащение угля на разрезах Кузбасса: Обзор/ЦНИИУголь.-М., 1985.-33с.
7. Березняк М.М., Калинин А.В., Коваленко Г.М. Открытая разработка маломощных пластов Кузбасса. Опыт и основные направления выемки свиты угольных пластов/Под ред. В.П.Богатырева.- Кемерово: Кемеровское кн. изд-во, 1968.-154с.
8. Баловнев В.И. Моделирование процессов взаимодействия со средой рабочих органов дорожно-строительных машин.-М.: Высш. школа, 1981.-335с.
9. Долис Я.М. Прогноз степени неоднородности объекта разработки// Методы и средства открытой добычи полезных ископаемых/ АН Кирг. ССР.-Фрунзе, 1984.-С.87-89.
10. Рыков П.А. Математическая статистика в горном деле.- М.:Высш. школа, 1973.-287с.
11. Пустыльник Е.И. Статистические методы анализа и обработки наблюдений.-М.:Наука, 1968.-288с.
12. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ.-М.:Недра, 1986.-311с.
13. Особенности открытой добычи и переработки углей сложноструктурных месторождений Кузбасса/ И.А.Паначев, А.Г.Нецветаев, И.И.Цепилов, В.И.Удовинский.-Кемерово: Кузбассвуиздат, 1997.-220с.
14. Малышева Н.А., Томаков П.И., Дранников С.А. Разработка маломощных и сложных угольных пластов открытым способом.-М.: Недра, 1975.-146с.

15. Колесников В.Ф., Кузнецов В.И., Ташкинов А.С. Технические решения по вскрытию рабочих горизонтов разрезов Кузбасса.-Кемерово: Кузбассвуиздат, 1998.-172с.
16. Корякин А.И., Федотенко С.М., Протасов С.И. Формирование качества угля при открытой угледобыче: Учеб. пособие.-Кемерово: Физмат изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те, 1991.-156с.
17. Томаков П.И., Ненашев А.С., Рыбаков Б.Н. Гидравлические обкатные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса.-М.:Недра, 1984.-49с.
18. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов.- М.:Недра, 1965.-378с.
19. Повышение эффективности разработки крутых пластов на разрезах Кузбасса/ П.И.Томаков, А.А.Клевицов, А.И.Корякин, С.С.Федоров.- М.:ЦНИИУголь, 1973.-28с.
20. Прейскурнт 03-01. Оптовые цены на уголь, сланцы, продукты обогащения углей и брикеты.-М., 1988.-22с.
21. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация.-М.:Недра, 1985.-552с.
22. Корякин А.И. Влияние опережающей выемки маломощных крутопадающих пластов на режим работ угольных карьеров// Совершенствование технологии открытых горных работ. Труды НИИОГР.- Челябинск, 1970.-С. 72.
23. Арцер А.С., Протасов С.И. Угли Кузбасса: происхождение, качество, использование. Кн. 1.-Кемерово: КузГТУ, 1999.-176с.
24. Миронов К.В. Справочник геолога-угольщика.-М.: Недра, 1991.-363с.
25. Кузнецов В.И. Управление горными работами на разрезах Кузбасса.-Кемерово: Кузбассвуиздат, 1997.-164с.
26. Арцер А.С., Протасов С.И. Угли Кузбасса: происхождение, качество, использование. Кн. 2.-Кемерово: КузГТУ, 1999.-164с.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
1. УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КУЗБАССА	4
1.1. Краткая горно-геологическая характеристика месторождений	4
1.2. Классификация месторождений по сложности залегания угольных пластов в угленосной толще	18
2. ФОРМИРОВАНИЕ ЭКСКАВАТОРНЫХ БЛОКОВ В УГЛЕНАСЫЩЕННЫХ ЗОНАХ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ	25
3. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КУЗБАССА	31
3.1. Технология ведения горных работ на действующих разрезах	31
3.2. Технология ведения горных работ на перспективных разрезах	36
3.3. Требования к технологии, соответствующей условиям разработки сложноструктурных месторождений	40
3.4. Обоснование однородности свит угольных пластов	41
4. ПОПУТНАЯ ОТРАБОТКА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРИ ТРАДИЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ	48
4.1. Характеристика технологических вариантов отработки сложных породугольных блоков	48
4.2. Технологические схемы попутной отработки угольных пластов	50
4.2.1. Технологические схемы извлечения угля из породугольных блоков крутопадающих и наклонных залежей при автомобильном транспорте	50
4.2.2. Технологические схемы отработки породугольных блоков при применении железнодорожного транспорта	60
4.2.3. Технологические схемы отработки породугольных блоков с применением гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата»	65
5. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОПУТНОЙ ОТРАБОТКИ ПОРОДУГОЛЬНЫХ БЛОКОВ	70
5.1. Общие положения	70
5.2. Обоснование высоты добычного забоя	71
5.3. Математическая модель расчета потерь угля при разработке сложных породугольных блоков	77

5.3.1. Селективная отработка угольных пластов с $\alpha = 21-55^\circ$ простого строения	77
5.3.2. Селективная отработка угольных пластов с $\alpha = 56-90^\circ$ простого строения	78
5.3.3. Отработка крутопадающих пластов сложного строения	78
5.3.4. Отработка крутопадающих угольных пластов торцевым забоем под углом к линии простирания пласта	79
5.3.5. Отработка нарушенных крутопадающих угольных пластов ($\alpha \geq 55^\circ$)	79
5.3.6. Отработка породугольных блоков экскаваторами типа «обратная лопата»	80
5.3.7. Экономическая оценка потерь угля	81
6. ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ	84
6.1. Сущность слоевой технологии разработки	84
6.2. Основные параметры слоевой технологии и методические основы их определения	91
6.3. Вариант слоевой технологии для 1-й очереди разреза «Каранский Восточный»	107
6.4. Вариант слоевой технологии отработки месторождения в границах разреза «Каранский 1-2»	110
6.5. Вариант слоевой технологии отработки участка «Новоказановский»	112
6.6. Режим горных работ при слоевой технологии	114
6.7. Ритмичность добычи угля при отработке свит угольных пластов при слоевой технологии	116
6.8. Методические основы экономической оценки слоевой технологии	128
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	134
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	136