



УДК 622.271.3

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУР СХЕМ ЭКСКАВАЦИИ ПРИ ОТСЫПКЕ ВНУТРЕННИХ МНОГОЯРУСНЫХ БЕСТРАНСПОРТНЫХ ОТВАЛОВ

Тюленев М.А.¹, Марков С.О.^{1,2}, Гвоздкова Т.Н.², Паламарчук А.Б.³, Селезнев А.В.³,
Сурадеев Н.С.¹, Есин Д.Д.¹

¹ Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева

² Междуреченский филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева

³ АО «Распадская-Коксовая» филиал «Разрез Коксовый»



Информация о статье

Поступила:

15 октября 2022 г.

Рецензирование:

22 ноября 2022 г.

Принята к печати:

29 ноября 2022 г.

Ключевые слова:

бестранспортная технология,
пологие пласты, открытые
горные работы, драглайн,
внутренний отвал,
вместимость отвала, схема
экскавации, перевалка
вскрыши

Аннотация.

Общая направленность работы состоит в повышении уровня использования экскаваторов-драглайнов при работе по бестранспортным технологическим схемам. Как известно, показателями улучшения работы могут быть снижение коэффициента переэкскавации; увеличение высоты породной толщи, обрабатываемой по бестранспортной технологии; снижение затрат рабочего времени на организационные взаимодействия смежных технологических процессов. В теоретическом плане для решения этой задачи необходимо обосновать вместимость многоярусного внутреннего отвала, т.к. она зависит от ширины заходки, угла наклона основания отвала, количества ярусов отвала и порядка распределения поступающей в отвал породы по отвальным ярусам. Если же над верхним пластом обрабатываемой породугольной толщи будет иметь место прирезка породы, т.е. фактически произойдет увеличение мощности породы, обрабатываемой по бестранспортной технологии, то потребуется отсыпка в отвале дополнительного яруса. В таком случае необходимо разработать новую структуру схемы экскавации, отвечающую следующим требованиям: обеспечить максимальную вместимость отвала; обеспечить наименьший коэффициент переэкскавации; обеспечить минимум затрат времени на организацию работы драглайнов и взаимодействия смежных технологических процессов (БВР, добычные работы). В данной статье рассмотрены возможные варианты формирования структуры бестранспортных схем экскавации, приведены математические модели вместимости многоярусного внутреннего отвала, рассчитаны показатели бестранспортной разработки заходки по породной толще с учетом организации технологических процессов.

Для цитирования: Тюленев М.А., Марков С.О., Гвоздкова Т.Н., Паламарчук А.Б., Селезнев А.В., Сурадеев Н.С., Есин Д.Д. Исследование вместимости и структур схем экскавации при отсыпке внутренних многоярусных бестранспортных отвалов // Техника и технология горного дела. – 2022. – № 4(19). – С. 4-34. – DOI: 10.26730/2618-7434-2022-4-4-34

Структура и вместимость внутренних отвалов при разработке пологих пластов

При разработке пологих месторождений угол наклона основания внутреннего отвала оказывает влияние на его высоту и на количество ярусов. Это связано с тем, что с увеличением угла наклона основания увеличивается смещение по вертикали смежных ярусов и при постоянной высоте разгрузки драглайна уменьшается вместимость отдельного яруса. Примеры схем экскавации на разрезах южного Кузбасса приведены на рис. 1.

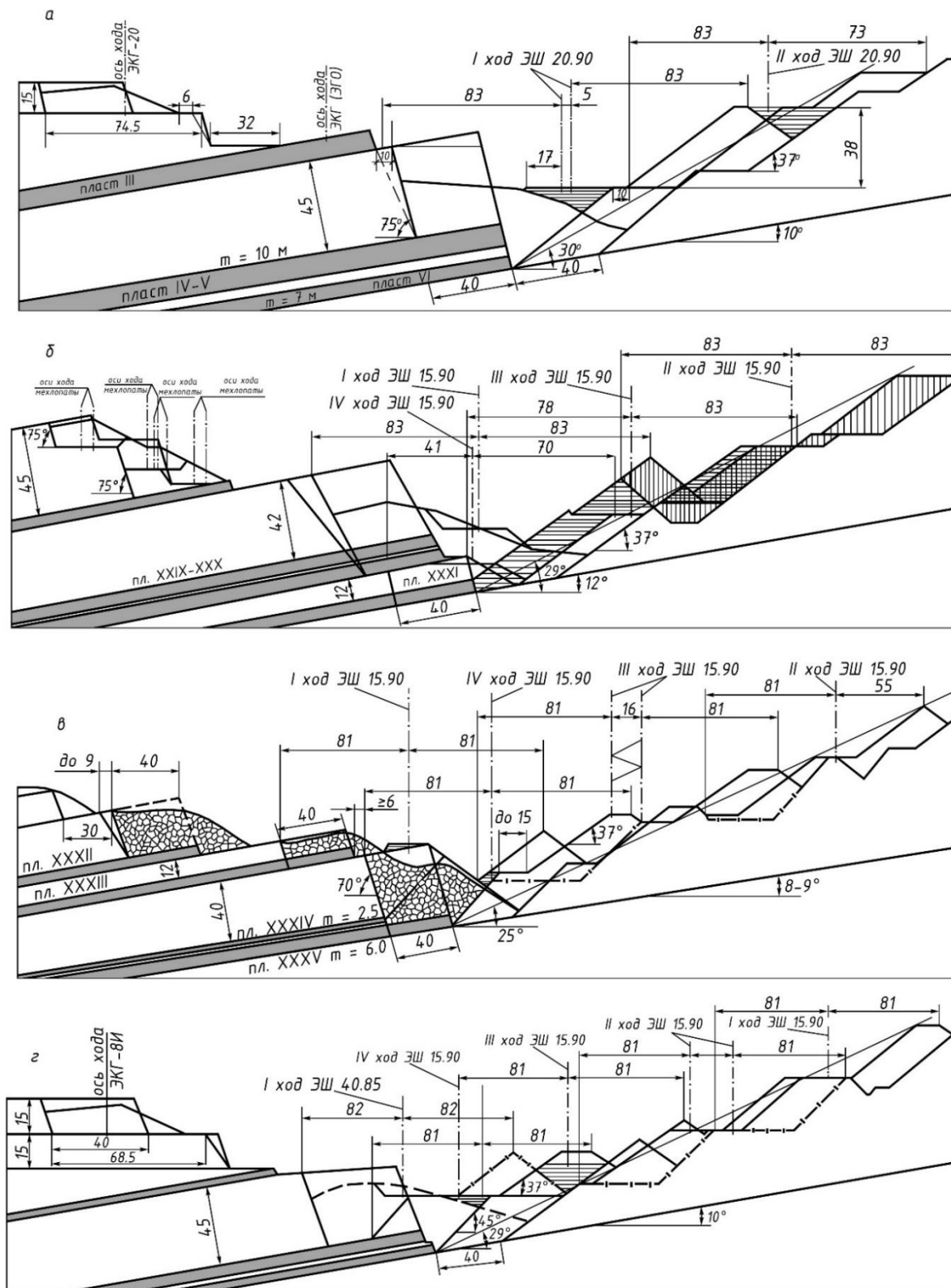


Рис. 1. Схемы формирования внутренних многоярусных отвалов при бестранспортной разработке свиты пологих пластов

Fig. 1. Schemes for formation of internal multi-tier dumps during transportless mining of flat seams strata



Отсыпаются трех-, четырех-, и реже пятиярусные отвалы драглайнами ЭШ 20.90, ЭШ 15.90, ЭШ 40.85. Генеральный (общий) угол откоса отвала соответствует рекомендациям Сибирского филиала ВНИМИ и составляет 25-30°, высота отвалов, в зависимости от угла наклона основания отвала, составляет 64-70 м при отсыпке трехъярусных отвалов и 96-104 м при отсыпке четырех- и пятиярусных отвалов [1-9]. Эти показатели меньше рекомендуемых 120-140 м, то есть имеется резерв вместимости в отвалах.

Мощность отрабатываемой вскрыши – от 45 до 54 м. Коэффициент переэкскавации составляет при отсыпке трехъярусных отвалов 0,75-1,26, четырехъярусных и пятиярусных – 1,06-2,07.

Для исследования представляет интерес схема распределения поступающей в отвал породы по отвальным ярусам (рис. 1):

- на схеме 1 порода распределяется по всем трем ярусам в границах отвального слоя, образованного при выемке предыдущей вскрышной заходки;
- на схеме 2 порода распределяется также по всем трем ярусам и частично укладывается в дополнительно подготовленную емкость во втором ярусе;
- на схеме 3 (четырёхъярусный отвал) поступающая порода распределяется в 1-м, 2-м и 3-м ярусе, причем порода в 3-м ярусе размещается как в границах отвального слоя, так и в дополнительно подготавливаемой емкости в массиве ранее отсыпанного отвального слоя; в 4-м ярусе размещается порода, вынимаемая при подготовке дополнительной ёмкости; особенностью размещения породы в подготовленной ёмкости является то, что при подготовке емкости вынимаемый объём породы больше, чем объём породы, размещаемой затем в этой емкости, что приводит к увеличению коэффициента переэкскавации; другой особенностью такой схемы отсыпки отвала является изменение порядка выполнения рабочих ходов драглайна;
- на схеме 4 (пятиярусный отвал) поступающая в отвал порода размещается только в 1-м, 2-м и 3-м ярусах, а в 4-м и 5-м ярусах размещается порода от подготовки дополнительной емкости в 3-м ярусе.

Таким образом, анализ формирования внутренних многоярусных отвалов показывает, что поступающая в отвал порода может распределяться или по всем ярусам отвала в границах отвального слоя, образованного при выемке предыдущей вскрышной заходки, или распределяться в нижние ярусы, для чего в ранее отсыпанном отвальном слое подготавливается дополнительная емкость для одного или двух ярусов, а вынимаемая при этом порода отсыпается в верхних ярусах [12-22]. Последний способ широко используется на разрезах при отсыпке многоярусных отвалов, особенно при работе на блоке двух драглайнов, что обеспечивает параллельность их работы и, следовательно, повышает производительность участка по горной массе [23-26, 29-30].

Отсыпаются, в некоторых случаях, и двухъярусные отвалы, но в этом случае не применяется подготовка дополнительной ёмкости для ярусов [27, 28].

Исходя из возможных схем распределения породы по отвальным ярусам, систематизированы виды структур двух-, трехъярусных отвалов (рис. 2) и, как наиболее сложных, отдельно – четырехъярусных отвалов, в которых и отражается порядок распределения поступающей в отвал породы по отвальным ярусам (рис. 3).

Для удобства анализа и изложения материала структурам отвалов присвоены следующие индексы:

- для двухъярусного: – 2-01 (схема не приводится как для самого простого случая);
- для трехъярусного: – 3-01 – порода распределяется по всем трем ярусам;
- 3-02 – порода распределяется во второй и третий ярус.

Структурам сложных четырехъярусных отвалов присвоены индексы 01, 02, 03, 04.

Особенности схем заключаются в следующем:

01 – порода распределяется по всем четырем ярусам отвала;

02 – порода размещается только в 1-м и 2-м ярусах, для чего во 2-м ярусе подготавливается дополнительная емкость, а вынимаемая порода размещается в 3-м и 4-м ярусах;



03 – порода размещается только в 1-м, 2-м и 3-м ярусе, для чего в 3-м ярусе подготавливается дополнительная емкость, а вынимаемая порода размещается в 4-м ярусе;

04 – порода размещается только в 1-м и 2-м ярусах, для чего во 2-м ярусе подготавливается дополнительная емкость, а вынимаемая при этом порода размещается в 3-м ярусе, для которого, в свою очередь, подготавливается дополнительная емкость.

Для всех этих структур разработана математическая модель вместимости отвала.

На схемах с двух- и трехъярусными отвалами приняты следующие условные обозначения:

1. Рабочие параметры экскаваторов-драглайнов, участвующих в отсыпке отвальных ярусов, и параметры их безопасной работы:

$R_{\text{ч}}$, $R_{\text{р}}$, $H_{\text{р}}$, $H_{\text{ч}}$, $R_{\text{к}}$, $\Pi_{\text{х}}$ – соответственно радиус черпания, радиус разгрузки, высота разгрузки, глубина черпания, радиус вращения и ширина хода экскаватора, занятого на формировании первого и второго ярусов, м;

$\Pi_{\text{тр}}$ – ширина трассы для прохода драглайнов на отвале с учетом вращения кузова, м;

B – минимальное расстояние от оси рабочего хода драглайна до верхней бровки нижележащего яруса, м;

$b_{\text{п}} = 3 \div 4$ м – минимальное расстояние между лыжей драглайна при работе и шагании и верхней бровкой нижележащего яруса, м.

2. Общие параметры всех схем отвалообразования:

α_{01} – угол подрезки первого яруса внутреннего отвала, отсыпаемого на прочное основание, рекомендуемый для разрезов Южного Кузбасса;

$\alpha_0 = 37^\circ$ – угол естественного откоса грунтосмесей в отвале на разрезах Южного Кузбасса;

$\gamma_{\text{г}}$ – генеральный (общий) угол откоса внутреннего отвала на разрезах Южного Кузбасса (по рекомендациям Прокопьевского филиала ВНИМИ);

$B \geq 10$ м – ширина бермы между верхней бровкой первого яруса и нижней бровкой второго яруса, м;

$h_{\text{ф}}$ – величина понижения отвального слоя между двумя смежными заходками, м;

$A_{\text{г1}}$ – горизонтальная ширина первого (южного) отвального яруса, м;

$A_{\text{г}}$ – то же, второго, третьего и четвертого ярусов, м;

$S_{\text{пр}}$ – объем, занимаемый во втором ярусе породой, отсыпанной при формировании первого яруса предыдущей отвальной заходки;

$E_{\text{я1}}$ – вместимость первого яруса на один метр фронта работ (удельная вместимость, м^3);

Δ – ширина свободной емкости в верхней части отвального яруса, не заполняемая при его отсыпке из-за несоответствия величины разгрузочного параметра драглайна ($R_{\text{р}}$) горизонтальной ширине отвального яруса ($A_{\text{г}}$), расположенного выше первого;

$H_{\text{я1}}$ – высота первого (нижнего) отвального яруса, измеряемая по вертикали от нижней бровки яруса до верхней его площадки, как показано на рис. 2 (высота может принимать значения $H_{\text{я1}} \leq H_{\text{ч}}$), м;

$H_{\text{я2}}$, $H_{\text{я3}}$ – высота соответственно второго и третьего ярусов, измеряемая по вертикали от нижней площадки установки отсыпавшего ярус драглайна до верхней площадки яруса, как показано на рис. 2 (высоты могут принимать значения: $H_{\text{я2}} \leq H_{\text{р}}$; $H_{\text{я3}} \leq H_{\text{р0}}$), м.

В табл. 1, 2 приводятся формулы для расчета линейных параметров и вместимости внутренних отвалов.

Мощность вскрышной толщи, эквивалентная вместимости отвала, определяется как:

$$H_{\text{э}} = \frac{E_{0i}}{A \cdot K_{\text{р}}}, \quad (1)$$

где $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в отвале; E_{0i} – общая вместимость отвала, м^3 ; A – ширина отвальной заходки, м.

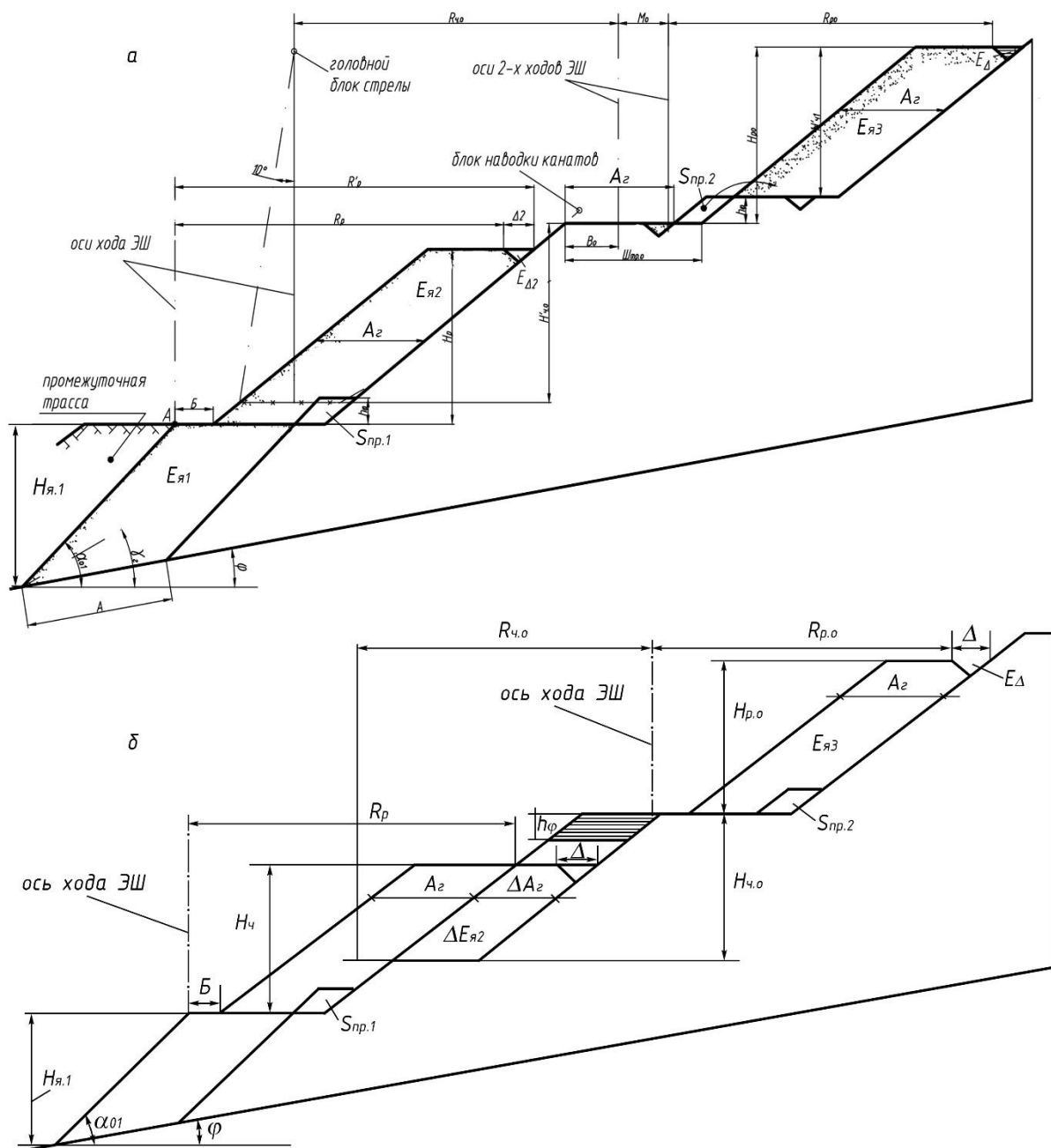


Рис. 2. Схемы отсыпки внутренних многоярусных отвалов: а – трехъярусного без подготовки дополнительной емкости во втором ярусе; б – трехъярусного с подготовкой дополнительной емкости во втором ярусе

Fig. 2. Schemes of backfilling of internal multi-tier dumps: a – three-tier dump without preparation of additional capacity in the second tier; b – three-tier dump with preparation of additional capacity in the second tier

Результаты расчетов линейных параметров двух- и трехъярусных отвалов и их вместимости приведены в таблице 3.



Исходные данные, принятые в расчетах: экскаватор ЭШ 20.90, $R_{\text{ч}} = R_{\text{р}} = 83 \text{ м}$; $H_{\text{р}} = 38 \text{ м}$; $\text{Ш}_{\text{тр}} = 34 \text{ м}$; $H_{\text{ч}} = 42 \text{ м}$; $b_{\text{п}} = 4 \text{ м}$; $B = 6 \text{ м}$; $A = 40 \text{ м}$; $\alpha_{01} = 37^\circ$; $\alpha_0 = 37^\circ$; $\varphi = 8^\circ$; $K_{\text{р}} = 1,4$. Принято $H_{\text{я}2} = H_{\text{я}3} = H_{\text{я}4} = H_{\text{р}}$.

Схема 01

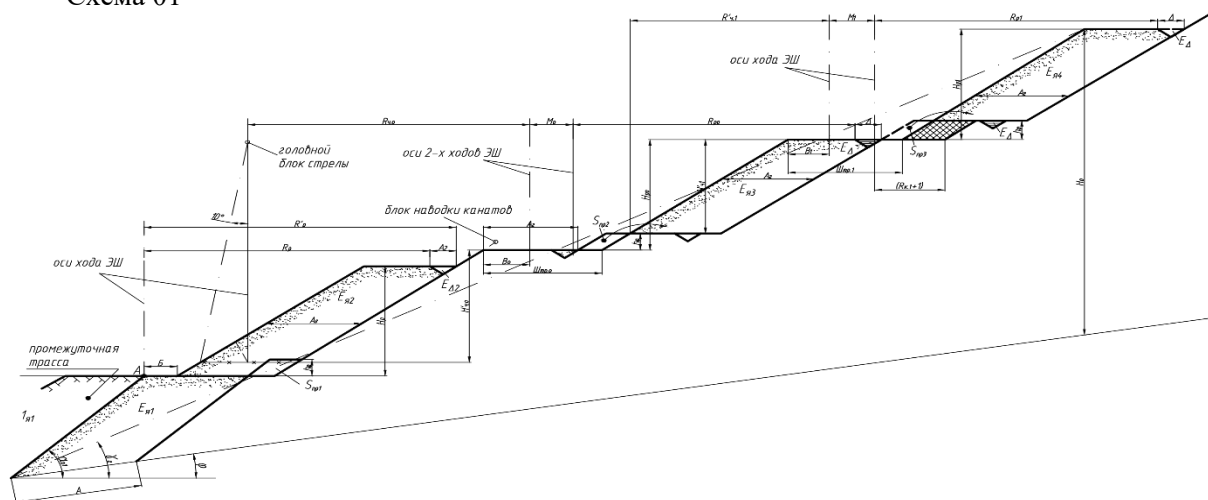


Схема 02

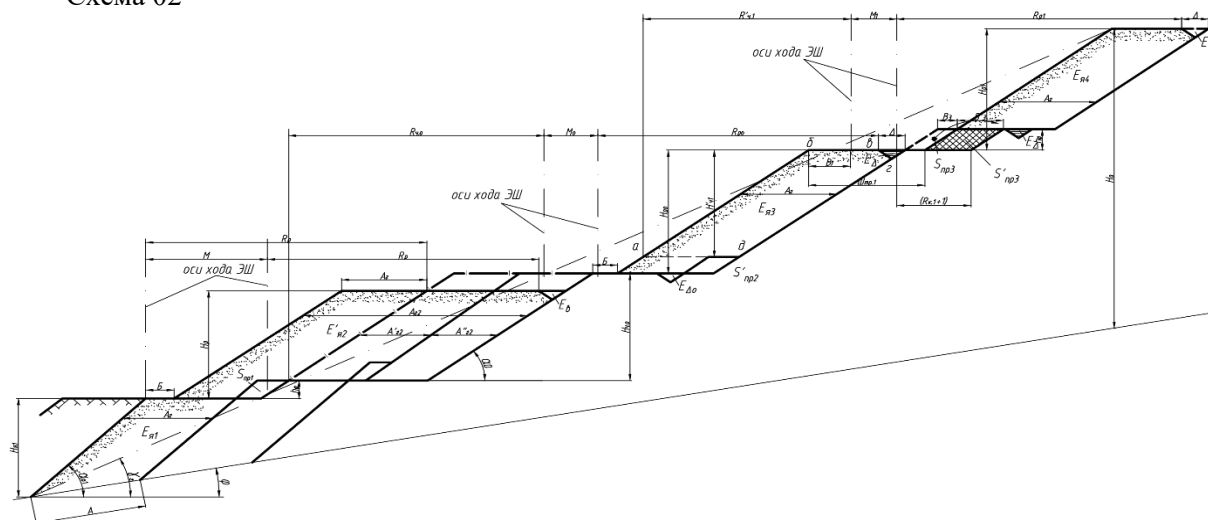


Схема 03

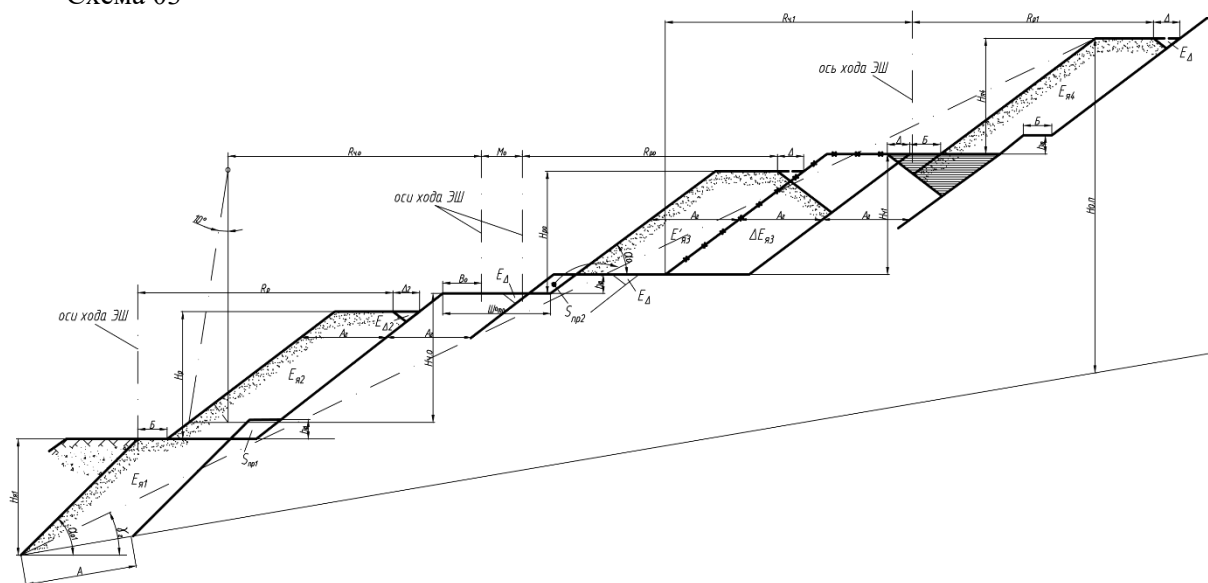


Схема 04

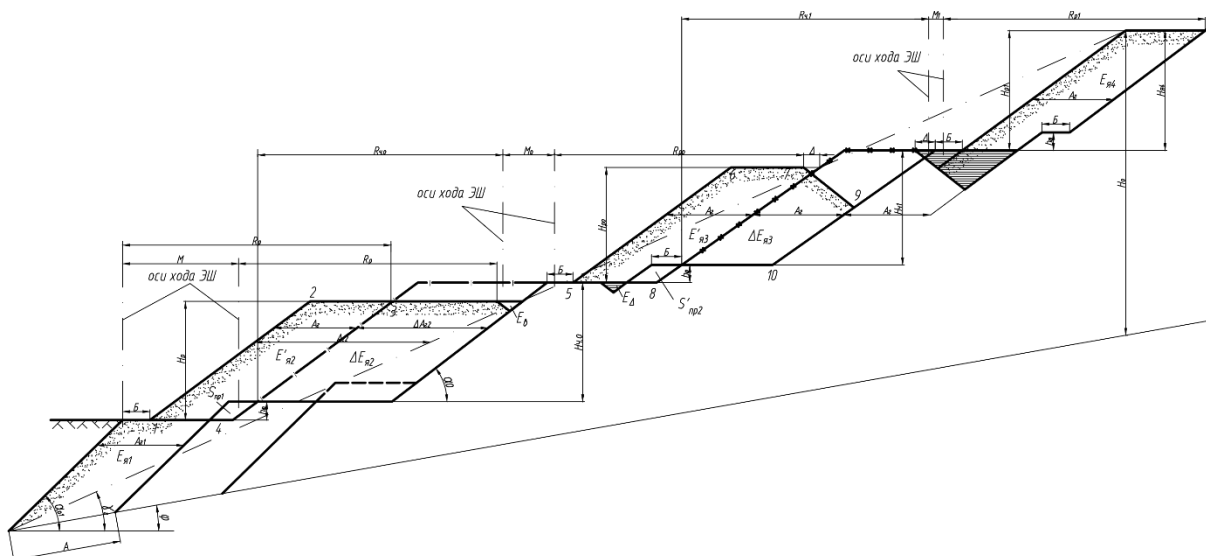


Рис. 3. Систематизация схем формирования внутренних многоярусных отвалов: 01 – схема с образованием емкости каждого яруса, при выемке предыдущих вскрышной и добычной заходок; 02 – с подготовкой дополнительной емкости во втором ярусе; 03 – с подготовкой дополнительной емкости в третьем ярусе; 04 – с подготовкой дополнительной емкости во втором и третьем ярусах.

Fig. 3. Systematization of the schemes of creating internal multi-tier dumps: 01 – scheme with the formation of the capacity of each tier, at excavation of the previous stripping and winning cuts; 02 – with the preparation of additional capacity in the second tier; 03 – with the preparation of additional capacity in the third tier; 04 – with the preparation of additional capacity in the second and third tiers.

Таблица 1. Формулы расчета параметров, общих для всех схем отвалообразования
Table 1. Formulas for calculating parameters common to all dumping schemes

Параметр, расчетная формула	
$\text{Ш}_{\text{тр}} = B + R_k + 1, \text{ м}$ $B = 0,5 \cdot \text{Ш}_x + b_n, \text{ м}$ $h_\varphi = A \cdot \sin \varphi, \text{ м}$ $A_{r1} = A \cdot \sin (\alpha_{01} - \varphi) \cdot \sin^{-1} \alpha_{01}, \text{ м}$ $A_r = A \cdot \sin (\alpha_0 - \varphi) \cdot \sin^{-1} \alpha_{01}, \text{ м}$ $\Delta = 0,25 \cdot A_r, \text{ м}$	$E_\Delta = 0,25 \cdot \Delta^2 \cdot \text{tg } \alpha_0, \text{ м}^2$ $S_{\text{пр.1}} = h_\varphi \cdot [B - 0,5 \cdot h_\varphi \cdot (\text{ctg } \alpha_0 - \text{ctg } \alpha)]$ $S_{\text{пр.2}} = (\text{Ш}_{\text{тр}} - A_r) \cdot h_\varphi, \text{ м}^2$ $E_{я1} = A_{r1} \cdot \left(H_{я1} \cdot \frac{\text{ctg } \varphi}{\text{ctg } \varphi - \text{tg } \alpha_{01}} - 0,5 \cdot A \cdot \sin \varphi \right), \text{ м}$

Из таблицы видно, что при отсыпке трехъярусных отвалов по схемам 3-01 и 3-02 вместимость отвала практически одинаковая (63,3–63,4 м), но у этих схем различная организация работы драглайнов.

Кроме того, на участке «Основное поле» вскрыша отрабатывается по двум междупластьям по бестранспортной технологии, их суммарная мощность составляет $(45 \text{ м} + 7 \text{ м}) = 52 \text{ м}$.

Если сделать прирезку уступа по междупластью над пл. III хотя бы на 20-25 м или более, то необходимо будет отсыпать четырехъярусные отвалы.



Таблица 2. Формулы расчета параметров, различающихся для разных схем отвалообразования
Table 2. Formulas for calculating parameters that differ for different dumping schemes

Формулы и последовательность расчета линейных параметров и вместимости двухъярусного отвала	Формулы и последовательность расчета линейных параметров и вместимости трехъярусного отвала без подготовки дополнительной емкости
Параметр, расчетная формула	
$R'_p = H_{я2} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_0 + A_r + B, \text{ м}$ $\begin{cases} \Delta_2 = 0; E_{\Delta 2} = 0 \text{ при } R_p \geq R'_p, \text{ м} \\ \Delta_2 = R'_p - R_p; E_{\Delta 2} = 0,25 \cdot \Delta_2^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0, \text{ м}^2 \end{cases}$ (при $R_p < R'_p$) $E_{я2} = A_r \cdot H_{я2} - S_{np1} - E_{\Delta 2}, \text{ м}^2$ $E_0 = E_{я1} + E_{я2}, \text{ м}^2$ $H_3 = \frac{E_0}{A \cdot K_p}, \text{ м}$	$R'_p = H_{я2} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_0 + A_r + B, \text{ м}$ $\begin{cases} \Delta_2 = 0; E_{\Delta 2} = 0 \text{ при } R_p \geq R'_p, \text{ м} \\ \Delta_2 = R'_p - R_p; E_{\Delta 2} = 0,25 \cdot \Delta_2^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0, \text{ м}^2 \end{cases}$ (при $R_p < R'_p$) $E_{я2} = A_r \cdot H_{я2} - S_{np1} - E_{\Delta 2}, \text{ м}^2$ $E_{я3} = A_r \cdot H_{я3} - S_{np2}, \text{ м}^2$ $E_0 = E_{я1} + E_{я2} + E_{я3}, \text{ м}^2$ $H_3 = \frac{E_0}{A \cdot K_p}, \text{ м}$
Формулы и последовательность расчета линейных параметров и вместимости трехъярусного отвала с подготовкой дополнительной емкости во втором ярусе	
Параметр, расчетная формула	
$E'_{я2} = A_c \cdot H_{я2} - S_{np1}, \text{ м}^2$ $E_{я3} = A_c \cdot H_{я3} - S'_{np}, \text{ м}^2$ $\Delta A_{c2} = E_{я3} \cdot H_{ч0}^{-1}, \text{ м}$	$\Delta E_{я2} = \Delta A_{c2} \cdot (H_{ч} - h_{\phi}) - E_{\Delta}, \text{ м}^2$ $E_{я2} = E'_{я2} + \Delta E_{я2}, \text{ м}^2$ $E_{03} = E_{я1} + E_{я2}, \text{ м}^2$ $H_{3.3} = E_{03} \cdot (A \cdot K_p)^{-1}, \text{ м}$
Формулы и последовательность расчета линейных параметров и вместимости трехъярусного отвала с подготовкой дополнительной емкости во втором и третьем ярусе	
Параметр, расчетная формула	
$R'_p = H_{я2} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_0 + A_r + B, \text{ м}$ $\begin{cases} \Delta_2 = 0; E_{\Delta 2} = 0 \text{ при } R_p \geq R'_p, \text{ м} \\ \Delta_2 = R'_p - R_p; \\ E_{\Delta 2} = 0,25 \cdot \Delta_2^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0, \text{ м}^2 \end{cases}$ (при $R_p < R'_p$) $E_{я2} = A_r \cdot H_{я2} - S_{np1} - E_{\Delta 2}, \text{ м}^2$ $E'_{я3} = (H_{я3} - h_{\phi}) \cdot A_r - S_{np2}, \text{ м}^2$ $\Delta E_{я3} = (H_{ч} - h_{\phi}) - 0,25 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0 \times$ $\times (A_r^2 + 2 \cdot \Delta^2 + 2 \cdot \Delta \cdot A_r), \text{ м}^2$	$\Delta A_{r3} = A_r, \text{ м}$ $A_{r3} = A_r + \Delta A_{r3}, \text{ м}$ $E_{я3} = E'_{я3} + \Delta E_{я3}, \text{ м}^2$ $S_{я3} = A_r \cdot H_{ч} - E_{\Delta}, \text{ м}^2$ $E_{я4} = S_{я3}, \text{ м}^2$ $H_{я4} = A_r^{-1} \cdot \{H_{ч} \cdot A_r + S_{np} -$ $- [(A_r + \Delta)^2 - \Delta^2] \cdot 0,25 \cdot \operatorname{tg} \alpha_0\}, \text{ м}$ $E_0 = E_{я1} + E_{я2} + E_{я3}, \text{ м}^2$ $H_3 = E_0 \cdot (A \cdot K_p)^{-1}, \text{ м}$



Таблица 3. Линейные параметры и вместимость отвалов
 Table 3. Linear parameters and capacity of dumps

Значения общих параметров для всех схем экскавации									
$A_{Г1}, м$	$A_{Г}, м$	$\Delta, м$	$E_{\Delta}, м^2$	$h_{\phi}, м$	$E_{я1}, м^2$	$S_{пр1}, м^2$	$S_{пр2}, м^2$	$S_{пр3}, м^2$	$S'_{пр1}, м^2$
34	32,2	8	12,2	5,56	1335	28,3	9,9	9,9	33,4
Двухъярусный отвал									
$E_{я1}, м^2$	$R'_{п}, м$	$\Delta_2, м$	$E_{\Delta_2}, м^2$	$E_{я2}, м^2$	$E_{02} = E_{я1} + E_{я2}, м^2$			$H_{э,2}, м$	
1335	92,6	9,6	17,5	1177,8	2512,8			44,8	
Трехъярусный отвал без подготовки емкости во втором ярусе									
$E_{я1}, м^2$	$E_{я2}, м^2$		$E_{я3}, м^2$	$E_{0.3} = E_{я1} + E_{я2} + E_{я3}, м^2$			$H_{э,3}, м$		
1335	1177,8		1034,7	3547,4			63,3		
Трехъярусный отвал с подготовкой дополнительной емкости во втором ярусе									
$E_{я1}, м^2$	$E'_{я2}, м^2$	$\Delta E_{я2}, м^2$	$E_{я3}, м^2$	$\Delta A_{Г2}, м^2$	$E'_{я2} + \Delta E_{я2}, м^2$	$E_{я1} + E'_{я2} + \Delta E_{я2}, м^2$		$H_{э,3}, м$	
1335	1195,3	1020,4	1190,2	28,3	2210,6	3550,7		63,4	

В таблице 4 дан расчет вместимости четырехъярусных отвалов.

Математическая модель вместимости четырехъярусного отвала приведена в таблице 5 для структур 01, 02, 03, 04.

Таблица 4. Вместимость четырехъярусных отвалов
 Table 4. Capacity of four-tier dumps

Схема отвала	$E_{я1}, м^2$	$R'_{п}, м$	$\Delta_2, м$	$E_{\Delta2}, м^2$	$E_{я2}, м^2$	$E'_{я2}$	$\Delta E_{я2}$	$E_{я3}$	$E'_{я3}, м^2$	$\Delta E_{я3}, м^2$	$E_{я4}$	$E_{04}, м^2$	$H_{э,4}, м$
01	1335	88,6	9,2	17,5	1177,8	—	—	1034,7	—	—	1034,7	4582,2	81,8
02	1335	88,6	5,6	6,0	—	1189,3	1788	—	1034,7	—	—	4312,3	77,0
03	1335	88,6	5,6	6,0	1189,3	—	—	—	1034,7	856,8	—	4415,8	78,8
04	1335	88,6	9,2	17,5	1177,8	1189,3	1680	—	1034,7	856,8	—	4204,3	75,0

Как видно из таблицы, для различных схем отсыпки четырехъярусных отвалов имеет место различная его вместимость. В то же время процесс перемещения породы из вскрышной заходки в отвал будет сопровождаться несколькими рабочими ходами драглайнов, но организация работы оборудования будет различна.

Поэтому проведены исследования для выбора наиболее эффективной схемы отвалообразования.



Таблица 5. Математическая модель вместимости четырехъярусных отвалов
Table 5. Mathematical model of the capacity of four-tier dumps

для схем 01,02,03,04

$$\begin{aligned} Ш_{TP} &= B + R_K + 1, м & A_{r1} &= A \times \sin(\alpha_{01} - \varphi) \times \sin \alpha_{01}^{-1}, м \\ Ш_{TP,0} &= B_0 + R_{K,0} + 1, м & A_r &= A \times \sin(\alpha_{01} - \varphi) \times \sin \alpha_{01}^{-1}, м \\ Ш_{TP,1} &= B_1 + R_{K,1} + 1, м & \Delta &= 0,25 \times A_r, м \\ B &= 0,5 \times Ш_X + b_{II}, м & E_{\Delta} &= 0,25 \times \Delta^2 \times tg \alpha_0, м^2 \\ B_0 &= 0,5 \times Ш_{X,0} + b_{II}, м & S_{PP} &= B \times h\varphi, м^2 \\ B_1 &= 0,5 \times Ш_{X,1} + b_{II}, м & S_{PP,2} &= (Ш_{TP,0} - A_r) \times h\varphi, м^2 \\ h_{\varphi} &= A \times \sin \varphi, м & S_{PP,3} &= (Ш_{TP,1} - A_r) \times h\varphi, м^2 \\ E_{Я1} &= A_{r1} \times \left(H_{Я1} \times \frac{ctg \varphi}{ctg \varphi - tg \alpha_{01}} - 0,5 \times A \times \sin \varphi \right), м \end{aligned}$$

для схемы 03

$$\begin{aligned} R'_p &= H_{Я2} \times ctg \alpha_0 + A_r + B, м & \Delta A_{r3} &= A_r, м \\ \Delta_2 &= 0; E_{\Delta 2} = 0 \text{ при } R_p \geq R'_p & A_{r3} &= A_r + \Delta A_{r3}, м \\ \Delta_2 &= R'_p - R, м; & E_{Я3} &= E'_{Я3} + \Delta E_{Я3}, м^2 \\ E_{\Delta 2} &= 0,25 \times \Delta_2^2 \times tg \alpha_0, м^2 & S_{Я3} &= A_r \times H_{q1} - E_{\Delta}, м^2 \\ E_{Я2} &= A_r \times H_{Я2} - S_{PP} - E_{\Delta 2}, м^2 & S_{Я3} &= A_r \times H_{q1} - E_{\Delta}, м^2 \\ E'_{Я3} &= (H_{Я3} - h\varphi) \times A_r - S_{PP,2}, м^2 & E_{Я4} &= S_{Я3}, м^2 \\ H_{Я4} &= A_r^{-1} \times \{ H_{q1} \times A_r + S_{PP} - [A_r + \Delta]^2 - \Delta^2 \} \times 0,25 \times tg \alpha_0, м & E_{03} &= E_{Я1} + E_{Я2} + E_{Я3}, м^2 \\ H_{Э03} &= E_{03} \times (A \times K_p)^{-1}, м & \Delta E_{Я3} &= (H_{q1} - h\varphi) - 0,25 \times tg \alpha_0 \times (A_r + 2 \times \Delta^2 + 2 \times \Delta \times A_r), м^2 \end{aligned}$$

для схемы 01

$$\begin{aligned} R'_p &= H_{Я2} \times ctg \alpha_0 + A_r + B, м & E_{Я1} &= A_{r1} \times H_{Я1} - S_{PP} - E_{\Delta 2}, м^3 \\ \Delta_2 &= 0; E_{\Delta 2} = 0 \text{ при } R_p \geq R'_p, м & E_{Я3} &= A_r \times H_{Я3} - S_{PP,2}, м^3 \\ \Delta_2 &= R'_p - R, м; & E_{Я4} &= A_r \times (H_{Я4} \times h\varphi) - S_{PP,2}, м^3 \\ E_{\Delta 2} &= 0,25 \times \Delta_2^2 \times tg \alpha_0, м^3 & E_{01} &= E_{Я1} + E_{Я2} + E_{Я3} + E_{Я4}, м^3 \\ \text{при } R_p < R'_p & & H_{Э01} &= \frac{E_{01}}{A \times K_p}, м \end{aligned}$$

для схемы 04

$$\begin{aligned} E'_{Я2} &= A_r \times H_{Я2} - S_{PP}, м^2 & S_{Я2} &= E_{Я3}, м^2 \\ E'_{Я3} &= A_r \times H_{Я3} - S_{PP}, м^2 & \Delta A_{r2} &= E_{Я3} \times H_{q0}^{-1}, м \\ \Delta E_{Я3} &= A_r \times (H_{q1} - h\varphi) - 0,25 \times tg \alpha_0 \times (A_r + 2 \times \Delta^2 + 2 \times \Delta \times A_r), м & \Delta E_{Я2} &= \Delta A_{r2} \times (H_{q0} - h\varphi) - E_{\Delta}, м^2 \\ \Delta A_{r3} &= A_r, м & E_{Я2} &= E'_{Я2} + \Delta E_{Я2}, м^2 \\ A_{r3} &= A_r + \Delta A_{r3}, м & E_{04} &= E_{Я1} + E_{Я2}, м^2 \\ E_{Я3} &= E' + \Delta E_{Я3}, м^2 & H_{Э04} &= E_{04} \times (A \times K_p)^{-1}, м \\ S_{Я3} &= A_r \times H_{q1} - E_{\Delta}, м^2 & E_{04} &= S_{Я3}, м^2 \\ H_{Я4} &= A_r^{-1} \times \{ H_{q1} \times A_r + S_{PP} - [A_r + \Delta]^2 - \Delta^2 \} \times 0,25 \times tg \alpha_0, м \end{aligned}$$

для схемы 02

$$\begin{aligned} E_{Я2} &= H_{Я2} \times A_r - S_{PP}, м^2 & A_{r2} &= H_{q,0} - h\varphi, м \\ E_{Я3} &= H_{Я3} \times A_r - S_{PP}, м^2 & H_{E2} &= \Delta A_{r2} \times H_E - E_{\Delta}, м^2 \\ E_{Я4} &= (H_{Я4} - h\varphi) \times A_r - S_{PP,3}, м^2 & \Delta E_{Я2} &= E'_{Я2} + \Delta E_{Я2}, м^2 \\ S_{Я3} &= E_{Я4}, м^2 & E_{Я2} &= E_{Я1} + E_{Я2}, м^2 \\ \Delta A'_{r2} &= E_{Я3} \times H_{q,0}^{-1}, м & E_{02} &= E_{02} / A \times K_p, м \\ \Delta A'_{r2} &= S_{Я3} \times H_{q,0}^{-1}, м & H_{Э02} &= A_r + \Delta A_{r2}, м \\ \Delta A_{r2} &= \Delta A'_{r2} + \Delta A''_{r2}, м \end{aligned}$$

ГДЕ:

A_{r1} - горизонтальная ширина первого (нижнего) отвального яруса, м;
 A_r - то же второго, третьего и четвертого ярусов, м;
 S_{PP} - объем, занимаемый во втором ярусе породой, отсыпанной при формировании первого яруса предыдущей отвальной заходки;
 $E_{Я1}$ - вместимость первого яруса на один метр фронта работ (удельная вместимость), м³;
 Δ - ширина свободной емкости в верхней части отвального яруса;
 $H_{Я1}$ - высота первого (нижнего) отвального яруса, измеряемая по вертикали от нижней бровки до горизонта верхней его площадки, м;
 $H_{Я2}, H_{Я3}, H_{Я4}$ - соответственно: высота второго, третьего и четвертого ярусов, измеряемая по вертикали от нижней площадки установки драглайна, отсыпавшего ярус до верхней площадки этого яруса, м.

ГДЕ:

$R_q, R_p, H_p, H_q, R_K, Ш_X, Ш_{TP}, B$ -
Соответственно: радиус черпания, радиус разгрузки, высота разгрузки, глубина черпания, радиус вращения, ширина хода экскаватора, ширина трассы для прохода экскаватора на отвале, берма безопасности - для драглайна, занятого на формировании первого и второго ярусов, м;

$R_{q,0}, R_{p,0}, H_{p,0}, H_{q,0}, R_{K,0}, Ш_{X,0}, Ш_{TP,0}, B_0$ -
то же для экскаватора, занятого на формировании третьего яруса, м;

$R_{q,1}, R_{p,1}, H_{p,1}, H_{q,1}, R_{K,1}, Ш_{X,1}, Ш_{TP,1}, B_1$ -
то же для экскаватора, занятого на формировании четвертого яруса, м;

b_n - минимальное расстояние между лыжей драглайна при работе и шагании и верхней бровкой нижележащего яруса, м;

α_0 - угол естественного откоса породы в отвале;

α_{01} - угол подрезки первого яруса внутреннего отвала;

γ_r - генеральный (общий) угол откоса внутреннего отвала;

h_{φ} - величина понижения отвального слоя между смежными заходками, м;



Показатели поперечного перемещения породы при отсыпке четырехъярусных отвалов в условиях разработки свиты из трех пологих пластов

На разрезе «Сибиргинский» для участков «Сибиргинское поле» и «Восточный блок Курейнского поля» было необходимо определить максимально возможную мощность вскрыши, отрабатываемую по бестранспортной технологии, причем ограничивающим фактором предварительно можно было принять вместимость четырехъярусного отвала.

Поэтому оказался необходим более детальный анализ схем экскавации с учетом четырех возможных вариантов отсыпки внутреннего отвала (01, 02, 03, 04).

Для проведения анализа было выполнено построение схем экскавации с учетом особенностей залегания пластов на участке «Сибиргинское поле» и «Восточный блок Курейнского поля».

На участке «Сибиргинское поле» мощность нижнего междупластья над пл. VI изменяется в пределах от 0,2 до 14 м, составляя в среднем 5-7 м; мощность междупластья пл. IV-V и VI изменяется от 28,3 м до 49,5 м, составляя в среднем 42-45 м. Угол залегания пластов от 6 до 16°, в среднем 10°.

Мощность междупластья пл. III и пл. I, по которому предполагается нарезка бестранспортного уступа, составляет в среднем 39 м. Средняя мощность пластов III, IV-V, VI составляет соответственно 8,7 м; 11,6 м; 6,3 м.

Для участка «Восточный блок Курейнского поля» основной особенностью является значительный угол залегания пластов (14-16°), что осложняет отсыпку внутреннего многоярусного отвала. Средняя мощность междупластья пл. VI и IV-V составляет 14 м, междупластья пл. IV-V и III – 34-35 м. Выше пл. III может быть отработана толща породы до 80 м и более.

Таким образом, и на участке «Восточный блок Курейнского поля» также, в принципе, может быть сделана нарезка третьего бестранспортного уступа.

Окончательное решение вопроса нарезки третьего уступа может быть принято на основе сравнения показателей возможных схем экскавации, рассмотренных в профиле и плане отработки заходки.

Отличительной чертой схем экскавации является различное значение мощностей над пл. VI и над пл. IV-V.

Однако же, основные объемы вскрыши, поступающие в отвал, будут именно от этих междупластий, что при различных объемах будут влиять на структуру и параметры схем экскавации.

Кроме того, большой диапазон изменения мощности нижнего междупластья на участке «Сибиргинское поле» также может повлиять на структуру и параметры схем экскавации.

Для получения общих закономерностей формирования структур схем экскавации в условиях разработки свиты из трех пластов исследование проведено с использованием технологической модели (рис. 4).

Принципы её построения состоят в следующем:

- забойная сторона модели должна адекватно отражать условия залегания свиты из трех пластов на различных геологических участках, и, учитывая индивидуальность строения каждого участка, их необходимо систематизировать по определенному классификационному признаку;
- отвальная сторона должна включать все схемы распределения поступающей в отвал породы по отвальным ярусам;
- должны быть разработаны ограничения для моделирования в пределах условий рассматриваемых геологических участков.

Реализация этих принципов осуществлена в два этапа:

- 1) Сделан статистический анализ параметров залегания трех нижних пластов угольных свит с целью:
 - получения средних значений параметров угла падения пластов, мощностей междупластий и угольных пластов;
 - установления закономерностей взаимного положения пластов.
- 2) Разработана структура модели и система ограничений.



Анализ позволил установить две особенности залегания междупластий (нижнего и верхнего) в свите из трех угольных пластов:

1) Каждое отдельное междупластье имеет широкий диапазон изменения мощности – среднее значение мощности нижнего междупластья составляет от 6 м до 38 м, верхнего – от 13 м до 40 м; но особенность заключается в том, что если нижнее междупластье небольшой мощности, то верхнее – большой, и наоборот, если верхнее междупластье большой мощности, то нижнее является маломощным.

2) Вторая особенность заключается в том, что суммарная мощность нижнего и верхнего междупластий имеет узкие пределы: 48–54 м.

Таким образом, при моделировании свиту из трех угольных пластов можно представить следующим образом: залегают два стационарных пласта с постоянным расстоянием между ними ($H_1 + m_2 + H_2$), а средний пласт – переменного залегания.

Условия изменения залегания пластов в свите, количественно измеряемые мощностью нижнего междупластья (H_1) и верхнего (H_2), в модели определяются коэффициентом τ , равным:

$$\tau = H_2 / H_1 \quad (2)$$

Так, для участка «Сибиргинское поле» значение τ изменяется в пределах 2-7, для участка «Восточный блок Курейнского поля» – 2,5-2,8.

Однако при статистической обработке данных по геологическим разрезам были установлены наиболее часто встречающиеся значения показателя τ : 0.30; 0.53; 1.00; 1.89; 3.33; 4.78; 6.43. Поэтому при дальнейших расчетах зависимостей параметров и показателей технологических схем и системы разработки от параметров геологического строения участка будут приниматься именно эти значения.

Модель состоит из двух элементов:

– забойной стороны, моделирующей условия залегания междупластий при стационарном положении нижнего (первого) и верхнего (третьего) пластов и переменном положении среднего (второго) пласта;

– отвальной стороны, включающей все схемы размещения породы по ярусам четырехъярусного отвала.

Условия взаимного положения междупластий в свите заданы коэффициентом τ , изменяющимся от 0,3 до 6,4, то есть в пределах условий рассматриваемых геологических участков.

Весь процесс разработки породы и перемещение её во внутренний отвал составляет, в соответствии с общей теорией открытых горных работ, схему экскавации. Схемы экскавации в различных горно-геологических условиях или в одних и тех же условиях, но при изменении мест установки драглайна в профиле заходки, различаются своей структурой, то есть числом этапов разработки и перевалки породы, а также технологической взаимосвязью между ними.

Если в различных схемах экскавации число этапов и технологическая связь между ними одинаковы, но геометрическая форма этапов и их размеры могут отличаться, то такие схемы экскавации могут быть определены как однотипные.

В исследовании на основе построения серии схем экскавации для рассматриваемых условий выделены типовые схемы разработки вскрышных уступов и типовые схемы перевалки породы в отвале.

При разработке этих схем обязательным условием был учёт параметров развала вскрышных уступов.

Достоинством предлагаемой в данной работе методики является возможность определения ширины развала путем расчета точек траектории движения породы откольной зоны после взрыва. Дальность взрывного отброса породы откольной зоны и определяет ширину развала.

В исследовании на основе расчета на компьютере определяется серия точек траектории в зоне возможного пересечения её с поверхностью, на которую падает порода. Точка пересечения траектории с этой поверхностью и определяет ширину развала.

Построение контуров развала произведено с учетом следующих положений:

1) особенности формирования развалов по результатам маркшейдерских съёмок;

2) проверка условия, согласно которому площадь поперечного сечения развала должна быть равна площади поперечного сечения взрывающего уступа в массиве с учетом коэффициента разрыхления ($S_{раз} = A \cdot H \cdot K_p$).

Установлен недостаток технологии разработки свиты из трех пластов, а именно – меньший объем взрывного сброса породы в отвальный слой по сравнению с разработкой свиты из двух пластов.

Объясняется это тем, что взрывной сброс обеспечивается только при взрывании верхнего уступа, а взрывного сброса при взрывании среднего или нижнего уступа не происходит, так как в отвальном слое уже размещена сброшенная взрывом порода верхнего уступа. Поэтому коэффициент взрывного сброса составляет 7,7-8,5% от всего объема вскрышной толщи. Например, при взрывании высокого верхнего междупластья при разработке свиты из двух пластов взрывной сброс составляет 18-24% и иногда больше.

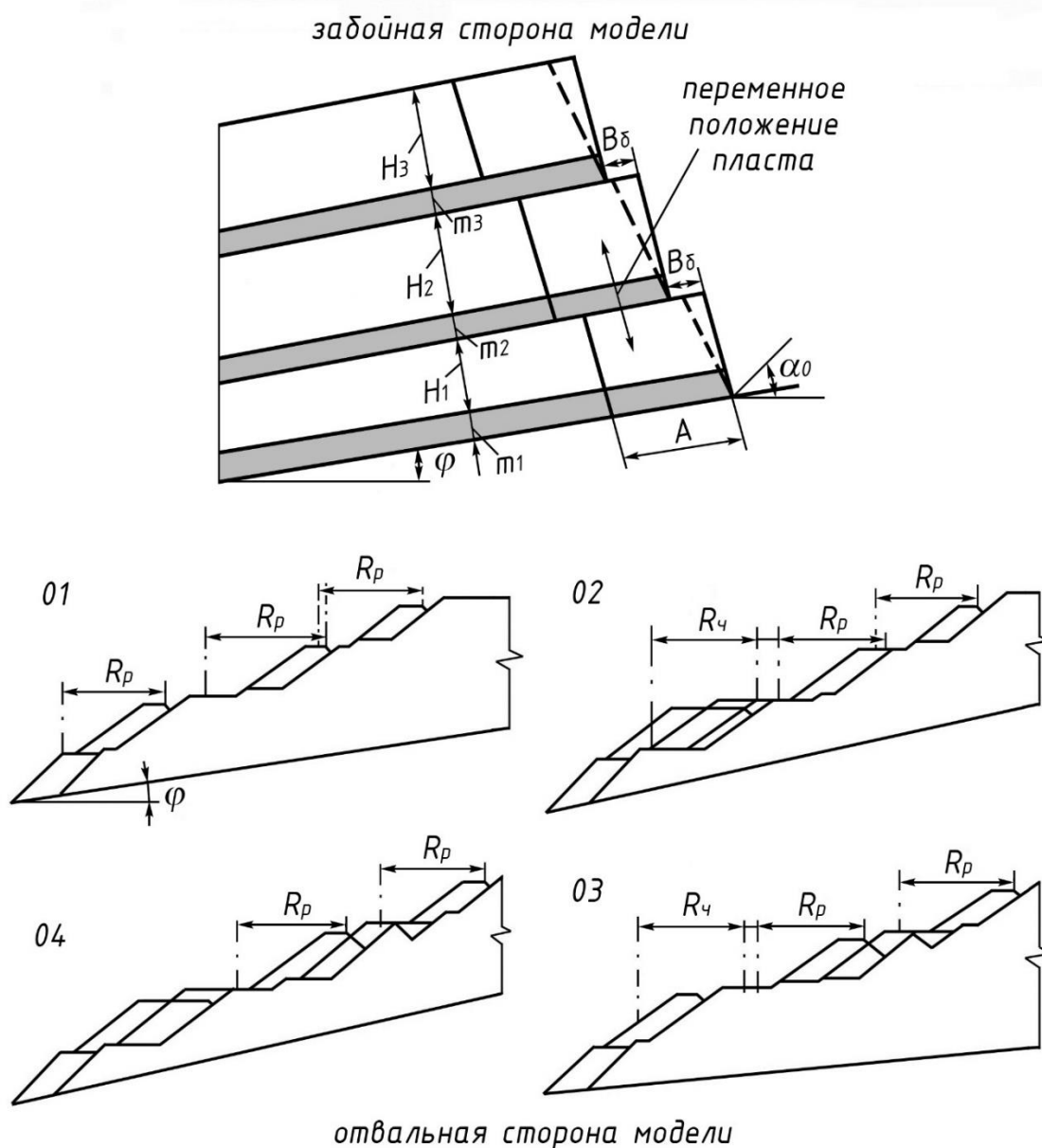


Рис. 4. Технологическая модель разработки свиты из трех пологих пластов

Fig. 4. Technological model of mining the strata of three flat seams



Выделены две группы схем разработки развалов вскрышных уступов: для свит, характеризуемых $\tau = 0,3-1,0$ и $\tau = 1,1-6,4$.

Отличие этих групп состоит в количестве этапов разработки развалов среднего и нижнего уступов.

Разработка породы среднего уступа связана с требованием обнажения откоса нижнего уступа для возможности проведения по нему взрывных работ без «зажима» взрываемой породы, причем ограничением на разработку развала является величина свободной ёмкости в первом и втором ярусах.

При $\tau = 0,3-1,0$ величина этой ёмкости и относительно небольшой объём среднего уступа с учетом части породы верхнего уступа позволяют за один этап двумя рабочими проходами обнажить откос нижнего уступа и отсыпать первый и второй ярусы, не прерывая этого процесса на этап перевалки породы из второго яруса с целью освобождения в нем емкости.

При $\tau = 1,1-6,4$ из-за значительного объёма породы среднего уступа (с учетом части породы верхнего уступа) и ограниченной вместимости первого и второго яруса обнажение откоса нижнего уступа осуществляется за два этапа разработки развала. После проведения первого этапа заполняется ёмкость первого и второго ярусов и, следовательно, необходим этап освобождения емкости во втором ярусе с перевалкой породы в 3-й ярус. После этого следует второй этап разработки развала с освобождением откоса нижнего уступа.

Условия моделирования:

$$\begin{cases} (H_1 + H_2 + H_3) = \text{const} \\ (m_1 + m_2 + m_3) = \text{const} \\ A; \varphi - \text{const.} \\ (H_1 + H_2) = \text{const} \\ H_1, H_2 - \text{переменные} \end{cases}$$

Исходные данные для моделирования:

Драглайн ЭШ 20.100; $(H_1+H_2+H_3) = 80,8$ м (максимальная величина вместимости отвала по схеме 04, но меньше, чем по схемам 01, 02, 03); $(H_1+H_2) = 52$ м; $A = 40$ м; $\varphi = 10^\circ$; $H_1^{\min} = 7$ м; $H_1^{\max} = 40$ м; $H_2^{\min} = 12$ м; $H_2^{\max} = 45$ м; $m_1 = 7,6$ м; $m_2 = 10$ м; $m_3 = 7,5$ м; $\alpha_0 = 45^\circ$.

Выбор драглайна ЭШ 20.100 для моделирования принят по двум причинам:

- оценить возможность, в случае технического перевооружения на разрезе, более перспективной модели драглайна взамен работающих сейчас старых моделей ЭШ 15.90 на участке «Сибиргинское поле»;
- изучить возможность отработки предельных мощностей бестранспортной вскрыши при применении на разрезах южного Кузбасса драглайна с длиной стрелы 100 м.

К рассмотрению принято 7 вариантов взаимного расположения пластов в свите и все 4 схемы распределения породы по отвальным ярусам.

Всего 28 расчетных вариантов, их условное обозначение приведено в таблице 6.

Для возможности сравнения вариантов между собой все они поставлены в одинаковые условия по высоте разрабатываемой породной толщи. Она принята соответственно вместимости отвала, отсыпаемого по схеме 04, как имеющей минимальное значение и равное 80,8 м. Породная толща такой высоты может быть размещена и при всех других схемах распределения породы по ярусам.

Высота третьего вскрышного уступа над третьим (верхним) пластом для всех вариантов одинакова и составляет 28,8 м.

В исследовании на основе построения и анализа ряда схем экскавации выделены типовые схемы разработки вскрышных уступов и типовые схемы перевалки породы в отвале.

При разработке схем учитывались параметры развала вскрышных уступов.

Особенностью построения контуров развалов вскрышных уступов является то, что профили выработанного пространства, в котором формируется развал породы, разнообразны и индивидуальны для каждой схемы экскавации. В настоящее время отсутствует методика расчета



геометрической формы и параметров поверхности развала в рассматриваемых условиях. Поверхность развала уступа при бестранспортной технологии рассчитывается только для простых условий: один вскрышной уступ над одним пологим пластом по методике, изложенной в работе [10].

Таблица 6. Обозначение расчетных схем экскавации

Table 6. Marking of calculating excavation schemes

Варианты	Н ₂ , м	Н ₁ , м	τ	схемы отсыпки отвалов			
				01	02	03	04
1	12	40	0,30	1-01	1-02	1-03	1-04
2	18	34	0,53	2-01	2-02	2-03	2-04
3	26	26	1,00	3-01	3-02	3-03	3-04
4	34	18	1,89	4-01	4-02	4-03	4-04
5	40	12	3,33	5-01	5-02	5-03	5-04
6	43	9	4,78	6-01	6-02	6-03	6-04
7	45	7	6,43	7-01	7-02	7-03	7-04

Однако достоинством предлагаемой в этой работе методики является возможность определения ширины развала путем расчета точек траектории движения породы откольной зоны уступа после взрыва. Дальность взрывного отброса породы откольной зоны и определяет ширину развала.

В исследовании на основе расчета на компьютере определяется серия точек траектории в зоне возможного пересечения её с поверхностью, на которую падает порода. Точка пересечения траектории с этой поверхностью и определяет ширину развала (рис. 5-а, б).

Построение контуров развала произведено с учетом следующих положений:

- 1) особенности формирования развалов по результатам маркшейдерских съёмок;
- 2) проверка условия, согласно которому площадь поперечного сечения развала должна быть равна площади поперечного сечения взрывающегося уступа в массиве с учетом коэффициента разрыхления ($S_{\text{раз.}} = A \cdot H \cdot K_p$).

На рис. 5-в, г показаны результаты взрывания верхнего уступа при различных значениях мощности нижнего и среднего междупластий.

Установлен недостаток технологии разработки свиты из трех пластов, а именно – меньший объем взрывного сброса породы в отвальный слой по сравнению с разработкой свиты из двух пластов (рис. 5-д).

Объясняется это тем, что взрывной сброс обеспечивается только при взрывании верхнего уступа, а взрывного сброса при взрывании среднего или нижнего уступа не происходит, так как в отвальном слое уже размещена сброшенная взрывом порода верхнего уступа. Поэтому коэффициент взрывного сброса составляет 7,7-8,5% от всего объема вскрышной толщи. Например, при взрывании высокого верхнего междупластья при разработке свиты из двух пластов взрывной сброс составляет 18-24% и иногда больше.

На рис. 6 показаны типовые схемы разработки развалов породы вскрышных уступов.

Выделено две группы схем: для свит, характеризуемых $\tau = 0,3 - 1,0$ и $\tau = 1,1 - 6,4$.

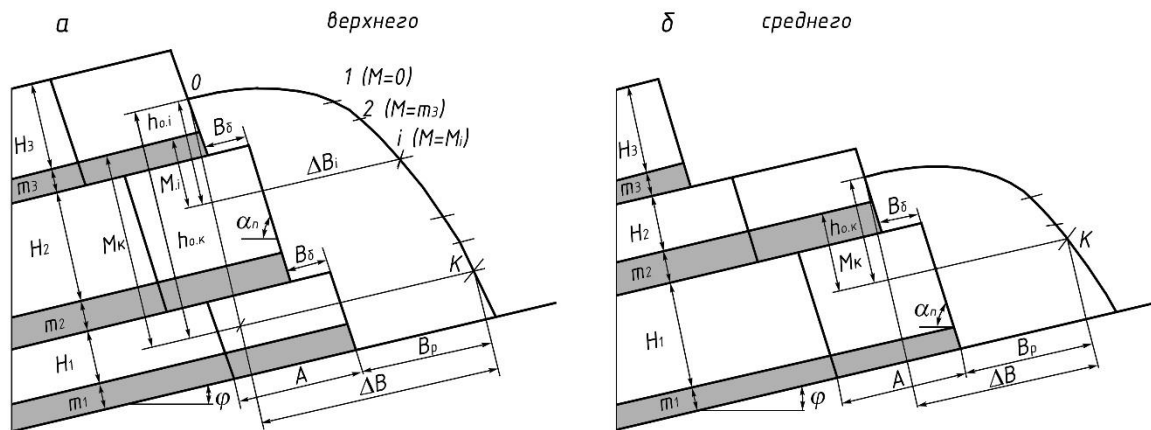
Отличие этих групп состоит в количестве этапов разработки развалов среднего и нижнего уступов.

Разработка породы среднего уступа связана с требованием обнажения откоса нижнего уступа для возможности проведения по нему взрывных работ без «зажима» взрывающейся породы, причем ограничением на разработку развала является величина свободной ёмкости в первом и втором ярусах.

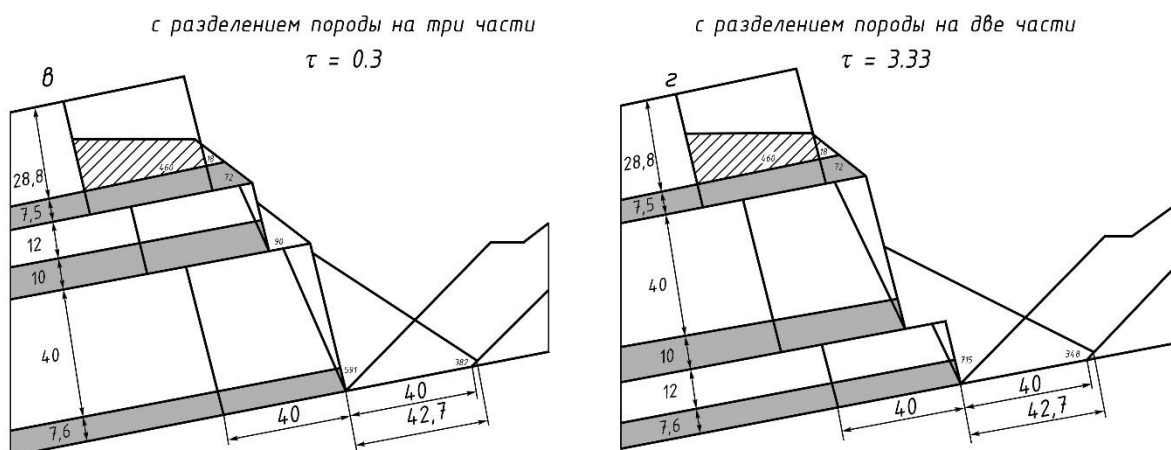
При $\tau = 0,3 - 1,0$ величина этой ёмкости и относительно небольшой объём среднего уступа с учетом части породы верхнего уступа позволяют за один этап двумя рабочими проходами

обнажить откос нижнего уступа и отсыпать первый и второй ярусы, не прерывая этого процесса на этап перевалки породы из второго яруса с целью освобождения в нем емкости.

Определение ширины развала взорванных уступов



Виды формирования развала взорванной породы верхнего уступа



Зависимость коэффициента взрывного сброса $K_{сб}$ от показателя τ :

$$K_{сб} = \frac{S_{в.с}}{A \cdot \sum H \cdot K_p};$$

Объем взрывного сброса:

$$S_{в.с} = (A + 2 \cdot \Delta B_p) \cdot C_1;$$

$$C_1 = \frac{\operatorname{tg}(\alpha_p + \varphi) \cdot \operatorname{tg}(\alpha_{01} - \varphi)}{2 \cdot [\operatorname{tg}(\alpha_p + \varphi) + \operatorname{tg}(\alpha_{01} - \varphi)]};$$

$$\Delta B_p = (B_p - A) \cdot C_2;$$

$$C_2 = \frac{\cos^2 \varphi \cdot \sin(\alpha_{01} - \varphi) \cdot [\operatorname{ctg}(\alpha_{01} - \varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_p + \varphi)]}{\cos \alpha_{01}}, \text{ где } \varphi$$

– угол наклона основания отвала, градус; α_{01} – угол откоса первого яруса отвала, градус; α_p – угол наклона поверхности развала взорванной горной массы, градус.

Рис. 5. Определение ширины развала взорванных уступов и виды их формирования

Fig. 5. Determination of the width of blasted benches and types of their forming



При $\tau = 1,1 - 6,4$ из-за значительного объема породы среднего уступа (с учетом части породы верхнего уступа) и ограниченной вместимости первого и второго яруса обнажение откоса нижнего уступа осуществляется за два этапа разработки развала. После проведения первого этапа (рис. 6-з) заполняется ёмкость первого и второго ярусов и, следовательно, необходим этап освобождения емкости во втором ярусе с перевалкой породы в 3-й ярус.

После этого следует второй этап разработки развала с освобождением откоса нижнего уступа (рис. 6-и).

На рис. 7 показаны типовые схемы работы драглайна на этапах перевалки породы в отвальной стороне.

С использованием этих типовых схем построены и рассчитаны параметры и показатели всех 28 схем экскавации. Получены зависимости коэффициентов переэкскавации как по элементам перевалки породы, так и в целом в профиле заходки (рис. 8).

К забойной стороне относятся объемы переэкскавации части породы верхнего уступа, оцениваемые показателем ($K_{пз.з}$) и объемы рабочих трасс по фронту работ – показатели ($K_{тр.1}$, $K_{тр.2}$).

К отвальной стороне относятся объемы переэкскавации при перемещении породы по отвальным ярусам – показатель $K_{пз.ос}$.

В целом для схемы экскавации переэкскавация породы в профиле забоя оценивается профильным коэффициентом переэкскавации ($K_{пз.пр}$).

Коэффициенты переэкскавации рассчитываются по следующим формулам.

Профильный коэффициент переэкскавации $K_{пз.пр}$:

$$K_{пз.пр} = K_{пз.зс} + K_{пз.ос} \quad (3)$$

где $K_{пз.зс}$ – коэффициент переэкскавации в забойной стороне технологической схемы, $K_{пз.ос}$ – коэффициент переэкскавации в отвальной стороне технологической схемы.

$$K_{пз.зс} = K_{пз.тр.1} + K_{пз.тр.2} + K_{пз.3} \quad (4)$$

где $K_{пз.тр.2}$ – коэффициент переэкскавации от перевалки трассы среднего уступа; $K_{пз.тр.1}$ – коэффициент переэкскавации от перевалки трассы нижнего уступа; $K_{пз.3}$ – коэффициент переэкскавации от перевалки породы, сброшенной с верхнего (третьего) уступа.

Установлено, что наименьший профильный коэффициент переэкскавации для всех условий залегания свит пластов имеют схемы экскавации с распределением породы по всем четырем ярусам (структура 01) и величина его составляет 0,8-0,88.

Схемы экскавации, отличающиеся подготовкой емкости в 3-м ярусе, имеют несколько больший коэффициент переэкскавации: 0,9-0,98.

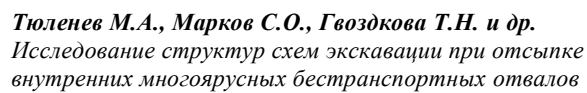
Схемы экскавации с подготовкой во 2-м и 3-м ярусах имеют ещё большее значение коэффициента переэкскавации: 1,0-1,2.

Поэтому по профильному коэффициенту переэкскавации предпочтительными с точки зрения эффективности являются схемы экскавации со схемами распределения породы по всем четырем или трем ярусам.

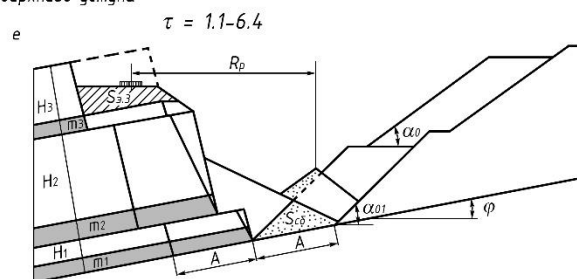
Установлено, что изменение профильного коэффициента переэкскавации происходит по квадратичной зависимости от показателя τ .

Для участка «Восточный блок Курейнского поля» $\tau = 2-2,5$, поэтому можно считать (рис. 8-г), что условия для отработки трех пластов достаточно благоприятны: $K_{пз.пр} = 0,85$. Такой же показатель и для участка «Основное поле», и, следовательно, здесь также имеются благоприятные условия для повышения высоты породной толщи, отрабатываемой по бестранспортной технологии (рис. 8-г).

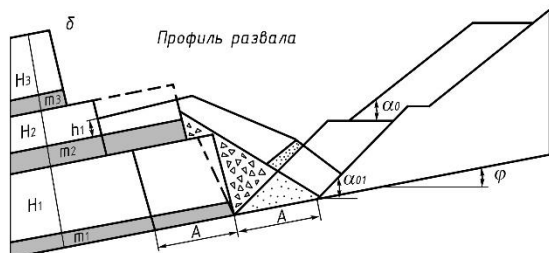
Одновременно с расчетом коэффициентов переэкскавации измерялся угол поворота драглайна на разгрузку, как при разработке развалов, так и на этапах перевалки. Определялась сменная производительность драглайна как функция угла его поворота на разгрузку по методике, изложенной в работе [11].



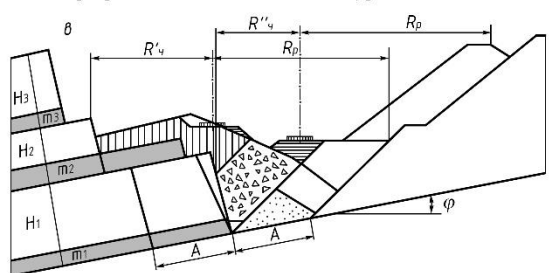
Взрывание и разработка развала верхнего уступа



Взрывание и разработка развала среднего уступа

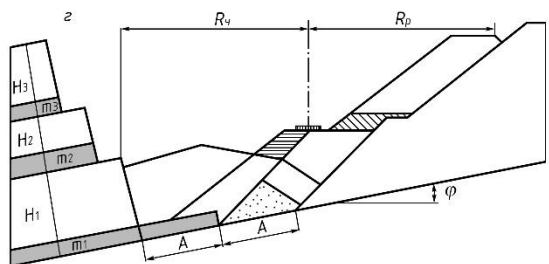


Разработка развала с обнажением откоса нижнего
уступа и полной отсыпкой 1 и 2 ярусов (за один этап)

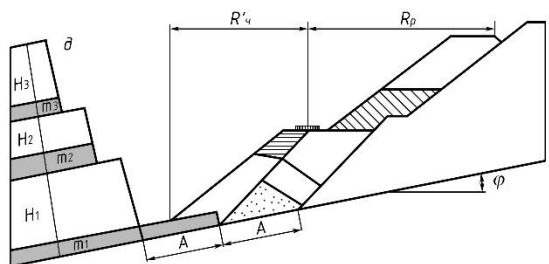


Взрывание и разработка развала нижнего уступа

1. Разработка части развала с полной отсыпкой свободной ёмкости 2 яруса (1 этап)



2. Разработка оставшейся части развала с отсыпкой ёмкости 2 яруса (после её подготовки) (II этап)



Взрывание и разработка развала нижнего уступа

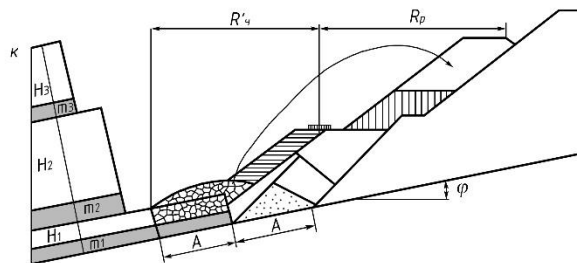


Рис. 6. Типовые схемы разработки вскрышных уступов
Fig. 6. Typical schemes for developing the stripping benches

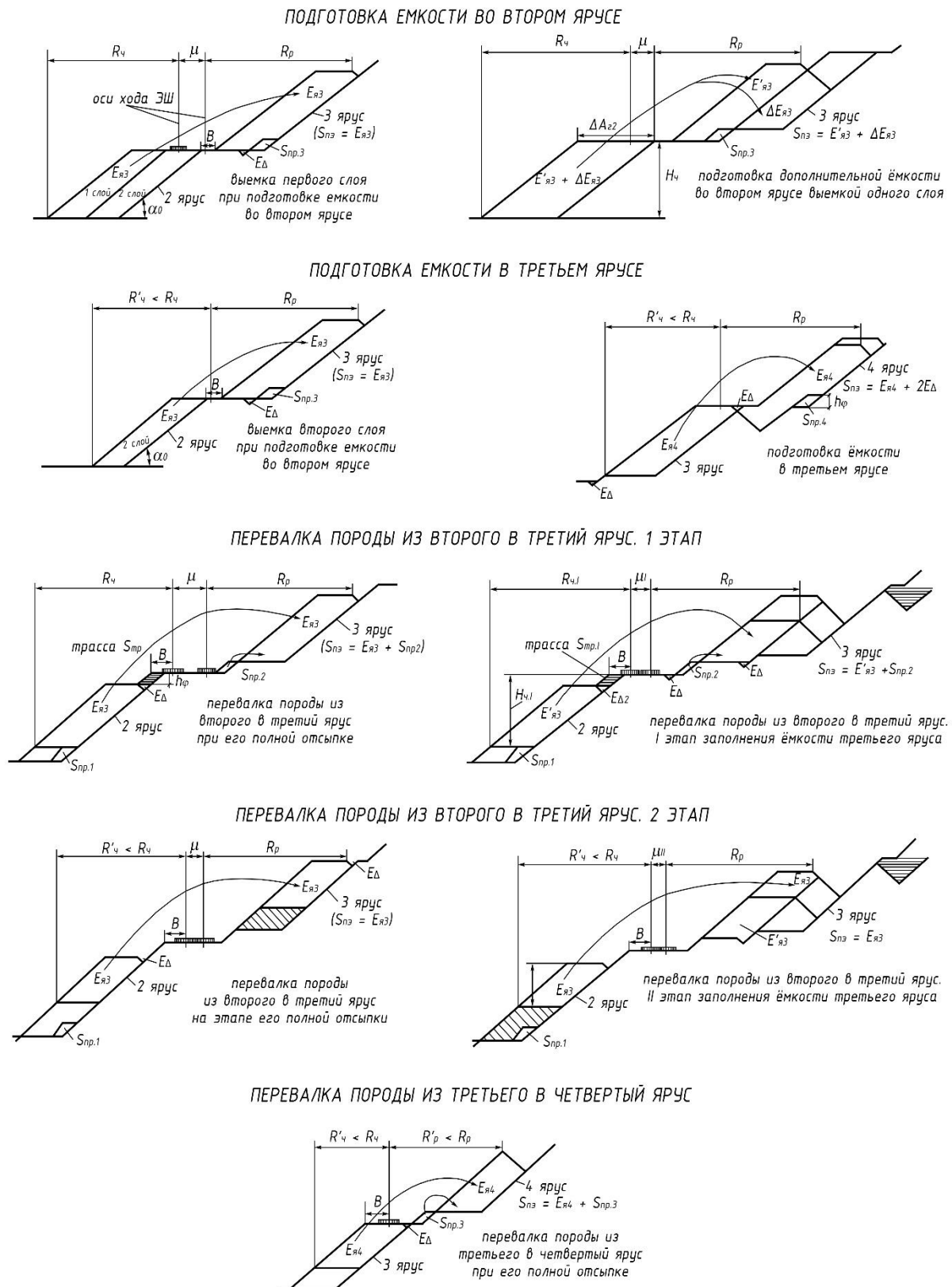


Рис. 7. Типовые схемы работы драглайна на этапах перевалки породы в отвальной зоне
Fig. 7. Typical draglines operation schemes at the stages of rock handling in the dumping zone

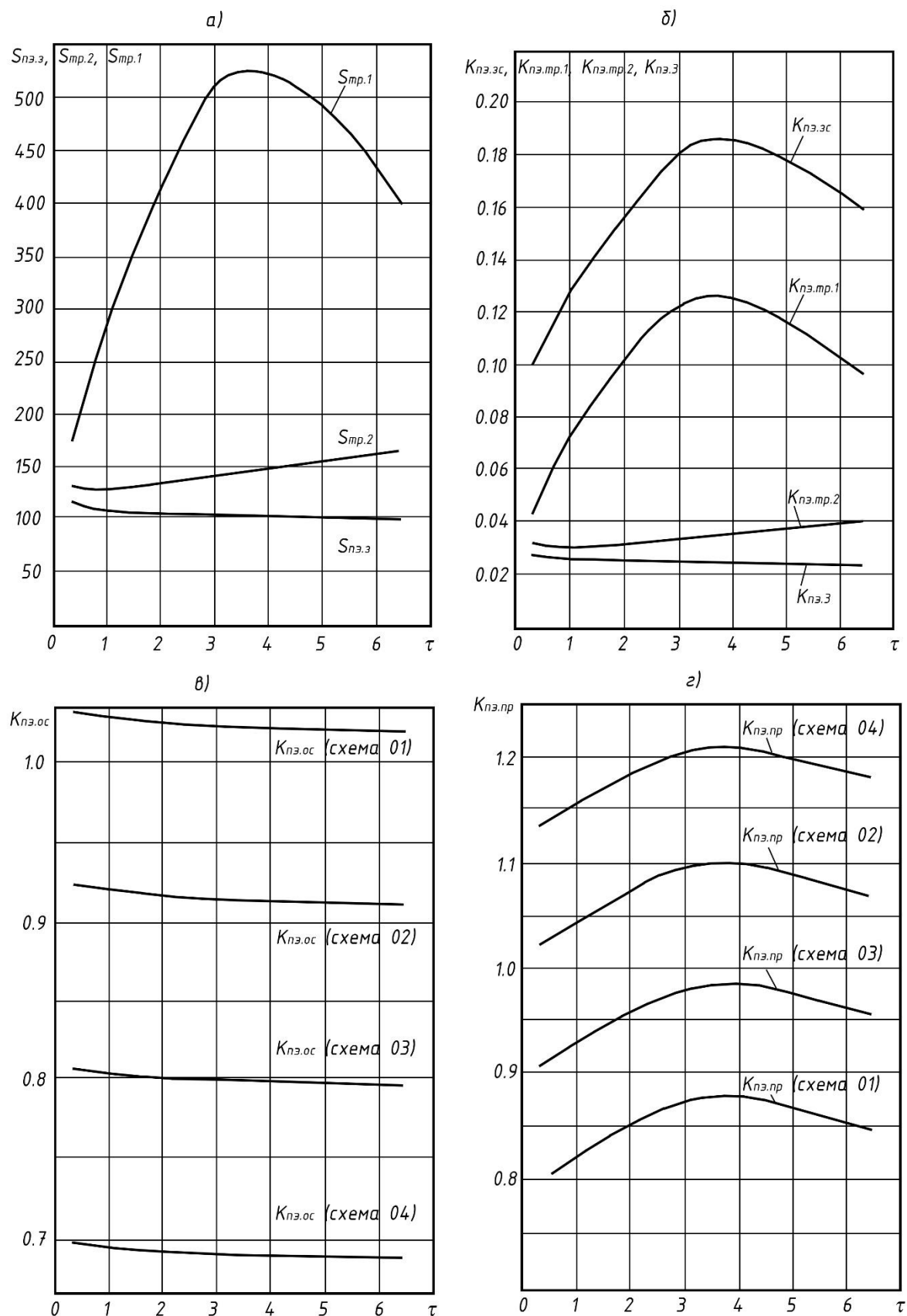


Рис. 8. Зависимости $K_{пэ.эс}$, $K_{пэ.ос}$, $K_{пэ.пр}$ от показателя τ при различных схемах отсыпки отвалов
Fig. 8. Dependences of $K_{re.fs}$, $K_{re.ds}$, $K_{re.pr}$ indicators on parameter τ at various dump forming schemes

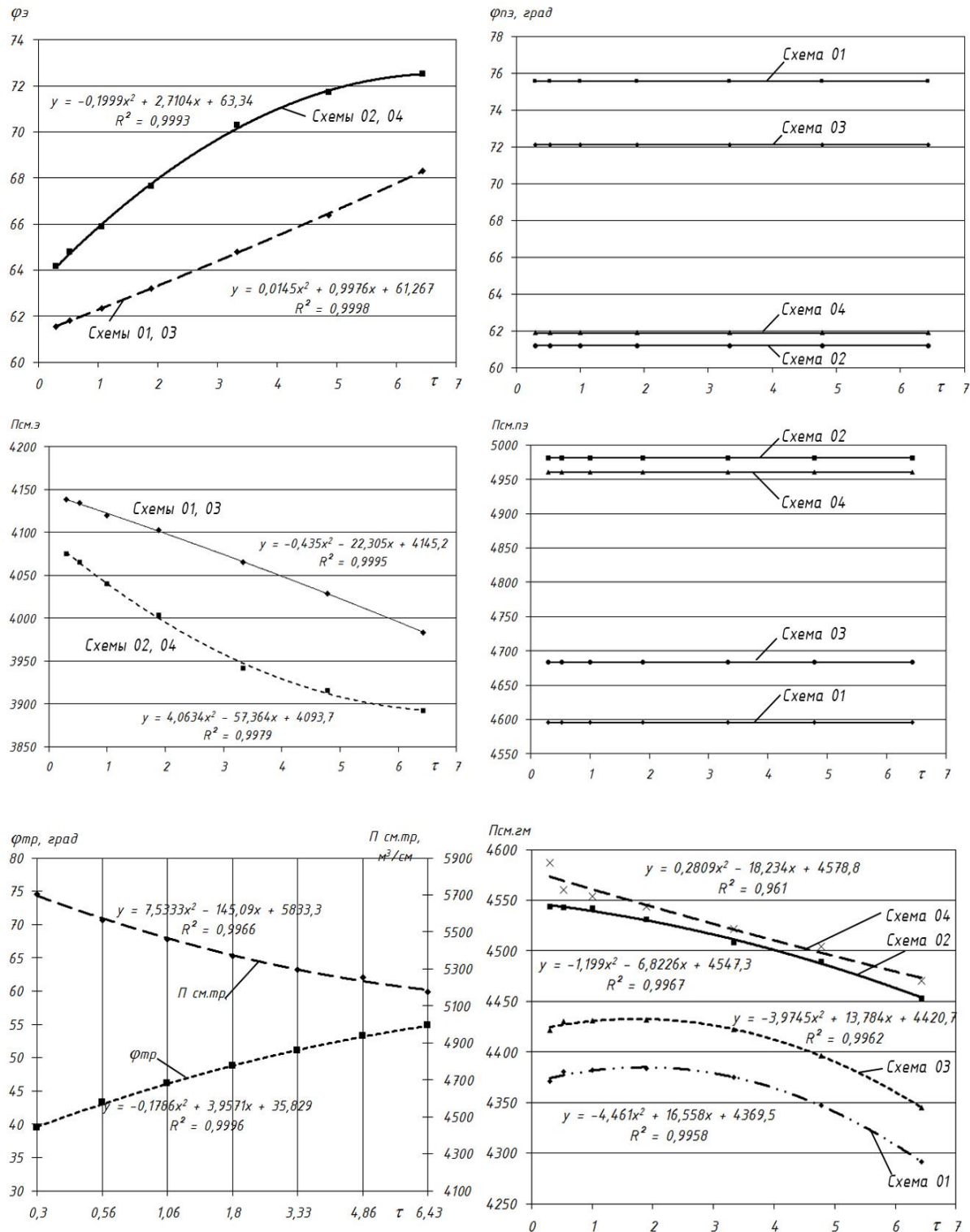


Рис. 9. Зависимости $\varphi_{\text{э}}$, $\varphi_{\text{пэ}}$, $\varphi_{\text{тр}}$, Псм.э , Псм.пэ , Псм.тр , Псм.гм от показателя τ при различных схемах формирования отвала (01, 02, 03, 04)

Fig. 9. Dependences of $\varphi_{\text{э}}$, $\varphi_{\text{пэ}}$, $\varphi_{\text{тр}}$, Псм.э , Псм.пэ , Псм.тр , Псм.гм on the parameter τ at various dump forming schemes (01, 02, 03, 04)

Показатели: $\varphi_{\text{э}}$, $\varphi_{\text{пэ}}$, $\varphi_{\text{тр}}$ – соответственно средневзвешенные углы поворота драглайна на разгрузку при экскавации породы, ее перегрузке и перевалке рабочих трасс, градусов; Псм.э , Псм.пэ , Псм.тр , Псм.гм –



соответственно, средневзвешенная сменная производительность драглайна при экскавации породы, ее перегрузке, перевалке рабочих трасс и по горной массе, м³/смену.

Установлено, что для всех условий залегания пластов в свитах на экскавации породы более высокая сменная производительность достигается в схемах экскавации с отвалообразованием 01 и 03 (рис. 9-б), что объясняется меньшим углом поворота экскаватора на разгрузку при отсыпке второго яруса; для схем экскавации с отвалообразованием 02, 04 сменная производительность ниже из-за большего угла поворота драглайна на разгрузку при отсыпке 2-го яруса.

В то же время с увеличением высоты среднего уступа и уменьшением высоты нижнего уступа сменная производительность уменьшается (рис. 9-б).

На отвальной стороне сменная производительность не зависит от условий залегания свиты пластов, но зависит от схемы отвалообразования. Наибольшая производительность – у схемы 02 и 04, наименьшая у схем 01 и 03. (рис. 9-г, д).

Средневзвешенная сменная производительность драглайна по горной массе наиболее высокая у схем экскавации с отвалообразованием 04 и 02, а у схем экскавации с отвалообразованием 01 и 03 ниже (рис. 9-е).

Таким образом, при решении второй задачи установлено, что в схемах экскавации с низким коэффициентом перегрузки сменная производительность драглайна также низкая, и наоборот.

Поэтому выбрать наиболее эффективную схему экскавации затруднительно, так как её основные показатели – коэффициент перегрузки и производительность драглайна – разнонаправлены; следовательно, необходимо рассмотреть организацию выполнения технологических процессов в плане горных работ.

Показатели бестранспортной разработки заходки по породной толще с учетом организации технологических процессов

Для анализа организации выполнения основных технологических процессов ранее были разработаны типовые схемы вскрытия угольных пластов с учетом отработки торцевых участков заходки и организации переходов драглайнов.

К организационно-техническим показателям относятся:

1) Прямые затраты на экскавацию и перегрузку породы заходки и рабочих трасс по фронту работ – $T_{э.пэ}$;

2) Время отработки заходки – $T_{зах}$, определяемой по плануграмме, при построении которой учитываются затраты времени на создание и ликвидацию трасс подъемов-спусков драглайна с яруса на ярус, время перегонов и простоев драглайна из-за взаимодействия оборудования смежных технологических процессов;

3) $K_{орг}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени, связанные с организацией выполнения технологических процессов (в долях от прямых затрат времени на экскавацию и перегрузку породы).

Время на экскавацию и перегрузку породы при отработке заходки, смен:

$$\sum T_{э.пэ} = T_{э} + T_{н.э} + T_{р.т}, \quad (5)$$

где $T_{э}$, $T_{н.э}$, $T_{р.т}$ – соответственно время экскавации породы заходки, время перегрузки породы заходки и время перегрузки рабочих трасс.

Показатель $K_{орг}$ зависит от числа драглайнов, занятых на отработке заходки. Реально на отработке заходки могут быть заняты один или два драглайна.

При работе одного драглайна показатель рассчитывается по формуле:

$$K_{орг.1} = \frac{\sum T_{орг}}{T_{э.пэ}}, \quad (6)$$

где $\sum T_{орг}$ – затраты времени, связанные с организацией технологических процессов, смен.

$$\sum T_{орг} = T_{м.с(n)} + T_{пер} + T_{в.пр}, \quad (7)$$

где $T_{м.с(n)}$, $T_{пер}$, $T_{в.пр}$ – соответственно время на создание трасс подъема (спуска) драглайна на отвальные ярусы, перегоны экскаватора по фронту работ и время простоя экскаватора из-за взаимосвязи технологических процессов.

Время отработки заходки в инженерных расчетах при работе одного драглайна, смен:



$$T_{\text{зax}(1)} = T_{\text{э;лэ}} \cdot (1 + K_{\text{орг.1}}). \quad (8)$$

При работе двух драглайнов показатель $K_{\text{орг}}$ рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{орг.2}} = 1 - \frac{T_{\text{зax}}}{T_{\text{э;лэ}}}. \quad (9)$$

Время отработки заходки в инженерных расчетах при работе двух драглайнов:

$$T_{\text{зax}(2)} = T_{\text{э;лэ}} \cdot (1 - K_{\text{орг.2}}). \quad (10)$$

Годовая скорость подвигания фронта горных работ, м/год:

$$V_{\text{ф.г}} = A \cdot \frac{N_{\text{см.г}}}{T_{\text{зax}}}, \quad (11)$$

где A – ширина заходки, м; $N_{\text{см.г}}$ – число рабочих смен драглайна в году.

На рис. 10 а, б, в, г показаны зависимости технических и организационных показателей при применении одного драглайна.

На рис. 10-а показаны прямые затраты времени на экскавацию и перегрузку породы ($T_{\text{э;лэ}}$). В соответствии с профильным коэффициентом перегрузки наименьшее время затрачивается при схемах экскавации с распределением породы по всем 4-м ярусам, а наибольшее для схем с размещением породы во 2-м ярусе (02, 04).

Показатели схем с размещением породы по трем ярусам (03) близки к показателям со схемой 01.

В зависимости от показателя τ затраты времени на экскавацию и перегрузку породы ($T_{\text{э;лэ}}$) изменяются по параболической зависимости, причем максимум достигается при $\tau = 4$, т.е. геологические участки, имеющие среднее междупластье в 4 раза больше нижнего, имеют худшие условия для разработки свиты из трех пластов (рис. 10-а).

На рис. 10-в показаны зависимости коэффициента $K_{\text{орг}}$ от влияющих факторов.

В зависимости от показателя τ коэффициент $K_{\text{орг}}$ изменяется по логарифмической зависимости.

Наибольшие потери времени в пределах $\tau = 0,3-2,0$ (в пересчете на проценты – 14,5-16,5%) имеют место при схемах экскавации с распределением породы по 4-м ярусам, что связано с большими затратами времени на спуски (подъемы) драглайна в процессе распределения породы по четырем ярусам.

Для схем экскавации при отвалообразовании с подготовкой емкости потери времени существенно ниже и практически одинаковые, и составляют 8,5–10%.

На рис. 10-б показаны зависимости затрат времени на разработку заходки ($T_{\text{зax}}$) от влияющих факторов.

В зависимости от показателя τ затраты времени $T_{\text{зax}}$ для всех видов схем экскавации изменяются по параболической зависимости с достижением максимума при $\tau = 4$.

По видам схем экскавации наименьшие затраты времени имеют схемы 03 с подготовкой емкости в 3-м ярусе, что объясняется относительно низкими затратами времени на экскавацию и перегрузку породы и низкими потерями времени по организационным причинам (показатель $K_{\text{орг.1}} = 0,087-0,1$).

Таким образом, при комплексном анализе схем экскавации установлено, что схемы экскавации с распределением породы по трем ярусам оказались наиболее эффективными для всех условий залегания пластов.

На рис. 10-г приведены зависимости годового подвигания фронта работ от влияющих факторов.

В зависимости от показателя τ годовая скорость подвигания изменяется по квадратичной зависимости. Минимум достигается при $\tau = 4$, когда имеют место неблагоприятные условия для разработки свит из трех пластов.

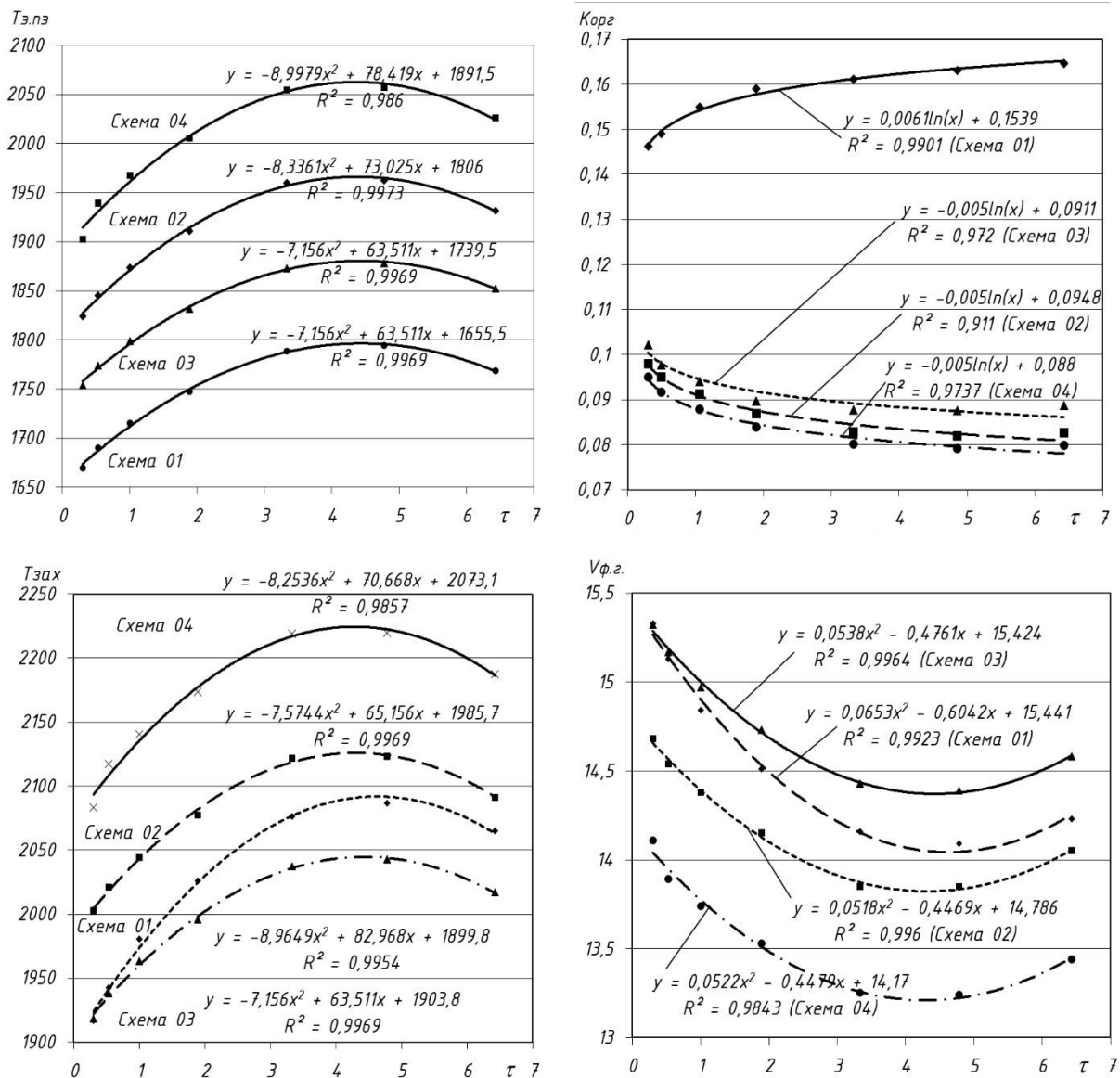


Рис. 10. Технические и организационные показатели технологических схем при применении одного драглайна ЭШ 20.100

Fig. 10. Technical and organizational indicators of technological schemes when using one dragline ESH 20.100

Наиболее эффективная схема экскавации – с распределением породы по трем ярусам (03), когда при длине фронта работ 1000 м обеспечивается годовое подвигание фронта от 20 до 21,5 м. Близка по этому показателю схема экскавации с распределением породы по четырем ярусам при значениях $\tau = 0,3-1,0$ (рис. 10-г).

Таким образом, схему экскавации с подготовкой емкости в 3-м ярусе для всех условий залегания пластов в свите и схему экскавации с распределением породы по всем четырем ярусам для условий $\tau = 0,3-1,0$ следует считать наиболее эффективными при работе одного драглайна ЭШ 20.100. К недостатку такого варианта комплектации оборудования можно отнести малую скорость подвигания фронта работ. С целью улучшения этого показателя рассмотрено применение для разработки заходки двух драглайнов.

Зависимости технических и организационных показателей при работе двух драглайнов приведены на рис. 11-а, б, в, г.

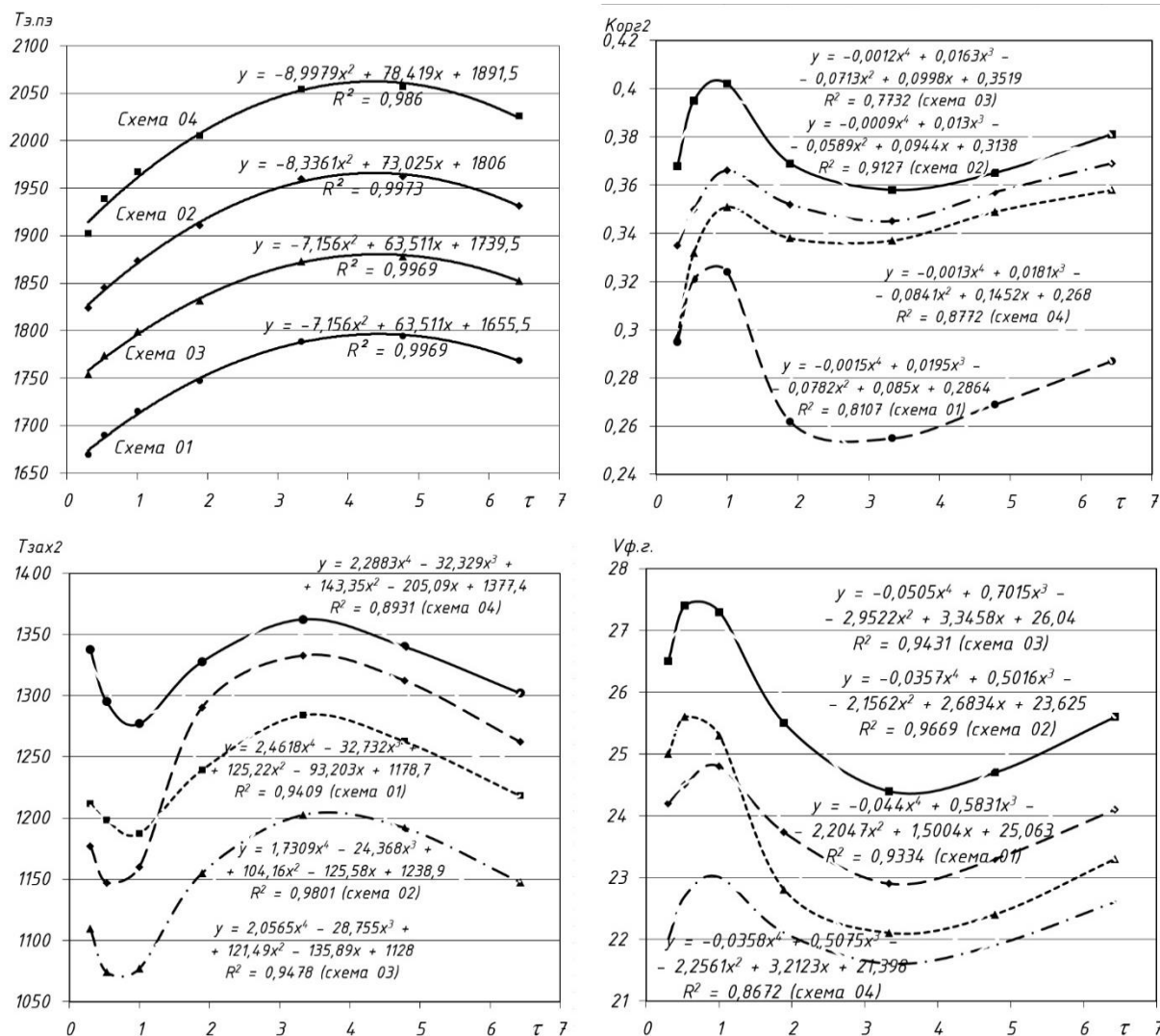


Рис. 11. Технические и организационные показатели технологических схем при применении двух драглайнов ЭШ 20.100
Fig. 11. Technical and organizational indicators of technological schemes when using two draglines ESH 20.100

Суммарное время, затрачиваемое двумя драглайнами на экскавацию и перегрузку породы $T_{э.пз}$ такое же, как и при работе одного драглайна (рис. 11-а).

Коэффициент организации работ $K_{орг.2}$, показывающий степень совмещения работ двух драглайнов, изменяется по полиномиальной зависимости четвертой степени в зависимости от условий залегания пластов в свите (рис. 11-б).

Для всех условий залегания пластов наибольшее снижение затрат времени (в пределах 0,36–0,4, то есть 36–40%) имеют схемы с подготовкой дополнительной емкости в третьем ярусе, что говорит о высокой совместимости параллельной работы драглайнов и технологических процессов.

Близки по этому показателю схемы экскавации с отвалообразованием (02), то есть можно сказать, что схемы с подготовкой емкости в отвальных ярусах имеют большую возможность совмещать во времени работу драглайнов (рис. 11-б).

Наименьшие затраты времени на отработку заходки с учетом организации работ имеет схема экскавации с отвалообразованием (03). Несколько худшие (на 4-6%) показатели у схемы экскавации с отвалообразованием (02).



Низкий показатель $K_{орг.2}$ у схемы экскавации с распределением породы по четырем ярусам (01), что объясняется недостаточной степенью совместимости во времени работы драглайнов.

Таким образом, учет организации работы в сложных схемах экскавации является основой для выбора схемы экскавации. Например, схема экскавации с отвалообразованием (03) по прямым затратам времени $P_{эл.лэ}$ хуже, чем схема (01), а с учетом организации работ схема (03) показывает лучшие результаты.

В случае применения двух драглайнов проявляются особенности разработки свиты из трех пластов при условиях их залегания с $\tau = 0,3-2,0$ и при $\tau = 2,0-6,4$.

При $\tau = 0,3-2,0$ (схема 03), когда применяется схема с разработкой развала за один этап, достигается максимальная скорость подвигания фронта работ: 35,7-39 м/год, то есть геологические участки с таким залеганием более благоприятны для разработки трех пластов по бестранспортной технологии.

При $\tau = 2,0-6,4$, когда разрабатывается развал среднего уступа за два этапа, достигаются меньшие значения годовой скорости подвигания фронта работ: 34 – 35,5 м/год. Наименьшее из значений $V_{ф.г}$ имеет место тогда, когда средний уступ в три раза выше нижнего уступа.

Выводы

Проведенные исследования позволили установить рациональную структуру схемы экскавации для применения на разрезе «Сибиргинский» в случае проектирования отработки породного уступа выше пл. III.

Такая схема экскавации характеризуется отсыпкой четырехъярусного отвала с распределением поступающей в отвал породы по трем ярусам и с подготовкой дополнительной емкости в третьем ярусе.

Внутренние четырехъярусные отвалы систематизируются по виду схем распределения поступающей в отвал породы по его ярусам: на четыре яруса, на три и на два яруса. Наибольшая вместимость достигается при распределении породы по четырем ярусам; при других схемах распределения породы вместимость отвала ниже на 2-5,5%. При применении драглайнов с длиной стрелы 100 м мощность обрабатываемой бестранспортной вскрыши может достигать, в зависимости от конкретных условий геологического участка, 80-90 м, при этом обеспечивается вместимость внутреннего отвала.

Недостатком технологии разработки трех вскрышных уступов является относительно низкий коэффициент взрывного сброса – 7,7-8,5%, поскольку он имеет место только при взрывании верхнего уступа.

По величине объемов, поступающих в отвал при разработке среднего междупластья, структура схем экскавации разделяется на два вида: схемы с одним этапом разработки и укладки породы в отвал среднего уступа ($\tau = 0,3-1,0$) и схемы с двумя этапами, причем с выполнением после первого этапа операции по подготовке емкости в отвале для породы, экскавируемой на втором этапе.

Для предлагаемых структур схем экскавации профильный коэффициент составляет в зависимости от схемы распределения породы по отвальным ярусам: по четырем – 0,8-0,88; по трем – 0,9-0,98; по двум (схема 02) – 1,02-1,1, по двум (схема 04) – 1,07-1,22. Максимальные значения относятся к участкам, на которых средний уступ в четыре раза выше нижнего.

Общий коэффициент переэкскавации в плане обрабатываемой заходки больше профильного на 12-15% из-за необходимости создания трасс подъема (спуска) драглайнов для организации их переходов.

Для возможности интенсивной разработки свиты из трех пологих пластов рекомендуется применять комплект из двух драглайнов, работающих по схеме экскавации с подготовкой емкости в третьем ярусе. По этой схеме достигается высокая степень параллельности работы экскаваторов по экскавации и переэкскавации породы (до 40% от времени отработки заходки), что позволяет более интенсивно обрабатывать заходку.



Список литературы

1. Анпилов А.Е. Определение основных параметров бестранспортной системы разработки // Уголь. – 1987. – №2. – С. 23-25.
2. Вагоровский В.С. Исследование рациональных параметров бестранспортных систем разработки пологих угольных пластов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1975. – 23 с.
3. Вагоровский В.С. Об эффективности полного использования рабочих параметров драглайнов // Уголь. – 1983. – №2. – С. 24-25.
4. Воронков В.Ф. Обоснование технологии интенсивной разработки вскрышных надугольных горизонтов с размещением породы во внутренних отвалах на разрезах южного Кузбасса: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1989. – 19 с.
5. Звягинцев Ю.И., Кортелев О.Б. Методика обоснования схем организации работ при использовании систем разработки с перевалкой вскрыши // Оптимизация параметров карьеров: Сб. научн. тр. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1978. – С. 32-37.
6. Жариков И.Ф., Симонов А.А. О возможности повышения коэффициента сброса при взрывном перемещении вскрышных пород // Новая технология и техника для открытой добычи: Научные сообщения / ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1985. – Вып. 238.
7. Калинин А.В., Проноза В.Г., Воронков В.Ф. Расчет коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов // Разработка угольных месторождений открытым способом: Межвуз. сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1980. – Вып. 7. – С. 15-24.
8. Калинин А.В., Березняк М.М., Проноза В.Г., Цепилов И.И., Скачков А.П. Обоснование способа выемки и комплекта оборудования для бестранспортной разработки свиты пологих пластов в условиях южного Кузбасса // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна / Сб. научн. тр. №22. Материалы науч.-техн. конф. – Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1970. – С. 228-240.
9. Колесников В.Ф., Кузнецов В.И., Ташкинов А.С. Технические решения по вскрытию рабочих горизонтов Кузбасса. – Кемерово, Кузбассвуиздат, 1998. – 172 с.
10. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н.Я. Репин, В.П. Богатырев и др. Под ред. Н.Я. Репина. – М., Недра, 1987. – 254 с.
11. Финадеев П.А., Крючков В.В. Определение среднего угла поворота экскаваторов при бестранспортной системе разработки / НИИОГР. Челябинск. – 1982.
12. Колесников В.Ф., Кузнецов В.И., Ташкинов А.С. Вскрытие и порядок отработки полей разрезов Кузбасса. – Кемерово, Кузбассвуиздат, 1997. – 128 с.
13. Кузнецов В.И. Развитие и совершенствование бестранспортных схем экскавации в Кузбассе // Уголь. – 1990. – №5. – С. 27-28.
14. Гвоздкова, Т.Н. Обоснование вида бестранспортных схем экскавации для разработки породной толщи мощностью 80 м и более на разрезах Томусинского района // «Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности»: Материалы международной научно-практической конференции – Кемерово, 2004. – С. 78-82.
15. Кузьменко А.Х. Исследование производительности драглайнов в основных технологических схемах на открытых горных разработках: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1979. – 21 с.
16. Лоханов Б.Н. Исследование параметров бестранспортной системы разработки свиты пологих пластов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1969. – 23 с.
17. Мордухович И.Л. Исследование параметров рабочего процесса шагающих драглайнов. – М., Наука, 1984. – 143 с.
18. Мордухович И.Л., Сеинов Н.П. О целесообразности создания длинностреловых моделей мощных шагающих драглайнов // Уголь. – 1987. – №1. – С. 24-26.
19. Подгорный М.С., Проноза В.Г., Вагоровский В.С. Технологические схемы вскрышных работ при применении драглайна ЭШ 40.85 // Уголь. – 1983. – №10. – С. 41-45.
20. Markov S., Janoško J., Tyulenev M., Litvin Ya. Perspectives for the Transportless Mining Technology in Siberia and Far East Coal Deposits // E3S Web of Conferences. – 2019. – Vol. 105. – Article 01021. DOI: 10.1051/e3sconf/201910501021. – EDN UARMUK.
21. Gvozdkova T., Markov S., Demirel N., Anyona S. Modeling of Three Flat Coal Seams Strata Developing at Open Pit Mining // E3S Web of Conferences. – 2017. – Vol. 21. – Article 01024. DOI: 10.1051/e3sconf/20172101024. – EDN ZRNESR.
22. Gvozdkova T., Kuznetsov E., Rudakova A., Markov S. The features of three- and four-tier internal dumps capacity calculation with the additional capacity preparation in the dump tiers // E3S Web of Conferences. – 2017. – Vol. 15. – Article 01008. DOI: 10.1051/e3sconf/20171501008. – EDN YMYQKD.
23. Белинкин А.А., Серин Г.Н. Увязка вскрышных и добычных работ при бестранспортной системе // Уголь. – 1971. – №8.



24. Лоханов Б.Н., Евстратенков Г.С. К вопросу обоснования границ усложненной бестранспортной системы разработки пологопадающих угольных месторождений // В сб. «Открытая добыча угля в Кузбассе», Кемерово, Кемеровское кн. изд-во. – 1968. – С. 268-280.
25. Яковенко А.И. Внутреннее отвалообразование на угольных разрезах при пологом залегании пластов // Научные труды НИИОГР, вып.5. – Челябинск. – 1966. – С. 12-23.
26. Проноза В.Г. Интенсификация процесса многократной перевалки навалов драглайнами // Уголь. – 1998. – №5. – С. 31-33
27. Васильев Е.И., Лоханов Б.Н. К вопросу определения области применения бестранспортных схем на карьерах // Технология и механизация на открытых горных работах: Сб. ст. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1971. – С. 43-46.
28. Васильев Е.И., Звягинцев Ю.И., Духнов А.П. Обоснование мощности вскрыши по бестранспортной технологии // Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. научн. тр. / ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – С. 43-49.
29. Воронков В.Ф., Вагоровский В.С. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайнов в отвальной зоне, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов // Открытая разработка угольных месторождений: Сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово. – С. 110-114.
30. Калинин А.В., Проноза В.Г., Воронков В.Ф. Расчет коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов // Разработка угольных месторождений открытым способом: Межвуз. сб. научн. тр. / Кузбас. политехн. ин-т. – Кемерово, 1980. – Вып. 7. – С. 15-24.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

© 2022 Авторы. Издательство Кузбасского государственного технического университета имени Т.Ф. Горбачева. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Благодарности

Авторы считают своим долгом выразить глубочайшую признательность учителю и наставнику, заслуженному работнику высшей школы, профессору, доктору технических наук Владимиру Григорьевичу Пронозе (1939-2015) за постановку задачи, общее руководство и неоценимую помощь при выполнении данной работы.

Информация об авторах

Тюленев Максим Анатольевич, к.т.н., доцент кафедры открытых горных работ,
e-mail: tma.geolog@kuzstu.ru

Марков Сергей Олегович, к.т.н., доцент кафедры маркшейдерского дела и геологии,
e-mail: markovso@kuzstu.ru

Сурадеев Никита Сергеевич, студент

Есин Данила Дмитриевич, студент

Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачева
650000, Российская Федерация, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28

Гвоздкова Татьяна Николаевна, к.т.н., доцент, директор,
e-mail: gvozdkovatn@kuzstu.ru

Междуреченский филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева
652881, Российская Федерация, г. Междуреченск, просп. Строителей, 36

Паламарчук Алексей Борисович, заместитель директора по производству

Селезнев Артем Владимирович, директор

АО «Распадская-Коксовая» филиал «Разрез Коксовый»

652870, Кемеровская область — Кузбасс, г. Междуреченск, пр. Коммунистический 27а, оф. 304



STUDY OF STRUCTURES OF EXCAVATION SCHEMES FOR BACKFILLING OF INTERNAL MULTI-TIER TRANSPORTLESS DUMPS

Maxim A. Tyulenev¹, Sergey O. Markov¹, Tatiana N. Gvozdkova²,
Alexey B. Palamarchuk³, Artem V. Seleznev³, Nikita S. Suradeev¹, Danila D. Esin¹

¹ T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

² Mezhdurechensk branch of T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

³ «Koksovy Open Pit» branch of JSC Rapsadskaya-Koksovaya



Article info

Received:

12 October 2022

Revised:

22 November 2022

Accepted:

29 November 2022

Keywords: transportless
technology, flat seams, open-pit
mining, dragline, internal dump,
dump capacity, excavation
scheme, direct dumping

Abstract.

The general direction of this work is to increase the level of use of dragline excavators when working according to transportless technological schemes. As it is known, the indicators of work improvement can be reduction of re-excavation coefficient; increase of height of rock thickness, mined out by transportless technology; reduction of working time for organizational interactions of related technological processes. Theoretically, to solve this problem, it is necessary to justify the capacity of multi-tier internal dump, because it depends on the width of the stope, the slope angle of the dump bottom, the number of dump tiers and the order of distribution of the rock entering the dump into the dump tiers. If over the upper layer of the mined rock formation there will be an additional increment of the rock, i.e. in fact there will be an increase in the thickness of the rock mined by transportless (direct dumping) technology, it will be necessary to fill an additional tier in the dump. In such a case, it is necessary to develop a new excavation scheme structure that meets the following requirements: to ensure maximum dump capacity; to ensure the lowest re-excavation factor; to ensure minimum time spent on organization of dragline operation and interaction of related technological processes (drilling and blasting; winning operations). This article discusses possible options for forming the structure of transportless excavation schemes, provides mathematical models of the capacity of the multi-tier internal dump, and calculates the indicators of transportless development of the stope in the rock strata, taking into account the organization of technological processes.

For citation Tyulenev M., Markov S., Gvozdkova T., Palamarchuk A., Seleznev A., Suradeev N., Esin D. (2022) Study of structures of excavation schemes for backfilling of internal multi-tier transportless dumps. *Journal of mining and geotechnical engineering*, 4(19):4. DOI: 10.26730/2618-7434-2022-3-4-34

References

1. Anpilogov A.E. Opređenje osnovnykh parametrov bestransportnoy sistemy razrabotki // Ugol'. – 1987. – №2. – S. 23-25.
2. Vagorovskiy V.S. Issledovanie ratsional'nykh parametrov bestransportnykh sistem razrabotki pologikh ugol'nykh plastov: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1975. – 23 s.
3. Vagorovskiy V.S. Ob effektivnosti polnogo ispol'zovaniya rabochikh parametrov draglaynov // Ugol'. – 1983. – №2. – S. 24-25.
4. Voronkov V.F. Obosnovanie tekhnologii intensivnoy razrabotki vskryshnykh nadugol'nykh gorizontov s razmeshcheniem porody vo vnutrennikh otvalakh na razrezakh yuzhnogo Kuzbassa: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1989. – 19 s.
5. Zvyagintsev Yu.I., Kortelev O.B. Metodika obosnovaniya skhem organizatsii rabot pri ispol'zovanii sistem razrabotki s perevalkoy vskryshi // Optimizatsiya parametrov kar'erov: Sb. nauchn. tr. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1978. – S. 32-37.



6. Zharikov I.F., Simonov A.A. O vozmozhnosti povysheniya koeffitsienta sbrosa pri vzryvnom peremeshchenii vskryshnykh porod // Novaya tekhnologiya i tekhnika dlya otkrytoy dobychi: Nauchnye soobshcheniya / IGD im. A.A. Skochinskogo. – M., 1985. – Vyp. 238.
7. Kalinin A.V., Pronoza V.G., Voronkov V.F. Raschet koeffitsienta pereekskavatsii pri bestransportnoy razrabotke pologikh plastov // Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom: Mezhvuz. sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1980. – Vyp. 7. – S. 15-24.
8. Kalinin A.V., Berezhnyak M.M., Pronoza V.G., Tsepilov I.I., Skachkov A.P. Obosnovanie sposoba vyemki i komplekta oborudovaniya dlya bestransportnoy razrabotki svity pologikh plastov v usloviyakh yuzhnogo Kuzbassa // Sovershenstvovanie sposobov razrabotki mestorozhdeniy Kuznetskogo basseyna / Sb. nauchn. tr. №22. Materialy nauch.-tekhn. konf. – Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1970. – S. 228-240.
9. Kolesnikov V.F., Kuznetsov V.I., Tashkinov A.S. Tekhnicheskie resheniya po vskrytiyu rabochikh gorizontov Kuzbassa. – Kemerovo, Kuzbassvuzizdat, 1998. – 172 s.
10. Burovzryvnye raboty na ugol'nykh razrezakh / N.Ya. Repin, V.P. Bogatyrev i dr. Pod red. N.Ya. Repina. – M., Nedra, 1987. – 254 s.
11. Finadeev P.A., Kryuchkov V.V. Opredelenie srednego ugla povorota ekskavatorov pri bestransportnoy sisteme razrabotki / NII OGR. Chelyabinsk. – 1982.
12. Kolesnikov V.F., Kuznetsov V.N., Tashkinov A.S. Vskrytie i poryadok otrabotki poley razrezov Kuzbassa. – Kemerovo, Kuzbassvuzizdat, 1997. – 128 s.
13. Kuznetsov V.I. Razvitie i sovershenstvovanie bestransportnykh skhem ekskavatsii v Kuzbasse // Ugol'. – 1990. – №5. – S. 27-28.
14. Gvozdkova, T.N. Obosnovanie vida bestransportnykh skhem ekskavatsii dlya razrabotki porodnoy tolshchi moshchnost'yu 80 m i bolee na razrezakh Tomusinskogo rayona // «Energeticheskaya bezopasnost' Rossii. Novye podkhody k razvitiyu ugol'noy promyshlennosti»: Materialy mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii – Kemerovo, 2004. – S. 78-82.
15. Kuz'menko A.Kh. Issledovanie proizvoditel'nosti draglaynov v osnovnykh tekhnologicheskikh skhemakh na otkrytykh gornykh razrabotkakh: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1979. – 21 s.
16. Lokhanov B.N. Issledovanie parametrov bestransportnoy sistemy razrabotki svity pologikh plastov: Avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk. – M., 1969. – 23 s.
17. Mordukhovich I.L. Issledovanie parametrov rabocheho protsessa shagayushchikh draglaynov. – M., Nauka, 1984. – 143 s.
18. Mordukhovich I.L., Seinov N.P. O tselesoobraznosti sozdaniya dlinnostrelovykh modeley moshchnykh shagayushchikh draglaynov // Ugol'. – 1987. – №1. – S. 24-26.
19. Podgornyy M.S., Pronoza V.G., Vagorovskiy V.S. Tekhnologicheskie skhemy vskryshnykh rabot pri primeneni draglayna ESh 40.85 // Ugol'. – 1983. – №10. – S. 41-45.
20. Markov S., Janočko J., Tyulenev M., Litvin Ya. Perspectives for the Transportless Mining Technology in Siberia and Far East Coal Deposits // E3S Web of Conferences. – 2019. – Vol. 105. – Article 01021. DOI: 10.1051/e3sconf/201910501021. – EDN UARMUK.
21. Gvozdkova T., Markov S., Demirel N., Anyona S. Modeling of Three Flat Coal Seams Strata Developing at Open Pit Miming // E3S Web of Conferences. – 2017. – Vol. 21. – Article 01024. DOI: 10.1051/e3sconf/20172101024. – EDN ZRNESR.
22. Gvozdkova T., Kuznetsov E., Rudakova A., Markov S. The features of three- and four-tier internal dumps capacity calculation with the additional capacity preparation in the dump tiers // E3S Web of Conferences. – 2017. – Vol. 15. – Article 01008. DOI: 10.1051/e3sconf/20171501008. – EDN YMYQKD.
23. Belinkin A.A., Serin G.N. Uvyazka vskryshnykh i dobychnykh rabot pri bestransportnoy sisteme // Ugol'. – 1971. – №8.
24. Lokhanov B.N., Evstratenkov G.S.K. voprosu obosnovaniya granits uslozhnennoy bestransportnoy sistemy razrabotki pologopadayushchikh ugol'nykh mestorozhdeniy // V sb. «Otkrytaya dobycha uglya v Kuzbasse», Kemerovo, Kemerovskoe kn. izd-vo. – 1968. – S. 268-280.
25. Yakovenko A.I. Vnutrennee otvaloobrazovanie na ugol'nykh razrezakh pri pologom zaleganii plastov // Nauchnye trudy NII OGR, vyp.5. – Chelyabinsk. – 1966. – S. 12-23.
26. Pronoza V.G. Intensifikatsiya protsessa mnogokratnoy perevalki navalov draglaynami // Ugol'. – 1998. – №5. – S. 31-33
27. Vasil'ev E.I., Lokhanov B.N. K voprosu opredeleniya oblasti primeneniya bestransportnykh skhem na kar'erakh // Tekhnologiya i mekhanizatsiya na otkrytykh gornykh rabotakh: Sb. st. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1971. – S. 43-46.
28. Vasil'ev E.I., Zvyagintsev Yu.I., Dukhnov A.P. Obosnovanie moshchnosti vskryshi po bestransportnoy tekhnologii // Sovershenstvovanie otkrytoy razrabotki mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh: Sb. nauchn. tr. / IGD SO AN SSSR. – Novosibirsk, 1973. – S. 43-49.



29. Voronkov V.F., Vagorovskiy V.S. Tekhnologiya vskryshnykh rabot s sozdaniem trass peredvizheniya draglaynov v otval'noy zone, sovmeshchennym s protsessom formirovaniya otval'nykh yarusov // Otkrytaya razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy: Sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo. – S. 110-114.

30. Kalinin A.V., Pronozha V.G., Voronkov V.F. Raschet koeffitsienta pereekskavatsii pri bestransportnoy razrabotke pologikh plastov // Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom: Mezhvuz. sb. nauchn. tr. / Kuzbas. politekhn. in-t. – Kemerovo, 1980. – Vyp. 7. – S. 15-24.

Conflicts of Interest

The authors declare no conflict of interest.

© 2022 The Authors. Published by T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

Information about the authors

Maxim A. Tyulenev, PhD (Tech.), Associate Professor of the Open Pit Mining Department

e-mail: tma.geolog@kuzstu.ru

Sergey O. Markov, PhD (Tech.), Associate Professor of the Mine Surveying and Geology Department

e-mail: markovso@kuzstu.ru

Nikita S. Suradeev, Student

Danila D. Esin, Student

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

28 Vesennyyaya str., Russian Federation, Kemerovo, 650000

Tatiana N. Gvozdkova, PhD (Tech.), Associate Professor, Director,

e-mail: gvozdkovatn@kuzstu.ru

Mezhdurechensk branch of T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

36 Stroiteley av., Russian Federation, Kemerovo region, Mezhdurechensk, 652881

Alexey B. Palamarchuk, Deputy Director for Production

Artem V. Seleznev, Director

«Koksovy Open Pit» branch of JSC Raspadskaya-Koksovaya

27a Kommunistichesky Av., Russian Federation, Kemerovo region, Mezhdurechensk, 652870

