

УДК 622.271.4

DOI: 10.21209/2227-9245-2017-23-2-44-52

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКОЙ ГРАНИЦЫ БЕСТРАНСПОРТНОЙ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ ПРИ СПЛОШНОЙ ПОПЕРЕЧНОЙ СИСТЕМЕ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УГЛЯ

DEFINITION OF TECHNICAL BOUNDARY OF NONE TRANSPORT WORKING AREA WITH SOLID CROSS SYSTEM OF OPENCAST MINING OF COAL DEPOSITS



*А. В. Селюков, Кузбасский государственный технический университет, им. Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово
alex-sav@rambler.ru*

A. Selyukov, Kuzbass State Technical University named after T. F. Gorbachev, Kemerovo

Представлены исследования по оценке возможности открытой разработки наклонных и крутопадающих угольных пластов по сплошной поперечной системе с бестранспортным способом перемещения породы из забойной зоны во внутренний отвал с помощью драглайнов. Применение данного способа как в производственной, так и проектной практике сдерживается отсутствием методической базы. В перспективе при освоении новых угольных месторождений Кузбасса предполагается использовать сплошные поперечные системы разработки, которые имеют ряд преимуществ по сравнению с продольными, которые применяются в настоящее время. Это, прежде всего, сокращение дальности транспортирования вскрышных пород на отвалы и снижение площадей, занимаемых внешними отвалами. При поперечных системах разработки возможно применение бестранспортной технологии для перевалки породы междупластий непосредственно в отвальный слой. Однако широкое проектирование поперечных систем разработки и в том числе бестранспортной технологии для угольных месторождений Кемеровской области сдерживается недостаточной теоретической базой. Отсутствуют научные проработки вопросов, связанные с обоснованием параметров бестранспортных схем экскавации и выбором выемочного и отвального оборудования. Рассмотрены вопросы, связанные с выбором оборудования и установлением высоты карьерного поля, которую можно отработать по бестранспортной технологии. В предполагаемой методике учтены основные влияющие факторы: технологические параметры драглайнов, конструкция отвальной зоны и угленосность свиты. С использованием предложенного метода и построенных графических зависимостей можно решать задачу как по выбору модели драглайна при известной высоте забойной зоны, так и обратную задачу. Полученные зависимости могут быть использованы в проектной практике и на производстве

Ключевые слова: бестранспортная технология; высота рабочей зоны; сплошная система разработки; проектирование карьеров; драглайны; техническая граница; месторождение угля; угленосность свиты; Кемеровская область; отвальная зона

The article presents a study on the feasibility of open development of inclined and steeply dipping coal seams at solid cross system of none transport technology way to move rocks from bottom-hole area in the inner dump using draglines. The use of this method both in production and design practice is constrained by lack of methodological base. In the future, with the development of new coal mines in Kuzbass solid cross development systems, which have several advantages in comparison with use of currently longitudinal are supposed to be used. It is primarily the distance reduction of transportation of overburden to the dumps and reduction of space, occupied by external dumps. With cross development systems it is possible to use none transport technology for handling rocks directly into the depleted layer. However, the wide projecting of cross-development systems including none transport technology for coal deposits in Kemerovo region is hampered by inadequate theoretical base. There are a few academic studies of issues related to the substantiation of parameters of none transport schemes of excavation and choice of

excavation and dump equipment. In the proposed article the author considers the issues connected with choosing the equipment and setting the height of the career fields that can work according to none transport technology. In the proposed methodology the author takes into account the basic influencing factors: technological parameters of dragline, construction dump area and coal-bearing suite. Using the proposed method and constructed graphic dependences it is possible to solve the problem of how to choice a model of dragline at a known height of the bottom-hole zone, and the inverse problem. The obtained dependences can be used in the design practice and production

Key words: none transport technology; height of working area; continuous development system, designing of open pits; draglines; technical limits; coal mine; coal-bearing formation; Kemerovo region; dump zone

Введение. Переход на рыночные отношения выявил существенные недостатки продольных углубочных систем разработки, применяемых для разработки угольных месторождений с наклонным и крутопадающим залеганием угольных пластов. К существенным из них относятся: отсыпка внешних отвалов, влекущая отчуждение сельскохозяйственных земель, и большая дальность транспортирования пород вскрыши. Все это повышает затраты на добычу угля и снижает его конкурентоспособность на рынке. Поэтому на разрезах Кузнецкого угольного бассейна наметилась тенденция к применению ресурсосберегающей поперечной системы разработки. Однако при выполнении проектов для некоторых разрезов по аналогии с источниками научно-технической литературы исключительно рекомендуется применение транспортных способов разработки забойной стороны карьерного поля, при которых вся вскрыша из забоев перевозится во внутренний отвал автосамосвалами, что снижает эффективность горных работ. В данной работе рассматривается менее затратный бестранспортный способ перемещения породы из забойной зоны во внутренний отвал с помощью драглайнов. На основе обобщения опыта бестранспортной технологии при углубочно сплошной продольной системе разработки произведены обобщения, выводы которых используются для развития методической базы сплошной поперечной системы разработки. Решению названных базовых вопросов посвящено данное исследование.

Методология и методика исследования. На месторождениях с наклонным и крутым залеганием сложноструктурных

свит угольных пластов Кузбасса предпочтительно применение поперечных систем разработки. В этом случае существенно снижаются транспортные расходы и сокращается отчуждение земельных площадей под внешние отвалы [6; 10].

Возможно также применение эффективной бестранспортной технологии ведения вскрышных работ. Отсутствие дорогостоящего и экологически опасного карьерного автотранспорта позволяет добывать уголь с меньшими затратами и делает его более конкурентоспособным на внутреннем и внешнем угольном рынке.

Однако для проектирования такой технологии в условиях поперечного развития фронта горных работ в настоящее время недостаточно теоретических проработок вопросов, связанных с обоснованием ее параметров и выбором выемочного оборудования [1–4; 7–9].

Большой диапазон условий залегания свит угольных пластов, широкий ряд типов размеров шагающих драглайнов, применяемых при бестранспортной технологии, а также различные значения глубины отработки месторождений предопределяют многовариантность решения указанных задач [6]. В этом случае формирование возможных вариантов производства горных работ с использованием тех или иных моделей экскаваторов для последующей их оценки по какому-либо критерию само по себе является достаточно сложной задачей.

Для целенаправленного выбора вариантов ведения горных работ и вскрышного оборудования предлагается использовать жесткую взаимосвязь между объемом вскрышной породы забойной зоны и вме-

стимостью внутреннего отвала, т.е вместимость внутреннего бестранспортного отвала равна произведению объема вскрышных пород забойной стороны карьерного поля и коэффициента разрыхления.

Расчет объемов вскрышных пород в забойной зоне и вместимости внутреннего отвала для бестранспортной технологии при

поперечном развитии фронта работ имеет свои особенности.

Так как забойная зона представляет породугольную горную массу (рис. 1), то при расчете объема горной массы, переваливаемой во внутренний отвал, необходимо из общего объема горной массы забойной зоны вычесть объем угля.

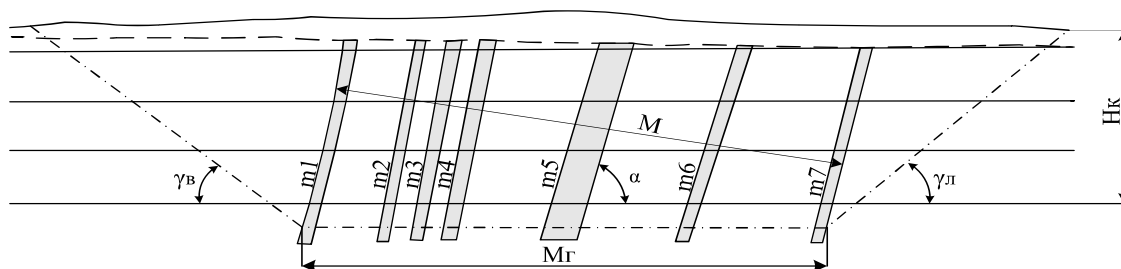


Рис. 1. Поперечное сечение забойной стороны угольного разреза: $m1...m7$ – нормальная мощность угольных пластов; M – нормальная мощность свиты; $Mг$ – горизонтальная мощность свиты; α – средний угол падения залежи; $\gamma_в, \gamma_л$ – соответственно углы откоса бортов со стороны висячего и лежащих боков залежи

Fig. 1. Cross-section of bottom side of coal mine: $m1...m7$ – normal capacity of coal seams; M – normal capacity of formation; $Mг$ – horizontally formation power; α – average angle of incidence deposits; $\gamma_в, \gamma_л$ – angles of repose sides from hanging and lying laterally deposits respectively

Объем потерь угля при ведении добычных работ следует отнести к объемам вскрыши, переваливаемым во внутренний отвал. На рис. 1 показана предполагаемая разработка по бестранспортной технологии свиты из семи угольных пластов. Свита характеризуется параметрами: нормальная мощность свиты M , горизонтальная мощность свиты $Mг$; средний угол падения залежи α , нормальная мощность пластов $m1...m7$. При этом угленосность свиты определяется отношением суммарных нормальных мощностей свиты к нормальной мощности свиты.

При поперечном развитии фронта работ ширина дна карьерного поля и длина внутреннего отвала по дну карьера равны горизонтальной мощности свиты [6]. При исследовании и проектировании бестранспортной технологии, задачи определения объемов вскрышных пород во вскрышной или отвальной зонах с достаточной степенью точности решаются как плоские – на 1 м фронта работ или на ширину выемоч-

ной заходки. В данной работе определение объемов горной массы принимается на 1 м залежи по ее простиранию.

В этом случае объем вскрышных пород и угля в забойной зоне (V) равен, m^3

$$V = H_k [Mг + 0,5(ctg \gamma_в + ctg \gamma_л)], \quad (1)$$

где H_k – высота забойной зоны (карьерного поля), м;

$\gamma_в$ и $\gamma_л$ – соответственно углы наклона бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков залежи, градусов.

Объем угля (V_y) в забойной зоне, m^3 , равен

$$V_y = H_k \cdot Mг \cdot K_y. \quad (2)$$

Объем горной массы, с учетом потеряннго угля, переваливаемый во внутренний отвал $V_в$, m^3 , равен

$$V_в = V - V_y(1 - K_n), \quad (3)$$

где K_n – коэффициент потерь угля.

В развернутом виде объем горной массы, размещаемой в отвале, равен, m^3

$$V_{\text{в}} = H_{\text{к}} \{ M_{\text{г}} [1 - K_{\text{у}} (1 - K_{\text{н}})] + 0,5 (\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \gamma_{\text{л}}) \}. \quad (4)$$

Отсыпка внутреннего бестранспортного отвала при поперечной системе разработки также имеет свои особенности. Основание отвала представляет собой горизонтальную плоскость, что обеспечивает ему хорошую устойчивость. Анализ

горно-геологических условий залежей наклонного и крутого падения показал относительно небольшую протяженность внутреннего отвала по дну карьера – в пределах 100...900 м [6]. Отвал формируется в выработанном пространстве, ограниченном на флангах бортами карьера, что при коротком отвальном фронте способствует повышению его устойчивости (рис. 2, а).

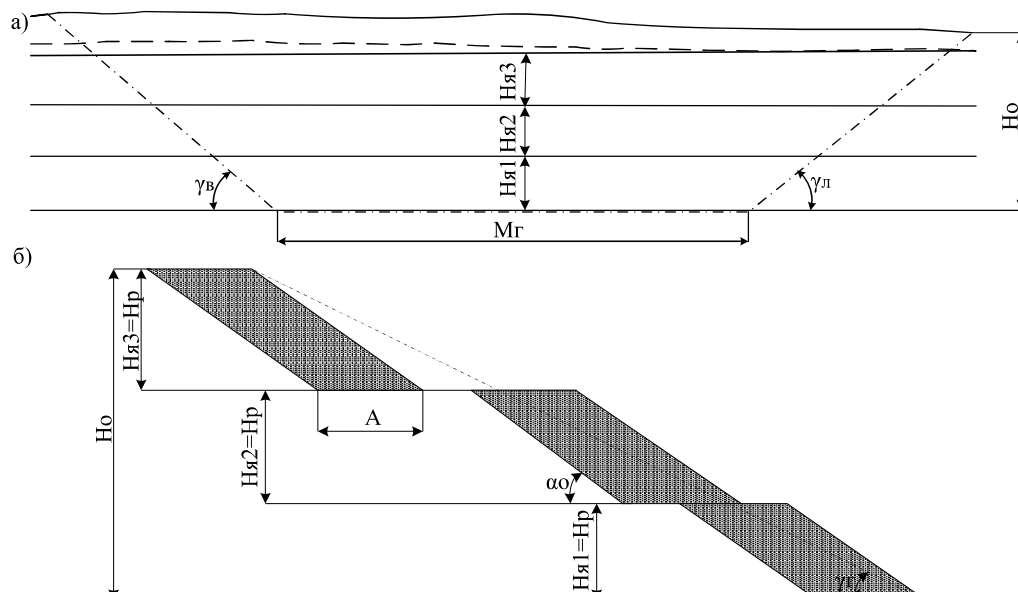


Рис. 2. Расчетные схемы внутреннего бестранспортного отвала: а – фронтальный вид; б – поперечное сечение (H_0 – высота бестранспортного отвала; $H_{я1}$, $H_{я2}$, $H_{я3}$ – высоты бестранспортных отвальных ярусов; A – ширина отвальной заходки; H_p – высота разгрузки драглайна; $\gamma_{\text{в}}$ – генеральный угол откоса бестранспортного отвала)

Fig. 2. Calculation schemes of domestic none transport dump: а – front view; б – cross-section (H_0 – height of none-transport dump; $H_{я1}$, $H_{я2}$, $H_{я3}$ – heights of none transport dump tiers; A – dump width of set; H_p – height of the dragline unloading; $\gamma_{\text{в}}$ – general angle of repose of none transport dump)

Вместимость внутреннего отвала на 1 м протяженности залежи при его высоте (H_0) равна, м³

$$E_0 = H_0 [M_{\text{г}} + 0,5 \cdot H_0 (\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \gamma_{\text{л}})]. \quad (5)$$

Используя величину угленосности свиты и формул (4), (5), можно получить уравнения для решения двух задач. Прямая задача – определить высоту внутреннего отвала H_0 при известной высоте забойной зоны $H_{\text{к}}$ и обратная – определить по высоте внутреннего отвала H_0 высоту забойной зоны $H_{\text{к}}$.

Для сокращения объема формул применим

$$R = 0,5 (\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \gamma_{\text{л}}) \text{ и } T = [1 - K_{\text{у}} (1 - K_{\text{н}})].$$

Тогда

$$H_0 = \frac{\sqrt{M_{\text{г}}^2 + 4 \cdot R \cdot K_{\text{р}} (H_{\text{к}}^2 \cdot R + H_{\text{к}} \cdot M_{\text{г}} \cdot T) - M_{\text{г}}}}{2R}, \quad (6)$$

$$H_{\text{к}} = \frac{\sqrt{(M_{\text{г}} \cdot K_{\text{р}} \cdot T)^2 + 4 \cdot R \cdot K_{\text{р}} (H_0 \cdot M_{\text{г}} + H_0^2 \cdot R) - M_{\text{г}} \cdot K_{\text{р}} \cdot T}}{2 \cdot R \cdot K_{\text{р}}}, \quad (7)$$

С использованием уравнения (6) исследованы зависимости высоты вну-

тренного отвала от влияющих факторов: горизонтальной мощности свиты, ее угленосности и высоты забойной зоны (рис. 3, а, б, в).

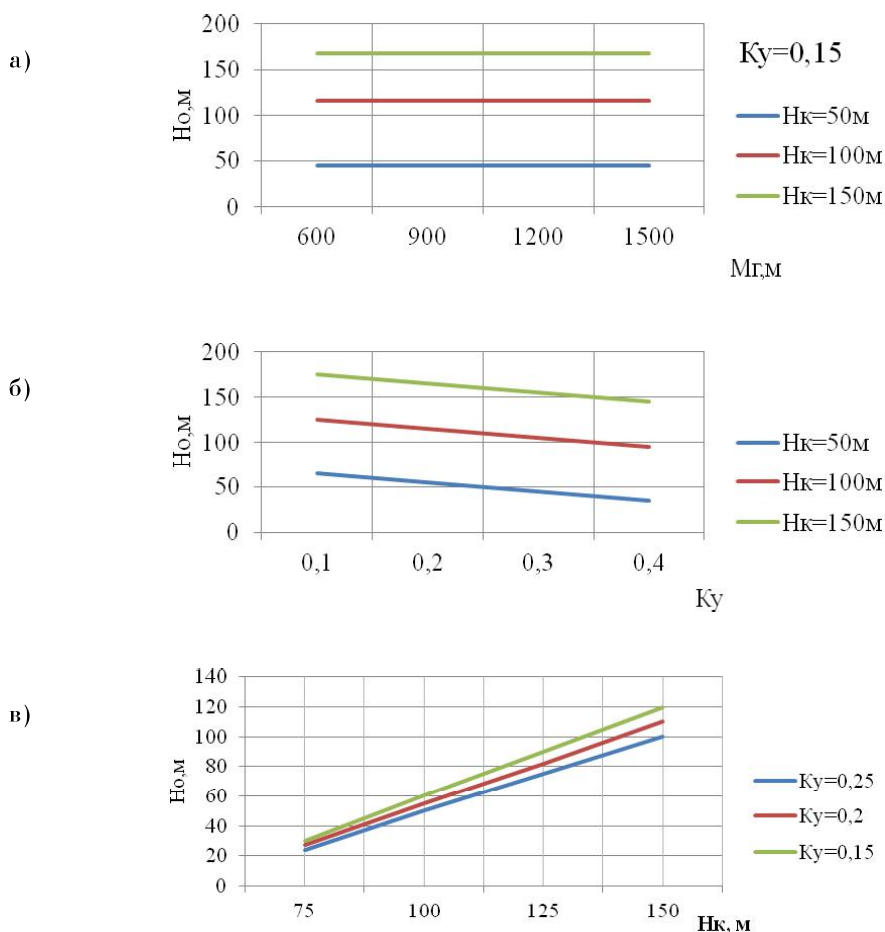


Рис. 3. Зависимости высоты внутреннего бестранспортного отвала (H_o) от: а – горизонтальной мощности угленосной свиты ($Mг$); б – коэффициента угленосности свиты (K_y); в – высоты забойной зоны карьера, отрабатываемой по бестранспортной технологии (H_k)

Fig. 3. Dependences on the height of the internal none transport dump (H_o) from a – horizontal thickness of coal-bearing formation ($Mг$); b – coefficient of coal content of formation (K_y); c – height of the bottom-hole zone of the quarry, worked out according to none transport technology (H_k)

Угленосность свит принята по данным работы [6], где представлены результаты анализа строения и угленосности свит месторождений Кузбасса.

Установлено, что не существенно влияние горизонтальной мощности свиты (ширина дна карьера) $Mг$ на высоту внутреннего отвала H_o (рис. 3, а). Так, при увеличении горизонтальной мощности свиты на 100 м высота отвала возрастает на 0,8 %, причем при любых значениях высоты забойной зоны и угленосности свиты.

Существенно влияет на высоту внутреннего отвала угленосность свиты, характеризующая коэффициентом угленосности. Увеличение угленосности свиты на 10 % приводит к снижению высоты отвала на 8 % (рис. 3, б).

Для практических расчетов при проектировании предлагается использовать зависимости высоты отвала от глубины карьерного поля и коэффициента угленосности представленные на рис. 3, в.

Например, для перспективного месторождения «Уропское – Северное» найден-

ная по граничному коэффициенту вскрыши средняя глубина отработки составляет 80 м [6].

Угленосность свиты $Ky = 0,16$, тогда по графику (рис. 3, в) высота отвала равна 90 м. Выбор вариантов оборудования для отсыпки отвала такой высоты зависит от модели отвального драглайна и конструкции отвала. Конструкция внутренних отвалов отличается ярусностью: одним, двумя, тремя ярусами и т.д. В практике разрезов Кузбасса при углубочных продольных системах разработки внутренние бестранспортные отвалы чаще двух- и трехярусные, однако имеется опыт отсыпки четырех- и пятиярусных (разрезы «Красногорский», «Моховский», «Ерунаковский» и др.).

Выделение ярусов вызвано необходимостью учета коэффициента запаса устойчивости, что обуславливает формирование общего (генерального) угла откоса отвала γ_0 по величине меньше, чем угол естественного откоса a_0 (рис. 2, б). Выполаживание

угла осуществляется за счет предохранительных берм, а высота ярусов соответствует высоте разгрузки отвального драглайна. По рекомендациям Прокопьевского филиала ВНИМИ [5], для обеспечения устойчивости отвала накладываются ограничения на высоту первого яруса ($Hя1$): для грунтосмесей пород III–IV категорий по трудности экскавации – 25 м, для пород IV категории – 30...35 м.

С учетом особенностей отсыпки внутренних отвалов их высота (H_0) определяется по формуле, м,

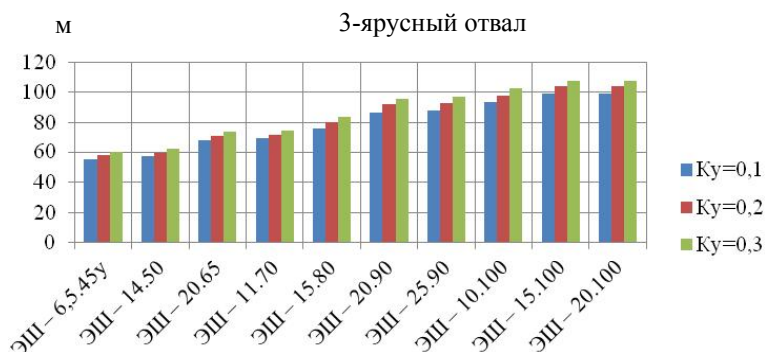
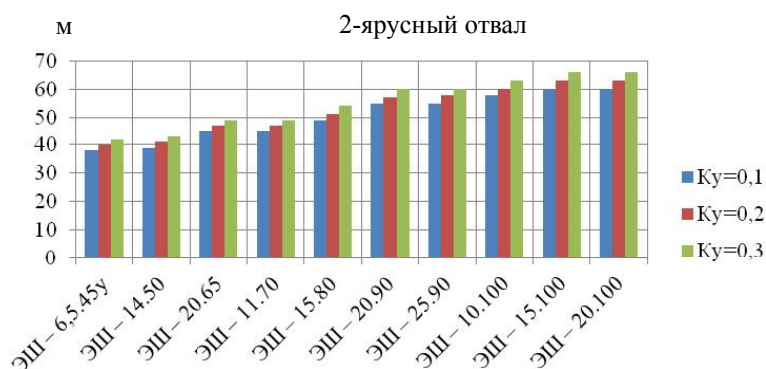
$$H_0 = Hя1 + (i - 1) \cdot Hр, \quad (8)$$

где $Hя1$ – высота первого яруса;

i – количество ярусов отвала;

$Hр$ – высота разгрузки отвального драглайна.

Предельно возможные значения высот внутренних отвалов при максимальном использовании высоты разгрузки серийных и перспективных моделей драглайнов приведены на рис. 4.



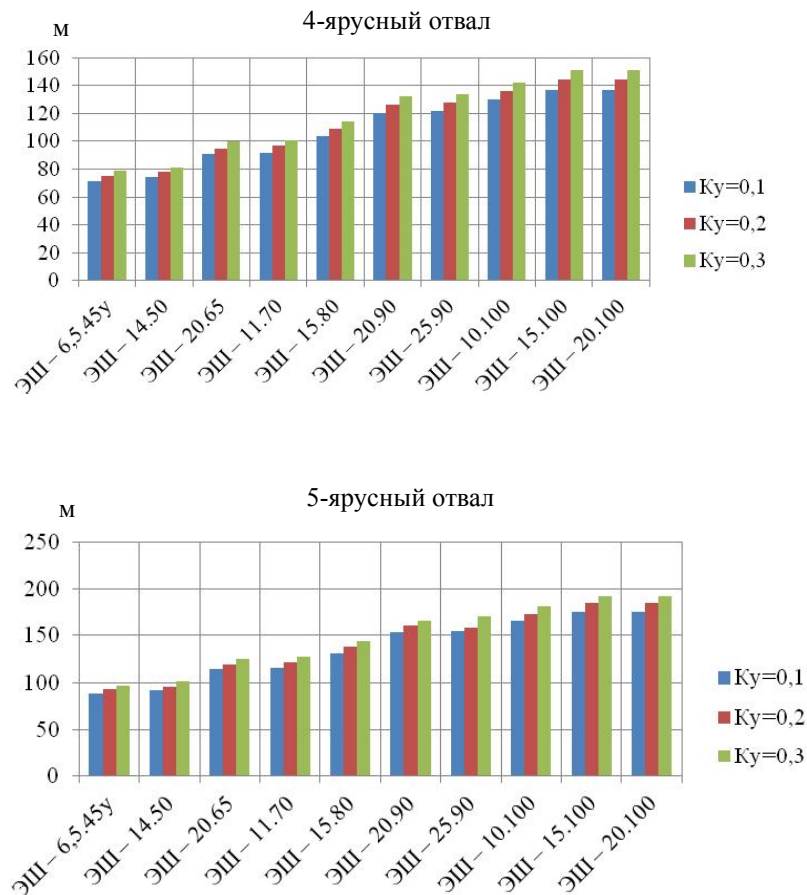


Рис. 4. Высоты внутреннего отвала H_0 при использовании на отвалообразовании различных моделей драглайнов

Fig. 4. The heights of the internal dump H_0 when used on the dumping of various models of draglines

Для месторождения «Уропское-Северное» предпочтительными к рассмотрению являются варианты с использованием драглайнов ЭШ – 15.80, ЭШ – 20.90 с отсыпкой трехярусного отвала и ЭШ – 11.70 с отсыпкой четырехярусного отвала. Следует иметь в виду, что увеличение количества ярусов приводит к усложнению организации работы отвального драглайна. В этом случае увеличивается как количество перевалок, так и число создаваемых по фронту работ трасс переходов с яруса на ярус. Все это приводит к увеличению переэкскавируемых объемов и, следовательно, к снижению эффективности технологии.

Результаты исследования. Выбор высоты бестранспортной рабочей зоны при

поперечной сплошной системе разработки в окончательном варианте помимо рассчитанных показателей и параметров должен в каждом конкретном случае определяться: порядком перевалки породы от забойной зоны до отвальных ярусов; коэффициентом переэкскавации; временем отработки пороодо-угольной заходки; скоростью продвижения фронта работ; объемом добытого угля; средневзвешенной годовой производительностью экскаватора. Выбор наиболее эффективного из нескольких возможных вариантов может быть осуществлен по удельным приведенным затратам на единицу объема вскрыши; себестоимости 1 м^3 вскрыши или удельным ресурсозатратам на 1 м^3 вскрыши или 1 т угля.

Выводы

1. Разработаны основные положения по проектированию бестранспортной технологии при поперечном развитии фронта горных работ с внутренним отвалообразованием.

2. Сформированы требования к технологии, обеспечивающей эффективную

открытую разработку угольных залежей по поперечной сплошной системе.

3. Результаты настоящей работы позволяют продолжить научные исследования по разработке и обоснованию параметров бестранспортной технологии при поперечном подвигании фронта работ для наклонных и крутопадающих месторождений Кузбасса.

Список литературы

1. Дудинский Ф. В., Нечаев К. Б. Технология разработки россыпных месторождений методом поперечных заходок // Вестн. Забайкал. гос. ун-та. 2015. № 3 (118). С. 11–20.
2. Злобина Е. В., Проноза В. Г. Формирование коэффициентов переэскавации при бестранспортной разработке вскрышных уступов модельным рядом одной рабочей массы // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2015. № 2 (108). С. 41–48.
3. Злобина Е. В. Порядок проведения горно-геометрического анализа пологой залежи при подготовке к разработке по углубочно-сплошной системе // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2016. № 1 (113). С. 58–62.
4. Киприн И. В., Потехин Г. Н. Обоснование области применения драглайнов на основе компьютерного моделирования технологических схем перевалки // ГИАБ. 2011. № 10. С. 133–148.
5. Костин Е. В., Хашин В. Н. Отчет Сибирского филиала ВНИМИ по работе 020203 (этап 0200) «Разработать рекомендации по параметрам устойчивых бортов и отвалов на разрезах производственного объединения «Кемеровоуголь». Прокопьевск, 1975.
6. Проноза В. Г., Естифеев Е. Н. Зависимость текущего коэффициента вскрыши от условий залегания свит угольных пластов при их разработке по поперечной системе // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2008. № 2. С. 28–33.
7. Фомин С. И., Ведрова Д. А. Организация отработки вскрышного уступа драглайном с размещением пород в выработанном пространстве карьера // Записки горного института. 2013. Т. 205. С. 47–50.
8. Ческидов В. И., Норри В. К., Саканцев Г. Г. Расширение области применения систем открытой разработки угольных месторождений с перевалкой вскрыши драглайнами // ФТПРПИ. 2014. № 4. С. 89–97.
9. Ческидов В. И., Норри В. К. Бестранспортная технология вскрышных работ на разрезах Кузбасса: состояние и перспективы // ФТПРПИ. 2016. № 4. С. 109–116.
10. Cheskidov V. I., Norri V. K., Zaitsev G. D., Botvinnik A. A., Bobyl'sky A. S., Reznik A. V. Effectivization of open pit hard mineral mining // Journal of Mining Science, 2014, vol. 50, no. 5, pp. 892–903.

References

1. Dudinskaya F. V., Nechaev K. B. *Vestn. Zab. Gos. Univ.* (Transbaikal State University Journal), 2015, no. 3 (118), pp. 11–20.
2. Zlobina E. V., Pronoza V. G. *Vestnik Kuzbassskogo gosudarstvennogo tehničeskogo universiteta* (Kuzbass State Technical University Journal), 2015, no. 2 (108), pp. 41–48.
3. Zlobina E. V. *Vestnik Kuzbassskogo gosudarstvennogo tehničeskogo universiteta* (Kuzbass State Technical University Journal), 2016, no. 1 (113), pp. 58–62.
4. Kiprin I. V., Potehin G. N. *GIAB* (GIAB), 2011, no. 10, pp. 133–148.
5. Kostin E. V., Hashin V. N. *Otchet Sibirskogo filiala VNIMI po rabote 020203 «Razrabotat rekomendatsii po parametram ustoychivyh bortov i otvalov na razrezah proizvodstvennogo obedneniya «Kemerovougol»* [To develop recommendations on the parameters of stable beads and dumps on the production sections of the «Kemerovougol» opencast. Report of the Siberian branch of VNIMI to work 020 203 (step 0200)]. Prokopenvsk, 1975.
6. Pronoza V. G., Estifeev E. N. *Vestnik Kuzbassskogo gosudarstvennogo tehničeskogo universiteta* (Kuzbass State Technical University Journal), 2008, no. 2, pp. 28–33.
7. Fomin S. I., Vedrova D. A. *Zapiski gornogo instituta* (Journal of Mining Institute), 2013, no. 205, pp. 47–50.
8. Cheskidov V. I., Norri V. K., Sakantsev G. G. *FTPRPI* (FTPRPI), 2014, no. 4, pp. 89–97.
9. Cheskidov V. I., Norri V. K. *FTPRPI* (FTPRPI), 2016, no. 4, pp. 109–116.
10. Cheskidov V. I., Norri V. K., Zaitsev G. D., Botvinnik A. A., Bobyl'sky A. S., Reznik A. V. *Journal of Mining Science* (Journal of Mining Science), 2014, vol. 50, no. 5, pp. 892–903.

Коротко об авторе

Briefly about the author

Селоков Алексей Владимирович, канд. техн. наук, доцент кафедры «Открытые горные работы», Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия. Область научных интересов: открытые геотехнологии
alex-sav@rambler.ru

Alexey Selyukov, candidate of technical sciences, associate professor, Open Pit Mining department, Kuzbass State Technical University named after T. F. Gorbachev, Kemerovo, Russia. Sphere of scientific interests: open pit geotechnologies

Образец цитирования

Селоков А. В. Определение технической границы бестранспортной рабочей зоны при сплошной поперечной системе открытой разработки месторождений угля // Вестн. Забайкал. гос. ун-та. 2017. Т. 23. № 2. С. 44–52. DOI: 10.21209/2227-9245-2017-23-2-44-52

Selyukov A. V. Definition of technical boundary of none transport working area with solid cross system of opencast mining of coal deposits // Transbaikal State University Journal, 2017, vol. 23, no. 2, pp. 44–52.

Дата поступления статьи: 29.01.2017 г.
Дата опубликования статьи: 28.02.2017 г.

