

UDC 622.271.33

<http://dx.doi.org/10.15407/mining10.02.078>

УСТРОЙСТВО ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ КОМБИНИРОВАННЫХ ВИДОВ ТРАНСПОРТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

А. Шустов^{1*}, А. Дриженко¹¹Кафедра открытых горных работ, Национальный горный университет, Днепропетровск, Украина*Ответственный автор: e-mail fishboy1986@mail.ru, тел. +380562470215, факс: +380562470215

ORGANIZATION OF DUMPING STATIONS WITH COMBINED TRANSPORT TYPES IN IRON ORE DEPOSITS MINING

O. Shustov^{1*}, A. Dryzhenko¹¹Opencast Mining Department, National Mining University, Dnipropetrovsk, Ukraine*Corresponding author: e-mail fishboy1986@mail.ru, tel. +3805624702415, fax: +380562470215

ABSTRACT

Purpose. To develop the methodology for selecting appropriate type of open-pit transport in conditions of mining sinking to the maximum depth of opencast mining.

Methods. Comprise determining costs for maintenance of open-pit transport in different combinations of in-pit and main line together with dumping stations of the relevant construction for small, middle and large extension pits.

Findings. The proposed optimization of dumping stations placement with combined operation of automobile and railway vehicles allows to exclude utilization of dumping excavators. The efficiency of dumping stations building of block structures is confirmed which allows to decrease total number of dump trucks by 20 – 30% for the average rock transportation distance of about 1.5 – 2 km. The arrangement of dumping stations in the goaf on barrow benches with their further exploitation proves the possibility of effective mining of inclined and upridding deposits.

Originality consists in determination of the application field for various types of open-pit transport in changing working area parameters. They are related to sinking of mining, mining intensity and formation of goaf for mining waste storage.

Practical implications. The research results allow to develop recommendations for using economical types of transport in accordance with the established open-pit mining mode.

Keywords: *type of open-pit transport, dumping station, mining mode, pit capacity, sinking rate of mining, working area, goaf, inside dumps*

1. ВВЕДЕНИЕ

Железная руда является одним из важнейших полезных ископаемых. Уровень ее потребления и передела в чугун и сталь характеризует степень индустриального развития страны. При этом рост потребления металлов рассматривается как один из основных показателей материального прогресса человечества (Khomenko, 2012). Однако развитие черной металлургии определяется в значительной мере не только характером или запасами железорудных месторождений, но и географическим их положением, а также комплексно, с учетом запасов коксующихся углей и флюсов при допустимых затратах на их транспортирование, поскольку общая стоимость рудно-флюсовой шихты в стоимости конечной продукции металлургического производства дости-

гает около 50% (Gumenik, Lozhnikov & Maevskiy, 2012). Поэтому в экономически развитых районах используются даже бедные руды, подвергаемые дорогостоящему обогащению и окускованию, в то время как богатые в отдаленных месторождениях не разрабатываются (Zhang & Yu, 2011).

2. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА

Из опыта работы железорудных карьеров следует, что при увеличении глубины разработки более 130 – 150 м происходит повсеместный переход на эксплуатацию комбинированных видов транспорта: автомобильно-железнодорожного – преимущественно для вывозки вскрыши и автомобильно-конвейерного – для перемещения железной руды (Rakishev, Moldabaev & Kuldeev, 2015). Автомобильный транспорт рекоменду-

ется эксплуатировать в глубинной зоне карьера с вертикальной высотой подъема горной массы до 60 – 90 м. Руководящий подъем автодорог принимается 80%. Их ширина и конструкция предопределяются размерами автосамосвалов и числом полос движения (Dryzhenko, 1994; Chowdhury & Tripathy, 2014).

При автомобильно-железнодорожном транспорте перегрузка вскрышных скальных пород производится на стационарных, полустационарных и передвижных (бункерных) установках (Dryzhenko, Kozenko, Rykus, 2009). Как правило, после разгрузки порода на стационарных и полустационарных пунктах перегружается в железнодорожные (ж.-д.) поезда карьерными экскаваторами. Вместимость аккумулярующих складов достигает 4 – 12 тыс. м³. Верхняя площадка склада зачищается бульдозером. Передвижные перегрузочные установки оборудуются на гусеничном, шагающем и рельсовом ходу. Их вместимость, как правило, равна грузоподъемности локомотивосостава. Разгрузка породы из бункера производится с применением пластинчатых или вибрационных питателей, а также самотеком путем раскрытия днища, под которым должен находиться думпкар. Вместимость бункера и вагона аналогичны.

Статистические данные показывают, что при достижении железорудными карьерами глубины 200 и более метров сборочные перевозки горной массы составляют 80 – 100% общих объемов, перемещаемых автосамосвалами (Samanta, Sarkar & Mukherjee, 2002). В настоящее время на железорудных карьерах стран СНГ 81.1% общего объема технологического автотранспорта приходится на сборочные перевозки. Наиболее распространенными при перевозке руды являются сочетания автомобильного с конвейерным, а вскрыши – с железнодорожным видами транспорта. При этом условия эксплуатации внутризаводного и магистрального автотранспорта значительно отличаются друг от друга, что предопределяет особые требования к конструктивным параметрам автосамосвалов.

В этой связи обоснование устройства перегрузочных пунктов (ПП) комбинированных видов транспорта при разработке железорудных месторождений является чрезвычайно актуальной задачей.

3. ОСНОВНАЯ ЧАСТЬ

3.1. Основание и исходные данные для проведения исследования

Исходными данными для проведения исследования послужил опыт работы действующих железорудных предприятий Украины и Казахстана. Следует отметить, что схемы выемки и доставки всех разновидностей горной массы к пунктам приема в плановых объемах необходимо оценивать не только по величине вложенных затрат, но и по интенсивности загрузки, сформировавшейся к этому времени в карьере, горнотранспортной системы для добычи и перемещения полезных ископаемых и пустых пород. Минимальные затраты при этом, в первую очередь, должны быть обеспечены за счет рационального формирования грузопотоков с перевозкой горной массы по кратчайшему расстоянию с размещением транспортных коммуникаций на площадках с наименьшими размерами. Оптимальные тех-

нико-экономические показатели горных работ достигаются совместной оценкой эффективности эксплуатации комплексов оборудования, увязкой их параметров с технологическими решениями по системам вскрытия и разработки, обеспечивающими безопасную и высокую производительность труда (Dryzhenko, 2011).

3.2. Автомобильно-железнодорожный транспорт

Оценка технико-экономических показателей горнотранспортной системы карьера производится в соответствии с типовой методикой определения экономической эффективности исследуемых вариантов, где рекомендуется использовать в качестве критерия оптимальности минимальные приведенные затраты на перемещение полезных ископаемых и пород вскрыши:

$$K_i E_n + C_i = \min, \quad (1)$$

где:

K_i – сумма капиталовложений по каждому варианту за оцениваемый период, дол. США;

E_n – нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений;

C_i – текущие годовые затраты по тому же варианту, дол. США.

Важным фактором оценки экономической эффективности принятых технических решений является прогнозирование цен на технологическое оборудование (Falshtynskiy, Dychkovskiy, Lozynskiy & Saik, 2013). Как показал опыт, сроки прогнозирования не должны превышать 10 – 15 лет. За пределами этого периода достоверность прогноза цен резко падает, поскольку обрываются связи этих цен с текущими затратами. Поэтому достаточно точное определение цен перспективного ряда горнотранспортного оборудования возможно только при его оптимизации.

В соответствии с установленным графиком режима горных работ углубка карьера производится с применением автотранспорта, затраты на который T_a (дол.) определяются по формуле:

$$T_a = \frac{1000 H_a K_{mp} + L_{z.a}}{i_a} \cdot C_{ai} \quad (2)$$

где:

H_a – среднее значение глубины рабочей зоны, м;

$L_{z.a}$ – горизонтальное расстояние перевозки горной массы в рабочей зоне карьера, км;

K_{mp} – коэффициент развития трассы, доли ед.;

C_{ai} – затраты на транспортирование горной массы, дол.;

i_a – руководящий уклон автодороги, %.

Параллельно рассматриваются условия наращивания глубины ввода путей на нижележащие горизонты с соответствующим строительством очередного пункта перегрузки. Шаг углубки принимается кратным высоте 3 – 4 уступов и так до предельной глубины карьера H_k (м). Решение об оптимальной схеме развития транспортных коммуникаций принимаются на основании минимального значения приведенных затрат на горнотранспортные работы в целом (Рис. 1).

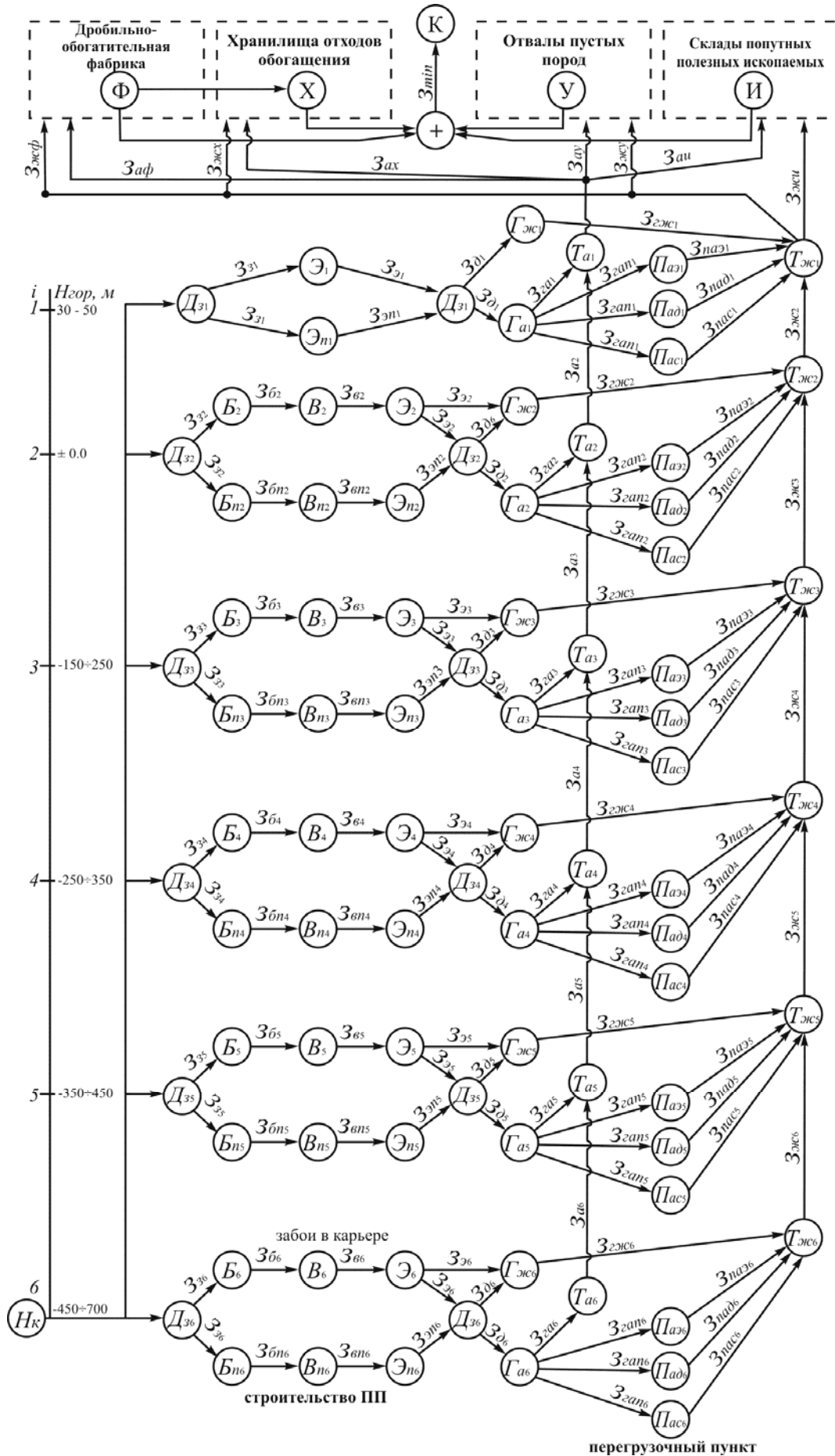


Рисунок 1. Упрощенный сетевой график оптимизации приведенных затрат на развитие горнотранспортной системы глубокого карьера при эксплуатации комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта

Сетевой график оптимизации развития горнотранспортной системы при эксплуатации комбинированного авто – ж.-д. транспорта представляет собой взаимосвязь всех процессов открытых горных работ. С целью обоснования отдельных показателей работ сетевого графика процессы по зачистке площадки бульдозерами, буровзрывные работы, экскавация, перегрузка и транспортирование разбиты на отдельные этапы в соответствии с известными конструкциями машин и механизмов, рациональной высотой их использования и соответствующими технико-экономическими показателями до предельной глубины карьера.

На сетевом графике показано: $Dз_1 - Dз_6$ – объем работ на подготовку площадки бульдозером; $B_1 - B_6$, $Bн_1 - Bн_5$ – работы по бурению скважин в процессе экскавации и под строительство перегрузочного пункта (ПП); $B_1 - B_6$, $Bн_1 - Bн_6$ – взрывные работы для формирования забоя и под строительство ПП; $Э_1 - Э_6$, $Эн_1 - Эн_6$ – экскавация горной массы (ГМ), то же при строительстве ПП; $Г_а_1 - Г_а_6$ – движение автотранспорта по горизонту до перегрузочного пункта; $Г_ж_1 - Г_ж_6$ – движение ж.-д. транспорта по путям рабочего горизонта; $T_а_1 - T_а_6$, $T_ж_1 - T_ж_6$ – объем транспортирования горной массы капитальными траншеями на поверхность автосамосвалами и ж.-д. транспортом; $П_а_э_1 - П_а_э_6$ – объем экскаваторной перегрузки ГМ; $П_а_д_1 - П_а_д_6$ – объем бульдозерной перегрузки ГМ; $П_а_с_1 - П_а_с_6$ – объем безбульдозерной перегрузки ГМ; $З_з_1 - З_з_6$ – затраты на подготовку площадки бульдозером; $З_б_1 - З_б_2$, $З_бн_1 - З_бн_2$ – затраты на бурение скважин для экскавации и под строительство ПП; $З_в_1 - З_в_6$, $З_вн_1 - З_вн_6$ – затраты на взрывные работы для формирования забоя и под строительство ПП; $З_э_1 - З_э_6$, $З_эн_1 - З_эн_6$ – затраты на экскавацию ГМ в забое и при строительстве ПП; $З_д_1 - З_д_6$ – затраты на бульдозерные работы; $З_га_1 - З_га_6$ – затраты на подъем автотранспорта к выезду на поверхность; $З_гж_1 - З_гж_6$ – затраты на движение ж.-д. транспорта по путям ПП; $З_ган_1 - З_ган_6$ – затраты на подъем автотранспорта к ПП; $З_на_э_1 - З_на_э_6$, $З_над_1 - З_над_6$, $З_нас_1 - З_нас_6$ – затраты на экскаваторную, бульдозерную и безбульдозерную перегрузку соответственно; $З_а_1 - З_а_6$, $З_ж_1 - З_ж_6$ – затраты на вывозку ГМ на поверхность автотранспортом и ж.-д. транспортом соответственно; $З_аи$, $З_ау$, $З_ах$, $З_аф$, $З_жи$, $З_жу$, $З_жх$, $З_жф$ – затраты на транспортирование по дневной поверхности к складам попутных полезных ископаемых, отвалам пустых пород, хранилищам отходов обогащения, дробильно-обогащительной фабрике (ДОФ) автотранспортом и ж.-д. транспортом соответственно.

Каждая работа, начиная с планировки площадки, имеет определенные затраты, которые в итоге сводятся к общим приведенным. Параллельно с выемочно-погрузочными работами в забое ведется строительство нового ПП на одном из горизонтов в группе. При этом существует три основных пути перемещения горной массы с применением авто- и ж.-д. транспорта. Первый из них – это непосредственное транспортирование горной массы большегрузными автосамосвалами на поверхность с возможностью доставки ее разновидностей к складам попутных полезных ископаемых, отвалам пустых пород, хранилищам отходов обогащения, а также ДОФ. Второй путь – те же работы для условий

движения ж.-д. транспорта. Третий – движение автотранспорта с перегрузкой ГМ в ж.-д. поезда на ПП, которые в свою очередь разделяются на экскаваторные, бульдозерные и безбульдозерные. В отличие от нижних горизонтов, на первом из них по высоте не проводятся буровзрывные работы, поскольку он представлен мягкими породами вскрыши. Каждый последующий этап горнотранспортных работ на сетевом графике, начиная с нижнего, включает предыдущий. Так, работы по 6 этапу отображены в пятом, по шестому и пятому – в четвертом и т.д. до выхода на поверхность. На первом этапе наблюдается максимальная совместная производительность всех пяти этапов, находящихся ниже. Для обеспечения нормальной работы ПП интенсивность поступления на него горной массы должна соответствовать производительности перегрузочного оборудования.

3.3. Автомобильно-конвейерный транспорт

Технологические схемы с перемещением горной массы ленточными конвейерами в условиях глубоких карьеров характерны весьма жесткой взаимосвязью между последовательными звеньями работы сборочного транспорта (автосамосвалы или железнодорожные поезда), дробильно-перегрузочных установок, передаточных конвейеров, системы конвейерных установок в единой магистральной линии и перегрузочных пунктов между ними. Выход из строя одной конвейерной установки или ПП приводит к остановке всей технологической цепи. В этой связи для повышения работоспособности технологических систем возможны следующие пути: повышение надежности конвейерных установок на этапе их проектирования и изготовления; применение внутрикарьерных аварийных складов; оборудование промежуточных аккумуляющих бункеров, включаемых в состав конвейерных линий; увеличение количества параллельно работающих конвейерных линий в карьере. В качестве резервных элементов применяются внутрикарьерные ПП для загрузки конвейеров (грохота, дробилки, экскаваторы, погрузчики и т.п.), конвейерные установки, ПП между смежными конвейерными установками в конвейерной линии, питатели и передающие конвейеры между ними (Dryzhenko, 2011).

При оборудовании ПП на нижних горизонтах глубоких карьеров, наряду с указанными факторами, особое значение приобретают габаритные размеры дробилок, поскольку от них зависят размеры верхней площадки концентрационного горизонта и высота перемещения дробимой породы на ленточный конвейер. Кроме того, при размещении дробилок в подземных камерах их габариты существенно влияют на стоимость горностроительных работ. Щековые дробилки более компактны, чем конусные и имеют значительно меньшую высоту. Однако их производительность ниже в 2.1 – 2.6 раза, что существенно ограничивает их применение при эксплуатации технологических конвейерных линий производительностью до 6 тыс. т/ч. Поэтому до настоящего времени на большинстве железорудных карьеров в системах комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта со стационарными пунктами перегрузки применяют конусные дробилки.

Ленточные конвейеры являются не только наиболее экологичным видом транспорта, но и позволяют перемещать горную массу с минимальными затратами (Haigh, 1993). В Кривбассе применяют их в основном для подъема руды с глубоких горизонтов. При необходимости ими перемещают также и вмещающие породы. Для надежной эксплуатации конвейерной ленты транспортируемый материал дробится до крупности 350 – 400 м в конусных дробилках, которые могут быть стационарными или пере-

движными. Крупность исходной горной массы достигает 1200 мм, крепость – 20 по шкале проф. М.М. Протодяконова.

В настоящее время на железорудных карьерах в Кривбассе вскрытие глубоких горизонтов производится в основном наклонными (под углом 15 – 16°) стволами, соединенными квершлагами с пунктами перегрузки горной массы, оборудованными конусными дробилками крупного дробления ККД-1500/180 (Рис. 2).

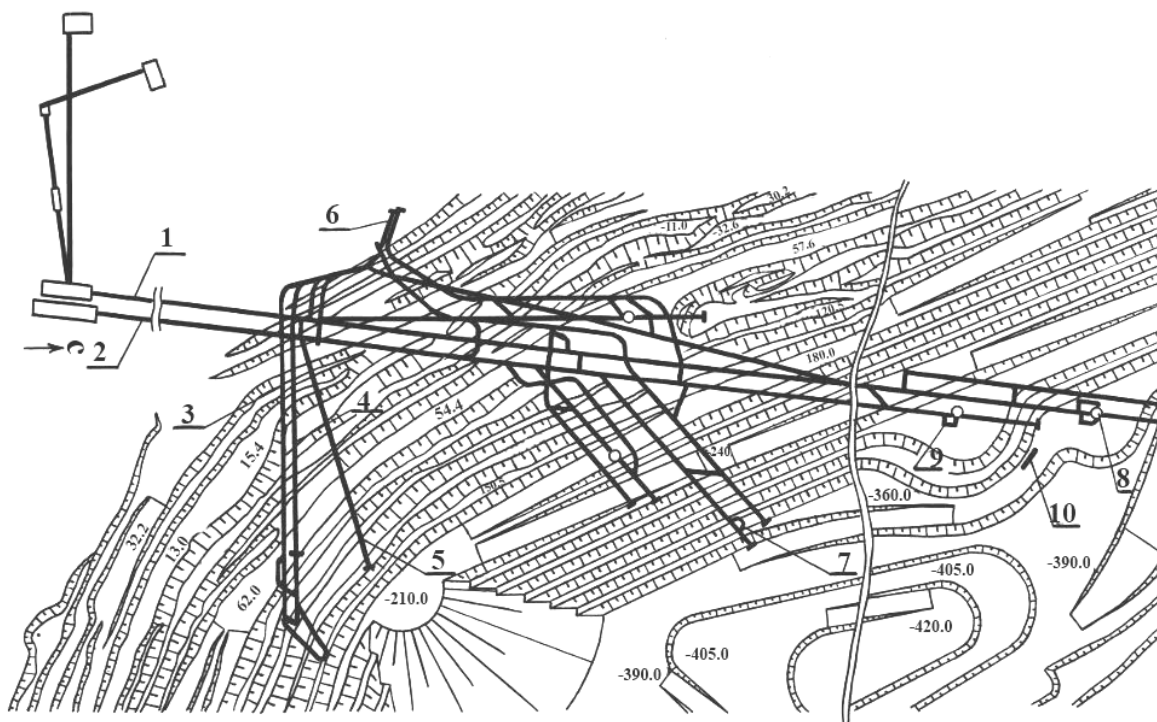


Рисунок 2. Схема вскрытия карьера ИнГОКа наклонными стволами, оборудованными конвейерными подъемниками: 1, 2 – магистральные наклонные стволы Западный и Восточный; 3 – вентиляционные штольни; 4 – конвейерная штольня; 6 – ствол шахты “Вентиляционная”; 7, 8, 9 – дробильно-перегрузочные пункты гор. –240 м, –360 м, –300 м; 10 – водосборник гор. –330 м

Площадь поперечного сечения стволов при ширине конвейерной ленты 1600 и 2000 мм составляет соответственно 16.4 и 19.3 м². Параллельно подъемному конвейеру в стволе оборудован фуникулер с шириной колеи 900 мм для обслуживания подъемника и доставки трудящихся. Длина подъемного конвейера не превышает 500 м, вследствие чего при их последовательном размещении друг за другом в стволах оборудуются перегрузочные пункты.

Для оборудования дробильно-перегрузочного пункта (ДПП) в карьере требуется устройство горизонтальной площадки длиной 80 – 120 м и шириной 40 – 60 м. Большой объем горных работ по оформлению борта карьера и строительству ДПП задерживал ввод конвейерных подъемников в эксплуатацию до 5 – 9 лет.

В настоящее время глубина большинства карьеров составляет 300 – 360 м. Вертикальная высота подъема горной массы к ДПП автосамосвалами достигает 130 – 200 м, что чрезмерно удорожает горные работы. Поэтому утвержденными техническими проектами предусмотрено удлинение действующих конвейерных подъемников по глубине через каждые

90 – 105 м с размещением стационарных или передвижных ДПП на концентрационных горизонтах. Такая горнотранспортная система предусматривает перемещение горной массы из зоны углубки карьера автомобильно-конвейерным транспортом. С удалением от нее по горизонтали на расстояние более 1 – 1.5 км – автомобильно-железнодорожным. Выше лежащие горизонты отрабатываются с применением железнодорожного транспорта (Novozhylov, Dryzhenko & Mayevskiy, 1984). Техничко-экономические показатели работы конвейерных подъемников для дробилок ККД-1500/180 приведены в Таблице 1.

Производительность и количество ПДПП, а также парк рабочих автосамосвалов принимаются в соответствии с установленной производственной мощностью карьера по горной массе. В наклонной вскрывающей выработке располагается постоянный конвейерный подъемник, по горизонту – временный, передвижной. Рассмотренная технология работ позволяет в карьерах с длиной по простиранию более 3 – 3.5 км организовать внутреннее отвалообразование вскрышных пород.

Таблица 1. Показатели работы конвейерных подъемников на карьерах Кривбасса

Предприятие	Карьер ЮГОКа	Анновский карьер СевГОКа	Карьер №1 ЦГОКа	Тракт “Восточный” карьера ИнГОКа	Карьер ПГОКа	Карьер №3 НКГОКа
Год сдачи в эксплуатацию	1979	1978	1984	1975	1984	1984
Годовая производительность, млн т	20	18	16/22	18.5	16	22
Высота подъема, м	183	208	288/442	186	153	205
Горизонт установки дробилки, м	-90	-30	-134*/-290**	-60	-25	-60
Ширина ленты конвейеров, мм	2000	2000	1600/1600	2000	2000	2000
Угол наклона подъемника, град	15	15	15/15	16	15	15
Сметная стоимость строительства, млн руб	22.6	23.5	21.04/56.8	15.4	20.15	31.0
Себестоимость подъема, руб/т	0.143	0.143	0.135/0.183	0.128	0.203	0.185
Численность работающих, чел	88	82	83/100	73	76	84
Приведенные затраты на подъем, руб/т	0.275	0.221	0.298/0.493	0.228	0.354	0.354

*в числителе приведены данные для I очереди строительства установки;

**в знаменателе – для II очереди строительства установки

4. ВЫВОДЫ

Оптимизация размещения перегрузочных пунктов при совместной эксплуатации автомобильного и железнодорожного транспорта в глубоких карьерах позволит исключить из эксплуатации перегрузочные экскаваторы, затраты на которые достигают 30% выемочных работ. Исключение из эксплуатации экскаваторов существенно снизит эксплуатационные расходы на перегрузочные работы. Повышение эффективности строительства перегрузочных пунктов достигается за счет блочной их конструкции, что позволяет многократно использовать их строение при подвигании вдоль фронта горных работ и по глубине разработки. Это обеспечивает эксплуатацию автосамосвалов при среднем расстоянии перемещения горной массы до 1.5 – 2 км со снижением их общего количества на 20 – 30%.

Исследование устройства перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте показало, что при уменьшении расстояния перевозки горной массы уменьшится и количество работающих автосамосвалов, расход горюче-смазочных материалов, пылегазовыделение в карьерную атмосферу, затраты на транспортные расходы. Наиболее благоприятно это возможно осуществить, применяя передвижные дробилки в комплексе с конвейерными подъемниками.

Установлено, что при высоте уступа 15 м, руководящем подъеме 80%, углах откоса нерабочего борта 40° в зонах действия железнодорожного и автомобильно-конвейерного транспорта, а также рабочего 12° горизонтальный участок автодорог устраивается только при обслуживании шести горизонтов общей высотой 90 м. Более глубокие горизонты характеризуются затяжными подъемами автодорог без горизонтальных участков. Создание передвижных дробильно-перегрузочных пунктов (ПДПП) позволяет мобильно перемещать их вслед за подвиганием экскаваторных забоев. Вследствие этого расстояние откатки горной массы не превышает 1.2 км.

Результаты исследования применимы при проектировании и эксплуатации глубоких карьеров. Оптимизация ведения горных работ с размещением перегрузочных пунктов в выработанном пространстве на

отработанных уступах с последующей их эксплуатацией доказывает возможность эффективной открытой разработки наклонных и крутых месторождений на глубинах до 800 – 1000 м, а предлагаемая методология ее реализации позволит повысить качество проектирования глубоких карьеров.

БЛАГОДАРНОСТЬ

Представленная работа является результатом сотрудничества Государственного ВУЗ “НГУ” с НАО “Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева (Республика Казахстан) в рамках совместного научно-технического проекта “Повышение эффективности работы перегрузочных устройств при эксплуатации комбинированных видов транспорта с автомобильным звеном на открытой разработке месторождений Казахстана”. Авторы выражают благодарность профессору кафедры открытых горных работ НАО “КазНУТУ” С.К. Молдабаеву за поддержку в проведении исследований на территории университета.

REFERENCES

- Chowdhury, O., & Tripathy, D. (2014). Design of Haul Road Illumination System for an Opencast Coal Mining Project – A Case Study. *LEUKOS*, 10(3), 133-143.
<http://dx.doi.org/10.1080/15502724.2013.867240>
- Dryzhenko, A.Yu. (2011). *Kar'ernye tehnologicheskie gor-notransportnye sistemy*. Dnepropetrovsk: NGU.
- Dryzhenko, A.Yu. (1994). *Vskrytie glubokih gorizontov kar'erov*. Moskva: Nedra.
- Dryzhenko, A.Yu., Kozenko, G.V., & Rykus, A.A. (2009). *Otkrytaja razrabotka zhelezorudnyh rud Ukrainy: sostojanie i puti sovershenstvovanija*. Dnepropetrovsk: NGU.
- Falshtynskiy, V.S., Dychkovskiy, R.O., Lozynskiy, V.G., & Saik, P.B. (2013). Determination of the Technological Parameters of Borehole Underground Coal Gasification for Thin Coal Seams. *Journal of Sustainable Mining*, 12(3), 8-16.
<http://dx.doi.org/10.7424/jsm130302>
- Gumenik, I., Lozhnikov, A., & Maevskiy, A. (2012). Methodological principles of negative opencast mining influence increasing due to steady development. *Geomechanical Processes during Underground Mining: School of Underground Mining 2012*, 45-49
<http://dx.doi.org/10.1201/b13157-9>

- Khomenko, O.Ye. (2012). Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (4), 44-54.
- Novozhylov, M.G., Dryzhenko, A.Yu., & Mayevskiy, A.M. (1984). *Vysokoproizvoditel'nye glubokie kar'ery*. Moskva.
- Rakishv, B., Moldabaev, S., & Kuldeev, E. (2015). Effective technology of stripping operations in deep coal opencasts with railway and auto truck transport. *Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*, 145-152. <http://dx.doi.org/10.1201/b19901-27>
- Samanta, B., Sarkar, B., & Mukherjee, S. (2002). Selection of opencast mining equipment by a multi-criteria decision-making process. *Mining Technology*, 111(2), 136-142. <http://dx.doi.org/10.1179/mnt.2002.111.2.136>
- Zhang, Y., & Yu, J. (2011). A New Landslide Forecast Method and its Application in an Opencast Coal Mine. *AMR*, 383-390, 4499-4505. <http://dx.doi.org/10.4028/www.scientific.net/amr.383-390.4499>

ABSTRACT (IN RUSSIAN)

Цель. Разработать методику выбора рационального вида карьерного транспорта в условиях понижения горных работ до предельной глубины открытой разработки.

Методика исследований заключается в установлении приведенных затрат на эксплуатацию средств карьерного транспорта при различных сочетаниях внутрикарьерного и магистрального звена в совокупности с пунктами перегрузки соответствующей конструкции для карьеров малой, средней и большой протяженности.

Результаты. Выполнена оптимизация размещения перегрузочных пунктов при совместной эксплуатации автомобильного и железнодорожного транспорта, что позволит исключить применение перегрузочных экскаваторов. Доказана эффективность строительства перегрузочных пунктов блочной конструкции, которая позволяет при среднем расстоянии перемещения горной массы в 1.5 – 2 км снизить общее количество автосамосвалов на 20 – 30%. Размещение перегрузочных пунктов в выработанном пространстве на отработанных уступах с последующей их эксплуатацией доказывает возможность эффективной разработки наклонных и крутых месторождений.

Научная новизна заключается в установлении области применения различных видов карьерного транспорта при изменении параметров рабочей зоны карьеров, связанных с углубкой горных работ, интенсивностью выемки пород вскрыши и формировании выработанного пространства для складирования отходов горного производства.

Практическая значимость состоит в выдаче рекомендаций по использованию экономичных видов транспорта в соответствии с установленным режимом отработки карьерного поля.

Ключевые слова: вид карьерного транспорта, перегрузочный пункт, режим горных работ, производительность карьера, темп понижения горных работ, рабочая зона, выработанное пространство, внутренние отвалы

ABSTRACT (IN UKRAINIAN)

Мета. Розробити методику вибору раціонального виду кар'єрного транспорту в умовах поглиблення гірничих робіт до граничної глибини відкритої розробки.

Методика досліджень полягає у встановленні зведених витрат на експлуатацію засобів кар'єрного транспорту при різних поєднаннях внутрішньокар'єрної та магістральної ланки в сукупності з пунктами перевантаження відповідної конструкції для кар'єрів малої, середньої та великої протяжності.

Результати. Виконана оптимізація розташування перевантажувальних пунктів при сумісній експлуатації автомобільного та залізничного транспорту, що дозволить виключити застосування перевантажувальних экскаваторів. Доведена ефективність будівництва перевантажувальних пунктів блочної конструкції, яка дозволяє при середній відстані переміщення гірничої маси в 1.5 – 2 км скоротити загальну кількість автосамоскидів на 20 – 30%. Розташування перевантажувальних пунктів у виробленому просторі на відпрацьованих уступах з подальшою їх експлуатацією доводить можливість ефективної розробки похилих та крутих родовищ.

Наукова новизна полягає у встановленні області застосування різних видів кар'єрного транспорту при зміні параметрів робочої зони кар'єрів, пов'язаних з поглибленням гірничих робіт, інтенсивністю виймання порід розриву та формуванням виробленого простору для складування відходів гірничого виробництва.

Практична значимість складається у виданні рекомендацій з використання економічних видів транспорту відповідно до встановленого режиму відпрацювання кар'єрного поля.

Ключові слова: вид кар'єрного транспорту, перевантажувальний пункт, режим гірничих робіт, продуктивність кар'єру, темп поглиблення гірничих робіт, робоча зона, вироблений простір, внутрішні відвали

ARTICLE INFO

Received: 11 April 2016

Accepted: 9 June 2016

Available online: 30 June 2016

ABOUT AUTHORS

Oleksandr Shustov, Candidate of Technical Sciences, Assistant Professor of the Opencast Mining Department, National Mining University, 19 Yavornytskoho Ave., 7/408b, 49005, Dnipropetrovsk, Ukraine. E-mail: fishboy1986@mail.ru

Anatolii Dryzhenko, Doctor of Technical Sciences, Professor of the Opencast Mining Department, National Mining University, 19 Yavornytskoho Ave., 7/408b, 49005, Dnipropetrovsk, Ukraine. E-mail: ipgnmu@mail.ru