

УДК 622.271

И.И. Айнбиндер, И.Ф. Жариков, А.И. Шендеров

**ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМБИНИРОВАННОЙ
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Рассмотрены вопросы снижения энергозатрат при комбинированной системе разработки угольных месторождений с использованием инновационного длиннострелового отвалообразователя для отработки уступов вскрышных пород повышенной крепости. Показана возможность существенного повышения эффективности добычи энергетического сырья за счет снижения объемов транспортировки крепких вскрышных пород без применения ресурсоёмких технологических схем с автомобильным или железнодорожным транспортом.

Ключевые слова: система разработки, энергоэффективность, уступ, вскрышные породы, драглайн, отвалообразователь, конвейер, дробилка, производительность, автомобильный транспорт.

Разработанные технологические схемы комбинированной (бестранспортной и транспортно-отвальной) системы отработки надугольной зоны открытым способом, приведенные в работах [1,2], показали, что снижение энергоёмкости комбинированной системы достигается за счет вовлечения в сферу, наиболее эффективных бестранспортной и транспортно-отвальной систем, дополнительного уступа вскрышных работ, который при существующих традиционных технологических схемах обрабатывается по транспортной системе с использованием автомобильного или железнодорожного транспорта.

При комбинированной системе, принципиальная технологическая схема которой приведена на рис. 1, нижний уступ обрабатывается по традиционным схемам с использованием драглайна. Лимитирующим фактором, определяющим высоту обрабатываемого уступа, являются ограничения линейных параметров драглайнов и устойчивость обрабатываемых горных пород в забое и в отвале.

Транспортно-отвальная система реализуется на верхнем вскрышном уступе. Возможность непосредственной, по кратчайшему пути, передачи вскрышных пород с этого уступа во внутренние отвалы обеспечивается отвалообразователем, вылет отвальной консоли которого в 2,0—2,2 раза превышает радиус отсыпки драглайнов.

В предлагаемых технологических схемах возможность их реализации при отработке горных пород повышенной крепости обеспечивается предварительной буровзрывной подготовкой горного массива, с использованием карьерных одноковшовых экскаваторов и новой разновидностью отвалообразователей, оснащённых приёмным накопительным бункером и дробильной установкой.

Для технико-экономической оценки комбинированной системы отработки надугольной зоны с использованием длинностреловых отвалообразователей в

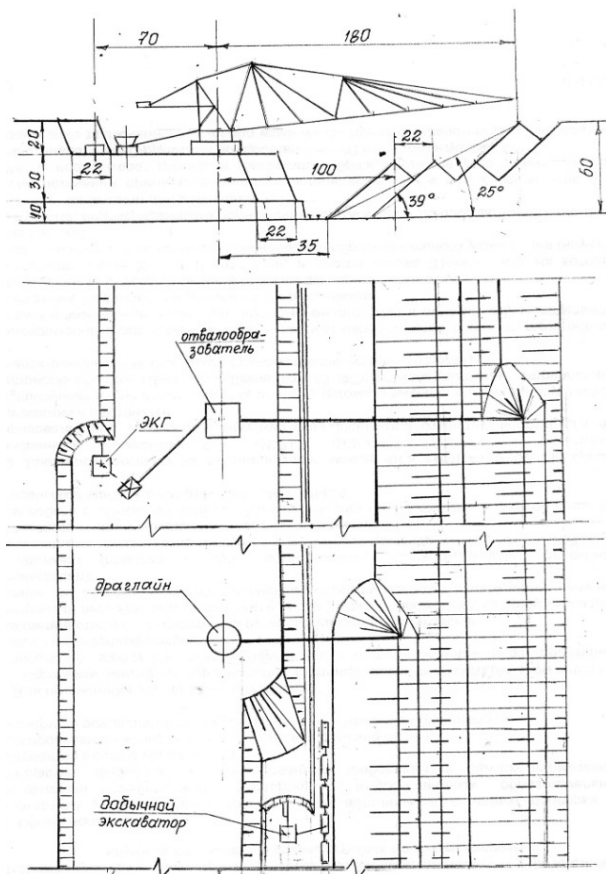


Рис. 1 Принципиальная технологическая схема комбинированной системы «экскаватор – отвалообразователь»

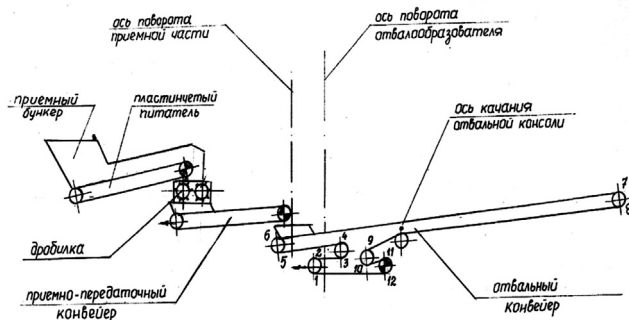


Рис. 2 Схема приемно-дробильного устройства и ленточных конвейеров отвалообразователя

качестве основного сравнительного показателя прием энергоемкость процесса экскавации и транспортирования горной массы.

Применительно к рассматриваемой комбинированной системе горных работ оценка её энергетических показателей производится на основе следующих методических предпосылок, учитывающих специфику этой системы, главным образом при транспортировании горной массы. Схема приёмно-дробильного устройства отвалообразователя и его ленточных конвейеров приведена на рис. 2.

Рассмотрим отдельные составляющие этой схемы. Силовые параметры отвального конвейера определяются методом последовательного обхода схемы конвейера по ходу движения ленты. В качестве начальной точки расчёта принимается усилие в ленте, образуемое натяжным устройством. В качестве исходных данных при расчёте принимаются: расчётная весовая производительность — Q_G , т/ч; ширина ленты — B_L ; резино-тросовая лента с весом 1 м^2 — m_L , кг/м²; масса вращающихся частей ролик-опор рабочей ветви — G_{pp} ; то же холостой ветви — G_{px} ; коэффициент сопротивления движению ленты — f_p ; коэффициент увеличения натяжения в ленте — k_6 ; расстояние между ролик-опорами рабочей ветви — l_{pp} ; то же холостой ветви — l_{px} ; высота подъёма

материала — H_k ; скорость движения ленты — V_l ; длина конвейера — L_k . Расчётные данные: вес горной массы $q_{гр} = \frac{Q_G \cdot 1000}{3600 \cdot V_l}$, кг/п.м; вес конвейерной ленты $q_l = m_l B_l$, кг/п.м; веса вращающихся частей роликкоопор рабочей и холостой ветвей $q_{pp} = \frac{G_{pp}}{l_{pp}}$; $q_{px} = \frac{G_{px}}{l_{px}}$, кг/п.м; сопротивление движению лент рабочей ветви от погонных нагрузок $W_{пог} = (q_{гр} + q_l + q_{pp}) L_k f_p$, кг; усилие необходимое для подъёма материала на высоту $W_{под} = q_{гр} H_k$, кг; усилие в ленте необходимое для разгона материала в месте загрузки $W_{раз} = \frac{q_{гр} \cdot V_l^2}{g}$, кг; суммарное сопротивление движению ленты на рабочей ветви $W_p = W_{пог} + W_{под} + W_{раз}$, кг; тоже на холостой ветви $W_x = (q_l + q_{px}) L_k f_o$, кг.

Изменение усилия натяжения ленты по ходу её движения начинаем с точки её натяжения натяжным устройством $S_1 = S_{нат}$ и далее по ходу ленты:

$$S_2 = S_3 = S_{нат} \cdot K_6; S_4 = S_5 = S_3 \cdot K_6 = S_{нат} \cdot K_6^2; S_6 = S_5 \cdot K_6 = S_{нат} \cdot K_6^3;$$

$$S_7 = S_6 + W_p = S_{нат} \cdot K_6^3 + W_p; S_8 = S_7 \cdot K_6 = S_{нат} \cdot K_6^4 + W_p \cdot K_6;$$

$$S_9 = S_8 + W_x = S_{нат} \cdot K_6^4 + W_p \cdot K_6 + W_x;$$

$$S_{10} = S_{11} = S_9 \cdot K_6 = S_{нат} \cdot K_6^5 + W_p \cdot K_6^2 + W_x \cdot K_6;$$

$$S_{12} = S_1 = S_{11} - P_o = S_{нат} \cdot K_6^5 + W_p \cdot K_6^2 + W_x \cdot K_6 - P_o,$$

где P_o — усилие на приводном барабане. Из условия равенства S_{12} и $S_{нат}$ имеем $P_o = S_{нат} \cdot (K_6^5 - 1) + W_p \cdot K_6^2 + W_x \cdot K_6$

Из условия обеспечения тяговой способности приводного барабана

$$S_{нат} = S_{сб} = \frac{P_o}{e^{\mu\alpha} - 1}; P_o = S_{нат} \cdot (e^{\mu\alpha} - 1)$$

Приравнивая значения P_o , получим:

$$P_o = \frac{W_p \cdot K_6^2 + W_x \cdot K_6}{1 - \frac{K_6^5 - 1}{e^{\mu\alpha} - 1}}; S_{нат} = \frac{P_o}{e^{\mu\alpha} - 1}$$

Потребная мощность привода конвейера $N_{дв} = \frac{P_o \cdot V_l}{102 \cdot \eta_{пр}}$, где $\eta_{пр} = 0,9$.

По аналогии с отвальным конвейером, для передаточного конвейера будем иметь: $P_o = \frac{W_p + W_x}{1 - \frac{K_6 - 1}{e^{\mu\alpha} - 1}}; S_{нат} = \frac{P_o}{e^{\mu\alpha} - 1}; N_{дв} = \frac{P_o \cdot V_l}{102 \cdot \eta_{пр}}$.

Удельная энергоёмкость транспортирования горной массы конвейерами отвалообразователя составит: $A_{уд.к} = \frac{N_{дв}}{Q_G}$, кВт.ч/т или $A_{уд.к} = \frac{N_{дв}}{Q_V}$, кВт.ч/м³.

Энергоёмкость процесса транспортирования горной массы пластинчатым питателем и зубчато-шнековой дробилкой можно принимать по данным проведённых ИГД им. А. А. Скочинского инструментальных испытаний аналогичных узлов на комплексе ЦПТ разреза «Талдинский». Величины удельных энергоёмкостей, отнесенные к 1 м^3 горной массы в разрыхлённом состоянии, составили: $0,06\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ для пластинчатого питателя и $0,33\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ для дробилки. Горная масса была представлена алевритами и песчаниками прочностью на сжатие $600\text{--}1500\text{ кг}/\text{см}^2$ и объёмным весом $2,4\text{--}2,8\text{ т}/\text{м}^3$. Принимая в среднем $K_p = 1,3$ и объёмный вес в рыхлом состоянии $\gamma_{\text{гр}} = 2,0\text{ т}/\text{м}^3$ удельная расчётная энергоёмкость работы этих узлов составит:

$$\begin{array}{l|l} \text{— питателя — } 0,03\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} & 0,08\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3 \\ \text{— дробилки — } 0,16\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т} & 0,43\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3 \end{array}$$

Согласно данным [17] энергоёмкость процесса непосредственно экскавации (включающая в себя БВР горного массива, процесса экскавации, перемещение гружёного ковша к месту разгрузки и порожнего ковша обратно в забой) применительно к горным породам повышенной крепости составляет в среднем величину порядка $0,8\text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$.

Изложенный методический подход может быть конкретизирован применительно к различным горнотехническим условиям. Оценку этой методики проведём применительно к следующим исходным данным:

$$\text{— высота нижнего вскрышного уступа } H_y^H = 30\text{ м}$$

$$\text{— высота верхнего вскрышного уступа } H_y^B = 20\text{ м}$$

$$\text{— отношение } a = \frac{H_y^B}{H_y^H} = 0,67$$

На нижнем вскрышном уступе предусматривается использование драглайна ЭШ 30/100 с ковшом вместимостью 30 м^3 и длиной стрелы 100 м . Отрабатываются породы III категории по трудности экскавации.

Согласно таблице значений расчётных коэффициентов, приведенной в [2], примем:

$$B = \frac{t_{\text{ц}}^B \cdot K_{\text{э}}^H \cdot K_{\text{ип}}^H}{t_{\text{ц}}^H \cdot K_{\text{э}}^B \cdot K_{\text{ип}}^B} = 0,53$$

Показатели	Нижний уступ - драглайн	Верхний уступ — ЭКГ	
		автотранспорт	отвалообразователь
Коэффициент экскавации, $k_{\text{э}}$	0,67	0,7	0,7
Расчётное время цикла, $t_{\text{ц}}$, сек	57	30	30
Коэффициент использования экскаватора по его технической производительности, $k_{\text{ип}}$	0,35	0,21	0,33
Обобщённый сравнительный показатель потребности вместительности ковша, «В»		0,84	0,53

Потребная вместимость ковша карьерного экскаватора верхнего уступа: 1)
 $E_b = 30 \cdot 0,67 \cdot 0,53 = 11 \text{ м}^3$

Расчётная производительность отвалообразователя

$$Q_{от} = \frac{3600 \cdot 12}{30} = 1440 \approx 1500 \text{ м}^3/\text{ч} \text{ (рыхлая масса)}$$

Исходные данные для расчёта конвейеров:

$$Q_G = 1500 \cdot 2 = 3000 \text{ т/ч};$$

$B_l = 1,2 \text{ м}$ (по условиям транспортирования дробилкой горной массы с размером кусков до 300-350 мм);

Тип ленты – тканевая $m_l = 20 \text{ кг/м}^2$;

Масса вращающихся частей роликоопор рабочей ветви $G_{pp} = 48 \text{ кг}$;

Масса вращающихся частей роликоопор нижней ветви $G_{px} = 51 \text{ кг}$;

Расстояние между роликоопорами рабочей $l_{pp} = 1,2 \text{ м}$

и холостой ветви соответственно $l_{px} = 3,0 \text{ м}$.

Скорость движения ленты

— отвального конвейера — 5 м/с;

— передаточного конвейера — 4,2 м/с.

Результаты расчётов параметров отвального и передаточного конвейеров приведены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры конвейеров отвалообразователя

Параметры	Отвальный конвейер	Приёмно-передаточный конвейер
Длина конвейера, L_k , м	210	50
Высота подъёма горной массы, H_k , м	20	13
Расчётная производительность, Q_G т/ч	3000	
Погонный вес горной массы, $q_{гр}$, кг/п.м	167	200
Погонный вес ленты, q_l , кг/п.м	24	
Погонный вес вращающихся частей, кг/п.м		
— роликоопор рабочей ветви q_{pp}	40	
— роликоопор холостой ветви q_{px}	17	
Сопротивление движению ленты рабочей ветви, кг:		
— от погонной нагрузки, $W_{пог}$	1455	396
— от подъёма горной массы, $W_{под}$	3340	2600
— от разгона горной массы, $W_{раз}$	417	320
— суммарное, W_p	5212	3316
Сопротивление движению ленты холостой ветви, W_x	258	62
Окружное усилие на приводном барабане, P_o , кг	7090	4380
Расчётная мощность привода, $N_{дв}$, кВт	390	190
Удельная энергоёмкость транспортирования горной массы, $A_{уд}$, кВт.ч/м ³	0,26	0,13

С учётом приведённых данных суммарная энергоёмкость транспортирования горной массы отвалообразователя составит

$$A_{уд.а} = 0,06 + 0,33 + 0,13 + 0,26 = 0,78 \text{ кВт.ч/м}^3$$

Для сравнительной оценки энергоёмкости транспортирования горной массы в отвал при новой технологии с использованием длинострелового отвалообразователя и традиционной технологии с использованием автомобильного транспорта проведём соответствующие расчёты применительно к традиционной технологии. Согласно проведенным оценкам потребная вместимость ковша экскаватора верхнего уступа составит:

$$E_v = 30 \cdot \frac{20}{30} \cdot 0,84 = 16,8 \text{ м}^3 \text{ (17 м}^3\text{)}.$$

Применительно к такой вместимости ковша рекомендуемая грузоподъёмность автосамосвала должна составлять 110-120 т. Принимаем автосамосвал БелАЗ-7519 грузоподъёмностью 110 т. Исходя из технологической схемы горных работ и принятого драглайна с вместимостью ковша 30 м^3 рекомендуемая длина фронта работ составляет 2,5-3,5 км. Принимаем $L_\phi = 3,0 \text{ км}$. При этом средняя протяжённость трассы движения автосамосвала составит $L_a = 3,5 \text{ км}$. Разность высотных отметок погрузки и выгрузки горной массы составит $H_a = 20 \text{ м}$. Согласно предложенным рекомендациям в качестве расчётного элемента системы автомобильного транспорта принимается один рейс автосамосвала из забоя на разгрузку и обратно. Применительно к этому, расход энергии на один рейс составит:

$$A_{дв} = 278 \text{ г } 10^{-6} [(q_{гр} + q_a) (\omega_o L_a + H_a) + q_a L_a \omega_o] \text{ кВт.ч}$$

Здесь: $q_{гр}$ и q_a — вес соответственно груза и автосамосвала, т; L_a — расстояние транспортирования км; H_a — разность отметок исходного и конечного пунктов транспортирования, м; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$; ω_o , Н/кН — удельное основное сопротивление движению автосамосвала.

Применительно к рассматриваемым горнотехническим условиям, расчётное значение этого показателя составляет:

$$\omega_o = 57 \text{ Н/кН}$$

Для принятого автосамосвала БелАЗ-7519

$$q_{гр} = 110 \text{ т } q_a = 85 \text{ т } q_{гр} + q_a = 195 \text{ т}$$

$$\text{Вместимость кузова } V_a = 56 \text{ м}^3$$

Для рассматриваемых условий

$$A_{дв} = 278 \cdot 9,81 \cdot 10^{-6} \cdot [195 \cdot (57 \cdot 3,5 + 20) + 85 \cdot 3,5 \cdot 57]$$

$$A_{дв} = 162 \text{ кВт.ч}$$

Удельные полезные затраты энергии на один кубометр транспортируемой горной массы (в разрыхлённом состоянии) составит:

$$A_{уд.дв} = \frac{A_{дв}}{V_a} = \frac{162}{56} = 2,90 \text{ кВт.ч/м}^3$$

Приведённые данные учитывают только полезную, выполняемую автосамосвалом, работу.

Фактически эта энергия обеспечивается сжиганием (расходом) топлива на силовой установке автосамосвала. Это топливо обладает определённым энергетическим потенциалом, который помимо полезной работы теряется в виде потерь при работе силовой установки автосамосвала. Эти потери количественно могут быть оценены через расход дизельного топлива.

Согласно справочно-литературным данным, применительно к автосамосвалу БелАЗ-7519 линейная норма расхода топлива на 100 км пройденного пути составляет

$$N_{ла} = 465 \text{ литр/100 км}$$

Нормируемый расход топлива для расчётных условий работы автосамосвала (суммарного пути, проходимого автосамосвалом) составит:

$$G_{нр} = N_{ла} \cdot \frac{L_{сум} \cdot \gamma_T}{100} \cdot (1 + D),$$

где $D = 0,15$ – поправочный коэффициент; $\gamma_T = 0,85$ кг/литр – удельный вес дизельного топлива.

Имея в виду, что низшая рабочая теплота сгорания дизельного топлива составляет $Q_n^p = 10180$ ккал/кг и что $1 \text{ ккал} = 11,6 \cdot 10^4$ кВт.ч расчётная общая энергоёмкость одного рейса автосамосвала составит:

$$A_{общ} = 0,118 \cdot N_{ла} \cdot L_{сум}, \text{ где } L_{сум} = 2L_a$$

Для рассматриваемых нами условий:

$$A_{общ} = 0,118 \cdot 465 \cdot 2 \cdot 3,5 = 384 \text{ кВт.ч}$$

и удельная энергоёмкость на один куб. м

$$A_{уд.общ} = \frac{384}{56} = 6,85 \text{ кВт.ч/м}^3$$

Сопоставляя полученные величины с аналогичными показателями полезной выполняемой работы можно видеть, что общий коэффициент полезного действия системы автотранспорта составляет:

$$КПД = \frac{2,90}{6,85} = 0,4.$$

Сравнительная оценка традиционной и новой системы горных работ показывает, что применение длинострелового отвалообразователя взамен автомобильного транспорта снижает энергоёмкость транспортирования горной массы во внутренние отвалы в $6,85/0,78 = 8,8$ раза.

Если учитывать весь процесс горного производства по двум уступам (включая экскавацию) удельные энергоёмкости составят:

— при традиционной системе $A_{уд} = 0,8 + 0,8 + 6,8 = 8,4 \text{ кВт.ч/м}^3$;

— при новой системе $A_{уд} = 0,8 + 0,8 + 0,78 = 2,4 \text{ кВт.ч/м}^3$

Разница в $8,4/2,4 = 3,5$ раза.

Таким образом, проведённые разработки, подкреплённые соответствующими расчётами и анализом, показали, что предлагаемые новые технологические и конструктивно-компоновочные решения решают поставленную цель обеспечения возможности применения комбинированной (бестранспортной и транспортно-отвальной) системы для отработки надугольной зоны, сложенной горными породами повышенной крепости. Эти решения позволяют в 1,5-1,7 раза увеличивать высоту уступов надугольной зоны, обрабатываемых без применения ресурсоёмких технологических схем с автомобильным и железнодорожным транспортом.

Поставленная цель достигается путём создания новой разновидности длиностреловых отвалообразователей, оснащённых дробильно-перегрузочным устройством и применение технологических схем, в которых совместно сочетается циклический характер работы одноковшовых экскаваторов и поточный характер транспортирования горной массы длиностреловых отвалообразователей.

С позиций энергосбережения при производстве вскрышных пород предлагаемые решения обеспечивают снижение энергоёмкости горного производства в 3-4 раза.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Жариков И.Ф., Шендеров А.И. Бестранспортные и комбинированные системы разработки – Научные сообщения ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, вып. № 335/2009. — С. 188—193

2. Айнбиндер И.И., Жариков И.Ф., Шендеров А.И. Инновационные возможности комбинированной системы разработки месторождений открытым способом // ГИАБ, препринт, № 2, 2013. — С. 12. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Айнбиндер Игорь Израилевич – доктор технических наук, зав. отделом,
Жариков Игорь Федорович – доктор технических наук, вед. научный сотрудник,
Институт проблем комплексного освоения недр РАН, info@ipkonran.ru,
Шендеров Авраам Исаакович – кандидат технических наук, зав. лабораторией,
ИГД им. А.А. Скочинского.



ГОРНАЯ КНИГА



Маркетинг в горной промышленности

В.А. Бурчаков

2013 г.

272 с.

ISBN: 978-5-98672-339-6

UDK: 622.013:65.012.2

Приведены базовые положения современного маркетинга и методы его использования на современных предприятиях горной промышленности. Рассмотрены теоретические и методологические вопросы по организации маркетинговых исследований, проведению сегментации рынка, позиционированию производимой продукции, ценообразованию и т.д. Изложен круг проблем, определяющих маркетинг горно-добывающих предприятий, методы его реализации на рынке горной промышленности, конкурентоспособность горных предприятий, дан анализ тенденций и перспектив развития мирового рынка угля и углекислоты.