

Purpose. Improving the method for calculating the limit of rock samples strength to control the stress-strain state of the rock mass and effective destruction of rocks during disintegration.

Methodology. Analytically, the simulation of the process of destruction of rock samples in their V-shaped fracture using the experimental values of the three indicators of rock properties – resistance to shear limit, coefficients of internal and external friction.

Findings. The method allows to define and limit the residual strength of rock samples using three indicators properties that simple methods can be established experimentally.

Originality. For the first time, an analytical modeling of the fracture image of samples of rocks at their V-shaped fracture in view of the internal and external friction.

Practical value. The proposed method allows to define and limit the residual strength of rock samples using three indicators of the properties that are simple ways can be established experimentally in terms of mining enterprises, where calculation results can be promptly used to control the state of the rock mass and effective destruction upon disintegration.

Key words: rock; strength limit; destruction; crack; diagram “voltage-ordinate”.

Рекомендована к публикации
д. т. н. М. С. Четвериком

Поступила 28.09.2016



УДК 622.271.452

С. К. Молдабаев /д. т. н./

Е. Абен

Е. В. Бабий /к. т. н./

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан
e-mail: moldabaev_s_k@mail.ru

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева, г. Алматы, Республика Казахстан
e-mail: aeke@bk.ru

Институт геотехнической механики им. Н. С. Полякова Национальной академии наук Украины, г. Днепро, Украина
e-mail: katebabiy@yandex.ua

Оптимизации положения нижней части вскрышной зоны карьера при новом развитии горных работ

S. K. Moldabayev /Dr. Sci. (Tech.)/

Y. Aben

K. B. Babiy /Cand. Sci. (Tech.)/

Kazakh National Research Technical University after K. I. Satpayev, Almaty, Republic of Kazakhstan

e-mail: moldabaev_s_k@mail.ru

Kazakh National Research Technical University after K. I. Satpayev, Almaty, Republic of Kazakhstan

e-mail: yeldos.aben@gmail.com

Institute of Geotechnical Mechanics N. S. Polyakova NAS Ukraine, Dnipro, Ukraine
e-mail: katebabiy@yandex.ua

Optimization of the lower part of the zone stripping career in the new development of mining

Цель. Апробация алгоритма оптимизации положения рабочего борта по этапам отработки нижней части вскрышной зоны карьера с учетом выдерживания необходимого соотношения низкосолевого и высокосолевого углей во вскрываемых его запасах.

Результаты. В статье изложен способ перехода на отработку высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаваторов с сооружением временных вскрывающих выработок на флангах карьерного поля. Разработан алгоритм оптимизации положения нижней части вскрывной зоны при новом порядке ее отработки с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов.

Научная новизна. В одном алгоритме совмещены оптимизация графика режима горных работ и календарного графика горных работ, позволяющие установить оптимальное значение ширины поперечных панелей при минимально достаточном объеме вскрывных работ для заданной производительности карьера по полезному ископаемому.

Практическая значимость. Оптимизировано положение рабочего борта по предлагаемой схеме развития нижней части вскрывной зоны до глубины карьера 350 м, что позволяет по сравнению с проектной схемой уменьшить объем вскрывных пород в течение 16 лет на 209 млн м³. При этом значение средне-эксплуатационного коэффициента вскрыви снижается с 2,4 до 1,75 м³/т (на 27,1 %). (Ил. 3. Табл. 3. Библиогр.: 4 назв.)

Ключевые слова: угольный карьер, наклонное падение пластов, циклично-поточная и поточная технология, рабочий борт, поперечные панели, высокие уступы, режим горных работ.

Постановка проблемы. Карьер «Восточный» на Экибастузском месторождении был сдан в эксплуатацию в 1989 г. с передовой поточной технологией добычи и транспортировки угля. Особенность ее реализации состояла в использовании роторных экскаваторов с конвейерными подъемниками при разработке угольных пластов наклонного падения. Предусматривается поточную технологию добычных работ на карьере «Восточный» сохранить еще на длительный период. В 2010 г. в нижней части вскрывной зоны применена циклично-поточная технология с использованием гидравлических экскаваторов, большегрузных автосамосвалов, дробильно-конвейерного комплекса, консольного отвалообразователя.

При переходе на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт для отработки нижней части вскрывной зоны не было достигнуто соответствия интенсивности вскрывных работ темпам добычи угля [1-4]. Оработка вскрывных уступов в нижней части вскрывной зоны продольными панелями при узких рабочих площадках не позволяет эффективно использовать экскаваторно-автомобильные комплексы (ЭАК). Отставание вскрывных работ ограничило производственную мощность по угляю.

Цель. Апробация алгоритма оптимизации положения рабочего борта по этапам отработки нижней части вскрывной зоны карьера с учетом выдерживания необходимого соотношения низкосольного и высокосольного углей во вскрываемых его запасах.

Изложение основного материала. На основании выполненных по заданию ТОО «Евразийская группа» исследований ООО «НТЦ-Геотехнология» установлена возможность увеличения конструктивного угла наклона рабочего борта карьера до 30–32° при его глубине 260 м. При увеличении глубины карьера до 400 м он составит только до 28°. Коэффициент запаса устойчивости был принят равным 1,3. В качестве одного из вариантов использования ЭАК нами предложена технология перехода на отработку высоких уступов поперечными панелями с двух уровней расположения экскаваторов [2].

На рис. 1 приведен поперечный разрез карьера «Восточный» с отработкой нижней части вскрывной зоны высокими уступами (высотой 30 м) с двух уровней стояния экскаваторов поперечными панелями шириной 50 м.

Отработка верхних частей уступов ЭАК с сооружением временных вскрывающих выработок на флангах карьерного поля приведена на

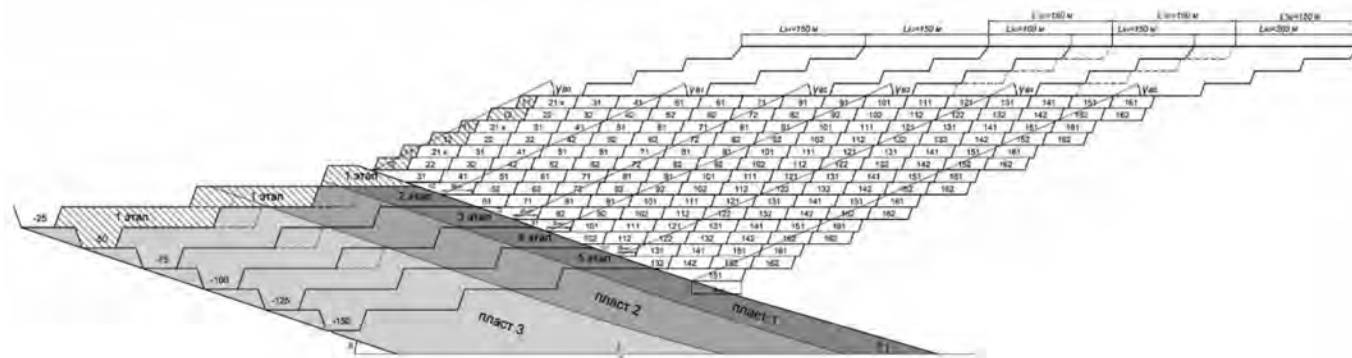
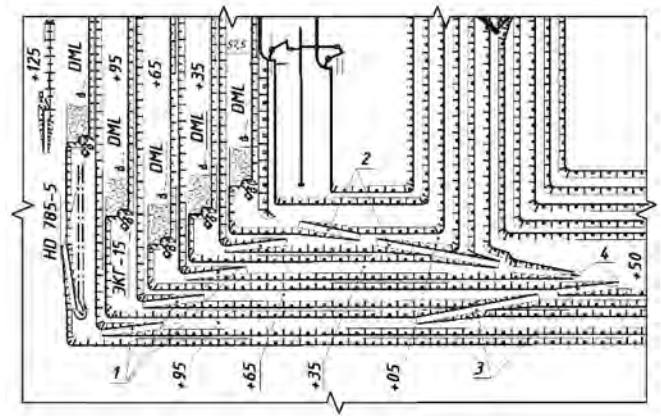


Рис. 1. Очередность отработки поперечных панелей ЭАК в нижней части вскрывной зоны на карьере «Восточный»

рис. 2, а схема перехода на предлагаемую технологию их использования в стесненных условиях крутого борта – на рис. 3.

Реализация предлагаемой технологии отработки нижней части вскрышной зоны ЭАК (в верхней вскрышной зоне эксплуатируются экскаваторно-железнодорожные комплексы – ЭЖК) осуществляется на основе разработанного алгоритма оптимизации положения рабочего борта по этапам отработки с учетом выдерживания необходимого соотношения низкосольного и высокосольного углей во вскрываемых его запасах. Необходимо найти оптимальное значение ширины поперечной панели (B_{σ}) в границах работы ЭАК, при определенном значении которой можно достичь проектной производственной мощности по углю при минимальном значении среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши в исследуемых границах работы карьера (с глубины 250 до 350 м). Необходимым условием соблюдения соотношения низкосольного и высокосольного углей в пределах 40 и 60 % является обеспечение уровня горизонта нарезки нового вскрышного подступа (части половины уступа) ниже отметки верхней площадки верхнего добычного уступа. При выборе пределов изменения ширины поперечной панели от минимума до максимума учитывали возможность применения многорядного короткозамедленного взрывания скважинных зарядов с минимальной подвалкой нижних уступов и увеличение срока эксплуатации временных вскрывающих выработок для отработки верхних частей уступов.

Ввод исходных данных: B_{σ} – задаваемая начальная ширина поперечной панели, $B_{\sigma} = 25$ м; ΔB_{σ} – шаг увеличения ширины поперечной панели, $\Delta B_{\sigma} = 5$ м; k_j – число этапов отработки в исследуемых границах угольного карьера, $k_j = 6$ шт.; b_{pm} – ширина дна разрезной траншеи по углю, $b_{pm} = 40$ м; α_{δ} – угол откоса добычного уступа, $\alpha_{\delta} = 75^{\circ}$; $\alpha_{\delta y}$ – устойчивый угол откоса добычного уступа, $\alpha_{\delta y} = 57^{\circ}$; B_{pd} – ширина рабочей площадки добычного уступа без учета ширины панели B_{σ} , принимаем $B_{pd} = 110$ м; $B_{\sigma nd}$ – ширина панели добычного уступа, $B_{\sigma nd} = 50$ м; $h_{\sigma n}$ – высота нарезаемого добычного уступа, $h_{\sigma n} = 25$ м; h_{δ} – высота добычного уступа, $h_{\delta} = 25$ м; $H_{\sigma ж}$ – высота зоны работы экскаваторно-железнодорожных комплексов (ЭЖК), $H_{\sigma ж} = 75$ м; $h_{\sigma an}$ – высота вскрышного подступа, обрабатываемого экскаваторно-автомобильными комплексами поперечными панелями, $h_{\sigma an} = 15$ м; $B_{ma \min}$ – минимальная ширина траншеи на вскрыше по условию обеспечения двухполосного движения автосамосвалов, $B_{ma \min} = 16$ м; $n_{\sigma an \ j=0}$ – фактическое количество вскрышных уступов в границах



1 – временные автосъезды; 2, 3 – постоянные автосъезды, соответственно, ниже и выше горизонта размещения дробильно-перегрузочного пункта (ДПП); 4 – направление грузопотоков автоскрыши к ДПП

Рис. 2. Схема отработки верхних частей уступов поперечными панелями

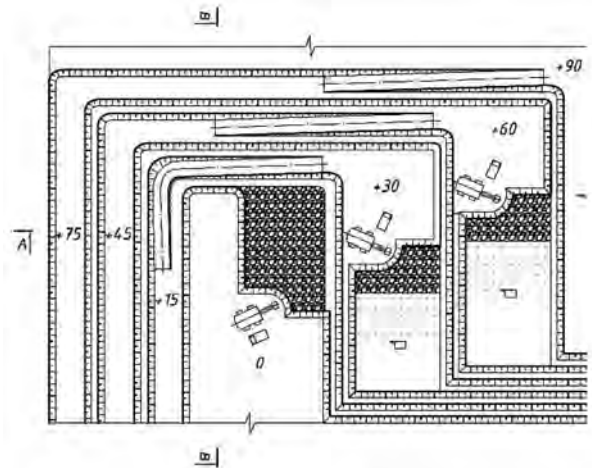


Рис. 3. Завершение проходки ниши для перехода на предлагаемую технологию использования ЭАК

работы ЭАК (подступов), $n_{\sigma an \ j=0} = 6$ шт.; $B_{p\sigma ж(j=0)}$ – фактическая ширина рабочей площадки для ЭЖК на контакте границ их применения с ЭАК, $B_{p\sigma ж(j=0)} = 74$ м; α_{σ} – угол откоса вскрышного уступа или подступа, $\alpha_{\sigma} = 70^{\circ}$; $L_{\sigma j}$ – фактическая длина угольной залежи по простиранию на границе со вскрышей, которую можно вовлечь в отработку, $L_{\sigma j} = 2800$ м; $B_{\sigma б}$ – ширина предохранительной бермы, $B_{\sigma б} = 2,5$ м; γ_{kj} – плотность угля на верхнем добычном уступе, включающего запасы пластов 1 и 2 (низкосольный уголь), $\gamma_{kj} = 1,56$ т/м³; γ_{nj} – плотность угля на промежуточном добычном уступе, включающего запасы пластов 2 и 3, т/м³ (усредненный уголь); $\gamma_{nj} = 1,63$ т/м³; γ_{cj} ; γ_{nj} – плотность угля соответственно на нижнем добычном уступе и в разрезной траншее (высокосольный уголь), $\gamma_{cj} = \gamma_{nj} = 1,7$ т/м³; $T_{\sigma ба}$ – ширина транспортной бермы для технологического автотранспорта на флангах карьерного поля, $T_{\sigma ба} = 25$ м;

$n_{\theta_{жy}}$ – количество вскрышных уступов, отрабатываемых ЭЖК, $n_{\theta_{жy}} = 5$ шт.; $h_{\theta_{ж}}$ – высота вскрышного уступа, отрабатываемого ЭЖК, $h_{\theta_{ж}} = 15$ м; $T_{\theta_{бж}}$ – ширина транспортной бермы при железнодорожном транспорте на правом фланге карьерного поля, $T_{\theta_{бж}} = 25$ м.

Параметры залегания угольных пластов, приведены в табл. 1.

Решение поставленной задачи достигается путем последовательного определения параметров рабочего борта добычной и вскрышной зон. Этапы отработки соответственно в пределах работы добычного комплекса по поточной технологии, вскрышного комплекса по ЦПТ с использованием в рабочей зоне ЭАК и по циклической технологии с использованием ЭЖК. После подсчета поэтапных объемов вскрыши и запасов угля вычисляются требуемые годовые объемы вскрышных работ и производится их усреднение с учетом обеспечения равномерного плавного изменения значений текущего коэффициента вскрыши в календарные годы.

С учетом изложенного в качестве показателя эффективности принят среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши ($k_{\theta_{сз}}$) в исследуемых границах угольного карьера за k_j этапов отработки. Минимум показателя эффективности

$$k_{\theta_{сз}} = \frac{\sum_{j=1}^{k_j} V_{\theta_j}}{\sum_{j=1}^{k_j} Z_j} \rightarrow \min$$

достигается при определенном значении B_{θ} с учетом соблюдения следующих условий:

$$\begin{aligned} B_{\theta_{ба}} + 15 &\leq B_{\theta} \leq B_{\theta_{па}} \\ H_{\theta_j} - H_{\theta_{зj}} + h_{\theta_{ан}} &> H_{\theta_{зj}} > H_{\theta_j} - H_{\theta_{зj}}' \\ k_{\theta_{m(i-1)}} &\leq k_{\theta_{mi}} \text{ при } A_{\theta_{кy}} = Q_{\theta_{кy}} = const \\ V_{\theta_{mi}} - V_{\theta_{m(i-1)}} &\leq 4,0 \times 10^6, \end{aligned}$$

где $k_{\theta_{сз}}$ – среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, м³/т; V_{θ_j} – объем вскрышных пород в пределах j -го этапа отработки, м³; k_j – число этапов отработки в исследуемых границах

угольного карьера, шт.; Z_j – запасы угля в пределах j -го этапа отработки, т.

В разработанном алгоритме количество вскрышных подступов при их отработке ЭАК поперечными панелями на j -ом этапе отработки определяется по формулам:

$$\text{если } n_{\theta_{анj}} := [n_{\theta_{анj}}], \text{ то } n_{\theta_{анj}} = \frac{H_{\theta_j} - H_{\theta_{зj}} - H_{\theta_{ж}}}{h_{\theta_{ан}}},$$

$$\text{если } n_{\theta_{анj}} > [n_{\theta_{анj}}], \text{ то } n_{\theta_{анj}} = [n_{\theta_{анj}}] + 1,$$

где $h_{\theta_{ан}}$ – высота вскрышного подступа, м.

При построении конструкции рабочего борта на каждом j -ом этапе отработки такие выкладки обеспечивают понижение уровня контакта вскрышной зоны с кровлей угольной залежи ниже горизонта положения верхней площадки верхнего добычного уступа, т. е.:

$$H_{\theta_j} - H_{\theta_{зj}} + h_{\theta_{ан}} > H_{\theta_{зj}} > H_{\theta_j} - H_{\theta_{зj}}'$$

На контакте «вскрыша – уголь» на каждом j -ом этапе отработки определяется ширина дна разрезной траншеи на вскрыше в границах работы ЭАК:

– с учетом фактического положения вскрышной зоны в границах использования ЭАК первоначально необходимо вычислить ее для этапа отработки $j = 1$ по формуле:

$$\begin{aligned} B_{\theta_{вj=1}} &= (n_{\theta_{анj=0}} h_{\theta_{ан}}) ctg \gamma_{\theta_{вj=0}} + B_{\theta_{вжj=0}} - \\ &- B_{\theta} - n_{\theta_{анj=1}} (h_{\theta_{ан}} ctg \alpha + N_{\theta_{нб=1}}) - \\ &- (n_{\theta_{анj=1}} - n_{\theta_{анj=0}}) h_{\theta_{ан}} ctg \beta_{\theta_{кj=1}}. \end{aligned}$$

– после перехода на предлагаемую технологию использования ЭАК для последующих этапов отработки $j = 2, 3, \dots, k_j$ она вычисляется по формуле:

$$\begin{aligned} B_{\theta_{вj}} &= B_{\theta_{в(j-1)}} + n_{\theta_{ан(j-1)}} h_{\theta_{ан}} ctg \alpha + \\ &+ N_{\theta_{нб(j-1)}} B_{\theta} + (n_{\theta_{анj}} - n_{\theta_{ан(j-1)}}) B_{\theta} - \\ &- n_{\theta_{анj}} h_{\theta_{ан}} ctg \alpha - N_{\theta_{нбj}} B_{\theta} - \\ &- (n_{\theta_{анj}} - n_{\theta_{ан(j-1)}}) h_{\theta_{ан}} ctg \beta_{\theta_{кj}}. \end{aligned}$$

Если $0 < B_{\theta_{вj}} < B_{\theta_{ма\text{min}}}$, то $B_{\theta_{вj}} := B_{\theta_{вj}} + B_{\theta}$; а если $B_{\theta_{вj}} \leq 0$, то $B_{\theta_{вj}} := B_{\theta}$.

Таблица 1

Параметры залегания угольных пластов

Порядковый номер j -этапа отработки	M_j – горизонтальная мощность угольных пластов на j -ом этапе отработки, м	β_j – угол падения по подошве отрабатываемого нижнего угольного пласта в границах j -го этапа отработки, град.	β_{kj} – угол падения по кровле отрабатываемого верхнего угольного пласта в границах j -го этапа отработки, град.
1	600	19	19
2	595	19	19
3	590	19	18,5
4	585	18	18,5
5	580	18	18

На каждом j -ом этапе отработки определяются площади нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, отдельно при $j = 1$ с учетом фактического положения рабочего борта и для последующих при $j \geq 2$ по формулам:

$$S_{\theta a(j=1)} = 0,5[2B_{n\theta(j=1)} + (H_{\theta a(j=1)} - H_{\theta a(j=0)})(ctg\beta_{\kappa(j=1)} + ctg\gamma_{\theta a(j=1)})](H_{\theta a(j=1)} - H_{\theta a(j=0)} + 0,5[2(H_{\theta a(j=1)} - H_{\theta a(j=0)})(ctg\beta_{\kappa(j=1)} + ctg\gamma_{\theta a(j=1)}) + 2B_{n\theta(j=1)} + H_{\theta a(j=1)}ctg\gamma_{\theta a(j=1)} - (H_{\theta a(j=1)} - H_{\theta a(j=0)})ctg\gamma_{\theta a(j=1)} - H_{\theta a(j=0)}ctg\gamma_{\theta a(j=0)})]H_{\theta a(j=0)},$$

$$S_{\theta aj} = 0,5[2B_{n\theta j} + (H_{\theta aj} - H_{\theta a(j-1)})(ctg\beta_{\kappa j} + ctg\gamma_{\theta aj})](H_{\theta aj} - H_{\theta a(j-1)} + 0,5[2(H_{\theta aj} - H_{\theta a(j-1)})(ctg\beta_{\kappa j} + ctg\gamma_{\theta aj}) + 2B_{n\theta j} + H_{\theta aj}ctg\gamma_{\theta aj} - (H_{\theta aj} - H_{\theta a(j-1)})ctg\gamma_{\theta aj} - H_{\theta a(j-1)}ctg\gamma_{\theta a(j-1)})]H_{\theta a(j-1)}.$$

Зная ориентировочно сроки отработки запасов каждого j -го этапа отработки по периодичности углубки конвейерных подъемников и спрос на товарную продукцию предприятия в исследуемый период времени (табл. 2а-2в, по расчету $T_{э\kappa} = 16,64$ лет), задается годовая производительность карьера по углю в пределах этапа отработки (A_{kij}).

Определяется время отработки запасов угля на j -ом этапе отработки (лет) по формуле:

$$t_{yj} = Z_j / A_{kij}$$

Определяется расчетная требуемая годовая производительность по вскрыше в пределах каждого j -го этапа отработки (m^3) по формуле:

$$V_{\theta mij} = V_{\theta j} / t_{yj}$$

Выполняется первая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше ($V_{\theta mij}$) в пределах каждого j -го этапа отработки.

Если на каком-то этапе отработки

$$V_{\theta mij} < V_{\theta mi(j-1)} \text{ или } V_{\theta mij} - V_{\theta mi(j-1)} \geq 15 \times 10^6,$$

то

$$V'_{\theta mi(j-1)} = V_{\theta mi(j-1)} = 0,5(V_{\theta mi(j-1)} + V_{\theta mij}), m^3.$$

Если же одновременно проявляются два этих фактора

$$\begin{cases} V_{\theta mij} < V_{\theta mi(j-1)} \\ V_{\theta mij} - V_{\theta mi(j-1)} \geq 15 \times 10^6 \end{cases}$$

то

$$V'_{\theta mij} = \frac{\sum_{j=(j-1)}^{j_{\max}} V_{\theta mij}}{J_{\max}!}, m^3.$$

Выполняется вторая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше ($V'_{\theta mij}$) в пределах каждого j -го этапа отработки.

Если на каком-то этапе отработки

$$V'_{\theta mij} - V'_{\theta mi(j-1)} \geq 10 \times 10^6,$$

то

$$V''_{\theta mij} = V'_{\theta mi(j-1)} = 0,5(V'_{\theta mi(j-1)} + V'_{\theta mij}).$$

Определяется текущий коэффициент вскрыши в пределах этапа отработки (m^3/t) по формуле:

$$k_{\theta ij} = V''_{\theta mij} / A_{kij}$$

После второй корректировки требуемой годовой производительности по вскрыше в пределах каждого j -го этапа отработки ($V''_{\theta mij}$) составляется календарный график горных работ карьера. Первоначально суммируют время отработки запасов угля всех k_j этапов отработки:

$$T_{э\kappa} = \sum_{j=1}^{k_j} t_{yj}$$

Затем для $T_{э\kappa} := [T_{э\kappa}]$ в табл. 3 (Excel) в первую строку записывают календарные годы с начала реализации проекта до его завершения от $i = 1$ до $i = [T_{э\kappa}]$.

Далее во вторую строку табл. 3 в столбцах каждого календарного года записывают годовую производительность карьера по углю (A_{ki}) последовательно от $i = 1$ до $i = [T_{э\kappa}]$, производя выборку на каждом этапе отработки от $j = 1$ до $j = k_j$.

Для целых чисел $t_{yj} = [t_{yj}]$ годовая производительность карьера по углю в пределах работы карьера на j -ом этапе отработки остается без изменения:

$$A_{ki} = A_{kij}$$

При переходе с одного этапа отработки на другой с учетом дробной части числа $\{t_{yj}\} = t_{yj} - [t_{yj}]$ она составит:

$$A_{ki} = A_{kij} \{t_{yj}\} + A_{ki(j+1)} (1 - \{t_{yj}\})$$

После этого в третью строку табл. 3 в столбцах каждого календарного года записывают значения требуемой годовой производительности карьера по вскрыше после второй корректировки последовательно от $i = 1$ до $i = [T_{э\kappa}]$, производя также выборку на каждом этапе отработки от $j = 1$ до $j = k_j$.

Для целых чисел $t_{yj} = [t_{yj}]$ годовая производительность карьера по вскрыше в пределах ра-

Таблица 2а

Начало результатов расчета при ширине поперечной панели в границах работы ЭАК $B_6 = 50$ м

Порядковый номер j -го этапа отработки	H_{0j} – глубина угольного карьера, м	S_{kj} м ²	$L_{jвп}$ м	Z_{vj} – запасы угля на верхнем добычном уступе, т	S_{nj} м ²	$L_{jнп}$ м	запасы угля на промежуточном добычном уступе, т	S_{oj} м ²	$L_{jоп}$ м	Z_{oj} – запасы угля на нижнем добычном уступе, т	S_{nj} м ²	$L_{jнп}$ м	Z_{vj} – запасы угля в разрезной траншее, т	Z_j – запасы угля, т
Фактическое положение	225	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1	250	1875	2793,3	8170402	3700	2764,5	16672699	4700	2742,5	21912575	1158	2720,3	5355182	52110858
2	275	3775	2764,5	16280140	4700	2742,4	21009526	4700	2720,3	21735197	1158	2698,2	5311676	64336539
3	300	3775	2742,4	16149993	4700	2720,3	20840218	4700	2698,2	21558618	1158	2676,1	5268170	63816999
4	325	3775	2720,3	16019846	4700	2698,2	20670910	4700	2676,1	21382039	1158	2654,0	5224664	63297459
5	350	3775	2698,2	15889699	4700	2676,1	20501602	4700	2654,0	21205460	1158	2631,9	5181158	62777919
Итого	-	-	-	72510080	-	-	99694955	-	-	107793889	-	-	26340850	306339774

Таблица 2б

Продолжение результатов расчета при ширине поперечной панели в границах работы ЭАК $B_6 = 50$ м

Порядковый номер j -го этапа отработки	H_j – глубина угольного карьера, м	$n_{внп}$ – количество вскрышных подступов при их отработке ЭАК, шт.	$H_{внп}$ – высота нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, м	$B_{нп}$ – ширина дна разрезной траншеи на вскрыше в границах работы ЭАК, м	$N_{нп}$ – количество предохранительных берм, шт.	$n_{внп}$ – количество цехов уступов в зоне работы ЭАК, шт.	$\gamma_{внп}$ – угол откоса нижней части вскрышной зоны, град.	$S_{внп}$ – площадь нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, м ²	$L_{внп}$ м	$V_{внп}$ – объем нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, м ³	$S_{вкп}$ – площадь верхней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, м ²	$L_{вкп}$ м	$V_{вкп}$ – объем верхней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК, м ³	$V_{внп}$ – объем внешней вскрыши, м ³	$K_{внп}$ – поправочный коэффициент вскрыши, м ³ /т
Фактическое положение	225	6	90	6	5	3	25	-	-	-	-	-	-	-	-
1	250	8	120	38	7	4	25	18510	2918,3	54017733	11250	3009,7	33859125	87876858	1,69
2	275	10	150	34	9	5	24	20160	2953,2	59536512	11250	3044,4	34249500	93786012	1,46
3	300	11	165	28	10	5	23,5	13710	2975,1	40788621	11250	3066,5	34498125	75286746	1,18
4	325	13	195	24	12	6	23	26835	2996,1	80400343	11250	3087,5	34734375	115134718	1,82
5	350	15	225	66	14	7	22	42450	3031,0	128665950	11250	3122,4	35127000	163792950	2,61
Итого	-	-	-	-	-	-	-	-	-	363409159	-	-	172468125	535877284	1,75

Таблица 26

Окончание результатов расчета при ширине поперечной панели в границах работы ЭАК $B_6 = 50$ м

Порядковый номер j -го этапа отработки	H_{0j} – глубина угольного карьера, м	Z_j – запасы угля, т	A_{kil} – годовая производительность карьера по угляю в пределах этапа отработки, т	t_{ij} – время отработки запасов угля в на j -ом этапе отработки, лет	V_{0ij} – расчетная требуемая годовая производительность по вскрыше в пределах этапа отработки, м ³	V'_{0ij} – первая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше в пределах этапа отработки, м ³	V''_{0ij} – вторая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше в пределах этапа отработки, м ³	k_{0ij} – текущий коэффициент вскрыши в пределах этапа отработки, м ³ /т
Фактическое положение	225	-						
1	250	52110858	15000000	3,47	25324743	25324743	25324743	1,69
2	275	64336539	17500000	3,68	25485329	25485329	31442541	1,80
3	300	63816999	20000000	3,19	23600861	37399753	31442541	1,57
4	325	63297459	20000000	3,16	36435037	37399753	37399753	1,87
5	350	62777919	20000000	3,14	52163360	37399753	37399753	1,87
Итого		306339774		$T_{жк} = 16,64$				1,75

Таблица 3

Календарный график горных работ

Показатели	Календарные годы															
	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032
A_{kil} млн т	15	15	15	16,3	17,5	17,5	17,5	19,6	20	20	20	20	20	20	20	20
V''_{0ij} млн м ³	25,3	25,3	25,3	28,6	31,4	31,4	31,4	31,4	31,4	31,4	35,4	37,4	37,4	37,4	37,4	37,4
V_{0ij} млн м ³	25,3	25,3	25,3	28,6	31,4	31,4	31,4	31,4	31,4	31,4	35,4	37,4	37,4	37,4	37,4	37,4
k_{0ij} м ³ /т	1,69	1,69	1,69	1,75	1,79	1,79	1,79	1,60	1,57	1,57	1,77	1,87	1,87	1,87	1,87	1,87

боты карьера на j -ом этапе отработки остается также без изменения:

$$V''_{\theta mi} = V''_{\theta mij}$$

При переходе с одного этапа отработки на другой также с учетом дробной части числа $\{t_{yj}\} = t_{yj} - [t_{yj}]$ она составит:

$$V''_{\theta mi} = V''_{\theta mij} \{t_{yj}\} + V''_{\theta mi(j+1)} (1 - \{t_{yj}\})$$

Затем в четвертую строку табл. 3 в столбцах каждого календарного года окончательно записывают значения принятой годовой производительности карьера по вскрыше:

$$V_{\theta mi} = V''_{\theta mi}$$

при выполнении условия

$$V''_{\theta mi} - V''_{\theta m(i-1)} \leq 4,0 \times 10^6$$

Если это условие не выполняется, то превышение этой разницы $(V''_{\theta mi} - V''_{\theta m(i-1)} - 4 \times 10^6)$ равномерно распределяется на все предшествующие календарные годы:

$$V_{\theta mi} = V''_{\theta mi} + \frac{V''_{\theta mi} - V''_{\theta m(i-1)} - 4 \times 10^6}{(I_{\max} - 1)!}$$

Эта операция будет продолжаться до тех пор, пока не будет выполняться условие:

$$V_{\theta mi} - V_{\theta m(i-1)} \leq 4,0 \times 10^6$$

Расчеты для исследуемой ширины поперечной панели $B_{\theta} = B_{\theta} + \Delta B_{\theta}$ завершаются определением значений текущего коэффициента вскрыши в каждый календарный год ($\text{м}^3/\text{т}$):

$$k_{\theta i} = V_{\theta mi} / A_{ki}$$

значения которых заносятся в пятую строку табл. 3.

Выводы и перспективы развития направления. Методика расчета параметров этой технологии учитывает разную высоту добычного и вскрышного уступов, необходимый минимальный объем вскрышных работ для вскрытия очередных поэтапных запасов угля. Установление оптимального значения ширины поперечных панелей позволяет по условию проходки очередной разрезной траншеи с изменяющейся шириной определить горизонт на контакте «вскрыша – уголь», после которого начинаются вскрышные работы на следующем этапе отработки.

В одном алгоритме совмещены горно-геометрический анализ и трансформация его результатов в оптимальный реально выполнимый календарный график горных работ. В результате горно-геометрического анализа получают опти-

мальные значения поэтапных объемов вскрыши и полезного ископаемого. После трансформации поэтапных объемов в календарные устанавливается, какие по годам объемы полезного ископаемого можно извлекать и сколько для этого нужно отработать вскрыши. Тем самым мы сможем на стадии проектирования оценить предлагаемый порядок развития рабочих зон в зависимости от спроса на минеральное сырье и в плотную подойти от созданной динамической модели формирования оптимальных поэтапных контуров карьера к динамической модели развития рабочей зоны вдоль этих поэтапных контуров с учетом траектории перемещения экскаваторов определенной производительности и трассирования вскрышающих выработок.

Оптимизация положения рабочего борта по предлагаемой схеме развития вскрышной зоны до глубины карьера 350 м позволяет по сравнению с проектной схемой уменьшить объем вскрыши на 209 млн м^3 . При этом значение среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши снижается с 2,4 до 1,75 $\text{м}^3/\text{т}$ (27,1 %).

Библиографический список / References

1. Молдабаев С. К. Технология безопасного эффективного производства горных работ на крутых бортах глубоких карьеров / С. К. Молдабаев, Е. Абен // Горный журнал Казахстана. – Алматы, 2016. – № 10. – С. 23–29.
Moldabaev, S. K. and Aben Y. (2016). *Tekhnologiya bezopasnogo effektivnogo proizvodstva gornyx rabot na krutykh bortakh glybokikh karerov* [The technology is safe, effective mining operations on the steep sides of deep open pits]. Mining magazine of Kazakhstan. Almaty, Kazakhstan, no. 10, pp. 23–29.
2. Ракишев Б. Р. Технология ликвидации отставания вскрышных работ на карьерах с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов / Б. Р. Ракишев, С. К. Молдабаев, К. Б. Рысбеков // Горный информационно-аналитический бюллетень: Науч.-техн. журнал. – М.: Изд-во Горная книга, 2015. – № 4. – С. 103–112.
Rakishev, B. R., Moldabaev, S. K. and Rysbekov, K. B. (2016). *Tekhnologiya likvidatsii otstavaniya vskryshnykh rabot na karerakh s ispolzovaniem ekskavatorno-avtomobilnykh kompleksov* [Technology is the elimination of the backlog of Stripping works in quarries with the use of the excavator-automobile complexes]. Mining information-analytical Bulletin. Moscow, Russia, no. 4, pp. 103–112.
3. Rakishev B. R., Moldabayev S. K. Regarding the selection of dumping station construction and parameters of concentration horizon / B. R. Rakishev, S. K. Moldabayev // 12th International Symposium Continuous Surface Mining, Aachen, Germany. – 2014. – P. 459–471.

Rakishev, B. R. and Moldabayev, S. K. (2014). Regarding the selection of dumping station construction and parameters of concentration horizon. *12th International Symposium Continuous Surface Mining*. Aachen, Germany, pp. 459-471.

4. Молдабаев С. К. Эффективное использование мощных экскаваторно-автомобильных комплексов в глубоких карьерах [Электронный ресурс] / С. К. Молдабаев, Ж. Ж. Султанбекова, Е. Абен // Инновации для бизнеса России и Казахстана: материалы Форума инновационных бизнес-лидеров Российской Федерации и Республики Казахстан. – Екатеринбург: Изд-во Урал. Федер. ун-та, 2015. – С. 44-53.

Moldabaev, S. K., Sultanbekova Zh. Zh. and Aben Y. (2015). Effective use of powerful excavator-automobile complexes in deep pits. *The materials of the Forum of innovative business leaders of the Russian Federation and the Republic of Kazakhstan*, Yekaterinburg, Russia, pp. 44-53.

Purpose. Testing of the algorithm to optimize the position of a working Board in the development stages of the lower part of Stripping zone career considering keeping the required ratio between the low-ash and high-ash coal in open stockpiles.

Findings. The article describes the method of transition to working off high ledges lateral panels with two levels of standing of excavators to construction of temporary access roadways on the flanks of the quarry field. The algorithm was developed to optimize the position of the lower part of Stripping zone under the new order of its mining with the use of the excavator-automobile complexes.

Originality. In one algorithm, combined optimization mode of mining operations and scheduling of mining operations, allowing to establish the optimum value of the width of the lateral panels at a minimum sufficient volume of overburden removal for a given performance career in commercial minerals.

Practical value. Optimized the position of the working Board on the proposed scheme of development of the lower part of the Stripping zone to the open pit depth is 350 m, compared with the design layout reduces the volume of overburden for 16 years, 209 million m³. The value of the average operating strip ratio reduced from 2.4 to 1.75 m³/t (27.1%).

Key words: coal mine, inclined falling of layers, cyclic-flow and flow technology, heating Board, cross Board, high ledges, regime of mining works.

Рекомендована к публикации
д. т. н. М. С. Четвериком

Поступила 03.10.2016



УДК 622.272

Наука

С. В. Тищенко /д. т. н./, Г. И. Еременко /к. т. н./

Криворожский национальный университет,
г. Кривой Рог, Украина

Д. Ю. Малых

ПАО «ИНГОК», г. Кривой Рог, Украина

Определение импульсного воздействия взрыва скважинного заряда на разрушаемый горный массив

S. V. Tishchenko /Dr. Sci. (Tech.),

G. I. Eremenko /Cand. Sci. (Tech.)/

D. Yu. Malych

Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih,
Ukraine

PJSC "InGOK", Kryvyi Rih, Ukraine

Determination of pulse impact of the explosion of blasthole charges on destroying the rock mass

Цель. На железорудных карьерах ежегодно увеличивается удельный вес ведения горных работ на нижних горизонтах, а соответственно, и буровзрывных работ.

Методика. Существующие методы ведения взрывных работ на железорудных карьерах в некоторой степени позволяют достичь необходимого качества взорванной горной массы.

Результаты. Этого достигают путем изменения параметров буровзрывных работ и увеличения удельного расхода взрывчатых материалов. При этом в отдельных случаях, наблюдается увеличение