

УДК [622.271.324:622.012.3]:004.942

**Молдабаев С.К.**, д-р техн. наук, профессор  
(НАО «КазННТУ»),

**Бабий Е.В.**, канд. техн. наук, ст. науч. сотр.  
(ИГТМ НАН Украины),

**Акилбаев Т.И.**, докторант  
(НАО «КазННТУ»)

### **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЕКТИРОВАНИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНОТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ВЫТЯНУТЫХ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЯХ**

**Молдабаев С.К.**, д-р техн. наук, профессор  
(НАО «КазНДТУ»),

**Бабий К.В.**, канд. техн. наук, ст. науч. співроб.  
(ИГТМ НАН України),

**Акілбаєв Т.І.**, докторант  
(НАО «КазНДТУ»)

### **МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЕКТУВАННЯ РЕКОНСТРУКЦІЇ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ ПРИ ВИТЯГНУТИХ КАР'ЄРНИХ ПОЛЯХ**

**Moldabayev S.K.**, D. Sc. (Tech.), Professor  
(JSC "KazNRTU"),

**Babiy Ye.V.**, Ph.D. (Tech.), Senior Researcher  
(IGTM NAS of Ukraine),

**Akilbaev T.I.**, Doctoral student  
(JSC "KazNRTU")

### **MODELLING OF THE MINING-TRANSPORT SYSTEM REDESIGN FOR THE ELONGATED QUARRY FIELDS**

**Аннотация.** Целью работы является установление параметров горнотранспортной системы с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов для создания математической модели расчета оптимальных значений параметров горных работ с дальнейшим их моделированием в проектных работах.

Разработана математическая модель, с помощью которой первоначально выполняется горно-геометрический анализ в исследуемых границах карьерного поля, а затем производится трансформация его результатов в проектный календарный график горных работ.

Предложено оптимизировать положение рабочего борта карьера «Восточный» Экибастузского месторождения путем применения в технологии открытых горных работ экскаваторно-автомобильных комплексов. Идея достигается последовательным определением параметров конструкции рабочего борта в добычной и вскрышной зонах по этапам отработки, соответственно в пределах работы добычного комплекса по поточной технологии, вскрышного комплекса по циклично-поточной технологии с использованием в рабочей зоне экскаватор-

но-автомобильных комплексов и по цикличной технологии с использованием экскаваторно-железнодорожных комплексов.

В работе сопоставлены проектные календарные графики горных работ на период реконструкции горнотранспортной системы карьера по использовавшейся и предлагаемой технологиям. В результате дается экспертная оценка целесообразности внесения изменений в проектную схему ведения горных работ.

**Ключевые слова:** карьер, уголь, вытянутое поле, горнотранспортная система, моделирование, экскаваторно-автомобильные комплексы.

**Введение.** Методическая база включает создание динамической модели перехода на отработку высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаваторов при взаимной ориентации фронта работ и уступов рабочей зоны на период реконструкции горнотранспортной системы с учетом значительного отставания вскрышных работ. При этом для вытянутых карьерных полей в качестве объекта исследования выбран разрез «Восточный» на Экибастузском месторождении.

На разрезе «Восточный» впервые в Казахстане была внедрена циклично-поточная технология (ЦПТ) в нижней части вскрышной зоны. Первая линия дробильно-конвейерного комплекса по ЦПТ включает два модуля общей производительностью 10 млн. м<sup>3</sup>. Фактическая производительность изменялась от 7,6 до 8,0 млн. м<sup>3</sup>. По разрезу вскрышные работы производятся с применением экскаваторно-железнодорожных и экскаваторно-автомобильно-конвейерных комплексов: в верхней части вскрышной зоны с использованием железнодорожного транспорта, а в нижней части – автомобильного транспорта. С каждым годом объемы вскрышных работ уменьшались. По сравнению с 2011 г. в 2012 г. они снизились на 2,6 %, в 2013 г. – на 4,5 %. В 2011 г. заказано изготовление второй линии дробильно-конвейерного комплекса производительностью в 2 раза выше – 20 млн. м<sup>3</sup> в год. Однако начавшийся мировой финансово-экономический кризис приостановил реализацию этого инвестиционного проекта.

**Постановка проблемы.** В нижней части вскрышной зоны, где применяются экскаваторно-автомобильные комплексы (ЭАК), интенсивность горных работ пока не соответствует необходимому уровню обеспеченности подготовленными (на рудных - вскрытыми) запасами угля. Нет резервов для стабилизации производственной мощности и ее увеличения. В ущерб нормативу подготовленных запасов в период 2011-2013 гг. увеличение добычи угля относительно 2010 г. (20 млн. т) не превышало 0,6-2,5%. Поэтому без ускорения ввода в эксплуатацию второй линии дробильно-конвейерного комплекса и стабильной работы экскаваторно-железнодорожного комплекса на вскрышных работах, имеющиеся проблемы будут только усугубляться. Для нижней части вскрышной зоны характерны узкие рабочие площадки, местами 25 м, что сдерживает эффективную эксплуатацию экскаваторно-автомобильных комплексов. В период замены двухвалковых дробилок на шестеренчатые, имеющийся дробильно-конвейерный комплекс простаивал. Перегрузка вскрышных пород с автосамосвалов осуществлялась экскаваторами в средства железнодорожного транспор-

та. Снижение спроса на уголь, увеличение объемов отставания вскрышных работ после 2013 г. потребовало скорректировать добычу угля - относительно проектной мощности она была снижена на 25 %.

**Анализ исследований и публикаций.** Одним из путей интенсификации горных работ в нижней части вскрышной зоны с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов (ЭАК) является реализация технологии отработки высоких уступов поперечными панелями с двух уровней стояния экскаватора с сооружением временных вскрывающих выработок на флангах карьерного поля [1].

После перехода на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт для отработки нижней части вскрышной зоны на карьере «Восточный» не было достигнуто соответствие интенсивности производства вскрышных работ поточной технологии добычи угля [2-5]. Оработка вскрышных уступов в нижней части вскрышной зоны продольными панелями при узких рабочих площадках не позволяет эффективно использовать ЭАК. Отставание вскрышных работ ограничило производственную мощность по углю.

**Целью** работы является установление параметров горнотранспортной системы с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов для создания математической модели расчета оптимальных значений параметров горных работ с дальнейшим их моделированием в проектных работах.

**Изложение основного материала и результатов.** На основании выполненных по заданию ТОО «Евразийская группа» исследований ООО «НТЦ-Геотехнология» установлена возможность увеличения конструктивного угла наклона рабочего борта карьера до  $30-32^{\circ}$  при его глубине 260 м, с уменьшением до  $28^{\circ}$  при увеличении глубины до 400 м. 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 [3].

На рисунке 1 приведен поперечный разрез карьера «Восточный» с отработкой нижней части вскрышной зоны высокими уступами (высотой 30 м) с двух уровней стояния экскаваторов поперечными панелями шириной 50 м. Первое из двух чисел в каждой поперечной панели указывает на технологический слой отработки, второе с цифрой 1 – на принадлежность к верхней части, а с цифрой 2 – к нижней части уступа. Каждый высокий уступ отстоит от другого на ширину панели и ширину предохранительной бермы. В каждом технологическом слое отработки, начиная с первого, обеспечивающего переход на предлагаемую технологию, и последовательно в последующих, одновременно обрабатываются первоначально верхние части уступов (к примеру 21), а затем также одновременно нижние части уступов (22).

Соответствие темпов развития нижней части вскрышной зоны поточной технологии добычи угля с выдерживанием определенного их соотношения во вскрываемых 3-х пластах можно достигнуть за счет регулирования уровнями расположения дна разрезной траншеи при нарезке половины уступа нижней части вскрышной зоны и верхней площадки добычного уступа.

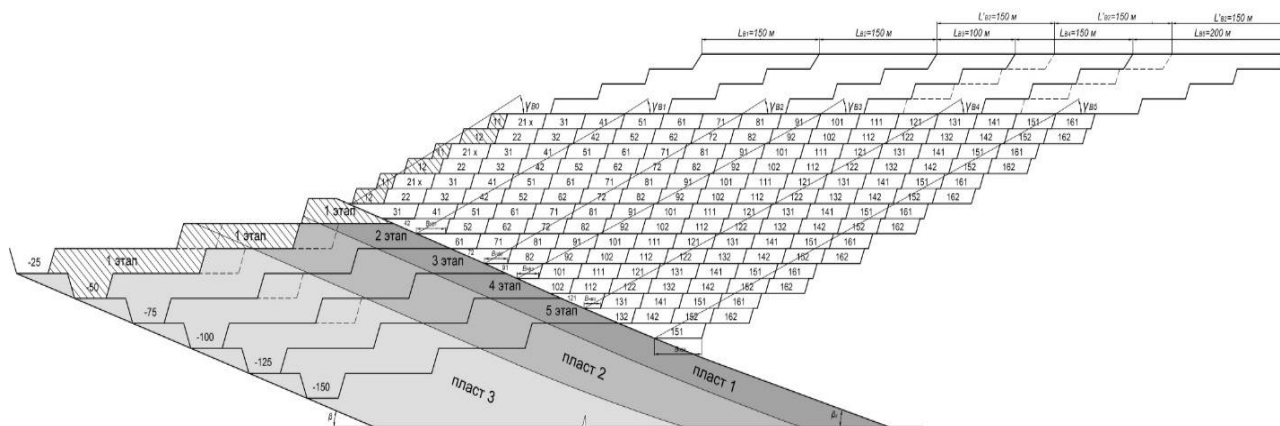


Рисунок 1 – Очередность отработки поперечных панелей ЭАК в нижней части вскрышной зоны на карьере «Восточный»

Оптимизация положения рабочего борта карьера «Восточный» при переходе на предлагаемую технологию использования ЭАК, достигается последовательным определением параметров его конструкции в добычной и вскрышной зонах по этапам 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 экскаваторно-железнодорожных комплексов (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 среднееэксплуатационный коэффициент вскрыши ( $k_{всэ}$ ) в исследуемых границах угольного карьера за  $k_j$  этапов отработки. Минимум показателя эффективности

$$k_{всэ} = \frac{\sum_{j=1}^{k_j} V_{\epsilon j}}{\sum_{j=1}^{k_j} Z_j} \rightarrow \min \quad (1)$$

достигается при определенном значении  $B_{\bar{o}}$  с учетом соблюдения следующих условий

$$B_{m\bar{o}a} + 15 \leq B_{\bar{o}} \leq B_{pa}, \quad (2)$$

$$H_{\partial j} - H_{\partial z j} + h_{ван} > H_{вз j} > H_{\partial j} - H_{\partial z j}, \quad (3)$$

$$k_{em(i-1)} \leq k_{emi} \text{ при } A_{kyi} = Q_{ky} = const, \quad (4)$$

$$V_{emi} - V_{em(i-1)} \leq 4,0 \times 10^6, \quad (5)$$

где  $k_{есэ}$  - среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т;  $V_{ej}$  - объем вскрышных пород в пределах  $j$ -го этапа отработки, м<sup>3</sup>;  $k_j$  - число этапов отработки в исследуемых границах угольного карьера, шт.;  $Z_j$  - запасы угля в пределах  $j$ -го этапа отработки, т;  $B_{мба}$  - ширина транспортной бермы между уступами для автосамосвалов, м;  $B_{pa}$  - ширина рабочей площадки при использовании ЭАК по проекту, м;  $H_{dj}$  - глубина разреза в пределах  $j$ -го этапа отработки, м;  $H_{дзj}$  - высота добычной зоны в пределах  $j$ -го этапа отработки, м;  $h_{сан}$  - высота вскрышного подступа в коренных крепких породах, м.

Ограничивающее условие (2) характеризует пределы изменения ширины поперечной панели  $B_б$ . Условие (3) обеспечивает соответствие темпов вскрышных работ поточной технологии добычи угля со снижением засорения угля породой. Неравенства (4) и (5) оптимизируют режим горных работ за счет равномерного плавного изменения значений текущего коэффициента вскрыши  $k_{emi}$  в каждый  $i$ - год с постепенным его увеличением при достижении годовой производительности разреза по углю  $A_{kyi}$  производственной мощности  $Q_{ky}$  и исключения значительного увеличения годовой производительности разреза по внешней вскрыше  $V_{emi}$ .

Меньшее значение  $B_б$  обеспечит минимальный объем вскрышных работ, однако при этом увеличатся затраты на проходку временных вскрывающих выработок на флангах карьерного поля для отработки верхних частей уступов. В условии (2) при минимуме величины  $B_б$  конструктивный угол наклона нижней части вскрышной зоны в границах использования ЭАК приближается к значению его устойчивости, однако может ограничить вскрываемые запасы угля. Увеличение  $B_б$  позволит значительно уменьшить подвалку нижерасположенных уступов после взрывов за счет направления фронта отбойки скважинных зарядов вдоль борта карьера и повысит качество дробления за счет увеличения времени соударения разрушающихся кусков горных пород при многорядном короткозамедленном взрывании.

Логически составленная математическая модель первоначально позволяет выполнить горно-геометрический анализ в исследуемых границах карьерного поля, а затем производит трансформацию его результатов в проектный календарный график горных работ. В процессе ее создания выведен ряд необходимых аналитических зависимостей, которые без выводов приведены ниже в требуемой последовательности.

Определяется количество одновременно обрабатываемых добычных уступов по формуле

$$n_{dj} = \frac{M_j - b_{pm} - h_{дн}(ctg\alpha_d + ctg\alpha_{dy}) - B_{mdj}}{B_{pd} + h_d(ctg\alpha_d + ctg\beta_j)}, \quad (6)$$

где  $M_j$  – горизонтальная мощность угольных пластов на  $j$ -ом этапе отработки, м;  $b_{pm}$  – ширина дна разрезной траншеи по углю, м;  $h_{\partial n}$  – высота нарезаемого добычного уступа, м;  $\alpha_{\partial}$  – угол откоса добычного уступа, град;  $\alpha_{\partial y}$  – устойчивый угол откоса добычного уступа, град;  $B_{m\partial j}$  – транспортная берма на нерабочем борту на  $j$ -ом этапе отработки, равная  $B_{m\partial i} = h_d (ctg\beta_i - ctg\alpha_{\partial y})$ , м;  $B_{p\partial}$  – ширина рабочей площадки добычного уступа без учета ширины блока-панели  $B_{\partial n\partial}$  по минимуму, м;  $h_{\partial}$  – высота добычного уступа, м;  $\beta_j$  – угол падения по подошве отрабатываемого нижнего угольного пласта в границах  $j$ -го этапа отработки, град.

Для дальнейших расчетов принимается целое число

$$n_{\partial j} := [n_{\partial j}], \quad (7)$$

где функция  $[x]$  выдает целую часть величины  $x$ .

Определяется высота добычной зоны на  $j$ -ом этапе отработки  $H_{\partial zj}$  при поточной технологии добычи угля по формуле

$$H_{\partial zj} = h_{\partial n} + \sum_{j=1}^{n_{\partial j}} h_{\partial}. \quad (8)$$

Определяется количество вскрышных подступов при их отработке ЭАК поперечными панелями на  $j$ -ом этапе отработки по формулам:

если  $n_{\text{пан}j} := [n_{\text{пан}j}]$ , то

$$n_{\text{пан}j} = \frac{H_{\partial j} - H_{\partial zj} - H_{\text{вж}}}{h_{\text{пан}}}, \quad (9)$$

если  $n_{\text{пан}j} > [n_{\text{пан}j}]$ , то

$$n_{\text{пан}j} = [n_{\text{пан}j}] + 1, \quad (10)$$

где  $H_{\text{вж}}$  – высота зоны работы на вскрыше ЭЖК, 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. должно обеспечиваться условие (3).

Определяется высота нижней части вскрышной зоны  $H_{\text{ва}j}$  на каждом  $j$ -ом этапе отработки в границах работы ЭАК по формуле

$$H_{\text{ва}j} = \sum_{j=1}^{n_{\text{пан}j}} h_{\text{пан}}. \quad (11)$$

Определяется высота вскрышной зоны  $H_{\text{вз}j}$  на каждом  $j$ -ом этапе отработки по формуле

$$H_{\text{вз}j} = H_{\text{вж}} + H_{\text{ва}j}. \quad (12)$$

Определяется количество предохранительных берм на  $j$ -ом этапе отработки по формуле

$$N_{n\bar{o}j} = n_{\text{ван}j} - 1. \quad (13)$$

На контакте «вскрыша-уголь» на каждом  $j$ -ом этапе отработки определяется ширина дна разрезной траншеи по 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

$$B_{\text{не}j=1} = (n_{\text{ван}j=0} h_{\text{ван}}) \text{ctg} \gamma_{\text{ва}j=0} + B_{\text{рвж}j=0} - B_{\bar{o}} - n_{\text{ван}j=1} (h_{\text{ван}} \text{ctg} \alpha_{\epsilon} + N_{n\bar{o}=1}) - (n_{\text{ван}j=1} - n_{\text{ван}j=0}) h_{\text{ван}} \text{ctg} \beta_{\text{к}j=1}; \quad (14)$$

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

$$B_{\text{не}j} = B_{\text{нв}(j-1)} + n_{\text{ван}(j-1)} h_{\text{ван}} \text{ctg} \alpha_{\epsilon} + N_{n\bar{o}(j-1)} B_{n\bar{o}} + (n_{\text{ван}j} - n_{\text{ван}(j-1)}) B_{\bar{o}} - n_{\text{ван}j} h_{\text{ван}} \text{ctg} \alpha_{\epsilon} - N_{n\bar{o}j} B_{n\bar{o}} - (n_{\text{ван}j} - n_{\text{ван}(j-1)}) h_{\text{ван}} \text{ctg} \beta_{\text{к}j}, \quad (15)$$

где  $n_{\text{ван}j=0}$  - фактическое количество вскрышных уступов в границах работы ЭАК, далее будет называть их подуступами, шт.;  $B_{\text{рвж}(j=0)}$  - фактическая ширина рабочей площадки для ЭЖК на контакте границ их применения с ЭАК, м;  $\alpha_{\epsilon}$  - угол откоса вскрышного уступа или подуступа, град;  $B_{n\bar{o}}$  - ширина предохранительной бермы, м;  $\beta_{\text{к}j}$  - угол падения по кровле обрабатываемого верхнего угольного пласта в границах  $j$ -го этапа отработки, град.

Если  $0 < B_{\text{не}j} < B_{\text{та min}}$ , то

$$B_{\text{не}j} := B_{\text{не}j} + B_{\bar{o}}; \quad (16)$$

а если  $B_{\text{не}j} \leq 0$ , то

$$B_{\text{не}j} := B_{\bar{o}}, \quad (17)$$

где  $B_{\text{та min}}$  - минимальная ширина траншеи на вскрыше по условию обеспечения двухполосного движения автосамосвалов, м.

Определяется угол откоса нижней части вскрышной зоны  $\gamma_{\text{ва}j}$  на каждом  $j$ -ом этапе отработки, обрабатываемой с использованием ЭАК, по формуле

$$\gamma_{\text{ва}j} = \text{arctg} \frac{\sum_{j=1}^{n_{\text{ван}j}} h_{\text{ван}}}{\text{ctg} \alpha_{\epsilon} \sum_{j=1}^{n_{\text{ван}j}} h_{\text{ван}} + N_{n\bar{o}j} B_{n\bar{o}} + n_{\text{ва}yj} B_{\bar{o}}}, \quad (18)$$

где  $n_{бай}$  - количество целых уступов в зоне работы ЭАК на  $j$ -ом этапе отработки,  $n_{бай} = [0,5 n_{бай}]$ , шт.

Зная горизонтальную мощность залежи и параметры добычной зоны на каждом  $j$ -ом этапе отработки, определяются площади вскрываемых запасов по верхнему  $S_{kj}$ , промежуточному  $S_{nj}$ , нижнему  $S_{cj}$  добычным уступам и разрезной траншее по углю  $S_{hj}$ , примыкающей к подошве нижнего угольного пласта

$$S_{kj} = 0,5[2M_j - 2B_{mdj} - 2b_{pm} - 2h_{он}(ctg \alpha_{dy} + ctg \alpha_{\delta}) - 4B_{pd} - 2h_{\delta}ctg \alpha_{\delta} - h_{\delta}(ctg \alpha_{\delta} + ctg \beta_{kj})]h_{\delta} ;$$

$$S_{nj} = [B_{mdj} + h_{он}(ctg \alpha_{\delta} + ctg \alpha_{dy}) + B_{pd}]h_{он} ;$$

$$S_{cj} = S_{nj} ;$$

$$S_{hj} = [h_{он}(ctg \alpha_{\delta} + ctg \alpha_{dy}) + e_{pm}]h_{он} .$$

При отработке карьерного поля несколькими добычными участками с различным положением горных выработок (уступов) такие операции производят отдельно для каждого из них, что позволяет повысить точность планирования через усреднение значений площадей.

Для каждого  $j$ -ого этапа отработки определяют длину фронта работ по верхнему  $L_{yкj}$ , промежуточному  $L_{ynj}$ , нижнему  $L_{ycj}$  добычным уступам и разрезной траншее на угле  $L_{yhj}$  по формулам

$$L_{yкj} = L_{yj} - h_{\delta}ctg \alpha_{dy} ;$$

$$L_{ynj} = L_{yj} - 3h_{\delta}ctg \alpha_{dy} - 2B_{my} ;$$

$$L_{ycj} = L_{ynj} - h_{\delta}ctg \alpha_{dy} - 2B_{my} ;$$

$$L_{yhj} = L_{ynj} - h_{\delta}ctg \alpha_{dy} - 2B_{my} ,$$

где  $L_{yj}$  - фактическая длина угольной залежи по простиранию на границе со вскрышей, которую можно вовлечь в отработку, м;  $B_{my}$  - ширина бермы, оставляемой между добычными уступами на флангах карьерного поля, устанавливаемую по принятому в этих условиях выражению  $B_{my} = 0,13h_{д} + 0,2$ , м.

Определяем вскрываемые запасы угля по каждому  $j$ -ому этапу отработки с учетом разной ее плотности по низкосолевым и высокосолевым пластам на различной глубине по формуле

$$Z_j = Z_{kj} + Z_{nj} + Z_{cj} + Z_{hj} = \gamma_{kj}S_{kj}L_{yкj} + \gamma_{nj}S_{nj}L_{ynj} + \gamma_{cj}S_{cj}L_{ycj} + \gamma_{hj}S_{hj}L_{yhj} , \quad (19)$$



где  $Z_{kj}$ ,  $Z_{kj}$ ,  $Z_{nj}$ ,  $Z_{co}$ ,  $Z_{cj}$ ,  $Z_{nj}$  - запасы угля пределах  $j$ -этапа отработки соответственно на верхнем, промежуточном, нижнем добычных уступах и разрезной траншеи на угле, т;  $\gamma_{kj}$  - плотность угля на верхнем добычном уступе, включающего запасы пластов 1 и 2 (низкозольный уголь), т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{nj}$  - плотность угля на промежуточном добычном уступе, включающего запасы пластов 2 и 3, т/м<sup>3</sup> (усредненный уголь); т/м<sup>3</sup>;  $\gamma_{cj}$ ,  $\gamma_{nj}$  - плотность угля соответственно на нижнем добычном уступе и в разрезной траншее (высокозольный уголь), т/м<sup>3</sup>.

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

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

$$S_{eaj} = 0,5[2B_{нвj} + (H_{eaj} - H_{ea(j-1)})(ctg \beta_{\kappa j} + ctg \gamma_{eaj})](H_{eaj} - H_{ea(j-1)} + 0,5[2(H_{eaj} - H_{ea(j-1)})(ctg \beta_{\kappa j} + ctg \gamma_{eaj}) + 2B_{нвj} + H_{eaj} ctg \gamma_{eaj} - (H_{eaj} - H_{ea(j-1)}) ctg \gamma_{eaj} - H_{ea(j-1)} ctg \gamma_{ea(j-1)}]H_{ea(j-1)} ;$$

- средневзвешенная длина фронта работ нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК с учетом примыкания левой части карьерного поля к контуру карьера «Богатырь» по формуле

$$L_{eaj} = L_{yj} + 0,38(n_{ванj} + n_{ван(j-1)})h_{ван} ctg \alpha_e + 0,38(N_{нбj} + N_{нб(j-1)})B_{нбj} + 0,38(n_{ваyj} + n_{ваy(j-1)})T_{тба} .$$

- объемы нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК (м<sup>3</sup>) по формуле

$$V_{eaj} = S_{eaj} L_{eaj} ; \quad (20)$$

- длина фронта работ верхней части вскрышной зоны в границах эксплуатации ЭЖК также с учетом примыкания левой части карьерного поля к контуру карьера «Богатырь» по формуле

$$L_{вжj} = L_{eaj} + 0,6n_{вжсу} h_{вжс} ctg \alpha_e + 0,6n_{вжсу} T_{тбжс} ,$$

где  $n_{вжсу}$  - количество вскрышных уступов, обрабатываемых ЭЖК, шт;  $h_{вжс}$  - высота вскрышного уступа, обрабатываемого ЭЖК, м;  $T_{тбжс}$  - ширина транспорт-

ной бермы при железнодорожном транспорте на правом фланге карьерного поля, м;

- площади верхней части вскрышной зоны в границах эксплуатации ЭАЖ, отдельно при  $j=1$  с учетом фактического положения рабочего борта и для последующих при  $j \geq 2$  по формулам

$$S_{вжс(j=1)} = [(H_{ва(j=1)} - H_{ва(j=0)})(ctg \beta_{к(j=1)} + ctg \gamma_{ва(j=1)}) + B_{нв(j=1)} + H_{ва(j=0)} ctg \gamma_{ва(j=1)} + \\ + B_{пжс(j=1)} - H_{ва(j=0)} ctg \gamma_{ва(j=0)} - B_{пжс(j=0)}] n_{вжс} h_{вжс} ;$$

$$S_{вжсj} = [(H_{ваj} - H_{ва(j-1)})(ctg \beta_{кj} + ctg \gamma_{ваj}) + B_{нвj} + H_{ва(j-1)} ctg \gamma_{ваj} + \\ + B_{пжсj} - H_{ва(j-1)} ctg \gamma_{ва(j-1)} - B_{пжс(j-1)}] n_{вжс} h_{вжс} ;$$

- объемы нижней части вскрышной зоны в границах работы ЭАК ( $m^3$ ) по формуле

$$V_{вжсj} = S_{вжсj} L_{вжсj} ; \quad (21)$$

- объем внешней вскрыши ( $m^3$ ) по формуле

$$V_{вж} = V_{ваj} + V_{вжсj} ; \quad (22)$$

- поэтапный коэффициент вскрыши ( $m^3/t$ ) по формуле

$$k_{вж} = V_{вж} / Z_j . \quad (23)$$

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  $T_{эж}$ , задается годовая производительность карьера по углю в пределах каждого этапа отработки  $A_{киj}$ . Определяется время отработки запасов угля на  $j$ -ом этапе отработки (лет) по формуле

$$t_{yj} = Z_j / A_{киj} . \quad (24)$$

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

$$V_{вмиj} = V_{вж} / t_{yj} . \quad (25)$$

Выполняется первая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше  $V_{вмиj}$  в пределах каждого  $j$ -го этапа отработки. Пределы превыше-

ния  $V_{emij}$  в каждом последующем этапе обработки устанавливаются по данным практики проектирования.

В нашем случае если на каком-то этапе обработки

$$V_{emij} < V_{emi(j-1)} \text{ или } V_{emij} - V_{emi(j-1)} \geq 15 \times 10^6$$

то

$$V'_{emi(j-1)} = V'_{emi(j-1)} = 0,5(V_{emi(j-1)} + V_{emij}), \text{ м}^3. \quad (26)$$

Если же одновременно проявляются два этих фактора

$$\begin{cases} V_{emj} < V_{emi(j-1)} \\ V_{emij} - V_{emi(j-1)} \geq 15 \times 10^6, \end{cases}$$

то

$$V'_{emij} = \frac{\sum_{j=(j-1)}^{j_{\max}} V_{emij}}{J_{\max}!}, \text{ м}^3. \quad (27)$$

Выполняется вторая корректировка требуемой годовой производительности по вскрыше  $V'_{emij}$  в пределах каждого  $j$ -го этапа обработки. Пределы превышения  $V'_{emij}$  в каждом последующем этапе обработки также устанавливаются по данным практики проектирования.

Если на каком-то этапе обработки

$$V'_{emij} - V'_{emi(j-1)} \geq 10 \times 10^6,$$

то

$$V''_{emij} = V''_{emi(j-1)} = 0,5(V'_{emi(j-1)} + V'_{emij}). \quad (28)$$

Определяется текущий коэффициент вскрыши в пределах этапа обработки ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) по формуле

$$k_{eij} = V''_{emij} / A_{kij}. \quad (29)$$

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

$$T_{\text{эк}} = \sum_{j=1}^{k_j} t_{yj}. \quad (30)$$

Затем для  $T_{\text{эк}} := [T_{\text{эк}}]$  в таблице 1 схемы заполнения проектного календарного графика горных работ в первую строку записывают календарные годы с начала реализации проекта до его завершения от  $i = 1$  до  $i = [T_{\text{эк}}]$ .

Таблица 1 – Схема заполнения проектного календарного графика горных работ

Показатели	Календарные годы для периода $T_{\text{эк}} := [T_{\text{эк}}]$									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	и т.д.
$A_{ki}$ , млн.т	$A_{k1}$	$A_{k2}$	$A_{k3}$	$A_{k4}$	$A_{k5}$	$A_{k6}$	$A_{k7}$	$A_{k8}$	$A_{k9}$	и т.д.
$V_{\text{emi}}^{\prime\prime}$ , млн. м <sup>3</sup>	$V_{\text{em1}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em2}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em3}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em4}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em5}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em6}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em7}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em8}}^{\prime\prime}$	$V_{\text{em9}}^{\prime\prime}$	и т.д.
$V_{\text{emi}}$ , млн. м <sup>3</sup>	$V_{\text{em1}}$	$V_{\text{em2}}$	$V_{\text{em3}}$	$V_{\text{em4}}$	$V_{\text{em5}}$	$V_{\text{em6}}$	$V_{\text{em7}}$	$V_{\text{em8}}$	$V_{\text{em9}}$	и т.д.
$k_{\text{emi}}$ , м <sup>3</sup> /т	$k_{\text{em1}}$	$k_{\text{em2}}$	$k_{\text{em3}}$	$k_{\text{em4}}$	$k_{\text{em5}}$	$k_{\text{em6}}$	$k_{\text{em7}}$	$k_{\text{em8}}$	$k_{\text{em9}}$	и т.д.

Далее во вторую строку таблицы 1 в столбцах каждого календарного года записывают годовую производительность карьера по углю ( $A_{ki}$ ) последовательно от  $i=1$  до  $i=[T_{\text{эк}}]$ , 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

$$A_{ki} = A_{kij}. \quad (31)$$

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

$$A_{ki} = A_{kij} \{t_{yj}\} + A_{ki(j+1)} (1 - \{t_{yj}\}). \quad (32)$$

После этого в третью строку таблицы 1 в столбцах каждого календарного года записывают значения требуемой годовой производительности карьера по вскрыше после второй корректировки последовательно от  $i=1$  до  $i=[T_{\text{эк}}]$ , 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 работы карьера на  $j$ -ом этапе отработки остается также без изменения

$$V_{\text{emi}}'' = V_{\text{emij}}''. \quad (33)$$

При переходе с одного этапа отработки на другой также с учетом дробной

части числа  $\{t_{yj}\} = t_{yj} - [t_{yj}]$  она составит

$$V_{emi}'' = V_{emij}'' \{t_{yj}\} + V_{emi(j+1)}'' (1 - \{t_{yj}\}). \quad (34)$$

Затем в четвертую строку таблицы в столбцах каждого календарного года окончательно записывают значения принятой годовой производительности карьера по вскрыше

$$V_{emi} = V_{emi}'' \quad (35)$$

при выполнении условия

$$V_{emi}'' - V_{em(i-1)}'' \leq 4,0 \times 10^6.$$

Если это условие не выполняется, то превышение этой разницы ( $V_{emi}'' - V_{em(i-1)}'' - 4 \times 10^6$ ) равномерно распределяется на все предшествующие календарные годы

$$V_{emi} = V_{emi}'' + \frac{V_{emi}'' - V_{em(i-1)}'' - 4 \times 10^6}{(I_{\max} - 1)!}. \quad (36)$$

Эта операция будет продолжаться до тех пор, пока не будет выполняться условия (4) и (5) математической модели.

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

$$k_{ei} = V_{emi} / A_{ki}, \quad (37)$$

значения которых заносятся в пятую строку таблицы.

Путем сопоставления проектных календарных графиков горных работ на период реконструкции горнотранспортной системы карьера по использовавшейся и предлагаемой технологиям применения ЭАК дается экспертная оценка целесообразности внесения изменений в проектную схему горных работ.

**Выводы.** Разработана математическая модель, с помощью которой первоначально выполняется горно-геометрический анализ в исследуемых границах карьерного поля, а затем производится трансформация его результатов в проектный календарный график горных работ.

В работе сопоставлены проектные календарные графики горных работ на период реконструкции горнотранспортной системы карьера по использовавшейся и предлагаемой технологиям. В результате дается экспертная оценка целесообразности внесения изменений в проектную схему ведения горных работ.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пат. 26485 РК, Способ открытой разработки наклонных и крутых месторождений полезных ископаемых / Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К.; патентообладатель КазННТУ им. К.И. Сатпаева. - № 2012/0049.1, заявл. 11.01.2012г.; опублик. 14.12.2012, бюл. № 12.
2. 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.
3. 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. – Москва: Изд-во Горная книга, 2015. – № 4. – С. 103-112.
4. Rakishev, B.R. 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. – pp. 459-471.
5. Молдабаев, С.К. Эффективное использование мощных экскаваторно-автомобильных комплексов в глубоких карьерах / 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.

## REFERENCES

1. Rakishev, B.R. and Moldabayev, S.K., KazNITU (2012), *Sposob otkrytoy razrabotki naklonnykh i krutykh mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh* [The method of opencast mining of inclined and steep deposits of minerals], State Register of Patent of Republic of Kazakhstan, Almaty, KZ, Pat. № 26485.
2. Moldabayev, S.K. and Aben, Ye. (2016), “The technology is safe, effective mining operations on the steep sides of deep open pits”, *Gornyi zhurnal Kazakhstana*, no. 10, pp. 23-29.
3. Rakishev, B.R., Moldabaev, S.K. and Rysbekov, K.B. (2016), “Technology is the elimination of the backlog of Stripping works in quarries with the use of the excavator-automobile complexes”, *Mining Information-Analytical Bulletin*, no. 4, pp. 103-112.
4. 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*, pp. 459-471.
5. Moldabaev, S.K., Sultanbekova, Zh.Zh. and Aben, Ye. (2015), “Effective use of powerful excavator-automobile complexes in deep pits”, *Innovatsii dlya biznesa Rossii i Kazakhstana* [Innovation for business in Russia and Kazakhstan], *Materialy formy innovatsionnykh biznes-liderov Rossiyskoy Federatsii i Respubliki Kazakhstan* [The Materials Of The Forum Of Innovative Business Leaders Of The Russian Federation And The Republic Of Kazakhstan], Yekaterinburg, Russia, pp. 44-53.

## Об авторах

**Молдабаев Серик Курашович**, доктор технических наук, профессор, профессор кафедры «Горное дело» НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева» (НАО «КазННТУ»), Алматы, Республика Казахстан, [moldabaev\\_s\\_k@mail.ru](mailto:moldabaev_s_k@mail.ru).

**Бабий Екатерина Васильевна**, кандидат технических наук, старший научный сотрудник, старший научный сотрудник в отделе Геомеханических основ технологий открытой разработки месторождений, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАН Украины), Днепр, Украина, [katebabi@yandex.ua](mailto:katebabi@yandex.ua).

**Акилбаев Тимур Исабекович**, магистр, докторант, НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева» (НАО «КазННТУ»), Алматы, Республика Казахстан, [tima.088@mail.ru](mailto:tima.088@mail.ru).

## About the authors

**Moldabayev Serik Kurashovich**, Doctor of Technical Sciences (D.Sc.), Professor, Professor in Department of Mining, Noncommercial Joint-stock Company “Kazakh National Research Technical University after K.I. Satpaev” (JSC “KazNRTU”), Almaty, Republic of Kazakhstan, [moldabaev\\_s\\_k@mail.ru](mailto:moldabaev_s_k@mail.ru).

**Babiy Katerina Vasilevna**, Candidate of Technical Sciences (Ph.D.), Senior Researcher, Senior Researcher in Department of Geomechanics of Mineral Opencast Mining Technology N.S. Polyakov Institute

of Geotechnical Mechanics under the National Academy of Science of Ukraine (IGTM, NASU), Dnepr, Ukraine, [katebabi@yandex.ua](mailto:katebabi@yandex.ua).

**Akilbaev Timur Isabekovich**, Master of Sciences (M.Sc.), Doctoral Student, Noncommercial Joint-stock Company "Kazakh National Research Technical University after K.I. Satpaev" (JSC "KazNRTU"), Almaty, Republic of Kazakhstan, [tima.088@mail.ru](mailto:tima.088@mail.ru)

**Анотація.** Метою роботи є встановлення параметрів гірничотранспортної системи з використанням екскаваторно-автомобільних комплексів для створення математичної моделі розрахунку оптимальних значень параметрів гірничих робіт з подальшим їх моделюванням у проектних роботах.

Розроблено математичну модель, за допомогою якої спочатку виконується гірничо-геометричний аналіз в досліджуваних межах кар'єрного поля, а потім здійснюється трансформація його результатів у проектний календарний графік гірничих робіт.

Запропоновано оптимізувати положення робочого борту кар'єру «Східний» Екібастузського родовища шляхом застосування в технології відкритих гірничих робіт екскаваторно-автомобільних комплексів. Ідея досягається послідовним визначенням параметрів конструкції робочого борту у видобувних і розкривної зонах по етапах відпрацювання, відповідно в межах роботи добувального комплексу за потоковою технологією, розкривного комплексу за циклічно-потоковою технологією з використанням в робочій зоні екскаваторно-автомобільних комплексів і за циклічною технологією з використанням екскаваторно-залізничних комплексів.

У роботі зіставлені проектні календарні графіки гірничих робіт на період реконструкції гірничотранспортної системи кар'єра за технологіями, яка використовується і запропонованої. У результаті дається експертна оцінка доцільності внесення змін в проектну схему ведення гірничих робіт.

**Ключові слова:** кар'єр, вугілля, витягнуте поле, гірничотранспортна система, моделювання, екскаваторно-автомобільні комплекси.

**Abstract.** The objective of this work is to establish parameter conformity for the mine transport system, which includes excavator-automobile complexes, in order to create a mathematical model of optimal parameter calculation for mining works and their further use in models of design work.

A mathematical model is developed, which initially analyzes rock geometry within the boundaries of the quarry fields, and then transforms the obtained results into the design and schedule of mining operations.

It is proposed to optimize location of the highwall in the "Vostochnyy" quarry of the Ekibastuz coalfield by applying the excavator-automobile complexes in technology of surface mining operations. The objective is realized through sequential determination of design parameters for mining and opening-up areas by the following stages of the filed development: work of mining complex by continuous technology; work of overburden complex by cyclic-flow technology with using of the excavator-automobile complexes in the working area; and by cyclic technologies with usage of excavating and railway systems.

In the work, the project time schedules of mining operations are compared for the whole period of the transport system reconstruction by existing and the proposed technologies, and as a result, an expert assessment is made concerning any needed changes in the design scheme of mining operations.

**Keywords:** quarry, coal, prolonged field, mine transport system, modeling, excavator-automobile complexes.

*Статья поступила в редакцию 15.11.2016*

*Рекомендовано к публикации д-ром технических наук Четвериком М.С.*