

Научная статья

УДК 622.271

DOI: 10.26730/1999-4125-2024-2-68-78

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЛОКОВОГО СПОСОБА ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧИ С ПРИМЕНЕНИЕМ АВТОТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Селюков Алексей Владимирович,
Герасимов Андрей Викторович

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева,

* для корреспонденции: sav.ormpi@kuzstu.ru



Информация о статье

Поступила:

14 февраля 2024 г.

Одобрена после

рецензирования:

15 мая 2024 г.

Принята к публикации:

29 мая 2024 г.

Опубликована:

13 июня 2024 г.

Ключевые слова:

карьерные поля, параметры
блокового способа, объем
вскрыши, вместимость
внутреннего отвала, свита
угольных пластов, дальность
транспортирования

Аннотация.

В последнее время в проектную и производственную практики все больше внедряются технологические решения, направленные на снижение негативных последствий ведения открытых горных работ. К числу таких решений относится блоковый способ отработки карьерного поля. Основными целями и задачами блокового способа отработки месторождения являются снижение уровня отчуждения земель под внешнее отвалообразование и максимальное использование выработанного пространства под внутренний отвал. Укрупненным недостатком внедрения блокового способа в проектную документацию угольных разрезов является отсутствие единого методического подхода в части определения главных параметров первоначального и последующих блоков, которыми являются длина, ширина, глубина и вместимость внутреннего отвала. В связи с этим предлагается методика к определению параметров блоков, взаимосвязанных с вместимостью внутреннего отвала, уровнем добычи, объемом вскрыши и дальностью транспортирования. При этом параметры первоначального блока устанавливаются шириной и глубиной свиты пластов, а также экономически эффективной дальностью транспортирования. Параметры второго и последующих блоков по ширине и глубине аналогичны первоначальному и зависят от конфигурации свиты пластов, длина блока устанавливается возможной вместимостью внутреннего отвала, сформированного в выработанном пространстве первоначального блока, ограниченной экономически эффективной дальностью транспортирования. При исследовании указанных параметров выявлены закономерности и разработаны методические подходы к расчету параметров отвала, обеспечивающих максимальную вместимость внутреннего отвала. При этом выявленные закономерности позволили предложить эмпирические расчетные формулы главных параметров блоков. Предлагаемая методика расчета параметров блоков оценена на примере угольного разреза, результат ее применения позволил разместить в выработанном пространстве на 17,5% вскрышной породы больше, чем предложено в проекте..

Для цитирования: Селюков А.В., Герасимов А.В. Проектирование параметров блокового способа открытой угледобычи с применением автотранспортной технологии // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2024. № 2 (162). С. 68-78. DOI: 10.26730/1999-4125-2024-2-68-78, EDN: DDPMZE

Ведущая роль в Кузбассе принадлежит промышленному комплексу по добыче и переработке угля, а также реализации продукции

внешним и внутренним потребителям. Согласно официальным данным, большинство угольных залежей в Кузнецком угольном бассейне

относится к сложноструктурным (свита пластов), к их числу относятся месторождения Кемеровского, Ленинского, Беловского, Бачатского, Прокопьевско-Киселевского, Бунгуро-Чумышского, Ерунаковского, Байдаевского, Осинового, Мрасского, Кондомского и Томь-Усинского геолого-экономических районов, на сегодняшний день на территории Кузбасса числится около сотни угольных разрезов. Такие месторождения в основном принято разрабатывать по транспортной технологии с перемещением вскрышных пород как на внешние, так и на внутренние отвалы. В связи с постоянным развитием фронта горных работ как в плане, так и по глубине происходит увеличение дальности транспортирования в большей степени при транспортировке вскрышных пород на внешние отвалы, в меньшей – на внутренние. Необходимость размещения пород вскрыши на внешних отвалах влечет за собой увеличение прогрессирующих темпов изъятия земельных угодий и рост количества транспортных средств и вспомогательного оборудования. Все это повышает затраты на добычу угля открытым способом и снижает его конкурентоспособность на рынке. Следовательно, применяемые технологические решения не всегда отвечают условиям разработки, и необходимо изыскивать более совершенные решения [1-11]. К их числу относится блоковый порядок отработки карьерного поля [12]. Сущность заключается в делении карьерного пространства на блоки, из которых первоначально отрабатывается до проектной глубины с размещения вскрышных пород на внешнем отвале, а затем по мере образования выработанного пространства последующие блоки отрабатываются с размещением вскрыши в образовавшемся пространстве предыдущего.

Далее предлагается методический подход к определению геометрических параметров блока, взаимосвязанных с вместимостью внутреннего отвала, уровнем добычи и объемом вскрыши и основывающийся на техническом результате изобретения [13], в котором приводятся аналитические расчетные формулы, составляющие настоящий методический подход.

Отвалообразование является неотъемлемой частью процесса добычи полезного ископаемого. При этом уровень проектной мощности по полезному ископаемому будет определять объем вскрышных пород и, как следствие, объемы вскрышных пород, складываемых в отвал.

Указанные задачи блокового способа являются звеньями одного балансового уравнения:

$$V_{\text{отвала}}^{\text{внешн.}} + V_{\text{отвала}}^{\text{внешн.}} = V_{\text{отвалообраз}} \quad (1)$$

где $V_{\text{отвала}}^{\text{внешн.}}$ – объем внешнего отвалообразования, м³; $V_{\text{отвала}}^{\text{внешн.}}$ – объем внутреннего

отвалообразования, м³; $V_{\text{отвалообраз}}$ – объем всей вскрыши, размещенной в отвалах, м³.

Взят за основу годовой уровень добычи, увеличение которого предполагает увеличение образования вскрышных пород и при сохраняющейся тенденции увеличение изъятия площадей под внешнее отвалообразование. В этой связи проблему отчуждения земель необходимо рассматривать совокупно с задачами блокового способа.

Согласно балансу, указанному в формуле (1), для уменьшения площадей и объемов вскрыши для размещения на внешних отвалах следует увеличивать долю использования внутреннего отвалообразования.

В свою очередь, возможная вместимость внутреннего отвала (E) в первоначальном блоке ограничивается геометрическими параметрами самого блока. Следует учитывать тот факт, что формирование отвала без проведения добычных работ обуславливает критерий, обеспечивающий годовую вместительность отвала, т.е. подготовленная емкость в отработанном блоке минимум должна обеспечивать годовое размещение вскрышной породы. В связи с этим параметры внутреннего отвала при блоковом способе определяются следующим образом: геометрическими параметрами блока ($L_{\text{бл}}$, $B_{\text{бл}}$, $H_{\text{бл}}$); производственными показателями ($A_{\text{год}}$, $K_{\text{в}}$, $V_{\text{в}}$).

Таким образом, все вышесказанное дает право утверждать, что вместимость внутреннего отвала удовлетворяет следующему условию:

$$f(A_{\text{год}}, K_{\text{в}}, V_{\text{в}}) \leq E \leq f(L_{\text{бл}}, B_{\text{бл}}, H_{\text{бл}}). \quad (2)$$

Анализируя выражение (2), целесообразно рассмотреть каждую часть условия обособленно от второй. Левая часть выражения характеризуется в основном годовой производственной мощностью предприятия по добыче, коэффициентом вскрыши и годовым объемом вскрыши, являющимися следствием производственной мощности. Данный показатель также обуславливается основной целью любого производства – добычей полезного ископаемого и получения прибыли.

В условиях рыночной экономики производственная мощность предприятия по добыче устанавливается по следующим факторам: по количеству запасов в контуре участка; по техническому заданию проектной документации, фактической мощности предприятия; по производительности экскаваторного парка; по расчетному сроку службы предприятия и т.д.

При этом минимальный уровень производственной мощности, обеспечивающий заданный уровень объемов вскрыши, определится по следующему выражению:

$$V_{\text{вскр}}^{\text{год}} = \frac{A_{\text{год}}}{K_{\text{у}} \times \rho_{\text{у}}} \times 100, \quad (3)$$

где $K_{\text{у}}$ – коэффициент угленосности участка.

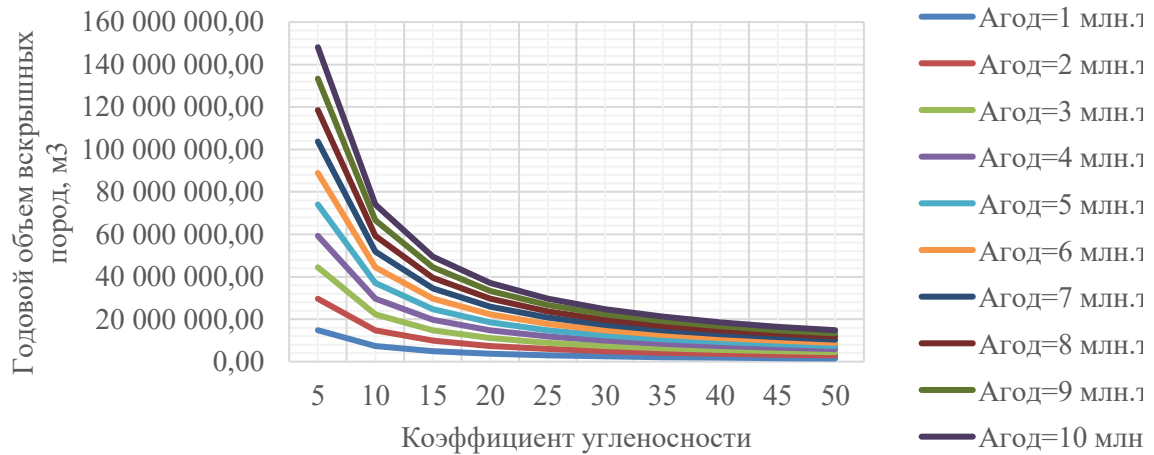


Рис. 1. Динамика изменения $V_{\text{вскр}}^{\text{год}}$ при различных значениях $A_{\text{год}}$ и K_y
 Fig. 1. The dynamics of the change of $V_{\text{overburd}}^{\text{year}}$ at different values of A_{year} and K_y

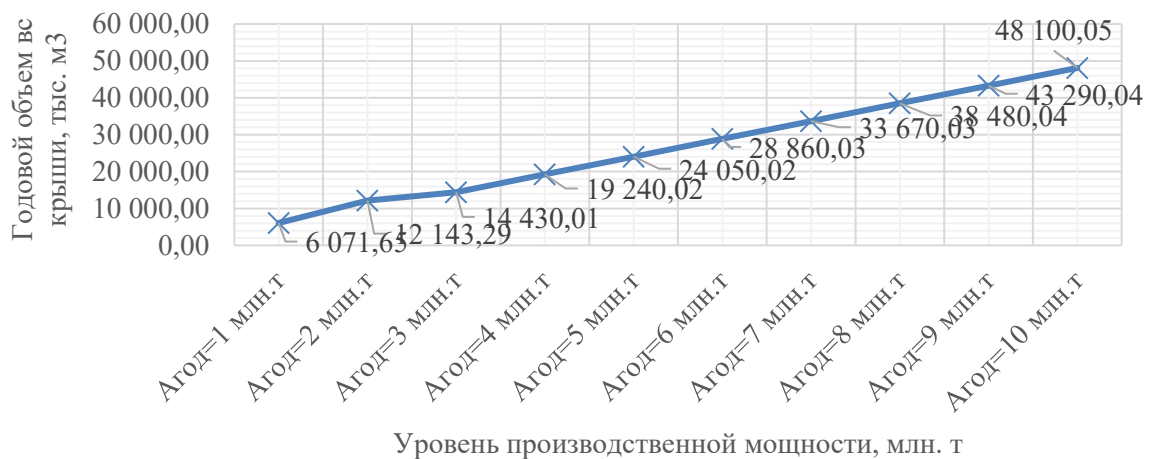


Рис. 2. Изменение $V_{\text{вскр}}^{\text{год}}$ при различных значениях $A_{\text{год}}$
 Fig. 2. The change of $V_{\text{overburd}}^{\text{year}}$ at different values of A_{year}

При значениях производственной мощности от 1 до 10 млн т. изменения годовой производительности по вскрыши снижаются с увеличением коэффициента угленосности, как показано на графике, представленном на Рис. 1.

К примеру, имеется участок открытых горных работ, имеющий коэффициент угленосности порядка 15,4 ед. Определим уровень годовой производительности предприятия по вскрыше при различной производственной мощности по добыче. Сводный график представлен на Рис. 2.

Геометрические параметры внутреннего отвала ограничены геометрическими параметрами выработанного пространства, в котором он расположен, с учетом горно-геологических условий отработки участка, принятого парка оборудования и, как следствие, устойчивых параметров блока и откоса внутреннего отвала.

Определение главных параметров блоков является основой применения блокового способа, так как рационально обоснованные параметры блоков в полной мере позволяют применять блоковый способ со всеми его положительными сторонами, главной из которых является максимальное использование выработанного пространства для размещения внутреннего отвалообразования.

Основными параметрами блоков являются: глубина блока; ширина блока; длина блока; объем вскрышных пород в контуре блока; объем полезного ископаемого в контуре блока.

При этом все указанные параметры регулируются в той или иной степени горно-геологическими условиями эксплуатации участка или месторождения, в частности, такими, как угол залегания свиты, мощность угольных пластов и породных прослоев, глубина залегания свиты. Вышеуказанные признаки систематизированы относительно использования

блокового способа на перспективных участках угольных месторождений и отражены в научных публикациях [14,15].

В настоящее время одним из основных факторов определения рационального контура и глубины карьерной выемки является граничный коэффициент вскрыши ($K_{гр}$), экономически учитывающий затраты на добычу, транспортировку, обогащение и реализацию продукции. При этом необходимо учитывать возможность максимального извлечения полезного ископаемого, результатам которой соответствует выемка всего полезного ископаемого в свите ($H_{св}$). В связи с этим глубина отработки месторождения и, как следствие, глубина блока удовлетворяют следующее условие:

$$f(K_{гр}) \leq H_{бл} \leq f(H_{св}). \quad (3)$$

Принципиальные различия в определении дальнейших параметров блоков, зависящие от глубины карьера (H_k), отсутствуют, соответственно, с учетом критерия максимального извлечения полезного ископаемого для дальнейшего расчета параметров глубина блока принята равной глубине залегания свиты.

Ширина блока по дну ($B_{1 бл}^{дн}$) ориентирована аналогично глубине свиты на максимальное извлечение полезного ископаемого, т.е. ширине свиты пластов ($B_{св}$). Однако на практике ширина карьерной выемки ограничивается лицензионными границами участка ($B_{лиц}$). По этой причине ширина блока определится согласно следующему условию:

$$f(B_{лиц}) \leq B_{1 бл}^{дн} \leq f(B_{св}). \quad (4)$$

Аналогично глубине блока условие максимального извлечения полезного ископаемого является приоритетным, в связи с этим для дальнейшего расчета параметров ширина блока по дну принята равной ширине свиты пластов.

Так как добыча полезного ископаемого должна быть эффективной и безопасной, то ширину первоначального блока по верху определяют суммарно как ширину первоначального блока по дну ($B_{1 бл}^{дн}$) и разности с учетом устойчивых параметров борта (γ). В целом ширина первоначального блока по верху определяют по формуле:

$$B_{1 бл}^{верх} = B_{1 бл}^{дн} + \gamma = B_{1 бл}^{дн} + H_k / \operatorname{tg}(\alpha_{выраб}) + H_k / \operatorname{tg}(\alpha_{массив}), \quad (5)$$

где $\alpha_{выраб}$, $\alpha_{массив}$ – устойчивый угол борта при залегании слоев соответственно в выработку и в массив, град.

Длины карьеров, которые потенциально могут быть разработаны блоковым способом, достигают значительных размеров, в отдельных случаях до 10 км и более. В связи с этим длина карьерного поля напрямую отражает размеры производства. При этом протяженность блоков

не зависит от параметров залегания свиты, а ограничена лишь размерами карьерного поля и экономическим критерием, которым является рациональное расстояние транспортирования.

На примере предприятий, разрабатывающих угольные месторождения Кузбасса, произведен анализ изменения дальности транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого от забоя до мест их складирования. Результат анализа проектной документации показал, что в среднем дальность транспортирования с момента строительства до момента затухания и доработки участка составляет от 2,8 км до 5,0 км по вскрышным породам и от 4,3 км до 6,6 км по углю. Средняя дальность транспортирования по вскрышным породам и полезному ископаемому составит 3,9 км и 5,5 км соответственно. Из представленного видно, что среднее значение дальности транспортирования по углю превышает среднее значение дальности по вскрышной породе в 1,5 раза. Следовательно, дальность транспортирования вскрышной породы в отвал будет являться ограничивающим фактором с экономической точки зрения. Данный вывод обуславливается тем, что вскрышная порода сама по себе не несет экономической выгоды в отличие от угля.

Однако следует иметь в виду более мелкие составляющие части плеча транспортирования. Разделим дальность транспортирования по вскрышным породам на следующие составляющие части: расстояние по дну карьерной выемки от забоя до начала скользящего съезда ($L_{дно}$); расстояние по борту карьерной выемки ($L_{борт}$); расстояние по поверхности от верхней границы карьерной выемки до места разгрузки на отвале ($L_{до отвала}$).

Соответственно, располагая значением экономически эффективного максимального расстояния транспортирования для месторождения ($L_{раст}^{эконом}$), расстоянием транспортирования по борту карьерной выемки ($L_{борт}$), расстоянием до места размещения внешнего отвала ($L_{до отвала}$), возможно установить максимально возможную дальность транспортирования по дну блока, которая будет соответствовать максимально возможной длине первоначального блока по дну ($L_{1 бл}^{дн}$) и определится следующим образом:

$$L_{1 бл}^{дн} = L_{раст}^{эконом} - L_{борт} - L_{до отвала}. \quad (6)$$

Максимальная длина первоначального блока по верху ($L_{1 бл}^{верх}$) является функцией от длины блока по дну и определяется суммарно как длина первоначального блока по дну ($L_{1 бл}^{дн}$) и разности торцевых частей блока с учетом устойчивых параметров торцов (X).

В целом длина блока по верху определяется следующим образом:

$$L_{1 бл}^{верх} = L_{1 бл}^{дн} + X = L_{1 бл}^{дн} + 2 \times (H_k / \operatorname{tg}(\alpha_{торц})). \quad (7)$$

где $\alpha_{торц}$ – устойчивый угол в торце выемки, град

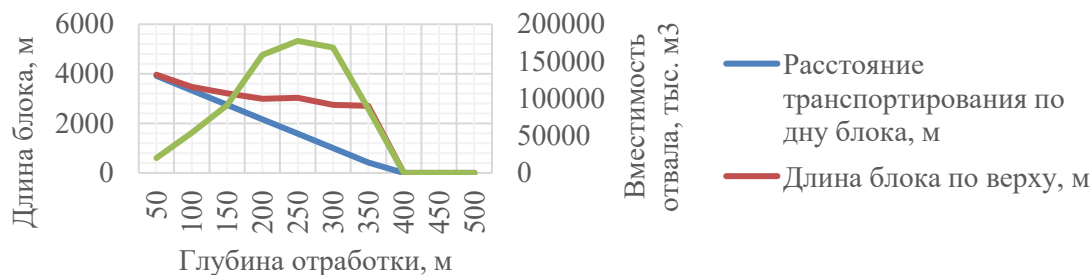


Рис. 3. Изменения длины блока и вместимости внутреннего отвала при различной глубине отработки

Fig. 3. Changes in the length of the block and the capacity of the internal blade at different working depths

Таблица 1. Расчет максимальных параметров первоначального блока

Table 1. Calculation of the maximum parameters of the initial block

Показатели	Первоначальный блок
Глубина отработки, м	250
Ширина по дну, м	75
Ширина по верху, м	865
Рациональная длина транспортирования вскрыши, м	5500
Расстояние до места размещения внешнего отвала, м	1000
Протяженность трассы по борту при 100%, м	2917
Длина блока по дну, м	1583
Длина блока по верху, м	3035,1
Объем блока, тыс. м ³	271313,4
Длина внутреннего отвала по дну, м	1533
Длина внутреннего отвала по верху, м	1292
Объем внутреннего отвала в блоке, тыс. м ³	165 968,8
Соотношение объема блока к объему внутреннего отвала	1,6

При этом объем первоначального блока с учетом геометрических параметров определяют на основании производимых расчетов в специализированном программном обеспечении, например AutoCad, или с учетом получаемой фигуры произведением площади поперечного сечения блока и средней длины блока.

С учетом фигуры поперечного сечения – трапеции (при результирующих углах) объем блока определится следующим образом:

$$V_{1 \text{ бл}} = (0,5 * (V_{1 \text{ бл}}^{\text{дн}} + V_{1 \text{ бл}}^{\text{верх}}) * H_k * ((L_{1 \text{ бл}}^{\text{дн}} + L_{1 \text{ бл}}^{\text{верх}}) / 2)) / 1000 \quad (8)$$

Далее производят оценку выработанного пространства первоначального блока для возможности размещения в нем внутреннего отвала, формируемого из вскрышных пород следующего блока. Длину основания внутреннего отвала определяют исходя из длины первоначального блока по дну ($L_{1 \text{ бл}}^{\text{дн}}$) за вычетом минимального зазора между нижней бровкой фронта отвальных работ и нижней бровкой следующего блока (M). Длину отвала по верху определяют исходя из параметров основания отвала с учетом устойчивых параметров. При этом геометрический объем внутреннего отвала определяют следующим образом:

$$L_{\text{внутр. отвала}}^{\text{дн}} = L_{1 \text{ бл}}^{\text{дн}} - M \quad (9)$$

$$L_{\text{внутр. отвала}}^{\text{верх}} = L_{\text{внутр. отвала}}^{\text{дн}} - H_k / \text{tg}(\phi_{\text{отвала}}) + H_k / \text{tg}(\alpha_{\text{торца}}) \quad (10)$$

где M – безопасный зазор, определяющийся с учетом высоты откоса внутреннего отвала и возможного отката падающих кусков породы с него и размещения оборудования, м.

$$M = 0,19 * H_{\text{отк}} + V_{\text{обор}} \quad (11)$$

где $H_{\text{отк}}$ – высота откоса отвала, м; $V_{\text{обор}}$ – площадка для размещения оборудования, м.

Вместимость внутреннего отвала определяют аналогично определению объема первоначального блока в ПО с использованием электронных таблиц Excel путем нахождения произведения площади поперечного сечения блока и средней длины внутреннего отвала по формуле:

$$V_{\text{внутр. отвала}} = (0,5 * (V_{1 \text{ бл}}^{\text{дн}} + V_{1 \text{ бл}}^{\text{верх}}) * H_k * ((L_{\text{внутр. отвала}}^{\text{верх}} + L_{\text{внутр. отвала}}^{\text{дн}}) / 2)) / 1000 \quad (12)$$

К примеру, рассмотрим случай расчета параметров первоначального блока при рациональном расстоянии транспортирования в 5,5 км., с шириной по дну 75,0 м, расстояние до отвала принято 1,0 км. Результаты выполненных расчетов представлены на Рис. 3.

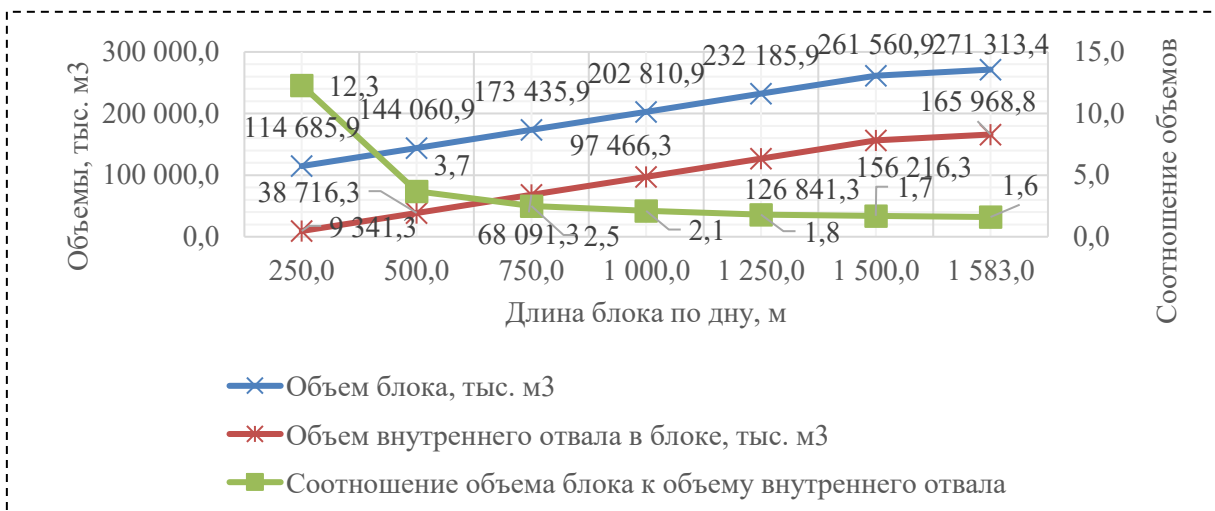


Рис. 4. Изменение объемов первоначального блока и вместимости внутреннего отвала первоначального блока при различных длинах блока по дну
 Fig. 4. Changing the volumes of the initial block and the capacity of the internal dump of the initial block at different block lengths along the bottom

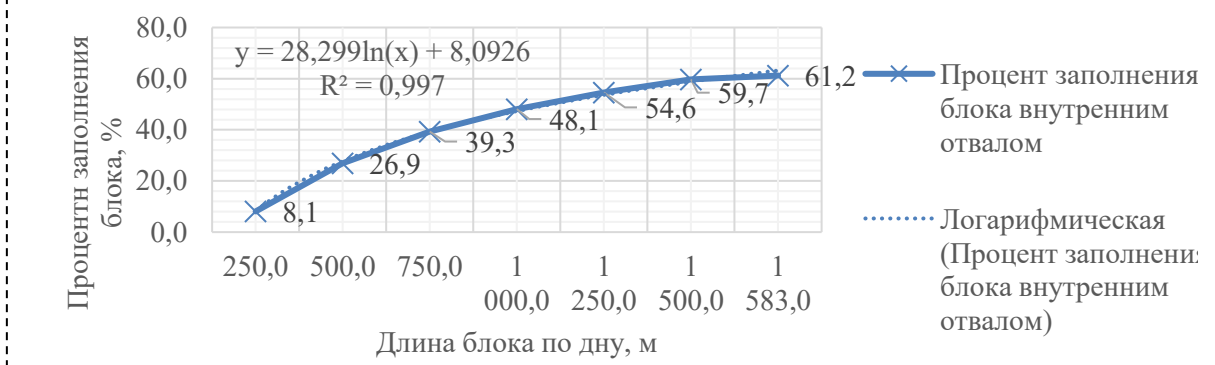


Рис. 5. График зависимости заполнения выработки первоначального блока внутренним отвалом от длины блока.
 Fig. 5. The graph of the dependence of the filling of the output of the initial block with an internal blade on the length of the block.

Как видно из представленного выше графика на Рис. 3 при указанных исходных данных при глубине отработки 400 и более метров отработка блоками не рациональна, т.к. сумма составляющих дальности транспортирования превышает рациональную, при этом более 50% расстояния транспортирования представлено протяженностью по борту выемки.

Согласно представленному способу произведен расчет максимальных параметров первоначального блока (Таблица 1).

С учетом всего вышесказанного исследовано изменение производных составляющих параметров первоначального блока в рамках установленной максимальной длины блока по дну ($L_{1\text{ бл}}^{\text{дн}}$) с диапазоном шага 250 метров. Полученные данные позволили составить график изменения объемов первоначального блока и вместимости внутреннего отвала первоначального блока при различных длинах блока по дну (Рис. 4). При этом соотношение

объема блока к объему внутреннего отвала снижается по мере приближения значения длины блока к максимальной (Таблица 1), это позволяет сделать вывод, что максимальное заполнение выработанного пространства соответствует максимальной длине блока ($L_{1\text{ бл}}^{\text{дн}}$).

Располагая данными по объемам первоначального блока, внутреннего отвала в выработке первоначального блока, выявлена закономерность заполнения выработанного пространства блока, описываемая логарифмической функцией (Рис. 5). При этом показатель R^2 наиболее близок к единице, что говорит о том, что ошибка аппроксимации равняется нулю и результат является наиболее достоверным.

Применительно к угольному разрезу, находящемуся на территории Краснобродского каменноугольного месторождения, произведена оценка параметров первоначального блока и внутреннего отвала. Данное месторождение

Таблица 2. Параметры отработки участка по проектной документации
Table 2. Parameters of the site development according to the project documentation

Наименование параметра	Ед. изм.	Значения
Объем всей выемки	тыс. м ³	1 799 903,00
Площадь всей выемки	Га	1333,2502
Объем блока 1	тыс. м ³	1 025 944,71
Площадь блока 1 (Северный)	Га	757,87
Объем блока 2	тыс. м ³	773 958,29
Площадь блока 2 (Южный)	Га	575,38
Объем внутреннего отвала	тыс. м ³	1 038 000,00
Площадь внутреннего отвала	Га	621,66
Объем внешних отвалов	тыс. м ³	530 000,00
Площадь внешних отвалов	Га	1304,60

Расчет по максимальным параметрам			
122	Порядковый номер блока	1	
123	Глубина залегания свиты, м	304	
124	Мощность наносов, м	20	
125	Уклон трассы, ‰	80	
126	Высота предельного уступа, м	32	
127	Горизонтальная площадна, м	50	
128	Рациональная длина транспортирования для месторождения, м	7500	
129	Расстояние до места размещения внешнего отвала, м	1000	
130	Результирующий угол по борту 1, град	23	
131	Результирующий угол по борту 2, град	24	
132	Ширина по дну (горизонтальная ширина свиты), м	200	
133	Результирующий угол в нерабочем торце блока, град	13	
134	Результирующий угол в рабочем торце блока, град	26	
135	Угол залегания свиты, град	60	
136	Результирующий устойчивый угол откоса внутреннего отвала, град	8	
137	Высота откоса внутреннего отвала, м	320	
138	Протяженность трассы по борту при 80‰, м	4 275,0	
139	Глубина отработки, м	324,0	
140	Ширина по верху, м	1 691,0	
141	Длина блока по дну с учетом отвала, м		
142	Длина блока по дну с учетом рационального расстояния транспортирования, м	2 225,0	
143	Принятая длина блока, м		Проверка Длина карьера по проекту
144	Длина блока по верху, м	4 292,7	7 255,0 7255
145	Геометрический объем блока (Вскрыша + уголь)	998 322,6	
146	Объем вскрыши в блоке, тыс. м ³	872 009,6	
147	Длина внутреннего отвала по дну, м	2 175,0	
148	Длина внутреннего отвала по верху, м	1 186,0	
149	Объем внутреннего отвала в блоке, тыс. м ³	508 452,1	
150	Суммарное расстояние транспортирования между блоками по одноименным горизонтам.	6 192,7	
151	Суммарная расстояние транспортирования с учетом плеча по блоку, по борту и по отвалу.	8 520,5	
152			
153			

Рис. 6. Фрагмент программы и результатов расчета параметров первоначального блока и возможного внутреннего отвалообразования в блоке

Fig. 6. A fragment of the program and the results of calculating the parameters of the initial block and possible internal dumping in the block

характеризуется крутым залеганием угольных пластов различной мощности, и согласно проектной документации для определения рационального, экономически эффективного положения горных работ участок обрабатывается по блоковому способу с внешним и внутренним отвалообразованием. Горнотехнические параметры отработки участка по проектной документации представлены в Таблице 2.

Согласно данным Таблицы 2 горные работы разделены на два блока: Северный и Южный. Согласно техническим решениям, представленным в проекте, порядок отработки участка следующий: изначально обрабатывается Северный блок до конечной глубины и далее предусматривается отработка Южного блока с

размещением вскрышных пород в выработанном пространстве Северного блока. В связи тем, что проектный контур горных работ имеет сложную форму, линия сечения продольного профиля проведена таким образом, чтобы задействовать наиболее характерные (глубокие) участки горных работ. Объем внутреннего отвала составляет 1 038 000 тыс. м³, для сопоставления правильности расчетов произведена проверка объемов внутреннего отвала из проекта по формуле 15. Исходные данные для расчета были сняты по сечению продольного профиля (Рис. 9 в, г): глубина отработки – 304,0 м; ширина по дну – 200,0 м; ширина по верху – 1 599,0 м; длина внутреннего отвала по дну – 3 367,0 м; результирующий устойчивый угол откоса

Таблица 3. Параметры первоначального блока
Table 3. Parameters of the initial block

Параметры	Значения по параметрам блоков					
Принятая длина блока, м	2 225,0	2 000,0	1 750,0	1 500,0	1	1 000,0
Длина блока по верху, м	4 292,7	4 067,7	3 817,7	3 567,7	3	3 067,7
Геометрический объем блока	998 322,6	929 395,7	852 810,2	776	699	623
Объем вскрыши в блоке, тыс. м ³	872 009,6	811 803,7	744 908,2	678	611	544
Длина внутреннего отвала по дну,	2 175,0	1 950,0	1 700,0	1 450,0	1	950,0
Длина внутреннего отвала по	1 273,0	1 048,0	798,0	548,0	298,0	48,0
Объем внутреннего отвала в	521 613,4	453 537,4	377 897,4	302	226	150
Соотношение объема блока к	1,9	2	2,3	2,6	3,1	4,1

внутреннего отвала – 8,0 град; длина внутреннего отвала по верху – 2 086,0, м; высота внутреннего отвала – 460,0, м; объем внутреннего отвала в блоке – 1 128 143,90 тыс. м³.

Для практической реализации изложенного метода расчета параметров первоначального блока и внутреннего отвала разработана программа для ПК в среде MS Excel, основанная на установленных зависимостях технико-экономических параметров транспортирования вскрыши с учетом глубины отработки. Фрагмент программы и результатов расчета параметров первоначального блока и возможного внутреннего отвалообразования представлен на Рис. 6.

Полученное значение объема внутреннего отвала 1 128 143,90 тыс. м³, что отличается от принятого в проекте значения – 1 038 000,0 тыс. м³ – на 8,7%, но остается в рамках допустимой погрешности. Как видно из представленного на Рис. 6 фрагмента программы, максимальное значение длины первоначального блока по дну составляет 2 225,0 м, по верху – 4 292,7 м, что составляет более половины протяженности всей карьерной выемки. Обращая внимание на тот факт, что предприятие действующее и горные работы велись по всей площади лицензионного участка, а также учитывая сечение по продольному профилю, можно заметить, что в Южном блоке обрабатываемый объем пород значительно меньше, чем в Северном. В связи с этим рассмотрены варианты с изменением размеров первоначального блока в рамках установленной максимальной длины блока (Таблица 3).

Учитывая, что максимальная длина блока составляет 2 225,0 метров, а соотношение объема блока к объему внутреннего отвала 1,9 минимальное, можно сделать вывод, что при данных параметрах первоначального блока во внутренний отвал можно разместить максимальное количество пустой породы. При этом значение соотношения – 2 при длине первоначального 2 000,0 м незначительно отличается от установленного расхождения и

составляет 5,3%, что находится в рамках допустимой погрешности расчетов. При снижении геометрического объема блока происходит аналогичное снижение и геометрической вместимости возможного внутреннего отвала, при этом соотношение объема блока к его вместимости возрастает, что говорит о неполном использовании параметров первоначального блока.

Выводы

По результатам проведенных исследований выявлены закономерности, обуславливающие главные параметры первоначального, второго и последующих блоков. При этом разработаны методические подходы к расчету рациональных параметров блоков, обеспечивающие максимальную вместимость внутреннего отвала, так как по мере продвижения отработки участка возможно изменение параметров блоков в зависимости от рельефа поверхности – чем меньше значение глубины отработки в блоке, тем больше значение длины блока и наоборот. Предлагаемая методика расчета параметров блоков показывает свою эффективность на примере угольного разреза, результат ее применения позволил разместить в выработанном пространстве вскрышное породы на 17,5% больше, чем предложено в проекте. При этом выявленные закономерности позволили предложить эмпирические расчетные формулы главных параметров блоков, таких как глубину, длину, ширину блоков по верху и низу, вместимость внутреннего отвала в каждом из блоков.

Список литературы

1. Корякин А. И., Цепилов И. И. Пути создания малоземлемкой технологии открытой угледобычи в Кузбассе // Вестник КузГТУ. 1991. №1. С. 60–62.
2. Томаков П. И., Коваленко В. С. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса. М. : Уголь, 1992. №1.
3. Ермолаев В. А., Селюков А. В., Литвин Я. О. Об эффективности перехода с блочной продольной на поперечную однобортовую спиральную систему

разработки на примере действующего разреза // Вестник КузГТУ. 2015. № 1. С. 57–60.

4. Еременко Е. В., Косолапов А. И. К вопросу управления техногенным ресурсом карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. №114. С. 249–259.

5. Зайцева А. А., Зайцев Г. Д. Определение реального выработанного пространства карьеров для внутреннего отвалообразования при разработке наклонных угольных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №2. С. 129–133.

6. Коваленко В. С. Формирование ресурсосберегающих технологий открытой разработки свит крутых и наклонных угольных пластов: автореф. ... докт. техн. наук. -М.: МГТУ, 1997. 42с.

7. Мартянов В. Л., Колесников В. Ф. Обоснование рационального порядка разработки сложноструктурных угольных месторождений // Вестник КузГТУ. 2016. № 6 (117). С. 73–82.

8. Таланин В. В. Обоснование параметров и технологии строительства карьера первой очереди при углубленно-сплошных поперечных системах разработки: автореф. ... канд. техн. наук. М.: МГТУ, 2006.

9. Саканцев Г. Г. Исследование факторов, определяющих условия формирования карьерного пространства при разработке глубокозалегающих месторождений ограниченной длины с внутренним отвалообразованием // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. № 11. С. 127–133.

10. Селюков А. В. Гистограммный способ определения местоположения емкости для внутреннего отвала при открытой угледобыче в Кемеровской области // Вестник МГТУ, серия «Науки о Земле». 2016. Том 19. № 1/1. С. 40–46.

11. Dey S., Mandal S. K., Bhar C. Overall equipment effectiveness of shovel-dumper operation in opencast mining – A review // Journal of Mines, Metals and Fuels. 2020. Vol. 68. No. 1. P. 19–24.

12. Рутковский Б. Т. Блочный способ отработки месторождений открытым способом. Межвуз. сб. науч. тр. Кузбас. политехн. ин-т. Кемерово, 1972. с. 81–87.

13. Герасимов А. В., Селюков А. В. Патент 2800752 РФ, МПК E21C 41/26 (2006.01) E21C 1/28 (2006.01) СПК E21C 41/26 (2023.01) E21C 41/28 (2023.02) Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

14. Герасимов А. В., Кухмарь Е. Н. К систематизации горно-геометрического анализа перспективных угольных залежей: рельеф и свита пластов // Россия молодая: материалы XIII Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием. Кемерово: КузГТУ, 2021. С. 1–6.

15. Герасимов А. В. Анализ приповерхностной зоны при отработке перспективных залежей по блоковой системе // Сборник научных статей международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». Новокузнецк. 2023. С. 90–96.

© 2024 Авторы. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Селюков Алексей Владимирович, докт. техн. наук, профессор, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, кафедра открытых горных работ (650000, Россия, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28), e-mail: sav.ormpi@kuzstu.ru

Герасимов Андрей Викторович, аспирант, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, кафедра открытых горных работ (650000, Россия, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28), e-mail: and-95.2010@mail.ru

Заявленный вклад авторов:

Селюков Алексей Владимирович – постановка исследовательской задачи, научный менеджмент, концептуализация исследования.

Герасимов Андрей Викторович – сбор и анализ данных, обзор соответствующей литературы, написание текста, выводы.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Original article

DESIGNING THE PARAMETERS OF THE BLOCK METHOD OF OPEN-PIT COAL MINING WITH THE USE OF AUTO TRANSPORT TECHNOLOGY

Alexey V. Selyukov,
Andrey V. Gerasimov

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University

*for correspondence: sav.ormpi@kuzstu.ru

**Article info**

Received:

14 February 2024

Accepted for publication:

15 May 2024

Accepted:

29 May 2024

Published:

13 June 2024

Keywords: quarry fields, block method parameters, overburden volume, internal dump capacity; coal seam formation; transportation range

Abstract.

Recently, technological solutions aimed at reducing the negative consequences of open-pit mining have been increasingly introduced into design and production practices. Such solutions include a block method of working off the career field. The main goals and objectives of the block mining method are: reducing the level of alienation of land for external dumping and maximizing the use of the developed space for internal dumping. The enlarged disadvantages of introducing the block method into the design documentation of coal mines is the lack of a unified methodological approach in determining the main parameters of the initial and subsequent blocks, which are: length, width, depth and capacity of the internal dump. In this regard, a methodology is proposed for determining the parameters of blocks interconnected with the capacity of the internal dump and the production level. The volume of stripping and the range of transportation. In this case, the parameters of the initial block are set by the width and depth of the formation formation, as well as the cost-effective transportation range. The parameters of the second and subsequent blocks are similar in width and depth to the initial one and depend on the configuration of the formation formation, the length of the block is set by the possible capacity of the internal dump formed in the developed space of the initial block, limited by the cost-effective transportation range. By examining these parameters, patterns have been identified and methodological approaches have been developed to calculate the parameters of the blocks, ensuring the maximum capacity of the internal dump. At the same time, the revealed patterns allowed us to propose empirical calculation formulas for the main parameters of the blocks. The proposed method for calculating block parameters was evaluated using the example of a coal mine, the result of which allowed 17.5% more overburden to be placed in the worked-out space than was proposed in the project.

For citation: Selyukov A.V., Gerasimov A.V. Designing the parameters of the block method of open-pit coal mining with the use of auto transport technology. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta* = Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2024; 2(162):68-78. (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1999-4125-2024-2-68-78, EDN: DDPMZE

REFERENCES

1. Koryakin A.I., Tsepilov I.I. Ways of creating low-earth-intensive technology of open-pit coal mining in Kuzbass. *Bulletin of KuzSTU*. 1991; 1:60–62.
2. Tomakov P.I., Kovalenko V.S. Environmental protection technologies of open-pit mining of steep and inclined coal deposits of Kuzbass. M.: Ugol; 1992.
3. Ermolaev V.A., Selyukov A.V., Litvin Ya.O. On the efficiency of the transition from a block longitudinal to a transverse single-sided spiral development system on the example of an existing section. *Bulletin of KuzSTU*. 2015; 1:57–60.
4. Eremenko E.V., Kosolapov A.I. On the issue of managing the technogenic resource of a quarry. *Mining information and analytical Bulletin*. 2015; 114:249–259.
5. Zaitseva A.A., Zaitsev G.D. Determination of the real worked-out space of quarries for internal dumping during the development of inclined coal deposits. *Mining information and analytical bulletin*. 2011; 2:129–133.
6. Kovalenko B.C. Formation of resource-saving technologies for open-pit mining of formations of steep and inclined coal seams: abstract. ... doct. Technical Sciences. M.: Moscow State University; 1997. 42 s.

7. Martianov V.L. Kolesnikov V.F. Justification of the rational procedure for the development of complex-structured coal deposits. *Bulletin of KuzSTU*. 2016; 6 (117):73–82.

8. Talanin V.V. Justification of the parameters and technology of construction of the first stage quarry with deep-continuous transverse development systems: abstract. ... Candidate of Technical Sciences. M.: MSU, 2006.

9. Sakantsev G.G. Investigation of factors determining the conditions for the formation of a quarry space during the development of deep-lying deposits of limited length with internal dumping. *Mining information and Analytical bulletin*. 2000; 11:127–133.

10. Selyukov A.V. A histogram method for determining the location of a container for an internal dump during open-pit coal mining in the Kemerovo region. *Vestnik MSTU, series "Earth Sciences"*. 2016; 19(1/1):40–46.

11. Dey S., Mandal S. K., Bhar C. Overall equipment effectiveness of shovel-dumper operation in

opencast mining – A review. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2020; 68(1):19–24.

12. Rutkovsky B.T. Block mining method deposits in an open way. *Mezhvuz. sb. nauch. tr. Kuzbas. polytech. in-T. Kemerovo*, 1972. Pp. 81–87.

13. Gerasimov A.V., Selyukov A.V. Patent 2800752 RF, IPC E21C 41/26 (2006.01) E21C 1/28 (2006.01) SEC E21C 41/26 (2023.01) E21C 41/28 (2023.02) Method of open mining of mineral deposits.

14. Gerasimov A.V., Kukhmar E.N. On the systematization of mining and geometric analysis of promising coal deposits: relief and formation of layers. *Young Russia: materials of the XIII All-Russian Scientific and Practical Conference of Young Scientists with international participation*. Kemerovo: KuzSTU; 2021. Pp.1–6.

15. Gerasimov A.V. Analysis of the near-surface zone during the development of promising deposits using a block system. *Collection of scientific articles of the international scientific and practical conference "High-tech technologies for the development and use of mineral resources"*. Novokuznetsk. 2023. Pp. 90–96.

© 2024 The Authors. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The authors declare no conflict of interest.

About the authors:

Alexey V. Selyukov, Dr. Sc. in Engineering, Professor, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, (650000, Russia, Kemerovo, Vesennya st., 28), e-mail: sav.ormpi@kuzstu.ru

Andrey V. Gerasimov, postgraduate student, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, (650000, Russia, Kemerovo, Vesennya st., 28), e-mail: and-95.2010@mail.ru

Contribution of the authors:

Alexey V. Selyukov – formulation of a research task, scientific management, conceptualization of research.

Andrey V. Gerasimov – data collection and analysis, review of relevant literature, writing of the text, conclusions.

All authors have read and approved the final manuscript.