

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО ПОРЯДКА РАЗРАБОТКИ СЛОЖНО-СТРУКТУРНЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

JUSTIFICATION OF RATIONAL ORDER OF COMPLEX STRUCTURED COAL DEPOSITS DEVELOPMENT

Мартынов Виктор Леонидович,
канд. техн. наук, доцент, e-mail: martvic2005@yandex.ru

Martyanov Victor L.,
Ph.D. (Engineering), Associate Professor

Колесников Валерий Фёдорович,
докт. техн. наук, профессор, e-mail: kf.rmpio@kuzstu.ru

Kolesnikov Valery F.,
Dr.Sc. (Engineering), Professor

Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, Россия, 650000,
г. Кемерово, ул. Весенняя, 28

T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 28 street Vesennaya, Kemerovo, 650000, Russian Federation

Аннотация: Освоение сложноструктурных месторождений каменного угля требует учета ряда разнородных факторов, определяющих рациональный порядок их разработки. К числу таких факторов относятся горногеологические и природно-климатические условия, экономические показатели добычи и реализации угля. В данной статье обосновано применение горно-геометрического анализа карьерных полей и современного инструментария теории игр. Это позволило системно связать данные факторы при формировании стратегии разработки сложноструктурных месторождений и распределении объемов вскрышных пород и добываемого угля во времени и в пространстве. Выделение блоков в процессе отработки полей угольных разрезов на сложноструктурных месторождениях Кузбасса позволяет оптимизировать размещение вскрышных пород во внешних и внутренних отвалах, равно как и распределение объемов угледобычи по периодам эксплуатации карьеров.

Abstract: Complex structured coal deposits processing requires consideration of a number of diverse factors determining rational order of their development. These factors include mining, geological and climatic conditions, economic indicators of production and coal sales. The article substantiates usage of mining and geometrical analysis of career fields and modern instruments of game theory. This allows systematic combining these factors in formation of strategy development of complex structured deposits and distribution of overburden and coal volumes in time and in space. Defining units in the fields of Kuzbass coal open pit mines on complex structured coal deposits allows optimizing placement of overburden in the external and internal dumps, as well as the distribution of mined coal volumes by periods of quarry exploitation.

Ключевые слова: Открытые горные работы, сложноструктурные месторождения, уголь, система разработки, горно-геометрический анализ.

Keywords: open pit mining, complex structured deposits, coal, system of development, mining and geometrical analysis.

В настоящее время угольная отрасль Кузбасса выходит на новый этап развития. Это актуализирует новые вызовы – рост доли открытых горных работ [1-4], освоение новых участков месторождений [5-7], ставит новые задачи при проектировании угольных разрезов [8-9]. В результате меняются требования, предъявляемые к проектным организациям в части порядка разработки сложноструктурных месторождений, учета специфики отработки угленасыщенных зон [10-12].

Месторождения Кузбасса, разрабатываемые открытым способом, представлены свитами разно-

мощных пластов угля и относятся к сложноструктурным [13]. Геологическая сложность этих месторождений зависит от количества и частоты чередования пластов, между пластами породы и ее пропластков в массе угля, условий залегания пластов и интенсивности их нарушенности тектоническими процессами. Для этих месторождений при проектировании и планировании горных работ необходимо обосновывать порядок их разработки на перспективу – режим горных работ, что достигается в первую очередь с помощью горно-геометрического анализа [14, 22].

На основании ранее выполненных исследований [14], на кафедре открытых горных работ КузГТУ предложен метод горно-геометрического анализа для горногеологических условий сложноструктурных угольных месторождений Кузбасса [16]. Этот анализ удобно и с достаточно высокой степенью достоверности предложено проводить на основе характерных профилей для геологически примерно однообразных участков месторождений.

Характерные профили рассчитываются с помощью средневзвешенных координат точек, описывающих особенности залегания и мощность пластов на отдельных геологически однообразных участках месторождений. Для этого все карьерное поле по простиранию угольных пластов или по местоположению в плане отдельных полей карьера разбивается на ряд участков с близкими в профиле особенностями залегания. Например, синклиналь, антиклиналь или их половины, разделенные по оси складок, участки свиты одноименных пластов с одинаковыми пликативными и (или) дизьюнктивными нарушениями вдоль и вкрест их простирания и т.д.

Для каждого выделенного участка, который в зависимости от сложности геологического строения месторождения и необходимой точности расчетов может включать группу от нескольких до нескольких десятков разведочных геологических и маркшейдерских профилей, строится один характерный профиль. Каждая выделенная группа профилей включает одинаковое количество точек на участке, которые его описывают. Количество точек для каждой группы профилей выбирается таким, чтобы с их помощью можно было достоверно описать все особенности залегания свиты пластов участка: выхода под наносы кровли и почвы пластов; ундуляцию пластов, крыльев и замков складок; амплитуды разрывов сплошности; колебания мощности пластов по простиранию и глубине и др. При этом оси координат привязываются не к линейным размерам участка (глубине, горизонтам, ширине). Они определяются особенностями геологии, например: выход почвы пласта под наносы (ось Y); глубина изменения падения оси синклинальной складки (ось X), лицензионная граница по глубине и др. Пересечение этих осей по горизонтали и вертикали в пространстве определяет нулевую точку декартовых координат на каждом реальном профиле. Следовательно, координатные оси различны как для каждого профиля, так и для каждого выделенного характерного участка месторождения и являются плавающими внутри пространства каждого такого участка. Это делается с целью представления на характерном профиле реальной геометрии залегания свиты пластов с помощью средневзвешенных координат точек. Координаты точек взвешиваются по длине характерного участка с помощью зон влияния каждого реального геологического или маркшейдерского профиля. Эти

зоны определяются расстоянием до соседнего профиля или по сумме половины расстояний близлежащих профилей:

$$X_{ij} = \sum X_{ij} \cdot L_j / \sum L_j \quad (1)$$

$$Y_{ij} = \sum Y_{ij} \cdot L_j / \sum L_j, \quad (2)$$

где X_{ij} и Y_{ij} – средневзвешенные координаты i -й точки ($i = 1, 2, \dots, n$), на j -м профиле; j – число профилей на рассматриваемом характерном участке ($j = 1, 2, \dots, m$); L_j – зоны влияния или длины распространения характерной геометрии залегания пластов на профилях.

С помощью такого подхода достоверно передаются не только геологические особенности, но и, что важно, предстоящие объемы горных работ на каждом характерном профиле месторождения. Погрешность в объемах полезного ископаемого и вскрышных пород не превышает допустимую в 6% [21]. Это позволяет также значительно уменьшить количество профилей при горно-геометрическом анализе месторождений, а, следовательно, и трудоемкость расчетов.

Основное направление развития добывочных работ в глубину принимается по направлению падения самого мощного пласта свиты для каждого характерного участка разреза. Расчет порядка развития горных работ ведется с помощью текущего коэффициента вскрыши под углом рабочего борта в 20–25°, что характерно для автотранспортной технологии отработки карьера [16]. Предусматривается также и переменная интенсификация горных работ в характерных геологических блоках в пределах допустимой величины годового темпа углубки горных работ, который для автотранспортной технологии редко может достигать более 20–25 м/год [12, 15].

Главным критерием обоснования порядка разработки в установленных конечных или этапных контурах карьера является минимум текущего коэффициента вскрыши, который определяющее влияет на себестоимость добываемого угля (C_d):

$$C_d = C_{cd} + K_m \cdot C_b, \text{ руб},$$

где C_{cd} – себестоимость собственно добычи 1 тонны угля, руб/т; K_m – текущий коэффициент вскрыши, м³/т; C_b – себестоимость 1 м³ вскрышных пород, руб/м³.

Ограничениями при этом обосновании являются:

- заданный объем добычи угля на определенный период времени (например, на год при планировании горных работ) или установленная годовая производственная мощность карьера (при проектировании горных работ);

- нормативы так называемых переходящих, вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов угля;

- порядок перемещения экскаваторов в карьере, обеспечивающий минимальное средневзвешенное расстояние транспортирования вскрышных пород на расчетный период времени;

- возможный темп углубки горных работ по условию заезда транспорта на ограниченном участке карьерного поля.

Практика горно-геометрического анализа карьерных полей большинства сложноструктурных угольных месторождений Северного и Центрального Кузбасса показывает, что порядок выемки объемов угля и вскрыши не меняется с изменением угла откоса рабочего борта, различны лишь объемы вскрыши по периодам отработки. Следовательно, изменения угол наклона борта карьера в пределах от рабочего до временно погашенного на части вскрышных уступов и на отдельных участках карьерного поля, можно производить перераспределение объемов горных работ в пространстве карьера и тем самым установить на основе результатов горно-геометрического анализа наиболее рациональное календарное распределение вскрышных объемов [16, 17, 21]. С целью трансформации установленного режима горных работ в календарное распределение их объемов вводится еще одно важное ограничение о необходимости равенства извлекаемых календарных объемов горной массы из карьера и суммарной производительности парка экскаваторов и транспорта в те же периоды времени.

Максимально эффективная стратегия, пользуясь терминологией теории игр с природой [18-20], при обосновании режима горных работ включает два базисных положения: основное направление развития горных работ в глубину должно следовать направлению падения самого мощного пласта свиты, а порядок производства добычных работ – минимуму текущего коэффициента вскрыши. По существу максимизируется вероятность, с которой горный инженер решает задачу игры с природой, принимая j – е решения, в которой природа использует следующие неравновероятные (a) стратегии (i): неточность геологической информации о массиве горных пород, климат и погоду, надежность работы основного горнотранспортного оборудования и человеческий фактор. Следовательно, решение осуществляется с помощью критерия Адольфа Гурвица [20]:

$$\max [a \min a_{ij} + (1 - a) \max a_{ij}]$$

Такой подход максимально возможно обеспечивает, в соответствии с указанными выше ограничениями, ритмичность добычи угля в требуемых объемах по календарным периодам отработки, нормативы переходящих запасов полезного ископаемого и формирует схему внутрикарьерного вскрытия, гарантирующую эффективность функционирования грузопотоков в процессе производства горных работ.

Установленный таким образом режим горных работ в условиях сложноструктурных угольных месторождений всегда определяет их переменные затухание и интенсификацию на отдельных участках в течение рассматриваемого периода разработки, т.е. переменную концентрацию горных работ в пространстве карьерного поля или на отдельных его горных участках. Затухание горных работ означает

и временное погашение всех или части уступов рабочей зоны до угла нерабочего борта (временную консервацию вскрышных уступов), а интенсификация – разнос (расконсервацию) их и разработку под углом рабочего борта.

Отработка карьеров производится в течение длительного периода времени, поэтому прогнозируемые объемы горных работ фиксируются на календарном плане. Если объемы вскрышных работ неравномерны, то их можно выровнять с целью эффективного использования дорогостоящего основного горнотранспортного оборудования. Это производится посредством, например, планомерного увеличения, против необходимого, объемов вскрыши в определенный период эксплуатации (опережения вскрышных работ). Или планомерного их снижения за счет отнесения части вскрыши на последующие годы работы путем временной консервации горных работ на части верхних уступов за счет регулируемого отставания вскрышных работ (авантюристический критерий максимального оптимизма принятия j -х решений – $\max (max a_{ij})$) [13, 20, 21]. Для опережения вскрышных работ (пессимистический критерий Абрахама Вальда – $\max (\min a_{ij})$) [9] используется излишняя производительность парка горнотранспортного оборудования, возникающая в отдельные периоды времени из-за несовпадения суммарной производительности парка и горно-геологических условий разработки, т.к. максимально возможная производительность карьера по добыче по горно-геологическим условиям определяется исходя из минимума запасов угля на горизонтах [21]. Основное горнотранспортное оборудование стоит дорого и имеет длительный срок эксплуатации, что требует выравнивания календарных объемов вскрышных работ и способствует лучшему его использованию, стабильности штатов трудящихся и устойчивой экономической деятельности предприятия. Одновременно при длительном сроке эксплуатации карьера, включающем несколько циклов амортизации основного оборудования, экономически целесообразным является наращивание календарных объемов вскрыши от цикла к циклу [13, 21]. Это обуславливает необходимость регулируемого отставания вскрышных работ, но одновременно и значительную разновременность и постепенное наращивание капитальных вложений при развитии горных работ, т.е. благоприятное изменение во времени текущих затрат на разработку. Перенос части объемов вскрыши на более поздние периоды эксплуатации карьера обеспечивает меньшие текущие затраты на разработку и ускоряет выполнение запланированной программы добычи полезного ископаемого. В начальный период эксплуатации карьер будет высокорентабельным, а получаемая им прибыль может быть направлена на ускоренное развитие горного производства. Например, при проектировании порядка отработки участка «Черемшанский» учитывались только геометрическая форма участка и

его протяженность [22, 23]. В соответствии с проектом разработки разреза «Черемшанский» [22] был принят блочный порядок отработки карьерного поля с северо-запада на юго-восток в последовательности выделенных блоков 1, 2, 3, а в перспективе и 4 (рис. 1, а).

Концом отработки в проекте определен момент заполнения имеющихся на момент проектирования площадей внешними отвалами (2027 год), а не на момент, когда закончатся запасы угля в границах участка. При этом полная отработка запасов проектируется только в 1 блоке, во 2 блоке – до существующих лицензионных границ, а в 3 блоке – до гор.+275.

Отработку карьерного поля предлагалось начать с блока 1, где средний коэффициент вскрыши наибольший ($6,3 \text{ м}^3/\text{т}$), затем последовательно отрабатывать блоки 2 и 3, в дальнейшем, возможно, и 4 с уменьшением среднего коэффициента вскрыши от блока к блоку до $4,5 \text{ м}^3/\text{т}$. Объемы добычи и вскрыши по блокам представлены в табл. 1, а по годам в табл. 2 [22].

Принятый в проекте порядок разработки позволил разместить в освобождающихся емкостях блоков внутренние отвалы в объеме 146 млн. м^3 или 26% от общего объема вскрышных пород.

В то же время наилучшие технико-экономические показатели достигаются при отработке участка по минимуму текущего коэффициента вскрыши. С целью горно-геометрического анализа по длине поля разреза «Черемшанский» было выделено 7 характерных по геологическому строению

различную длину и включают неодинаковое количество поперечных профилей и геологических разрезов (табл. 3).

Примеры характерных профилей этих блоков 2, 3 и 5, 6 показаны на рис. 2.

Отработка выделенных по характерным условиям залегания угольных пластов и рельефу поверхности геологических блоков по минимуму текущего коэффициента вскрыши дает иной порядок отработки карьерного поля: в первые 5 лет – характерные профили 3, 4, 5 и 6 (примерно соответствуют южной части проектного блока 2 и северной блока 3). Вскрышные породы размещаются во внешних отвалах; затем в течение 5 лет профили 6 и 7 (проектный блок 3) вскрышные породы размещаются в выработанном пространстве, образованном в первые 5 лет работы разреза; в последнюю очередь в течение 6 лет отрабатываются характерные профили 1 и 2 (блок 1 и северная часть блока 2). В этот период работы вскрышные породы размещаются в выработанном пространстве карьера, образованном в предыдущие годы его работы. Предлагаемое распределение объемов добычи и вскрыши по годам эксплуатации дано в табл. 4.

Такой порядок отработки определяет последовательный рост среднего коэффициентов вскрыши по характерным профилям с 2,94 до $6,87 \text{ м}^3/\text{т}$ и дает возможность разместить во внутренних отвалах до 48% всего объема вскрышных пород (216,54 млн. м^3). Аналогичный пример можно

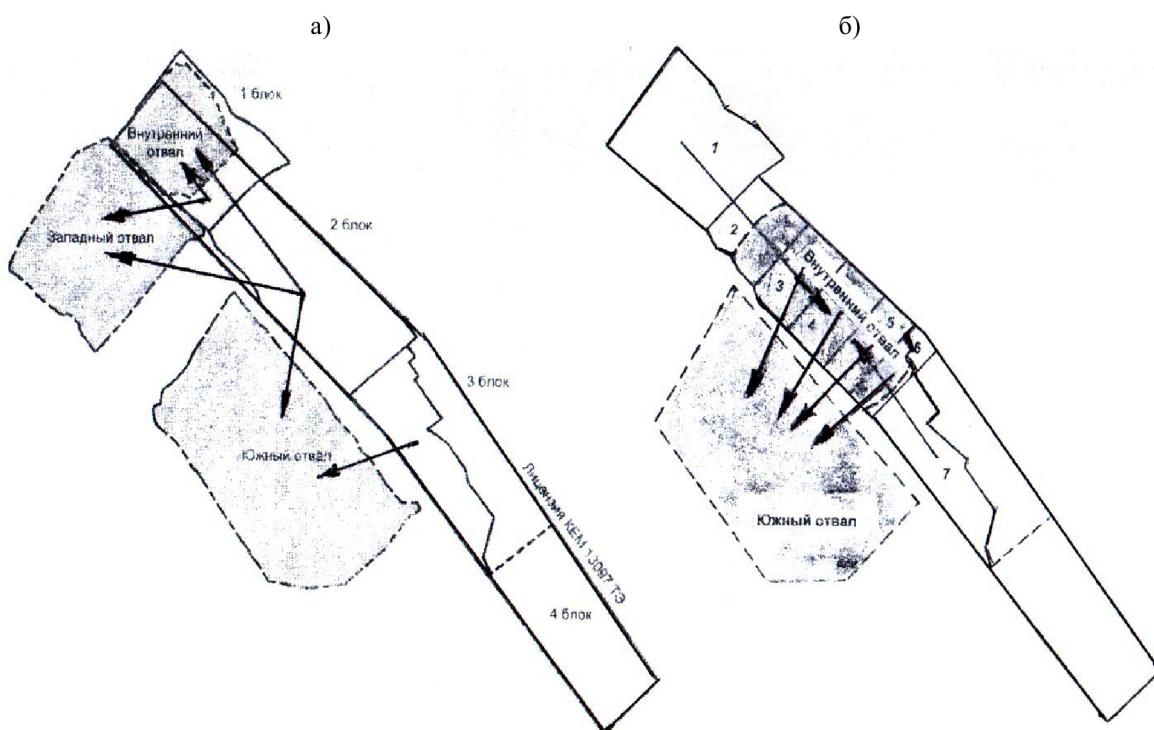


Рис. 1. Порядок отработки разреза «Черемшанский»: а – по техническому проекту; б – по минимуму текущего коэффициента вскрыши; — — — границы блоков по проекту (1, 2, ..., 4) и средневзвешенных характерных блоков (1, 2, ..., 7); ← — направление распределения вскрыши на отвалы

блоков (рис. 1, б). Эти характерные блоки имеют

Таблица 1. Распределение объемов по блокам

Показатели	1 блок	2 блок	3 блок	Всего:
Добыча, тыс.т.	25 864	43 810	15 029	84 703
Вскрыша, тыс.м ³	161 905	234 300	67 095	463 300
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	6,3	5,3	4,5	5,5

Таблица 2. Проектное распределение объемов добычи и вскрыши по годам эксплуатации

Показатели	Ед. изм.	Года отработки															Итого
		6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
Объем добычи	млн. т	4,5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	1,4	74,9
Объем вскрыши	млн.м ³	36	36	32,5	30	27,5	25	25	24	23	22,5	19,8	19,8	19,8	19,8	5,6	386,1
Текущий коэффициент вскрыши	м ³ /т	8,0	7,2	6,5	6,0	5,5	5,0	5,0	4,8	4,6	4,5	4,0	4,0	4,0	4,0	4,0	5,13

Таблица 3. Длина и количество профилей характерных геологических блоков

Номер блока	1	2	3	4	5	6	7
Протяженность, м	400	700	400	400	300	300	1500
Номера профилей	1-4	5-12	13-16	17-20	21-23	24-26	27-9 р.л.

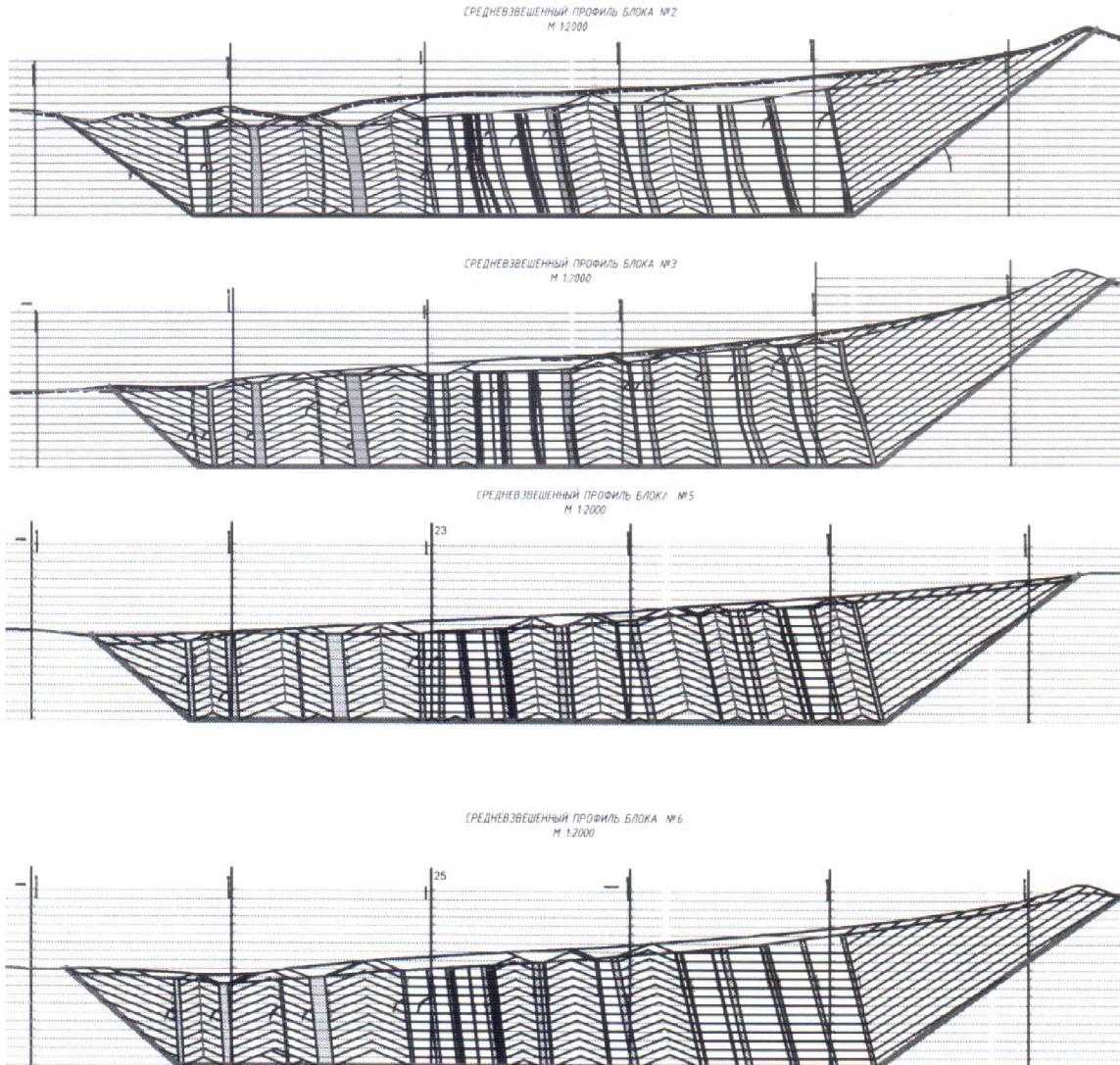


Рис. 2. Характерные профили блоков

Таблица 4. Предлагаемое распределение объёмов добычи и вскрыши по годам эксплуатации

Наименование показателей	Ед. изм.	Года отработки															Итого
		6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
Объем добычи	млн. т	4,5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	74,9
Объем вскрыши	млн.м ³	14,6	14,7	14,7	14,7	14,7	26,3	26,3	26,3	26,3	34,4	34,4	34,4	34,4	34,4	9,6	386,1
Текущий коэффициент вскрыши	м ³ /т	2,94	2,94	2,94	2,94	2,94	5,25	5,25	5,25	5,25	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	5,13

Таблица 5. Основные показатели участков «Бунгурский 1-3» и «Бунгурский 4-6» по порядку отработки

Участок	Добыча, тыс.т	Горная масса, тыс.м ³	Вскрыша, тыс.м ³	Коэффициент вскрыши, м ³ /т и этапы отработки	Объем отвала, тыс.м ³
Бунгурский 4-6	4964,7	45563,3	41939,1	8,4 (II этап, блок 3)	52603,9
Бунгурский 1-3	2831,0	35601,4	33579,1	11,9 (III этап, блок 6)	41973,8
Бунгурский 4-6	3998,0	32603,1	29684,9	7,4 (I этап, блок 2)	37106,1
Бунгурский 1-3	2598,0	29134,5	27278,8	10,5 (III этап, блок 5)	34098,5
Бунгурский 4-6	11533,3	113938,6	105520,3	9,1 (II этап, блок 4)	129650,5
Бунгурский 1-3	5900,0	46243,6	42029,5	7,1 (I этап, блок 1)	52536,9
Всего	31825,0	303084,5	280031,8	8,8	350399,7

привести и по разрезу «Бунгурский – Северный» для условий горного участка №2. Проектом здесь также был принят блочный способ отработки карьерного поля [24, 25].

Горный участок №2 включает две сближенные синклинальные, разделенные антиклиналью, складки с пологим углом падения их осей, названные участками «Бунгурский 1-3» и «Бунгурский 4-6». Для обоснования рационального порядка отработки в техническом проекте принимаются к расчету выделенные по глубине складок геологические блоки месторождения. Блоки делят каждую складку на примерно равные три части по длине, нумеруемые от выхода замков складок под наносы до максимальной глубины по лицензионной границе, соответственно, 1, 2, 3 и 4, 5, 6, которые в проекте принято разрабатывать по этапам I, II и III (табл. 5, [24]).

Порядок разработки выделенных техническим проектом блоков в виде этапов отработки I, II, III определился следующий:

1. Добыча по участкам (блокам) и этапам горных работ составит: этап I включает блоки 1+2 = 9988 тыс.т; этап II - участки 3+4 = 16498 тыс.т; этап III участки 5+6 = 5429 тыс.т.

2. Вскрыша по этапам составит: I - 72030 тыс. м³; II - 147520 тыс. м³; III - 60680 тыс. м³.

3. Изменение среднего коэффициента вскрыши по этапам разработки:

I - 7,21 т/м³; II - 8,94 т/м³; III - 11,18 т/м³.

4. Проектная производственная мощность составляет $A_g = 990$ тыс. т/год.

5. Периоды отработки этапов: I = 1 блок (5,96 лет) + 2 блок (4,04 года) = 10 лет; II этап = 3 блок (5,2 года) + 4 блок (11,65 лет) = 16,85 лет; III = 5 блок (2,62 года) + 6 блок (2,86 лет) = 5,48 лет. Общий период отработки составит 32,33 года.

Следуя минимуму среднего текущего коэффициента вскрыши, в последовательности отработки не этапов, а блоков (1, 2, ..., 6), начиная с блока с минимальным его значением, порядок отработки характерных по геологическому строению участков карьерного поля (блоков) определится иной:

- 1-й блок отрабатывается в первую очередь: $V_{gm} = 46244$ тыс. м³; освободившаяся емкость под внутренний отвал ($E_{bo1} = 46224$ тыс.м³) заполняется вскрышой, объемом $V_b = 29685$ тыс. м³, транспортируемой при разработке 2-го блока.

- оставшаяся емкость 16559 тыс. м³ в выработанном пространстве 1-го блока, которая в сумме с освободившейся под внутренний отвал емкостью 2-го блока ($V_{gm} = 32603$ тыс. м³) составит $E_{bo2} = 49162$ тыс. м³. Эта емкость заполняется вскрышой при отработке 3-го блока в объеме $V_b = 41939$ тыс. м³. Оставшаяся емкость 7233 тыс. м³ 2-го блока, которая в сумме с освободившейся емкостью 3-го блока составит $E_{bo3} = 52786$ тыс. м³.

- эта суммарная емкость блоков 2 и 3 заполняется вскрышой 4-го блока, а оставшаяся вскрыша в

объеме $V_b = 105520 - 52786 = 52734$ тыс. м³ размещается поверх созданных ранее и заполненных вскрышой внутренних отвалов отработанных блоков 1,2 и 3.

- вскрыша 5-го блока в объеме 27273 тыс. м³ полностью размещается в емкости, освободившейся после отработки 4-го блока и остается свободная емкость для внутреннего отвалообразования объемом $E_{bo4} = 113939 - 27273 = 86666$ тыс. м³.

- в эту же емкость (после отработки блока 4) размещается вскрыша 6-го блока отработки в объеме $V_b = 33579$ тыс. м³.

- на конец участка отработки общая емкость, пригодная для внутреннего отвалообразования составит $E_{bo} = 86666 - 33579 + 35601 = 88688$ тыс. м³, которая в будущем также, может быть, использована под внутренний отвал, например, располагающегося поблизости горного участка «Матюшинский» разреза «Березовский».

Таким образом, объем вскрыши для размещения во внешнем отвале составит только вскрышу после отработки 1-го блока в объеме $V_{bh,o} = 42029,5$ тыс. м³ или около 47% (см. табл. 2) от проектного объема внешнего отвала 89717,8 тыс. м³. Следовательно, предложенный порядок отработки позволяет более, чем в 2 раза сократить объем внешнего отвалообразования, а также уменьшить и площадь земельного отвода под внешний отвал со 186 га до 82,6 га. В существующем земельном отводе под внешний отвал отведено 69,4 га, а испрашиваемые в техническом проекте карьера дополнительные земли достигают 138,8 га. Следовательно, по предлагаемому порядку разработки величину испрашиваемых земель под внешние отвалы можно сократить до 13,3 га и значительно сократить плату за изъятие дополнительных земель площадью в 125,5 га.

Расчет экономической эффективности принятых решений по порядку отработки участков «Бунгурский 1-3» и «4-6» выполнен по следующим позициям:

1. От сокращения расстояния транспортирования вскрышных пород. Средневзвешенное расстояние транспортирования вскрыши по порядку разработки в техническом проекте составляет 2,9 км, а по предлагаемому варианту 2,4 км, что на 0,5 км короче. Стоимость 1 т·км транспортирования вскрыши на разрезе в среднем составляет 6,15 руб, тогда экономический эффект от сокращения расстояния транспортирования составит примерно 232,4 млн. руб.

2. От сокращения величины изъятия земель под внешние отвалы и затрат на рекультивацию этих отвалов. По данным разреза «Бунгурский-Северный» стоимость отчуждения 1 га земли во временную собственность разреза составляет, в зависимости от ее ценности, 500-600 тыс. руб/год. Сокращение изъятия земель по предложенному порядку разработки горного участка №2 («Бунгурский 1-3» и «4-6») составляет 125,5 га, тогда годовая экономия разреза за счет этого составит от 62,75 до 75,3 млн. руб/год.

По данным управления рекультивации ОАО УК «Кузбассразрезуголь», средняя стоимость рекультивации отвалов высотой до 100 м достигает 250 тыс. руб. Тогда экономия затрат от сокращения объемов рекультивации составит 31,375 млн. руб.

3. От переноса максимальных или пиковых объемов вскрышных работ с начальных на конечные годы отработки горного участка №2.

а) Затраты на отработку 1 м³ вскрыши с учетом тенденции постоянного технического прогресса определяются по формуле [13, 20]

$$C_{tp} = C_i * k_c, \text{ руб}/\text{м}^3,$$

где C_i – затраты на производство 1 м³ вскрыши в исходном году (принимается фактическая или условная величина), руб; $k_c = 0,97-0,98$ – коэффициент ежегодного снижения затрат на вскрышные работы; t – расчетный год будущего периода (1, 2, ..., n).

б) Действительные затраты на производство вскрышных работ в t – м году составят

$$Z_t = V_t * C_{tp}, \text{ руб},$$

где V_t – объем вскрыши в t – м году, м³.

в) Разница затрат (дисконтированные затраты) для каждого будущего года

$$Z_d = Z_t / (1 + E_d)t, \text{ руб},$$

где E_d – коэффициент дисконтирования (0,08), т.е.

$$Z_d = Z_t / (1,08)t, \text{ руб}.$$

г) Разница суммарных затрат за весь оцениваемый период t определяется по формуле

$$Z_{cd} = \Sigma Z_t / (1,08)t, \text{ руб}.$$

Укрупненно экономическая эффективность от переноса максимальных объемов вскрышных работ с начальных на конечные годы отработки горного участка №2 и период переноса определяются между центрами тяжести проектного и предлагаемого распределения во времени объемов вскрыши.

В соответствии с приведенными расчетными формулами, объемом и периодом переноса во времени максимальных объемов вскрыши условная экономическая эффективность составляет внушительную величину (более 4 миллиардов рублей).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Демченко А.В., Ермолаев В.А., Федотенко С.М. Постапно-углубочная технология интенсивной отработки угольных пластов для условий разреза «Краснобродский» // Уголь. – 1997. – № 3. – С. 21-22.
- Жиронкин С.А. Структурно-отраслевые проблемы развития экономики Кузбасса / Уголь. – 2009. – № 5 (997). – С. 18.
- 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 Кузбасского государственного технического университета. – 2015. – № 1 (107). – С. 57-61.

4. Гарина Е.А., Жиронкин С.А. К расчету потерь угля при ведении добычных работ мехлопатами и обратными гидравлическими лопатами // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S1-1. – С. 536-545.
5. Колесников В.Ф. Развитие и обоснование способов и схем вскрытия рабочих горизонтов угольных карьеров: диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. – Кемерово, 1999.
6. Селюков А.В., Литвин Я.О. Технологическое развитие блокового способа открытой разработки угольных месторождений // Естественные и технические науки. – 2015. – № 3 (81). – С. 94-97.
7. Колесников В.Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях : учебное пособие. – Кемерово : Кузбасский гос. техн. ун-т, 2007. – 156 с.
8. Кузнецов В.И., Маттис А.Р., Ташкинов А.С., Курехин Е.В. Безвзрывная технология разработки угольных месторождений: реалии и перспективы // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1995. – № 6. – С. 107-110.
9. Бирюков А.В. Гранулометрия угля / А.В. Бирюков, И.А. Панаев, П.А. Самусев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 7-9.
10. Проноза В.Г., Гвоздкова Т.Н., Тюленев М.А. Границы применения одновременного и последовательного способов бестранспортной разработки свиты из двух пологих пластов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2008. – № 3. – С. 15-21.
11. Ненашев А.С., Проноза В.Г., Федотенко С.М. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений // Кузбассвязиздат. – Кемерово, 2010. – 247 с.
12. Тюленев, М.А. Матричный метод идентификации схем забоев обратных гидравлических лопат / М.А. Тюленев, В.Г. Проноза, А.В. Стрельников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – №10. – С. 34-41.
13. Ржевский В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды / Углехиздат. – М., 1957. – 199 с.
14. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М.: Кн. дом «Либроком», 2013. – 552 с.
15. Томаков П.И. О регулировании режима горных работ при отработке вытянутых наклонных месторождений / П.И. Томаков, Б.Н. Лоханов, А.С. Ненашев, В.А. Ермолов // Межвуз. сб. «Разработка угольных месторождений открытым способом», вып 5. КузПИ. – Кемерово, 1976. – С. 5-15.
16. Калинин А.В. Метод анализа режима горных работ для сложноструктурных месторождений / А.В. Калинин, В.В. Михальченко, В.Л. Мартынов // Межвуз. сб. «Разработка угольных месторождений открытым способом», вып. 2. КузПИ. – Кемерово, 1974. – С. 76-86.
17. Калинин А.В. Проектирование положений рабочих бортов разрезов / А.В. Калинин, В.Л. Мартынов // Межвуз. сб. «Разработка угольных месторождений открытым способом», вып. 3. КузПИ. – Кемерово, 1975. – С. 25-32.
18. Калинин А.В. Методика расчетов материальной части организации при планировании положений и объемов горных работ / А.В. Калинин, В.Л. Мартынов // Межвуз. сб. «Разработка угольных месторождений открытым способом», вып. 6. КузПИ. – Кемерово, 1977. – С. 159-172.
19. Нейман Д., Моргенштерн Ф. Теория игр и экономическое поведение – М. : Мир., 1970. – 560 с.
20. Матвичук Ф. А. Справочник по исследованию операций. Воениздат. – М. 1979. – 316 с.
21. Экономико-математические методы и модели / Под. ред. Макарова С.И. – М.: Кнорус, 2009. – 238 с.
22. Анистратов Ю.И. Проектирование карьеров / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов // Издательство НПК «ГЕМОСЛимитед». – М., 2003. – 172 с.
23. Проектная документация на реконструкцию разреза «Черемшанский» (П 48-2008/П-Г). Том 1. Общая пояснительная записка. Сибгеопроект. – Кемерово, 2009. – С. 260.
24. Мартынов В. Л., Чувиков С. С. Обоснование рационального порядка разработки угольных месторождений. Инновации в угольной отрасли и экономике Кузбасса. Сб. статей. Часть 1, Белово, 2011. – С. 198-203.
25. Проектная документация на вскрытие и отработку запасов участков открытых работ «Бунгурский 1-3» и «Бунгурский 4-6» ООО «Разрез «Бунгурский-Северный» (П 47-2008/П-Г). Том 1. Общая пояснительная записка. Сибгеопроект. – Кемерово, 2010. – С. 280.
26. Мартынов В. Л. Обоснование рационального порядка отработки карьерного поля «Бунгурское 1-6». Инновации в технологиях и образовании. Сб. науч. тр. VI Международной научной конференции, Белово, 2013. – С. 185-189.

REFERENCES

1. A.V. Demchenko, V.A. Ermolaev, S.M. Fedotenko Poetapno-uglubochnaya tekhnologiya intensivnoy otrobotki ugochnykh plastov dlya usloviy razreza «Krasnobrodskiy» // Ugol'. – 1997. – № 3. – S. 21-22.
2. Zhironkin, S.A. Strukturno-otraslevye problemy razvitiya ekonomiki Kuzbassa / Ugol'. – 2009. – № 5 (997). – S. 18.

3. V.A. Ermolaev, A.V. Selyukov, Ya.O. Litvin Ob effektivnosti perekhoda s blochnoy prodo'lnoy na poperechnuyu odnobortovuyu spiral'nyyu sistemу razrabotki na primere deystvuyushchego razreza // Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. – 2015. – № 1 (107). – S. 57-61.
4. A.V. Selyukov, Ya.O. Litvin Tekhnologicheskoe razvitiye blokovogo sposoba otkrytoj razrabotki ugol'nykh mestorozhdeniy // Estestvennye i tekhnicheskie nauki. – 2015. – № 3 (81). – S. 94-97.
5. Kolesnikov, V.F. Razvitie i obosnovanie sposobov i skhem vskrytiya rabochikh gorizontov ugol'nykh kar'erov : dissertatsiya na soiskanie uchenoy stepeni doktora tekhnicheskikh nauk. – Kemerovo, 1999.
6. Kolesnikov V.F. Vskrytie kar'ernykh poley na ugol'nykh mestorozhdeniyakh : uchebnoe posobie / V. F. Kolesnikov ; Federal'noe agentstvo po obrazovaniyu, Kuzbasskiy gos. tekhn. un-t. – Kemerovo, 2007.
7. Biryukov, A.V. Granulometriya uglya / A.V. Biryukov, I.A. Panachev, P.A. Samusev // Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Gornyy zhurnal. – 2001. – № 1. – S. 7-9.
8. Kuznetsov, V.I. Bezzryvnaya tekhnologiya razrabotki ugol'nykh mestorozhdeniy: realii i perspektivy / V.I. Kuznetsov, A.R. Mattis, A.S. Tashkinov, E.V. Kurekhin // Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten' (nauchno-tehnicheskiy zhurnal). – 1995. – № 6. – S. 107-110.
9. M.A. Tyulenev, V.G. Pronoza, A.V. Strel'nikov Matrichnyy metod identifikatsii skhem zaboev obratnykh gidravlicheskih lopat // Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten' (nauchno-tehnicheskiy zhurnal). – 2011. – № 10. – S. 34-41.
10. V.G. Pronoza, T.N. Gvozdikova, M.A. Tyulenev Granitsy primeneniya odnovremennogo i posledovatel'nogo sposobov bestransportnoy razrabotki svity iz dvukh pologikh plastov // Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. – 2008. – № 3. – S. 15-21.
11. E.A. Garina, S.A. Zhironkin K raschetu poter' uglya pri vedenii dobychnykh rabot mekhlopatami i obratnymi gidravlicheskimi lopatami // Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten' (nauchno-tehnicheskiy zhurnal). – 2015. – № S1-1. – S. 536-545.
12. A.S. Nenashev, V.G. Pronoza, V.S. Fedotenko Tekhnologiya vedeniya gornykh rabot na razrezakh pri razrabotke sloznostrukturykh mestorozhdeniy // Kuzbassvuzizdat. – Kemerovo, 2010. – 247 s.
13. Rzhevskiy V.V. Rezhim gornykh rabot pri otkrytoj dobyche uglya i rudy / Ugletekhizdat. – M., 1957. – 199 s.
14. Rzhevskiy V.V. Tekhnologiya i kompleksnaya mekhanizatsiya otkrytykh gornykh rabot. – M.: Kn. dom «Librokom», 2013. – 552 s.
15. P.I. Tomakov, B.N. Lokhanov, A.S. Nenashev, V.A. Ermolaev O regulirovaniyu rezhima gornykh rabot pri otrabotke vytyanutykh naklonnykh mestorozhdeniy // Mezhvuz. sb. «Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom», vyp. 5. KuzPI. – Kemerovo, 1976. – S. 5-15.
16. A.V. Kalinin, V.V. Mikhalkchenko, V.L. Mart'yanov Metod analiza rezhima gornykh rabot dlya sloznostrukturykh mestorozhdeniy // Mezhvuz. sb. «Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom», vyp. 2. KuzPI. – Kemerovo, 1974. – S. 76-86.
17. A.V. Kalinin, V.L. Mart'yanov Proektirovanie polozheniy rabochikh bortov razrezov // Mezhvuz. sb. «Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom», vyp. 3. KuzPI. – Kemerovo, 1975. – S. 25-32.
18. A.V. Kalinin, V.L. Mart'yanov Metodika raschetov material'noy chasti organizatsii pri planirovaniyu polozheniy i ob'emov gornykh rabot // Mezhvuz. sb. «Razrabotka ugol'nykh mestorozhdeniy otkrytym sposobom», vyp. 6. KuzPI. – Kemerovo, 1977. – S. 159-172.
19. D. Neyman, F. Morgenshtern Teoriya igr i ekonomicheskoe povedenie – M. Mir., 1970. – 560 s.
20. Matveychuk F.A. Spravochnik po issledovaniju operatsiy. Voenizdat. – M. 1979. – 316 s.
21. Ekonomiko-matematicheskie metody i modeli / Pod. red. Makarova S.I. – M.: Knorus, 2009. – 238 s.
22. Yu.I. Anistratov, K.Yu. Anistratov Proektirovanie kar'erov // Izdatel'stvo NPK «GEMOSLimited». – M., 2003. – 172 s.
23. Proektnaya dokumentatsiya na rekonstruktsiyu razreza «Cheremshanskiy» (P 48-2008/P-G). Tom 1. Obshchaya poyasnitel'naya zapiska. Sibgeoproekt. – Kemerovo, 2009. – S. 260.
24. V. L. Mart'yanov, S. S. Chuvikov. Obosnovanie ratsional'nogo poryadka razrabotki ugol'nykh mestorozhdeniy. Innovatsii v ugol'noy otrassli i ekonomike Kuzbassa. Sb. statey. Chast' 1, Belovo, 2011. – S. 198-203.
25. Proektnaya dokumentatsiya na vskrytie i otrabotku zapasov uchastkov otkrytykh rabot «Bungurskiy 1-3» i «Bungurskiy 4-6» OOO «Razrez «Bungurskiy-Severnyy» (P 47-2008/P-G). Tom 1. Obshchaya poyasnitel'naya zapiska. Sibgeoproekt. – Kemerovo, 2010. – S. 280.
26. V. L. Mart'yanov. Obosnovanie ratsional'nogo poryadka otrabotki kar'ernogo polya «Bungurskoe 1-6». Innovatsii v tekhnologiyakh i obrazovanii. Sb. nauch. tr. VI Mezhdunarodnoy nauchnoy konferentsii, Belovo, 2013. – S. 185-189.

*Поступило в редакцию 26.11.2016**Received 26 November 2016*