



УДК 622.271.3

ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ КРУТОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КУЗБАССА

Милый С.М.

Инжиниринговая компания «SGP»

Аннотация.

В практике ведения открытых горных работ Кузбасса для отработки крутонаклонных свит применяются или применялись в основном две системы разработки по классификации В.В.Ржевского: углубочная продольная одно- или двухбортовая. Эти технологии базируются на применении традиционных технических средств, причем перемещение вскрышных пород из забоя в отвал осуществлялось с помощью автомобильного и железнодорожного транспорта.

Анализ основных показателей угледобывающих предприятий Кузбасса, обрабатывающих крутонаклонные месторождения, показывает, что себестоимость добычи 1 т угля ежегодно растет в среднем на 5% при одновременном ухудшении качества угля вследствие увеличения засорения породой. Несмотря на поставку новых моделей экскаваторов, транспорта и буровой техники на разрезы Кузбасса, эффективность открытой угледобычи непрерывно снижается.

Такое положение объясняется несоответствием применяемой техники и технологии условиям залегания угольных пластов.

Особенностью применяемых в настоящее время технологий является отработка месторождений уступами, количество которых увеличивается с углублением горных работ. Как правило, первоначальный фронт работ создается путем вскрытия и подготовки к выемке наиболее мощных угольных пластов свиты. В этом случае остальные пласты свиты обрабатываются попутно при случайном попадании в экскаваторную заходку.

В данной статье выполнен анализ существующих технологий отработки наклонных и крутых пластов, приведена методология оценки технологии открытых горных работ по критерию ресурсозатрат, а также сделан краткий обзор применения бестранспортной технологии при продольной системе разработки на пологопадающих свитовых месторождениях.

Информация о статье

Принята 10 января 2020 г.

Ключевые слова:

горные работы, наклонные пласты, крутые пласты, система разработки, бестранспортная технология

EVALUATION OF TECHNOLOGY FOR DEVELOPMENT OF INCLINED AND STEEP COAL DEPOSITS IN KUZBASS

Sergey M. Miliy

SGP Engineering company

Article info

Received January 10, 2020

Keywords: open pit mining, inclined seams, steep seams, mining system, transportless technology

Abstract.

In the practice of Kuzbass open-pit mining, two systems of mining according to V.V. Rzhnevsky's classification are used or were mainly used for the development of inclined and steep formations: single- or double-flank deepening longitudinal system. These technologies are based on the application of traditional equipment, and the moving of overburden from



the face to the dump was carried out by quarry dump trucks and railroad transport.

The analysis of the main indicators of coal-mining enterprises of Kuzbass, working out inclined and steep slope deposits, shows that the cost of extraction of 1 ton of coal annually increases on average by 5% with simultaneous deterioration of coal quality due to increased dilution by the rock. Despite the supply of new models of excavators, transport and drilling equipment to the Kuzbass mines, the efficiency of open-cast coal mining is constantly decreasing.

This situation is explained by the mismatch between the used machinery and technology and the conditions of coal seams bedding.

The peculiarity of the currently applied technology is mining of deposits with benches, the number of which increases with deepening of mining operations. As a rule, the initial front of works is created by opening-up and preparation for excavation of the thickest coal seams of the formation. In this case, the remaining seams of the formation are mined along the way in case of their random presence in excavator stope.

In this article the analysis of existing technologies of development of inclined and steep seams is carried out, the methodology of estimation of technology of open-cast mining by criterion of resource expenses is resulted, and also the brief review of application of the transportless technology at longitudinal system of development on gentle-falling formations deposits is made.

Введение

Увеличение высоты уступа при применении экскаваторов с большими рабочими параметрами, особенно при отработке залежей крутого падения, не обеспечивает устойчивость взорванных пород и угля на контактах, что приводит к их обрушению и засорению угля породой. Ухудшение качества добываемого угля вызывается также ограниченностью зоны маневрирования выемочного оборудования и транспортных средств вследствие стремления к уменьшению ширины рабочих площадок для поддержания минимального текущего коэффициента вскрыши. При этом усложняется схема транспортного обслуживания выемочных средств и управление запасами.

При существующей технологии определение граничных контуров разреза производится также в основном с ориентацией на мощные пласты, в результате чего после погашения горных работ в бортах карьера остается неотработанная часть угольных пластов свиты, которые безвозвратно теряются вследствие неэффективности их отработки после выемки основной части запасов угля месторождения.

Поскольку марочный состав углей Кузбасса имеет довольно большой диапазон – от энергетических до коксующихся, то выделение из породугольного массива всех углей с группировкой их по маркам при существующей технологии практически невозможно.

Одним из показателей, характеризующих деятельность разреза, является ритмичность добычи угля всего марочного состава залежи. По традиционным технологиям отработка месторождения ведется с последовательной выемкой угольных пластов по мере развития фронта горных работ, в результате чего в определенные промежутки времени добывается уголь одного марочного состава, что приводит к нестабильности экономики разреза.

Анализ технологий, применяемых на действующих разрезах Кузбасса, разрабатывающих свиты угольных пластов наклонного и крутого падения, позволил выявить ряд негативных сторон, снижающих эффективность угледобычи:

- большая дальность транспортирования вскрыши на внешние отвалы;
- отчуждение земель под внешние отвалы;
- невозможность качественной подготовки маломощных угольных пластов к выемке

[22];



- ограниченное пространство для маневрирования выемочного и транспортного оборудования при попутной выемке угольных пластов свиты;
- формирование случайного характера попадания угольного пласта в экскаваторную заходку;
- невозможность обеспечения ритмичной добычи угля всего марочного состава залежи;
- неполное вовлечение в отработку запасов угля;
- невозможность применения бестранспортного перемещения пород в выработанное пространство.

Снижение или устранение негативного влияния указанных факторов может быть достигнуто за счет нетрадиционных технологий, обеспечивающих повышение эффективности открытого способа угледобычи.

Поиски таких технологий заставили обратить серьезное внимание на поперечные углубочные технологии с частичным или полным размещением пород вскрыши в выработанном пространстве, известные по публикациям с 1950-1960 гг.

Для обоснования эффективности новых ресурсосберегающих технологий с бестранспортным способом перемещения пород вскрыши из забоя во внутренний отвал возникает необходимость выполнить оценку применяемых традиционных технологий на действующих разрезах Кузбасса.

Краткая историческая справка

Перспективы в улучшении энергоснабжения страны и обеспечении ее топливом несомненно связаны со значительными запасами угля в Сибири – в Кузнецком и Канско-Ачинском бассейнах, пригодных для разработки наиболее экономичным открытым способом.

Делая ставку на развитие угольной промышленности Кузбасса, необходимо отметить, что неоднократно указывалось на ее высокую ресурсо- и энергоемкость при добыче по сравнению с другими бассейнами России. Например, себестоимость добычи угля в Кузбассе в начале XXI века была в 1,42 раза выше, чем средняя по России, а себестоимость добычи угля открытым способом – в 3,1 раза выше, чем в других бассейнах России.

Половина разрезов Кузбасса работает по пластам наклонного и крутого падения, что в 1,5 раза больше по количеству предприятий, чем в других бассейнах. При этом на каждую тонну добычи угля по транспортной технологии перерабатывается более 9 м³ пород вскрыши против 3-4 м³ в других бассейнах и 2-3 м³ в США.

Оценивая горно-геологические условия открытых работ в Кузбассе по их влиянию на себестоимость добычи угля, можно констатировать, что они в 1,5 раза сложнее, чем средние по России.

Для того, чтобы выдержать конкуренцию на рынке угля, необходимо сократить затраты на разработку угля в Кузбассе в 1,5 раза путем осуществления структурной и технологической перестройки в направлении развития угледобычи в Кузбассе. Это требует радикальных мер по преобразованию отрасли и, в частности, перехода на другие технологии.

Одним из способов снижения затрат на добычу угля может быть применение новых технологий при отработке уже действующих карьеров и проектировании новых.

С учетом существующих разнообразных горнотехнических условий на разрезах Кузбасса предложен ряд способов высокоэффективных и экологически наименее опасных технологий открытого способа разработки при внутрикарьерном отвалообразовании вскрышных пород и комплексной рекультивации земель [4].

Сложившаяся технология ведения горных работ, удовлетворяющая требованиям отработки горизонтальных и пологих месторождений, не соответствует условиям отработки наклонных и крутых месторождений, представленных свитами угольных пластов, различных по своему качеству, условиям залегания и мощности. Применение уступной технологии в этих условиях приводит к вероятностному характеру попадания пласта в заходку, зачастую очень сложному для его выемки существующим оборудованием [8].



Одним из вариантов изменения технологии может быть переход на поперечную систему разработки месторождений полезных ископаемых.

Поперечная система разработки предусматривает применение оптимального порядка изменения направления подвигания фронта работ с «вкрест простирания» на «по простиранию» после достижения горными работами определенной глубины карьера.

Однако существующие разработки в этой области недостаточно отражают реальные изменения горнотехнических условий при изменении технологии отработки и имеют экологическую односторонность либо с потерей части эксплуатационной эффективности, либо с частичной утратой промышленных запасов недр.

Единственным исключением является блоковый способ отработки карьерных полей с большим простиранием. В данном случае не происходит падения проектной производственной мощности и существует возможность сбережения природных ресурсов (почва, растительность). Данный способ отработки карьерных полей позволяет устранить следующие недостатки классической продольной системы разработки:

- Большие потери земельных площадей;
- Значительные первоначальные капитальные затраты и продолжительные сроки строительства;
- Сложность развития транспортных коммуникаций с большими расстояниями перевозки породы;
- Деконцентрацию горных работ и осложнение оперативного руководства ими.

Однако способ блоковой отработки месторождений не подходит для месторождений малой протяженности и имеет тот же недостаток, что и продольная система разработки – нестабильность текущего коэффициента вскрыши и, соответственно, необходимость изменения комплекта оборудования в процессе эксплуатации.

Таким образом, становится ясно, что наиболее гибкой и обеспечивающей стабильные эксплуатационные показатели является поперечная система разработки с внутренним отвалообразованием либо продольно-поперечная система разработки [18], которая, однако, как и блоковая система разработки, подходит для карьерных полей большой протяженности.

В настоящее время вопрос о применении и исследовании поперечных систем разработки стоит достаточно остро. Если исследования данного вида систем разработки начали производиться достаточно давно (приблизительно с 1970 г.), то опыт применения этой технологии добычи угля достаточно невелик:

- Проект отработки угольного месторождения в границах карьера «Прокопьевский».
- Проект отработки угольного месторождения в границах карьера Березовский, разработанный для АОУК «Прокопьевскуголь» ЗАО «Гипроуголь», Новосибирск, 1997 г.
- Разработанный советскими учеными проект отработки угольного месторождения в границах карьера «Моатизе», республика Мозамбик.
- Переход от продольной к поэтапно-углубочной поперечной системе разработки разреза «Краснобродский».

Однако следует отметить в целом, что поперечная система разработки при достаточно длительном возрасте существования (более 40 лет) является малоизученной и практически не применялась.

Поперечная система разработки на территории Кузнецкого угольного бассейна была применена только дважды, причем в первом случае отработка месторождения в границах карьера «Прокопьевский №8» была завершена еще в 1995 г., а карьер «Березовский» на тот момент еще находился на стадии введения в эксплуатацию. Существующий проект перехода к поперечной системе разработки при отработке месторождения в границах карьера «Краснобродский» остался нереализованным в полном объеме. Далее приведен краткий обзор условий применения и проектных решений поперечной системы разработки в Кузбассе (в хронологическом порядке).

Отработка месторождения в границах карьера «Прокопьевский №8».

Разрез «Прокопьевский» был организован в 1953 г. В первые годы эксплуатации карьер не имел постоянного горного отвода. Разрез отработывал выходы пласта Мощного по Нулевой синклинали до глубин в 30-40 метров. После завершения в 1967 г. детальной разведки Нулевой



синклинали было решено принять к разработке пласты Прокопьевские, Лутугинский II и Горелый.

Горные работы на карьере производились следующим образом: для увеличения откоса рабочего борта и уменьшения текущего коэффициента вскрыши каждый из трех участков разделялся на две зоны, в которых попеременно производились вскрышные и добычные работы, причем отгонка уступов во вскрышной зоне осуществляется поочередно сверху вниз. Во второй зоне участка в это время происходит только выемка угля, а вскрышные работы ведутся лишь для подготовки угольного пласта к выемке. Деление горного участка на зоны производится из условия приблизительного равенства объемов вскрышных работ в каждой зоне.

Отработка месторождения в границах карьера «Моатиз», республика Мозамбик.

Проект составлен для отработки синклинальной складки [26]. Технические решения данного проекта предусматривают смягчение таких факторов классической системы разработки, как:

- Разработка уступов рабочего борта на ширину буровзрывной заходки;
- Ограниченный фронт по добыче;
- Жесткие условия по раздельной выемке пластов, пропластков и междупластий;
- Деконцентрация горных работ по высоте рабочей зоны при дополнительных перегонах оборудования с уступа на уступ.

В данном варианте предусматривалось смягчение этих недостатков за счет ведения горных работ подэтапами и обособленной отработке вскрышной и угленасыщенной зон.

Вскрышная зона разрабатывается поперечными уступами и заходками при выделении промежуточных контуров (временных нерабочих бортов) по длине карьера, а угленасыщенная зона – в соответствии с отработкой вскрышной зоны также подэтапами. При этом предусматривается выбор элементов системы разработки (продольные или поперечные) в угленасыщенной зоне. Выбор осуществляется из условий повышения качества раздельной выемки пластов и междупластий, а также с учетом средств механизации и элементов схемы вскрытия. При этом для обеспечения равномерного режима горных работ вскрышные и добычные работы выполняются в разноименных группах с определенным смещением по высоте.

Производственная мощность

В связи со структурно-технологическими изменениями угледобычи в Кузбассе возникает вопрос об определении рациональной производственной мощности предприятий, а также их границ в новых, рыночных условиях. Для этого необходимо создать новую методику определения производственной мощности предприятий при переходе на поперечную технологию, а также использовать новейшие способы определения граничных коэффициентов.

При проектировании предприятий в условиях стабильного социалистического рынка границы разрезов были установлены на основе равенства затрат на открытые и подземные работы в приконтурном слое. При этом дисконтирование затрат на вскрышные работы не производилось. Это привело к завышению объемов запасов, отрабатываемых открытым способом. В настоящее время граничные и текущие коэффициенты вскрыши превышают экономически целесообразные в 1,5-2 раза [5].

Установление перспективных границ разрезов может привести к уменьшению запасов угля для открытой добычи до 50%, но, главное, к значительно большему относительному снижению объемов вскрыши – до 70%.

Производственная мощность разреза зависит от нескольких факторов:

- горно-геологических условий залегания месторождения полезного ископаемого;
- его размеров в плане;
- запасов полезного ископаемого;
- потребности в полезном ископаемом;
- принятой системы разработки;
- горнотранспортного оборудования;
- провозной способности транспортных коммуникаций;
- интенсивности горных работ.



Производственную мощность горного предприятия принято оценивать годовым объемом добычи полезного ископаемого или выпуска продуктов его переработки (концентрат).

В горнодобывающей отрасли, как правило, все предприятия делятся на несколько групп (4-5), в зависимости от их производственной мощности, и для каждой группы устанавливается определенный тип структуры [2]. Однако с усложнением горнотехнических условий и увеличением объемов перерабатываемой горной массы для решения этой задачи потребовался более детальный и обоснованный подход, при котором было бы возможно учитывать больше факторов.

Выполненными в Московском горном институте исследованиями установлено, что при формировании производственной структуры предприятия критерием должна быть управляемость подразделений, а основными факторами, влияющими на сложность производства, являются [1, 32]:

- мощность предприятия и его геометрические параметры.
- природные условия (геология, климат, рельеф).
- технологические (схема вскрытия и система разработки, и также структура комплексной механизации).

При переходе к новой технологии добычи угля на уже действующих разрезах неизбежна особая, переходная технология.

При трансформации продольной системы разработки в поперечную могут возникнуть следующие сложности:

- 1) Наличие на верхних горизонтах блоков пород, имеющих малое поперечное сечение, весьма усложняет отработку по поперечной системе.
- 2) Организация труда при переходе к поперечной системе претерпит огромные изменения в связи с сокращением фронта горных работ и повышением их концентрации в рабочей зоне.
- 3) Необходимость отработки карьера первой очереди в случае, если отработка по продольной технологии не достигла глубины дна карьера, соответствующей новым условиям.

Из вышесказанного следует, что существует необходимость в промежуточной, продольно-поперечной системе разработки, которая позволит решить вышеперечисленные трудности.

Возможные особенности перехода на поперечную систему разработки

Горно-геологические факторы разрабатываемого карьером месторождения являются определяющими для всех систем и подсистем. Это позволяет установить единый научный подход к анализу и оценке сложности организации производства на конкретных разрезах. Производственные условия карьера определяются совокупностью природных, технических и технологических факторов, которые формируют материальную основу производства. К их числу относятся:

- общие природные условия;
- горно-геологические условия;
- технология разработки;
- механизация горных работ;
- производственная мощность предприятия;
- геометрические размеры карьера и расстояние транспортирования грузов.

Эти факторы определяют особенности производства и влияют на его организацию и определяют следующие проблемы:

- 1) Высокая организационная сложность производственной системы. Большие масштабы (объемы) производства обуславливают наличие значительного числа объектов управления. Все эти объекты в процессе работы связаны между собой и требуется их взаимная координация во времени и пространстве. При этом производственные связи между объектами весьма разнообразны. Особенно сложна организация смежных процессов, жестко взаимоувязанных между собой, требуется их взаимная координация во времени и пространстве. При этом производственные связи между объектами весьма разнообразны. Также затруднительна



организация смежных процессов, не имеющих межоперационного задела, например, погрузка и транспортирование горной массы [33, 36-38].

2) Наличие разнообразной техники; разнотипных технологических процессов; неодинаковый уровень их механизации и организации.

3) Непостоянство условий и предмета труда. Важнейшая особенность горнодобывающего предприятия состоит в том, что оно имеет дело с природой непосредственно и производственный процесс прямо зависит от природных условий, которые меняются нередко в весьма широких пределах.

4) Территориальная разобщенность и высокая динамичность основных производственных объектов.

Для поперечной системы разработки характерна, наоборот, территориальная ограниченность при высокой динамичности. Это требует частой перестройки схем производства и его организации, т.к. перемещение отдельных экскаваторов или буровых станков может оказать влияние на работу других машин. Вместе с тем следует учитывать, что время и средства на перемещение оборудования целесообразно учитывать лишь в том случае, если эти затраты сопоставимы с затратами на основные работы. В противном случае производство не будет оправдано.

Также следует обратить внимание на то, что производительность оборудования зависит, как известно, от большого числа факторов:

- характеристик горных пород [7];
- технологических условий работы – параметров забоя и забойного блока, расположения машин;
- характеристик смежных процессов, влияющих на данную работу [17].

При продольных системах разработки взаимосвязь (пространственная) имеет меньшее значение, т.к. имеется возможность линейного разнесения объектов. При поперечной системе разработки, имеющей высокую концентрацию рабочих объектов, организация производства сильно усложнится по нескольким причинам:

- 1) Взаимосвязь основных и вспомогательных процессов в пространстве (выемка-погрузка, БВР);
- 2) При сохранении транспортной технологии сохранить связь забой-поверхность;
- 3) Проведение линий электроснабжения.

Таким образом, становится ясно, что имеются два вопроса, рассмотрение которых необходимо для точного ответа на вопрос о переходе к поперечной системе разработки:

1. Достоверный горно-геометрический анализ карьерных полей, поскольку все методы горно-геометрического анализа создавались из расчета к применению для продольной системы разработки.

2. Организация основных процессов при поперечной системе разработки, вызывающая особый интерес с точки зрения производства и определения производственной мощности предприятия в целом как с момента проектирования, так и в переходный период от продольной системы разработки к поперечной.

Для определения первостепенности важности данных вопросов было проведено их более подробное рассмотрение.

Особенности расчета материалоемкости и трудоемкости

В настоящее время расчет материальных и трудовых затрат, приходящихся на добычу 1 т угля, осуществляется по фактическим данным, полученным при подсчете числа работающего промышленно-производственного персонала (т.е. рабочих, занятых на работах непосредственно в карьере) и горного оборудования, непосредственно занятого на ведении основных процессов горного производства.

В методе, принятом в качестве базового, расчет материалоемкости добычи 1 т угля осуществляется по типам горного оборудования, задействованного на основных процессах горного производства:



- 1) буровому оборудованию;
- 2) выемочно-погрузочному оборудованию;
- 3) транспортному оборудованию;
- 4) оборудованию для складирования угля;
- 5) оборудованию для отвалообразования.

При этом базовым и остальными методами расчета абсолютно не учитываются скреперное, гидромеханизационное, водоотливное и осветительное оборудование, применяемое в горном производстве и имеющее иногда значительный вес в связи с особенностями горно-геологических условий. Ни одна из рассмотренных методик не учитывает веса вспомогательного оборудования, задействованного на вспомогательных процессах для обеспечения работоспособности звеньев технологической цепи.

При расчете трудоемкости добычи 1 т угля в базовом методе использован аналогичный расчету материалоемкости подход, однако в базовой методике при расчете трудоемкости вводится коэффициент основного состава $K_{осн}$, принимаемый средним для угольной отрасли. В настоящей работе он исключен из расчета, так как весь расчет обобщенного энергетического показателя производится только для технологической цепочки, а не для всего предприятия. В базовой же методике расчет составляющих энергетического показателя производится только для технологической цепи, а трудоемкость – для всего предприятия. Поэтому, как было сказано выше, в базовую методику было внесено изменение.

Особенности расчета землеемкости

При расчете обобщенного энергетического показателя расчет, описывающий такую составляющую горного производства, как землеемкость, производится с учетом следующих параметров и установок:

- 1) площадь нарушенных земель при поперечной системе разработки определяется суммой земель, нарушенных внешним отвалом и карьером на период его максимального развития в плане;
- 2) площадь земель, нарушенных транспортными коммуникациями, учитывается вводом коэффициента $K_{тр} = 1,15$;
- 3) при расчете энергетического эквивалента землеемкости в базовом методе закладывается условие о полной рекультивации нарушенных горными работами земель, а также предусмотрена возможность учета энергии уничтожаемого биологического потенциала земель, отчуждаемых для ведения горных работ.

Постановка задачи

Анализ существующих методов определения границ открытых горных работ показывает, что их общим недостатком является неопределенность и несопоставимость стоимостных показателей. Причиной такого положения является необъективность самих экономических показателей, не отражающих истинной цены или затрат в связи с их директивной установкой в прошлом и быстрым изменением в условиях современных рыночных отношений. Наряду с этим практически невозможно определить стоимостные показатели по подземной угледобыче, приведенные к условиям исследуемого горизонта на открытых разработках.

При этом открытым остается вопрос о целесообразности применения существующих методов горно-геометрического анализа, построенных на привязке к наиболее мощному угольному пласту свиты, относительно применения поперечной системы разработки при проектировании угольных разрезов.

По результатам анализа методов, оценивающих ресурсозатраты, приходящиеся на добычу 1 т полезного ископаемого, можно сделать следующие выводы:

➤ Ни один из существующих методов, включая базовый, не подходит для определения конечной глубины карьера по обобщенному энергетическому критерию с учетом ресурсозатрат. Это становится очевидным в связи с тем, что все рассмотренные методы рассматривают в



лучшем случае наиболее полно все звенья технологической цепочки (базовый метод) или два-три ее звена (оставшиеся методы). Однако определять глубину карьера с использованием базового метода не представляется возможным, так как он не учитывает энергетических, трудовых и материальных затрат, необходимых в горном производстве для обеспечения нормального функционирования технологической цепи (затрат на надстройку над технологией).

➤ Методика, разработанная на кафедре открытых горных работ КузГТУ, учитывает при определении обобщенного энергетического критерия такой вид затрат, как землеемкость и затраты на рекультивацию нарушенных земель, а также энергию уничтожаемого биологического потенциала земель, отчуждаемых для ведения горных работ, не учитываемую в других методах.

➤ Для определения конечной глубины карьера по энергетическому критерию необходимо составить полный проект горного предприятия по нескольким вариантам, что неприменимо на начальном этапе проектирования карьера, так как по сути сначала проектируется карьер, а уж затем определяется его конечная глубина на основании сравнения вариантов, что просто недопустимо.

➤ Для определения конечной глубины карьера по энергетическому критерию необходимо определение критической величины обобщенного энергетического показателя технологии, по которому было бы возможно определить глубину карьера, используя уравнение баланса.

➤ Необходима частичная или полная автоматизация расчетов при определении обобщенного энергетического показателя, так как расчет данной величины достаточно трудоемок и при рассмотрении нескольких вариантов занимает достаточно продолжительное время.

➤ Для расчета обобщенного энергетического показателя необходимо разработать принципы комплектования основного пакета горнотранспортного оборудования при поперечной системе разработки с учетом показателей потерь при выемке угля экскаваторами с различным объемом ковша.

Методология оценки технологии открытых горных работ по критериям ресурсозатрат

В условиях рыночной экономики и нестабильности стоимостных показателей весьма сложной проблемой является объективная оценка эффективности технологий угледобычи применительно к конкретным горно-геологическим условиям месторождений.

Традиционные стоимостные показатели из-за их нестабильности могут быть использованы в основном для текущей оценки эффективности применяемых технологий.

При решении же задач перспективного обоснования рациональной технологии отработки угольных месторождений существенное значение приобретает относительная стабильность критериев оценки технологий во времени.

Таковыми показателями, на наш взгляд, являются показатели ресурсопотребления: энергоемкость, материалоемкость, землеемкость и трудоемкость добычи 1 т угля.

Эти показатели в конечном счете формируют себестоимость добываемого полезного ископаемого.

Действительно, с увеличением или уменьшением указанных показателей ресурсопотребления соответственно повышается или снижается и себестоимость 1 т добываемого угля.

Физический смысл предлагаемых оценочных показателей отражает величину энергетических, материальных, трудовых и земельных ресурсов, затрачиваемых на добычу единицы извлекаемого полезного ископаемого.

Преимуществом предлагаемых показателей перед стоимостными является их объективность и достаточно высокая стабильность во времени, что очень важно при оценке технологических решений долговременного плана (например, проектирование).

В КузГТУ разработана методология оценки технологий по критериям ресурсопотребления [31].

При оценке технологий принимаются следующие исходные положения:



- устанавливаются граничные контуры месторождения с подсчетом геологических запасов угля;
- формируется перечень технологий, по которым в принципе возможна отработка запасов угля данного месторождения.

Критериальная оценка эффективности каждой из возможных технологий производится по технологическим процессам добычи угля в следующей последовательности:

- устанавливаются основные параметры оцениваемой технологии применительно к заданным условиям отработки месторождения;
- выбирается тип горного и транспортного оборудования, рассчитывается его производительность и количество;
- рассчитывается численность обслуживающего персонала основного горного и транспортного оборудования;
- определяются значения показателей ресурсопотребления по технологическим процессам угледобычи;
- производится критериальный сравнительный анализ технологий и устанавливается наиболее эффективная из них для отработки данного месторождения по минимуму обобщенного показателя ресурсопотребления.

Значения показателей ресурсопотребления устанавливаются по следующим аналитическим выражениям:

Энергоемкость добычи 1 т угля определяется по выражению (МДж/т):

$$q_o = q_d + K_{cp} \cdot q_s, \quad (1)$$

где q_d – энергоемкость добычи 1 т угля без учета вскрыши, МДж; K_{cp} – средний коэффициент вскрыши, м /т; q_s – энергоемкость выемки 1 м³ вскрыши, МДж/м³.

Энергоемкость добычи 1 т угля без учета затрат энергии на вскрышу рассчитывается по формуле:

$$q_d = q_{внр}^y + q_{мп}^y + q_{скл}^y, \quad (2)$$

где $q_{внр}^y$ – энергоемкость выемочно-погрузочных работ по углю (МДж/т)

$$q_{внр}^y = \sum_{i=1}^n \frac{N_{сдi}^p \cdot T_{см} \cdot \eta_{см} \cdot N_{см} \cdot 3,6 \cdot 10^6}{\eta_{двi} \cdot Q_{Гi}^p \cdot \gamma_y}, \quad (3)$$

где $N_{сдi}^p$ – мощность сетевого двигателя i-го экскаватора по добыче угля, кВт; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч.; $\eta_{см}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены; $N_{см}$ – количество рабочих смен экскаватора в году; $\eta_{двi}$ – коэффициент полезного действия i-го экскаватора; $Q_{Гi}^p$ – годовая производительность экскаватора по углю, м³; γ_y – плотность угля, т/м³; $q_{мп}^y$ – энергоемкость транспортирования угля автотранспортом, МДж/м³

$$q_{мп}^y = \sum_{i=1}^n \frac{q_{Гi} \cdot Q^T \cdot T_{см} \cdot \eta_{см} \cdot N_{см} \cdot 4,187}{Q_{Гi}^a}, \quad (4)$$

где $q_{Гi}$ – часовой расход топлива i-го автосамосвала, кг/ч; Q^T – теплотворная способность топлива, кал/кг; $Q_{Гi}^a$ – годовая производительность i-го автосамосвала, т; $q_{скл}^y$ – энергоемкость складирования угля, МДж/т.

$$q_{скл}^y = \sum_{i=1}^n \frac{2q_{Гi}^B \cdot Q^T \cdot T_{см} \cdot \eta_{см} \cdot N_{см} \cdot 4,187}{Q_{Гi}^B \cdot \gamma_y}, \quad (5)$$



где q_{Ti}^B – часовой расход топлива i -го бульдозера, занятого на складировании угля, кг/ч;
 Q_{Ti}^B – годовая производительность i -го бульдозера на складировании угля, м³.

Энергоемкость выемки 1 м³ вскрыши определяется (МДж/м³)

$$q_{\text{в}} = q_{\text{БВР}} + q_{\text{впр}} + q_{\text{тр}} + q_{\text{отв}} , \quad (6)$$

где $q_{\text{БВР}}$ – энергоемкость рыхления 1 м³ вскрыши буровзрывным способом,

$$q_{\text{БВР}} = q_{\text{Б}} + q_{\text{з}} + q_{\text{вв}}^{\text{з}} , \quad (7)$$

где $q_{\text{Б}}$ – энергоемкость бурения пород (МДж/м³),

$$q_{\text{Б}} = \sum_{i=1}^n \frac{E_{\text{Би}} \cdot 3,6 \cdot 10^6}{P_{\text{Би}} V_{\text{Гми}}^{\text{з}}} , \quad (8)$$

где $E_{\text{Би}}$ – годовой расход электроэнергии i -м буровым станком (кВт),

$$E_{\text{Би}} = \frac{N_{\text{Б}} \cdot T_{\text{см}} \eta_{\text{см}} N_{\text{см}}}{\eta_{\text{двi}}} , \quad (9)$$

где $N_{\text{Б}}$ – суммарная мощность двигателей, кВт; $P_{\text{Би}}$ – годовая производительность i -го бурового станка, м; $V_{\text{Гми}}$ – выход горной массы с одного метра скважины, пробуренной i -м буровым станком, м³; $q_{\text{з}}$ – энергоемкость зарядания и забойки скважин (МДж/м).

$$q_{\text{з}} = \sum_{i=1}^n \frac{q_{Ti}^{\text{з}} \cdot Q^T \cdot q_{\text{ввi}}^{\text{з}} \cdot 4,187}{Q_{\text{ввi}}^{\text{з}}} , \quad (10)$$

где $q_{Ti}^{\text{з}}$ – часовой расход топлива i -зарядной машины, кг/ч; $Q_{\text{ввi}}^{\text{з}}$ – годовая производительность зарядной машины, кг; $q_{\text{вв}}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; $q_{\text{вв}}^{\text{з}}$ – энергоемкость по расходу взрывчатого вещества, (МДж/м³)

$$q_{\text{вв}}^{\text{з}} = q_{\text{вв}} \cdot Q^{\text{вв}} \cdot 4,187 , \quad (11)$$

где $Q_{\text{вв}}$ – теплотворный эффект ВВ, кал.

Энергоемкость выемочно-погрузочных работ, транспортирования и складирования вскрыши определяется по тем же выражениям, что и для угля.

При применении экскаватора в качестве отвалообразователя энергоемкость этого процесса определяется по выражению (МДж/м³):

$$q_{\text{скл}}^{\text{э}} = \sum_{i=1}^n \frac{N_{\text{сdi}}^{\text{эл}} T_{\text{см}} \eta_{\text{см}} N_{\text{см}} \cdot 3,6 \cdot 10^6}{\eta_{\text{двi}} Q_{Ti}^{\text{э}}} , \quad (12)$$

где $N_{\text{сdi}}^{\text{эл}}$ – мощность сетевого двигателя i -го экскаватора, используемого на отвалообразовании, кВт; $Q_{Ti}^{\text{э}}$ – годовая производительность i -го экскаватора на отвалообразовании, м³/год.

Материалоемкость для данного технологического варианта определяется по выражению, (МДж/т):



$$M_o = \frac{\sum_{i=1}^n \frac{G_{\partial i}}{T_{\partial i}} + \sum_{i=1}^n \frac{G_{Бсi}}{T_{Бсi}} + \sum_{i=1}^n \frac{G_{Трi}}{T_{Трi}} + \sum_{i=1}^n \frac{G_{Бi}}{T_{Бi}} + \sum_{i=1}^n \frac{G_{ЗМi}}{T_{ЗМi}}}{A_k}, \quad (13)$$

где $G_{\partial i}, G_{Бсi}, G_{Трi}, G_{Бi}, G_{ЗМi}$ – масса соответственно i -го типа экскавационного оборудования бурового станка, транспортного средства, бульдозера, зарядной машины, кг; $T_{\partial i}, T_{Бсi}, T_{Трi}, T_{Бi}, T_{ЗМi}$ – соответственно, срок службы i -го вида горного оборудования, лет; A_k – производственная мощность карьера, т.

Материалоемкость является оценочным показателем «прошлого» труда. Трудоемкость добычи 1 т угля устанавливается как отношение общего количества затраченных человеко-смен на обеспечение годовой добычи угля, (ч.см/т).

$$T_o = \frac{\sum_{i=1}^n N_i^{\partial} \cdot N_{смi}^{\partial} \cdot n_{\partial i}^{\partial} + \sum_{i=1}^n N_i^{Бс} \cdot N_{смi}^{Бс} \cdot n_{\partial i}^{Бс} + \sum_{i=1}^n N_i^{Тр} \cdot N_{смi}^{Тр} \cdot n_{\partial i}^{Тр} + \sum_{i=1}^n N_i^{\partial} \cdot N_{смi}^{\partial} \cdot n_{\partial i}^{\partial} + \sum_{i=1}^n N_i^{ЗМ} \cdot N_{смi}^{ЗМ} \cdot n_{\partial i}^{ЗМ}}{A_k \cdot K_{осн}}, \quad (14)$$

где $N_i^{\partial}, N_i^{Бс}, N_i^{Тр}, N_i^{\partial}, N_i^{ЗМ}$ – количество рабочих экскаваторов, буровых станков, транспортных средств, бульдозеров, зарядных машин i -х марок, занятых на добыче угля; $N_{смi}^{\partial}, N_{смi}^{Бс}, N_{смi}^{Тр}, N_{смi}^{\partial}, N_{смi}^{ЗМ}$ – количество рабочих смен в году экскаваторов, буровых станков, транспортных средств, бульдозеров, зарядных машин i -й марки; $n_{\partial i}^{\partial}, n_{\partial i}^{Бс}, n_{\partial i}^{Тр}, n_{\partial i}^{\partial}, n_{\partial i}^{ЗМ}$ – численность обслуживающего персонала i -й горной машины; $K_{осн}$ – коэффициент, учитывающий долевое участие рабочих основных горных и транспортных машин в общей численности трудящихся разреза, $K_{осн}=0,12$.

Землеемкость извлечения 1 т угля оценивается площадью нарушенных земель за весь срок отработки залежи, отнесенной к общему объему извлеченных запасов (га/млн т).

$$З = \frac{S_{нз}}{Q_{из}}, \quad (15)$$

где $S_{нз}$ – площадь нарушенных земель за весь срок службы разреза, га;

$$S_{нз} = (S_{нк} + S_{но}) K_k, \quad (16)$$

где $S_{нк}$ – площадь земель, нарушенных остаточными горными выработками, га; $S_{но}$ – площадь земель, нарушенных внешними отвалами, га; K_k – коэффициент, учитывающий долю земель, нарушенных общекатьерными коммуникациями и сооружениями, $Q_{нз}$ – объем извлеченных запасов (т),

$$Q_{нз} = Q_{Гз} (1 - K_n), \quad (17)$$

где $Q_{Гз}$ – геологические запасы угля в граничных контурах карьера, млн.т.; K_n – коэффициент потерь.

Оценку технологии можно проводить как по отдельным показателям ресурсопотребления, так и обобщенному энергетическому эквиваленту, определяемому по выражению:

$$q_{об} = q_o + M_o \cdot K_m^{\partial} + T_o \cdot K_T^{\partial} + З \cdot K_3^{\partial}, \quad (18)$$



где K_m^3 – энергетический эквивалент материалоемкости, $K_m^3 = 0,0714 q_o$, МДж/кг; K_T^3 – энергетический эквивалент трудоемкости, $K_T^3 = \frac{0,01 q_o}{T_o}$, МДж/чел. см.; K_3^3 – энергетический эквивалент землеемкости, МДж/га,

$$K_3^3 = \frac{(q_s - q_{БВР}) \cdot V_{огв}}{S_{Гв}} + q_s \cdot q_p, \quad (19)$$

где $V_{огв}$ – объем остаточных горных выработок, м³; $S_{Гв}$ – площадь земель, нарушенных горными выработками, га; q_p – удельный объем работ по рекультивации 1 га поверхности отвала, $q_p = 3 \cdot 10^4$ м³/га.

Тогда общий энергетический показатель ресурсозатрат примет следующий вид, (МДж/т):

$$q_{об} = q_o (1,01 + 0,0714 M_o) + 3 \left[\frac{(q_s - q_{БВР}) V_{огв}}{S_{Гв}} + q_s \cdot q_p \right] \quad (20)$$

Сравнительная оценка по данной методике продольной и поперечной (с карьером первой очереди) систем разработки для идеализированных условий отработки месторождений угля (глубина карьера – 200 м, суммарная мощность отрабатываемых пластов – 40 м, угол падения залежи – 60°, длина дна карьера – 1000 м и расстояние внешнего транспортирования пород – 3000 м) представлена в таблице 1.

Таблица 1. Сравнительные показатели удельного ресурсопотребления при отработке месторождения различными технологиями

Наименование показателей	Продольная двухбортная технология	Поперечная технология с карьером первой очереди
Энергоемкость добычи угля, МДж/т	110,28	94,3
Материалоемкость, кг/т	0,3	0,24
Трудоемкость, чел-см/т	0,25	0,16
Землеемкость, га/млн.т	19	14
Обобщенный энергетический показатель, МДж/т	301,9	262,04

Анализ полученных показателей ресурсопотребления различными вариантами систем разработки показывает, что для заданных условий наименьший обобщенный энергетический показатель соответствует поперечной системе разработки с карьером первой очереди.

Методология экономической оценки ресурсозатрат

Указанные выше значения показателей ресурсопотребления могут иметь и стоимостное выражение, для чего необходимо разделение энергозатрат по видам энергии.

Ресурсы, потребляемые в процессе разработки полезных ископаемых, имеют различные качественные характеристики, что обуславливает их различную стоимостную оценку. Вследствие этого полученный обобщенный энергетический показатель не может быть переведен в стоимостное измерение без определенных преобразований.

Так, энергетические ресурсы представляют собой совокупность электрической энергии, жидкого, газообразного и твердого топлива, стоимость которых различна.

Материальные ресурсы также различны по своему составу. Трудовые ресурсы представлены обслуживающим персоналом различной квалификации и, следовательно, оплатой труда.

Что касается земельных ресурсов, то они также неоднородны по их кадастровой оценке.



Таким образом, пересчет ресурсозатрат на экономические показатели представляет собой довольно сложную задачу. В общем виде удельная экономическая оценка ресурсозатрат при добыче полезных ископаемых может быть представлена следующим выражением, (руб/т):

$$C_y = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \cdot c_{qi} + \sum_{i=1}^n M_i \cdot c_{mi} + \sum_{i=1}^n T_i \cdot c_{Ti} + \sum_{i=1}^n Z_i \cdot c_{zi}}{Q_y^{изв}}, \quad (21)$$

где q_i , M_i , T_i , Z_i – затраты i -го вида энергии, материалов, труда и земель на добычу угля, соответственно в Дж, кг, чел.-сменах и гектарах; c_{qi} , c_{mi} , c_{Ti} , c_{zi} – стоимость единицы i -го вида энергии, материалов, труда и земель, руб.; $Q_y^{изв}$ – объем извлеченного (добытого) полезного ископаемого, т.

Следует отметить, что полезное ископаемое, в том числе и уголь, имеет различный качественный и марочный состав и свою стоимостную оценку при его реализации.

Поэтому здесь целесообразно ввести новый показатель – эффективность технологии, равный отношению общей стоимости затратных ресурсов к стоимости добытого угля, т.е.

$$\eta_{эф} = 1 - \frac{Z_p}{P_y}, \quad (22)$$

где Z_p – стоимость затраченных ресурсов, руб.;

$$Z_p = \sum_{i=1}^n q_i \cdot c_{qi} + \sum_{i=1}^n m_i \cdot c_{mi} + \sum_{i=1}^n T_i \cdot c_{Ti} + \sum_{i=1}^n Z_i \cdot c_{zi}, \quad (23)$$

P_y – стоимость добытого угля, руб.

Этот показатель безразмерный, и чем он больше, тем эффективность технологии выше, и наоборот.

Расчет ресурсозатрат производится на момент полной отработки месторождения в границах карьерного поля. На этот же период определяется объем извлеченных запасов угля (т):

$$Q_y^{изв} = Q_y^g (1 - K_n), \quad (24)$$

где Q_y^g – геологические запасы угля, т; K_n – коэффициент потерь.

Стоимость добытого угля определяется по выражению:

$$P_y = \sum_{i=1}^n C_{yi} \cdot Q_{yi}, \quad (25)$$

где C_{yi} – отпускная оптовая цена 1 т угля i -й марки, руб.; Q_{yi} – масса добытого угля i -й марки, т.

Стоимостное выражение затрат труда (руб):

$$Z_T = \sum_{i=1}^n T_i \cdot c_{Ti}, \quad (26)$$

где T_i – затраты труда i -ой квалификации, чел.-см.; c_{Ti} – сметная оплата работников i -го вида квалификации, руб.

Стоимостное выражение материальных ресурсов определяется также с их дифференциацией (руб.):

$$Z_M = \sum_{i=1}^n M_i \cdot c_{mi}, \quad (27)$$



где m_i – масса i -го вида материала, затраченного на добычу угля, т; c_{mi} – стоимость (оптовая цена) 1 т i -го вида материала, руб.

Энергетические затраты на весь срок службы разреза в стоимостном выражении определяются по следующему выражению:

$$Z_q = \sum_{i=1}^n q_i \cdot c_{qi}, \quad (28)$$

где q_i – расход i -го вида энергии за срок эксплуатации карьера, МДж; c_{qi} – стоимость единицы i -го вида энергии, руб.

Результаты расчетов по данной методике применительно к рассматриваемым системам разработки представлены в таблице 2.

Таблица 2. Сравнение стоимостных показателей отработки месторождения различными системами разработки

Наименование показателей	Продольная двухбортная система разработки		Поперечная с карьером первой очереди	
	В абс. ед.	В рублях	В абс. ед.	В рублях
Удельный расход электрической энергии, кВт/ч	13,24	119	13,24	119
Удельный расход жидкого топлива, л/т	8,12	384,6	6,78	321,1
Материалоемкость, кг/т	0,3	3,0	0,24	2,4
Трудоемкость, чел-см/т	0,252	88,2	0,17	59,5
Землеемкость, га/т	0,000020	17,06	0,000012	10,2
Себестоимость 1 т угля по удельному расходу основных ресурсов, руб/т		278,6		232,8

Опыт применения бестранспортной технологии при продольной системе разработки пологопадающих свитовых месторождений

По общим вопросам поперечной системы разработки опубликовано много работ, начиная с 60-х гг. прошлого века. Из последних публикаций наиболее интересными являются [3, 6, 12, 19, 21, 27, 28].

В них рассматриваются вопросы вскрытия и порядка производства вскрышных и добычных работ по транспортной технологии при поперечной углубочно-сплошной и поэтапно-углубочной системах разработки. В этих работах не ставится вопрос о применении бестранспортной технологии для разработки свит пластов наклонного и крутого падения при поперечном развитии фронта работ.

В работе [20] КФ НИИОГР предлагает поэтапно-углубочную систему разработки с использованием транспортной технологии для нижней части действующего разреза «Краснобродский».

Таким образом, в специальной литературе отсутствуют данные по применению бестранспортной технологии для разработки свит угольных пластов наклонного и крутого падения при поперечном развитии фронта работ.

Однако в настоящем исследовании следует использовать рекомендации по вопросам вскрытия карьерных полей при поперечных системах разработки [3, 28].



Для разработки принципов проектирования и порядка расчета бестранспортных технологических схем в новых условиях обобщен опыт их применения на месторождениях со свитовым залеганием пологих пластов и продольным подвиганием фронта работ.

В таких условиях бестранспортная технология наибольшее развитие получила в Кузбассе на разрезах «Красногорский», «Томусинский», «Сибиргинский», «Моховский» и др. На основе производственного опыта, опубликованных материалов, условий ведения горных работ и предлагаемых технических решений сопоставлены условия применения бестранспортной технологии при продольном и поперечном развитии фронта работ (табл. 3).

Поперечная система разработки имеет характерные особенности. Длина фронта работ преимущественно меньше, чем при продольной. Это обусловит применение на коротком фронте работ в забойной зоне драглайнов малой и средней мощности типа ЭШ 6,5.45У, ЭШ 14.50, ЭШ 20.65, ЭШ 11.70.

В настоящее время мощность отрабатываемой вскрыши на разрезе «Красногорский» с применением драглайна ЭШ 40.85 достигает 55-60 м (рис. 1). Схема сложная, так как для укладки породы в отвал формируется четыре яруса, для чего экскаватор выполняет пять рабочих ходов по фронту и создает две трассы подъема-спуска при отсыпке третьего и четвертого ярусов [16].

Большое число ярусов объясняется значительным углом наклона основания отвала (12°), что уменьшает горизонтальную ширину отвального слоя по ярусам (ширина отвальной заходки по наклонному основанию $A = 40$ м, горизонтальная ширина отвального слоя – 32 м) и, следовательно, вместимость отвала. При поперечной системе разработки, когда ширина отвальной заходки и ширина отвального слоя по ярусам равны, вместимость отвала при той же его высоте будет значительно больше.

При продольном подвигании фронта работ вскрышная заходка непрерывна по длине, а при поперечном – прерывна (рис. 2-а, б). В последнем случае после взрывных работ по междупластью поверхность развала становится ниже отметки верхней рабочей площадки (рис. 2-б).

При технологии ведения горных работ на уступе с опережающей выемкой пластов экскаваторами типа гидравлическая лопата (ЭГО) по фронту работ остаются выемки от ниш и неубранные объемы пород от междупластий. Отработка этих объемов осуществляется драглайнами, для чего создается трасса его рабочего хода с засыпкой выемок (рис. 2-б).

Это увеличивает объемы вторичной перевалки в технологической схеме. При бестранспортной технологии с продольным подвиганием фронта работ применяют два способа разработки вскрышного массива большой мощности (до 60 м): одним уступом (рис.3-а) или с разделением его на два подступа (рис.3-б, в) [9, 10, 14, 23, 34, 35].

При отработке массива одним высоким уступом предъявляются жесткие требования к производству буровзрывных работ: порода должна обеспечивать устойчивость стенок скважин, а также должна быть слабая обводненность.

В некоторых случаях, когда не обеспечивается достаточная устойчивость стенок скважины или большая их обводненность затрудняет зарядание скважин, появляется необходимость даже в однородных массивах производить их разработку двумя уступами. Кроме того, при обурировании высоких уступов учитывается снижение производительности буровых станков при бурении наклонных глубоких (более 30 м) скважин.

Разработка подступов может осуществляться:

- с одновременной (совместной) их выемкой с образованием единого взорванного массива (рис. 3-б);
- с одновременной (раздельной) их выемкой с образованием раздельных взорванных массивов (рис. 3-в, г).
- Эффективность этих способов рассмотрена в работах [10, 23, 25]. При совместной выемке подступов стоимость 1 м^3 возрастает при увеличении высоты верхнего и снижении высоты нижнего подступов (рис. 3-д). Это объясняется: снижением объема взрывного сброса породы в отвал и, как следствие, увеличение объема вскрышных и перевалочных работ; возрастанием коэффициента переэкскавации из-за увеличения объема породы, перемещаемой с более дальнего расстояния в отвал.



Таблица 3. Условия применения бестранспортной технологии при продольном и поперечном развитии фронта работ

Характеристика, показатели	Ед. изм.	Направление развития фронта работ	
		продольное	поперечное
Залегание пластов		Свита пологих пластов	Свита наклонных, крутонаклонных и крутых пластов
Угол падения пластов	град.	От 3-5 до 14-18	От 19 до 90
Длина фронта работ по дну карьерного поля	м	Равна длине залежи по простиранию; от 600-800 до 1500	Равна горизонтальной мощности свиты, от 30-50 до 800-900
Мощность отрабатываемой вскрыши, H_{\max}	м	До 55-60	Изучить при условии $H_{\max} \rightarrow H_k$, где H_k – глубина карьера
Вскрышной фронт по длине заходки	-	непрерывный	прерывный (в соответствии с залеганием пластов)
Способ разработки вскрышной толщи	-	1. одним уступом; 2. двумя уступами с их отработкой: а) последовательно (раздельно); б) одновременно (совместно)	уступами различной высоты в зависимости от параметров применяемого оборудования, общей глубины карьера и физико-механических свойств пород
Способ подготовки вскрышных пород и угля к выемке	-	Бурение взрывных скважин по породному массиву. При работе мехлопат на добыче в основном безвзрывная выемка угля. По крепким углям с сотрясательным взрыванием	Бурение взрывных скважин по породному массиву; специальные схемы обустройства и инициации зарядов по породно-угольным блокам в угленасыщенной зоне. При работе мехлопат на добыче в основном безвзрывная выемка угля. По крепким углям и при работе драглайнов – с сотрясательным взрыванием
Угол наклона основания внутреннего отвала	град.	от 3-5 до 14-18	0
Количество ярусов внутреннего отвала	-	2, 3, 4	вопрос полностью не изучен; зависит от конечной глубины карьера и параметров применяемого оборудования
Добычные работы	-	После отработки вскрышного уступа; выемка пласта мехлопатай с погрузкой угля в автотранспорт	Вскрышным драглайном при попадании пласта в заходку; опережающая выемка пласта мехлопатай или обратной гидравлической лопатой. Во всех случаях погрузка угля на автотранспорт.

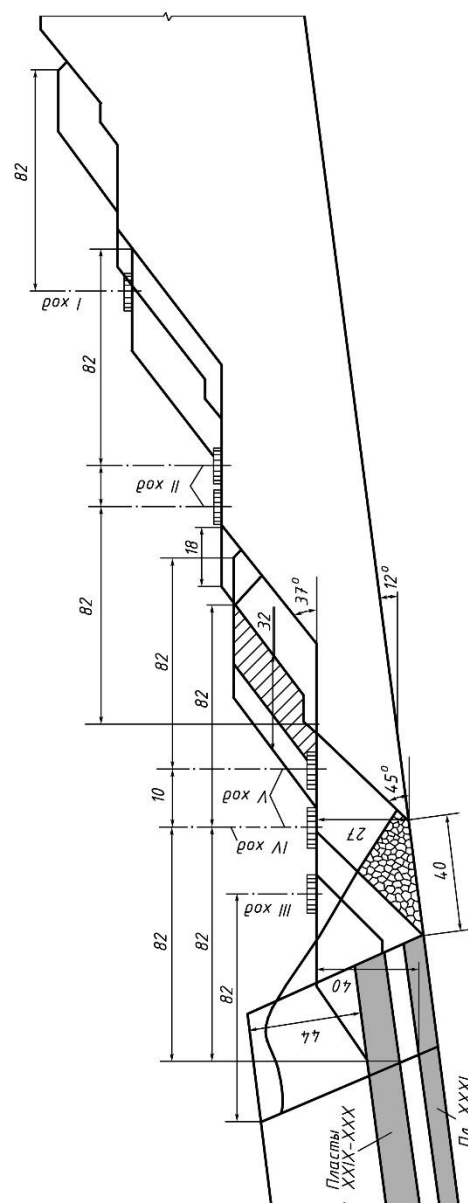


Рис. 1. Схема отработки свиты пологих пластов драглайном ЭШ 40.85 на разрезе
«Красногорский» (по [16])

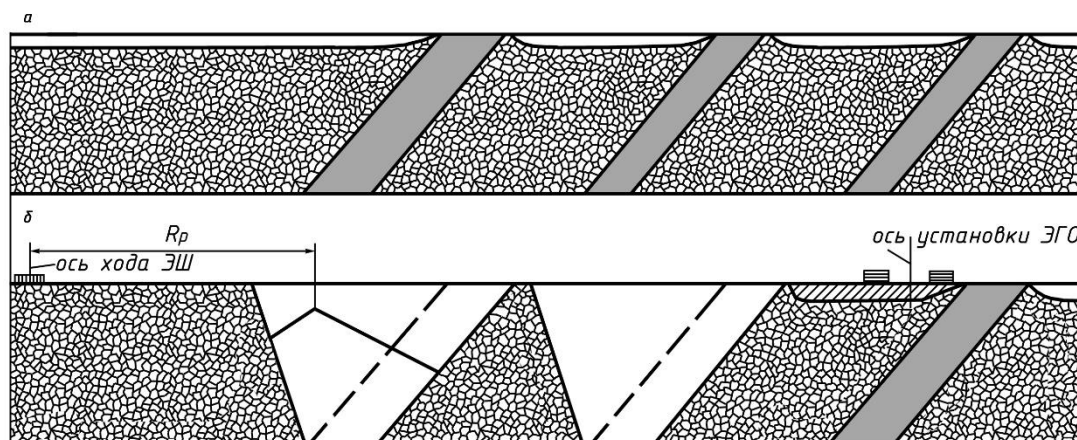


Рис. 2. Типы вскрышных заходок: а – при поперечном продвижении фронта работ до ведения
выемочных работ; (б) при вскрышных и добычных работах.



При последовательной разработке подступов зависимость обратная из-за увеличения объема взрывного сброса породы в отвал и уменьшения дальности перевалки породы.

Отмеченные положения должны быть учтены при обосновании параметров бестранспортных технологических схем в условиях поперечного развития фронта работ.

В работе [25] определены экономически оправданные мощности бестранспортной вскрыши при сравнении с разработкой тех же объемов мехлопатами с погрузкой породы на автотранспорт: для драглайнов ЭШ 10.70А – 41-47 м, ЭШ 15.90А – 52-68 м. Колебания в мощности вскрыши приняты в соответствии с интервалом варьирования среднего значения стоимости автотранспортной вскрыши.

Для выполняемой работы эти показатели могут иметь только ориентировочное значение, так как в настоящее время существенно изменилась стоимость экскаваторов, автосамосвалов, дизельного топлива и электроэнергии. Для поперечных систем разработки с их особенностями ведения бестранспортной технологии максимальную мощность бестранспортной вскрыши в сравнении с автотранспортной следует определить заново по экономическому критерию или по величине удельных ресурсозатрат.

В работе [15] исследованы вопросы получения качественного дробления пород при подготовке их к выемке в угленасыщенной зоне (рис. 4). Порядок обурирования понятен из схем. Следует только отметить некоторые особенности бурения скважин, заряжания и инициирования зарядов. При наклонном залегании пластов первый ряд скважин бурится на расстоянии 4 м от почвы пласта (рис. 4-а), а скважины со стороны кровли пласта бурятся через пласт до подошвы уступа. Скважины, пересекающие пласт, заряжаются в следующем порядке: сначала заряжается нижняя часть скважины до почвы пласта, затем забойкой заполняется участок скважины, пересекающий пласт, затем снова закладывается заряд ВВ и окончательная забойка.

Очередность взрывания устанавливается с учетом предохранения пласта от сдвиговых деформаций, вызываемых смещением породного массива при взрыве. Независимо от положения пласта в пространстве в первую очередь взрываются заряды скважин, расположенных в заходке со стороны почвы пласта, а затем (с определенным интервалом замедления) – заряды скважин оконтуривающего ряда, пробуренные со стороны кровли пласта.

При крутом залегании пласта в приконтурных рядах, находящихся на границе с угольным пластом, скважины расположены наклонно и параллельно кровле и почве пласта.

На безугольных участках скважины заряжаются на всю длину, и короткозамедленное взрывание осуществляется по продольной схеме, обеспечивающей максимальную ширину развала для взрывного перемещения породы в отвальный слой.

Таким образом, качественная взрывная подготовка вскрышного массива, сложенного полускальными и скальными породами, для выемки их драглайнами достаточно проработана теоретически и практически.

Одним из определяющих процессов бестранспортной технологии является формирование внутреннего отвала.

Для размещения больших мощностей вскрыши необходима отсыпка двух, трех, четырех и более ярусов отвала.

Основам классификации бестранспортных схем экскавации посвящены работы [9, 10], в которых даны и признаки систематизации способов формирования внутренних бестранспортных отвалов:

- положение рабочей площадки драглайна при отсыпке первого яруса (предотвала);
- количество формируемых ярусов отвала;
- способ перевалки породы с нижележащего на вышележащий ярус.

Организация работы драглайна на отсыпке отвала (порядок выполнения рабочих ходов экскаватора по фронту работ) зависит от способа перевалки породы с нижележащего на вышележащий ярус (рис. 5-а, б, в).

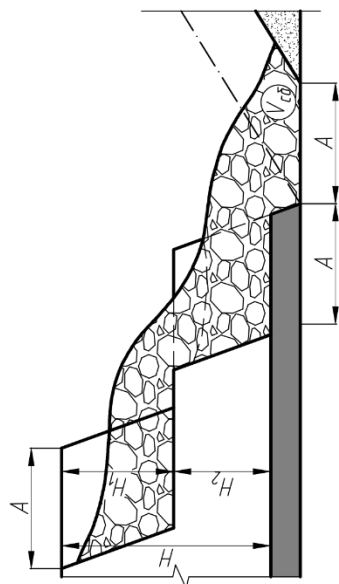


Рис. 3-б. Разработка вскрышной толщи двумя подступами с одновременной (совместной) их выемкой

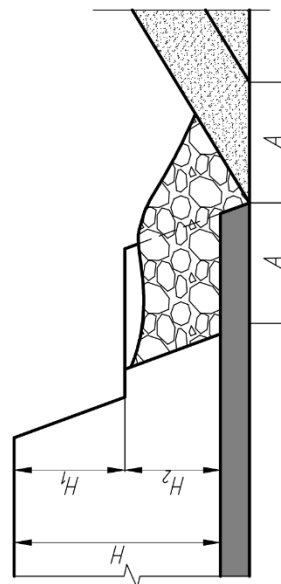


Рис. 3-г. Разработка вскрышного массива двумя подступами с последовательной (раздельной) их выемкой.
Отработка нижнего подступа

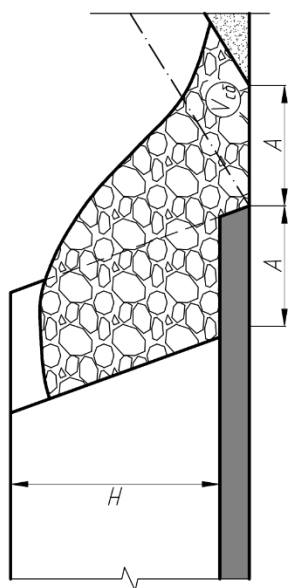


Рис. 3-а. Разработка вскрышной толщи одним уступом

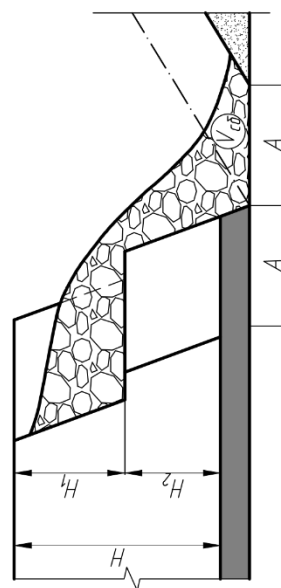


Рис. 3-в. Разработка вскрышного массива двумя подступами с последовательной (раздельной) их выемкой.
Отработка верхнего подступа

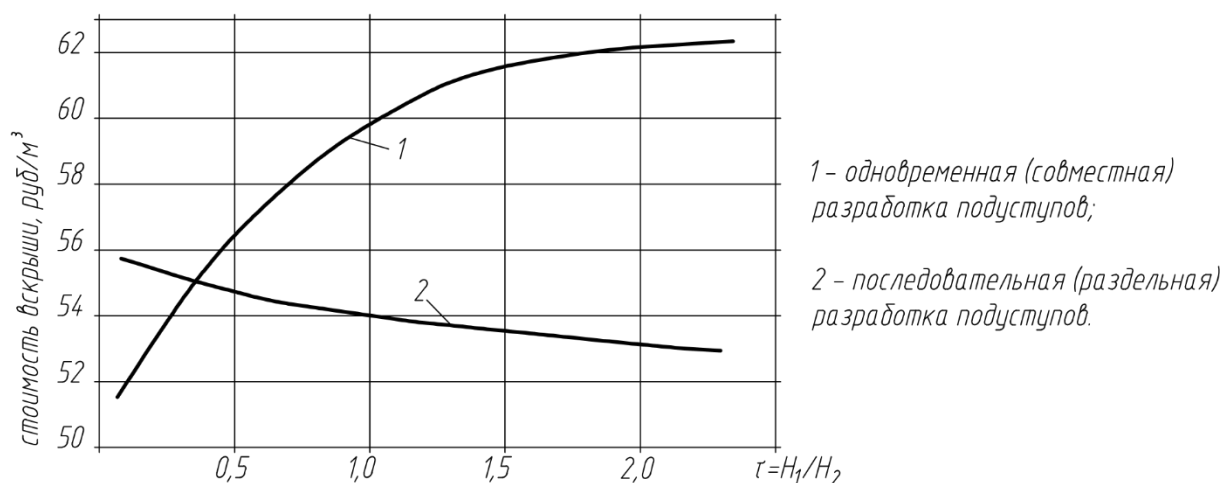


Рис. 3-д. Зависимости затрат на вскрышные работы от соотношения высоты подступов при одновременной и последовательной обработке вскрышной толщи подступами

На рисунке 5-а показан способ перевалки породы из нижележащего яруса в вышележащий, применяемый в том случае, если из вышележащего яруса эта порода будет передаваться еще выше. В этом случае площадка (линия «а-г») служит накопительной площадкой для отсыпки промежуточного навала (фигура «а-б-в-г», рис. 5-а). Данную схему следует рассматривать как промежуточное звено в цепи передачи породы из забойной зоны на отвальные ярусы.

Если дальнейшего поступления породы в нижележащий ярус не будет, то переваливается только часть объема (фиг. «д-е-ж-з» на рис. 5-б). В этом случае окончательно формируется нижний и верхний ярус и весь отвал в целом.

Окончательная отсыпка многоярусного отвала может осуществляться способом, заключающимся в перевалке породы из постоянного отвала нижележащего отвального слоя (фиг. «к-л-м-н» на рис. 5-в) в вышележащий для предварительного увеличения вместимости нижнего яруса. В этом случае в нижний ярус поступает последняя порция объема вскрыши из забойной зоны или нижележащего промежуточного навала. Ширина вырезаемого слоя из постоянного отвала ΔA (рис. 5-в) согласно рекомендациям [29] не должна превышать значения $0,75-0,8A$ (где A – ширина отвальной заходки).

При использовании одного или двух драглайнов на вскрышных работах и формировании нескольких ярусов отвала возникает необходимость в многопроходности их вдоль фронта работ с установкой на разных горизонтах.

Для перехода с горизонта на горизонт необходимо сооружение трасс подъема-спуска экскаватора.

Согласно работе [11] обработка вскрышной заходки или перевалка промежуточного навала должна совмещать отсыпку отвального яруса со строительством трассы (рис. 6, 7). Это позволяет исключить дополнительные объемы переэкскавации.

Технология работ по показанным схемам заключается в следующем. В планируемом месте подъема экскаватора на второй ярус (рис. 6) для организации перевалки породы в третий ярус он черпает породу из развала (ход I) и отсыпает ее как во второй ярус, так и в наклонную трассу с предельно допустимым уклоном для холостого передвижения драглайна. Отсыпанную трассу планируют бульдозером. Эта же трасса используется для спуска экскаватора на нижележащий горизонт (рис. 7).

Устойчивость внутренних бестранспортных отвалов рассмотрена в работах [13, 25].

Генеральный угол откоса многоярусного отвала определен с учетом коэффициента запаса устойчивости $n = 1,2$ для двух видов оснований: слабых и прочных (таблица 4).

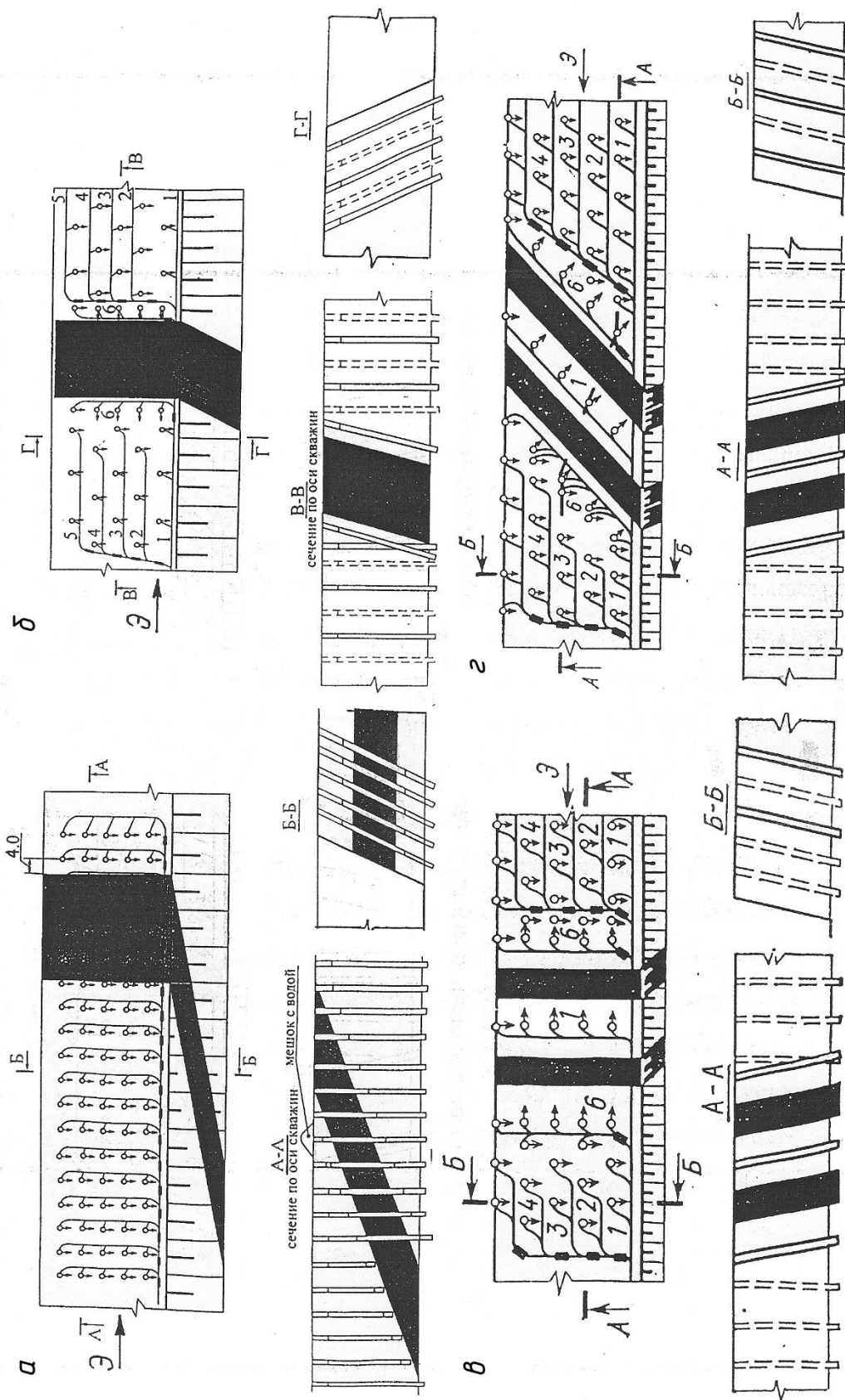


Рис. 4. Схемы обустраивания блока и коммутация взрывной сети: а – при наклонном падении пласта; б – при крутом залегании пласта; в, г – по междупластью соответственно крутых и наклонных пластов.

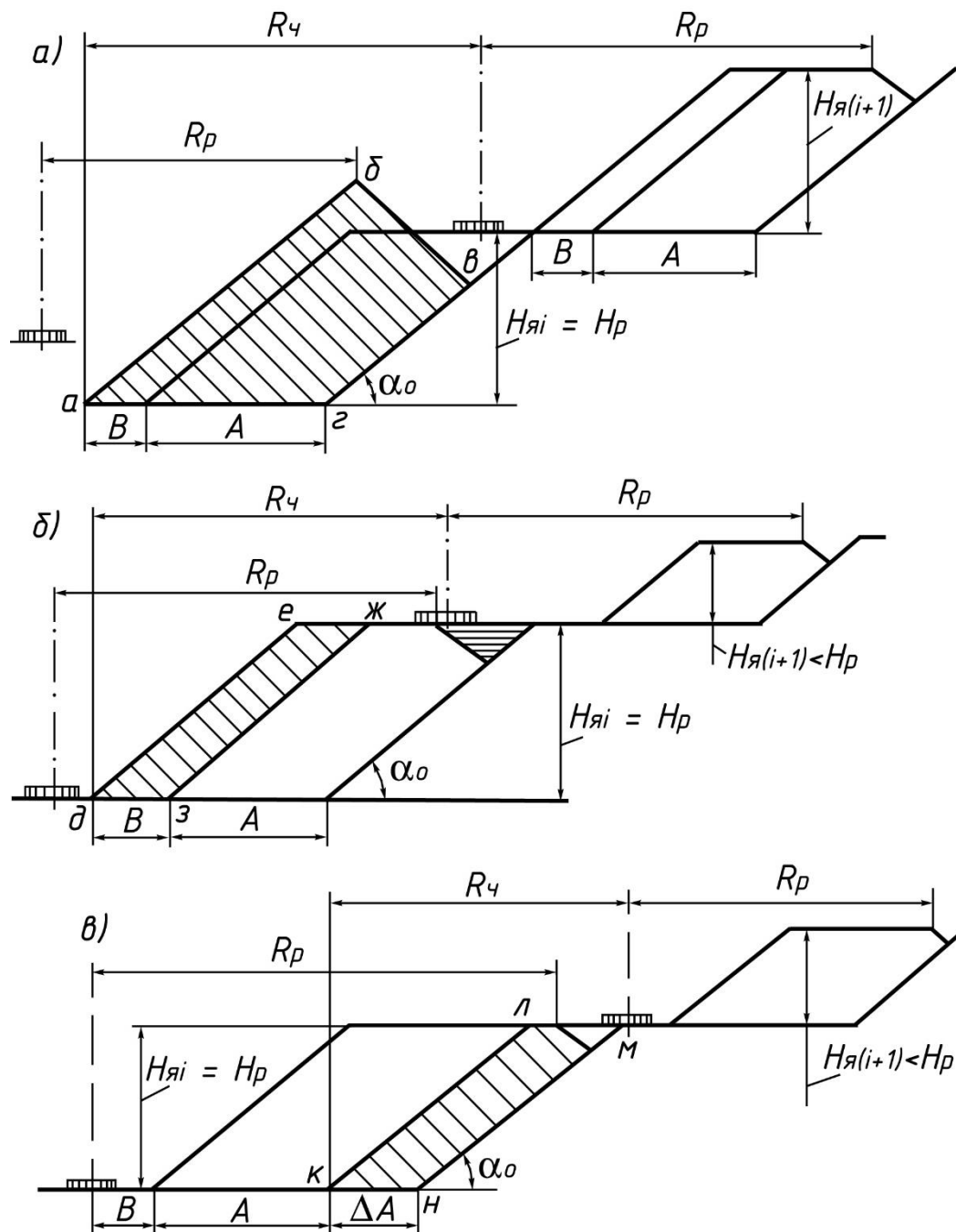


Рис. 5. Способы перевалки породы из нижележащего в вышележащий ярус: а – порода из вышележащего яруса переваливается выше; б – порода из вышележащего яруса не переваливается выше; в – способ отсыпки отвала с подготовкой дополнительной емкости.

Данные рекомендации следует использовать при расчете параметров внутренних отвалов при поперечной системе разработки.

Эффективность бестранспортных технологических схем определяется показателем – коэффициентом переэкскавации.

Методика расчета коэффициента переэкскавации бестранспортных технологических схем изложена в работах [14, 24]. Рекомендуется в сложных схемах экскавации с формированием многоярусных отвалов учитывать дополнительные объемы переэкскавации, связанные с созданием трасс перемещения экскаваторов во вскрышной и отвальной зонах, объемы

дополнительной переэкскавации при отработке тупиковых участков заходки и зон вскрывающих выработок.

Таблица 4. Рекомендуемые значения генерального угла откоса внутреннего многоярусного отвала (γ_r)

Характеристика основания отвала и грунтосмесей	Генеральный угол откоса многоярусного отвала (в градусах) при общей его высоте, м*					
	20	30	40	60	80	100
Слабое основание. Грунтосмеси: углистые глины, углистые аргиллиты, слабые аргиллиты и алевролиты $\rho_n^{**} = 7^\circ 30' - 11^\circ$	32-37	26-37	22-34	20-31	16-29	—
Прочное основание. Грунтосмеси: монолитные алевролиты, песчаники $\rho_n = 17^\circ 30'$	46***	41***	38	35	33	32

* - для углов наклона основания отвала $0-3^\circ$; ** - угол внутреннего трения пород в отвале;
*** - возможна подрезка откосов отвала после их свободной отсыпки.

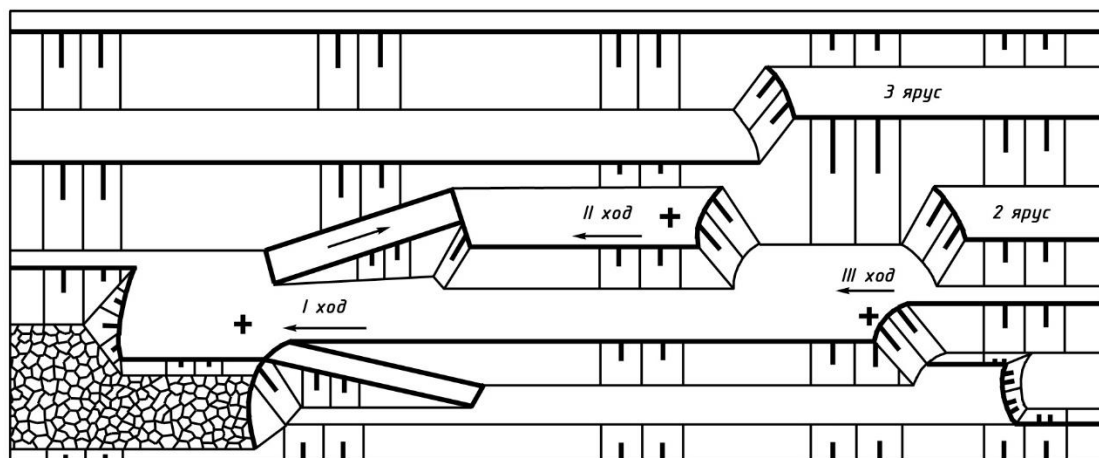


Рис. 6. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайна, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов, на основном участке фронта работ

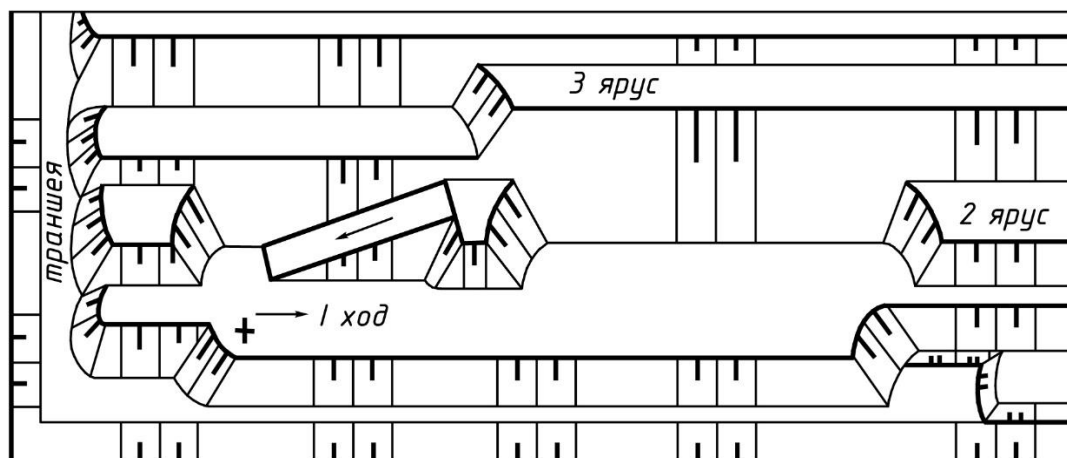


Рис. 7. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайна, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов, в торцевой части заходки



Учет дополнительных породных объемов определяет общий коэффициент переэкскавации бестранспортной технологической схемы, который может значительно отличаться от рассчитанного в профиле горных работ.

При поперечных бестранспортных технологических схемах дополнительные объемы переэкскавации имеют место как при отработке породугольной заходки, так и при организации переходов драглайнов при отсыпке многоярусных отвалов.

Поэтому при расчете коэффициента переэкскавации бестранспортных технологических схем при поперечном развитии фронта работ (для условия разработки одной заходки), следует пользоваться формулой [14]:

$$K_{n.o} = K_n + \frac{V_m + V_{mp} + V_{c.o} + V_{c.б}}{V_{ц.з} \cdot (1 - K_{сб})}, \quad (29)$$

где $V_m, V_{mp}, V_{c.o}, V_{c.б}$ – соответственно, объем дополнительной переэкскавации породы (в плотном теле) в тупиковых участках фронта работ, при оформлении траншеи вскрывающих выработок, устройстве съездов на отвале и рабочем борту, m^3 ; $V_{ц.з}$ – объем вскрывных работ по всей длине заходки в плотном теле, m^3 ; $K_{сб}$ – коэффициент взрывного сброса породы в отвал; K_n – коэффициент переэкскавации в профиле горных работ.

$$K_n = \frac{V_{нэ}}{V_{з.пр} \cdot (1 - K_{сб})}, \quad (30)$$

где $V_{нэ}$ – объем вторичной перевалки породы в профиле технологической схемы в плотном теле, m^3 ; $V_{з.пр}$ – объем заходки в профиле технологической схемы на один метр фронта работ (в плотном теле), m^3 .

С учетом этого коэффициента расчет годовой полезной производительности драглайна ($Q_{гп}$) определяется по формуле [30], m^3 :

$$Q_{г.п} = \frac{П_m \cdot (1 - K_{ис}) \cdot K_z \cdot T_{см} \cdot N_{с.г}}{(1 - K_{сб} + K_{n.o}) \cdot K_{орг}}, \quad (31)$$

где $П_m$ – техническая производительность драглайна, $m^3/ч$; $K_{ис}$ – коэффициент, учитывающий регламентированные перерывы; $K_z = 0,93-0,94$ – коэффициент готовности экскаватора как технической системы; $T_{см}$ – продолжительность смены, час; $K_{орг} = 1,15-1,20$ – коэффициент затрат рабочего времени на перемещение экскаватора по фронту; $K_{n.o}$ – общий коэффициент переэкскавации; $N_{с.г}$ – число рабочих смен экскаватора в году.

Выводы

Оценка применяемых технологий открытой разработки свитовых месторождений угля наклонного и крутого залегания по критериям ресурсозатрат показала их низкую эффективность. Обобщенный показатель ресурсозатрат примерно в 1,2 раза, а себестоимость в 1,34 раза выше, чем при поперечной технологии, что подразумевает ее дальнейшее усовершенствование и внедрение на действующих и проектируемых горных предприятиях.

Список источников

1. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация / М., Недра, 1985. – 549 с.
2. Вагоровский, В.С. О классификации подсчета и разделения запасов угля для открытых горных работ / Уголь. – 1979. – №6. – С. 25.
3. Цепилов, И.И. Перспективные технологии открытой разработки сложноструктурных угольных месторождений : Учеб. пособие / И.И. Цепилов, А.И. Корякин, В.Ф. Колесников, С.И. Протасов; М-во общ.



и проф. образования Рос. Федерации. Кузбасс. гос. техн. ун-т. – Кемерово : Кузбасс. гос. техн. ун-т, 2000. – 186 с.

4. Цепилов, И.И. Технология разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса : Учеб. пособие / И. И. Цепилов, А. И. Корякин, С. И. Протасов; М-во общ. и проф. образования Рос. Федерации. Кузбасс. гос. техн. ун-т. – Кемерово : Кузбасс. гос. техн. ун-т, 1999. – 139 с.

5. Кузнецов, В.И. Новые решения в технологии ведения горных работ на разрезах Кузбасса / В.И. Кузнецов, В.А. Ермолаев, А.С. Ташкинов, А.С. Ненашев // Кемерово: Кемеровское кн. изд-во. – 1994. – 150 с.

6. Кузнецов, В.И. Управление горными работами на разрезах Кузбасса / Кемерово: Кузбассвуиздат. – 1997. – 164 с.

7. Штумпф, Г.Г. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна : Справочник / Г.Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А. Шаламанов, А.И. Петров // М.: Недра. – 1994. – 447 с.

8. Проноза, В.Г. Определение области эффективной разработки энергетических углей открытым способом (на примере Кузнецкого угольного бассейна) / В.Г. Проноза, А.И. Корякин, С.М. Милый // Вестник КузГТУ. – 2000. – №6. – С. 83-87.

9. Калинин, А.В. К вопросу методики классификации схем экскавации при бестранспортной системе разработки / А.В. Калинин, М.М. Березняк, В.Г. Проноза // Открытая добыча угля в Кузбассе. Сб. науч. тр. – Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1971. – С. 150-158.

10. Лоханов, Б.Н. Исследование параметров бестранспортной системы разработки свит пологих пластов. Автореф. ... канд. техн. наук. – М.: МГИ. – 1969. – 23 с.

11. Воронков, В.Ф. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайнов в отвальной зоне, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов / В.Ф. Воронков, В.С. Вагоровский // Открытая разработка угольных месторождений: Сб. науч. тр. – Кузбасс. политехн. ин-т. Кемерово. – 1988. – С. 110-114.

12. Проноза, В.Г. Направления совершенствования технологических схем эксплуатации мощных драглайнов в условиях пологих месторождений юга Кузбасса / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Перспективы развития открытого способа добычи угля в восточных районах страны: Сб. науч. тр. – Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1984. – С. 76-83.

13. Ненашев, А.С. К вопросу определения основных параметров и устойчивости внутренних многоярусных отвалов / Открытая угледобыча в Кузбассе (опыт, проблемы, перспективы). – Кемерово: Кн. изд-во. – 1976. – С. 194-204.

14. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра. – 1982. – 405 с.

15. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н.Я. Репин, В.П. Богатырев, В.Д. Буткин [и др]. Под ред. Репина Н.Я. // М.: Недра. – 1987. – 254 с.

16. Подгорный, М.С. Технологические схемы вскрышных работ при применении драглайна ЭШ-40/85 / М.С. Подгорный, В.Г. Проноза, В.С. Вагоровский // Уголь. – 1983. – №10. – С. 41-45.

17. Открытые горные работы : справочник / Горное бюро. – 1994. – 590 с.

18. Проноза, В.Г. Сплошная комбинированная продольно-поперечная система разработки / Интенсификация горных работ на угольных разрезах: Межвуз. сб. науч. тр. // Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1988. – С. 65-71.

19. Томаков, П.И. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса / П.И. Томаков, В.С. Коваленко // Уголь. – 1992. – №1. – С. 16-20.

20. Демченко, А.В. Поэтапно-углубочная технология интенсивной отработки угольных пластов для условий разреза «Краснобродский» / А.В. Демченко, В.А. Ермолаев, С.М. Федотенко // Уголь. – 1997. – №1. – С. 21-22.

21. Мордухович, И.Л. О целесообразности создания длинностреловых моделей мощных шагающих драглайнов / И.Л. Мордухович, Н.П. Сеннов // Уголь. – 1987. – №1. – С. 24-26.

22. Теплов, А.Г. Повышение эффективности разработки маломощных пластов / Уголь. – 1983. – №10. – С. 38-41.

23. Калинин, А.В. Обоснование способа выемки и комплекта оборудования для бестранспортной системы разработки свит пологих пластов в условиях южного Кузбасса / А.В. Калинин, М.М. Березняк, В.Г. Проноза [и др.] // Совершенствование способов разработки месторождений Кузнецкого бассейна: сб. науч. тр. – Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1970. – С. 228-240.

24. Калинин, А.В. Расчет коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов / А.В. Калинин, В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Разработка угольных месторождений открытым способом: Сб. науч. тр. – Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1978. – С. 15-24.



25. Разработка технологических схем ведения горных работ для сложноструктурных месторождений Кузбасса. Отчет по НИР №1003040000-52. – КузПИ – КФ НИИОГР, Кемерово. – 1976. – 189 с.
26. Проектная документация отработки карьера «Моатизе» (Moatize), Республика Мозамбик. – 1970.
27. Исследование бестранспортной технологии открытой разработки угольных месторождений Кузбасса с наклонным залеганием пластов. Отчет по НИР №104-75. – Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1975. – 210 с.
28. Плотинов, Е.П. Обоснование рациональных областей применения схем вскрытия угольных карьеров при поперечных системах разработки. Автореф. дис. ... канд. техн. наук / Кузбасс. гос. техн. ун-т, Кемерово. – 2001. – 24 с.
29. Проноза, В.Г. Транспортно-перевалочная доставка породы от верхних горизонтов во внутренние отвалы на разрезе «Красногорский» / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // КузГТУ, Кемерово. – 1996. – 24 с. – Деп. в ВИНТИ 22.04.96, №1306-B96.
30. Проноза, В.Г. Обоснование структуры эффективных технологических комплексов перевалки вскрышных пород. Автореф. ... докт. техн. наук / Кузбасс. политехн. ин-т, Кемерово. – 1992. – 41 с.
31. Корякин, А.И. Оценка технологий открытой угледобычи по критериям ресурсопотребления / Вестник КузГТУ. – 1998. – №6. – С. 84-86.
32. Хохряков, Н.С. Проектирование карьеров / М.: Недра. – 1992. – 383 с.
33. Колесников, В.Ф. Развитие и обоснование способов и схем вскрытия рабочих горизонтов угольных карьеров: дисс. ... докт. техн. наук: 05.15.05. Кемерово, 1999. – 325 с.
34. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.
35. Альбом оптимальных инженерных решений при производстве горно-вскрышных работ в нетиповых условиях на строительстве и реконструкции разрезов / КузНИИшахтострой. Кемерово, 1989. – 168 с.
36. Кузнецов, В.И. Исследование эффективности выемки скальных и полускальных пород из массива экскаваторами-мехлопатами / дисс. ... канд. техн. наук. Кемерово, 1993. – 153 с.
37. Мельников, Н.Н. Технология применения и параметры карьерных гидравлических экскаваторов. Апатиты, Кольский научный центр РАН. – 1992. – 210 с.
38. Томаков, П.И. Гидравлические обратные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса. – М., Недра. – 1984. – 50 с.

References

1. Rzhetskij, V.V. Otkrytye gornye raboty. Ch. 2. Tehnologija i kompleksnaja mehanizacija / M., Nedra, 1985. – 549 s.
2. Vagorovskij, B.C. O klassifikacii podscheta i razdelenija zapasov uglja dlja otkrytyh gornyh rabot / Ugol'. – 1979. – №6. – S. 25.
3. Tsepilov, I.I. Perspektivnye tehnologii otkrytoj razrabotki slozhnostrukturnyh ugol'nyh mestorozhdenij : Ucheb. posobie / I.I. Tsepilov, A.I. Korjakin, V.F. Kolesnikov, S.I. Protasov; M-vo obshh. i prof. obrazovanija Ros. Federacii. Kuzbas. gos. tehn. un-t. – Kemerovo : Kuzbas. gos. tehn. un-t, 2000. – 186 s.
4. Tsepilov, I.I. Tehnologija razrabotki uglenasyshennyh zon razrezov Kuzbassa : Ucheb. posobie / I. I. Cepilov, A. I. Korjakin, S. I. Protasov; M-vo obshh. i prof. obrazovanija Ros. Federacii. Kuzbas. gos. tehn. un-t. – Kemerovo : Kuzbas. gos. tehn. un-t, 1999. – 139 s.
5. Kuznetsov, V.I. Novye reshenija v tehnologii vedenija gornyh rabot na razrezah Kuzbassa / V.I. Kuznetsov, V.A. Ermolaev, A.S. Tashkinov, A.S. Nenashev // Kemerovo: Kemerovskoe kn. izd-vo. – 1994. – 150 s.
6. Kuznetsov, V.I. Upravlenie gornymi rabotami na razrezah Kuzbassa / Kemerovo: Kuzbassvuzizdat. – 1997. – 164 s.
7. Shtumpf, G.G. Fiziko-tehnicheskie svojstva gornyh porod i uglej Kuzneckogo bassejna : Spravochnik / G.G. Shtumpf, Ju.A. Ryzhkov, V.A. Shalamanov, A.I. Petrov // M.: Nedra. – 1994. – 447 s.
8. Pronoza, V.G. Opredelenie oblasti jeffektivnoj razrabotki jenergeticheskikh uglej otkryтым способом (na primere Kuzneckogo ugol'nogo bassejna) / V.G. Pronoza, A.I. Korjakin, S.M. Milij // Vestnik KuzGTU. – 2000. – №6. – S. 83-87.
9. Kalinin, A.V. K voprosu metodiki klassifikacii shem jekskavacii pri bestransportnoj sisteme razrabotki / A.V. Kalinin, M.M. Bereznyak, V.G. Pronoza // Otkrytaja dobycha uglja v Kuzbasse. Sb. nauch. tr. – Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1971. – S. 150-158.
10. Lohanov, B.N. Issledovanie parametrov bestransportnoj sistemy razrabotki svit pologih plastov. Avtoref. ... kand. tehn. nauk. – M.: MGI. – 1969. – 23 s.



11. Voronkov, V.F. Tehnologija vskryshnyh rabot s sozdaniem trass peredvizheniya draglajnov v otval'noj zone, sovmeshhennym s processom formirovaniya otval'nyh jarusov / V.F. Voronkov, V.S. Vagorovskij // Otkrytaja razrabotka ugodnyh mestorozhdenij: Sb. nauch. tr. – Kuzbass. politehn. in-t. Kemerovo. – 1988. – S. 110-114.
12. Pronoza, V.G. Napravlenija sovershenstvovaniya tehnologicheskikh shem jekspluatacii moshhnyh draglajnov v usloviyah pologih mestorozhdenii juga Kuzbassa / V.G. Pronoza, V.F. Voronkov // Perspektivy razvitiya otkrytogo sposoba dobychi uglja v vostochnykh rajonah strany: Sb. nauch. tr. – Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1984. – S. 76-83.
13. Nenashev, A.S. K voprosu opredelenija osnovnyh parametrov i ustojchivosti vnutrennih mnogojarusnyh otvalov / Otkrytaja ugledobycha v Kuzbasse (opyt, problemy, perspektivy). – Kemerovo: Kn. izd-vo. – 1976. – S. 194-204.
14. Tipovyte tehnologicheskie shemy vedenija gornyh rabot na ugol'nyh razrezah. – M.: Nedra. – 1982. – 405 s.
15. Burovzryvnye raboty na ugol'nyh razrezah / N.Ja. Repin, V.P. Bogatyryov, V.D. Butkin [i dr.]. Pod red. Repina N.Ja. // M.: Nedra. – 1987. – 254 s.
16. Podgornyy, M.S. Tehnologicheskie shemy vskryshnyh rabot pri primenenii draglajna JeSh-40/85 / M.S. Podgornyy, V.G. Pronoza, V.S. Vagorovskij // Ugol'. – 1983. – №10. – S. 41-45.
17. Otkrytye gornye raboty : spravochnik / Gornoe bjuro. – 1994. – 590 s.
18. Pronoza, V.G. Sploshnaja kombinirovannaja prodol'no-poperechnaja sistema razrabotki / Intensifikacija gornyh rabot na ugol'nyh razrezah: Mezhev. sb. nauch. tr. // Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1988. – S. 65-71.
19. Tomakov, P.I. Prirodohrannye tehnologii otkrytoj razrabotki krutyh i naklonnyh ugol'nyh mestorozhdenij Kuzbassa / P.I. Tomakov, V.S. Kovalenko // Ugol'. – 1992. – №1. – S. 16-20.
20. Demchenko, A.V. Pojetapno-uglubochnaja tehnologija intensivnoj otrabotki ugol'nyh plastov dlja uslovij razreza «Krasnobrodskij» / A.V. Demchenko, V.A. Ermolaev, S.M. Fedotenko // Ugol'. – 1997. – №1. – S. 21-22.
21. Mordukhovich, I.L. O celesoobraznosti sozdaniya dlennostrelovyh modelej moshhnyh shagajushhih draglajnov / I.L. Mordukhovich, N.P. Sennov // Ugol'. – 1987. – №1. – S. 24-26.
22. Teplov, A.G. Povyshenie jeffektivnosti razrabotki malomoshhnyh plastov / Ugol'. – 1983. – №10. – S. 38-41.
23. Kalinin, A.V. Obosnovanie sposoba vyemki i komplekta oborudovaniya dlja bestransportnoj sistemy razrabotki svit pologih plastov v usloviyah juzhnogo Kuzbassa / A.V. Kalinin, M.M. Bereznjak, V.G. Pronoza [i dr.] // Sovershenstvovanie sposobov razrabotki mestorozhdenij Kuzneckogo bassejna: sb. nauch. tr. – Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1970. – S. 228-240.
24. Kalinin, A.V. Raschjot koeficienta perejeksavacii pri bestransportnoj razrabotke pologih plastov / A.V. Kalinin, V.G. Pronoza, V.F. Voronkov // Razrabotka ugol'nyh mestorozhdenij otkrytym sposobom: Sb. nauch. tr. – Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1978. – S. 15-24.
25. Razrabotka tehnologicheskikh shem vedenija gornyh rabot dlja slozhnostrukturnykh mestorozhdenij Kuzbassa. Otchjot po NIR №1003040000-52. – KuzPI – KF NII OGR, Kemerovo. – 1976. – 189 s.
26. Proektnaja dokumentacija otrabotki kar'era «Moatize» (Moatize), Respublika Mozambik. – 1970.
27. Issledovanie bestransportnoj tehnologii otkrytoj razrabotki ugol'nyh mestorozhdenij Kuzbassa s naklonnym zaleganiem plastov. Otchjot po NIR №104-75. – Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1975. – 210 s.
28. Plotnikov, E.P. Obosnovanie racional'nyh oblastej primenenija shem vskrytija ugol'nyh kar'erov pri poperechnykh sistemah razrabotki. Avtoref. dis. ... kand. tehn. nauk / Kuzbass. gos. tehn. un-t, Kemerovo. – 2001. – 24 s.
29. Pronoza, V.G. Transportno-perevalochnaja dostavka porody ot verhnih gorizontov vo vnutrennie otvaly na razreze «Krasnogorskij» / V.G. Pronoza, V.F. Voronkov // KuzGTU, Kemerovo. – 1996. – 24 s. – Dep. v VINITI 22.04.96, №1306-V96.
30. Pronoza, V.G. Obosnovanie struktury jeffektivnykh tehnologicheskikh kompleksov perevalki vskryshnyh porod. Avtoref. ... dokt. tehn. nauk / Kuzbass. politehn. in-t, Kemerovo. – 1992. – 41 s.
31. Korjakin, A.I. Ocenka tehnologij otkrytoj ugledobychi po kriterijam resursopotreblenija / Vestnik KuzGTU. – 1998. – №6. – S. 84-86.
32. Khokhrjakov, N.S. Proektirovanie kar'erov / M.: Nedra. – 1992. – 383 s.
33. Kolesnikov, V.F. Razvitie i obosnovanie sposobov i shem vskrytija rabochih gorizontov ugol'nyh kar'erov: diss. ... dokt. tehn. nauk: 05.15.05. Kemerovo, 1999. – 325 s.
34. Tipovyte tehnologicheskie shemy vedenija gornyh rabot na ugol'nyh razrezah / NII OGR. – Cheljabinsk, 1991. – 350 s.
35. Al'bom optimal'nyh inzhenernykh reshenij pri proizvodstve gorno-vskryshnyh rabot v netipovykh usloviyah na stroitel'stve i rekonstrukcii razrezov / KuzNIIshahtostroj. Kemerovo, 1989. – 168 s.



36. Kuznetsov, V.I. Issledovanie jeffektivnosti vyemki skal'nyh i poluskal'nyh porod iz massiva jekskavatorami-mehlopatami / diss. ... kand. tehn. nauk. Kemerovo, 1993. – 153 s.

37. Mel'nikov, N.N. Tehnologija primenenija i parametry kar'ernyh gidravlicheskih jekskavatorov. Apatity, Kol'skij nauchnyj centr RAN. – 1992. – 210 s.

38. Tomakov, P.I. Gidravlicheskie obratnye lopaty dlja razrabotki slozhnostrukturnyh mestorozhdenij Kuzbassa. – M., Nedra. – 1984. – 50 s.

Авторы

Милый Сергей Михайлович,

начальник отдела аудита и авторского надзора
e-mail: sm_miliy@rambler.ru

Инжиниринговая компания «SGP»
Российская Федерация, г. Кемерово, 650066,
пр. Октябрьский, 28Б

Authors

Sergey M. Miliy

chief of the audit and field supervision department
e-mail: sm_miliy@rambler.ru

SGP Engineering company
Kemerovo, 28b October av., 650066,
Russian Federation

Библиографическое описание статьи

Милый С.М. Оценка технологий отработки крутонаклонных месторождений Кузбасса // Техника и технология горного дела. – 2020. – № 1 (8). – С. 45-73.

Cite this article

Miliy S.M. (2020) Evaluation of technology for development of inclined and steep coal deposits in Kuzbass, *Journal of mining and geotechnical engineering*, 1(8):45.