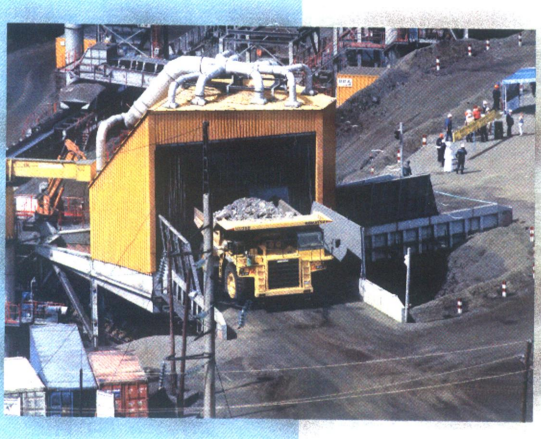
КАЗ УТУ

Б.Р. РАКИШЕВ, С.К. МОЛДАБАЕВ

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ



УДК 622.271.3.001.63
ББК 33.31
Р 19

Р 19 Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Ресурсосберегающие технологии на угольных разрезах: монография. – Алматы: КазНТУ, 2012. – 348 с.; Ил. – 96; Табл. – 38; Библиогр. – 84.

ISBN 978–601–228–261–0

В монографии изложены новые подходы к проектированию угольных разрезов, учитывающие особенности развития и конструкции вскрышной зоны при внедрении ЦПТ на наклонных месторождениях, к горно-геометрическому анализу полого-наклонных залежей с совместной оптимизацией календарных планов горных работ.

В новой интерпретации приведены метод оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки, методики оптимального распределения объемов добычи угля между участками карьерного поля и обоснования параметров экскаваторно-автомобильных комплексов (ЭАК) в схемах с ЦПТ.

Описаны инновационные ресурсосберегающие технологии проходки разрезной траншеи, вскрытия породных горизонтов с использованием железнодорожного транспорта, интенсивной отработки блоков-панелей ЭАК и даны рекомендации по ускоренному переходу на внутреннее отвалообразование.

Предложена пространственно-временная модель бестранспортной технологии отработки разнопрочных пород, установлены оптимальные параметры схем экскавраций с учетом взрывного рыхления вскрышных и угольных блоков. Обоснованы новые схемы экскаваторно-отвального комплекса с применением на добычных работах железнодорожного транспорта и комбинации экскаваторно-отвальных и выемочно-отвальных комплексов.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, занимающихся вопросами проектирования и разработки месторождений полезных ископаемых, а также для студентов ВУЗов горного профиля.

УДК 622.271.3.001.63
ББК 33.31

Рецензенты: *Е.И. Рогов*, академик НАН РК, д-р техн. наук, проф.
А.Д. Бектыбаев, д-р техн. наук, проф.

ISBN 978–601–228–261–0

© Б.Р. Ракишев, С.К. Молдабаев, 2012
© КазНТУ, 2012

ПРЕДИСЛОВИЕ

Сырьевую базу теплоэнергетического комплекса в основном составляют угольная и нефтегазовая отрасли промышленности. XX век стал веком возвеличивания нефти и кратного снижения роли угля в мировой экономике. Если сто лет назад доля угля в мировом энергобалансе составляла 90%, то сегодня она снизилась до 23%, доля нефти с 3,5% выросла почти до 39% (в структуре потребления первичных энергоресурсов). Сегодня нефть – главное сырье на энергорынке. Однако и она вслед за углем начинает сдавать позиции. Доля газа активно увеличивается.

Основными причинами смены угольного уклада на нефтяной и далее на газовый являются: истощение рентабельных месторождений, не полное соответствие применяемых технологий условиям разработки, возрастание экологических требований.

Ситуация на энергетическом рынке Казахстана существенно отличается от общемирового разделения. В Республике основу энергетического баланса составляет уголь - 63,1%. Этому есть логичное объяснение – страна располагает огромными запасами углей, чья добыча обходится достаточно дешево. Учитывая величины запасов угля и соответствующих мощностей, экономической альтернативы углю в национальной энергетике на обозримую перспективу не существует.

В Программе развития электроэнергетики Казахстана на 2010 – 2014 годы поставлены задачи по модернизации и реконструкции действующих и строительству новых генерирующих мощностей. Предполагается доведение выработки электроэнергии в 2014 году до 97,9 млрд. кВтч и обеспечение объема добычи угля к 2014 году до 123 млн. т.

Увеличение выработки электроэнергии на угле намечается осуществить расширением и реконструкцией Экибастузской ГРЭС-2 с вводом в эксплуатацию энергоблока № 3 мощностью

500 МВт, строительством Балхашской ТЭС мощностью 2640 МВт, модернизацией и реконструкцией Экибастузской ГРЭС-1 с увеличением мощности до 1500 МВт и ряд других объектов.

Для обеспечения устойчивой работы тепло- и электроэнергетического комплекса требуется наличие надежной сырьевой базы, какой в Казахстане безусловно являются Экибастузский, Майкубенский, Тургайский угольные бассейны и Шубаркульское месторождение. Суммарные разведенные их запасы достигают 100 млрд. т. Разработка углей месторождений ведется или будет вестись самым эффективным, прогрессивным, ресурсосберегающим и безопасным открытым способом. При годовом объеме производства 100 млн. т угля запасов этих месторождений хватит на 1000 лет.

Опыта в организации эффективной разработки угольных месторождений открытым способом в Казахстане предостаточно. Всему миру известно интенсивное освоение Экибастузского каменноугольного бассейна. За 58 лет эксплуатации трех мощных разрезов («Богатырь», «Восточный», «Северный») потребителям отгружено более 2,5 млрд. т самого дешевого и высококачественного угля. Такого бурного развития добычи угля при высоких технико-экономических показателях не удавалось достичь ни на одном из известных бассейнов. В основном такие темпы обеспечены внедрением новой технологии добычи крепких каменных углей мощными роторными экскаваторами, совершенствованием основных технологических процессов и переходом на циклично-поточную и поточную технологии.

С высокими экономическими показателями также эксплуатируются угольные разрезы на базе Майкубенского бассейна и Шубаркольского, Кара-Жыринского и Борлинского месторождений.

В 2010 году в Казахстане добыто 104,4 млн. т угля, более 85% которых открытым способом. По государственной программе развития угольной промышленности объемы добычи в стране предусматривается увеличить до 145 млн. т к 2020 году.

Ресурсосберегающие и экологически безопасные производства на угольных разрезах должны создаваться при переходе к

принципиально новым технологиям, что обеспечит лучшие конечные результаты при минимальном отрицательном воздействии на окружающую среду и природные ресурсы. Только на такой основе уголь еще многие годы будет конкурентоспособным топливом для энергетического комплекса.

При проектировании новых и реконструкции действующих разрезов в современных условиях особое внимание следует обратить на природоохранные мероприятия. Горно-геологические условия большинства угольных месторождений в Казахстане позволяют реализовать наиболее передовые циклично-поточные, поточные технологии и использовать ресурс выработанного пространства для размещения внутренних отвалов по транспортным и бестранспортным схемам перемещения вскрышных пород.

Повышение конкурентоспособности открытого способа разработки угольных месторождений обеспечивается созданием ресурсосберегающих технологий, основанных на учете конкретных горно-геологических условий залегания угольных пластов и развития карьерного пространства. В этой связи в монографии рассмотрены следующие задачи:

- повышение эффективности работы разрезов при применении поточной и циклично-поточной технологий;
- оптимизация распределения объемов горных работ в границах карьерного поля;
- изыскание оптимальных технических решений по вскрытию участков вытянутых месторождений и ускоренному вовлечению в эксплуатацию ресурса выработанного пространства;
- разработка оптимальных проектных решений по использованию экскаваторно-отвальных комплексов на пластах малой и средней мощности с применением железнодорожного транспорта на добычных работах;
- расширение области применения экскаваторно-отвального комплекса при его комбинации с выемочно-отвальным комплексом;
- создание методов оптимизации развития рабочей зоны и определения ее оптимальных параметров при переходе на ресурсосберегающие технологии.

1. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА

1.1 Место открытой разработки в Концепции развития угольной промышленности Республики Казахстан на период до 2020 года

Подъем экономики любой страны сопровождается повышением потребления электроэнергии. В этой связи Правительством в 2008 году была принята «Концепция развития угольной промышленности Республики Казахстан на период до 2020 года» [1]. В ней осуществлен прогноз потребления казахстанских углей для коксования и энергетики на указанный период, оценены технические возможности развития угледобывающих предприятий, баланс потребности и ресурсов, необходимые инвестиции на поддержание, техническое перевооружение действующих и строящихся предприятий. Определены современный технический и технологический уровень угледобычи, основные направления модернизации технической и технологической базы угольной отрасли.

В настоящее время на территории Республики Казахстан функционирует порядка 33 предприятий, ведущих добычу угля открытым способом. Суммарная добыча угля в 2007 году составила около 85,0 млн. т. Мощность разрезов колеблется от 0,5 до 40,0 млн. т в год. На предприятиях, в зависимости от их мощности и горно-геологических условий, применяются все известные технологические схемы - цикличная, поточная, цикличноточная, бестранспортная.

В качестве основного горного оборудования применяются роторные экскаваторы производительностью от 1250 до 4500 $м^3$/ч, одноковшовые мехлопаты с вместимостью ковша от 2 до 15 $м^3$, гидравлические экскаваторы с вместимостью ковша от 1 до 22 $м^3$, шагающие экскаваторы-драглайны с вместимостью ковша от 4 до 13 $м^3$.

Для транспортирования горных пород применяются автосамосвалы практически всех известных заводов-изготовителей грузоподъемностью от 10 до 130 т, электрифицированный и на дизельной тяге железнодорожный транспорт, конвейера производительностью до 5000 т/ч. На буровзрывных работах получили распространение довольно известные при разработке полускальных пород буровые станки, взрывчатые вещества (ВВ) и средства взрывания (СВ). На вспомогательных работах используются бульдозеры мощностью до 600 л.с., погрузчики с вместимостью ковша до 13 м^3.

Дальнейшее увеличение производственной мощности разрезов связано с внедрением самых современных технологических схем и высокопроизводительного горного, транспортного и вспомогательного оборудования большой единичной мощности.

Концепцией предусматривается увеличение объемов добычи угля до 158,35 млн. т в 2020 году. Прирост добычи с 2007 года составит 59,45 млн. т угля (60,1 %). Общий объем добычи по всем бассейнам и месторождениям составит 1852,96 млн. т, в том числе подземным способом - 278,07 млн. т и открытым способом - 1574,89 млн. т. Добыча угля открытым способом увеличится с 84,65 млн. т в год в 2007 году до 133,0 млн. т в 2020 году. В целом за рассматриваемый период открытым способом будет добыто 1574,89 млн. т, в том числе в Экибастузском бассейне - 1042,10 млн. т (66,2%); Шубаркольском месторождении - 172,24 млн. т; Майкубенском бассейне - 122,3 млн. т; разрезе «Каражыра» - 80,75 млн. т; разрезе "Молодежный" - 120,5 млн. т; на прочих мелких месторождениях - 37,0 млн. т.

Прирост добычи угля предусматривается в основном за счет реконструкции и технического перевооружения существующих угольных разрезов. За рассматриваемый период инвестиции на развитие добычи угля открытым способом в целом составят 1846,56 млн. долл. США. Анализ сводных капитальных вложений на развитие угледобывающих предприятий Казахстана показывает, что общий объем инвестиций на развитие добычи составит 3980,72 млн. долл. США. Из них: на добычу коксующихся углей - 2134,16 млн. долл., или 7,68 долл. США на 1

т; на добычу энергетических углей - 1846,56 млн. долл., или 1,17 долл. США на 1 т. Средневзвешенная прогнозная себестоимость добычи 1 т энергетического угля (франко-разрез, франко-шахта) будет увеличена с 598,58 тенге в 2007 году до 1199,58 тенге в 2020 году, средневзвешенная прогнозная цена 1 т коксующего угля (франко-разрез, франко-шахта) на внутреннем рынке - с 709,22 тенге в 2007 году до 1405,02 тенге в 2020 году.

1.2 Технологии горных работ на разрезах Казахстана

В настоящее время добыча угля ведется в Карагандинском, Экибастузском и Майкубенском бассейнах, на Кушокинском, Борлинском, Шубаркольском, Каражыринском месторождениях, а также на ряде небольших месторождений. При этом более 85% угля добывается прогрессивным открытым способом.

Экибастузский бассейн в Павлодарской области со значительными размерами в плане (до 12 км) и с большими запасами угля является уникальным. В мире нет ему аналогов. На незначительной площади сосредоточено более 10 млрд. т угля. На базе этого бассейна (рис. 1.1) запроектирован и построен крупнейший в СНГ и мире разрез «Богатырь», 40-летний юбилей которого отмечен в 2010 году. Проектная мощность предприятия 50 млн. т угля в год. На разрезе достигнута самая высокая производительность труда и самая низкая себестоимость продукции в угольной промышленности. После достижения горными работами глубины более 250 м мощность разреза была скорректирована и снижена до 40 млн. т угля в год.

Разрез «Богатырь» отрабатывает запасы угля участков 5, 6, 9, 10 в южной и юго-западной части Экибастузского бассейна. Карьерное поле характеризуется следующими параметрами: длина по простиранию – 7,5 км; ширина – 3,8 км; глубина – 400 м (до гор. -200 м). Длина добычного фронта составляет 5,9 км, вскрышного фронта – 7,1 км. Горные работы достигли глубины 255 м (гор. -55 м).

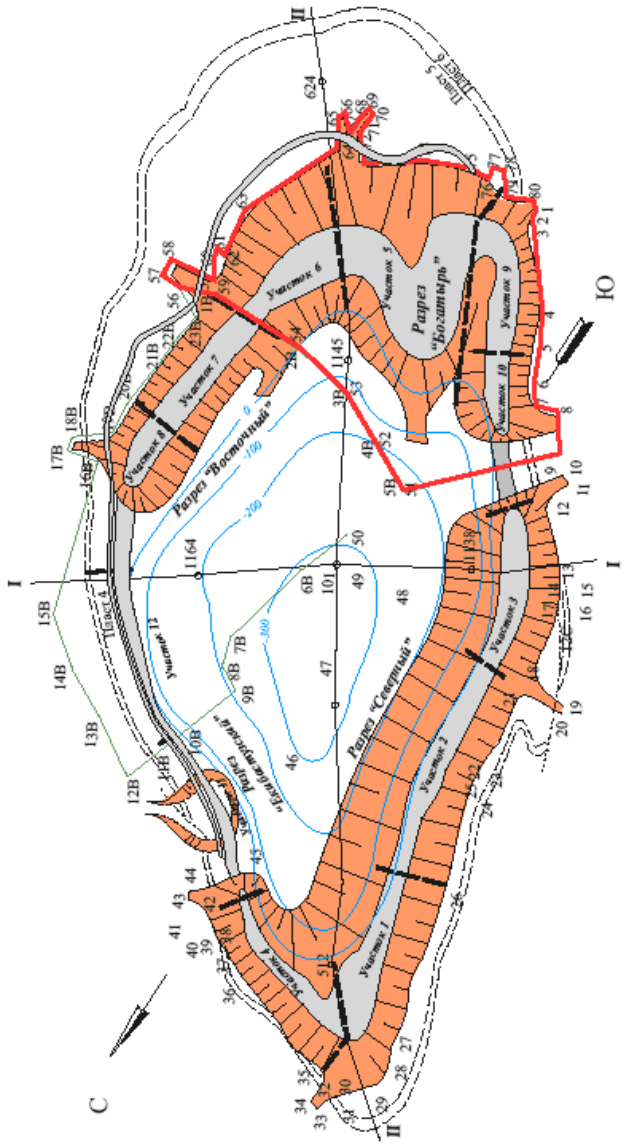


Рис. 1.1. Экибастузский угольный бассейн с раскройкой на карьерные поля

Вскрытие угольных горизонтов разреза «Богатырь» осуществлено стационарной центральной выездной траншеей внешнего заложения. Нижние горизонты вскрываются стационарными тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту разреза.

В настоящее время на разрезе «Богатырь» реализуется крупная инвестиционная программа по реконструкции транспортной схемы на добыче и отгрузке угля. Вместо железнодорожного транспорта намечается перейти на комбинированный автомобильно-железнодорожный и автомобильно-конвейерный транспорт (рис. 1.2).

При автомобильно-железнодорожном транспорте одноковшовые экскаваторы в забоях с разным качеством угля осуществляют его погрузку в большегрузные автосамосвалы. Разгрузка мобильных средств транспорта осуществляется в штабели усреднительного угольного склада на гор. -30 м, расположенного на рабочем борту участка 6. Формирование штабелей осуществляется бульдозером наклонными слоями с откоса уступа. На отгрузке угля в вагоны задействованы роторные экскаваторы, осуществляющие его усреднение при отработке штабеля горизонтальными слоями.

Роторно-конвейерно-железнодорожный комплекс действует в синклинальной части разреза. Два роторных экскаватора одновременно с заданной производительностью осуществляют погрузку угля на передвижной забойный конвейер. Далее по системе подъемных конвейеров производится доставка угля на угольно-породный погрузочный комплекс (УППК), расположенный на гор.+45 м стационарного борта синклинальной части разреза, где происходит загрузка вагонов. По этой технологии смешивание и усреднение углей разного качества из забоев роторных экскаваторов происходит на ленте конвейеров за счет наложения потоков.

Нарезка новых угольных горизонтов производится одноковшовыми экскаваторами в комплексе с железнодорожным и автомобильно- железнодорожным транспортом и роторными экскаваторами СРс(К)-2000 с применением межуступного перегружателя СФБ-Р(К)-1800.25 в комплексе с конвейерно-железнодорожным транспортом.

Породы внутренней вскрыши (селекция) отрабатываются добычными экскаваторами. При железнодорожной откатке погрузка осуществляется непосредственно в думпкары, а при конвейерно-железнодорожном и автомобильно-железнодорожном транспорте из промежуточных складов одноковшовыми экскаваторами отгружается на внешние отвалы.

Вывозка угля производится электрифицированным железнодорожным (ж.д.) транспортом с применением тяговых агрегатов ОПЭ-1 непосредственно из забоев добычных экскаваторов, усреднительных складов и от пунктов погрузки СПУ-5000 № 1, 2 на гор. +45 м УППК на углесборочные станции «Богатырская» и «Соединительная». Средняя дальность транспортировки угля от экскаваторов до углесборочных станций составляет 13 км.

В целях обеспечения установленных технических норм загрузки ж.д. вагонов на разрезе действуют весодозировочные комплексы на ст. «Богатырская» в составе трёх экскаваторов МД-1 и ст. «Соединительная» с одним экскаватором МД-1. Для увеличения объёмов дозирования загруженных вагонов в осенне-зимний период предусмотрены временные дозировочные пункты указанных станций с использованием строительных экскаваторов ЭО-5126 и крана КДЭ. Взвешивание поступающих на дозировку ж.д. вагонов производится на весах ВТВ-Д.

Породные горизонты вскрыты тремя наклонными траншеями: стационарной внешнего заложения со стороны участка 5 с выходом на ст. «Степная», полустационарной внутреннего заложения со стороны рабочего борта участка 5 с выходом на ст. «Октябрьская» и стационарной фланговой с выходом на ст. «Разминовочная».

Отработка вскрышных уступов производится одноковшовыми экскаваторами типа ЭКГ вместимостью ковша от 6,3 до 12,5 $м^3$ с непосредственной погрузкой в железнодорожный транспорт. Вся внешняя вскрыша и селекция вывозится на внешние отвалы «Степной» и «Локальный». Средняя дальность транспортировки вскрыши от забоев вскрышных экскаваторов на внешние отвалы составляет 8,3 км. Складирование горной массы на отвалах осуществляется экскаваторами ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5, ЭШ-13/50, ЭШ-10/70.

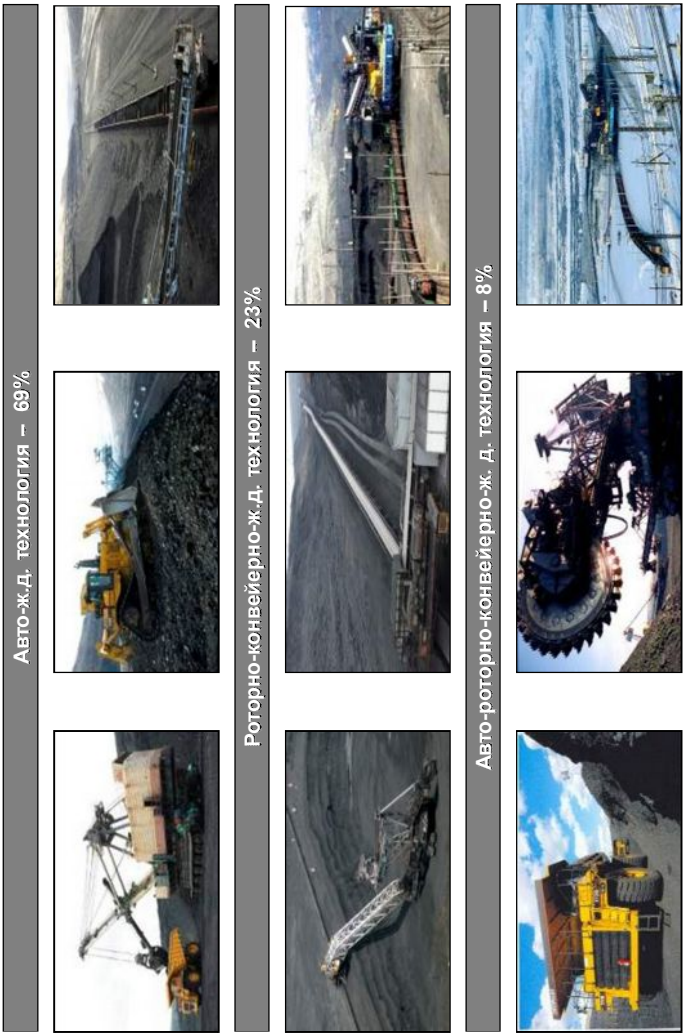


Рис. 1.2. Действующие на разрезе «Богатырь» технологии переходного периода

Крупными разрезами бассейна также являются «Восточный» мощностью 25 млн. т в год и «Северный» мощностью 18 млн. т в год. Поточная технология разработки наклонных угольных пластов впервые в мире внедрена на разрезе «Восточный». Добычной фронт длиной 2,8 км вскрыт тремя крутыми траншеями, в которых расположены четыре подъемных конвейера: в центральной траншее – два подъемных конвейера, а в южной и северной – по одному (рис. 1.3).

Через центральный подъемник уголь выдается с верхнего отрабатываемого добычного уступа, а через два фланговых – с нижнего. Добычной фронт нижнего уступа в центре поля разделен целиком, на котором установлены соединительные конвейеры.

Добыча угля производится роторными экскаваторами SR_s(k)-2000 с применением забойных перегружателей BR_s(k)-2000.65. Нарезка нового угольного уступа высотой 25 м в основном производится этим роторным экскаватором в комплексе с межуступным (AR_s(k)-5000.95) и забойным перегружателями.

На разрезе реализована усовершенствованная одноуступная (двухподуступная) технологическая схема с одним транспортным горизонтом с разделением фронта добычных работ на четыре блока одинаковой длины. С передвижкой забойного конвейера в новое положение наращивается соединительный конвейер, что исключает их перемонтаж для изменения направления транспортирования угля.

Дозированная непрерывная погрузка вагонов осуществляется на поверхностном усреднительно-погрузочном комплексе. Стабильность качества угля обеспечивается за счет равномерной отработки низкозольных пластов 1, 2 и высокозольного пласта 3, соответственно по верхнему и нижнему добычным подуступам.



Рис. 1.3. Поточная технология добычи угля на разрезе «Восточный»

Применение поточной технологии добычи угля на разрезе «Восточный» с постоянной углубкой горных работ позволило сохранить высокую производительность роторных экскаваторов по сравнению с их использованием в комплексе с железнодорожным транспортом [2]. Полная конвейеризация транспортирования угля до поверхностного усреднительно-погрузочного комплекса обеспечила автоматизированную работу добычного комплекса, снизило амплитуду колебаний зольности товарного угля, улучшило его качество за счет усреднения из различных забоев непосредственно в процессе транспортирования. По сравнению с ремонтом железнодорожного транспорта ремонт конвейеров менее сложен и трудоемок, а обслуживание значительно проще.

Обоснование применения конвейеров для транспортирования угля на разрезе «Восточный» выполнено институтом «Карагандагипрошахт» совместно с УкрНИИпроектом и ИГД им. Д.А. Кунаева [3]. Особенностями применения конвейерного транспорта для перемещения добытого угля на разрезе при разработке наклонных пластов являются необходимость демонтажа и переноски конвейеров на каждый новый горизонт и постоянная углубка открытых траншей для конвейерных подъемников. Стационарный борт со стороны лежащего бока залежи имеет угол откоса 10-20°, вскрытие угольных горизонтов производилось крутыми траншеями, в которых разместили угольные подъемники. Схема вскрытия обеспечивала независимую транспортную связь каждого добычного экскаватора с дневной поверхностью.

Наклонные траншеи для угольных подъемников имеют уклон в 15°. В зоне пересечения траншей с нижними бровками уступов стационарного борта дно их заглублено на 3-5 м относительно отметок рабочих горизонтов. По условиям технологии горных работ дно траншеи подъемника не выводится на рабочую площадку добычного горизонта, а заглубляется под углом 15° настолько, чтобы подходящие соединительные конвейеры оказались вне торцовой части траншеи.

Транспортирование угля на поверхность от роторных экскаваторов SRs(k)-2000 производится по четырем конвейерным линиям системой забойных, соединительных и подъемных конвейеров. Передвижка забойных конвейеров осуществляется после отработки двух экскаваторных заходок шириной 35-50 м, а

их переукладка – после отработки запасов пластов 3, 2 и 1 по горизонту через 3-4 года. Направление отработки угля принято от почвы пласта 3 к кровле пласта 1 с подвиганием фронта добычных работ в крест простирания угольных пластов горизонтальными слоями при высоте уступа 25 м.

Выдача угольной массы пласта 3 на поверхность осуществляется через северный и южный подъемники, пластов 1 и 2 – через центральный, уголь к которому подается по соединительным конвейерам, расположенным на временном целике. Отработка этого целика предусмотрена на соединительный конвейер, укладываемый для транспортирования угля пластов 1 и 2 с правого крыла разреза.

При отработке пласта 3 движение лент забойных конвейеров каждого комплекса встречное по направлению к соединительным конвейерам северного и южного подъемников. При переходе добычных работ на пласты 1 и 2 необходима смена направлений средних забойных конвейерных ставов для работы забойных конвейеров каждого из двух комплексов в одном направлении к соединительным конвейерам центрального подъемника.

Для обеспечения принятой двухподуступной схемы следует иметь минимальное опережение по глубине левого крыла разреза на один горизонт.

Одноуступная технология добычных работ без разделения на подуступы обеспечивает относительно простую схему конвейерных линий при минимальной длине забойных конвейеров (2800 м). Расстояние транспортирования угля при этом наименьшее. При данной схеме создаются необходимые условия для высокой концентрации добычных работ, все четыре экскаваторных блоков располагаются на одном горизонте при годовом подвигании добычного фронта работ 340 м. Однако из-за малой длины экскаваторных блоков подготовка новых горизонтов осуществляется в стесненных условиях и при более высоком коэффициенте вскрыши.

При двухуступной технологии схема конвейерных линий усложняется из-за увеличения длины забойных конвейеров до 5600 м, а размещение четырех экскаваторных блоков на двух горизонтах затрудняет подъезд автотранспорта. К недостаткам этой технологии следует также отнести смену направлений транспортирования горной массы при переходе от отработки

пласта 3 на отработку пластов 1 и 2, необходимость отработки целиков под соединительные конвейеры к центральному подъемнику. В то же время, при отработке двумя уступами снижается текущий коэффициент вскрыши, сокращаются темпы годового подвигания добычного фронта до 170 м, повышается срок службы горизонта, возрастают вдвое готовые к выемке запасы.

Выбор двухподуступной технологической схемы на один транспортный горизонт обусловлен возможностью перехода в процессе эксплуатации на любую схему отработки пластов без изменения стационарных подъемников и поверхностного комплекса. Это позволяет иметь резерв фронта добычных работ, а также смягчить жесткую зависимость процессов добычи и подготовки новых горизонтов (с учетом монтажа и демонтажа конвейеров).

Технология ведения горных работ с применением конвейерного транспорта по принятой технологической схеме предусматривает взаимоувязывание работ по подготовке и отработке новых горизонтов, отработке межблочных целиков, углубке траншей под угольные подъемники, монтажу и демонтажу конвейерных линий.

Нарезку новых горизонтов в почве пласта 3 по угольной массе осуществляют экскаваторами типа SRs(k)-2000M. Роторный экскаватор после отработки части запасов на основном горизонте переводят на нарезку нового горизонта и затем им же в комплексе с межуступным перегружателем производят погрузку угля на находящиеся в том же положении забойные конвейеры вышележащего основного горизонта. Это позволяет совместить погрузку угля одним роторным экскаватором на забойные конвейерные линии без изменения их положений, сократить работы по монтажу и демонтажу конвейеров, а также создать запас времени (более года) для углубки траншей под угольные подъемники и монтажа новых конвейерных линий на новом горизонте. Начало нарезки нового добычного горизонта определяется подвиганием фронта работ от стационарного борта на расстояние, обеспечивающее ее нарезку, и углами падения почвы пласта 3. При нарезке новых горизонтов роторными экскаваторами в комплексе с перегружателями происходи заметное снижение производительности экскаваторов (до 30%). Углубку траншей для подъемников осуществляют экскаваторами ЭКГ-6,3У с использованием автомобильного транспорта.

В соответствии с генеральной схемой развития Экибастузского бассейна на втором этапе реконструкции разрезов Южной группы предусмотрено внедрение поточной и циклично-поточной технологий производства вскрышных работ, в т.ч. и на разрезе «Восточный». Область возможного применения поточной технологии на вскрыше ограничивается физико-техническими свойствами пород.

Для вскрышных уступов характерны усложнение конструкции транспортной схемы из-за необходимости обслуживания значительного количества транспортных горизонтов, малый шаг передвижки железнодорожных путей (максимум 20-24 м), большой срок обустройства забойного пути, увеличение средневзвешенной высоты подъема горной массы, стесненные условия производства горных работ.

Размещение мощного роторного экскаватора типа ЭРП-6500 и системы забойных конвейеров потребует значительного разноса рабочего борта и миллиардных инвестиций.

В этих условиях рациональной является перевалка пород второго от дневной поверхности вскрышного уступа на его верхнюю площадку и разгрузки их драглайнами с различными линейными размерами при погрузке в средства железнодорожного транспорта.

На дневной поверхности фронт верхнего вскрышного уступа можно разделить на необходимое количество экскаваторных блоков благодаря упрощению схем заведения железнодорожных путей за верхний контур разреза и обеспечения каждого такого блока самостоятельными подъездными путями. Появляется возможность максимальной загрузки забойных путей нескольких блоков по фронту работ посредством отработки мощной толщи покрывающих и вмещающих пород верхней зоны рабочего борта.

Верхний и нижерасположенный уступы суммарной высотой порядка 50-60 м отрабатываются нижним черпанием драглайнами различных типов. По второму уступу предусмотрено взрывное рыхление. Самый мощный драглайн отрабатывает породы нижерасположенного уступа с отсыпкой их в навал (рис. 1.4). Для этого впереди работающий драглайн подготавливает полку проходкой заходки по верхнему вскрышному уступу и производит отгрузку пород целика непосредственно в средства железнодорожного транспорта.

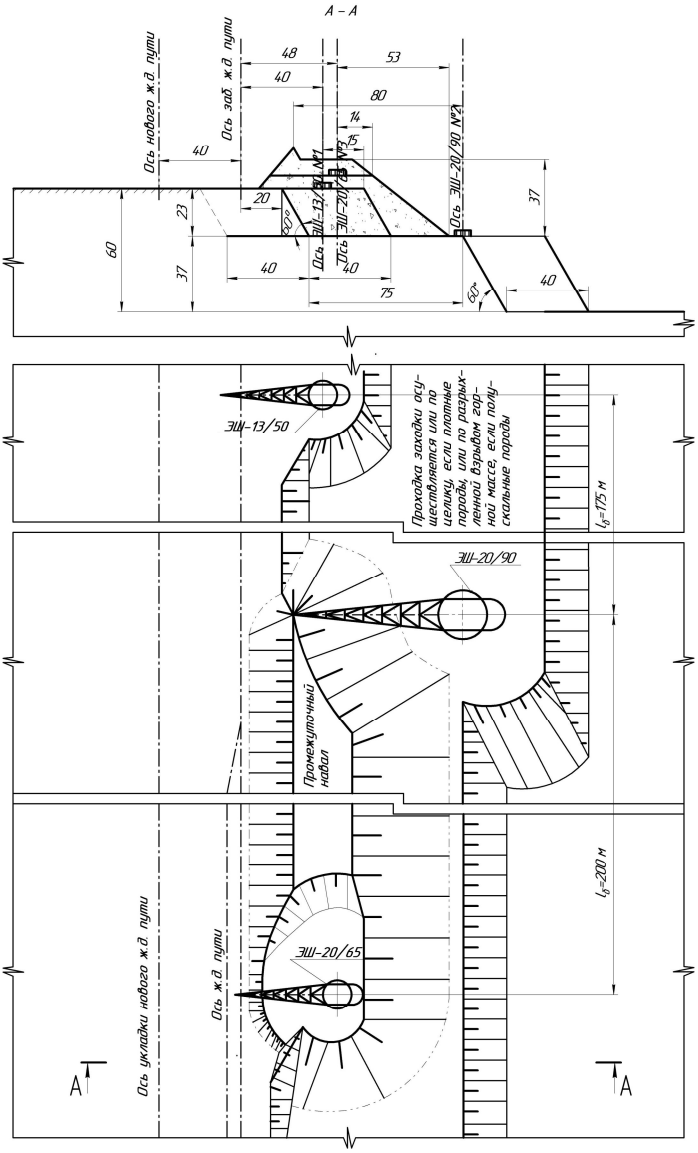


Рис. 1.4. Схема отработки верхней вскрышной зоны драглайнами

Навал разбирается третьим драглайном этого блока и отгружается также в средства железнодорожного транспорта.

Независимое функционирование нескольких экскаваторных блоков обеспечивается укладкой постоянных подъездных путей под углами порядка $60\text{-}80^0$ к фронту передового уступа. Одновременная загрузка двух локомотивосоставов в блоке осуществляется за счет двусторонней подачи порожняка на первой его половине, где примыкают подъездные пути, а на второй половине – за счет укладки второго параллельного забойного пути.

Пример реализации предлагаемого технологического решения сводится к следующему. Фронт работ верхней зоны рабочего борта разбивается на блоки длиной по 1170 м (исходя из нормативной производительности драглайнов и обеспечения требуемого годового подвигания вскрышных уступов на участках 7, 8 поля разреза «Восточный»), в каждом из которых работает по три драглайна различных типов.

Верхний уступ высотой 23 м отрабатывается драглайном ЭШ-13/50 с непосредственной погрузкой пород в средства железнодорожного транспорта. Нижерасположенный уступ высотой 37 м отрабатывается мощным драглайном ЭШ-20/90. При этом породы размещаются в сформированной драглайном ЭШ-13/50 емкости. Навал отсыпается веером на максимальную высоту разгрузки 37 м. Погрузка пород навала в средства железнодорожного транспорта осуществляется драглайном ЭШ-20/65.

После проходки заходки по целику шириной 40 м, ЭШ-13/50 №1 в обход тупика забойного пути своего блока возвращается в исходное положение и производит отработку очередной заходки. Погрузка породы в средства железнодорожного транспорта осуществляется на забойном пути следующей заходки. При этом предыдущий путь до половины блока к моменту начала отработки новой заходки должен быть разобран. Заезд на вторую половину блока, а также подача порожняка на первую половину для драглайна ЭШ-13/50 №1 осуществляется через забойный путь последующей заходки, сопряженный с предыдущим в центре блока.

Драглайн ЭШ-20/90 №2 после проходки своей заходки по навалу (по целику шириной 40 м) становится на текущий ремонт до окончания отгрузки навала драглайном ЭШ-20/65 №3 и

только после этого возвращается в исходное положение и начинает отработку новой заходки по нижерасположенному уступу.

Подвигание забоев драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-20/65 несколько интенсивнее, чем у ЭШ-13/50 (последний загружен на предельную нормативную производительность), поэтому к концу проходки очередной заходки первые приближаются на минимально допустимое по правилам безопасности расстояние.

Для обеспечения проектной мощности разреза «Восточный» в 30 млн. т необходимо организовать три экскаваторных блока. Суммарный годовой объем разработки вскрышных пород на них составит 21 млн. $м^3$ при длине фронта работ 3510 м.

Рассмотренная технология и организация вскрышных работ в верхней зоне рабочего борта на примере разреза «Восточный» позволила бы:

- сократить количество транспортных горизонтов на четыре единицы;
- уменьшить объем переукладки передвижных железнодорожных путей в 11 и более раз, а их длину на 10-11 км;
- транспортировать вскрыши с более низкими энергозатратами при относительно высоких скоростях движения локомотивосоставов;
- достичь высокой производительности комплексов оборудования, сопоставимой при меньших капиталовложениях с поточной технологией.

Увеличение угла откоса рабочего борта почти на 8 градусов, приостановление на период реконструкции ведения вскрышных работ в верхней зоне и интенсивная расконсервация при переходе на новый этап разработки верхних уступов позволит стабилизировать режим горных работ с рациональными технико-экономическими показателями и более гибко распределять объемы вскрыши по годам. Возрастание объема планировочных работ компенсируется увеличением оборота локомотивосоставов для вывозки вскрыши с нижерасположенных уступов и уменьшением средневзвешенной высоты подъема горной массы.

Затруднения по своевременному предоставлению фронта работ добычным экскаваторам связаны со значительным отставанием вскрышных работ в нижней части вскрышной зоны.

Нами рассмотрен вариант одновременного использования драглайна типа ЭШ-13/50 при зачистке кровли угольной залежи как по бестранспортной, так и по транспортной схемам (рис. 1.5). В ожидании локомотивосоставов он может работать также с перевалкой вскрышных пород в навал, отгружаемый затем экскаватором с большими линейными размерами типа ЭКГ-6,3у в средства железнодорожного транспорта.

Анализ развития разреза «Восточный» показывает, что длина добычного фронта с увеличением глубины отработки значительно сокращается, а длина вскрышных уступов растет, соответственно интенсивно увеличивается коэффициент вскрыши. В связи с ограниченностью размеров карьерного поля, при достижении вскрышными работами глубины 150 м (гор.+50,0 м), вывоз вскрыши с нижних (гор.+30,0 м и ниже) вскрышных уступов по существующей технологии с использованием железнодорожного транспорта затруднителен.

Оптимальная мощность разреза по ранее выполненным проработкам составит не более 20 млн. т угля в год, а себестоимость его добычи будет значительно выше, чем на разрезе «Богатырь». Очевидно, что увеличение мощности разреза до 25 млн. т угля в год с наименьшим отрицательным влиянием на существующую технологию возможно только при постепенном увеличении длины разреза. Это возможно реализовать двумя путями:

- за счет вовлечения в отработку запасов угля в северном торце разреза (часть запасов угля участка 8 и запасов участка 12);

- за счет вовлечения в отработку запасов угля части участка 6 на поле разреза «Богатырь» и вывоза вскрышных пород с нижних уступов разреза «Восточный» с использованием транспортных коммуникаций и отвалов разреза «Богатырь».

Сдерживающим фактором поддержания достигнутой мощности по углю на разрезе «Восточный» при глубине горных работ более 200 м является не соответствие цикличной технологии выемки вскрышных пород с применением железнодорожного транспорта поточной технологии добычи угля.

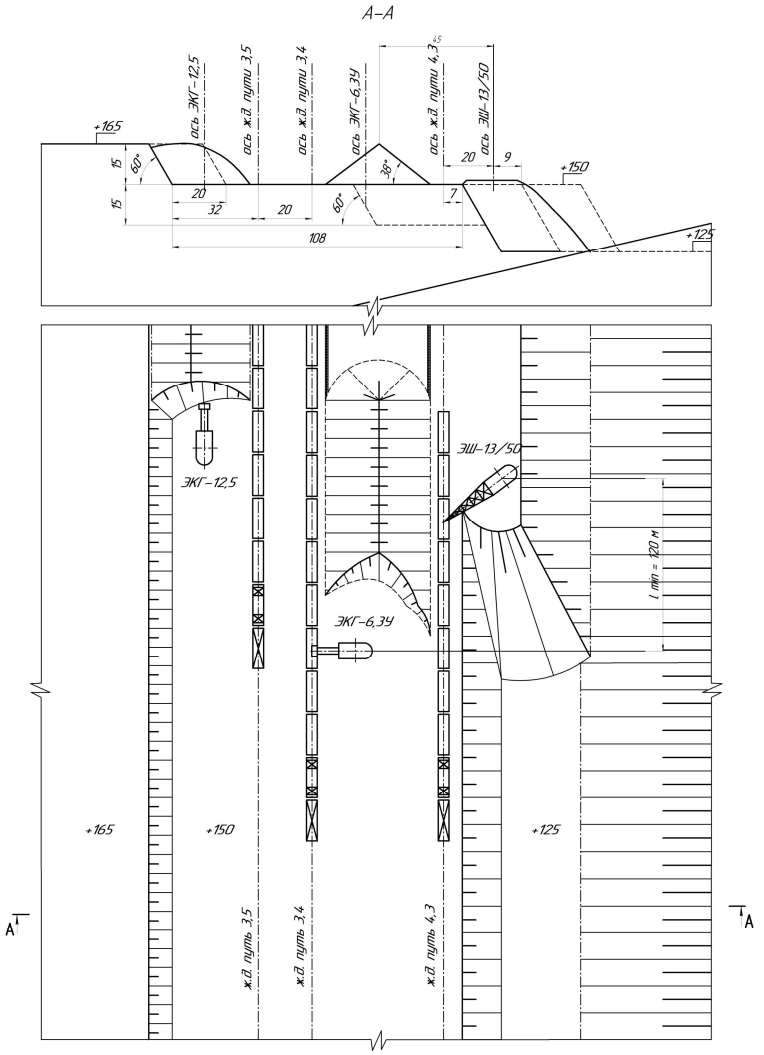


Рис. 1.5. Схема отработки нижней вскрышной зоны драглайном в комплексе с мехлопатой

Одна из причин – сложность заведения железнодорожных путей на нижние горизонты вскрышной зоны высотой порядка 135-150 м при вскрытии только с одного фланга разреза (к другому флангу примыкает торец разреза «Богатырь»). Поэтому на разрезе «Восточный» на вскрышных работах внедряется ЦПТ с переходом на нижних горизонтах вскрышной зоны на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт.

Применение ЦПТ с конвейерным подъемом раздробленных скальных пород по-прежнему остается одним из основных направлений решения транспортной проблемы глубоких карьеров. В этих целях в 2010 году на разрезе «Восточный» завершены пуско-наладочные работы по реализации циклично-поточной технологии выемки вскрышных пород (рис. 1.6).



Рис. 1.6. Пуск в эксплуатацию циклично-поточного вскрышного комплекса (ЦПВК) на разрезе «Восточный»

Впервые в мировой практике апробированы криволинейные конвейерные линии с углом подъема 18 градусов (рис. 1.7). Циклично-поточный вскрышной комплекс (ЦПВК) первой линии

включает два гидравлических экскаватора R994B и 9350 фирмы Liebherr (прямые мехлопаты) с электрическим приводом и вместимостью ковша 18 м^3, 12 автосамосвалов HD-785-5 грузоподъемностью 90 т фирмы Comatsu, две двухвалковые дробилки BSW, систему подъемных, магистральных и отвальных конвейеров с шириной ленты 1,8 м и длиной 5775 м, а также консольный отвалообразователь AR_s- B.45.50. Дробильный комплекс стационарного типа располагается в южном торце разреза. В 2011 году намечается поставка оборудования для второй линии ЦПВК.



Рис. 1.7. Конвейерный подъемник на вскрышных работах разреза «Восточный»

Карьерное поле разреза «Северный» включает участки 1 и 4 и имеет границы: на севере – предельный разнос борта в торцовой его части; на западе – предельный разнос борта (фактическое положение стационарного борта); на востоке – положение рабочего борта; на юге – техническая граница разведочных (эксплуатационных) участков 1 и 2.

В качестве выемочной единицы проектом принят разрез в целом (участки 1 и 4), что оправдано в связи с переходом в замковой части на внутреннее отвалообразование.

Временно-неактивными запасами являются запасы угля участков 2 и 3, подлежащие консервации по соображениям полной локализации очагов эндогенных пожаров вблизи города Экибастуз.

Принятая проектная мощность в 18 млн. т в год обеспечивается как промышленными запасами, производительностью и количеством горного оборудования, а также количеством единиц подвижного состава, занятых на транспортировании угля, пропускной способности внутрикарьерных угольных станций.

Производительность по вскрыше устанавливалась исходя из:

- объемов, необходимых для приведения борта участков 1, 4 в стационарное положение;
- промышленных запасов, порядка их отработки и коэффициентов вскрыши по технологическим зонам и участкам;
- технологии ведения горных работ.

За период 2009-2040гг. на разрезе «Северный» (участки 1, 2, 3, 4) будет добыто 525,0 млн. т угля и отработано 717,65 млн. $м^3$ вскрышных пород, в т.ч. 686,3 млн. $м^3$ внешней и 31,35 млн. $м^3$ внутренней вскрыши. Средний коэффициент вскрыши составит 1,367 $м^3/т$.

На период 2014-2024гг. на участках 1,2 предусматривается новое положение усреднительно-погрузочных складов угля (гор. – 5,0 м) с привязкой к новому комплексу ж.д. съездов и станций.

В перспективе на разрезе «Северный» предусматривается переход на автомобильно-конвейерный транспорт (с 2025г.) с усреднением угля на УПК гор. +30,0 м. Последний будет построен на западном стационарном борту разреза.

Вскрышные уступы на период 2010-2016гг. отрабатываются по существующей технологии с погрузкой в ж.д. транспорт и вывозом вскрыши на временный внутренний (участок 3) и постоянный внутренний (замковая часть участков 1 и 4) отвалы. Формирование постоянного внутреннего отвала начнется с 2013г.

Вскрышная зона ниже отметки +40,0 м с 2017г. будет отрабатываться с использованием автомобильного транспорта с вывозом пород на постоянный отвал.

Принятая на разрезе «Северный» транспортная система разработки обеспечит безопасную, экономичную и комплексную добычу угля и выемку вскрыши в границах участков 1, 2, 3 и 4.

На период 2010-2040гг. рабочая зона, в которой выполняются основные технологические процессы, будет находиться на участках 1 и 4.

Ведение горных работ до 2016г. на разрезе «Северный» предусматривается существующим парком горнотранспортного оборудования:

- на вскрышных работах одноковшовыми мехлопатами с погрузкой в ж.д. транспорт;
- на добычных работах одноковшовыми мехлопатами и гидравлическими экскаваторами с погрузкой в автомобильный транспорт и с использованием ж.д. транспорта на доставке угля от усреднительно-погрузочного склада на поверхность.

С 2020г. предусматривается поэтапный переход на цикличноточную технологию и на вскрышных работах.

Согласно рекомендациям специалистов ВТК в границах рабочей зоны разреза выделены технологические этапы, соответствующие режиму горных работ, сложившейся транспортной схеме, графику выбытия и ввода горнотранспортного оборудования. В результате для определенных сроков функционирования технологических схем горных работ определены этапы реконструкции разреза.

Во времени I этап реконструкции разреза охватывает период 2010-2020гг., II этап – 2020-2040гг.

По проекту принят следующий порядок формирования внутренних отвалов. С 2010г. породы внешней вскрыши предусматривается складировать во временный внутренний отвал, организуемый на участках 2 и 3, а 2013г. планируется начать складирование пород в постоянный внутренний отвал в границах замковой части участков 1 и 4. С 2028г. начнется ликвидация временного внутреннего отвала

с перемещением пород по поточной технологии в выработанное пространство разреза «Богатырь».

Временному складированию пород в границах участков 2 и 3 предшествуют подготовительные работы по консервации запасов этих участков для изоляции последних с целью снижения и предотвращения возможности возникновения эндогенных пожаров.

Условия в замковой части участков 1 и 4 для складирования пород в постоянный внутренний отвал будут созданы после интенсификации добычных работ с полной отработкой пластов 3 и 4.

В проекте до 2025г. на добычных работах будет применяться только автомобильно-железнодорожный транспорт.

Доставка угля с добычных горизонтов в штабеля внутрикарьерных усреднительно-погрузочных складов, расположенных на гор. -5,0 м, осуществляется большегрузными автосамосвалами. Отгрузка усредненного угля в ж.д. вагоны на складах производится роторными экскаваторами с применением погрузочно-весодозирующих устройств ПВДУ-6500 на железнодорожном ходу.

В последующем на добычных работах намечается внедрение автомобильно-конвейерного транспорта с организацией погрузочных пунктов на ст. «Добычная».

Вывоз внешней вскрыши ж.д. транспортом производится во временный внутренний отвал (участок 3) через ст. «Карабидаик» и на постоянный внутренний отвал в замковой части участков 1 и 4 через ст. «Арман». Строительство ст. «Арман» предусматривается на гор. +100 м стационарного борта участка 4.

В связи с сокращением фронта горных работ разреза «Северный» из состава дренажной шахты исключен южный ствол № 3 с околоствольным двором. На участках 2 и 3 сохраняются только водосбросные и вентиляционные скважины.

Дренажная система под участками 1 и 4 сохраняется с частичной реконструкцией. Основанием является рабочий проект корректировки документации на строительство дренажной шахты гор. – 200 м разреза «Северный».

На период 2009-2013гг. весодозировка вагонов осуществляется на действующем весодозировочном комплексе ст. «Ударная» с фак-

тической провозной способностью 10,5-13,0 млн. т, а на период 2014-2020гг. предусматривается погрузку угля в ж.д. вагоны производить роторным экскаватором, который будет работать в комплексе с весодозировочным устройством ПВДУ-6500ж.д. в передвижном исполнении на ж.д. ходу.

С переводом с 2021г. добычных работ на автомобильно-конвейерную технологию отгрузка угля в ж.д. транспорт будет осуществляться с УПК на гор. – 30 м в составе: дробильно-перегрузочные пункты; усреднительно-аккумулирующие склады; пункты погрузки угля в ж.д. транспорт.

На вывозке угля из добычных забоев принят автотранспорт, на подаче угля на склады УПК и со складов на пункты погрузки угля в ж.д. вагоны – конвейерный транспорт.

Для приема угля на склад и отгрузки со склада в ж.д. вагоны предусматриваются две технологические линии. Основное технологическое оборудование УПК принято по типу оборудования фирмы «TAKRAF».

Исходя из технологии ведения горных работ и сложившейся схемы транспортных коммуникаций углы откоса стационарного борта разреза «Северный» составляют $18\text{-}24^0$.

Величина угла откоса восточного борта определилась по условию оптимальных технологических параметров существующих горизонтов отработки, используемых как для отработки уступа до его полустационарного положения, так и для последующей его консервации и колеблется от 28 до 32^0.

Поверхность обнажения угля по стационарному борту по профильным линиям значительно отличаются друг от друга. Это связано с горно-геологическими особенностями залегания пласта 3 и фактически сложившимся положением горных работ по пласту 3.

При длительной консервации участков 2 и 3 с учетом достаточно сложного строения угленосной толщи помимо мер по предупреждению самовозгорания угля необходимо предусмотреть меры по обеспечению устойчивости стационарного борта разреза. Поэтому в проекте предусматривается отсыпка контрфорса (временного внутреннего отвала).

Для предотвращения самовозгорания «потенциально» горючих пород предложено смешивать их с инертными породами и снижать содержание горючих компонентов с более чем 20% до 10-15% и менее.

УПК состоит из двух дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), соединительных конвейеров с площадки ДПП на площадку угольных складов, подъемных конвейеров, пункта погрузки угля PICOR, электропомещения.

На базе Шоптыкольского месторождения Майкубенского бассейна действует разрез «Майкубенский» с проектной мощностью 8,5 млн. т угля в год (рис. 1.8). Исходя из горно-геологических условий залегания (полого-наклонное падение угольных пластов) по проекту принята комбинированная продольная однобортовая углубочная система разработки с перемещением вскрышных пород как на внешние, так и на внутренние отвалы железнодорожным, автомобильным транспортом и по бестранспортным схемам экскавации.

На добыче угля используются одноковшовые мехлопаты типа ЭКГ-10, ЭКГ-8и, ЭКГ-4у и роторные экскаваторы SRs(k)-470 и ЭР-1250Д. В 2011 году заказан роторный экскаватор нового поколения SRs(k)-500. Нарезка добычного уступа осуществляется экскаватором с удлиненным рабочим оборудованием типа ЭКГ-4У.

Породы внутренней вскрыши вывозятся автосамосвалами во внутренний автомобильно-бульдозерный отвал. Этим обеспечивается изоляция внутрипластовых пород, содержащих горючую массу, инертными породами внешней вскрыши, и предотвращение самовозгорания внутренней вскрыши.

На добычных работах угольные и породные слои мощностью 1,0 м и более отрабатываются раздельно (селективно) существующим набором горного оборудования. Отработка угольных пластов осуществляется с предварительным взрыванием на встряхивание.



Рис. 1.8. Панорама разреза «Майкубенский»

Использование на добычных работах участков Восточный и Центральный роторных экскаваторов SRs(k)-470, ЭР-1250д позволяет увеличить высоту добычного уступа до 16-17 м. Вывозка угля с добычных забоев осуществляется как железнодорожным, так и автомобильным транспортом. На планировочных работах применяются бульдозеры ДЗ-132.

На вывозке вскрыши на отвалы используется электрифицированный железнодорожный и автомобильный транспорт. Экскавация горной массы ведется с предварительным взрывным рыхлением.

На отгрузке внешней вскрыши предусмотрено использовать одноковшовые мехлопаты, а на зачистке кровли угольного плата - экскаваторы ЭКГ-4У с верхней погрузкой в ж.д. и автомобильный транспорт.

Отработка вскрышных заходок предусматривается как с развалом горной массы при двух проходах экскаватора по блоку, так и с взрыванием в зажатой среде при одном проходе экскаватора по блоку.

1.3 Анализ технических решений по разработке ресурсосберегающих технологий открытой разработки угольных месторождений

Конкурентоспособность угля по отношению к другим энергоносителям, прежде всего к углеводородному сырью, можно поднять путем разработки и реализации новых технологических решений, позволяющих существенно снизить себестоимость угледобычи и техногенную нагрузку на окружающую среду.

Продуктивным средством повышения эффективности открытой угледобычи является ускоренное вовлечение в производственный процесс техногенного ресурса – выработанного пространства с управляемым его воспроизводством. Доказано, что считавшееся недоступным для размещения вскрышных пород выработанное пространство может эффективно использоваться для этой цели в более ранние сроки путем изменения порядка отработки карьерного поля и целенаправленных действий по управлению развитием горных работ по глубине и в плане [4, 5].

Впервые ресурс выработанного пространства был выделен в отдельный вид техногенных ресурсов в трудах ИПКОН РАН, выполненных под руководством акад. РАН К.Н. Трубецкого [6, 7]. Этот ресурс приобретает новое качество, - из инертного (потенциального) состояния он переходит в активное (реальное) состояние и участвует в технологическом процессе через взаимодействия с основными и вспомогательными процессами горного производства [5].

Научными работами и практикой доказано, что наибольшая эффективность и экологическая безопасность достигается в случае вовлечения ресурса выработанного пространства в производственный процесс на ранних стадиях разработки месторождения. Это один из главных принципов порядка развития горных работ при разработке горизонтальных месторождений. Однако и в этом случае эффективность деятельности горного предприятия зависит от сроков начала размещения вскрышных пород в выработанном пространстве.

В работе [8] на основе анализа технологии открытых горных работ как системы знаний показываются присущие ей особенности: стремление к типизации решений, распространяемой не только на само решение, но и на внешние условия; статичность технологии, характеризуемая не неизменностью атрибутов, а стабильностью сущностных отношений между ними; нормативность, прагматичность знания. Эти особенности имеют не только положительную сторону, но и недостатки: жесткость знания, порождение представлений об абсолютизации знаний, потеря критического отношения, исключение творческих подходов и целесообразности новых представлений. Если же научный поиск ориентировать на уяснение реализуемости уникального, индивидуального, то это позволяет по-новому взглянуть на технологию, ее предельные возможности, увидеть внутренние источники ее развития.

Усложняющиеся природные, технические и экологические условия ведения открытых горных работ требуют периодического пересмотра проектных решений и нового обоснования их технико-экономических показателей, значения которых во многом зависят от принятого способа вскрытия и выбранных для конкретных периодов эксплуатации схем вскрытия карьерных

полей. В результате исследований установлено, что основными признаками, характеризующими пространственное положение схемы вскрытия, являются: местоположение вскрывающих систем, их количество и назначение, форма трассы, стационарность, количество обслуживаемых уступов, места приема груза.

Для характеристики пространственного положения схемы вскрытия основными признаками являются: способ вскрытия, параметры грузопотоков, параметры разреза, способы перемещения грузов, периоды развития горных работ, направленность грузопотоков, а также специфические условия разрабатываемых месторождений, что характерно для угольных залежей. К таким условиям относятся рельеф поверхности и угол падения залежи, продольное или поперечное развитие горных работ и размещение вскрыши во внутренние отвалы; особенности формирования грузопотоков в угленасыщенной зоне карьера; потери полезного ископаемого и нарушение земной поверхности от размещения вскрывающих выработок; возможности одновременной или последовательной разработки месторождения открытым или подземным способами.

На основе выявленных закономерностей формирования грузопотоков при продольной системе разработки В.Ф. Колесников предложил деление угольных месторождений по углу падения на: горизонтальные – до 5^0, пологие – до 14^0, наклонные – до 40^0, крутые – до 90^0 [9].

По нашему мнению, к пологим угольным месторождениям следует относить, как это общепринято, на основе особенностей технологии ведения открытых горных работ [10], с углом падения до 8-10^0 и отдельно выделить полого-наклонные с углом падения до 15-20^0. Анализ условий залегания ряда угольных месторождений показывает, что по мере развития горных работ имеют место участки, как с пологим, так и наклонным падением угольных пластов. Практика применения экскаваторно-отвальных технологических комплексов с перевалкой пород во внутренние отвалы показывает возможность ее применения и при отработке пластов с углом падения до 20^0 [11]. Поэтому деление месторождений по углу падения на горизонтальные, пологие, полого-наклонные, наклонные, крутонаклонные и крутые в наибольшей степени отвечает границам при-

менения известных технологий открытой разработки и позволяет найти новые решения по их эффективному вскрытию с минимальным нарушением дневной поверхности.

Интенсификация добычи угля открытым способом базируется на совершенствовании существующих и создании новых методов и средств, при котором важная роль отводится бестранспортным схемам с экскаваторной перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы [11]. Становление и развитие открытой разработки месторождений на всех этапах сопровождалось расширением сферы применения бестранспортных схем. Это обстоятельство объясняется наиболее высокими результативными технико-экономическими показателями, присущими такой технологии, при которой исключается процесс перемещения вскрышных пород в отвалы средствами колесного транспорта, требующий значительных затрат. На долю транспортного перемещения вскрышных пород и отвалообразования приходится 55-60% затрат на вскрышные работы. Прогрессивный опыт эксплуатации и успехи экскаваторостроения последних лет в Российской Федерации (РФ) способствовали развитию бестранспортных схем с использованием шагающих драглайнов, характеризующихся эксплуатационной гибкостью и мобильностью. Такие схемы способствуют наиболее рациональному восстановлению нарушенных земель и быстрому их возвращению в сферу сельскохозяйственного производства.

С ростом объемов вскрышных работ на открытых разработках растут объемы, выполняемые с помощью драглайнов. В настоящее время и на ближайшую перспективу удельный вес их в общем объеме открытых горных работ будет составлять около 30 %. Общий объем работ, выполняемый драглайнами, составляет около 400 млн. $м^3$. Объясняется это высокой экономической эффективностью бестранспортной системы разработки, которая характеризуется производительностью труда в 2-3 раза выше, а себестоимостью в 1,5-4 раза ниже по сравнению с транспортной системой разработки. Помимо основной экскавации, на повторной экскавации объемы составили около 300 млн. $м^3$.

Значительные объемы работ, выполняемые драглайнами, объясняются как их технологическими преимуществами, так и высокими технико-экономическими показателями.

Так, трудоемкость вскрышных работ по бестранспортной схеме в 3,5 раза, а затраты на 1 $м^3$ вскрыши в 2,5 раза ниже, чем при транспортных схемах с мехлопатами. При схемах с прямой перевалкой драглайны практически не имеют конкурентов среди других типов горно-транспортного оборудования.

Энергетическая стратегия РФ предусматривает рост добычи угля к 2020 году до 340-430 млн. т, причем открытым способом – до 80-85% [12]. По В.М. Щадову в современных условиях максимально возможные объемы бестранспортной вскрыши необходимо принимать в качестве основного фактора при установлении производственной мощности разреза, разрабатывающего пологопадающее месторождение. Основными направлениями совершенствования бестранспортных схем являются одноуровневая установка драглайнов и применение широких заходок. При отработке групп верхних горизонтов мощных разрезов целесообразно применение железнодорожного транспорта, в основном электрифицированного. Техническое перевооружение экскаваторно-автомобильных комплексов следует проводить с увеличением мощности и экскаваторов, и автосамосвалов. Работа современных моделей канатных экскаваторов (ЭКГ-15, ЭКГ-10м, ЭКГ-12,5 и др.) характеризуется практически равноценными расчетными технико-экономическими показателями; по мере износа парка выбор мехлопаты поэтому следует осуществлять с учетом цены и опыта эксплуатации последних образцов. Отработку угольных пластов и пород междупластья в пределах смешанных породоугольных уступов, а также в зонах тектонических нарушений рекомендуется осуществлять гидравлическими обратными мехлопатами в комплексе с автосамосвалами, а также драглайнами с подвалкой угля в забоях основных добычных экскаваторов.

Принципиальные подходы по разработке алгоритмов математического моделирования в задачах обработки технологической информации угольных предприятий приведены в работе [13]. Поскольку качеству товарной продукции уделяется наибольшее внимание в условиях рыночной экономики, то рассмотренные автором вопросы теории, методики и практического использования оптимальной аппроксимации для повышения достоверности обработки и интерпретации технологической

информации в целях управления производством и контроля качества должны учитываться при планировании горных работ.

Наличие большого количества горизонтальных и пологих пластовых месторождений в угольной, марганцеворудной, цветной и горно-химических отраслях промышленности, а также в промышленности строительных материалов способствует широкому применению бестранспортной системы разработки как одной из самых ресурсосберегающих технологий в практике открытых горных работ.

Методология проектирования технологических схем бестранспортной системы разработки во взаимосвязи с технологией выемки вскрываемых добычных панелей впервые подробно освещены в учебном пособии Г.К. Островского и В.П. Федорко [14]. Поскольку общепризнано, что при бестранспортной системе разработки полезное ископаемое должно отрабатываться, как правило, одним уступом, то до сих пор в горнотехнической литературе не освещены вопросы применения этой технологии при вскрытии мощных угольных пластов до 25-40 м, в особенности, при кратной перевалке вскрышных пород и применении на добычных работах железнодорожного транспорта. Это ограничивает область применения экскаваторно-отвальных технологических комплексов.

Схемы экскавации с непосредственной перевалкой вскрыши получили наибольшее распространение в СНГ, США, Канаде и Англии при разработке угольных и рудных месторождений. Высокие показатели использования драглайнов при разработке угольных месторождений в восточных районах РФ, сланцевых месторождений в Прибалтике и ряда других месторождений достигнуты при применении этой технологии. При использовании шагающих драглайнов, как на экскавации, так и на переэкскавации, схемы экскавации экскаваторно-отвальных технологических комплексов различаются по форме поперечного сечения первичного отвала, положению рабочих площадок и параметров забоев экскаваторов. Все эти схемы широко применяются в конкретных горно-геологических условиях.

В практике открытых разработок применяются простые (без переэкскавации) и усложненные (с переэкскавацией) бестранспортные технологические схемы. Бестранспортные схемы могут быть без подвалки и с подвалкой пласта полезного иско-

паемого. В первом случае вскрышные работы производят без переэкскавации, а во втором – с переэкскавацией определенного объема вскрыши, что позволяет сохранить вместимость внутреннего отвала постоянной при последовательной отработке вскрышных заходов. При разработке крепких вскрышных пород особое значение приобретает взрывное дробление массива пород. При простых схемах осуществляется взрывное рыхление массива с ограничением развала взорванной горной массы из-за устройства транспортной площадки на кровле пласта полезного ископаемого. В подобных условиях в зарубежной практике широко применяется взрывание горизонтальных скважин, обеспечивающих получение компактного развала. В случае использования горизонтальных или наклонных скважин максимальных эффект достигается при взрывании в зажатой среде.

Известно, что без разграничения функций экскаватора, бестранспортные схемы разделяются на три разновидности: подмосковную, украинскую и райчихинскую.

Подмосковная схема (рис. 1.9) характеризуется различными отметками расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на отвале. Первичный отвал имеет плоскую поверхность и вплотную примыкает к борту вскрышного уступа, что создает благоприятные условия маневрирования отвального драглайна.

Схема применяется на буроугольных разрезах Подмосковного бассейна и на Райчихинском месторождении при совместной работе драглайнов или при использовании одного драглайна для отработки заходки за два прохода.

Украинская схема (рис. 1.10) отличается от подмосковной схемы поперечным сечением отвала, который имеет форму треугольника. Между откосом отвала и откосом вскрышного уступа остается свободная полоса. Это ограничивает маневренность отвального экскаватора, предопределяет максимальный угол поворота экскаватора и ухудшает устойчивость отвала. Схема применяется при совместной работе пары, а то и трех драглайнов на карьерах Никопольского марганцевого бассейна.

Райчихинская схема (рис. 1.11) характеризуется общим уровнем расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на

отвале и использованием одного драглайна (редко двух). Драглайн располагается на временном отвале, который образуется по мере проходки заходки по верхнему подуступу. После окончания отработки верхнего подуступа экскаватор перемещается в новое положение и отрабатывает нижний подуступ, а так же осуществляет переэкскавацию временного отвала.

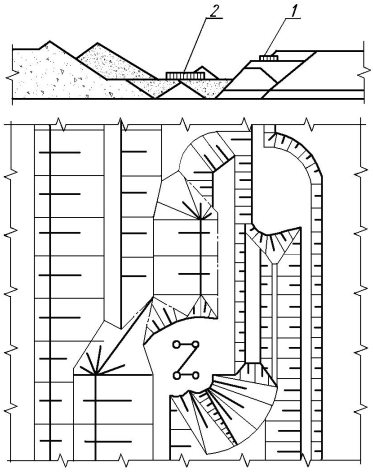


Рис. 1.9. Подмосковная бестранспортная схема вскрышных работ
1 – драглайн № 1; 2 – драглайн № 2

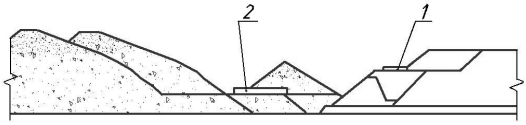


Рис. 1.10. Украинская бестранспортная схема вскрышных работ
1 – драглайн № 1; 2 – драглайн № 2

При усложненных бестранспортных схемах ширина развала горной массы по возможности должна быть максимальной, так как часть горной массы перемещается в выработанное пространство непосредственно силой взрыва.

Повышение устойчивости внутренних отвалов и создание на поверхности отвалов плодородного слоя в ряде случаев могут быть достигнуты за счет селективной выемки вскрышных пород по бестранспортной схеме. Применяются одноблочная и двухблочная схемы селективной выемки вскрышных пород.

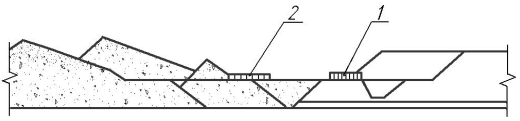


Рис. 1.11. Райчихинская бестранспортная схема вскрышных работ
1 – драглайн № 1; 2 – драглайн № 2

При производстве вскрышных работ с использованием драглайнов применяются следующие три схемы:

- простая с расположением драглайна на кровле вскрышного уступа или на промежуточной площадке между верхним и нижним подуступами;
- усложненная с отработкой верхнего и нижнего вскрышных подуступов в пределах одной заходки с гребневым и веерным отвалообразованием;
- усложненная с отработкой верхнего подуступа в пределах последующей заходки.

Максимальная высота вскрышного уступа, отрабатываемого по простой бестранспортной схеме, зависит от применяемых драглайнов. Для драглайнов ЭШ-10/60, ЭШ-14/75, ЭШ-15/90 она равна 17, 23, 29 соответственно (при ширине заходки 50 м и угле устойчивого откоса уступа и отвала соответственно 70 и 37°).

На разрезе «Азейский» при разработке двух сближенных горизонтальных пластов успешно применяется простая бестранспортная схема выемки покрывающих пород междупластья драглайном ЭШ-25/100 с одного места стояния (рис. 1.12). На добычных работах здесь успешно применяются роторные экскаваторы ЭР-1250, отрабатывающие панели шириной до 40 м с непосредственной погрузкой угля в железнодорожные составы (рис. 1.13).

С увеличением мощности вскрышных пород широко применяется усложненная схема с разделением вскрышного уступа

на два подуступа (рис. 1.14), при которой драглайн устанавливается на временном отвале, а подуступы отрабатываются одной заходкой. Временный отвал отсыпается драглайном впереди по ходу движения с последующей перевалкой его с того же места стояния в постоянный отвал. Высота верхнего подуступа составляет 10-15 м. Высота вскрышного уступа зависит от линейных параметров драглайна, физико-технических свойств вскрышных пород, мощности угольного пласта, ширины заходки, высоты временного отвала (уровня расположения рабочей площадки драглайна). С понижением уровня расположения рабочей площадки драглайна увеличиваются вместимость отвала и объем вскрытых запасов угля. Минимальная высота временного отвала определяется высотой разгрузки драглайна. Максимальная высота вскрышного уступа для драглайнов ЭШ-10/90, ЭШ-14/75, ЭШ-10/60 равна соответственно 45, 35, 25 м.

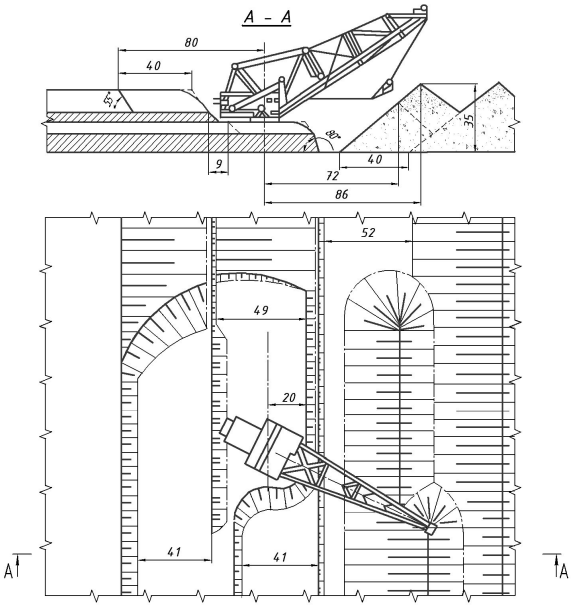


Рис. 1.12. Схема экскавации экскаваторно-отвального комплекса на разрезе «Азейский»

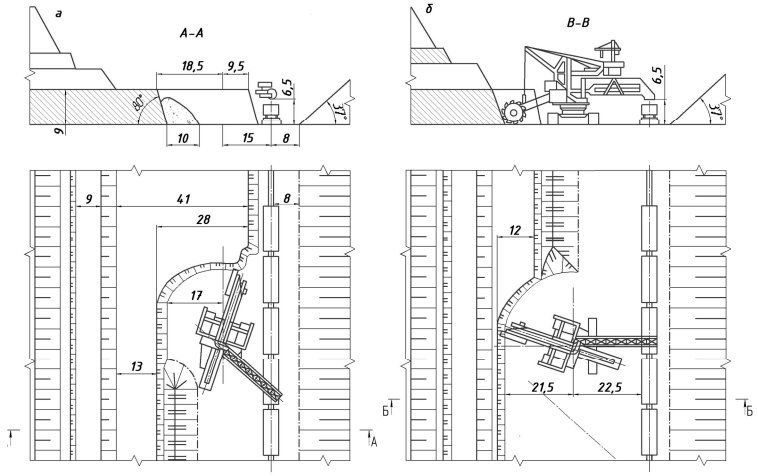


Рис. 1.13. Производство добычных работ при бестранспортной схеме вскрышных работ на разрезе «Азейский»

Модификацией предыдущей является схема с опережающей выемкой верхнего подуступа (рис. 1.15), которая успешно применялась на разрезе «Южный». Толщина вскрышных пород мощностью 35-40 м представлена в верхней части вязкими глинами и суглинками (мощностью 5-10м) и в нижней части крупноблочными крепкими песчаниками на глинистом цементе (мощностью до 30 м). Верхний подуступ в летний период отрабатывался верхним черпанием (зимой мерзлый слой рыхлится буровзрывным способом). Выемка крупнокусковых взорванных пород нижнего подуступа осуществлялась нижним черпанием. Ширина заходок для драглайна ЭШ-15/90 составляла 40 м. В результате применения данной схемы годовая производительность драглайна ЭШ-15/90 увеличилась до 3,5 млн. $м^3$, уменьшился объем буровых работ и снизились затраты на 1 $м^3$ вскрыши.

На угольных разрезах широко применяется схема производства вскрышных работ с веерным отвалообразованием (рис. 1.16). За счет смещения рабочей площадки драглайна в сторону выраба-

танного пространства, при некотором уменьшении высоты нижнего вскрышного подуступа и ширины заходки, создается возможность отсыпки отвала в виде веерообразных полуколец с постепенным их слиянием и формированием почти ровной поверхности. Дополнительный объем бульдозерной планировки не превышает 1 м^3 на 1 м^2 площади отвала. При использовании драглайнов ЭШ-20/90, ЭШ-14/75, ЭШ-10/60 применение данной схемы возможно при предельных значениях высоты уступа 35, 30, 18 м.

Многолетний опыт эксплуатации на разрезах объединения «Востсибуголь» мощных мехлопат и драглайнов показал, что при коэффициенте крепости пород $f \leq 8\text{-}10$ более экономично использовать драглайны (по сравнению с мехлопатами) за счет увеличения высоты вскрышного уступа, отрабатываемого по бестранспортным схемам [12]. Это определило широкое применение мощных драглайнов для производства вскрышных работ.

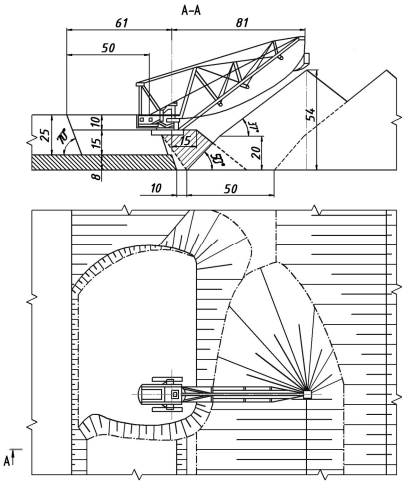


Рис. 1.14. Схема экскавации одним драглайном с разделением вскрышного уступа на два подуступа

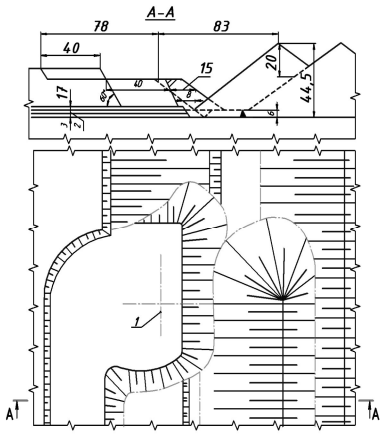


Рис. 1.15. Схема экскавации одним драглайном с опережающей отработкой передового уступа
1 – ось хода драглайна

Более совершенной схемой экскавации при разработке маломощных пластов полезного ископаемого является схема отработки вскрышного уступа парой совместно работающих драглайнов с разными линейными параметрами. Элементы ее определяются в основном линейными размерами большего экскаватора [15].

При разработке крепких вскрышных пород экскаваторно-отвальными технологическими комплексами особое значение приобретает взрывное дробление массива горных пород. В схемах непосредственной перевалки взрывная подготовка осуществляется лишь с целью рыхления пород и потому компактный развал породы обеспечивают взрыванием горизонтальных скважинных зарядов.

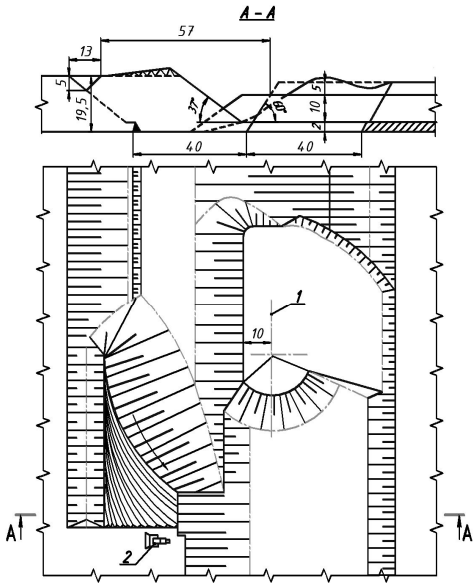


Рис. 1.16. Схема экскавации одним драглайном при разделении уступа на подуступы и веерной отсыпке отвала
1– ось хода драглайна; 2 – бульдозер

Угольные месторождения США [16] характеризуются относительно крепкими породами вскрыши, требующими предварительного рыхления (80% общих объемов горных работ).

Мощность отрабатываемых пластов на разрезах США составляет 0,8-2,0 м, наибольшая – 17 м (разрез «Кордеро» штата Вайоминг). Продуктивная толща на многих разрезах представлена двумя-тремя пластами, мощность вскрыши колеблется от 10 до 30 м. Средний коэффициент вскрыши на разрезах США составляет 12 $м^3$/т. Верхняя часть вскрышной зоны, представленная рыхлыми отложениями, отрабатывается мощным оборудованием (погрузчики, скреперы, бульдозеры и т.п.) или роторными экскаваторами со встроенными удлиненными разгрузочными консолями. Нижняя часть вскрыши отрабатывается по бестранспортной схеме одноковшовыми экскаваторами.

Уголь почти на всех разрезах США транспортируется автотранспортом.

Для США характерно отсутствие угольных разрезов-гигантов мощностью свыше 25 млн. т/год.

Экскаваторный парк в США составляет около 2500 одноковшовых экскаваторов, в том числе почти 50% – мехлопаты, доля которых снижается за счет увеличения количества драглайнов.

В структуре парка преобладают экскаваторы с ковшами 4,6 $м^3$ (63%), более крупные модели с вместимостью ковшей от 4,6 до 11,5 $м^3$ (28%), 11,5-38 $м^3$ (6,2%) и более 38 $м^3$ (2,8%), т.е. парк большегрузных экскаваторов составляет 37%.

В настоящее время в эксплуатации находится мехлопата с ковшом емкостью 137,6 $м^3$ и длиной стрелы 66м, а так же драглайн с вместимостью ковша 168 $м^3$ и длиной стрелы 93 м с массами соответственно 12300 и 11950т.

Целесообразность создания таких машин была продиктована, прежде всего, экономическими соображениями. Так, при использовании драглайна с вместимостью ковша 34,2 $м^3$ и длиной стрелы 70 м, массой 1800-1900 т при отработке вскрыши мощностью 15-17 м стоимость экскавации снижается на 25-50% по сравнению с вариантом использования мехлопаты с ковшом 6,1 $м^3$.

Предприниматели США отдают предпочтение драглайнам благодаря их возможности, при прочих равных условиях, отрабатывать большую мощность вскрыши с меньшими, чем при мехлопатах, экскавационными издержками.

В последнее время в США наметилась тенденция использовать две машины вместо одной сверхмощной. Это объясняется большей надежностью системы из двух машин, а так же определенными экскавационными трудностями, создаваемыми габаритами большой машины.

Одним из направлений улучшения технико-экономических показателей в СНГ и США в схемах с кратной перевалкой полускальных покрывающих пород является принцип увеличения удельного веса взрыва в процессе перемещения пород в отвал [17]. Опыт работы угольных карьеров Кузбасса подтверждает возможность повышения эффективности ведения вскрышных работ путем увеличения удельного расхода ВВ. Применение предварительного рыхления горных пород взрывом с последующей экскавацией взорванной массы драглайнами позволяет использовать модели с малыми рабочими параметрами при высоте вскрышного уступа 20-35 м. Этому способствует приближение вскрышного драглайна к отвалу при установке его на поверхности образованного после взрыва развала пород.

На разрезе «Красногорский» для отработки вскрышного уступа высотой 40 м в схемах с кратной перевалкой для увеличения сброса пород взрывом применяют комбинированное взывание наклонных и горизонтальных скважинных зарядов с удельным расходом ВВ 0,5-0,7 кг/м^3. Показатель сброса достигает 0,4-0,5.

Применение драглайнов для экскавации скальных взорванных пород эффективно при:

- применении мощных машин с ковшами емкостью более 10-15 м^3;
- использовании усиленных и тяжелых ковшей специальной конструкции;
- улучшении качества дробления пород благодаря повышенному (до 0,7-1,0 кг/м^3) расходу ВВ.

Опыт эксплуатации драглайнов на вскрыше скальных пород, параметры взрывной подготовки пород, влияние качества дробления пород на производительность драглайнов, повышение степени дробления и коэффициента сброса пород вскрыши в выработанное пространство на эффективность применения бестранспортной технологии показывают, что для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатации вскрышного оборудования необходимо разрабатывать специальные схемы [18,19].

В этой связи методика определения оптимальных параметров экскаваторно-отвальных технологических комплексов для различных условий залегания пластов полезного ископаемого различной мощности имеет свои особенности и в зависимости от потребностей производства учитывает определенное количество факторов, обеспечивающих достаточную сходимость результатов расчета конкретным условиям эксплуатации. В качестве основного критерия для оценки эффективности схем экскавации принято достижение максимума производственной мощности при минимуме затрат на разработку.

В настоящее время по бестранспортной технологии разрабатываются и месторождения с покрывающими вскрышными породами, представленными плотными отложениями и залегающими на глубине крепкими полускальными и скальными пропластками. Напластование нарушенных геологических слоев, образующих зоны контактов, акад. В.В. Ржевский назвал разнопрочными породами [20]. На этих месторождениях вышерасположенные вскрышные уступы отрабатываются роторными экскаваторами с продольным перемещением пород (выемочно-конвейерно-отвальные технологические комплексы), а нижерасположенные с поперечным перемещением пород (выемочно-отвальные технологические комплексы) в отвалы.

Выемочно-отвальные технологические комплексы нашли применение во многих странах - Болгарии, Чехии, Сербии, Польше, Румынии, РФ, США, Украине, Венгрии и др. [16].

В Германии из общего объема вскрышных работ 1,1 млрд. м^3 почти 60% отрабатывается выемочно-отвальными комплексами.

В состав их входят многоковшовые цепные экскаваторы и транспортно-отвальные мосты производительностью 25-30 млн. $м^3$ (комплекс в составе цепных экскаваторов ES-1120 в количестве 2 шт. и транспортно-отвального моста AFB-34 общей массой 5050 т) до 100-120 млн. $м^3$/год (комплекс в составе ES-3750 – 3 шт. и AFB-60 общей массой 26550 т). Наиболее мощные в Германии разрезы «Вельцов-Злод» мощностью $25 \cdot 10^6$ в год; «Зеезе» - $18 \cdot 10^6$ т/год; «Шпрееталь» - $14 \cdot 10^6$ т/год; «Клетвиц» - $11 \cdot 10^6$ т/год и др. оснащены 18 транспортно-отвальными комплексами. В свое время в Германии был создан крупнейший в мире по производительности многоковшовый экскаватор ES-3750 (эффективная производительность 11000 $м^3$/ч, общая высота и глубина копания – 60 м), его выработка достигает $40 \cdot 10^6$ $м^3$/год (разрез «Нохтен» мощностью $27 \cdot 10^6$ т угля в год). Следует отметить, что выемочно- отвальные комплексы такого типа обеспечивают наиболее высокие показатели по производительности труда 50-90 $м^3$/ч на одного рабочего (против 19 $м^3$/ч на конвейерном транспорте) и наименьшую себестоимость 0,5-0,6 марки/$м^3$ (против 1,8 марки/$м^3$ на конвейерном транспорте).

Более широкой является область применения комплексов с роторными экскаваторами. В Германии производятся роторные экскаваторы производительностью от 1640 $м^3$/ч $SR_s(k)$-470 до 11000 $м^3$/ч $SR_s(k)$-4000. Наиболее мощный экскаватор, изготовленный в Германии, имеет теоретическую производительность 17500-20000 $м^3$/ч, суммарную высоту и глубину копания 68 м, массу – 13000 т. В настоящее время самые крупные образцы горной техники эксплуатируются при разработке битуминозных песков в Канаде.

Эффективное использование таких землеройных гигантов потребовало создания ленточных конвейеров производительностью 20000 $м^3$/ч с шириной ленты 3 м и скоростью ее движения 5,2 м/с. Суточная производительность наиболее крупных экскаваторов типа SchRs-4000 и SchRs-6300 достигает 200-240 тыс. $м^3$.

Годовая выработка на карьере «Белхатув» в Польше экскаваторов SchRs-4000 производства Германии достигла 17-25 млн. $м^3$.

В странах СНГ выемочно-отвальные комплексы представлены машинами класса 5000 $м^3$/ч, использующимися на марган-

цевых карьерах Украины (экскаватор ЭРШР-1600, отвалообразователь ОШР-4500/180, экскаватор SRs-2400, отвалообразователь ARs-1800). Годовая выработка выемочно-отвального комплекса составляет (10-11) $\cdot 10^6$ млн. м^3 (максимальная 13 млн. м^3) при коэффициенте использования теоретической производительности 0,38 и рабочего времени сезона 0,4-0,7. Относительно невысокие коэффициенты использования выемочно-отвальных комплексов связаны с их простоями из-за ремонта конвейерных лент (15-60% общих неплановых простоев) и уборки просыпи.

Выемочно-отвальный комплекс в составе роторного экскаватора ЭРП-5250ВС, перегружателей ПКЗ-5250.65 и ПМВ-5250.85, а также отвалообразователя ОШР-5250.190 в 1988 г. введен в эксплуатацию на разрезе «Березовский» №1 ПО «Красноярскуголь» [21].

Комплекс рассчитан на эксплуатацию в суровых климатических условиях (+35 ÷ -40˚С), отработку вскрышных пород, содержащих крепкие включения.

Первоначально расчетная годовая производительность комплекса составляла 10,4 млн. м^3, позже скорректирована до 9,0 млн. м^3 с учетом первого опыта непосредственной эксплуатации на разрезе и затруднений, обусловленных налипанием пород.

Рассмотрена возможность создания для суровых климатических условий Канско-Ачинского бассейна выемочно-отвальных комплексов производительностью 10-12,5 млн. м^3 год.

Комплексы предлагается использовать для отработки вскрышных уступов мощностью 40-50 м по транспортно-отвальной схеме с годовым объемом выработки 16-18 млн. м^3.

Ограниченные линейные размеры консольного отвалообразователя часто предопределяют его установку на предотвале. При этом обеспечивается повышение устойчивости отвала путем уменьшения результирующего угла его откоса. В этом случае надугольный вскрышной уступ отрабатывается одним или двумя драглайнами. Драглайном, следующим впереди отвалообразователя, частично вскрывается пласт полезного ископаемого и планируется площадка для движения отвалообразователя. Второй драглайн вскрывает пласт полезного ископаемого в пределах заходки и переэкскавирует небольшие объемы вскрышных пород.

На карьерах Никопольского бассейна марганцевых руд основной уступ отрабатывается комбинацией выемочно-отвального и экскаваторно-отвального технологических комплексов. В состав выемочно-отвального комплекса входят роторный экскаватор и консольный отвалообразователь, а экскаваторно-отвального комплекса - шагающие драглайны. Интенсификация горных работ достигается отработкой основного уступа двумя подуступами: нижний высотой 17 м – экскаваторно-отвальным, а верхний – выемочно-отвальным технологическими комплексами. Общая высота основного уступа достигает 40-42 м и ограничена параметрами отвалообразователя ОШР-4500/180 и устойчивостью отвалов.

Схема совместной работы вскрышного оборудования цикличного и непрерывного действия предопределяет некоторое усложнение организации его работы по фронту карьера. Отработка заходок в обоих направлениях сопровождается длительными простоями вскрышного и добычного оборудования в торцах заходок по окончании их отработки. Для ликвидации простоев вскрышного оборудования в ожидании фронта работ после отработки каждой заходки осуществляется холостой перегон оборудования к месту врезки в новую заходку.

Эффективность технологических схем с использованием выемочно-отвальных комплексов можно существенно повысить путем изменения места стояния отвалообразователя в горизонтальной и вертикальной плоскостях . При всей оригинальности технического решения к существенному недостатку схемы относится использование роторного экскаватора только с малыми линейными размерами. Отработка вскрышного уступа ведется с разделением на отдельные подуступы с изменением горизонтов стояния роторного экскаватора. По данной технологии высота основного уступа достигает 60 м. В связи с увеличением числа холостых переходов роторного комплекса и усложнением из-за этого организации горных работ она приемлема в основном для карьеров с небольшой производственной мощностью и значительной толщей покрывающих пород.

В практике открытой разработки известны также схемы с применением двух- и трехуступных схем экскавации выемочно-отвальным технологическим комплексом с поперечным перемещением толщи вскрыши мощностью соответственно 52 и 70 м в выработанное пространство без использования конвейерных линий на передовых уступах. Формирование устойчивого отвала в этих схемах осуществляется драглайнами. Производство вскрышных работ ведется от середины карьера к его флангам. К недостаткам следует отнести предусмотренный в них холостой перегон выемочно-отвальных и экскаваторно-отвальных комплексов после отработки заходки в одном блоке.

Исследования, выполненные ИГД им. А.А. Скочинского на примере выемочно-отвального комплекса теоретической производительностью 5000 м^3/ч, показали целесообразность применения в варианте комбинации его с экскаваторно-отвальным комплексом схемы экскавации с разделением нижнего вскрышного уступа на два подуступа. При этом существенно снижаются затраты на вскрышные работы, производимые выемочно-отвальным комплексом, и изменяется соотношение затрат между ним и экскаваторно-отвальным комплексом.

Теоретическое обоснование параметров выемочно-отвального комплекса изложено в трудах А.С. Красникова, М.Г. Новожилова, А.С. Фиделева, Ю.П. Самородова и др. Однако исследованиям схем экскавации и параметров комбинации экскаваторно-отвальных и выемочно-отвальных технологических комплексов не уделялось достаточного внимания, в особенности, при их применении в сложных гидрогеологических условиях.

1.4 Значение крупных инновационных инвестиционных проектов на угольных разрезах

В угольной промышленности стран СНГ около 43% разрезов имеют глубину более 150 м, на их долю приходится до 65% общей добычи угля. Усложнение в целом организации труда в связи с увеличением глубины угольных разрезов послужило причиной ухудшения технико-экономических показателей от-

крытых горных работ. Как показывает отечественный и зарубежный опыт, для их улучшения целесообразным является использование инновационных решений, особенно в условиях рыночной экономики, когда колебания в сбыте (по объему, качеству) продукции, а также нестабильность других факторов значительно снижают эффективность горного производства.

Приоритетным в дальнейшем развитии энергетики Казахстана еще на многие годы будет оставаться открытая разработка угольных месторождений. При этом многократно возрастают требования к надежности и стабильности поставки качественных углей без существенного снижения технико-экономических показателей работы угольных разрезов. В условиях действующих предприятий с увеличением объемов добычи угля резко возрастают объемы вскрышных пород. Это приводит к росту себестоимости продукции. Реализация намеченных программ по наращиванию мощностей связана с приобретением угольными компаниями современного горно-транспортного оборудования ближнего и дальнего зарубежья, цены на которые за последние годы значительно возросли.

Анализ инвестиционных проектов действующих разрезов показывает, что ежегодные капиталовложения на модернизацию производства составят 25-35% от стоимости товарного рядового угля и 45-60% от его себестоимости [22].

Как показывает мировая практика, применение бестранспортной технологии на вскрышных работах с использованием мощных драглайнов обеспечивает на карьерах самые низкие затраты на добычу полезного ископаемого. Поэтому пути осуществляется или планируется выемка части объемов вскрыши на большинстве угольных разрезах Казахстана, построенных на Шубаркольском, Борлинском, Куу-Чекинском, Шоптыкольском месторождениях.

По укрупненным данным «Уралмаш-Ижора» с учетом доставки, таможенных платежей и монтажа, стоимость драглайна ЭШ-11/75 для разреза «Майкубенский» составит 4 млн. долларов США, а драглайна ЭШ-20/90 или ЭШ-15/100 – около 9,4 млн. долларов США. Для доставки к месту монтажа узлов и агрегатов драглайна ЭШ-20/90 потребуется заказать 100 железнодорожных

платформ. При нынешней конъюнктуре цен на бурый уголь для его приобретения предприятию потребуется добыть и продать почти 6,3 млн. тонн товарной продукции, при приобретении его под лизинг этот показатель, в зависимости от срока, увеличится в 1,5-2 раза. Во многих развитых странах сдерживание цен на уголь обеспечивается государственными дотациями. В противном случае угольной отрасли сложно конкурировать с нефтегазодобывающими компаниями.

Для дальнейшего динамичного развития угольной промышленности Казахстана, помимо разработанных Государственных программ, нужны действенные меры по созданию благоприятных условий реализации инновационных инвестиционных проектов, направленных на развитие производственных мощностей, внедрение передовых высокопроизводительных наукоемких и экономичных технологий и повышение качества товарной продукции, конкурентоспособной при вступлении в ВТО. Как показывают проведенные исследования, даже инвестирование проектов по поддержанию достигнутых мощностей на действующих угольных разрезах в связи с увеличением их глубин, ухудшением условий разработки ставятся под сомнение, а строительство новых разрезов средней и большой мощности с современными комплексами оборудования отодвигается на далекую перспективу.

Острота поднятых проблем наглядно демонстрируется на примере поиска путей наращивания производственной мощности разреза «Майкубенский», разрабатывающего буроугольные пласты Шоптыкольского месторождения Майкубенского бассейна. В зависимости от имеющегося перспективного потенциального рынка сбыта угля различного качества рассмотрено несколько наиболее реальных и целесообразных вариантов увеличения мощности разреза с внедрением перспективных техники и технологии вскрышных и добычных работ и показаны узкие места, препятствующие реализации этих проектов в современных условиях.

Отставание вскрышных работ на участке Восточном разреза «Майкубенский», где они осуществляются на нескольких породных уступах на глубине 55-70 м, и низкий коэффициент вскрыши на

смежном участке Центральном, вовлекаемом в течение 7 лет в разработку, потребовали пересмотреть и перераспределить объемы добычи угля и выемки вскрышных пород. Более 80% добычи угля в ближайшие годы, до ликвидации отставания по вскрыше на участке Восточном, рекомендовано сосредоточить на участке Центральном. Тогда длина активного фронта работ разреза составит 4 км (рис. 1.17). Если на этом участке довести ежегодную добычу до 8,5 млн. тонн угля, то в 2009 году здесь потребуется отрабатывать до 6,2 млн. м^3 вскрышных пород. При добыче в 2007 году 6,0 млн. т угля объем вскрыши составит 3,0 млн. м^3, а в 2008 году соответственно 8,0 млн. т и 5,0 млн. м^3 (рис. 1.18). Экскаваторно-автотранспортными комплексами целесообразно перемещать на отвалы до 3 млн. м^3, а остальной объем выполнить по наиболее экономичной бестранспортной технологии. Если в 2008 году плановая добыча на участке Центральном составит 8 млн. т угля, то по бестранспортной технологии потребуется переместить во внутренний отвал до 2 млн. м^3 вскрышных пород. Далее они будут увеличиваться - до 3,2 млн. м^3 в 2009 году с доведением до 4,4 млн. м^3 в 2011 году.

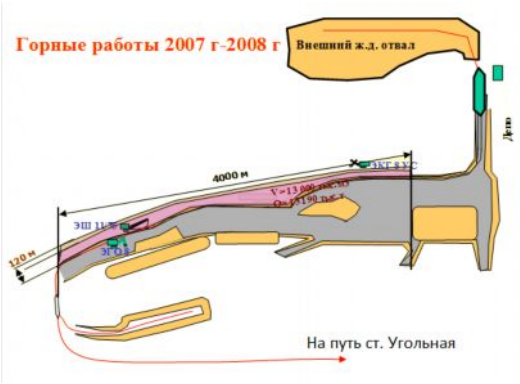


Рис. 1.17. Развитие горных работ на разрезе «Майкубенский»

На данный момент предприятие имеет только два драглайна модели ЭШ-13/50 (модификация ЭШ-10/70) и ЭШ-11/75. Специалистами разреза рассмотрены варианты первоочередного

приобретения драглайна ЭШ-11/75 или ЭШ-20/90. В связи с высокой стоимостью ЭШ-20/90 предприятие приобрело ЭШ-11/75.

По условию формирования грузопотоков угля различного качества бестранспортную технологию на участке Центральном целесообразно организовать на фронте 2,2 км, что не превысит 80% его длины. При высоте вскрышного уступа 30 м высота верхнего подуступа составит не более 13 м.

По принятой схеме экскавации верхний подуступ относительно нижнего смещен на ширину заходки. Ширина ее соответствует максимальной ширине заходки роторного экскаватора SR_s (k)-470 и равна 32 м. Тогда при угле падения угольного пласта 10^0 уровень понижения верхнего подуступа относительно нижнего подуступа по каждой заходке составит 3 м (рис. 1.19). На практике это облегчает верхнее черпание, значительно уменьшает объем планировочных работ и обеспечивает по каждой заходке постоянную высоту вскрышного уступа.

Сопоставление различных вариантов применения драглайнов по схемам экскавации с приведенными технологическими параметрами производили по коэффициенту переэкскавации, объему бестранспортной вскрыши и вскрываемым запасам. При прочих равных условиях основным критерием является объем вскрытых запасов, т.е. интенсивность ведения горных работ.



Рис. 1.18. Изменение объемов выемки вскрыши по годам при наращивании добычи угля

Для увеличения ширины заходки с 24 до 32 м предусматривается удлинение стрелы ЭШ-13/50 № 71 на 20 м с одновременным применением ковша вместимостью 10 м^3. С учетом этого нами рассмотрено 4 варианта комплектации оборудования для следующих схем отработки основного вскрышного уступа: ЭШ-10/70 № 71 на уступе, а ЭШ-11/75 и ЭШ-20/90 – на отвале; ЭШ-20/90 при первом проходе по заходке на уступе, а при втором проходе по заходке – на отвале; ЭШ-10/70 № 71 отрабатывает верхний подуступ, а ЭШ-20/90 – нижний подуступ и после этого работает также на отвале (табл. 1.1).

Анализ показывает, что вариант с использованием драглайна ЭШ-20/90 вместо драглайна ЭШ-11/75, совместно с имеющимся драглайном ЭШ-10/70 № 71, эффективнее на 53%, поскольку коэффициент переэкскавации меньше на 28%. При этом объем бестранспортной вскрыши увеличивается на 53%, а угля вскрывается на 1,06 млн. т больше. Драглайн ЭШ-10/70 № 71 отрабатывает только верхний подуступ. Драглайном ЭШ-20/90 вскрывается пласт угля, а после перехода на отвал выполняется переэкскавация объемов подвалки с оставлением по подошве площадки шириной 25,5 м.

При обосновании проектной мощности и комплексов оборудования рассмотрены варианты на 8,5 (вариант 1) и 12-13 млн. т добычи угля (варианты 2, 3 и 4) с распределением их между смежными участками и с возможностью применения имеющихся экскаваторно-автомобильных и железнодорожных комплексов, а также бестранспортной и циклично-поточной технологий на вскрышных работах. При увеличении проектной мощности на участке Центральном до 8,5 млн. т рассмотрены также варианты внедрения циклично-поточной технологии на добычных работах с использованием гидравлических экскаваторов.

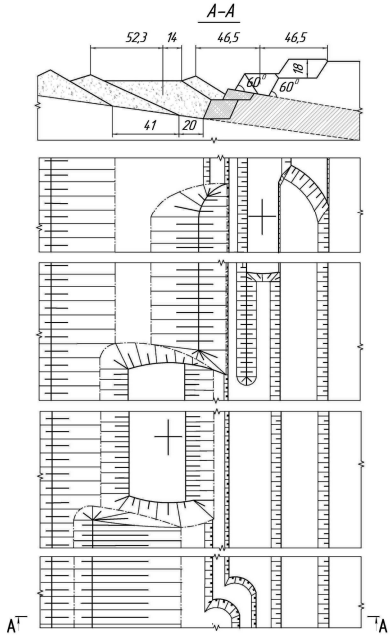


Рис. 1.19. Схема внедрения бестранспортной технологии на разрезе «Майкубенский» с обеспечением постоянной высоты вскрышного уступа и отработкой его драглайнами ЭШ-10/70 и ЭШ-11/75

Проектную мощность 8,5 млн. т по варианту 1 возможно достичь в 2011 году. Для этого ежегодно необходимо увеличивать объемы добычи от 0,5-0,7 до 1,0 млн. т. При этом в этот период каждый год объемы вскрышных пород должны увеличиваться на 1 млн. $м^3$.

Таблица 1.1

К выбору модели драглайна на участке Центральном

Комплектация оборудования для рассматриваемых схем отработки		Объем вскрышной заходки в разрыхленном виде, $м^3/м^3$	Объем переэкскавации, $м^3/м^3$	Коэффициент переэкскавации, %	Объем бестранспортной вскрыши, млн. $м^3$/год	Объем вскрываемого угля, млн. т/год
На уступе	На отвале					
ЭШ-10/70 № 71	ЭШ-11/75	1296	1408	109	1,8	1,98
ЭШ-10/70 № 71	ЭШ-20/90	1296	1638	126	2,43	2,67

Продолжение табл. 1.1

Комплектация оборудования для рассматриваемых схем отработки		Объем вскрышной заходки в разрыхленном виде, $м^3/м^3$	Объем переэкскавации, $м^3/м^3$	Коэффициент переэкскавации, %	Объем бестранспортной вскрыши, млн. $м^3$/год	Объем вскрываемого угля, млн. т/год
На уступе	На отвале					
ЭШ-20/90 (1-ый ход)	ЭШ-20/90 (2-ой ход)	1296	1048	81	2,0	2,2
ЭШ-10/70 № 71 + ЭШ-20/90 (1-ый ход)	ЭШ-20/90 (2-ой ход)	1296	1048	81	2,76	3,04

На год освоения проектной мощности 33% вскрыши будет отрабатываться по бестранспортной технологии, 42,8% железнодорожным и 24,2% автомобильным транспортом. С 2014 до 2018 год бестранспортная вскрыша увеличится до 50,6%, а железнодорожная уменьшится до 30,2%. Поэтому в течение 12 лет доля затрат на приобретение 4-х мощных драглайнов типа ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 составит 62,6% от общих затрат на новую основную горно-транспортную технику (рис. 1.20 и табл. 1.2).

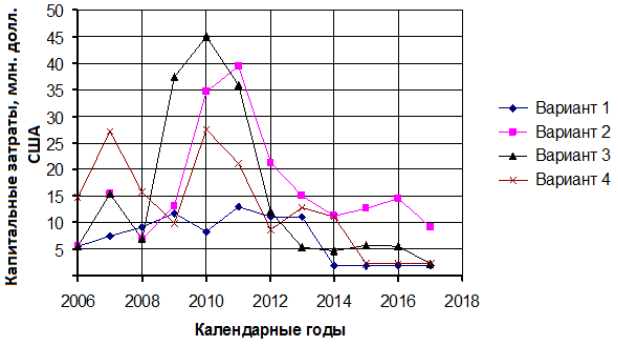


Рис. 1.20. Изменение капитальных затрат по вариантам

Таблица 1.2

Сопоставление капитальных затрат по вариантам

№№ п/п	Наименование показателей	Комплектация комплексов оборудования							
		Вариант 1		Вариант 2		Вариант 3		Вариант 4	
		$ тыс.	%	$ тыс.	%	$ тыс.	%	$ тыс.	%
1.	Добыча угля за 2006-2017гг., тыс. т	94300	100	120800	128,1	120800	128,1	127000	134,7
2.	**Капитальные затраты на 1 т добываемого угля, $**	**0,9**		**1,647**		**1,505**		**1,221**	
3.	**Затраты на приобретение горно-транспортного оборудования в т.ч. по видам вскрыши**	**60036**	**70,6** 100	**168951**	**84,9** 100	**155092**	**85,3** 100	**123175**	**79,5** 100
3.1.	Бестранспортная	**37600**	**62,6**	**37600**	**22,2**	**37600**	**24,2**	**37600**	**30,5**
3.1.1.	Экскаватор ЭШ-20/90, шт.	2		2		2		2	
3.1.2.	Экскаватор ЭШ-15/100, шт	2		2		2		2	
3.2.	Железнодорожная	**12250**	**20,4**	**90650**	**53,7**	**21600**	**13,9**	**55956**	**45,4**
3.2.1.	Экскаватор типа ЭГ-8, шт.	1		7		2		5	
3.2.2.	Электровоз ПЭ-2М, шт.*	3		21		4		13	
3.2.3.	Думпкар 2ВС-105, шт.	30		230		40		130	
3.2.4.	Экскаватор ЭШ-11/70, шт.	0		1		1		1	
3.3.	Авто-конвейерная (ЦПТ)	**0**	**0**	**0**	**0**	**55811**	**36**	**0**	**0**
3.3.1.	Экскаватор типа ЭГ-8, шт.	0		0		6		0	
3.3.2.	Автосамосвалы БелАЗ-7547, шт.**	0		0		38		0	
3.3.3.	Конвейера В-1800, км	0		0		6		0	
3.3.4.	Отвалообраз-ль ОШР-8000/100, шт.	0		0		1		0	
3.3.5.	Дробильно-перегр. устройство, шт.	0		0		1		0	
	в т.ч. на добыче угля								

Продолжение табл. 1.2

№№ п/п	Наименование показателей	Комплектация комплексов оборудования							
		Вариант 1		Вариант 2		Вариант 3		Вариант 4	
		$ тыс.	%	$ тыс.	%	$ тыс.	%	$ тыс.	%
3.4.	Авто-конвейерная (ЦПТ) через от-грузку угля на складах	**0**	**0**	**28460**	**16,8**	**28460**	**15,7**	**20365**	**16,5**
3.4.1.	Экскаватор типа ЭГ-8, шт.	0		4		4		3	
3.4.2.	Автосамосвалы БелАЗ-7547, шт.**	0		17		17		15	
3.4.3.	Конвейера В-900, км	0		4		4		4	
3.4.4.	Штабелеукладчик, шт.	0		2		2		1	
4.	**Затраты на строитель-ство железнодорожных путей**	**9440**	**11,1**	**14420**	**7,2**	**11132**	**6,1**	**15277**	**9,9**

Примечание * - без учета 2-х электровозов ПЭ-2М за 2005 год и учета 3-х автосамосвалов БелАЗ-7547 за 2005 год

Для отработки увеличивающихся объемов вскрыши рассмотрено два варианта: с наращиванием объемов железнодорожной вскрыши (вариант 2) и с внедрением комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта (вариант 3).

По вариантам 2 и 3 достижение годовой добычи угля в 13 млн. т планируется на 2014 год. Однако в этом году объем вскрыши увеличится до 24,5 млн. м^3. По сравнению с вариантом 1 возрастет в 1,46 раза, а в 2017 году – в 1,94 раза и составит 32,6 млн. м^3.

По варианту 2 необходимо выполнить в течение 6 лет горно-капитальные работы в объеме 6,3 млн. м^3 на западном фланге разреза с проходкой въездной и соединительной траншей. Начиная с 2010 года на западе нужно построить новую железнодорожную станцию. Ввод ее в эксплуатацию планируется с 2013 года. В период с 2010 по 2017 год включительно потребуется дополнительно приобрести 18 новых тяговых агрегатов постоянного тока напряжением 3,3 кВ и 7 гидравлических экскавато-

ров типа ЭГ-8. Для выполнения горно-капитальных работ дополнительно потребуется приобрести один экскаватор типа ЭГ-8 и 10 штук 40-тонных автосамосвалов.

По варианту 3 в 2009 и 2010 годах потребуется приобрести 6 км конвейеров с шириной ленты 1800 мм, дробильно-перегрузочное устройство и консольный отвалообразователь, а период с 2013 до 2017 года – 38 штук 40-тонных автосамосвалов и 6 гидравлических экскаваторов.

По всем вариантам применяется бестранспортная технология отработки основного вскрышного уступа. На участке Центральном высота уступа, отрабатываемого парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 на фронте длиной 2200 м, составляет 30 м, а на участке Восточном, на фронте длиной 2500 м – 35 м.

В центральной части разреза на фронте длиной 800 м на отработке этой части уступов, на западе на фронте длиной 300 м и на востоке, на фронте длиной 400 м, применяются мехлопаты в комплексе с автотранспортом.

Сопоставление рассматриваемых вариантов показывает, что увеличение производственной мощности разреза с 8,5 до 13 млн. т угля в год в период 2006-2017 годы позволит увеличить объем добычи угля на 28,1%.

Однако по сравнению с вариантом 1 для этого потребуется увеличить инвестиции в производство: по варианту 2 - на 233,9%, по варианту 3 – на 213,8%. Но увеличение затрат будет практически компенсировано увеличением добычи угля.

Затраты на увеличение объемов выемки вскрышных пород будут частично компенсированы внедрением бестранспортной и циклично-поточной технологий с переходом на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт.

Ограничивающим фактором увеличения добычи угля на разрезе «Майкубенский» является ограничение требуемой скорости подвигания фронта горных работ. На применяемые и планируемые к применению технологические комплексы оборудования максимально достигнутая ее величина на многих угольных разрезах с аналогичными горнотехническими условиями при применении железнодорожного транспорта, как правило, не

превышает 40-50 м в год. Поэтому при распределении добычи угля между участками предельную величину производительности отдельного участка ограничили 6 млн. т в год.

Результаты расчетов показывают, что текущий коэффициент вскрыши на разрезе с 2011 по 2022 годы увеличится с 1,67 до 3,25 $м^3$/т. Предельное его значение по проекту на глубинах 200-220 м составляет 4-4,5 $м^3$/т. Годовые объемы выемки вскрыши за 12 лет возрастут с 9,5 до 39 млн. $м^3$.

Для достижения производственной мощности 12 млн. т в год нужно ежегодно оставлять переходящих подготовленных запасов не менее 6 млн. т. в год. В связи с этим потребуется внедрить более мощные комплексы оборудования, увеличить высоту вскрышного уступа по вмещающим породам до 20 м с транспортированием их на внешние отвалы, а отработку уступов отдельными экскаваторно-автомобильными комплексами осуществлять с каждого фланга участка поперечными заходками с перемещением вскрыши во внутренние и внешние отвалы.

Выполнены исследования взаимосвязи параметров системы разработки и производительности применяемого и перспективного горнотранспортного оборудования при интенсивной отработке рабочей зоны разреза. Результаты их показывают, что к моменту достижения мощности разреза в 12 млн. т угля в год возникнут затруднения по выполнению требуемых объемов выемки вскрышных пород.

В связи с интенсивным развитием рабочей зоны использование стационарного дробильно-перегрузочного комплекса на разрезе «Майкубенский» (по аналогии с разрезом «Восточный») нецелесообразно. На международной конференции по непрерывным технологиям во Фрайберге (Германия) в 2010 году был продемонстрирован внедренный в Китае циклично-поточный технологический комплекс с конвейерным транспортом [23]. Погрузка угля на забойный конвейер производится через самоходный дробильно-перегрузочный комплекс производительностью от 3000 до 6000 т/ч.

Для условий разреза «Майкубенский» предложена следующая схема применения ЦПТ на вскрышных работах (рис. 1.21, 1. 22).

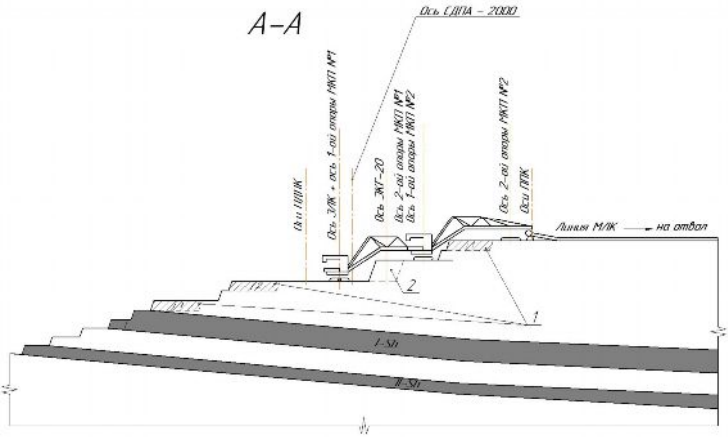


Рис. 1.21. Вариант реализации ЦПТ на вскрышных работах разреза «Майкубенский»
1 – верхние подуступы, отрабатываемые ЭАК;
2 – заходка на уступе, отрабатываемая на конвейерный транспорт

На каждом участке предлагается иметь по забойному конвейеру и самоходному дробильно-перегрузочному устройству типа СДПА-2000. В качестве компенсатора высоты для перегрузки на магистральный конвейер по центру карьерного поля использовать два межуступных конвейерных перегружателя (МКП). В противном случае положение подъемного конвейера придется периодически переносить на новую ось. На внешнем отвале разгрузку пород с отвального конвейера осуществлять консольным отвалообразователем с длиной разгрузочной консоли не менее 125 м.

Для повышения надежности конвейерной системы необходимо, по нашему мнению, дополнительно использовать сопряженные с ней два передвижных дробильно-перегрузочных устройства (ПДПК) на концентрационном горизонте на глубине 44 м и два передвижных перегрузочных устройства (ППК) на дневной поверхности в комплексе с автотранспортом. Расстояние транспортирования автосамосвалами на каждом участке не превысит 2 км. Хоть схема получится сложной, но надежной. Производительность комплекса ориентировочно составит 40 млн. м^3 в год.

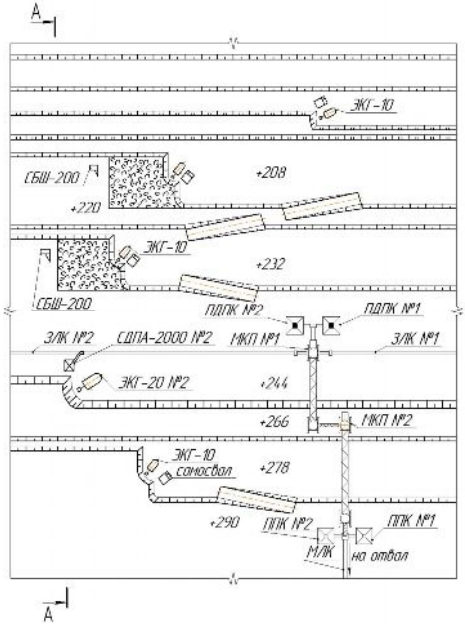


Рис. 1.22. Компоновка оборудования и грузотранспортная связь в рабочей зоне разреза «Майкубенский»

ЗЛК, МЛК – соответственно забойный и магистральный ленточные конвейера; МКП – межуступный конвейерный перегружатель; СДПА-2000 – самоходный дробильно-перегрузочный агрегат; ПДПК – передвижной дробильно-перегрузочный пункт для скальных пород; ППК – передвижной перегрузочный пункт для мягких пород

Анализ календарного плана развития горных работ по вариантам 2 и 3 показывает, что средний эксплуатационный коэффициент вскрыши в рассматриваемый период времени составит 1,61 м^3/т, а отставание по вскрыше на Восточном участке достигнет более 3,6 млн. м^3.

Для сокращения сроков начала поставки энергетического угля в объеме до 7,5 млн. т в год и более интенсивного наращивания в ближайшие годы нами выполнено перераспределение объемов добычи между участками. Предлагаемый для анализа

вариант 4 обеспечивает это в 2010 году. При этом мощность разреза ограничена 12 млн. т по сравнению с вариантами 2 и 3. За 12 лет угля будет добыто на 6,2 млн. т больше, а средний эксплуатационный коэффициент вскрыши составит 1,56 $м^3$/т.

По варианту 4 к горно-капитальным работам на западе разреза необходимо приступить в 2008 году. Конвейерная доставка усредненного угля будет организована только на участке Центральном. По сравнению с вариантом 3 вариант 4 по инвестициям экономичнее на 22%, средний эксплуатационный коэффициент вскрыши уменьшен на 3,4%. Однако для реализации этого проекта потребуются крупные инвестиции в течение 9 лет, особенно в ближайшие 3 года.

Анализ графика на рисунке 1.12 и выполненные технико-экономические расчеты показывают, что при реализации варианта 4 до достижения проектной мощности ежегодное увеличение добычи угля должно составить не менее 30%. Последнее достигается путем вовлечения в разработку участка Центрального с благоприятными горно-геологическими условиями залегания. Проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы:

1. Для полого-наклонных угольных месторождений реализация крупных инвестиционных проектов с достижением проектной мощности не менее 10-14 млн. т угля достигается вовлечением запасов нового участка с благоприятными горно-геологическими условиями залегания.

2. При мощности угольного пласта 25-30 м и использовании на добычных работах роторных экскаваторов в комплексе с железнодорожным транспортом эффективность вскрышных работ обеспечит применение бестранспортной и цикличноточной технологий.

3. С учетом окупаемости приобретаемого горнотранспортного оборудования прогноз роста рыночной стоимости угля при существующей системе налогообложения ограничит годовую мощность разреза «Майкубенский» в 8,5 млн. т. Поэтому вместо драглайна ЭШ-20/90 в 2006 году заказан менее мощный ЭШ-11/75, который в настоящее время используется для формирования пионерной насыпи на внешнем отвале «Южный».

2. ОБЕСПЕЧЕНИЕ СООТВЕТСТВИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ТЕМПАМ ДОБЫЧИ УГЛЯ С УГЛУБКОЙ РАЗРЕЗОВ

2.1 Анализ результатов внедрения ЦПТ на карьерах

Существующие виды подвижного железнодорожного транспорта в комплексе с экскаваторами с вместимостью до 12-15 м^3 не обеспечивают высокую производительность, что снижает его роль в транспортной системе карьеров. В этой связи до 75% горной массы в ведущих странах мира, в том числе в России и Казахстане, перевозится автомобильным транспортом. Средняя грузоподъемность самосвалов на крупных карьерах достигает 120 т. За счет применения дизельных двигателей с электронным управлением и центральной отключаемой крыльчаткой системы охлаждения в последние годы повысилось качество самосвалов ПО «БелАЗ». Гарантийный ресурс самосвалов грузоподъемностью 120-220 т повышен до 600 тыс. км.

На рынке появилось большое количество автосамосвалов грузоподъемностью до 360 т, выпускаемых ведущими мировыми фирмами Komatsu, Caterpillar, Unit Rig, Terex, Euclid и др.

С использованием автотранспорта на глубоких карьерах стали переходить на циклично-поточные технологии (ЦПТ), эффективность которых доказана опытом работы ведущих горных предприятий. Применение ЦПТ позволяет достичь высокой концентрации производства, улучшить показатели использования горнотранспортного оборудования, обеспечить высокую степень автоматизации технологических процессов и повысить эффективность работы предприятия в целом.

Применение передвижных [25] и переносных дробильно-перегрузочных пунктов, сооружаемых в непосредственной близости от забоев, повышает эффективность работы автомобильного транспорта и гибкость циклично-поточной технологии.

ЦПТ получила широкое применение на карьерах Кривбасса, Полтавского, Качканарского, Ковдорского, Оленегорского горно-обогатительных комбинатов и Навоийского ГМК [26].

В последнее время ЦПТ внедряется на вскрышных работах угольных разрезов «Восточный» и «Талдинский».

Характеристика элементов комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау НГМК приведена в табл. 2.1-2.3 [27].

Опыт эксплуатации ЦПТ в глубоких карьерах свидетельствует о том, что большинство дробильно-конвейерных комплексов работают с неполной загрузкой, составляющей 50-60% от проектной [28]. Это явилось следствием непредвиденных и неучтенных на стадии проектирования и строительства технологических, технических и организационных составляющих ЦПТ. В частности:

- не была принята во внимание существующая жесткая связь между цикличным и поточным звеньями комплекса, что снизило его производительность на 25%;
- не учтено влияние показателей надежности функциональных звеньев на производительность комплекса;
- не увязан режим работы цикличного и поточного звеньев комплекса, что снизило производительность на 15%;
- не предусмотрены сложности управления взрывным рыхлением горных пород.

Таблица 2.1

Техническая характеристика конвейерных линий комплекса ЦПТ в карьере «Мурунтау»

Показатели	Ед. изм.	Конвейерная линия №1	Конвейерная линия №2
Производительность	млн. $м^3$/год,	12,8	12,8
	млн. т/год	33,0	33,0
Высота подъема горной массы:	м		
- на поверхность карьера		90	150
- в отвал		160	220
Ввод в эксплуатацию	год	1984	1986

Продолжение табл. 2. 1

Показатели	Ед. изм.	Конвейерная линия №1	Конвейерная линия №2
Количество конвейеров	шт.	5	5
Ширина ленты конвейера	мм	2000	2000
Скорость движения ленты	м/с	3,15	3,15
Длина конвейеров, всего	м	3370	5348
в т.ч.:			
- подъемных		570	570
- магистрального		985	1892
- передаточного		572	1080
- отвального		1243	1806

В результате в первые четыре года эксплуатации производительность комплекса ЦПТ не превышала 12-14 млн. $м^3$/год.

В последующем увеличение производительности комплекса до 18,5-22 млн. $м^3$/год достигнуто за счет его модернизации [29]:

- замены дисковых питателей в узлах перегрузки конвейеров на пассивные питатели бесприводного типа;
- замены на ДПП пластинчатого питателя среднего типа сначала пластинчатым питателем тяжелого типа, а затем ленточным питателем;
- применения тиристорной схемы пуска многодвигательного привода конвейера вместо контакторной схемы с роторными сопротивлениями (12 ступеней);
- применения разъемной чаши дробилки;
- изменения режима работы цикличного и поточного звеньев комплекса;
- проведения смены водителей на «линии»;
- управления экскаваторно-отвальным комплексом (ЭАК) с использованием системы GPS спутникового контроля положения объектов;

- оптимизации режима горных работ на основе компьютерных программ;
- увеличения грузоподъемности автосамосвалов с 75-110 т до 140-190 т.

Таблица 2.2

Техническая характеристика дробильного перегрузочного пункта (ДПП) комплекса ЦПТ в карьере «Мурунтау»

Показатели	Ед. изм.	Параметры
Высота	м	30
Количество мест разгрузки автосамосвалов грузоподъемностью:	шт.	
- 75-110т		2
- 140-200т		1
Вместимость приемного бункера	$м^3$	350
Дробилка КВКД 1200/200		
- производительность	$м^3/ч$	1330
	т/ч	3400
- размер приемного отверстия	мм	1200
- ширина выходной щели	мм	200
- мощность электродвигателя	кВт	400
- масса	т	240
Питатель пластинчатый 1-24-150		
- ширина полотна	мм	2400
- скорость движения полотна	м/с	0,16-0,25
Производительность при высоте слоя 0,8 м	$м^3/ч$	2000
Насыпная плотность материала	$т/м^3$	1,5
Максимальный размер куска породы	м	1,5 м
Мощность привода	кВт	37,5
Масса	т	108

Отвалообразование комплекса ЦПТ наиболее эффективно осуществлять без автомобильного предотвала, что обеспечивает безопасные условия работы оборудования на отвалах со слабым основанием [30]. Это позволило увеличить высоту первого яруса отвала с 50 м до 90 м с обеспечением оптимального шага передвижки отвального конвейера.

В связи с постоянным ухудшением горнотехнических условий разработки применение ЦПТ с конвейерным подъемом раздробленных скальных пород по-прежнему рассматривается как основное направление решения транспортной проблемы глубоких рудных карьеров, а в ближайшей перспективе и угольных разрезов.

Различные горно-геологические и горнотехнические условия разработки Экибастузского бассейна, большая мощность нескольких угольных пластов (30-180 м), пологое, наклонное и крутое их залегание, развитие угольных пластов от поверхности на значительную глубину (до 200-700 м) предопределили применение различных схем вскрытия, систем разработки и технологических комплексов.

Таблица 2.3

Техническая характеристика отвалообразователя ОШС 4000/125 комплекса ЦПТ в карьере «Мурунтау»

Показатели	Ед. изм.	Параметры
Тип ходового механизма		шагающе-рельсовый
Длина приемной стрелы	м	42
Длина отвальной стрелы	м	83
Радиус разгрузки	м	125
Высота разгрузки	м	30
Скорость транспортная	м/мин	1,2
	м/ч	72
Допустимый уклон трассы	град.	5
Установленная мощность приводов	кВт	1800
Масса	т	1230

В рамках ускоренного индустриально-инновационного развития страны ряд проектов с миллиардными инвестициями на угольных разрезах бассейна направлены на поддержание и увеличение производительности по добыче угля с понижением горных работ. Например, в условиях разреза «Восточный» длина добычного фронта с увеличением глубины отработки значитель-

но сокращается, а протяженность вскрышных уступов растет, соответственно растет и коэффициент вскрыши.

При глубине горных работ более 200 м проявляется не соответствие цикличной технологии отработки вскрышных пород с применением железнодорожного транспорта поточной технологии добычи угля. Оно вызвано сложностью заведения железнодорожных путей на нижние горизонты вскрышной зоны высотой порядка 135-150 м при вскрытии только с одного фланга разреза (к другому флангу примыкает торец разреза «Богатырь»). При достижении вскрышными работами глубины 150 м (гор.+50,0 м), вывоз вскрыши с нижних (гор.+30,0 м и ниже) уступов железнодорожным транспортом становится не эффективным.

Поэтому на разрезе «Восточный» на вскрышных работах внедряется ЦПТ с переходом на нижних горизонтах вскрышной зоны на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт. В 2010 году завершены работы по запуску первой линии циклично-поточного вскрышного комплекса (ЦПВК) с организацией на поверхности дополнительного конвейерного отвала и монтажом перегрузочного пункта и системы подъемных, магистральных и отвальных конвейеров.

Они сопровождались:

- обоснованием интенсивного способа отработки вскрышных уступов экскаваторно-автомобильными комплексами в существующих границах карьерного поля;
- установлением возможности организации концентрационного горизонта во вскрышной зоне на период полного внедрения циклично-поточной технологии;
- оптимизацией режима вскрышных работ в зоне эксплуатации экскаваторно-автомобильных комплексов.

Повышение мощности разреза до 25 млн. т угля в год предусматривает увеличение длины разреза по простиранию за счет вовлечения в отработку запасов угля в северном торце разреза (часть запасов угля участка 8 и запасов участка 12).

2.2 Обоснование интенсивного способа отработки нижней части вскрышной зоны экскаваторно-автомобильными комплексами

Границами разреза «Восточный» являются:

- геологическая граница между полями разрезов «Богатырь» и «Восточный»;
- разнос вскрышного рабочего борта разреза, сформированного в стационарное положение от кровли пласта 1 гор. - 200 м под углом 25°,
- геологическая граница между участками 12 и 11;
- действующая граница горного отвода по стационарному борту разреза.

В 2010 году добыча угля достигла 20,1 млн. т, объем вскрышных пород 27,2 млн. $м^3$. Усложнение конструкции транспортной схемы путевого железнодорожного развития и затруднения по выемке увеличивающихся объемов вскрыши с понижением горных работ сдерживают сроки освоения проектной мощности разреза «Восточный» в 25 млн. т в год. Поэтому впервые в условиях Экибастузского бассейна начала реализовываться крупная инвестиционная программа по внедрению на вскрышных работах циклично-поточной технологии.

При поточной добыче угля на месторождениях с наклонным залеганием угольных пластов довольно высока интенсивность ведения горных работ. Для объекта исследования, разреза «Восточный», результаты горно-геометрического анализа по проектной схеме развития горных работ при различном положении вскрышной зоны относительно вскрываемых пластов с глубины 200 м до глубины 350 м по состоянию горных работ на 01.01.11г. (рис. 2.1) приведены в табл. 2.4 и 2.5.

Этапы развития горных работ определены традиционным методом построения рабочего борта от разрезной траншеи на новом горизонте до пересечения с дневной поверхностью (рис. 2.1). Анализ табл. 2.4 и 2.5 показывает, что при ограничении развития добычных работ нет скачкообразных изменений значений текущего коэффициента вскрыши (рис. 2.2).

После ликвидации отставания вскрышных работ в период внедрения ЦПВК указанный показатель только возрастает. При этом, начиная с гор. – 75м, в каждых последующих двух этапах отработки его значения почти одинаковые с небольшим увеличением, но между этой парой смежных этапов отработки возрастает значительно (до 0,57 м^3/т).

Таблица 2.4

Объемы вскрыши и запасы угля относительно возможного положения рабочего борта на разрезе «Восточный»

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Длина фронта работ на вскрыше, м	Площадь вскрыши, м^2	Площадь угля, м^2	Объем вскрыши, тыс. м^3	Объем угля, тыс. м^3	Запасы угля, тыс. т	Коэффициент вскрыши, м^3/т
I	-25	3209	20340	6262	65271,06	17533,6	28930,44	2,26
II	-50	3266	33630	14375	109835,58	40250	66412,5	1,65
III	-75	3323	36482,5	14375	121231,35	40250	66412,5	1,83
IV	-100	3380	36690	14375	124012,2	40250	66412,5	1,87
V	-125	3437	47120	14375	161951,44	40250	66412,5	2,44
VI	-150	3494	47850	14375	167187,9	40250	66412,5	2,52
Итого					749489,53		360992,94	2,08

Таблица 2.5

Объемы вскрыши и запасы угля относительно требуемого положения рабочего борта (на рисунке 2.1 не штрихованный контур)

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Длина фронта работ на вскрыше, м	Площадь вскрыши, м^2	Площадь угля, м^2	Объем вскрыши, тыс. м^3	Объем угля, тыс. м^3	Запасы угля, тыс. т	Коэффициент вскрыши, м^3/т
I	-25	3209	20340	6262	65271,06	17533,6	28930,44	2,26
II	-50	3266	34245	14375	111844,17	40250	66412,5	1,68
III	-75	3323	40665	14375	135129,80	40250	66412,5	2,03
IV	-100	3380	31560	14375	106672,8	40250	66412,5	1,61

Продолжение табл. 2.5

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Длина фронта работ на вскрыше, м	Площадь вскрыши, м2	Площадь угля, м2	Объем вскрыши, тыс. м3	Объем угля, тыс. м3	Запасы угля, тыс. т	Коэффициент вскрыши, м3/т
V	-125	3437	51285	14375	176266,55	40250	66412,5	2,65
VI	-150	3494	54060	14375	188885,64	40250	66412,5	2,84
Итого					784070,02		360992,94	2,17

Определение требуемой производительности по вскрыше приведено в табл. 2.6, а календарный график режима горных работ на разрезе «Восточный» - в табл. 2.7.

Анализ результатов расчета в табл. 2.6, 2.7 показывает, что по состоянию горных работ на 01.01.11г. отставание по вскрышным работам относительно проектного календарного плана составляет: $45{,}01 \times 1{,}45 - 24 = 40{,}9$ млн. $м^3$ в год.

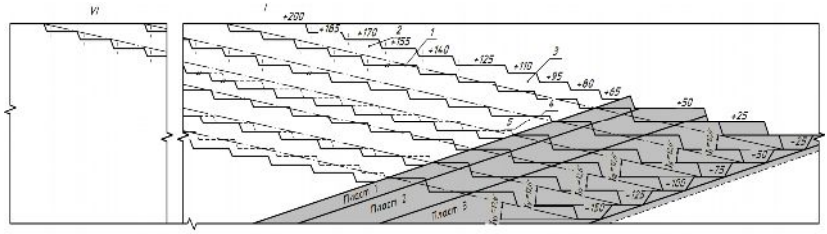


Рис. 2.1. Построение этапов отработки на характерном поперечном сечении разреза «Восточный»
1 – уровень раздела вскрышной зоны, отрабатываемой экскаваторно-железнодорожными (2) и экскаваторно-автомобильными (3) комплексами; 4, 5 – соответственно заштрихованный возможный и требуемый контуры этапов отработки

Во времени отставание по вскрышным работам для мощности разреза 25 млн. т угля в год приближается к 2 годам. Поэтому изыскание резервов по ликвидации отставания вскрышных работ является первоочередной задачей.

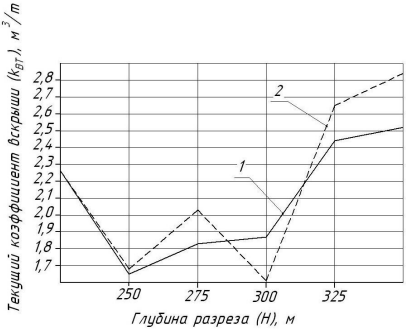


Рис. 2.2. График режима горных работ на разрезе «Восточный»
1 – вариант с проектными контурами вскрышной зоны;
2 – альтернативный вариант с обеспечением необходимого опережения вскрышных работ на контакте «вскрыша-уголь»

Таблица 2.6

Трансформация результатов горно-геометрического анализа в календарный план горных работ по рекомендуемой схеме развития вскрышной зоны

№ этапа отработки	Запасы угля, млн. т	Производительность на добыче угля, млн. т	Срок отработки запасов этапа отработки, лет	Объем вскрыши, млн. м^3	Расчетная производительность на выемке вскрыши, млн. м^3	Скорректированная производительность на выемке вскрыши, млн. м^3	Коэффициент вскрыши, м^3/т
I	28,93044	20	1,45	65,27106	45,01	39,98	2,00
II	66,4125	22 (1год), 23 (следующие годы) Средневзвешенная 22,66	2,93	109,8356	37,49	39,98	1,76
III	66,4125	25	2,66	121,2314	45,58	45,58	1,82

Продолжение табл. 2.6

№ этапа отработки	Запасы угля, млн. т	Производительность на добыче угля, млн. т	Срок отработки запасов этапа отработки, лет	Объем вскрыши, млн. м^3	Расчетная производительность на выемке вскрыши, млн. м^3	Скорректированная производительность на выемке вскрыши, млн. м^3	Коэффициент вскрыши, м^3/т
IV	66,4125	25	2,65	124,0122	46,80	46,80	1,87
V	66,4125	25	2,66	161,9514	60,88	60,88	2,43
VI	66,4125	25	2,65	167,1879	63,09	63,09	2,52
Итого	360,99294		15	749,4895			2,08

Таблица 2.7

Календарный график режима горных работ на разрезе «Восточный»

Годы	Добыча угля, млн. т	Выемка вскрышных пород, млн. м^3				Коэффициент вскрыши, м^3/т
		всего вскрыши	железнодорожная с забоев (ориентировочно)	автомобильная (ориентировочно)	перегрузка на концентрационном горизонте	
2011	20	39,98	20,29	8,7	2,5	2,00
2012	22	39,98	24,98	15,0	5,0	1,82
2013	23	39,98	24,98	15,0	5,0	1,74
2014	25	39,98	24,98	15,0	5,0	1,60
2015	25	43,45	22,05	21,4	2,5	1,74
2016	25	45,58	18,58	27,0	2,5	1,82
2017	25	45,58	18,58	27,0	2,5	1,82
2018	25	46,74	18,74	28,0	2,5	1,87
2019	25	46,80	18,8	28,0	2,5	1,88
2020	25	51,16	18,16	33,0	2,5	2,05
2021	25	60,88	23,88	37,0	2,5	2,44
2022	25	60,88	23,88	37,0	2,5	2,44
2023	25	62,32	22,32	40,0	0	2,49
2024	25	63,09	23,09	40,0	0	2,52
2025	25	63,09	23,09	40,0	0	2,52
Итого	365	749,33				2,03

Поскольку на железнодорожный транспорт отрабатывается вскрышная зона до гор. +125,0 м (на глубину 75 м), то все нижележащие вскрышные горизонты по проекту будут вскрыты полустационарными и скользящими автомобильными съездами.

В связи со значительными постоянными затруднениями по выполнению требуемых объемов отработки вскрышных пород и возросшей потребностью компании в энергетическом угле принято решение произвести значительные инвестиции в реконструкцию горнотранспортной схемы на вскрышных работах разреза «Восточный». Для приведения в соответствие вскрышных работ интенсивному производству добычи угля по поточной технологии в 2010 году на разрезе «Восточный» завершены пуско-наладочные работы по реализации циклично-поточной технологии выемки вскрышных пород.

Для переходного периода замены в нижней части вскрышной зоны железнодорожного транспорта на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт зачастую характерно значительное отставание в развитии. В связи с этим нами разработан и предложен интенсивный способ последовательной двухподуступной отработки высоких уступов экскаваторно-автомобильными комплексами с обоих флангов карьерного поля.

Новизна решения состоит в следующем. Первоначально с одного из флангов карьерного поля до его середины экскаватором-мехлопатой производится отработка верхнего подуступа (рис. 2.3). Грузотранспортная связь с транспортной бермой высокого уступа обеспечивается сооружением этим экскаватором временного автосъезда в одном из торцов разреза (рис. 2.4). Для уменьшения количества автосъездов отработка блоков-панелей ЭАК осуществляется поперечными заходками. Перед началом отработки нижнего подуступа блоков-панелей этот экскаватор возвращается в торец разреза, спускается по временному автосъезду до уровня транспортной бермы этого уступа и после его ликвидации работает на новом уровне рабочей площадки.

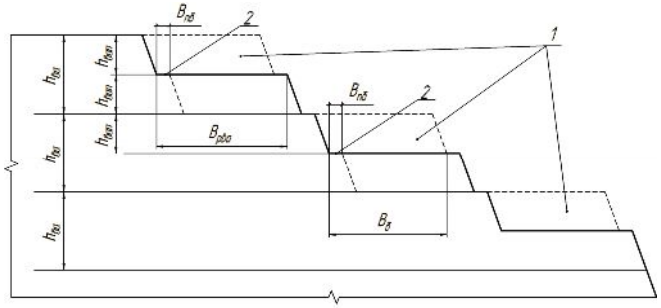


Рис. 2.3. Положение нижней части вскрышной зоны после отработки верхних подуступов в каждом из ji-блоков-панелей ЭАК
1 – верхние подуступы; 2 – предохранительные бермы

На рис. 2.3 и 2.4 показано, что на каждом уступе вскрышных экскаваторно-автомобильных блоков практически одновременно первоначально отрабатываются верхние подуступы, после чего производятся работы на нижних подуступах.

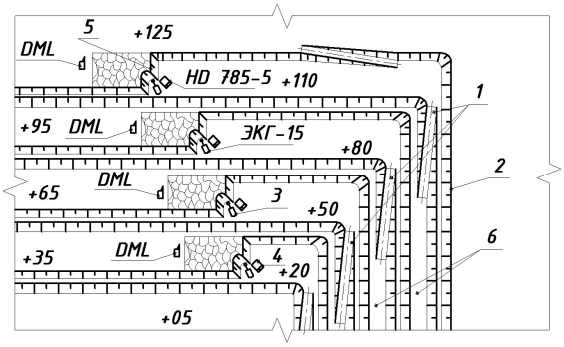


Рис. 2.4. Схема грузотранспортной связи с верхними подуступами блоков-панелей ЭАК
1 – временные автосъезды в торцах углеразреза; 2 – торец разреза; 3 – экскаватор; 4 – автосамосвал; 5 – верхний подуступ блока-панели для ЭАК; 6 – транспортные бермы

В результате увеличения ширины рабочих площадок, независимой отработки высокого уступа отпадает необходимость формирования автосъездов на рабочем борту, что наряду с отработкой блоков-панелей поперечными заходками значительно уменьшает объем горно-капитальных работ - при ширине блока-панели 70 м как минимум в 4,7 раза. Применение поперечных заходок создают наиболее безопасные условия для перемещения большегрузных автосамосвалов, увеличивают скорость их передвижения по временным автодорогам, упрощают схему их подъезда к экскаваторам под погрузку, позволяет между подуступами и уступами оставлять только предохранительные бермы.

Размещение вскрывающих выработок для перемещения автотранспорта в торцах разреза приведено на рис. 2.5. Для этого через каждые 30 м оставляются транспортные бермы. На горизонте +50 м с обоих флангов разреза размещены дробильно-перегрузочные пункты (ДПП) ЦПВК. Грузотранспортная связь рабочих горизонтов верхних и нижних подуступов с площадкой размещения ДПП осуществляется последовательно через транспортные бермы и систему постоянных автосъездов. При отработке верхних подуступов для связи с транспортными бермами на каждом фланге карьерного поля сооружаются временные автосъезды.

Постоянные автосъезды на спуск обслуживают автосамосвалы с транспортных берм на горизонтах +95 и +65 м в грузовом направлении. Вновь создаваемые транспортные бермы через каждые 30 м (гор. +35, + 05 и т.д.) и нарезаемые верхние подуступы новых уступов обеспечиваются доступом с площадкой размещения ДПП последовательно наращиваемыми также постоянными съездами. Они обслуживают автосамосвалы на подъем в грузовом направлении. Между уступами длина постоянных автосъездов при уклоне 80‰ составляет 375 м, а для подуступов, примыкающих к площадке ДПП и вновь нарезаемых – 187,5 м.

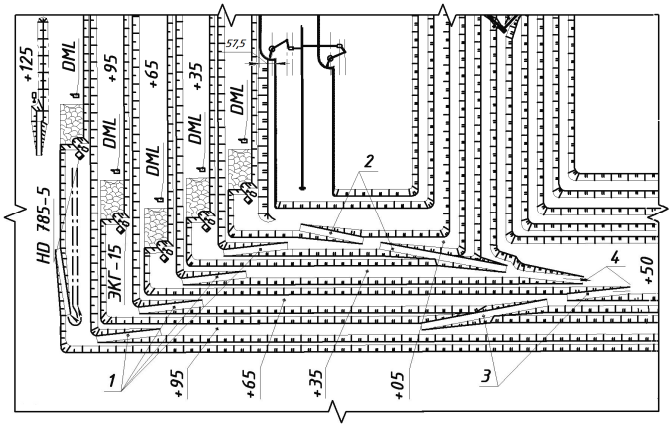


Рис. 2.5. Развитие системы автосъездов в торцах разреза «Восточный»
1 – временные автосъезды; 2, 3 – постоянные автосъезды соответственно ниже и выше горизонта размещения дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП); 4 – направление грузопотоков автовскрыши к ДПП

Отработка блоков-панелей экскаваторно-автомобильными комплексами поперечными заходками позволяет практически исключить направление отбойки взрывных скважин в сторону выработанного пространства. Применение многорядного короткозамедленного взрывания на развал в сторону отработанной широкой панели повышает качество дробления скальных пород, значительно снижает выход негабарита, что положительно скажется на надежности работы дробильно-перегрузочных пунктов ЦПВК.

По проекту дробильно-перегрузочные пункты ЦПВК размещаются на глубине около 150 м на обоих флангах карьерного поля. При одновременной отработке блоков-панелей на каждом фланге с рабочим ходом к центру разреза (рис. 2.6) средневзвешенное расстояние транспортирования автосамосвалами в рассматриваемый период (2011-2025гг.) будет увеличиваться с 1,1 до 1,8 км. Поскольку рациональная высота подуступа получилась равной 15 м, то в качестве выемочно-погрузочной машины

рекомендуется использовать экскаватор ЭКГ-15 или его модификацию - ЭКГ-18Р, в зависимости от требуемой интенсивности развития вскрышной зоны.

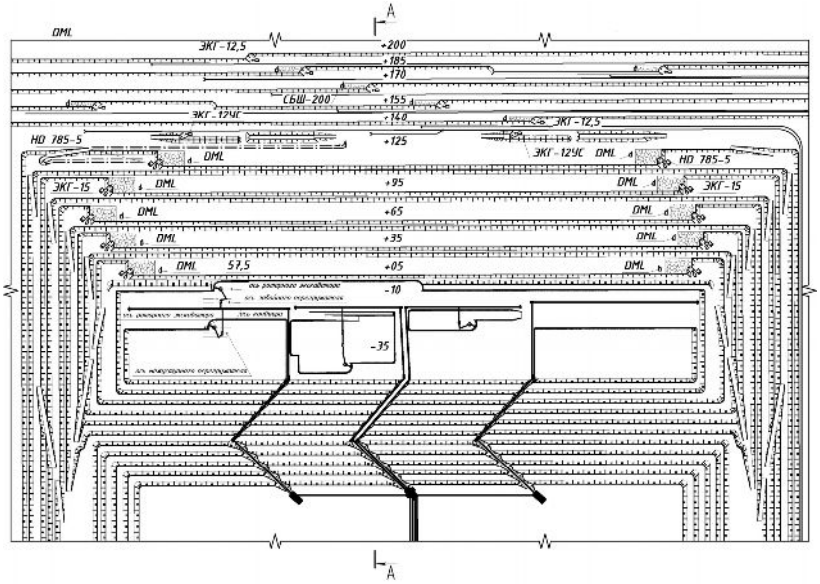


Рис. 2.6. Рекомендуемый план горных работ на разрезе «Восточный»

Для горнотехнических условий разреза «Восточный» (горизонтальная мощность пластов 600 м, угол их падения 19 градусов) с годовой производительностью по углю 25 млн. т скорость подвигания фронта работ вскрышной зоны должна составить не менее 60 м в год.

При отработке уступов высотой 30 м экскаваторами ЭКГ-15 с обоих флангов разреза скорость подвигания их фронта работ получается равной 64 м в год. В этом случае 5 верхних вскрышных уступов высотой по 15 м одновременно должны отрабатывать 7 экскаваторов ЭКГ-12,5 с железнодорожной откаткой (рис. 2.7). Расчетная скорость подвигания вскрышных усту-

пов при ЭЖК приближается к 70 м, что обеспечит соразмерность развития вскрышной зоны и гарантирует достижение предлагаемой проектной мощности разреза по углю.

Созданный интенсивный способ выемки нижней части вскрышной зоны путем послойной отработкой высоких уступов экскаваторно-автомобильными комплексами поперечными заходками с изменяющимся уровнем рабочей площадки и сооружением временных автосъездов в торцах разреза повысит эффективность дальнейшей эксплуатации разреза «Восточный» при внедрении циклично-поточной технологии.

В результате внедрения разработок:

- значительно улучшится режим горных работ по сравнению с проектной схемой за счет увеличения угла откоса вскрышной зоны;
- в несколько раз (в 5 и более) снизятся объемы горно-капитальных работ на формирование автосъездов, отпадет необходимость проходить их на рабочем борту;
- реализуется независимая отработка двухподуступных блоков отдельными экскаваторно-автомобильными комплексами по высоте вскрышной зоны с обоих флангов карьерного поля.

Применение поперечных заходок в схемах двухподуступной отработки блоков экскаваторно-автомобильными комплексами создаст наиболее безопасные условия для перемещения большегрузных автосамосвалов, увеличивает скорость их передвижения по временным автодорогам, упрощает схему их подъезда к экскаваторам под погрузку, позволяет оставлять предохранительные бермы между подуступами и уступами.

2.3 Установление интенсивности горных работ с обоснованием целесообразности формирования концентрационного горизонта

На рудных карьерах в настоящее время широко применяются экскаваторные перегрузочные пункты (ПП) с разгрузкой автосамосвалов на площадке или под откос уступа [31, 32]. Ширина площадок для размещения ПП составляет 70-80 м с односторонней перегрузкой и 100-120 м с двухсторонней перегрузкой.

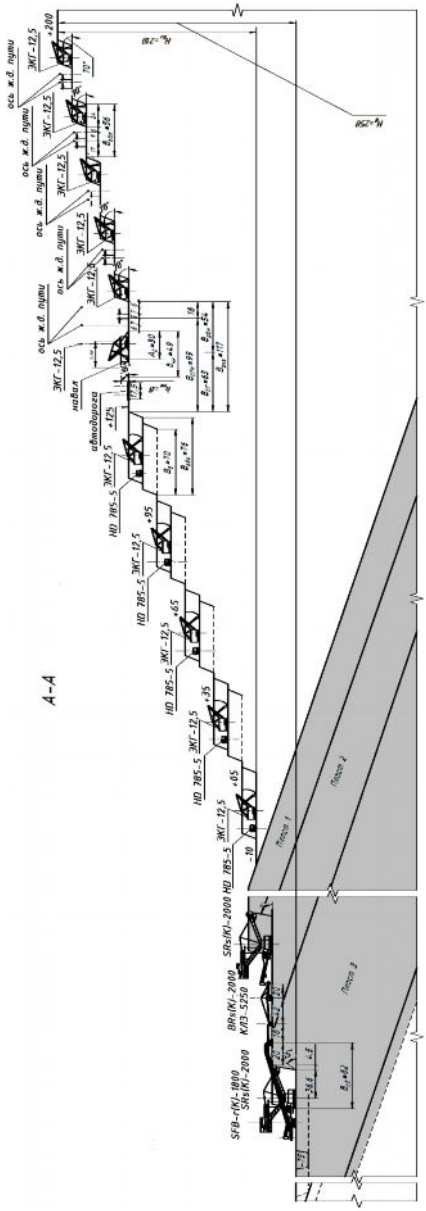


Рис. 2.7. Рекомендуемая технология горных работ на разрезе «Восточный»

При разгрузке автосамосвалов под откос ширина склада понизу определяется по выражению:

$$b_{íí} = (1 \div 2)\grave{A}_î, \qquad (2.1)$$

где A_o – ширина экскаваторной заходки по навалу, м.

Тогда ширина перегрузочной площадки не превышает 40-45 м. Такие склады могут легко перемещаться и размещаться на участках, доступных для железнодорожного транспорта, в том числе и вблизи дна карьера. Однако для условий разреза «Восточный» они не приемлемы, поскольку рабочий уступ концентрационного горизонта будет интенсивно отрабатываться экскаваторно-железнодорожными комплексами (ЭЖК). К тому же необходимо исключить пересечение даже временных автомобильных дорог с забойными путями рабочего уступа и ПП.

Внутрикарьерные перегрузочные склады при достаточных объемах обеспечивают независимость работы автомобильного и железнодорожного транспорта, простоту и короткий срок сооружения. Наряду с широкими площадками, необходимостью дополнительного разноса бортов и уменьшением возможного темпа углубления горных работ, к недостаткам экскаваторной перегрузки относятся использование дополнительного дорогостоящего оборудования, увеличение затрат на перегрузку (в 3-4 раза по сравнению с эстакадной перегрузкой) и продолжительный срок погрузки большегрузных локомотивосоставов. Однако для периода перехода с железнодорожного на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт и отладки линий ЦПВК частичная перегрузка объемов автовскрыши через концентрационный горизонт в средства железнодорожного транспорта может ускорить развитие нижней части вскрышной зоны.

Построение рабочего борта основном осуществляют с учетом привязки всех уступов этапа отработки к принятому углу его откоса γ. При различных параметрах вскрышных и добычных уступов и увеличенном угле откоса рабочего борта на некоторых этапах отработки отмечается превышение рабочей площадки нижнего вскрышного уступа над верхней площадкой верхнего добычного уступа. В результате ограничиваются

вскрытые запасы угля. Поэтому проектный угол откоса рабочей зоны принимается несколько заниженной величины, что ухудшает проектный режим горных работ.

Результаты горно-геометрического анализа по проектной схеме развития горных работ с отстройкой этапов отработки по традиционному методу (рис. 2.1) выявили скачкообразное изменение значений текущего коэффициента вскрыши (рис. 2.2). Причиной этого являются затруднения по построению конструкции рабочего борта с принятыми высотами добычных ($h_д$) и вскрышных уступов ($h_в$) при минимальной ширине их рабочих площадок ($B_{рд}$ и $B_{рв}$ соответственно). При этом конструктивный угол откоса рабочего борта γ устанавливается заранее.

Анализ табл. 2.4 и 2.5 показывает, что в варианте с ограничением развития добычных работ нет скачкообразных изменений значений текущего коэффициента вскрыши (рис. 2.2). После ликвидации отставания вскрышных работ в период внедрения ЦПВК он только возрастает. Поэтому нами исследовался также вариант с альтернативным, по условию независимого ведения вскрышных и добычных работ, контуром вскрышной зоны. Сопоставление графиков режима горных работ этого варианта показывает, что с глубины 225 м до 350 м, по сравнению с проектным контуром схемы развития горных работ, динамика изменения текущего коэффициента вскрыши хуже. Объемы вскрыши в приведенном интервале глубин по альтернативному варианту больше на 34,58 млн. $м^3$, а среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши выше на 4,3%.

Из-за характерного различия высоты уступов вскрышной и добычной зон положение уровня рабочей площадки нарезаемого нижнего вскрышного уступа (рис. 2.1) относительно верхней площадки верхнего добычного уступа для каждого j-го этапа отработки получается различным. Или эти горизонты совпадают, или нижняя площадка нового вскрышного уступа должна быть ниже верхней площадки верхнего добычного уступа. На каждом этапе отработки в результате получается различное подвигание рабочего борта $l_{вj}$ (перпендикулярно простиранию угольных пластов) на уровне дневной поверхности.

Для увеличения угла откоса вскрышной зоны $\gamma_{вi}$ в каждом последующем этапе отработки предложена послойная отработка высоких уступов экскаваторно-автомобильными комплексами поперечными заходками с изменяющимся уровнем рабочей площадки. В отличие от угла откоса рабочего борта (γ_j), для определения угла откоса вскрышной зоны $\gamma_{вi}$ его наклонную линию необходимо проводить от верхней бровки передового уступа до пересечения с линией на контакте «вскрыша-уголь». На разрезе «Восточный» это обеспечит независимую интенсивную отработку высоких уступов отдельными ЭАК по высоте нижней части вскрышной зоны с обоих флангов карьерного поля при окончательном внедрении двух линий циклично-поточной технологии.

Алгоритм оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки при наклонном падении угольных пластов состоит из последовательности нахождения элементов его конструкции, в основном вскрышной зоны, удовлетворяющих следующему условию:

$$k_{âñ\acute{y}} = \frac{\sum_{i=1}^{k_j} V_{âj}}{\sum_{i=1}^{k_j} Z_j} \to min \quad \text{при} \quad k_{âò(j=1)} < k_{âò(j=2)} < k_{âò(j=3)} \cdots , \quad (2.2)$$

где $k_{âñ\acute{y}}$- среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши, м^3/т; $V_{âj}$ - объем вскрышных пород в пределах j-го этапа отработки, м^3; k_j - число этапов отработки в исследуемых границах угольного разреза, шт.; Z_j - запасы угля в пределах j-го этапа отработки, т; $k_{âòj}$ - текущий коэффициент вскрыши j-го этапа отработки, м^3/т.

Далее определяем элементы конструкции рабочего борта.

Высота добычной зоны на j-ом этапе отработки $Н_{дзj}$ при поточной технологии добычи угля составит:

$$\acute{I}_{\ äçj} = h_{äi\acute{i}} + \sum_{i=1}^{n_{äj}} h_{äi} , \quad (2.3)$$

где $h_{дн}$ – высота нарезаемого добычного уступа, м; $n_{дj}$ – число добычных уступов в одновременной работе на j-ом этапе отработки

(шт.) при поточной технологии их разработки, определяемое путем корректировки известного выражения по формуле:

$$n_{äj} = \frac{M_j - â_{ðò} - h_{äí}\,(ctg\alpha_ä + ctg\alpha_{äó}) - B_{òäj}}{B_{ðä} + h_ä(ctg\alpha_ä + ctg\beta_j)}, \qquad (2.4)$$

здесь M_j – горизонтальная мощность угольных пластов на j-ом этапе отработки, м; $в_{рт}$ – ширина дна разрезной траншеи по углю, м; $\alpha_д$ – угол откоса добычного уступа, град.; $\alpha_{ду}$ – устойчивый угол откоса добычного уступа, град.; $B_{тдj}$ – транспортная берма на нерабочем борту на j-ом этапе отработки, м; $B_{рд}$ – ширина рабочей площадки добычного уступа без учета ширины блока-панели $B_{бп\ д}$ по минимуму, м; β_j – угол падения по подошве отрабатываемого нижнего угольного пласта в границах j-го этапа отработки, град.

На определенном этапе отработки глубина угольного разреза $H_{дj}$ составит:

$$Í_{äj} = h_í + h_{äí} + \sum_{i=1}^{n_j}(Í_{äçj} - h_{äí}), \qquad (2.5)$$

где $h_н$ – мощность наносов, равная высоте передового уступа, м; n_j – количество погашенных этапов отработки с начала разработки поля разреза, шт.

Поскольку мощность наносов зачастую равна высоте передового уступа на вскрыше, то высота вскрышной зоны на j-ом этапе отработки $H_{взj}$ составит:

$$H_{âçj} = \sum_{i=1}^{n_{âæj}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàj}} h_{âà} = \sum_{i=1}^{n_{âæj}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàïj}} h_{âàï}, \qquad (2.6)$$

где $h_{âæ}$ - высота вскрышного уступа при их отработке ЭЖК, м; $n_{âæj}$ - количество вскрышных уступов при их отработке ЭЖК на j-ом этапе отработки, шт.; $h_{âà}$ - высота вскрышного уступа при их отработке ЭАК, м; $n_{âàj}$ - количество вскрышных уступов при их отработке ЭАК на j-ом этапе отработки, шт; $h_{âàï}$ - высо-

та вскрышного подуступа при их отработке ЭАК, м; $n_{âàïj}$ - количество вскрышных подуступов при их отработке ЭАК на j-ом этапе отработки, шт.

При построении конструкции вскрышной зоны должно соблюдаться условие:

$$Í_{äj} - H_{äçj} + h_{âàï} \geq Í_{âçj} \geq H_{äj} - H_{äçj} . \qquad (2.7)$$

Поэтому:

$$n_{âàïj} = \frac{Í_{äj} - Í_{äçj} - \sum_{i=1}^{n_{âæj}} h_{âæ}}{h_{âàï}} \text{ при } n_{âàïj} := int(n_{âàïj}) . \qquad (2.8)$$

$$\text{Если } n_{âàïj} > int(n_{âàïj}) \text{, то } n_{âàïj} = int(n_{âàïj}) + 1 . \qquad (2.9)$$

При поточной технологии добычи угля с использованием роторных экскаваторов SR_s(k)-2000М высота уступа, как правило, принимается равной $h_д$=25 м. На выемке вскрышных пород по цикличной технологии экскаваторно-железнодорожными комплексами (ЭЖК) высота уступа с использованием экскаваторов типа ЭКГ-12,5 и ЭКГ-12УС не превышает $h_{вж}$=15÷20 м.

Минимальная ширина рабочей площадки вскрышных уступов в период эксплуатации при железнодорожном транспорте составляет $B_{рвж}$=54 м, при автомобильном транспорте для экскаватора ЭКГ-12,5 - $B_{рва}$=64 м, а для гидравлического экскаватора типа ГЭ-18 - $B_{рва}$=70 м при $h_{вап}$=10 м.

На контакте «вскрыша-уголь» вновь нарезанного вскрышного уступа ширина рабочей площадки $B_{нвj}$ принимается минимально возможной, но не менее ширины транспортной бермы $B_{та}$, т.е.:

$$B_{òà} \leq \hat{A}_{íâj} < \hat{A}_{á} . \qquad (2.10)$$

В этом случае соблюдается закон соразмерного развития горных работ на смежных уступах и обеспечивается норматив вскрытых запасов угля, но до трансформации результатов горно-геометрического анализа в календарный план горных работ не исключаются пиковые значения текущего коэффициента вскрыши.

В границах определенного промежуточного положения горных работ равномерное, плавное изменение текущего коэффициента вскрыши (от наименьшего к наибольшему значению) обеспечивается методом оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки. Создавался он с учетом специфики разработки месторождений с наклонным падением мощных угольных пластов. В основу его положен критерий минимизации объемов вскрышных пород в целом для конечного или промежуточного положения горных работ и по каждому этапу отработки, т.е. обеспечения минимума среднего и текущих коэффициентов вскрыши при оптимальном расчетном режиме горных работ. Для этого положение вскрышной зоны по каждому этапу отработки необходимо отстраивать от дневной поверхности до контакта «вскрыша-уголь» с последующим сопряжением с конструкцией добычной зоны, формируемой от разрезной траншеи нового добычного горизонта. При этом, до получения окончательного варианта календарного графика горных работ, следует учитывать продолжительность отработки запасов угля (выемочной единицы) $t_{уj}$, углы падения кровли верхнего угольного пласта $\beta_{кj}$ и откоса вскрышной зоны $\gamma_{вj}$ по каждому этапу отработки в исследуемых границах $H_{пп}$. Тогда подвигание рабочего борта $l_{вj}$ на каждом этапе отработки будет различным. С увеличением угла откоса вскрышной зоны, путем применения эффективных способов интенсивной отработки нижней его части, в каждом последующем j-ом этапе отработки возможно обеспечить уменьшение значений $l_{вj}$.

Величина $l_{вj}$ определяется исходя из закономерности развития рабочей зоны наклонных залежей по формуле:

$$l_{âj} = y_{äj}(ctg\gamma_{âj} + ctg\beta_{êj}) , \qquad (2.11)$$

где $y_{дj}$ – понижение горных работ j-го этапа отработки (м), равная обычно высоте угольного горизонта (выемочной единицы), т.е. высоте добычного уступа $h_д$. Для отрабатываемого горизонта $y_{дj}$ вычисляется исходя из производительности разреза по углю в і-ый календарный год ($Q_{кі}$) с учетом оставшихся неотработанных запасов на j-ом угольном горизонте ($Z_{уj}$).

При $j := j + 1$:

$$y_{äj} = h_ä . \qquad (2.12)$$

В переходной период внедрения ЦПВК верхняя часть вскрышной зоны отрабатывается ЭЖК, а нижняя ее часть – ЭАК. Проведение пуско-наладочных работ на ЦПВК № 1 и 2 и достижение проектной их мощности на границе применения ЭЖК и ЭАК предопределяет оставление концентрационного горизонта. Часть верхних вскрышных уступов прямыми заездами интенсивно отрабатывается ЭЖК. Предварительные расчеты показывают, что целесообразно под ЭЖК оставлять до 5 уступов, следовательно, появляется возможность часть рабочей площадки на 5-ом породном горизонте использовать для перегрузки автовскрыши на железнодорожный транспорт. Увеличение ее ширины для размещения навалов автовскрыши в переходной период компенсируется более интенсивной отработкой нижней части вскрышной зоны ЭАК. Следовательно, при определении угла откоса вскрышной зоны по каждому этапу отработки переменной величиной может являться ширина концентрационного горизонта за вычетом ширины рабочей площадки (без учета бермы безопасности 6-го уступа) ЭЖК и ширины блока-панели ЭАК.

Тогда угол откоса вскрышной зоны $\gamma_{вj}$ после перехода на предложенный способ отработки нижней части вскрышной зоны ЭАК определяется по выражению:

$$\gamma_{âj} = arctg \frac{\sum_{i=1}^{n_{âæj}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàïj}} h_{âàï}}{ctg\alpha_{â}(\sum_{i=1}^{n_{âæj}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàïj}} h_{âàï}) + N_{ïáj} B_{ïá} + N_{áj} B_{á} + n_{âæj} \hat{A}_{ðâæ} + \hat{A}_{íáj} + B_{êðj}}, \quad (2.13)$$

где $\alpha_в$ - угол откоса вскрышного уступа или подуступа, град.; $N_{ïáj}$ - количество предохранительных берм на j-ом этапе отработки, шт.; $В_{пб}$ – ширина предохранительной бермы, м; $N_{áj}$ - количество созданных блоков-панелей для ЭАК на j-ом этапе отработки, шт.; $\hat{A}_{á}$ - ширина блока-панели ЭАК, м; $В_{рвж}$ – ширина рабочей площадки вскрышного уступа, отрабатываемого ЭЖК, м; $В_{кгj}$ – переменная на каждом j-ом этапе отработки ширина площадки на концентрационном горизонте, оставляемая для размещения навала автовскрыши и железнодорожного путевого развития, м.

Элементы системы после перехода на новый способ отработки вскрышных уступов ЭАК находятся по формулам:

- без оставления предохранительных берм между уступами

$$N_{ïáj} = int(0{,}5n_{âàïj}); \quad (2.14)$$

- с оставлением предохранительных берм между уступами

$$N_{ïáj} = int(n_{âàïj}); \quad (2.15)$$

$$N_á = 0{,}5n_{âàïj} \text{ при } n_{âàïj} = 2,4,6,8...; \quad (2.16)$$

$$N_á = 0{,}5n_{âàïj} + 0{,}5 \text{ при } n_{âàïj} = 1,3,5,7... .$$

На основе предложенного метода оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки получены данные (табл. 2.8), позволяющие минимизировать объемы выемки вскрышных пород в исследуемых границах при гарантированном вскрытии требуемого объема подготовленных запасов по каждому угольному горизонту (выемочной единице) для принятой проектной мощности разреза.

На I-ом этапе отработки подвигание рабочего борта на уровне дневной поверхности минимально из-за извлечения большей части запасов относительно гор. +25м, а на II-ом этапе – из-за ликвидации отставания в развитии нижней части вскрышной зоны.

Анализ графиков на рис. 2.8 показывает, что при высоте подуступов, отрабатываемых ЭАК, 20 и 10 м, угол откоса вскрышной зоны, начиная с глубины разреза 250 м, увеличивается плавно без скачков. Но по величине его значения чуть меньше, чем при высоте подуступов, равной 15 м.

Таблица 2.8

Параметры оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки на разрезе «Восточный»

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Запасы угля Z_j, тыс. т	Время отработки запасов t_{yj}, лет	Угол откоса вскрышной зоны $\gamma_{вj}$, град.	Подвигание рабочего борта на уровне дневной поверхности $l_{вj}$, м
Аналитические параметры вскрышной зоны					
I	-25	28930,44	1,45	13,3	178,3
II	-50	66412,5	2,93	13,6	175,8

Продолжение табл. 2.8

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Запасы угля Zj, тыс. т	Время отработки запасов tyj, лет	Угол откоса вскрышной зоны γвj, град.	Подвигание рабочего борта на уровне дневной поверхности lвj, м
III	-75	66412,5	2,66	15,1	165,3
IV	-100	66412,5	2,65	15,9	160,2
V	-125	66412,5	2,66	16,8	155,3
VI	-150	66412,5	2,65	17,0	154,3
Итого		360992,94	15		989,2
Рекомендуемые параметры вскрышной зоны с учетом ввода ЦПВК					
I	-25	28930,44	1,45	15,9	120,4
II	-50	66412,5	2,93	14,8	160
III	-75	66412,5	2,66	15,1	166
IV	-100	66412,5	2,65	15,5	162,5
V	-125	66412,5	2,66	15,9	160
VI	-150	66412,5	2,65	16,1	159
Итого		360992,94	15		927,9

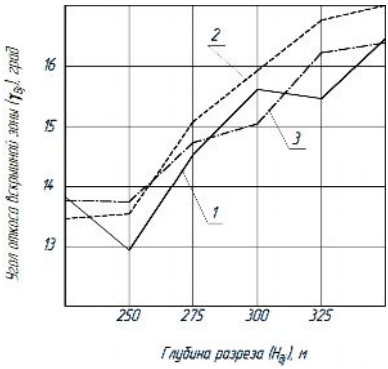


Рис. 2.8. Зависимость угла откоса вскрышной зоны от глубины разреза
1 – при $h_{âàï} = 20$ *м;*
2 – при $h_{âàï} = 15$ *м;*
3 – при $h_{âàï} = 10$ *м*

Анализ графиков на рис. 2.9 показывает, что высота вскрышной зоны зависит от высоты подуступов, отрабатываемых ЭАК. При высоте подуступов 20 м и 15 м для исследуемого интервала глубин эти графики практически равнозначны. Здесь следует отметить, что при высоте забоя 20 м необходимо применять экскаваторы типа ЭКГ-20, а при 10 м увеличатся затраты

на горно-капитальные работы по устройству временных автосъездов в торцах разрезов при начале отработки новых блоков-панелей. Поэтому наиболее предпочтителен вариант с высотой подуступов, отрабатываемых ЭАК, около 15 м.

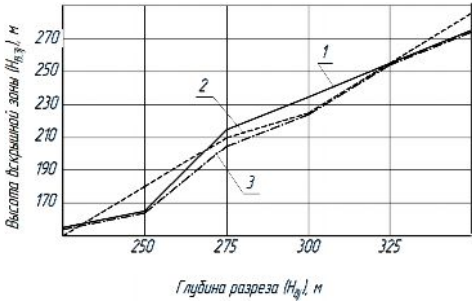


Рис. 2.9. Зависимость высоты вскрышной зоны от глубины разреза
1 – при $h_{âàï} = 20$ *м; 2 – при* $h_{âàï} = 15$ *м; 3 – при* $h_{âàï} = 10$

Реализация предложенного способа по отработке нижней части вскрышной зоны ЭАК включает определенный порядок и последовательность выемки пород в блоках-панелях, который приведен на рис. 2.10.

Результаты расчетов объемов автовскрыши и время их отработки при внедрении ЦПВК № 1 в 2010г. и ЦПВК №2 ориентировочно в 2014г. приведены в табл. 2.9. Результаты горно-геометрического анализа предлагаемой схемы развития горных работ на разрезе «Восточный» по подсчету объемов вскрыши и запасов угля приведены в табл. 2.10.

Сопоставление данных табл. 2.10 с результатами расчетов табл. 2.4 и 2.5 показывает, что по предлагаемой схеме развития вскрышной зоны объем вскрыши до глубины разреза 350 м меньше на 62,47 млн. м^3 по сравнению с проектной схемой и на 97,05 млн. м^3 по сравнению с альтернативной схемой. По разработанной схеме нет скачкообразных изменений значений текущего коэффициента вскрыши (рис. 2.11). Здесь он изменяется равномерно. После ликвидации отставания по вскрышным работам его значения плавно увеличиваются с погружением горных работ.

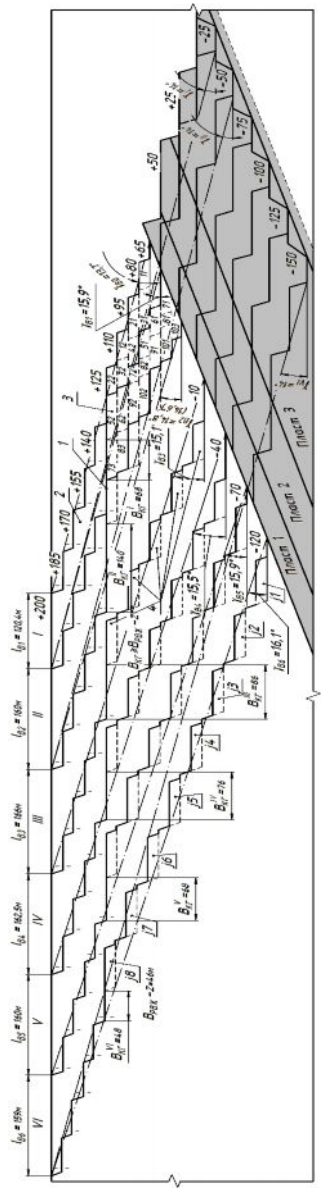


Рис. 2.10. Предлагаемый вариант развития рабочей зоны разреза «Восточный» при внедрении ЦПВК

1 – горизонт раздела на железнодорожную (2) и автомобильную (3) зоны работы на вскрыше; 4 – верхние подуступы ВЭАБ

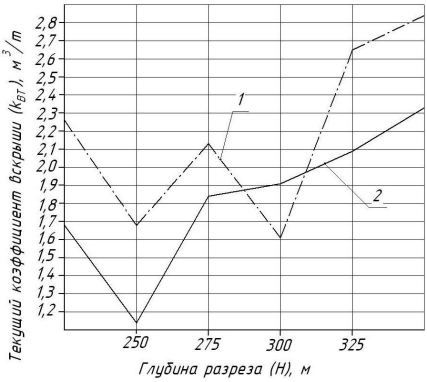


Рис. 2.11. К обоснованию предлагаемого варианта развития вскрышной зоны на разрезе «Восточный» при внедрении ЦПВК
1 и 2 – изменение текущего коэффициента вскрыши соответственно по альтернативной (по отношению к проектной) и предлагаемой схемам

По предлагаемому варианту развития в рассматриваемых границах среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши составляет 1,9 м^3/т, что по сравнению с проектной и альтернативной схемами формирования вскрышной зоны меньше соответственно на 8,3% и 12,4%.

Определение требуемой производительности по вскрыше приведено в табл. 2.11, а рекомендуемый календарный график режима горных работ на разрезе «Восточный» - в табл. 2.12. Полученные на период внедрения двух линий ЦПВК объемы добычи угля и выемки вскрыши однозначно указывает на окончательные сроки пуска в эксплуатацию второй линии не позже 2015г.

Метод оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки совместно со способом отработки блоков-панелей экскаваторно-автомобильно-конвейерным и экскаваторно-автомобильно-железнодорожным комплексами обеспечит увеличение угла откоса вскрышной зоны и оптимизацию календарного графика режима горных работ до определенной глубины. Угол откоса рабочего борта увеличится с 12 до 14 градусов, что значительно снизит объ-

емы выемки вскрышных пород – с глубины 200 до 350 м эта величина составит 62,47 млн. м^3 (8,3%).

Следовательно, формирование концентрационного горизонта с реализацией разработанного интенсивного способа отработки средней и нижней частей вскрышной зоны ЭАК путем увеличения угла откоса вскрышной зоны с 13,7 до 15,9 градусов позволит повысить эффективность горных работ в переходной период внедрения ЦПВК до достижения двумя его линиями проектной мощности.

Таблица 2.9

Объемы автовскрыши и время их отработки при внедрении ЦПВК

№ этапного периода	Горизонт отработки ВЭАБ, м	№ ВЭАБ	Площадь ВЭАБ, м^2	Длина фронта работ уступа, м	Объем выемки ВЭАБ, тыс. м^3	Количество и тип экскаваторов в одновременной работе при производительности (тыс. м^3), шт.	Объем выемки автовскрыши в этапном периоде, тыс. м^3	Продолжительность отработки этапного периода, лет
1	+65	11	660	3105	2049,3	2×ГЭ-18 (6400) + 2×ЭКГ-12,5 (5000) (∑11400)	4132,92	0,36
	+95	12	660	3157	2083,62			
2	+80	21	990	3131	3099,69	2×ГЭ-18 (10000) + 2×ЭКГ-12,5 (5000) (∑15000)	5200,47	0,35
	+110	22	660	3183	2100,78			
3	+65	31	990	3105	3073,95	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	5157,57	0,34
	+95	32	660	3157	2083,62			
4	+50	41	1320	3079	4064,28	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	6130,74	0,41 (конец I-го этапа отработки)
	+80	42	660	3131	2066,46			

Продолжение табл. 2.9

№ этапного периода	Горизонт отработки ВЭАБ, м	№ ВЭАБ	Площадь ВЭАБ, м2	Длина фронта работ уступа, м	Объем выемки ВЭАБ, тыс. м3	Количество и тип экскаваторов в одновременной работе при производительности (тыс. м3), шт.	Объем выемки автовскрыши в этапном периоде, тыс. м3	Продолжительность отработки этапного периода, лет
5	+65	51	660	3161	2086,26	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	5487,21	0,37
	+110	52	1050	3239	3400,95			
6	+50	61	660	3135	2069,1	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	5442,75	0,36
	+95	62	1050	3213	3373,65			
7	+35	71	795	3283	2609,99	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	7315,46	0,49
	+80	72	420	3106	1304,52			
	+110	73	1050	3239	3400,95			
8	+35	81	330	3109	1025,97	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	5727,24	0,38
	+65	82	420	3161	1327,62			
	+95	83	1050	3213	3373,65			
9	+50	91	810	3135	2539,35	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	5885,7	0,39
	+80	92	1050	3187	3346,35			
10	+35	101	810	3109	2518,29	2×ГЭ-18 +2×ЭКГ-12,5 (∑15000)	8288,33	0,55
	+65	102	1050	3161	3319,05			
	+20	103	795	3083	2450,99			
Итого							58768,4	4,0

Обоснование целесообразности формирования концентрационного горизонта во вскрышной зоне наглядно демонстрируется на рис. 2.12 календарными графиками изменения объемов вскрышных пород. Впервые годы эти объемы по рекомендуемой схеме значительно меньше, чем по проектному варианту.

Таблица 2.10

Объемы вскрыши и запасы угля по предлагаемой схеме развития вскрышной зоны

№ этапа отработки	Горизонт этапа отработки, м	Длина фронта работ на вскрыше, м	Площадь вскрыши, $м^2$	Площадь угля, $м^2$	Объем вскрыши, тыс. $м^3$	Объем угля, тыс. $м^3$	Запасы угля, тыс. т	Коэффициент вскрыши, $м^3/т$
I	-25	3112	15630	6262	48640,56	17533,6	28930,44	1,68
II	-50	3168	23895	14375	75699,36	40250	66412,5	1,14
III	-75	3224	37995	14375	122495,88	40250	66412,5	1,84
IV	-100	3280	38692,5	14375	126911,4	40250	66412,5	1,91
V	-125	3336	43605	14375	145466,28	40250	66412,5	2,19
VI	-150	3392	49470	14375	167802,24	40250	66412,5	2,53
Итого					687015,72		360992,94	1,9

Таблица 2.11

Трансформация результатов горно-геометрического анализа в календарный план горных работ по рекомендуемой схеме развития вскрышной зоны

№ этапа отработки	Запасы угля, млн. т	Производительность на добыче угля, млн. т	Срок отработки запасов этапа отработки, лет	Объем вскрыши, млн. $м^3$	Расчетная производительность на выемке вскрыши, млн. $м^3$	Скорректированная производительность на выемке вскрыши, млн. $м^3$	Коэффициент вскрыши, $м^3/т$
I	28,93044	20	1,45	48,64056	33,55	28,39	1,42
II	66,4125	22 (1год), 23 Средневзвешенная 22,66	2,93	75,69936	25,84	28,39	1,25
III	66,4125	25	2,66	122,49588	46,05	46,05	1,84
IV	66,4125	25	2,65	126,9114	47,89	47,89	1,91
V	66,4125	25	2,66	145,46628	54,69	54,69	2,19
VI	66,4125	25	2,65	167,80224	63,32	63,32	2,53
Итого	360,99294		15	687,01572			1,9

В период 2011-2014гг. годовая производительность разреза по вскрыше в течение 4-х лет будет снижена с 39,98 до 28,39 млн. м^3, т.е. на 11,59 млн. м^3 (29%). Реальные для этого периода объемы выемки вскрышных пород позволят в 2015 году освоить проектную мощность разреза по углю в 25 млн. т в год.

Увеличение производственной мощности разреза на 25% позволит значительно сократить срок освоения капитальных вложений при реализации ЦПТ.

Таблица 2.12

Рекомендуемый календарный график горных работ на разрезе «Восточный»

Годы	Добыча угля, млн. т	Выемка вскрышных пород, млн. м^3				Коэффициент вскрыши, м^3/т
		всего вскрыши	железнодорожная с забоев (ориентировочно)	автомобильная (ориентировочно)	перегрузка на концентрационном горизонте	
2011	20	28,39	19,69	8,7	2,5	1,42
2012	22	28,39	13,39	15,0	5,0	1,29
2013	23	28,39	13,39	15,0	5,0	1,23
2014	25	28,39	13,39	15,0	5,0	1,14
2015	25	39,34	17,94	21,4	2,5	1,57
2016	25	46,05	16,05	30,0	2,5	1,84
2017	25	46,05	16,05	30,0	2,5	1,84
2018	25	47,83	16,83	31,0	2,5	1,91
2019	25	47,89	16,89	31,0	2,5	1,92
2020	25	50,07	17,07	33,0	2,5	2,00
2021	25	54,69	17,69	37,0	2,5	2,19
2022	25	54,69	17,69	37,0	2,5	2,19
2023	25	60,38	20,38	40,0	0	2,42
2024	25	63,32	23,32	40,0	0	2,53
2025	25	63,32	23,32	40,0	0	2,53
Итого	365	687,19				1,88

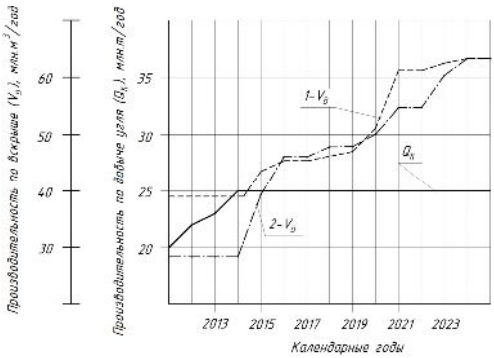


Рис. 2.12. К обоснованию календарного графика горных работ
$1-V_â$, $2-V_â$ - *производительность разреза по вскрыше соответственно по проектной и рекомендуемой схемам;*
$Q_ê$ - *производительность разреза по углю*

Анализ табл. 2.9 показывает, что даже при перегрузке части объемов автовскрыши через перегрузочные пункты (склады) концентрационного горизонта на границе применения экскаваторно-железнодорожного и экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплексов в средства железнодорожного транспорта в объеме до 5 млн. м^3 в год нет гарантии выполнения плановых объемов выемки вскрышных пород на разрезе «Восточный». Поэтому в период перехода на ЦПВК одним из альтернативных путей ликвидации отставания по вскрышным работам является увеличение угла откоса вскрышной зоны при одновременном формировании временного концентрационного горизонта и применении комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.

2.4 Выбор эффективной конструкции перегрузочного пункта и параметров концентрационного горизонта

Поскольку в переходный период внедрения ЦПВК более интенсивно отрабатываются верхние породные горизонты ЭЖК, а с глубиной мощность вскрышной зоны значительно увеличивается при отработке на автотранспорт, то появляется возмож-

ность перегрузки объемов вскрыши с автомобильного на железнодорожный транспорт.

На рис. 2.7 показано, что в переходный период внедрения ЦПВК верхняя часть вскрышной зоны отрабатывается ЭЖК, а нижняя ее часть – ЭАК. Проведение пуско-наладочных работ на ЦПВК № 1 и 2 и достижение проектной их мощности на границе применения ЭЖК и ЭАК предопределяет оставление концентрационного горизонта. Часть верхних вскрышных уступов прямыми заездами интенсивно отрабатывается ЭЖК. Предварительные расчеты показывают, что по условию требуемого темпа подвигания фронта работ целесообразно под ЭЖК в данный период времени оставлять до 5 уступов, следовательно, появляется возможность часть рабочей площадки на 5-ом породном горизонте на отметке + 125,0 м использовать для перегрузки автовскрыши на железнодорожный транспорт. Увеличение ее ширины для размещения навалов автовскрыши в переходной период компенсируется более интенсивной отработкой нижней части вскрышной зоны ЭАК.

Производительность одноковшовых экскаваторов определена в соответствии с действующими нормами (табл. 2.13).

По академику К.Н. Трубецкому [32] автомобильно-железнодорожные комплексы представляют собой последовательное соединение экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов с разгрузкой автосамосвалов на перегрузочном пункте внутри карьера с последующей экскаваторной погрузкой в думпкары. За счет этого сокращается дальность транспортирования автотранспортом, исключается использование забойных железнодорожных путей на нижних труднодоступных горизонтах, перегрузочный пункт (ПП) с аккумулирующим складом обеспечивает независимость работы автомобильной и железнодорожной подсистем, дальность перевозок автотранспортом не превышает 1,2-1,5 км.

Таблица 2.13

Сводные показатели производительности вскрышных экскаваторов

Наименование экскаватора и вида транспорта	Часовая, $м^3$	Сменная, тыс. $м^3$	Суточная, тыс. $м^3$	Годовая, млн. $м^3$
ЭКГ-12,5 на ж.д.	984,4	4,2	8,4	2,3
ЭШ-13/50 в навал	885,0	7,6	15,2	4,3
ЭГ-18 из навала на ж.д.	1704,0	8,4	16,8	4,6
ЭКГ-12УС из навала на ж.д.	1098	6,4	12,8	3,5
ЭКГ-12,5 из навала на ж.д.	1144,0	6,7	13,4	3,7
ЭКГ-12,5 на авто	984,4	4,7	9,4	2,6
ЭГ-18 на авто	1417,2	7,1	14,2	3,9
ЭКГ-15 на авто	1188,0	5,6	11,2	3,1

Расположение склада на одном горизонте в течение длительного периода времени, а также близость обменного пункта к складу создают условия высокопроизводительной работы экскаваторов на перегрузке. Годовая производительность экскаваторов на перегрузочных пунктах на 1 $м^3$ вместимости ковша в 1,4 раза выше, чем в забоях.

Вместимость склада целесообразно принимать в пределах 10-15-суточного объема грузопотока, она колеблется от 100 до 500 тыс. $м^3$.

Перегрузочный пункт состоит из двух штабелей. Схемы к обоснованию параметров концентрационного горизонта в зависимости от параметров, количества ПП и организации подвоза автовскрыши приведены на рис. 2.13. Для выбора параметров штабелей необходимо учитывать обеспечение производительной безопасной работы 90-тонных автосамосвалов HD-785-5 фирмы Comatsu. В связи с этим минимальная ширина штабеля поверху принята равной 28 м, а максимальная его высота не превышает 8 м. Эти параметры штабеля ограничат ширину его понизу до 49 м.

При двух ПП (рис. 2.13а) со стороны выработанного пространства между штабелями ПП и верхней бровкой автомобильной вскрышной зоны на безопасном удалении от нижней бровки навалов оставляется двухполосная автодорога. Ширина ее без резервной панели для ЭАК составляет 36 м. При одном ПП на концентрацион-

ном горизонте (рис. 2.13б и 2.13в) ширина этой площадки сокращается как минимум до 11 м. Тогда минимальная ширина рабочей площадки концентрационного горизонта без учета блока-панели ЭЖК со 187 м при двух ПП сократится до 161 м при одном ПП.

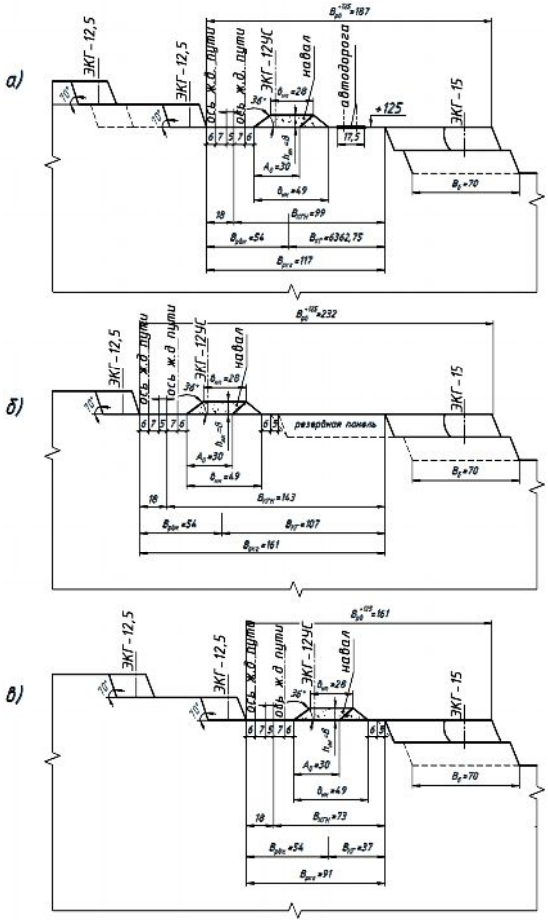


Рис. 2.13. К выбору параметров концентрационного горизонта
а) при двух ПП; б) при одном ПП с максимальной шириной; в) при одном ПП с минимальной шириной

В качестве выемочно-погрузочной машины при таких параметрах штабеля целесообразно использовать экскаватор типа ЭКГ-12УС. Это позволит производить перегрузку объемов навала автовскрыши в средства железнодорожного транспорта с практически полным поперечным сечением заходки шириной 30 м при оставлении минимального объема неотгружаемой части породы на складе.

Тогда «пассивный» объем разместится гребнем вдоль фронта работ при высоте около 7 м. Максимальная производительность одного перегрузочного пункта на концентрационном горизонте составит 3,5 млн. м^3 в год.

Установление параметров перегрузочного пункта в зависимости от сопряжения со смежными горизонтами в плане и схем движения автосамосвалов в границах концентрационного горизонта приведено на рис. 2.14.

Уменьшение ширины штабеля понизу и соответственно его высоты снизит производительность автосамосвалов и экскаватора на ПП и потребует использовать перемычку для наращивания длины гибкого кабеля экскаватора. Производительность одного ПП при планировании горных работ возможно принимать от 2,5 млн. м^3 до 3,5 млн. м^3 в год, а при двух ПП на концентрационном горизонте – от 5,0 млн. м^3 до 7,0 млн. м^3 в год.

Предлагаемая конструкция ПП потребует перецепки экскаватора с приключательным пунктом к высоковольтной линии фидера только после формирования штабелей в новом положении на шаг передвижки F. Поэтому, исходя из длины гибкого кабеля экскаватора, вместимость одного штабеля ограничим 5-суточным объемом грузопотока автовскрыши.

Длина одного штабеля вдоль фронта работ $l_{íø}$ складывается из длины навала автовскрыши $l_{ø}$ и длины примыкающего к нему съезда $l_{ñ}$. В длину навала автовскрыши включают длину фронта работ по навалу экскаватора ПП в пределах одного штабеля $l_{ôí}$ и длину оставляемой части навала $l_{íî}$ после отгрузки с одного из штабелей склада объемов по заходке.

Длина фронта работ по навалу экскаватора в пределах од-

ного штабеля определяется по выражению:

$$l_{\hat{o}\acute{i}} = \frac{t_{\eth\tilde{a}} P_{\acute{y}.\tilde{n}\acute{o}\grave{o}}}{\grave{A}_{\acute{i}}\, h_{\ddot{i}\acute{i}}} + h_{\ddot{i}\acute{i}}\ ctg\beta_{\acute{i}}\ , \qquad (2.17)$$

где $t_{\eth\tilde{a}}$ - запас в сутках вместимости штабеля ПП в зависимости от объема грузопотока автовскрыши, сут; $P_{\acute{y}.\tilde{n}\acute{o}\grave{o}}$ - суточная производительность экскаватора на ПП, м^3; $\grave{A}_{\acute{i}}$ - ширина заходки по навалу штабеля, м; $h_{\ddot{i}\acute{i}}$ - высота отсыпаемого штабеля, м; $\beta_{\acute{i}}$ - угол откоса навала автовскрыши, град.

По расчету при $t_{\eth\tilde{a}}$= 5 сут $\Rightarrow$ $l_{\hat{o}\acute{i}}$ = 278 м. Тогда длина штабеля вдоль фронта работ составит 406 м. В этом случае длина гибкого питающего кабеля экскаватора не превысит 430 м. Длина перегрузочного пункта вдоль фронта работ $l_{\ddot{i}\ddot{i}}$, с учетом расстояния между штабелями $l_{\tilde{n}\ddot{i}}$ = 30 м, не превысит 842 м, т.е. почти в два раза меньше половины длины фронта работ на уступе концентрационного горизонта.

Элементы и расчетные параметры ПП приведены в табл. 2.14.

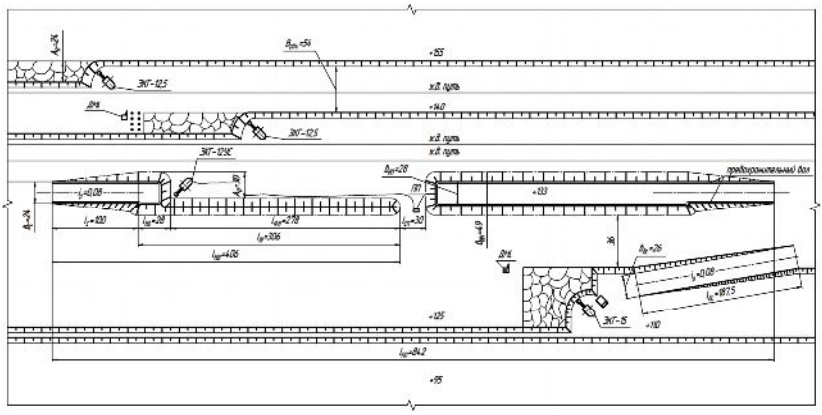


Рис. 2.14. Схема перегрузочного пункта

Таблица 2.14

Элементы и параметры перегрузочного пункта

№№ п/п	Наименование элементов и параметров	Обозначение	Единица измерения	Значение
1	Количество штабелей: - отсыпаемого; - отгружаемого	-	шт.	2 1 1
2	Количество примыкающих по фронту работ фланговых съездов	-	шт.	2
3	Тип экскаватора	-	-	ЭКГ-12УС
4	Тип бульдозера	-	-	ДЗ-94С
5	Длина перегрузочного пункта вдоль фронта работ	$l_{ïï}$	м	842
6	Высота отсыпаемого штабеля	$h_{ñò}$	м	8
7	Длина штабеля вдоль фронта работ	$l_{íø}$	м	406
8	Длина навала автовскрыши	$l_{ø}$	м	306
9	Ширина штабеля понизу	$b_{íí}$	м	49
10	Ширина штабеля поверху	$b_{íï}$	м	28
11	Расстояние между штабелями	$l_{ñï}$	м	30
12	Длина фронта работ по навалу экскаватора ЭКГ-12УС в пределах одного штабеля	$l_{фн}$	м	278
13	Ширина заходки по навалу штабеля	$\grave{A}_{ò}$	м	30
14	Площадь заходки по навалу штабеля	$S_{ò}$	м^2	240
15	Длина съезда штабеля	$l_{ñ}$	м	100
16	Уклон съезда штабеля	$i_{ð}$	‰	80
17	Ширина съезда штабеля	$b_{ñ}$	м	24
18	Длина оставляемой части навала поверху	$l_{íï}$	м	28
19	Угол откоса навала автовскрыши	$\beta_{í}$	град	36
20	Сменная производитель экскаватора на ПП	$P_{ý.ñì}$	тыс. м^3	6,4

Продолжение табл. 2.14

№№ п/п	Наименование элементов и параметров	Обозначение	Единица измерения	Значение
21	Суточная производитель экскаватора на ПП	$P_{ý.ñóò}$	тыс. м^3	12,8
22	Максимальная годовая производитель ность экскаватора на ПП	$P_{ý.ã.ìàõ}$	млн. м^3	3,5
23	Принятая годовая производительность экскаватора на ПП	$P_{ý.ã}$	млн. м^3	2,5

При отработке блоков-панелей ЭАК от флангов к центру карьерного поля это позволит на концентрационном горизонте беспрепятственно разместить на одной линии до двух ПП и применить упрощенную схему путевого развития.

2.5 Проектирование развития вскрышной зоны с реализацией интенсивного способа отработки блоков-панелей ЭАК

Все породные горизонты являются транспортными. В верхней вскрышной зоне на уступах, отрабатываемых на железнодорожный транспорт, расположено по одному или два ж.д. пути. При отработке уступа на автотранспорт - транспортная полоса для двухполосного автомобильного движения. По проекту отработка вскрышных блоков-панелей на железнодорожный транспорт предусматривается как с развалом горной массы и двумя проходами экскаватора, так и с взрыванием в зажатой среде на буфер и одним проходом экскаватора.

В настоящее время разработка угля и вскрыши производится с применением буровзрывных работ. Бурение скважин ведется буровыми станками вращательного бурения.

Проектом предусматривается использование на добычных и вскрышных работах буровых станков вращательного бурения соответственно ДМ-45 и DML с диаметром скважин соответственно 175 и 220 мм.

На расчетный год большая часть объема вскрышных пород с гор. +95,0 ÷ +110,0 м доставляется автосамосвалами на концентрационный горизонт с дальнейшей транспортировкой железнодорожным транспортом на внешние отвалы. Проектом предусматривается создание пункта перегрузки с автомобильного на железнодорожный транспорт на гор. +125,0 м.

Пункт перегрузки расположится на рабочем борту разреза. Доставленная автотранспортом вскрыша складируется во временный навал, а затем экскаватором-мехлопатой ЭКГ-12УС перегружается в средства железнодорожного транспорта.

Размещение ПП и грузотранспортная связь с концентрационным горизонтом грузопотоков автомобильной и железнодорожной вскрыши приведены на рисунках 2.15а (с двумя ПП) и 2.15б (с одним ПП).

При двух перегрузочных пунктах каждый из них размещается вдоль забойных путей с ориентировкой в плане относительно центра одной из двух половин концентрационного горизонта (рисунок 2.15а). В качестве такого центра принимается середина свободной площадки, оставляемой между штабелями (навалами) каждого из двух ПП (складов). При одном ПП он размещается в центре концентрационного горизонта (рисунок 2.15б).

Проектирование развития вскрышной зоны с реализацией интенсивного способа отработки ВЭАБ заключается в обеспечении требуемого темпа развития всей вскрышной зоны различными комплексами оборудования. Зависит он напрямую от производительности разреза по углю на планируемый год.

В свою очередь требуется соблюдать соразмерность подвигания частей вскрышной зоны относительно временного концентрационного горизонта. Скорость подвигания фронта работ уступов в верхней части вскрышной зоны, в которой эксплуатируются экскаваторно-железнодорожные комплексы ($v_{ÝÆÊ}$), должна позволить своевременно перенести ПП в новое положение.

Требуемое опережение верхней части вскрышной зоны должно быть создано к моменту завершения отработки экскаваторно-автомобильными комплексами своих блоков на обоих флангах карьерного поля.

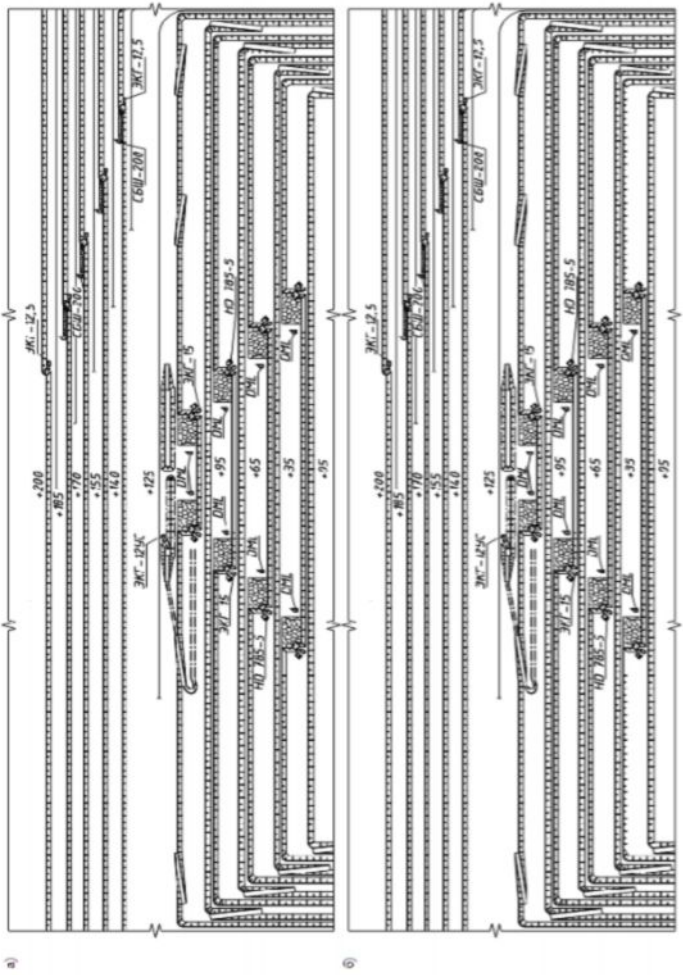


Рис. 2.15. Схема вскрышной зоны с двумя ПП (а) и одним ПП (б) на концентрационном горизонте

Ниже концентрационного горизонта, где эксплуатируются экскаваторноавтомобильные комплексы, следует выделять последовательно сверху вниз среднюю и нижнюю части вскрышной зоны. В средней части вскрышной зоны отработка вскрышных уступов ЭАК производится по предложенной двухподуступной схеме с изменяющимся уровнем рабочей площадки. В нижней части вскрышной зоны производится нарезка нового вскрышного подуступа и зачистка кровли верхнего угольного пласта. В определенные моменты эксплуатации разреза нижняя часть вскрышной зоны может отсутствовать.

Принимаемая ширина рабочей площадки концентрационного горизонта без учета ширины блоков панелей ЭЖК и ЭАК на определенных этапах отработки ($\hat{A}_{\partial\hat{e}\tilde{a}j}$) составляет 117 м при двух ПП и 91 м при одном ПП.

Основным регулируемым параметром в средней части вскрышной зоны является ширина блока-панели ЭАК ($\hat{A}_{\acute{a}}$). Чем больше ее значение, тем более длительный период времени перегрузочные пункты будут эксплуатироваться без переноса в новое положение. В свою очередь ширина блока-панели ЭАК должна обеспечить своевременное вскрытие требуемых запасов пластов для выполнения плановой производительности разреза по углю при минимальных требуемых объемах выемки вскрышных пород. Целевая функция тогда должна отвечать минимуму текущего коэффициента вскрыши ($k_{\hat{a}\grave{o}i}$) в планируемом году при условии соразмерного развития различных частей вскрышной зоны с наибольшим шагом переноса ПП:

$$k_{\hat{a}\grave{o}ij} = \frac{V_{\hat{a}ij}}{Q_{\hat{e}ij}} \to min \qquad (2.18)$$

при следующих ограничениях:

$$V_{\hat{a}ij} = \frac{V_{\hat{a}j} Q_{\hat{e}\tilde{n}.ij}}{Z_j} \quad \text{при} \quad V_{\hat{a}ij} \le V_{\hat{a}(i+1)j}, \quad V_{\hat{a}ij} \ge V_{\hat{a}(i-1)(j-1)}; \qquad (2.19)$$

$$Q_{\hat{e}\tilde{n}.ij} = \frac{\sum_{i=1}^{f=int(t_{\acute{o}j})} Q_{\hat{e}ij}}{int(t_{\acute{o}j})} + (Z_j - \sum_{i=1}^{f=int(t_{\acute{o}j})} Q_{\hat{e}ij})\left[t_{\acute{o}j} - int(t_{\acute{o}j})\right]$$

при

$$(Z_{j-1} - \sum_{i=1}^{f=int(t_{ó(j-1)})} Q_{êi(j-1)}) \left[t_{ó(j-1)} - int(t_{ó(j-1)})\right] = 0,$$

$$Q_{êñ.ij} = (Z_{j-1} - \sum_{i=1}^{f=int(t_{ó(j-1)})} Q_{êi(j-1)} \left[t_{ó(j-1)} - int(t_{(ój-1)})\right] +$$

$$+ \frac{\sum_{i=1}^{f=int(t_{ój})} Q_{êij}}{int(t_{ój})} + (Z_j - \sum_{i=1}^{f=int(t_{ój})} Q_{êij}) \left[t_{ój} - int(t_{ój})\right] \qquad (2.20)$$

при $(Z_{j-1} - \sum_{i=1}^{f=int(t_{ó(j-1)})} Q_{êi(j-1)}) \left[t_{ó(j-1)} - int(t_{ó(j-1)})\right] > 0$;

$$t_{ój} = \frac{V_{âj}}{Z_j}; \qquad (2.21)$$

$$v_{ÝÆÊi} \geq v_{ÝÀÊi}; \qquad (2.22)$$

$$v_{ÝÀÊi} \geq \frac{h_ä Q_{êij}}{Z_{ój}} (ctg\gamma_{âij} + ctg\beta_{êij}); \qquad (2.23)$$

$$\gamma_{âij} = arctg\left\{ (\sum_{i=1}^{n_{âæij}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàïij}} h_{âàï}) / \left[ctg\alpha_â (\sum_{i=1}^{n_{âæij}} h_{âæ} + \sum_{i=1}^{n_{âàïij}} h_{âàï}) + (n_{âàïij} - 1) + \right.\right.$$

$$\left.\left. + N_{áij} B_á + (n_{âæij} - 1)\hat{A}_{ðâæ} + \hat{A}_{íâij} + \hat{A}_{ðêãij} \right]\right\}; \qquad (2.24)$$

$$n_{âàïij} = \frac{Í_{äij} - Í_{äçij} - \sum_{i=1}^{n_{âæij}} h_{âæ}}{h_{âàï}} \quad \text{при} \quad n_{âàïij} := int(n_{âàïij}), \qquad (2.25)$$

если $n_{âàïij} > int(n_{âàïij})$, то $n_{âàïij} = int(n_{âàïij}) + 1$;

$$Í_{äij} = h_í + h_{äí} + \sum_{i=1}^{n_j} (Í_{äçij} - h_{äí}); \qquad (2.26)$$

$$Í_{äçij} = h_{äí} + \sum_{i=1}^{n_{äij}} h_{ä}\ ; \qquad (2.27)$$

$$n_{äij} = \frac{M_j - â_{ðò} - h_{äí}\,(ctg\alpha_{ä} + ctg\alpha_{äó}) - \hat{A}_{òäij}}{B_{ðä} + h_{ä}(ctg\alpha_{ä} + ctg\beta_j)}\ ; \qquad (2.28)$$

$$N_{áij} = 0{,}5n_{âàïij} \quad \text{при} \quad n_{âàïij} = 2,4,6,8...\,, \qquad (2.29)$$

$$N_{áij} = 0{,}5n_{âàïij} + 0{,}5 \ \text{при} \ n_{âàïij} = 1,3,5,7...\,;$$

$$\hat{A}_{òà} \le \hat{A}_{íâij} < \hat{A}_{á}\ ; \qquad (2.30)$$

$$v_{ÝÀÊi} =: \frac{V_{âij} - V_{âæi}}{n_{âàïij}\, h_{âàï} L_{ô\,.à.ñð.i}} \ \text{при} \ v_{ÝÀÊi} \ge \frac{h_{ä} Q_{êij}}{Z_{ój}}(ctg\gamma_{âij} + ctg\beta_{êij})\,, \qquad (2.31)$$

$$V_{âæi} = n_{ýæij}\, P_{ãýæ}\ ;$$

$$v_{ÝÆÊi} = \frac{n_{ýæij}\, P_{ãýæ}}{n_{âæij}\, h_{âæ}\, L_{ô\,.æ\,.ñð.i}} \ \text{при}$$

$$v_{ÝÀÊi}\, n_{âæij}\, L_{ô\,.æ\,.ñð.i} \le n_{ýæij}\, P_{ãýæ}\ ; \qquad (2.32)$$

$$F \ge B_{á} \quad \text{при} \quad 0{,}5\hat{A}_{á} h_{âà} L_{ô\,.à.â.i} \le Ð_{ãýà}; \qquad (2.33)$$

$$N_{çæóêã} = int\left(\frac{n_{ýæóêã}\, P_{ãýæ}\, t_{ïï}}{h_{âæ}\, L_{ô\,.æ\,.óêã} A_{ÝÆÊ}}\right) \ \text{при} \quad t_{ïï} = \frac{B_{á}}{v_{ÝÀÊ}}\ ; \qquad (2.34)$$

$$F := \hat{A}_{ÝÆÊ}\ int(N_{çæóêã})\ ; \qquad (2.35)$$

если $F > B_{á}$, то $B_{á} := \hat{A}_{á} + \Delta\hat{A}_{á}$; (2.36)

если $F < B_{á}$, то $B_{á} := \hat{A}_{á} - \Delta\hat{A}_{á}$; (2.37)

если $F = B_{á} \pm \Delta\hat{A}_{á}$, то $B_{á} := \hat{A}_{á}$ (2.38)

при $n_{çæi}\, A_{ÝÆÊ}\, h_{âæ}\, n_{âæij}\, L_{ô\,.æ\,.ñð.i} \le n_{ýæij}\, P_{ãýæ}$, (2.39)

где $V_{âij}$ - годовая производительность разреза по вскрыше в i-ый год в пределах j-го этапа отработки, м^3; $Q_{êij}$ - годовая производительность разреза по углю в i-ый год в пределах j-го этапа отработки, т; $V_{âj}$ - объем вскрышных пород в пределах j-го этапа отработ-

ки, м^3; $Q_{\hat{e}\tilde{n}.ij}$ - средневзвешенная годовая производительность по углю в пределах j-го этапа отработки, т; Z_j - запасы угля в пределах j-го этапа отработки, т; $t_{\acute{o}j}$ - время отработки j-го этапа отработки, год; $v_{\acute{Y}\cancel{A}\hat{E}i}$ - скорость подвигания фронта работ уступов, отрабатываемых ЭЖК, в i-ый год, м; $v_{\Im AKi}$ - скорость подвигания фронта работ уступов, отрабатываемых ЭАК, в i-ый год, м; $h_{\ddot{a}}$ - высота добычного уступа, м; $\gamma_{\hat{a}ij}$ - угол откоса вскрышной зоны в i-ый год в пределах j-го этапа отработки, град; $\beta_{\hat{e}ij}$ - угол падения кровли верхнего угольного пласта в границах i-ого года в пределах j-го этапа отработки, град; где $h_{\hat{a}\text{æ}}$ - высота вскрышного уступа при их отработке ЭЖК, м; $n_{\hat{a}\text{æ}ij}$ - количество вскрышных уступов при их отработке ЭЖК в i-ый год на j-ом этапе отработки, шт.; $h_{\hat{a}\grave{a}\ddot{i}}$ - высота вскрышного подуступа при их отработке ЭАК, м; $n_{\hat{a}\grave{a}\ddot{i}ij}$ - количество вскрышных подуступов при их отработке ЭАК в i-ый год на j-ом этапе отработки, шт.; $\alpha_{\hat{a}}$ - рабочий угол откоса вскрышного уступа или подуступа, град.; $\hat{A}_{\ddot{i}\acute{a}}$ – ширина предохранительной бермы, м; $N_{\acute{a}ij}$ - количество созданных блоков-панелей ЭАК в i-ый год на j-ом этапе отработки, шт.; $\hat{A}_{\acute{a}}$ - ширина блока-панели, отрабатываемой ЭАК, м; $B_{\eth\hat{a}\text{æ}}$ – ширина рабочей площадки вскрышного уступа, отрабатываемого ЭЖК, м; $\hat{A}_{\acute{i}\hat{a}ij}$ - ширина разрезной траншеи по дну на вскрыше в i-ый год на j-ом этапе отработки, м; $\hat{A}_{\eth\hat{e}\tilde{a}ij}$ – ширина рабочей площадки концентрационного горизонта (без учета ширины блоков-панелей, отрабатываемых ЭЖК и ЭАК) в i-ый год на j-ом этапе отработки, м; $\acute{I}_{\ddot{a}ij}$ - глубина угольного разреза в i-ый год на j-ом этапе отработки, м; $\acute{I}_{\ddot{a}\varsigma ij}$ - высота добычной зоны в i-ый год на j-ом этапе отра-

ботки, м; $h_{í}$ – мощность наносов, равная высоте передового уступа, м; $h_{äí}$ - высота нарезаемого добычного уступа, м; n_j – количество погашенных этапов отработки с начала разработки поля разреза, шт.; $n_{äij}$ – число добычных уступов в одновременной работе в i-ый год на j-ом этапе отработки при поточной технологии их разработки, шт.; $Ì_j$ – горизонтальная мощность угольных пластов на j-ом этапе отработки, м; $b_{ðò}$ – ширина дна разрезной траншеи по углю, м; $\alpha_{ä}$ – рабочий угол откоса добычного уступа, град.; $\alpha_{äó}$ – устойчивый угол откоса добычного уступа, град.; $\hat{A}_{òäij}$ – транспортная берма на нерабочем борту в i-ый год на j-ом этапе отработки, м; $\hat{A}_{ðä}$ – минимальная ширина рабочей площадки добычного уступа, м; β_j – угол падения по подошве отрабатываемого нижнего угольного пласта в границах j-го этапа отработки, град; $\hat{A}_{òà}$ - ширина транспортной бермы при автотранспорте, м; $V_{âæi}$ - годовая производительность разреза по железнодорожной вскрыше в i-ый год, м^3; $L_{ô\ .à.ñð.i}$ - средневзвешенная длина фронта работ вскрышной зоны, где эксплуатируются ЭАК, м; $n_{ýæij}$ - количество одновременно работающих экскаваторов в комплексе с железнодорожным транспортом в i-ый год на j-ом этапе отработки, шт.; $P_{ãýæ}$ - годовая эксплуатационная производительность экскаватора при погрузке в средства железнодорожного транспорта, м^3; $L_{ô\ .æ\ .ñð.i}$ - средневзвешенная длина фронта работ вскрышной зоны, где эксплуатируются ЭЖК, м; F - шаг переноса ПП, м; $h_{âà}$ - высота вскрышного уступа при их отработке ЭАК, м; $Ð_{ãýà}$ - годовая эксплуатационная производительность экскаватора при погрузке в средства автотранспорта, м^3; $N_{çæóêã}$ - целое число заходок, отработанных ЭЖК на концентрационном горизонте в грани-

цах перегрузочных пунктов, шт.; $n_{ýæóêã}$ - количество одновременно работающих экскаваторов в комплексе с железнодорожным транспортом на концентрационном горизонте при отработке вскрышного уступа, шт.; $t_{ïï}$ - время переноса ПП, год; $L_{ô.æ.óêã}$ - длина фронта работ вскрышного уступа на концентрационном горизонте, отрабатываемого ЭЖК, м; $\hat{A}_{ÝÆÊ}$ - ширина блока-панели ЭЖК, м; $\Delta\hat{A}_á$ - шаг приращения или сокращения ширины блока-панели, отрабатываемой ЭАК, м; $n_{çæi}$ - количество заходок, отрабатываемых в год ЭЖК, шт.

Приведенная математическая модель позволяет обосновать ширину блоков-панелей, отрабатываемой ЭАК поперечными заходками с изменяющимся уровнем рабочей площадки, во взаимосвязи с интенсивностью развития рабочей зоны с соблюдением соразмерного подвигания частей вскрышной зоны относительно временного концентрационного горизонта при рациональной ширине шага переноса перегрузочных пунктов.

Условия формулы (2.19) обеспечивают наиболее рациональный режим горных работ в определенный период эксплуатации разреза, а ограничения (2.20) необходимы для полной выборки запасов при переходе с одного этапа отработки к другому.

При выполнении условия (2.22) достигается соразмерное развитие различных частей вскрышной зоны, отрабатываемых с применением железнодорожного и автомобильного транспорта, а при (2.23) – вскрытие требуемых запасов для заданной производительности разреза по углю.

В формуле (2.24) учитывается изменение угла откоса вскрышной зоны при регулировании параметрами элементов системы разработки, в т.ч. шириной рабочей площадки концентрационного горизонта и шириной блоков-панелей, отрабатываемых ЭАК. Соответствие конструкции вскрышной зоны добычной с реализацией предложенного способа отработки блоков-панелей ЭАК обеспечивается выражениями (2.25-2.29) и ограничением (2.30).

По условиям формул и ограничений (2.31-2.39) достигается наибольший шаг переноса ПП с достижением рациональной

ширины блоков-панелей для ЭАК в зависимости от интенсивности развития частей вскрышной зоны с применением расчетного количества комплексов оборудования относительно концентрационного горизонта.

Влияние большого количества факторов на результаты моделирования с изменением во времени показателей работы горнотранспортного оборудования, объемов горных работ и параметров конструкции вскрышной зоны предопределяют решение задачи оптимизации ширины блока-панели, отрабатываемой экскаваторно-автомобильными комплексами по двухподуступной схеме с обоих флангов разреза, и шага переноса перегрузочных пунктов с использованием метода динамического программирования.

Время переноса перегрузочного пункта ($t_{пп}$, мес.) в новое положение определяется по соотношению:

$$t_{ïï} = \frac{12B_á}{v_{ÝÀÊ}}. \qquad (2.40)$$

Методику обоснования ширины блока-панели ЭАК в зависимости от шага переноса перегрузочных пунктов и интенсивности развития рабочей зоны для принятой производительности разреза по углю целесообразно использовать для обоснования и выбора горнотранспортного оборудования на вскрышных работах с внедрением ЦПТ в период проектирования. Она обеспечит соблюдение условий соразмерного подвигания частей вскрышной зоны различными комплексами оборудования относительно временного концентрационного горизонта.

При планировании развития горных работ с использованием утвержденного в проекте календарного графика режима горных работ достаточно выполнить расчеты по выбору ширины блока-панели для ЭАК по упрощенной инженерной методике, алгоритм которой приведен в табл. 2.15. Результаты укрупненных расчетов по обоснованию ширины блоков-панелей ЭАК в зависимости от интенсивности развития вскрышной зоны в границах применения принятых комплексов оборудования при мощности разреза 25 млн. т в год по этой методике схематически приведены в табл. 2.16.

Анализ табл. 2.16 показывает, что при исчерпании мощности двух линий ЦПВК следует первоначально эксплуатировать с предельной нагрузкой экскаваторы на ПП, а после исчерпания этой возможности перенести концентрационный горизонт на уступ ниже и выполнить реконструкцию вскрывающих выработок фланговой капитальной траншеи внешнего заложения для заведения железнодорожных путей на этот горизонт.

Результаты расчетов в табл. 2.16 показывают, что для увеличения шага переноса ПП следует увеличивать скорость подвигания фронта работ зоны работы ЭЖК. Это позволит увеличить или ширину рабочей площадки концентрационного горизонта, или величину ширины блока-панели в зоне работы ЭАК. Однако величина последней находится в прямой зависимости от наличия резерва вскрытых запасов по углю.

Таблица 2.15

Упрощенная инженерная методика выбора ширины блока-панели ЭАК

№№ п/п	Последовательность действий по определению искомых параметров	Расчетная формула
1	Подготовка и ввод исходных данных:	В качестве исходных данных берутся проектные данные из календарного графика горных работ разреза на планируемый год: - годовые объемы выемки вскрыши $V_{â}$, в т.ч. железнодорожной $V_{âæ}$, автомобильно-конвейерной $V_{âàê}$, автомобильно-железнодорожной $V_{âàæ}$, всего автомобильной $V_{âà}$; - высота вскрышной зоны $Í_{âç}$, в т.ч. по зонам работы ЭЖК $Í_{âçæ}$, ЭАК $Í_{âçà}$; - Средневзвешенная длина фронта работ на вскрыше $L_{ô.â.ñð.}$, в т.ч. зоны работ ЭЖК $L_{ô.æ.ñð.}$, ЭАК $L_{ô.à.ñð.}$ - предельная мощность ЦПВК $P_{ÖÏÂÊ}$ в м^3

Продолжение табл. 2.15

№№ п/п	Последовательность действий по определению искомых параметров	Расчетная формула
2	Должны выполняться условия соответствия объемов работ по видам вскрыши годовой мощности двух линий ЦПВК $P_{ÖÏÂÊ}$, годовой производительности экскаваторов при погрузке в средства автомобильного $P_{ãýà}$, железнодорожного с отрабатываемых уступов $P_{ãýæ}$ и на перегрузочных пунктах концентрационного горизонта $P_{ãýïï}$ при их количестве в работе соответственно $n_{ýà}$ $n_{ýæ}$ $n_{ýïï}$, а также комбинации последних количеству уступов, их высоте и длине фронта работ в зоне работы ЭЖК $n_{ýæ}$, $h_{âæ}$, $L_{ô.æ}$ и ЭАК $n_{ýà}$, $h_{âà}$, $L_{ô.à}$:	$V_{âàê} \le Ð_{ÖÏÂÊ}$; $V_{âàê} + V_{âàæ} \le n_{ýà} Ð_{ãýà}$; $V_{âæ} \le n_{ýæ} Ð_{ãýæ}$; $V_{âàæ} \le n_{ýïï} Ð_{ãýïï}$; $\sum_{k=1}^{n_{âæ}} n_{âæ} h_{âæ} L_{ô.æ.k} \le n_{ýæ} Ð_{ãýæ}$; $\sum_{k=1}^{n_{âà}} n_{âà} h_{âà} L_{ô.à.k} \le n_{ýà} Ð_{ãýà} + n_{ýïï} P_{ãýïï}$
3	Определяется скорость подвигания фронта работ зоны работы ЭЖК, м:	$v_{ÝÆÊ} = \frac{V_{âæ}}{H_{âçæ} L_{ô.æ.ñð.}}$
4	Определяется скорость подвигания фронта работ зоны работы ЭАК, м:	$v_{ÝÀÊ} = \frac{V_{âà}}{H_{âçà} L_{ô.à.ñð.}}$
5	Должно выполняться условие:	$v_{ÝÆÊ} \ge v_{ÝÀÊ}$
6	При не выполнении условия по пункту 5 принимается:	$v_{ÝÀÊ} := v_{ÝÆÊ}$

Продолжение табл. 2.15

№№ п/п	Последовательность действий по определению искомых параметров	Расчетная формула
7	Задается ширина блока-панели ЭАК по данным производства, а также определяется через ширину рабочей площадки ($\hat{A}_{\partial\grave{a}}$) или ширину заходки ($\grave{A}_{\varsigma\grave{a}}$), м:	$\hat{A}_{\acute{a}} \cong \hat{A}_{\partial\grave{a}} \cong (2 \div 4)\grave{A}_{\varsigma\grave{a}}$
8	Определяется количество заходок (блоков-панелей), отрабатываемых в год ЭЖК, шт:	$n_{\varsigma\alpha} = \frac{v_{\acute{Y}\cancel{A}\hat{E}}}{\grave{A}_{\acute{Y}\cancel{A}\hat{E}}}$
9	Определяется время переноса ПП, год:	$t_{i\ddot{i}} = \frac{B_{\acute{a}}}{v_{\acute{Y}\grave{A}\hat{E}}}$
10	Определяется шаг переноса ПП, м:	$F = n_{\varsigma\alpha}\, A_{\acute{Y}\cancel{A}\hat{E}}\, t_{i\ddot{i}}$
11	Принимается рациональная ширина блока-панели ($\hat{A}_{\acute{a}}$), отрабатываемая ЭАК поперечными заходками вдоль фронта работ при выполнении условий, м:	если $F < B_{\acute{a}}$, то $B_{\acute{a}} := int(F)$; если $F > B_{\acute{a}}$; $V_{\hat{a}\grave{a}\hat{e}} \le \text{Ð}_{\ddot{O}\ddot{I}\hat{A}\hat{E}}$; $\sum_{k=1}^{n_{\hat{a}\alpha}} n_{\hat{a}\alpha}\, h_{\hat{a}\alpha}\, L_{\hat{o}\,.\alpha\,.k} = n_{\acute{y}\alpha}\, \text{Ð}_{\tilde{a}\acute{y}\alpha}$, то $B_{\acute{a}} := int(F)$; если $F > B_{\acute{a}}$; $V_{\hat{a}\grave{a}\hat{e}} > \text{Ð}_{\ddot{O}\ddot{I}\hat{A}\hat{E}}$; $V_{\hat{a}\alpha} \le n_{\acute{y}\alpha}\, \text{Ð}_{\tilde{a}\acute{y}\alpha}$; $\sum_{k=1}^{n_{\hat{a}\alpha}} n_{\hat{a}\alpha}\, h_{\hat{a}\alpha}\, L_{\hat{o}\,.\alpha\,.k} < n_{\acute{y}\alpha}\, \text{Ð}_{\tilde{a}\acute{y}\alpha}$, то $B_{\acute{a}} := \hat{A}_{\acute{a}}$, а $n_{\hat{a}\alpha} := n_{\hat{a}\alpha} + 1$
12	Завершение расчетов по алгоритму:	при невыполнении двух последних условий по пункту 2

Таблица 2.16

К обоснованию ширины блока-панели ЭАК в зависимости от интенсивности развития вскрышной зоны в границах применения принятых комплексов оборудования

Годовые объемы выемки вскрыши, млн. $м^3$ $V_в$	Объемы по видам вскрыши, млн. $м^3$				Высота зоны работы комплексов на вскрыше, м			Средневзвешенная длина фронта работ на вскрыше, м			Скорость подвигания фронта работ по видам работы комплексов на вскрыше по обеспеченности требуемыми вскрытыми запасами, м/год				Корректирование ширины блока-панели ЭАК ($B_б$) после расчета шага переноса ПП (F) в метрах					
	железнодорожной $V_{вж}$	автоконвейерной $V_{вак}$	автожелезнодорожной $V_{важ}$	всего автомобильной $V_{ва}$	всего $H_{вз}$	ЭЖК $H_{взж}$	ЭАК $H_{вза}$	вскрышной зоны $L_{ф.в.ср}$	железнодорожной $L_{ф.ж.ср}$	автомобильной $L_{ф.а.ср}$	железнодорожной $v_{ЭЖК}$	автомобильной $v_{ЭАК}$	отклонение ±	принимаемая $v_{ЭАК}$	задаваемое первоначально $B_б$	количество заходок в год ЭЖК, шт. $n_{зж}$	время переноса ПП, год $t_{пп}$	по расчету F	отклонение ±	принимаем $B_б$
39,0	18,4	15,6	5,0	20,6	180	75	105	3170	3450	2970	71,1	66,1	+5,0	66,1	70	2,96	1,06	75,3	+5,3	75
46,0	18,4	22,6	5,0	27,6	195	75	120	3230	3500	3061	70,1	75,1	-5,0	70,1	70	2,92	0,99	69,4	-0,6	69
48,0	18,4	25,6	5,0	29,6	210	75	135	3260	3550	3099	69,1	70,7	-1,6	69,1	70	2,88	1,01	69,8	-0,2	69
50,0	18,4	26,6	5,0	31,6	225	75	150	3280	3600	3120	68,1	67,5	+0,6	67,5	70	2,84	1,04	70,9	0,9	70
55,0	20,7	31,8	2,5	34,3	240	75	165	3330	3650	3185	75,6	65,3	10,3	65,3	70	3,15	1,07	80,9	10,9	80
60,0	23,0	34,5	2,5	37,0	255	75	180	3360	3700	3218	82,9	63,9	19	63,9	70	3,45	1,09	90,2	20,2	90
63,0	23,0	37,5	2,5	40,0	270	75	195	3390	3750	3252	81,8	66,5	15,3	66,5	70	3,41	1,05	85,9	15,9	85

Апробация методики по выбору ширины блоков-панелей для ЭАК доказывает целесообразность эффективного применения поперечных заходок по предложенной двухподуступной схеме отработки средней и нижней частей вскрышной зоны экскаваторно-автомобильными комплексами с обоих флангов карьерного поля. В период наращивания мощности двух линий ЦПВК следует стремиться использовать перегрузочные пункты концентрационного горизонта с максимальной нагрузкой для отгрузки части автовскрыши в средства железнодорожного транспорта.

В результате изыскания резервов по повышению эффективности применения ЭАК на период проведения пусконаладочных работ на двух линиях циклично-поточного вскрышного комплекса и реализации проектной их мощности впервые разработаны:

- интенсивный инновационный способ последовательной двухподуступной отработки высоких уступов поперечными заходками с изменяющимся уровнем рабочей площадки с обоих флангов карьерного поля экскаваторно-автомобильными комплексами при внедрении ЦПТ в нижней части вскрышной зоны на наклонных месторождениях с поточной технологией добычи угля. Сооружение временных автосъездов в торцах разреза для отработки верхних подуступов позволит практически отказаться от их формирования на рабочем борту, что наряду с отработкой блоков-панелей поперечными заходками значительно уменьшает объем горно-капитальных работ - при ширине блока-панели 70 м как минимум в 4,7 раза;

- метод оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки при наклонном падении угольных пластов, позволяющий обосновать конструкцию вскрышной зоны при поточной технологии добычи угля и высоту уступов, отрабатываемых ЭАК;

- целесообразные для переходного периода внедрения ЦПТ на вскрышных работах схемы перегрузочных пунктов для комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта при организации временного концентрационного горизонта на границе применения экскаваторно-железнодорожных и экскаваторно-автомобильных комплексов;

- методика обоснования ширины блоков-панелей, отрабатываемых ЭАК поперечными заходками с изменяющимся уровнем рабочей площадки, во взаимосвязи с интенсивностью развития рабочей зоны с соблюдением соразмерного подвигания частей вскрышной зоны относительно временного концентрационного горизонта при рациональном шаге переноса перегрузочных пунктов.

3 ОПТИМИЗАЦИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЪЕМОВ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОЛОГО-НАКЛОННЫХ ВЫТЯНУТЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

3.1 Анализ теории и практики обоснования развития горных работ

К главным параметрам карьеров принято относить их проектные размеры в плане и по глубине, общие запасы полезного ископаемого и объемы вскрышных пород в контурах, производственные мощности, соответствующие параметры проектных очередей (этапов) карьера, запасы полезного ископаемого и вскрыши различных стадий подготовленности [33]. В рыночных условиях они должны повысить технико-экономические показатели карьера, его инвестиционную привлекательность. По В.В. Истомину логично при этом использовать геолого-математическую модель месторождения, оптимизационные методы и соответствующие пакеты прикладных программ [34].

Для современного этапа теории и практики развития открытых горных работ характерно [35, 36]:

- повсеместное внедрение информационных технологий и систем автоматизированного управления технологическими процессами;
- полная геолого-технологическая информация о месторождении или его участках (распределение полезных компонентов в карьерном поле, физико-химические характеристики полезного ископаемого, границы между залежами полезного ископаемого и вскрышными породами);
- управление качеством полезного ископаемого на уровне забоя (оптимизация контуров выемочных блоков, границ между пропластками полезного ископаемого и включениями пустых пород, параметров буровзрывных и выемочно-погрузочных работ, схем перемещения выемочно-погрузочного оборудования по блоку, нагрузки на забои);
- управление качеством полезного ископаемого на уровне усреднительных складов (контроль качества в усреднительных

складах и управление качеством отгружаемой продукции).

- управление качеством полезного ископаемого в транспортном потоке (оценка и оптимизация разделительных критериев и разделение полезного ископаемого на их основе на типы и сорта);

- повышение полноты и комплексности использования минерального сырья (создание нетрадиционных процессов обогащения и химико-металлургического передела, использование забалансовых и ранее оставленных запасов полезного ископаемого, а также пород вскрыши и отходов обогатительного и металлургического производств).

Вопросы вовлечения новых участков угольного разреза и реализации ресурсосберегающих технологий решаются совместно с установлением оптимального распределения объемов горных работ в рабочей зоне. По фронту работ и в глубину эти объемы зависят от изменения горно-геологических условий залегания и гипсометрии кровли и почвы угольных пластов.

Упрощенные технико-экономические расчеты все чаще приводят к ошибочным решениям и при их реализации в производство – к значительному экономическому ущербу и к сильному негативному воздействию на окружающую среду. Только применение горно-геологических информационных систем на базе применения мощных персональных компьютеров, плоттеров, сканеров, дигитайзеров, графопостроителей позволяет при проектировании горных предприятий в современных условиях находить в короткие сроки достоверные оптимальные проектные решения и быстро выпускать проектную документацию высокого качества [37, 38, 39].

Установление закономерностей и зависимостей, необходимых для разработки рекомендаций по совершенствованию методов проектирования карьеров, использование которых повысит достоверность, обоснованность и эффективность проектных решений не потеряли своей актуальности на современном этапе развития открытых горных работ. Среди методов проектирования важное место по-прежнему занимают аналитические методы и математическое моделирование. В связи с широким внедрением в практику проектирования карьеров персональных компьютеров

многофункционального назначения появились новые возможности дальнейшего развития теории проектирования горных работ. К примеру, динамику движения рабочей зоны в контурах карьерного поля, удается проследить путем решения трехмерных задач с применением методов объемного моделирования и ЭВМ. Решение задач трехмерного моделирования объектов в горном производстве позволяет повысить наглядность принимаемых проектных решений, увеличить оперативность планирования и управления, снизить затраты на проектирование в целом.

Для адекватного отображения распределения качественных характеристик полезного ископаемого сложноструктурных многокомпонентных месторождений в КазНТУ им. К.И. Сатпаева, ИГД им. Д.А. Кунаева, РЦ КИМС РК разработаны методики дискретного объемного математического моделирования, отличающиеся применением объемной интерполяции [40, 41, 42]. При построении блочной модели месторождения используется различная исходная геологическая информация. Карьерное пространство представляется в виде блоков, в пределах которых определены объемы руды, породы, горной массы, содержание составляющих компонентов. Предложен новый принцип автоматизированного проектирования открытых горных работ, характеризующийся возможностью гибкого изменения направления и порядка перемещения фронта горных работ в зависимости от горно-геологических и технологических условий. В итоге достигается целенаправленное формирование рабочей зоны карьера с соблюдением требований равномерности вскрышных и добычных работ и стабилизация качества полезного ископаемого.

Массовое оснащение проектных организаций и угледобывающих компаний высокопроизводительными компьютерами породило ряд задач, решение которых ранее было затруднено или невозможно: использование при поиске оптимального варианта активного графического диалога; создание трехмерных геологических моделей карьерного пространства; актуализация баз данных в процессе разработки месторождения [37, 39]. На основе методов плавающего конуса и Лерча-Гроссмана и метода построения блочно-триангуляционных моделей поверхности

морфологии пласта и бортов карьера, адекватных исходным данным, разработаны автоматизированные рабочие места и системы проектирования и планирования открытой угледобычи.

Дискретно-аналитические модели месторождений и карьеров, учитывающих пространственное размещение значений моделируемых топоповерхностей, качественных и геометрических показателей месторождений позволяют автоматизировать процесс получения горно-графической документации [43]. Созданы горные геоинформационные графические системы для объемного моделирования объектов геометрического пространства открытых горных работ. Для решения конкретных задач наряду с применением комплексных геоинформационных систем необходимо разрабатывать специализированные системы. В качестве основы вновь разрабатываемых систем для сохранения преемственности разработок и унификации используемого математического аппарата целесообразно использовать доказавший свою пригодность для практических целей метод геоинформационного математического моделирования.

В отличие от пространственного подхода в известных методах геометрического анализа проф. В.В. Истомин развитие горных работ рассматривает как систему процессов воспроизводства запасов горной массы и ее реализацию посредством имитационного моделирования [38]. Правомочность и практическая значимость такой трактовки доказаны «временным» подходом к установлению параметров развития. Теорию развития открытых горных работ вследствие комплексности и сложности научной проблемы, многообразия действующих факторов и связей между ними он считает незавершенной – трудно ожидать ее достаточно полного и точного решения в обозримой перспективе. Доказательством этих выводов являются трудность обоснования принятого решения по границам карьера. В начале 80-х годов прошлого столетия М.Г. Саканцев выявил факт не оптимальности контуров, полученных при использовании традиционно применявшихся в тот период методов по определению границ открытого способа разработки [44]. В работе [45] такой вывод объясняется высокой сложностью карьера как объекта проектирования, его большим сроком службы и изменени-

ем в связи с этим оценочных критериев, разнообразием влияющих факторов и прогнозным характером их значений. Источником погрешности при этом являются не учитывание объемных свойств карьера как объекта проектирования. Для коротких залежей более точное определение границ карьера предложено проводить методом оптимизации формы карьера при совместном определении глубины карьера и длины дна, а для длинных залежей – путем оптимизации формы торца при глубине карьера в центральной его части, определенной на поперечном разрезе по принципу равенства линейного контурного и граничного коэффициентов вскрыши. Эффективность открытого способа разработки в конкретных границах он предлагает осуществлять по новому показателю карьера – «условному выигрышу по вскрыше», представляющему собой условный объем, получаемый при перемножении объема руды в контурах карьера на граничный коэффициент вскрыши за вычетом объема вскрыши в этих же контурах.

Согласование режима горных работ, а также параметров и конструкции рабочей зоны глубоких карьеров с результатами финансово-экономической деятельности предприятий в соответствии с текущим спросом и прогнозом рынка сбыта приведено в работах С.В. Корнилкова [46, 37]. Повышение надежности реализации планов и проектов разработки глубоких карьеров достигается совместным решением двух задач: прямой задачи оптимизации направления развития горных работ и обратной - обоснования параметров и границ рабочей зоны, обеспечивающих поддержание требуемой производительности карьера. Решение обратной задачи достигается последовательной оптимизацией параметров рабочей зоны как геометрической, технологической и эколого-экономической системы. К рабочей зоне он также относит временно законсервированные уступы. При этом она изменяет свои свойства с понижением горных работ. В любой момент времени управление рабочей зоной достигается различным сочетанием ограниченного числа факторов: длины фронта работ, текущего коэффициента вскрыши и длины экскаваторного блока как параметра, определяющего интенсивность отработки.

В современных условиях, характеризующихся структурными изменениями экономического базиса, необходимо пересматривать основные теоретические и методологические подходы к проектированию горнотехнических систем [47]. В условиях динамично изменяющейся ситуации на рынках минерального сырья, риска и ограниченного объема исходной информации при переходе к рыночной экономике особое значение приобретает оперативность и обоснованность принятия проектных решений при строительстве карьеров. Повышение надежности работы карьера достигается при неравномерном распределении объемов готовых к выемке запасов по высоте рабочего борта.

Одним из путей повышения эффективности открытых горных работ является регулирование границ карьерных полей на основе рыночных экономических факторов. Эффективную разработку пологопадающих угольных месторождений, в зависимости от состояния рынка и условий производства, НИИОГР [48] предлагает достигать поэтапным ведением открытых горных работ в текущих, адаптивных и перспективных границах. В условиях нестабильного рынка основанием для этого являются сложности в прогнозировании такого показателя, как норма дисконта. Поэтому нельзя достоверно определить окончательные границы угольных карьеров, даже с учетом разновременности затрат. По нашему мнению, делать такой вывод не совсем корректно по отношению к развитию минерально-сырьевой базы любого государства, поскольку не обеспечит полноту выемки запасов месторождения, приведет к затруднениям при подготовке проекта земельного отвода и может ограничить возможности применения ресурсосберегающих технологий.

В условиях рыночной экономики для обеспечения экономичной и планомерной добычи полезного ископаемого требуется тщательная проектная проработка границ, кондиций, мощности, порядка развития горных работ, вскрытия и календарного плана. Поэтому С.Д. Коробов [49] считает перспективным направлением создание научных методов обоснования главных параметров карьера на базе совершенствования горно-геометрического анализа карьерного поля. При проведении гор-

но-геометрического анализа методом вариантов целесообразно определять однозначную поверхность, ограничивающую выработанное пространство. Линейный способ преобразования координат в оптимизационных задачах существенно расширяет возможности блочного принципа моделирования карьерного пространства, снижает объем необходимой информации и позволяет более точно отобразить переменные параметры бортов карьера. В качестве единого экономического критерия он предлагает использовать суммарный экономический эффект от открытой разработки, вычисляемый как разность между ценностью полезного ископаемого в контурах карьера и затратами на разработку, обогащение и последующую переработку. Доказано, что текущий или средний коэффициенты вскрыши не могут являться критериями выбора оптимальной траектории углубки карьера, так как поиск их минимума на каждом шаге противоречит принципу оптимальности. Он предложил определять ее методом динамического программирования, максимизируя дисконтированный интегральный эффект от открытой разработки.

Анализ показал, что вопросы оптимизации режима горных работ при совместной разработке участков с разными сроками ввода в эксплуатацию требуют дальнейшего решения на базе последних достижений компьютерных технологий.

3.2 Закономерности развития карьерного пространства

Под карьерном пространством понимается объемная геометрическая фигура сложной конфигурации, образованная в результате извлечения горных пород из недр Земли открытым способом. С течением времени в связи с вовлечением в добычу нарастающего объема пород эта фигура непрерывно расширяется. Если перед освоением месторождения полезных ископаемых объем карьерного пространства равен нулю, то на начальном этапе отработки первого верхнего горизонта последнее представляется совокупностью внутренней вскрывающей и разрезной траншей (котлована). В процессе дальнейшей эксплуатации месторождения карьерное пространство в общем случае расши-

ряется как в стороны, так и в глубину, достигая максимальных размеров в конечном положении бортов карьера. Предельное положение карьерного пространства совпадает с внешним контуром карьерного поля.

Развитие карьерного пространства предопределяется параметрами и показателями принятой системы разработки полезных ископаемых. Горные выработки (уступы) при однобортовой подсистеме разработки перемещаются параллельно длинной или короткой оси карьерного поля от одной границы его к другой, при двухбортовой подсистеме разработки – параллельно одной из осей поля от промежуточного положения к контурам карьера, при веерной подсистеме разработки – по вееру с поворотным пунктом на границе карьерного поля, при кольцевой подсистеме разработки – концентрически или по эллипсу и т.д. Кроме того, при углубочной системе разработки полезных ископаемых горные выработки совершают еще скачкообразное опускание на глубину, равную высоте очередного вскрываемого горизонта.

В целом закономерности развития карьерного пространства могут быть охарактеризованы перемещениями горных выработок в стороны и глубину за некоторый промежуток времени. Причем перемещения в стороны осуществляются не по всему подвижному периметру карьера, а по его отдельным рабочим зонам. Их кинематические характеристики - скорость перемещения панели уступа, скорость перемещения рабочего уступа в горизонтальной плоскости, скорость перемещения горных выработок в глубину представляют - основные показатели системы разработки. Они могут быть установлены теоретически на основе взаимоувязывания объема извлекаемой горной массы из карьерного поля со временем его отработки [50, 51].

Для решения задачи рассматриваемый объем пород в массиве представим в виде параллелепипеда (рис. 3.1):

$$V = ABC, \qquad (3.1)$$

где A,B,C - соответственно длина, ширина и высота (толщина) извлекаемого из массива объема пород. В общем случае все эти величины являются переменными.

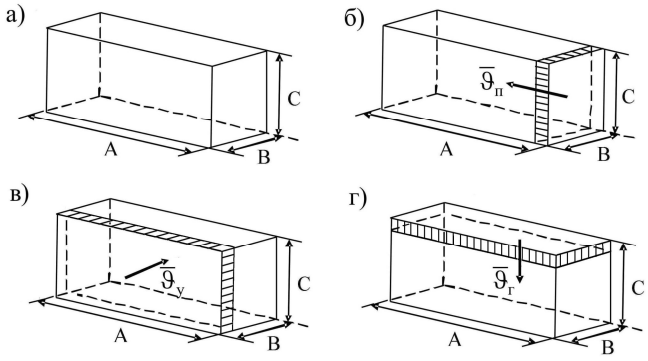


Рис. 3.1. Схемы к определению скоростей перемещения горных выработок

Поделив обе части уравнения (3.1) на время *t,* можно получить зависимости для искомых характеристик. При этом V/t представит производительность выемочно-погрузочного оборудования за время *t,* а число в правой части (это либо только *A,* либо только *B*, либо только *C*), деленное на *t* - скорость перемещения горных выработок в рассматриваемом направлении.

Например, при перемещении торца панели уступа (экскаваторного блока) (рис. 3.1б) величины *B* и *C* являются постоянными. Переменная величина *A/t* представляет собой скорость перемещения торца панели уступа и определяется по формуле:

$$\vartheta_ï = Q_à / S_ïó\ , \qquad (3.2)$$

где $\vartheta_ï$ - скорость подвигания забоя за время *t* (обычно сутки, месяц); $Q_à = V/t$ - производительность выемочно-погрузочного оборудования на выемке пород из панели уступа за то же время; $S_ïó = BC$ - площадь поперечного сечения панели уступа (заходки); $B = \hat{A}_ç$ - ширина панели (заходки); $C = h$ - высота уступа.

При отработке уступа панелями величины *A* и *C* являются заданными и постоянными. Переменная величина *B/t* представит скорость перемещения панели уступа в крест простирания (рис. 3.1в).

Она вычисляется из выражения:

$$\vartheta_{ó} = Q_{â} / S_{âó}, \qquad (3.3)$$

где $\vartheta_{ó}$ - скорость подвигания рабочего уступа в горизонтальной плоскости за время *t*, (обычно месяц, год); $Q_{â} = V / t$ - производительность выемочно-погрузочного оборудования на выемке части уступа шириной $B = n\hat{A}_3$ (n - число отработанных панелей) за то же время; $S_{âó} = \grave{A}C$ - площадь продольного вертикального сечения панели уступа; $A = L$ - длина фронта горных работ на уступе; $C = h$ - высота уступа.

При создании на текущем нижнем уступе карьера условий для вскрытия очередного нижерасположенного горизонта величины *A* и *B* являются требуемыми и постоянными. Поэтому переменная величина *C/t* подобно рассмотренным выше (3.2) и (3.3) представляет собой скорость перемещения горных выработок в глубину (рис. 3.1г). Эта величина устанавливается из зависимости:

$$\vartheta_{ã} = Q_{ñ} / S_{ãñ}, \qquad (3.4)$$

где $\vartheta_{ã}$ - скорость углубления горных выработок за время t (обычно год); $Q_{ñ} = V / t$ - производительность выемочно-погрузочного оборудования на отработке требуемого объема пород текущего нижнего уступа за то же время; $S_{ãñ} = AB$ - площадь срединного горизонтального сечения отрабатываемого объема уступа; $A = L_{ô}$ – длина фронта работ на уступе; $B = B_{ñð}$ - ширина срединного горизонтального сечения отрабатываемого объема уступа.

Для нормального развития горных работ в карьере, предусматривающего создание условий для вскрытия очередного нижележащего горизонта, текущий нижний уступ, как отмечено выше, должен иметь необходимую для этого рабочую площадку. Ее размеры определяются длиной фронта работ $L_{ô}$ и общей шириной *B*. Минимальная величина этой площадки $S^{min}_{ãñ}$ различна для разных систем разработки. При однобортовой подсистеме разработки (рис. 3.2а):

$$S_{\tilde{a}\tilde{n}}^{min} \geq \left[\hat{a}_{\grave{o}} + \hat{a}_{\eth\grave{o}} + \hat{A}_{\eth\ddot{i}} + 1{,}5h\left(ctg\alpha' + ctg\alpha\right)\right]L_{\hat{o}} \; ; \qquad (3.5)$$

при двухбортовой подсистеме разработки (рис. 3.2б):

$$S_{\tilde{a}\tilde{n}}^{min} \geq \left(\hat{a}_{\eth\grave{o}} + 2\hat{A}_{\eth\ddot{i}} + 3hctg\alpha\right)L_{\hat{o}} \; . \qquad (3.6)$$

Здесь $\hat{a}_{\grave{o}}$ - ширина транспортной (предохранительной) бермы на текущем нижнем уступе; $\hat{a}_{\eth\grave{o}}$ - ширина разрезной траншеи на вскрываемом горизонте; $\hat{A}_{\eth\ddot{i}}$ - ширина рабочей площадки на текущем нижнем уступе; h – высота уступа; α', α - угол откоса соответственно нерабочего и рабочего уступов.

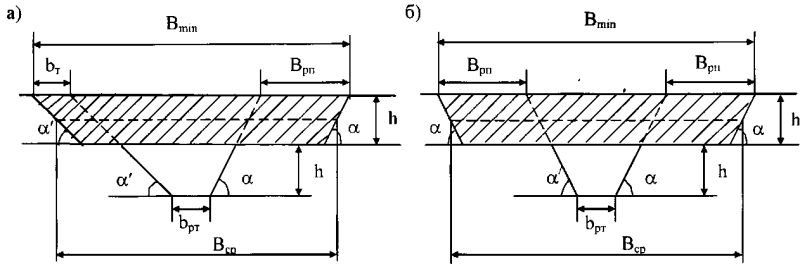


Рис. 3.2. Схема к определению минимальных значений $S_{гс}$

Таким образом, скорость углубки горных работ определяется по формулам:

- при однобортовой системе разработки

$$\vartheta_{\tilde{a}} = \frac{Q_c}{\left[\hat{a}_{\grave{o}} + \hat{a}_{\eth\grave{o}} + \hat{A}_{\eth\ddot{i}} + 1{,}5h\left(ctg\alpha^{/} + ctg\alpha\right)\right]L_{\hat{o}}} \; ; \qquad (3.7)$$

- при двухбортовой системе разработки

$$\vartheta_{\tilde{a}} = \frac{Q_c}{\left(\hat{a}_{\eth\grave{o}} + 2\hat{A}_{\eth\ddot{i}} + 3hctg\alpha\right)L_{\hat{o}}} \; . \qquad (3.8)$$

Как видно из выражений (3.2), (3.3) и (3.4), скорости перемещения горных выработок по горизонтали в стороны и глубину карьера прямо пропорциональны производительности выемочно-погрузочного оборудования при извлечении предусмот-

ренного объема горных пород в данном направлении и обратно пропорциональны площадям соответствующих сечений уступа. Скорости перемещения отдельных уступов в совокупности и выражают закономерности развития карьерного пространства во времени в данной рабочей зоне. Совокупность кинематических характеристик рабочих зон определяет развитие карьерного пространства в целом. Они более наглядны и информативны в графическом изображении.

Уравнения (3.2), (3.3) для определения характеристик перемещения горных выработок по форме полностью согласуются с выражениями, приводимыми в работах [10, 22, 43]. Они были предложены исходя из здравого смысла, в то время как новые аналитические зависимости (3.2), (3.3), (3.4) выведены теоретически. Формула (3.4) принципиально отличается от известных единством подходов к определению различных скоростей перемещения горных выработок.

Скорость углубления горных работ со скоростью подвигания фронта работ обычно взаимоувязывается неравенством [43]:

$$\vartheta_{\tilde{a}} \le \vartheta_{\acute{o}} / \left(ctg\varphi \pm ctg\beta\right), \qquad (3.9)$$

где φ - угол откоса рабочего борта карьера; β - угол, определяющий направление углубления горных работ.

По формуле (3.9) невозможно установить искомую характеристику, т.к. в ней фигурируют две неизвестные величины $\vartheta_{\tilde{a}}$ и φ. Угол φ в (3.9) на самом деле не является углом откоса рабочего борта карьера, а представляет угол наклона прямой, соединяющей концы векторов $\overline{\vartheta}_{\acute{o}}$ и $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$, к горизонту. Неравенство (3.9) дает правильные результаты только в том случае, когда темп углубления горных работ по модулю совпадает с высотой отрабатываемого уступа, а угол φ равняется углу откоса рабочего борта.

С общей научной позиции стремление аналитически взаимоувязвать рассматриваемые показатели системы разработки в принятой в горнотехнической литературе постановке, мягко говоря, некорректно, т.к. они характеризуют изменение положения в пространстве с течением времени различных элементов

системы разработки, а не одного материального объекта. Например, скорость подвигания забоя представляется интенсивностью движения выемочной заходки (панели уступа) с площадью $S_{їó}$, скорость подвигания уступа в горизонтальной плоскости - интенсивностью перемещения самой панели в крест простирания с площадью $S_{âó}$, а скорость углубления горных выработок - темпам отработки требуемого объема текущего нижнего уступа с площадью срединного горизонтального сечения $S_{ãñ}$.

Технологическая связь между скоростями подвигания рабочего уступа в горизонтальной плоскости и углубления горных выработок естественно существует, но она должна выражаться через ряд технологических ограничений. Например, как отмечено выше, созданием площадки на текущем нижнем уступе для вскрытия очередного нижележащего горизонта. Эти условия могут быть выражены неравенствами (рис. 3.2):

- при однобортовой подсистеме разработки:

$$\hat{A}_{min} \geq \left[\hat{a}_{ò} + \hat{a}_{ðò} + 2h\left(ctg\alpha' + ctg\alpha\right) + \hat{A}_{ðï}\right], \quad L_{ô} \geq L; \qquad (3.10)$$

- при двухбортовой подсистеме разработки:

$$\hat{A}_{min} \geq \hat{a}_{ðò} + 2(\hat{A}_{ðï} + 2hctg\alpha), \quad L_{ô} \geq L. \qquad (3.11)$$

В зависимости от конкретных горно-технологических условий ширина рабочей площадки на каждом горизонте должна быть такой, чтобы на смежных по высоте уступах обеспечивалось условие:

$$\hat{A}_{\mu+1} \geq \hat{A}_{\mu} \geq \hat{A}_{\mu min}, \qquad (3.12)$$

где $\hat{A}_{\mu}$ - ширина рабочей площадки на μ-ом горизонте; $\hat{A}_{\mu+1}$ - то же на $\mu+1$ -ом горизонте; $\hat{A}_{\mu min}$ - расчетно-минимальная ширина рабочей площадки на μ-ом горизонте.

Исходя из уравнений (3.3) и (3.4) непосредственную связь между указанными скоростями можно выразить следующими соотношениями:

- при однобортовой системе разработки

$$\vartheta_{ã}^{max} = \frac{\vartheta_{ó} h}{\hat{a}_{ò} + \hat{a}_{ðò} + \hat{A}_{ðï} + 1{,}5h(ctg\alpha^{/} + ctg\alpha)}; \qquad (3.13)$$

- при двухбортовой системе разработки

$$\vartheta_{\hat{a}}^{max} = \frac{\vartheta_{\acute{o}} h}{\hat{a}_{\delta\grave{o}} + 2\hat{A}_{\delta\ddot{i}} + 3hctg\,\alpha}. \qquad (3.14)$$

Как видно из (3.3), при заданной высоте уступа скорость подвигания фронта работ ($\vartheta_{\acute{o}}$) регулируется изменением производительности выемочно-погрузочного оборудования на уступе ($Q_{\hat{a}}$) и длины фронта работ (L). Если общая длина фронта работ на уступе фиксирована, что обычно имеет место на практике, то поставленная цель достигается путем выбора целесообразного типа, числа выемочно-погрузочного оборудования и четкой организации его работы.

При углубочной системе разработки для обеспечения заданной производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше необходимо управлять величиной как $\overline{\vartheta}_{\acute{o}}$, так и $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$, т.е. поддерживать их на целесообразном уровне. Значения $\overline{\vartheta}_{\acute{o}}$ на каждом рабочем горизонте должны обеспечивать выполнение условия (3.12), а значения $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$ - развитие горных работ в глубину.

Для увеличения темпа перемещения горных выработок в глубину $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$, как видно из (3.4), следует повышать производительность выемочно-погрузочного оборудования $Q_{\tilde{n}}$ на текущем нижнем горизонте отмеченными выше приемами и свести к минимуму значение площади $S_{\tilde{a}\acute{o}}$. В общем случае последнее требование не является обязательным. Для достижения эффективной работы карьера требуется соответствующая жесткая организация основных и вспомогательных технологических процессов при изначально принятых параметрах системы разработки, обеспечивающих планомерное развитие карьерного пространства во времени.

На эту цель и направлено регулирование значений $\overline{\vartheta}_{\acute{o}}$ и $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$. В какой-то период работы карьера, например, в период достижения плановой производственной мощности по полезному ископаемому $\overline{\vartheta}_{\tilde{a}}$ может быть высокой, так как необходимо быстрее добираться до залежей полезных ископаемых. После уста-

новившегося режима горных работ скорость углубки горных выработок поддерживается на нужным, примерно одинаковом уровне. При эксплуатации маломощных крутых залежей этот показатель имеет большее значение, чем при разработке крупных залежей и т.д. Все эти моменты должны найти отражение в проекте разработки каждого конкретного месторождения и более подробно – в годовых планах горных работ.

3.3 Исследование угла откоса рабочего борта в зависимости от глубины разработки и конструктивных размеров применяемых комплексов оборудования

Под режимом горных работ понимается установленная проектом или исследованием последовательность выполнения объемов вскрышных и добычных работ во времени, обеспечивающая эффективную разработку месторождения за срок существования карьера [10]. Режим горных работ устанавливает зависимости между объемами извлекаемой вскрыши, полезного ископаемого, его качеством и понижением горных работ или перемещением их в плане. Проектирование календарного графика разработки, обоснование и регулирование режима горных работ и автоматизированные горно-геометрические расчеты осуществляются в соответствии с принципами, сформулированными академиком В.В. Ржевским. Согласно им на всех уступах требуется сохранение рабочих площадок минимальной, но достаточной для независимой работы горного оборудования ширины и обеспечения проектной мощности карьера.

Зависимость между шириной рабочей площадки уступов и производительностью карьера по горной массе и полезному ископаемому выражается через интенсивность развития рабочей зоны в границах карьерного поля в различные периоды. Поэтому результаты горно-геометрического анализа должны быть скорректированы на период эксплуатации карьера в зависимости от планируемых к применению технологических комплексов оборудования. Первоначально требуется установить исходное положение горных работ.

Определение положения горных работ к моменту сдачи карьера в эксплуатацию. После обоснования производственной мощности карьера $Q_к$ в соответствии с нормами технологического проектирования и годовой эксплуатационной производительностью добычного экскаватора $P_{гэ}$ составляют календарный план добычных работ на период освоения проектной мощности. Выделяют очереди строительства и пусковые комплексы.

Обозначим производительность первого пускового комплекса на момент сдачи карьера в эксплуатацию через $Q_{пк1}$. Тогда в каждый последующий год будут осваиваться пусковые комплексы $Q_{пк2}$, $Q_{пк3}$, … $Q_{пкi}$, … до достижения проектной мощности $Q_к$. При вводе в работу нового оборудования в первый год его производительность принимается не менее 60-70% его эксплуатационной производительности. Во второй год она должна быть не менее 80-90% его эксплуатационной производительности. В соответствии с этими положениями и с учетом видов применяемых комплексов оборудования (железнодорожный, автомобильный, конвейерный транспорт и т.д.) принимается производительность карьера в каждый год освоения. К примеру, для угольных и рудных месторождений средней и большой мощности производительность карьера к моменту сдачи его в эксплуатацию принимается равной $Q_{пк1}$=*3-4 млн. т/год*.

Тогда с учетом экскаваторов, используемых на горно-подготовительных работах:

$$Q_{nk2} = Q_{nk1} + 0{,}7P_{ãý};$$
$$Q_{nk3} = Q_{nk1} + 0{,}7P_{ãý} + 0{,}9Ð_{ãý};$$
$$Q_{nk4} = Q_{nk1} + P_{ãý} + 0{,}7Ð_{ãý} + 0{,}9Ð_{ãý};$$
$$Q_{nki} = Q_{nk1} + (n_{ýì} - 2)\cdot Ð_{ãý} + 0{,}7Ð_{ãý} + 0{,}9Ð_{ãý};$$
$$Q_{nkk} = Q_k\,, \qquad (3.15)$$

где $n_{ýì}$ – количество m-х добычных экскаваторов в карьере, работающих на данный момент освоения проектной мощности.

К моменту окончания строительства карьера количество вскрытых запасов должно быть не менее 6 месяцев:

$$Q_{n1} = \frac{Q_{nk2}}{12} 6\text{, т.} \qquad (3.16)$$

Первоначально на характерном поперечном профиле (рис. 3.3) проверяют объем вскрытых запасов для первого добычного горизонта:

$$Q_{\tilde{a}\hat{i}\eth 1} = \gamma_0 \cdot B_{\acute{i}} \cdot L_1 \cdot h_{\ddot{a}}\text{,} \qquad (3.17)$$

где γ_0 – плотность угля, т/м^3; $B_н$ – ширина вскрытых запасов по полезному ископаемому на уровне наносов, м; L – длина добычного фронта работ, равная длине залежи по простиранию, м; $h_д$ – высота добычного уступа, м.

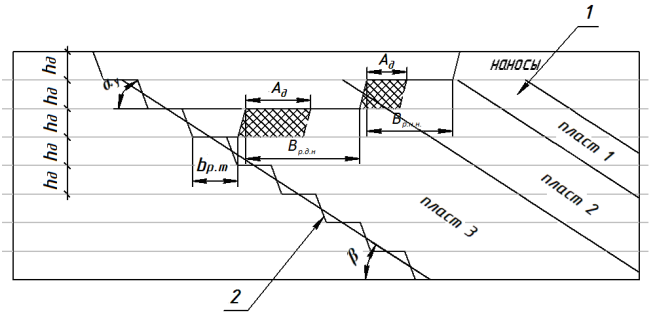


Рис. 3.3. Схема к определению положения горных работ к моменту сдачи его в эксплуатацию
1 - угольные пласты; 2 - контур нерабочего борта

Если $Q_{\tilde{a}\hat{i}\eth 1} \geq Q_{n1}$, то карьер будет считаться сданным в эксплуатацию на этом горизонте, в противном случае производят построение поперечного контура карьера с учетом проходки разрезной траншеи по второму добычному уступу.

Ширина рабочей площадки в период строительства карьера принимается минимальной:

$$B_{\eth.\ddot{a}.\grave{o}} = \grave{A}_{\ddot{a}} + \tilde{N}_2 + \tilde{N}_3 + Z\text{,} \qquad (3.18)$$

где $A_д$ – ширина заходки добычного экскаватора, м; C_2 – расстояние от нижней бровки добычного уступа до оси железнодо-

рожного пути, м; C_3 – расстояние от оси железнодорожного пути до бермы безопасности Z, м.

Объем вскрытых запасов с учетом нарезки второго добычного уступа определяется по выражению:

$$Q_{ãîð.2} = \gamma_0 \cdot L \cdot (B_ä + B_í)h_ä, \qquad (3.19)$$

где $B_ä$ - ширина резерва подготовленных запасов по полезному ископаемому добычных горизонтов, м.

Проверка соответствия данного горизонта окончанию строительства карьера производится выше приведенным образом (рис. 3.3).

Попутная добыча при сдаче карьера на первом добычном горизонте составит:

$$Q_{ïä1} = \gamma_0 \left[b_{ð.ò} + 0{,}5h_ä\left(ctga_y + ctga\right)\right]h_ä L, \text{ т} \qquad (3.20)$$

а на втором добычном горизонте

$$Q_{ïä2} = \gamma_0 \left[2b_{ð.ò} + 2h_ä\left(ctga_y + ctga\right) + B_ò + B_{ð.ä.ò}\right]h_ä L, \text{ т} \qquad (3.21)$$

где α_y, α - угол откоса добычного уступа соответственно устойчивого и рабочего, град.; $b_{ð.ò}$ - ширина дна разрезной траншеи, м; $B_ò$ – ширина транспортной бермы, м.

Глубину карьера на конец его строительства определяют по выражению:

$$H_c = h_í + n_{ýj}h_ä, \text{ м} \qquad (3.22)$$

где $n_{ýj}$ - количество j-х добычных горизонтов к моменту окончания строительства карьера.

Определение положения горных работ к моменту достижения проектной мощности (полного развития горных работ). После сдачи карьера в эксплуатацию ширина рабочих площадок нижележащих добычных горизонтов, до достижения полного развития горных работ (рис. 3.4), принимается нормальной величины и определяется по выражению:

$$B_{ð.ä.í} = À_ä + Ñ_2 + Ñ_3 + B_ý + B_{àä} + Z, \qquad (3.23)$$

где $B_{ý}$ – ширина полосы для размещения электрооборудования, м;

$B_{àä}$ – ширина автодороги, регламентируемой правилами техники безопасности, м.

Такая же ширина рабочей площадки принимается и на вскрышных уступах.

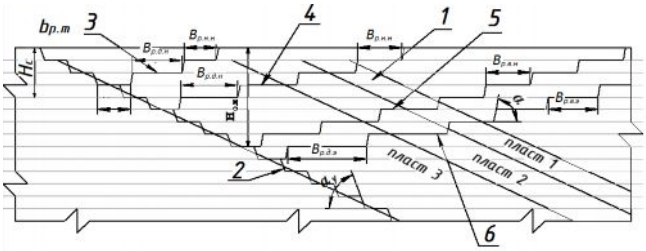


Рис. 3.4. Схема к определению положения горных работ на момент освоения проектной мощности

1 - угольные пласты; 2 - контур нерабочего борта; 3 - контур карьера на момент сдачи его в эксплуатацию; 4 - контур карьера на момент освоения проектной мощности; 5 - контур карьера на момент достижения полного развития горных работ; 6 - контур карьера на период эксплуатации при полном развитии горных работ

Глубину карьера к моменту освоения проектной мощности ориентировочно определяют суммой добычи угля в этот период $\sum_{i=2}^{n=k} Q_{nki}$ с учетом достижения проектной мощности Q_k через геометрическую интерпретацию фактической добычи угля по формуле:

$$H_{ôò} = h_í + H_{i\,1} + \frac{Ì}{ctg\beta + ctg\gamma}, \qquad (3.24)$$

где $\gamma = arctg\left(\frac{h_ä}{h_ä ctg\alpha + B_{ð.ä.í}}\right)$, град.;

$$H_{i1} = \frac{\sum_{i=2}^{n=k} Q_{nki}}{\gamma_0 LM} - \frac{M}{ctg\beta + ctg\gamma} + \frac{h_д}{M}\left[2b_{д.д} + 2h_д\left(ctg\alpha_y + ctg\alpha\right) + \hat{A}_д + B_{д.д.д}\right],$$

здесь γ - угол наклона добычной рабочей зоны карьера, град.; β - угол падения угольного пласта, град.

После нахождения ориентировочного горизонта полного развития горных пород, необходимо удостоверится в правильности его нахождения путем выполнения проверки обеспеченности вскрытыми запасами:

$$Q_{ï.ï.ì} \geq \frac{Q_k}{12} 6 \ , \qquad (3.25)$$

по выражению $Q_{ï.ï.ì} = \gamma_0 B_д h_д L n_д$ (т) на найденном горизонте при соответствующих горнотехнических условиях ($B_д$-ширина резерва вскрытых запасов по полезному ископаемому добычных горизонтов в период освоения проектной мощности, м).

В противном случае до полного освоения проектной мощности нарезается еще один добычной уступ. После этого ширину рабочей площадки для обеспечения независимости работ на смежных уступах определяют по выражению:

$$B_{ð.ä.ý} = B_{ð.ä.í} + B_{ç.ï} \ , \qquad (3.26)$$

где $B_{ç.ï}$ – ширина резерва вскрытых запасов в зависимости от интенсивности горных работ в эксплуатационный период при полном их развитии.

Известно, что производительность карьера по горным возможностям (количеству и производительности добычных экскаваторов) зависит от количества одновременно отрабатываемых добычных уступов, которое на угольных разрезах определяется по известной формуле:

$$n_д = \frac{Ì}{B_{ð.ä.ý} + h_д\left(ctg\alpha + ctg\beta\right)} \qquad (3.27)$$

По ней видно, что если увеличивать ширину рабочей площадки, то она будет ограничивать производственную мощность карьера. С другой стороны, такое увеличение обеспечивает тре-

буемую интенсивность горных работ при большой мощности карьера путем обеспечения необходимой независимости производства работ на смежных уступах рабочей зоны.

Как правило, проектная мощность в большинстве случаев принимается по интенсивности горных работ. Согласно этому условию ширина вскрытых запасов $B_{ç.ï}$ должна соответствовать производительности карьера по горным возможностям:

$$B_{ç.ï} = \frac{Ð_{ã.ý} n_{ý.ó} n_ä - Q_k}{\gamma_0 h_ä L(n_ä - 1)}, \text{ м} \qquad (3.28)$$

где $Ð_{ã.ý.}$ - годовая эксплуатационная производительность добычного экскаватора, т; $n_{ý.ó}$ - количество добычных экскаваторов на одном горизонте.

Поскольку в работе исследуются технологические комплексы с перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы, то нами сопоставлялись транспортная и комбинированная схемы их перемещения.

Для пологих и наклонных пластов характерны перепады углов падения пластов. В связи с вводом в эксплуатацию новых комплексов оборудования помимо изменения параметров элементов системы разработки, с одной стороны, в какой-то мере должен увеличиваться угол откоса рабочего борта. С другой стороны, с увеличением глубины отработки этот конструктивный угол имеет закономерность постепенно неуклонно уменьшаться в связи с увеличением количества транспортных горизонтов (рис. 3.5). Поэтому, при резком падении угла наклона пласта имеет место скачкообразное увеличение требуемых объемов выемки вскрышных пород, в особенности при повышении добычи полезного ископаемого. Такой прием целесообразно применять для снижения влияния значительных в этот период капиталовложений на эффективность работы карьера. В этих случаях изыскание приемов по отнесению выемки части объемов вскрышных пород на более поздние периоды позволяет более равномерно перераспределить увеличивающиеся объемы вскрыши по календарным годам и оптимизировать в этот период затраты на разработку. В реальных условиях

производства в этом случае заблаговременно приостанавливают вскрышные работы на нескольких смежных горизонтах с обеспечением площадок минимальной ширины для ввода в эксплуатацию новых комплексов оборудования.

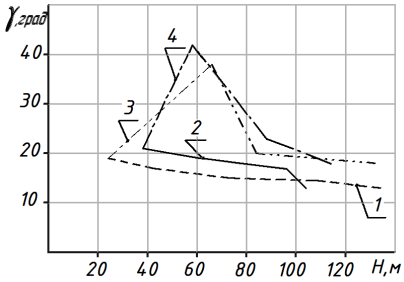


Рис. 3.5. График зависимости $\gamma = f(H)$ на участках Восточном (1,3) и Центральном (2,4) соответственно по транспортной и комбинированной схема перемещения вскрышных пород

Нами предложено на поперечном разрезе каждой разведочной линии этапы отработки выделять линиями, проводимыми от концов равных отрезков, откладываемых по подошве пласта (рис. 3.6). Для автоматизированного выполнения расчетов с использованием цифровой модели месторождения необходимо установить зависимости между углом откоса рабочей зоны γ и глубиной разработки $Í$.

Известно, что угол откоса рабочей зоны определяется параметрами системы разработки. Поэтому предварительно устанавливают высоту и ширину рабочей площадки вскрышных и добычных уступов в различные периоды развития горных работ с учетом принятых комплексов оборудования по высоте рабочей зоны, что позволит отнести часть объемов выемки вскрышных пород на более поздние периоды, до выполнения геометрического анализа.

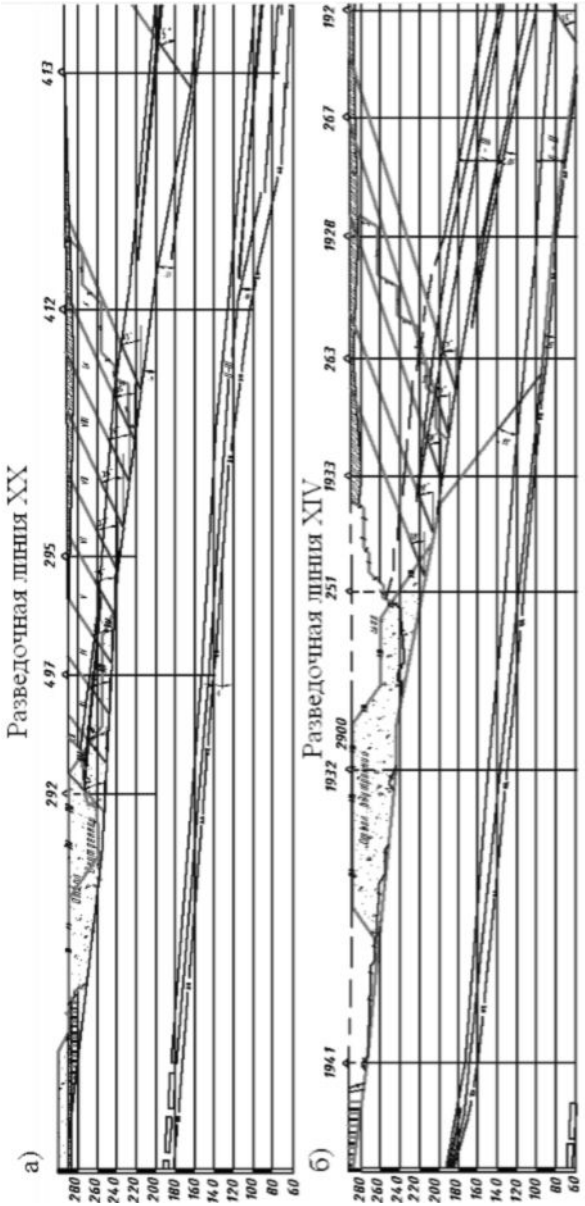


Рис. 3.6. Поперечные профили по разведочным линиям со слоевыми контурами этапов отработки

Изменение углов откоса рабочего борта на участках карьерного поля от глубины отработки для исследуемых схем перемещения вскрышных пород приведено в табл. 3.1. Уменьшение угла откоса рабочей зоны от глубины отработки показывает, что положение вскрышной зоны относительно добычной зоны определяется не только конструктивными параметрами применяемых комплексов оборудования. Существенное влияние также оказывает угол падения и мощность угольных пластов. Тому подтверждение – разные значения угла откоса рабочей зоны на обоих участках на одной и той же глубине и несколько резкое отклонение в местах изменения углов падения угольного пласта. На участке Восточном мощность угольного пласта в среднем составляет 30 м, а на участке Центральном - 20÷25 м.

Таблица 3.1

Изменение углов откоса рабочего борта на двух участках карьерного поля от глубины отработки

Показатели	Ед. изм.	При формировании рабочей зоны с применением: А. Транспортной схемы транспортирования на участке Восточном				
Глубина	м	24	42	74	108	134
Угол наклона	град	19	17	15	14	13
		на участке Центральном				
Угол наклона	град	21	20	18	17	13
		В. Комбинированной схемы транспортирования на участке Восточном				
Глубина	м	24	66	84	114	132
Угол наклона	град	19	38	20	19	18
		на участке Центральном				
Глубина	м	38	58	86	100	114
Угол наклона	град	21	42	23	19	18

С использованием метода наименьших квадратов в компьютерной программе *Maple* установлены эмпирические зависимости угла откоса рабочего борта от глубины отработки для каждого участка карьерного поля и применяемых технологий. Эти зависимости описываются уравнением второго порядка:

$$\gamma = à + âH + ñH^2, \qquad (3.29)$$

где *а, в, с* – постоянные коэффициенты многочлена.

Полученные эмпирические зависимости для конкретных пределов изменения глубин отработки приведены в табл. 3.2. Установлено, что для пологих и полого-наклонных пластов с глубиной разработки угол откоса рабочей зоны уменьшается до определенных границ (до глубины порядка 150 м). Точность полученных корреляционных зависимостей достигается заданными интервалами глубин карьера на каждом участке. При переходе с транспортной на комбинированную систему разработки с внедрением экскаваторно-отвальных комплексов с глубины 58÷66 м угол откоса рабочего борта увеличивается до 22 градусов с постепенным сокращением этой разницы минимум до 5 градусов на глубине 84÷86 м.

Следовательно, внедрение экскаваторно-отвальных комплексов с переходом на комбинированную систему разработки путем увеличения угла откоса рабочей зоны улучшит режим горных работ.

Поскольку одним из главных показателей, определяющих эффективность открытой разработки, служит коэффициент вскрыши, экономически допустимая величина которого зависит от природных условий залегания полезного ископаемого, уровня развития техники и совершенства технологии производства, то определение границ карьера и изыскание рациональных методов календарного планирования открытых горных работ должно производиться на основе горно-геометрического исследования месторождений.

Таблица 3.2

Корреляционные зависимости изменения углов откоса рабочего борта от глубины отработки на участках карьерного поля

Показатели	При формировании рабочей зоны с применением: А. Транспортной схеме перемещения вскрышных пород на участке Восточном			
Глубина	24≤H<42	42≤H<74	74≤H<108	108≤H<134
Угол наклона	$\gamma = \frac{139}{9} + \frac{8}{27}H - \frac{1}{162}H^2$	$\gamma = \frac{13493}{384} - \frac{739}{1152}H + \frac{23}{4608}H^2$	$\gamma = -\frac{7277}{578} + \frac{13493}{20808}H - \frac{155}{41616}H^2$	$\gamma = \frac{480383}{5746} - \frac{234347}{206856}H + \frac{1871}{413712}H^2$
на участке Центральном				
Глубина	38≤H<50	50≤H<76	76≤H<96	96≤H<104
Угол наклона	$\gamma = \frac{395}{36} + \frac{19}{36}H - \frac{1}{144}H^2$	$\gamma = \frac{18740}{507} - \frac{173}{338}H + \frac{7}{2028}H^2$	$\gamma = -\frac{363}{325} + \frac{478}{975}H - \frac{49}{15600}H^2$	$\gamma = -\frac{2091}{5} + \frac{358}{39}H - \frac{151}{3120}H^2$
В. Комбинированной схеме перемещения вскрышных пород на участке Восточном				
Глубина	24≤H<66	66≤H<84	84≤H<114	114≤H<132
Угол наклона	$\gamma = \frac{139}{9} + \frac{8}{27}H - \frac{1}{162}H^2$	$\gamma = -204 + \frac{22}{3}H - \frac{1}{18}H^2$	$\gamma = \frac{16264}{25} - \frac{976}{75}H + \frac{59}{900}H^2$	$\gamma = -\frac{73682}{45} + \frac{3662}{135}H - \frac{179}{1620}H^2$
на участке Центральном				
Глубина	38≤H<58	58≤H<86	86≤H<100	100≤H<114
Угол наклона	$\gamma = \frac{395}{36} + \frac{19}{36}H - \frac{1}{144}H^2$	$\gamma = -\frac{7747}{196} + \frac{551}{196}H - \frac{19}{784}H^2$	$\gamma = \frac{45125}{98} - \frac{432}{49}H + \frac{17}{392}H^2$	$\gamma = -\frac{57760}{638} + \frac{5801}{378}H - \frac{71}{1134}H^2$

3.4 Алгоритм совместного выполнения геометрического анализа и составления календарного плана горных работ

Для горизонтальных и пологих залежей раскройку месторождения на карьерные поля, выбор места заложения разрезной траншеи и направления развития горных работ осуществляют методом горно-геометрического анализа академика В.В. Ржевского по изменению значений текущего коэффициента вскрыши. Однако получаемые при этом слоевые объемы вскрышных пород и полезного ископаемого для исследуемого направления развития в действительности не соответствуют положению рабочей зоны в пределах карьерного поля, в особенности для полого-наклонных залежей.

Наиболее достоверные результаты дает известный метод Б.Т. Рутковского [52]. Для теоретического обоснования этого метода объём карьера в установленных границах автором рассматривается как толща горных пород, имеющих форму геометрического тела, ограниченного с боков откосами нерабочих бортов, сверху - рельефом поверхности и снизу - его подошвой.

Геометрическая форма и величина этого объема зависят от природных условий залегания полезного ископаемого, горнотехнических и экономических факторов и представляются на топографическом плане поверхности, поперечных и продольных профилях месторождения с нанесенными на них границами карьера.

Указанный графический материал служит геометрической моделью месторождения, определяющей положение, размеры и объем карьера в пространстве в прямоугольной системе координат. При этом одна ось определяет глубину месторождения, а две – его размеры по простиранию и в крест простирания.

Горизонтальными плоскостями рабочих горизонтов объем карьера разделяется на горизонтальные слои толщиной, соответствующей высоте уступа. Начальная и конечная горизонтальные плоскости служат основаниями объема карьера. Нормальное расстояние между ними определяется разностью высотных отметок, устанавливающих глубину карьера.

Каждая плоскость рабочего горизонта в плане ограничивается горизонталями с отметками, представляющими собой следы пересечений указанных плоскостей с откосами нерабочего борта карьера.

В процессе эксплуатации с переходом горных работ с одного уступа на другой плоскостями откосов рабочих бортов объем карьера разделяется дополнительно на наклонные слои толщиной, равной нормальному расстоянию между ними.

Величина объема каждого наклонного слоя составляет календарный объем горных работ, который необходимо выполнить в процессе эксплуатации карьера за данный эксплуатационный период по группе одновременно отрабатываемых уступов, определяемый интервалом времени перехода работ с одного уступа на другой. Суммарный объем всех наклонных слоев составляет объем всего карьера, а суммарная величина времени отработки каждого слоя определяет срок его службы.

Так как поперечный профиль карьера дает наглядное представление о распределении объемов породы и полезного ископаемого в границах каждого уступа на единицу простирания месторождения с учетом конкретных его особенностей, то результаты измерений и расчетов по каждому выемочному участку наклонного слоя целесообразно представлять в таблицах, совмещенных этим профилем.

Общая взаимосвязь наклонных плоскостей откосов рабочих бортов карьера с их вертикальными проекциями позволяет создать графическую основу, представляющую собой пространственную решетку, в каждой из ячеек которой размещаются календарные объемы горных масс в соответствии с занимаемым ими местом в пространстве.

Горизонтальные линии рабочих горизонтов и вертикальные линии рабочей зоны выводятся за пределы поперечного профиля карьера и разделяются на отдельные графы, куда заносят итоговые расчеты слоевых и текущих объемов горных масс. Такие графические построения выполняются для каждого поперечного профиля карьера. Вначале строят сводный график рабочей зоны. По заданной величине угла откоса рабочего борта отстраивают

соответствующий ему приведенный поперечный профиль для всего карьера. Построение сводного графика развития горных работ может производиться также на основании погоризонтных планов для каждого рабочего горизонта или на основании планов откосов рабочих бортов, построенных для каждого эксплуатационного периода с использованием разработанного метода преобразования профильных площадей и плана карьера в разновеликие геометрические фигуры.

Представление об объеме карьера как геометрическом теле остается справедливым для объемов насыпей породных отвалов и объемов капитальных и разрезных траншей, в пределах которых размещаются транспортные коммуникации, служащие траекториями для перемещения карьерных грузов и соединяющие породные уступы с разгрузочными пунктами горной массы в единый технологический процесс. Поэтому строительные объемы, относящиеся к этим сооружениям, вместе с расстояниями перевозок карьерных грузов целесообразно представлять также на сводном графике календарного плана горных работ в соответствии с занимаемыми ими высотными отметками.

Рассмотренный метод горно-геометрического исследования месторождения, также как и многие известные, позволяет с применением базы данных месторождения провести многовариантный горно-геометрический анализ и определить участки первоочередной разработки. Однако при решении практических задач, когда ставится задача интенсивного развития горных работ, особенно при совместной разработке нескольких участков карьерного поля с полого-наклонным падением пластов дает не совсем адекватные условиям разработки результаты.

Зачастую проектные календарные объемы вскрыши бывают завышенными или заниженными, что приводит в первом случае к затруднениям при согласовании годовых программ развития горных работ или к недовыполнению плановых показателей добычи полезного ископаемого.

Предлагаемый нами метод обеспечивает оптимизацию режима горных работ в период освоения проектной мощности и полного развития горных работ при разработке полого-

наклонных угольных и рудных пластов. Получаемые при этом результаты служат на многие годы базой данных для корректирования календарного плана горных работ с учетом фактического их положения в фиксированные моменты времени и изменения добычи полезного ископаемого. Исходным материалом служат разведочные линии в пределах карьерного поля с нанесенным контуром карьера на определенный момент разработки, к примеру, к концу строительства карьера. Если планируется совместная разработка нескольких эксплуатационных участков карьерного поля, то к моменту окончания проходки разрезной траншеи на вновь вовлекаемом участке.

Практика последних лет показывает, что есть ряд нерешенных вопросов по достоверности установления требуемых объемов выемки вскрышных пород на запланированную добычу полезного ископаемого, особенно при переходе на новые средства механизации и технологии производства горных работ и одновременной разработке нескольких участков. В таких случаях распределение объемов горных работ осуществляется решением объемной задачи во взаимосвязи с применяемыми и внедряемыми комплексами оборудования с использованием компьютерных технологий.

Отличительной особенностью метода является откладывание на поперечном разрезе каждой разведочной линии изменяющегося, в зависимости от глубины горных работ, угла откоса рабочей зоны через равные отрезки (около 50 м) по подошве пласта (рис. 3.6). На каждой разведочной линии определяют слоевые площади внешней вскрыши и полезного ископаемого выделенных этапов, затем среднеарифметические между смежными сечениями. Для определения действительных объемов вскрыши и полезного ископаемого в каждом слое проецируют на план пересечения верхней бровки рабочего борта с дневной поверхностью по каждой разведочной линии (рис. 3.7). Точки пересечения каждого слоя между смежными разведочными линиями позволят определить истинную длину фронта работ между ними по этапам отработки на каждом из отрабатываемых участков.

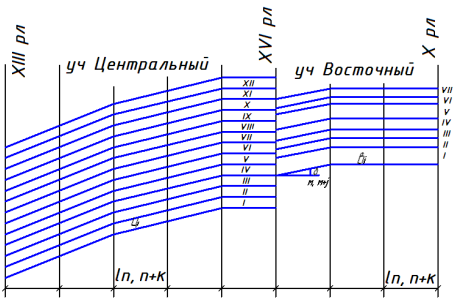


Рис. 3.7. Проецирование контуров рабочей зоны каждого слоя этапа отработки на дневную поверхность

Результаты горно-геометрического анализа сводятся в табл. 3.3 и 3.4 отдельно для одного и другого участков. Схематически алгоритм автоматизированного выполнения горно-геометрического анализа приведен на рис. 3.8. Последовательность выполнения операций в цифровой модели месторождения следующая:

1. Исходными данными являются все разведочные линии каждого из двух участков карьерного поля с контурами карьера по состоянию горных работ на фиксированный момент времени и топографический план поверхности с нанесенными положениями разведочных линий в этих границах. Вводятся также установленные для каждого участка зависимости угла откоса рабочего борта от глубины карьера $\gamma = f(H)$ в табличной форме. Она учитывает по высоте рабочей зоны применяемые и планируемые к внедрению технологические комплексы оборудования через параметры системы разработки (изменение высоты уступов и ширины рабочих площадок). При этом по линии подошвы залежи полезного ископаемого заранее устанавливают место ввода в эксплуатацию этих комплексов. После ввода всех необходимых исходных данных на каждой разведочной линии последовательно для каждого участка путем применения стандартных процедур от нижней бровки борта первичного контура через равные отрезки отстраивают наклонные слои этапов отработки проведением линий под углом $\gamma = f(H)$.

2. Затем определяются площади сечений внешней вскрыши и полезного ископаемого первого этапа отработки по порядку и последовательно соответственно от первой до последней разведочной линии отдельно на каждом из двух участков.

3. Далее находят среднюю площадь сечения объекта между смежными разведочными линиями в том же порядке.

4. После этого проецируют выход слоя каждой разведочной линии на дневную поверхность и определяют длину фронта работ между соседними разведочными линиями.

5. Вычисляют объемы объекта по (2) и (3) для каждого участка между соседними разведочными линиями первого этапа отработки в том же порядке и суммируют объемы из (4).

6. Определяют полезное ископаемое в тоннах как произведение (5) на плотность объекта.

7. Повторяют (1)-(6) для каждого из наклонных слоев этапов отработки и заносят в табл. 3.3 и 3.4. Путем фиксации в полученной базе данных фактических объемов выемки вскрышных пород и полезного ископаемого на каждом участке и распределения между ними плановых их объемов, корректируют будущие объемы для обеспечения оптимального календарного плана горных работ на оставшиеся периоды.

Таким образом, для установления достоверных поэтапных объемов вскрыши и полезного ископаемого на пологонаклонных пластах с внедрением новых комплексов оборудования необходимо учитывать изменение угла откоса рабочей зоны по глубине путем построения линий от границ выделенных по подошве нижнего пласта равных отрезков. Это позволит учесть вводимые в эксплуатацию новые комплексы оборудования с изменяемыми параметрами элементов системы разработки по глубине рабочей зоны и отнести часть объемов выемки вскрышных пород на более поздние периоды.

База данных результатов горно-геометрического анализа позволяет оперативно корректировать календарный план горных работ в зависимости от изменяющихся объемов добычи угля и фактического выполнения объемов выемки вскрышных пород в фиксированные моменты времени.

Таблица 3.3

Объемы вскрыши и запасы угля по этапам отработки участка Восточного Шоптыкольского месторождения с учетом внедрения бестранспортной технологии

Наименование показателей	Ед. изм.	Периоды отработки объемов вскрыши и запасов угля						
		I	II	III	IV	V	VI	VII
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Площадь сечения вскрыши по р.л.	$м^2$							
X		3462	3521	3719	5714	5221	6717	7425
XI		4292	3293	4152	5707	6223	7066	8418
XII		6129	4673	7075	6458	7219	5538	8202
XIII		6405	3762	6538	6300	6621	10670	7074
XIV		6022	4283	6426	6653	5899	8722	11109
XV		4498	3420	3449	3577	4817	6276	7441
XVI		945	1264	1761	2460	3205	3352	5050
Средняя площадь сечения вскрыши между р.л. X-XI	$м^2$	3877	3407	3935,5	5710,5	5722	6891,5	7921,5
XI-XII		5210,5	3983	5613,5	6082,5	6721	6302	8310
XII-XIII		6267	4217,5	6806,5	6379	6920	8104	7638
XIII-XIV		6213,5	4022,5	6482	6476,5	6260	9696	9091,5
XIV-XV		5260	3851,5	4937,5	5115	5358	7499	9275
XV-XVI		2721,5	2342	2605	3018,5	4011	4814	6245,5
Расстояние между р.л.	м							
X-XI		500	500	500	500	500	500	500
XI-XII		520	518	518	515	515	513	513
XII-XIII		505	505	505	505	505	510	510
XIII-XIV		480	480	475	475	475	470	470
XIV-XV		500	500	505	505	505	505	505
XV-XVI		560	560	565	565	565	560	560

Продолжение табл. 3.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Объем вскрыши между р.л.	тыс.м3							
X-XI		1938,5	1703,5	1967,75	2855,25	2861	3445,75	3960,75
XI-XII		2709,46	2063,194	2907,793	3132,488	3461,315	3232,926	4263,03
XII-XIII		3164,835	2129,838	3437,283	3221,395	3494,6	4133,04	3895,38
XIII-XIV		2982,48	1930,8	3078,95	3076,338	2973,5	4557,12	4273,005
XIV-XV		2630	1925,75	2493,438	2583,075	2705,79	3786,995	4683,875
XV-XVI		1524,04	1311,52	1471,825	1705,453	2266,215	2695,84	3497,48
Объем вскрыши по периодам	тыс.$м^3$	14949,32	11064,6	15357,04	16574	17762,42	21851,67	24573,52
Площадь сечения угля по р.л.	$м^2$							
X		2257	1664	1653	1977	2009	2304	2526
XI		2912	1828	1894	2036	1975	2160	2477
XII		1979	1732	2118	1957	1950	1649	2592
XIII		2404	1524	1762	1593	1408	1778	1884
XIV		2185	1565	1908	1561	1293	1483	1530
XV		2276	1694	1723	1594	1713	1903	1858
XVI		1809	1513	1594	1562	1689	1669	1894
Средняя площадь сечения угля между р.л.								
X-XI	$м^2$	2584,5	1746	1773,5	2006,5	1992	2232	2501,5
XI-XII		2445,5	1780	2006	1996,5	1962,5	1904,5	2534,5
XII-XIII		2191,5	1628	1940	1775	1679	1713,5	2238
XIII-XIV		2294,5	1544,5	1835	1577	1350,5	1630,5	1707
XIV-XV		2230,5	1629,5	1815,5	1577,5	1503	1693	1694
XV-XVI		2042,5	1603,5	1658,5	1578	1701	1786	1876
Объем угля между р.л.	тыс.$м^3$							
X-XI		1292,25	873	886,75	1003,25	996	1116	1250,75
XI-XII		1271,66	922,04	1039,04	1028,198	1010,688	977,009	1300,199
XII-XIII		1106,708	822,14	979,7	896,375	847,895	873,885	1141,38
XIII-XIV		1101,36	741,36	871,625	749,075	641,488	766,335	802,29
XIV-XV		1115,25	814,75	916,828	796,638	759,015	854,965	855,47
XV-XVI		1143,8	897,96	937,053	891,57	961,065	1000,16	1050,56
Запасы угля по периодам отработки	тыс.$м^3$	7031,028	5071,25	5631,064	5365,106	5216,151	5588,354	6400,649
	тыс.т	9562,198	6896,9	7658,247	7296,544	7093,965	7600,161	8704,883
Изменение текущего коэффициента вскрыши	$м^3/т$	1,563	1,604	2,005	2,271	2,504	2,875	2,823

Таблица 3.4

Объемы вскрыши и запасы угля по этапам отработки участка Центрального Шоптыкольского месторождения с учетом внедрения бестранспортной технологии

Наименование показателей	Ед. изм.	Периоды отработки объемов вскрыши и запасов угля											
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Площадь сечения вскрыши по р.л.	$м^2$												
XVI		945	1264	1761	2460	3205	3352	5050	3605	7397	5252	6142	6943
XVII		246	987	952	1101	1354	1332	2873	3113	4570	5509	6280	4586
XVIII		204	879	1112	1549	2274	2695	3239	4608	4303	5167	5426	8106
XIX		451	759	965	1102	1488	2393	2939	3863	4019	5147	5139	5083
XX		770	882	1184	1313	1670	2056	2494	1997	2791	5606	4544	5198
XXI		1246	1342	1914	2541	1960	2830	3021	2776	3340	3729	5116	4449
XXII		1017	1214	1526	1966	2104	2595	2606	2695	3847	3727	3685	4424
XXIII		1302	1221	1409	1428	1779	2240	2541	2703	2395	2985	3233	4418
Средняя площадь сечения вскрыши между р.л.	$м^2$												
XVI-XVII		595,5	1125,5	1356,5	1780,5	2275,5	2342	3961,5	3359	5983,5	5380,5	6211	5764,5
XVII-XVIII		225	993	1032	1325	1814	2013,5	3056	3860,5	4436,5	5338	5853	6346
XVIII-XIX		327,5	819	1038,5	1325,5	1881	2544	3089	4235,5	4161	5157	5282,5	6594,5
XIX-XX		610,5	820,5	1074,5	1207,5	1579	2224,5	2716,5	2930	3405	5376,5	4841,5	5140,5
XX-XXI		1008	1112	1549	1927	1815	2443	2757,5	2386,5	3065,5	4667,5	4830	4823,5
XXI-XXII		1131,5	1278	1720	2253,5	2032	2712,5	2813,5	2735,5	3593,5	3728	4400,5	4436,5
XXII-XXIII		1159,5	1217,5	1467,5	1697	1941,5	2417,5	2573,5	2699	3121	3356	3459	4421
Расстояние между р.л.	м												
XVI-XVII		540	540	540	533	533	533	535	535	538	540	540	540

Продолжение табл. 3.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
XVII-XVIII		505	508	510	510	515	515	515	515	510	510	510	510
XVIII-XIX		510	515	515	515	515	510	510	510	510	510	510	510
XIX-XX		485	478	478	478	478	475	473	473	473	470	470	468
XX-XXI		465	475	478	478	480	485	488	490	490	492	495	495
XXI-XXII		525	523	520	520	518	518	515	515	515	513	510	510
XXII-XXIII		505	505	505	505	505	500	500	495	490	485	485	485
Объем вскрыши между р.л.	тыс. $м^3$												
XVI-XVII		321,57	607,77	732,51	949,007	1212,842	1248,286	2119,403	1797,065	3219,123	2905,47	3353,94	3112,83
XVII-XVIII		113,625	504,444	526,32	675,75	934,21	1036,953	1573,84	1988,158	2262,615	2722,38	2985,03	3236,46
XVIII-XIX		167,025	421,785	534,828	682,633	968,715	1297,44	1575,39	2160,105	2122,11	2630,07	2694,075	3363,195
XIX-XX		296,093	392,199	513,611	577,185	754,762	1056,638	1284,905	1385,89	1610,565	2526,955	2275,505	2405,754
XX-XXI		468,72	528,2	740,422	921,106	871,2	1184,855	1345,66	1169,385	1502,095	2296,41	2390,85	2387,633
XXI-XXII		594,038	668,394	894,4	1171,82	1052,576	1405,075	1448,953	1408,783	1850,653	1912,464	2257,457	2262,615
XXII-XXIII		585,548	614,838	741,088	856,985	980,458	1208,75	1286,75	1336,005	1529,29	1627,66	1677,615	2144,185
Объем вскрыши по периодам	тыс. $м^3$	3446,619	3737,63	4683,179	5834,486	6774,763	8437,997	10634,9	11245,39	14096,45	16621,41	17634,47	18912,67
Площадь сечения угля по р.л.	$м^2$												
XVI		1809	1513	1594	1562	1689	1669	1894	1575	2249	1905	1868	2207
XVII		1299	1309	1316	1356	1514	1333	1596	1643	2006	2083	2417	1945
XVIII		1237	1424	1487	1594	1790	1727	1791	1928	1846	1912	2024	2167
XIX		1402	1440	1446	1443	1555	1568	1546	1612	1543	1830	1840	1796
XX		3198	1374	1551	1502	1489	1431	1483	1512	1455	1647	1514	1405
XXI		3828	1357	1297	1323	1424	1519	1468	1400	1603	1487	1582	1352
XXII		3018	1331	1233	1235	1290	1327	1317	1322	1410	1258	1158	1274
XXIII		4516	1008	1000	989	1045	1113	1061	1128	1060	985	1013	1071

Продолжение табл. 3.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Средняя площадь сечения угля между р.л.	м2												
XVI-XVII		1554	1411	1455	1459	1601,5	1501	1745	1609	2127,5	1994	2142,5	2076
XVII-XVIII		1268	1366,5	1401,5	1475	1652	1530	1693,5	1785,5	1926	1997,5	2220,5	2056
XVIII-XIX		1319,5	1432	1466,5	1518,5	1672,5	1647,5	1668,5	1770	1694,5	1871	1932	1981,5
XIX-XX		2300	1407	1498,5	1472,5	1522	1499,5	1514,5	1562	1499	1738,5	1677	1600,5
XX-XXI		3513	1365,5	1424	1412,5	1456,5	1475	1475,5	1456	1529	1567	1548	1378,5
XXI-XXII		3423	1344	1265	1279	1357	1423	1392,5	1361	1506,5	1372,5	1370	1313
XXII-XXIII		3767	1169,5	1116,5	1112	1167,5	1220	1189	1225	1235	1121,5	1085,5	1172,5
Объем угля между р.л.	тыс.м^3												
XVI-XVII		839,16	761,94	785,7	777,647	853,6	800,033	933,575	860,815	1144,595	1049,76	1156,95	1121,04
XVII-XVIII		640,34	694,182	714,765	752,25	850,78	787,95	872,153	919,533	982,26	1018,725	1132,455	1048,56
XVIII-XIX		672,945	737,48	755,248	782,028	861,338	840,225	850,935	902,7	864,195	954,21	985,32	1010,565
XIX-XX		1115,5	672,546	716,283	703,855	727,516	712,263	716,359	738,826	709,027	817,095	788,19	749,034
XX-XXI		1633,545	648,613	680,672	675,175	699,12	715,375	720,044	713,44	749,21	770,964	766,26	682,358
XXI-XXII		1797,075	702,912	657,8	665,08	702,926	737,114	717,138	700,915	775,848	704,093	698,7	669,63
XXII-XXIII		1902,335	590,598	563,833	561,56	589,588	610	594,5	606,375	605,15	543,928	526,468	568,663
Запасы угля по периодам отработки	тыс.м^3	8600,9	4808,271	4874,301	4917,595	5284,868	5202,96	5404,704	5442,604	5830,285	5858,775	6054,343	5849,85
	тыс.т	11697,2	6539,2	6629	6687,9	7187,4	7076	7350,4	7401,9	7929,2	7967,9	8233,9	7955,8
Изменение текущего коэффициента вскрыши	м^3/т	0,294	0,571	0,706	0,872	0,942	1,192	1,446	1,519	1,777	2,086	2,141	2,377



Рис. 3.8. Блок-схема алгоритма выполнения горно-геометрического анализа для полого-наклонных залежей

На основании полученных результатов горно-геометрического анализа для каждого этапа отработки определяется время отработки запасов. До достижения постоянной производительности по полезному ископаемому, время отработки каждого этапа отработки определяется путем вычитания из запасов полезного ископаемого этапа отработки годовых объемов добычи. Остатки запасов текущего этапа отработки перебрасывают на следующий этап отработки. При взятии недостающих запасов со следующего этапа отработки возможность такого приема проверяется на безопасное ведение горных работ на смежных уступах. Минимально допустимая ширина рабочей площадки должна обеспечить сохранение безопасной ширины призмы возможного обрушения и транспортной площадки. В противном случае использовать запасы следующего этапа отработки не допустимо.

При распределении по годам (с начала строительства карьера) объемов выемки вскрыши первого этапа отработки учитывается продолжительность периода, величина этого объема и ввод в эксплуатацию новых комплексов оборудования.

После достижения полной проектной мощности карьера по полезному ископаемому $Q_к$ на одном из этапов отработки срок отработки очередного этапа отработки (i-го слоя) t_i, лет, с запасами полезного ископаемого Q_i определяется по известному выражению:

$$t_i = Q_i / Q_k . \qquad (3.30)$$

Требуемая ежегодная производительность карьера по вскрыше $V_{âêi}$, м^3, в пределах этапа отработки также определяется по известному выражению:

$$V_{âêi} = V_{âi} / t_i , \qquad (3.31)$$

где $V_{âi}$ – объем вскрышных пород в i-ом этапе отработки (слое), м^3.

При распределении по годам требуемой производительности по вскрыше этапов отработки на границах их перехода дробная часть длительности отработки запасов этапа выступает как составная часть доли производительности этапа отработки. Тогда недостающая часть производительности берется со следующего этапа.

Для этого с единицы вычитается величина дробной части длительности отработки запасов предыдущего этапа.

Накопленный опыт выполнения геометрического анализа и составления календарных планов горных работ и частая потребность их изменения в связи с колебаниями плановых и фактических объемов вскрыши и добычи угля предопределили объединить эти задачи путем автоматизации расчетов на ЭВМ (рис. 3.9).

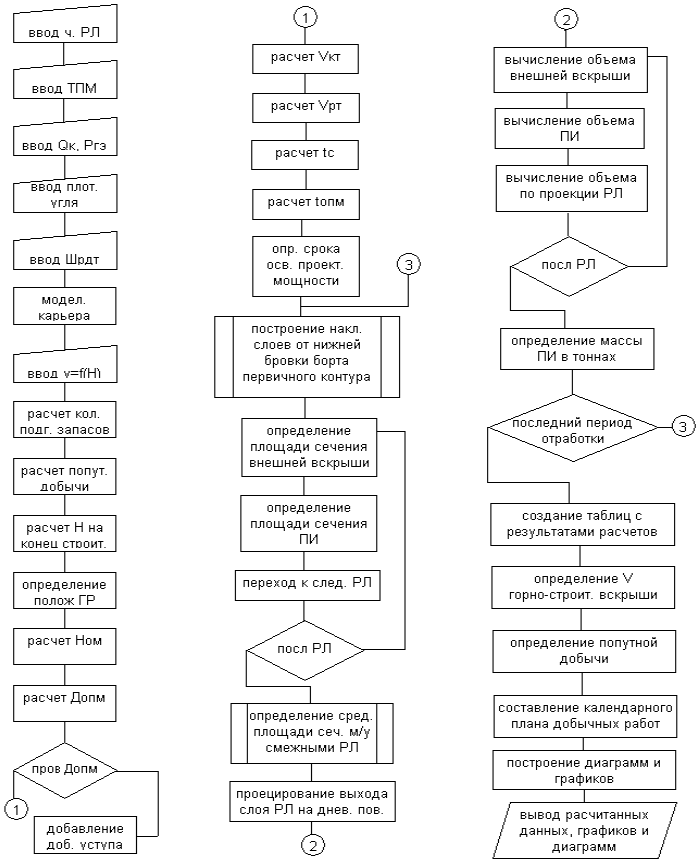


Рис. 3.9. Обобщенная блок-схема алгоритма выполнения горно-геометрического анализа и оптимизации календарного плана горных работ

Исходными данными являются все разведочные линии каждого из двух участков карьерного поля с контурами карьера по состоянию горных работ на фиксированный момент времени и топографический план поверхности с нанесенными положениями разведочных линий в этих границах.

Вводятся также установленные для каждого участка зависимости угла откоса рабочего борта от глубины карьера $\gamma = f(H)$. По высоте рабочей зоны они учитывают применяемые и планируемые к внедрению технологические комплексы оборудования через параметры системы разработки (изменение высоты уступов и ширины рабочих площадок). При этом по линии подошвы пласта полезного ископаемого заранее устанавливают место ввода в эксплуатацию этих комплексов.

После ввода всех необходимых исходных данных на каждой разведочной линии последовательно для каждого участка через равные отрезки отстраивают наклонные слои проведением линий под углом $\gamma = f(H)$.

Затем определяются площади сечений внешней вскрыши и полезного ископаемого первого слоя по порядку и последовательно от первой до последней разведочной линии отдельно для каждого из двух участков. Далее находят среднюю площадь сечения объекта между смежными разведочными линиями в том же порядке.

После этого проецируют выход слоя каждой разведочной линии на дневную поверхность и определяют расстояние между ними. Вычисляют объемы объекта для каждого участка между смежными разведочными линиями первого слоя в том же порядке и суммируют для каждого участка. Определяют полезное ископаемое в тоннах.

Повторяют эти расчеты для каждого последующего этапа отработки (слоя) и заносят в таблицы. Путем фиксации в полученной базе данных фактических объемов вскрышных пород и полезного ископаемого на каждом участке и распределения между ними плановых их объемов, на постоянной основе можно корректировать будущие объемы и обеспечивать оптимизацию календарного плана горных работ на оставшиеся периоды развития карьера.

Для автоматизированного выполнения горно-геометрического анализа и преобразования его результатов в календарный план горных работ необходимо иметь соответствующие сканер, плоттер. С использованием этих периферийных устройств к компьютеру обеспечивают оцифровку разведочных линий с топографическим планом местности. В работе использована разработанная для разреза «Майкубенский» компьютерная программа с пополненными на фиксированный момент времени данными по геологии, топографии и положению горных работ. Предварительно вводятся также зависимости угла откоса рабочего борта от глубины разработки, установленные для планируемых к применению комплексов, производственная мощность карьера и годовые эксплуатационные производительности экскаваторов на добычных и вскрышных работах.

Реализация алгоритма возможна после предварительного обоснования известными методами порядка отработки карьерного поля и рационального направления развития горных работ. Получение календарного плана на период эксплуатации достигается определением положения горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию и полного развития горных работ, а также сроков строительства и освоения проектной мощности, а его оптимизация – путем преобразования рационального режима горных работ и выполнения минимального объема вскрышных работ в календарные годы.

3.5 Моделирование развития рабочей зоны угольных разрезов

Задача распределения объемов горных работ решается только в трехмерном пространстве на базе цифровой модели месторождения с учетом применяемых и планируемых к внедрению комплексов оборудования.

Обеспечение соответствия вскрышной зоны положению добычной зоны на этапах отработки достигается следующим образом. Первоначально устанавливают контуры карьера в границах карьерного поля, определяют сроки строительства и освоения проектной мощности карьера, а также зависимость угла откоса рабочего борта от глубины карьера в отдельности для каждого

участка карьерного поля. На базе имеющихся для любого месторождения геологических и топографических материалов такой подход позволит автоматизировать совместное выполнение горно-геометрического анализа и составление календарного плана горных работ на единой геоинформационной основе.

Результаты вычислений значений поэтапных объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, учитывающих изменение угла откоса рабочего борта при вводе в эксплуатацию новых комплексов оборудования от глубины отработки, являются базой данных режима горных работ участков z первоочередной отработки.

Для наилучшего распределения объемов добычи угля между двумя и более участками разработана математическая модель. Использование ее позволяет оптимальным образом распределить объемы добычных работ по критерию минимума объемов внешней вскрыши за определенный период времени. При этом оптимальное распределение выбирается из числа тех, которое обеспечивает соответствие в каждом текущем наклонном слое конфигурации вскрышной зоны положению добычной зоны на участках, достижение заданной производственной мощности угольного разреза и минимальный средний коэффициент вскрыши за планируемый период. Такая задача решается методом многокритериальной оптимизации по разработанному алгоритму.

Пусть z – количество одновременно разрабатываемых участков карьерного поля (в нашем случае $z = 2$); m_z - количество наклонных слоев на каждом участке; t_{zi} – срок выборки запасов на одном из z участков в i-ом слое; n – количество лет планируемого периода; V_{zj} – производительность по внешней вскрыше на одном из z участков в j-ый год; P_{zj} – производительность по углю на одном из z участков в j-ый год; ΔР – шаг изменения производительности по углю на одном из участков; Q_k - заданная производственная мощность карьера; G_{zi} – запасы угля на одном из z участков в i-ом слое; λ_i – остаток выборки запасов в i-ом слое или изъятия со следующего слоя; W_{zi} – объемы внешней вскрыши на одном из z участков в

i-ом слое; R – годовая эксплуатационная производительность вскрышного экскаватора; T_g – количество лет работы карьера с постоянной производительностью по вскрыше; k_{zj} – текущий коэффициент вскрыши на одном из *z* участков в *j*-ый год; k_c – средний коэффициент вскрыши по карьеру. При этом один штрих означает выполнение одной корректировки запасов угля или объемов вскрышных пород этапа разработки, а два штриха – второй корректировки при определенных условиях.

Математическая модель оптимального распределения объемов горных работ между смежными участками имеет вид:

$$P_{zj} := P_{zj} \pm \Delta P \quad \text{при} \quad P_{1j} + P_{2j} \le Q_{\hat{e}}\,, \quad j = 1, \ldots, n; \qquad (3.32)$$

$$t_{zi}:\ \lambda_i = (G_{zi} - \sum_{j=1}^{t_{zi}} P_{zj}) \to min \ \text{при} \ i = 1,\ldots,m_z,\ t_{zi}\mathrm{m}_z \le n\,; \qquad (3.33)$$

$$G'_{zi} = \sum_{j=1}^{t_{zi}} P_{zj}\,; \qquad (3.34)$$

если $\lambda_i = 0$, то $G'_{z(i+1)} = G_{z(i+1)}$;

если $\lambda_i > 0$, то $G'_{z(i+1)} = G_{z(i+1)} + (G_{zi} - G'_{zi})$; $\qquad (3.35)$

если $\lambda_i < 0$, то $G'_{z(i+1)} = G_{z(i+1)} + (G'_{zi} - G_{zi})$;

$$G''_{z(i+1)} = \sum_{j=t_{zi}}^{t_{z(i+1)}} P_{zt_{i+1}}\,;\ W'_{zi} = W_{zi}\frac{G'_{zi}}{G_{zi}};\quad V_{zi} = \frac{W'_{zi}}{t_{zi}};\quad k_{zi} = \frac{V'_{zi}}{G'_{zi}}; \qquad (3.36)$$

$$W'_{z(i+1)} = (W_{z(i+1)} - (W'_{zi} - W_{zi}))\frac{G''_{z(i+1)}}{G'_{z(i+1)}}\,;$$

если $W'_{zi} - W'_{z(i+1)} \le \Delta W$, $\Delta W > 0$, то

$$w''_{zi} = (w'_{zi} + w'_{z(i+1)})\frac{G''_{zi}}{G''_{zi} + G''_{z(i+1)}}\,; \qquad (3.37)$$

$$w''_{z(i+1)} = (w'_{zi} + w'_{z(i+1)}) \frac{G''_{z(i+1)}}{G''_{zi} + G''_{z(i+1)}};$$

$$k_{1j} \to k_{2j} \quad \text{при} \quad k_{zj} \le k_{z(j+1)}, \quad k_{1j} = k_{2j} \pm \Delta k; \qquad (3.38)$$

$$\left(\sum_{j=1}^{n} V_{1j} + \sum_{j=1}^{n} V_{2j}\right) \to min \text{ при}$$

$$V_{zj} \le V_{z(j+1)}, V_{z(j+1)} \le V_{zj} + 1{,}5R, \qquad (3.39)$$

если $V_{z(j+1)} > V_{zj} + 1{,}5R$, то

$$V_{zj} = V_{z(j+1)} = \frac{V_{z(j-1)} + V_{zj} + V_{z(j+1)}}{\sum_{g=j-1}^{j+1} T_g}; \qquad (3.40)$$

$$k_{\text{ñ}} = \frac{\sum_{j=1}^{n} V_{1j} + \sum_{j=1}^{n} V_{2j}}{\sum_{j=1}^{n} P_{1j} + \sum_{j=1}^{n} P_{2j}} \to min \text{ при } k_c > 0. \qquad (3.41)$$

При нахождении минимального значения среднего коэффициента вскрыши в целом по разрезу (k_c) с обеспечением требуемой производительности его по полезному ископаемому при наименьших значениях текущего коэффициента вскрыши на отдельных участках по каждому этапу отработки алгоритм останавливается. В результате за рассматриваемый период выборки запасов обеспечивается минимум объемов внешней вскрыши карьера. Выдерживание принятого угла откоса рабочего борта на соответствующем этапе отработки достигается за счет корректировки объемов вскрышных пород. При таком механизме регулирования показателей модели обеспечивается плавное изменение текущего коэффициента вскрыши на каждом участке при принятых параметрах системы разработки.

Реализация алгоритма выполнена с использованием компьютерных программ *Turbo-Pascal* и *Excel*. С учетом потенциальных возможностей добычных комплексов и истинного положения

горных работ на участках карьерного поля первоначально задаются ориентировочным распределением добычи полезного ископаемого в отдельности для каждого участка 1 и 2 на определенный период времени $T=n$. Это обеспечит запуск программы расчетов для последующего перебора вариантов распределения. Путем пошагового изменения в каждый календарный год объемов добычи между участками для заданной производственной мощности достигается автоматизированный выбор наилучшего варианта распределения. При этом на каждом участке величина текущих коэффициентов вскрыши должна быть минимальной и изменяться по годам от наименьших значений к наибольшим.

Кроме табличной формы, программа обеспечит выдачу графика изменения текущего коэффициента вскрыши на планируемый срок. Реализация алгоритма также обеспечивает обоснование производственной мощности карьера. Уменьшение объема выемки вскрышных пород при оптимальном распределении объемов добычи угля позволяет изыскать резервы повышения проектной мощности карьера, поскольку в каждый календарный год устанавливается максимальная суммарная производительность по полезному ископаемому.

При значительном колебании качества полезного ископаемого по простиранию пластов в цифровой модели месторождения на каждом участке выделяются отдельные блоки, что учитывается в таблицах результатов горно-геометрического анализа. Тогда распределение полезного ископаемого по его качеству с учетом поставок различным потребителям производится первоначально между участками, а потом в отдельности по блокам каждого участка, после чего корректируются обратно на каждом участке.

3.6 Алгоритм оптимального распределения горных работ между участками карьерного поля

При ориентировочном распределении полезного ископаемого по годам в отдельности для каждого участка важно установить период времени начала снижения добычи на вовлеченном в разработку (втором) участке и постепенного увеличения добычи на

первом участке для оптимизации среднего коэффициента вскрыши и текущих его значений в целом по карьеру путем анализа нескольких вариантов. В табл. 3.5 показано преобразование результатов горно-геометрического анализа в исходные данные для выполнения трансформации режима горных работ в календарный график отработки, а в табл. 3.6 приведен пример распределения добычи угля между участками на разрезе «Майкубенский».

Составленный по разработанной модели алгоритм оперативно и достоверно перераспределяет календарные объемы вскрыши при изменении добычи угля следующим образом.

Исходные данные (табл. 3.5):

- участки $z = 1, 2$;
- количество лет планируемого периода $n = 14$;
- количество наклонных слоев на участках $m_1 = 7$ и $m_2=12$.

Требуется определить оптимальное распределение добычи угля P_{zj} (здесь $j = 1, 2, ..., n$), чтобы минимизировать общий объем вскрышных пород за весь планируемый период при заданной добыче угля с выходом на проектную мощность.

Порядок и последовательность решения задачи:

1. Задается вариант распределения добычи угля P_{zj}, $j = 1,2,...,n$ для двух смежных участков (строки 21 и 22 табл. 3.6) для рассматриваемой производительности карьера за период $T=n$ (строка 20).

2. Последовательно выполняются необходимые расчеты для одного и другого участков.

3. Определяется оптимальное целое число t_{z1} для первого слоя. До выхода карьера на отдельном участке на постоянную производительность величина t_{z1} устанавливается путем вычитания из запасов слоя G_{zi} распределенной добычи угля по годам P_j, включая и попутную добычу полезного ископаемого в период строительства карьера, столько t_{z1} раз, чтобы выполнялось условие полной выборки запасов слоя. Остаток выборки запасов в i-ом слое или изъятия со следующего слоя определяется по критерию:

$$\lambda_i = (G_{zi} - \sum_{j=1}^{t_{zi}} P_{zj}) \rightarrow min . \qquad (3.42)$$

Таблица 3.5

Запасы угля и объемы вскрыши на участках карьерного поля по этапам отработки

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Этапы отработки объемов вскрыши и запасов угля												Итого
			I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
	На участке Восточном														
1	Запасы угля в слое, начиная с 2004г. G_{zj}	тыс.т	9562,2	6896,9	7658,2	7296,5	7094	7600,1	8704,9						54813
2	Глубина разработки H_{zj}	м	81	87	96	103	110	119	127						
3	Скорректированные запасы угля с учетом производительности по углю G_{zj}'	тыс. т	9300	8100	7392,9	7296,5	7094	7600,1	8704,9						
4	Продолжительность отработки слоя k_{zi}	лет	11	3	0	0	0	0	0						
5	Продолжительность отработки слоя с нарастающим итогом $\sum k_{zj}$	лет	11	14											14
6	Объемы внешней вскрыши в слое W_{zj}	тыс.м^3	14949	11065	15357	16574	17762	21852	24574						122133
7	Скорректированные объемы вскрыши с учетом производительности по углю W_{zj}'	тыс.м^3	14539,1	11863,5	14053,6	16574	17762	21852	24574						
8	Требуемая производительность по внешней вскрыше V_{zj}	тыс.м^3	1321,74	3954,5											
9	Коэффициент вскрыши k_{vzj}	м3/т	1,56	1,46	1,90	2,27	2,50	2,88	2,82						2,23
	На участке Центральном														
10	Запасы угля в слое, начиная с 2004г. G_{zf}	тыс.т	11697	6539,2	6629	6687,9	7187,4	7076	7350,4	7401,9	7929,2	7967,9	8233,9	7955,8	92655,8
11	Глубина разработки H_{zf}	м	38	42	47	51	54	57	61	65	70	75	81	85	
12	Скорректированные запасы угля с учетом производительности по углю G_{zf}'	тыс. т	12300	4400	10000	5400	5100	9300	4200	7500	10398	7967,9	8233,9	7955,8	
13	Продолжительность отработки слоя k_{zf}	лет	4	1	2	1	1	2	1	2	0	0	0	0	
14	Продолжительность отработки слоя с нарастающим итогом $\sum k_{zf}$	лет	4	5	7	8	9	11	12	14					14
15	Объемы внешней вскрыши в слое W_{zf}	тыс.м^3	3446,6	3737,6	4683,2	5834,5	6774,8	8438	10635	11245	14096	16621	17634	18913	122060
16	Скорректированные объемы вскрыши с учетом производительности по углю W_{zf}'	тыс.м^3	3624,3	2636,6	7084	3820,6	6649,7	9136,3	6167,4	11821,3	13393,3	16621	17634	18913	
17	Требуемая производительность по внешней вскрыше V_{zf}	тыс.м^3	906,075	2636,6	3542	3820,6	6649,7	4568,15	6167,4	5910,65					
18	Коэффициент вскрыши k_{vzf}	м3/т	0,29	0,60	0,71	0,71	1,30	0,98	1,47	1,58	1,29	2,09	2,14	2,38	1,32

Таблица 3.6

Вариант распределения добычи угля и выемки вскрыши между участками карьерного поля на примере разреза «Майкубенский» при полной проектной мощности 6,0 млн. т угля в год

	Годы	Ед. изм.	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	Суммы и среднее значение
20	Q_{ki}	млн. т	**3157**	**3716**	**3866**	**3419**	**3600**	**4020**	**4300**	**4600**	**4900**	**5200**	**5500**	**5800**	**6000**	**6000**	**64078**
21	P_{1j}	млн. т	800	800	800	500	900	895	500	600	700	800	900	1000	1050	1050	
22	P_{2j}	млн. т	2357	2916	3066	2919	2700	3125	3800	4000	4200	4400	4600	4800	4950	4970	
23	V_{kj}	тыс.м³	**2407**	**2910**	**3902**	**4592**	**5623**	**6895**	**7400**	**7920**	**8430**	**8950**	**9460**	**9980**	**10320**	**10320**	**99109**
24	V_{1j}	тыс.м³	1000	1000	1000	1290	1490	1505	1550	1600	1650	1700	1750	1800	1800	1800	
25	V'_{1j}	тыс.м³	**1000**	**1000**	**1000**	**1290**	**1490**	**1505**	**1550**	**1600**	**1650**	**1700**	**1750**	**1800**	**1800**	**1800**	
26	V_{2j}	тыс.м³	1407	1910	2902	3302	4133	5390	5850	6320	6780	7250	7710	8180	8520	8520	
27	V'_{2j}	тыс.м³	**1407**	**1910**	**2902**	**3302**	**4133**	**5390**	**5850**	**6320**	**6780**	**7250**	**7710**	**8180**	**8520**	**8520**	
28	k_{1j}	м³/т	1,25	1,25	1,25	2,58	1,65	1,68	3,1	2,67	2,36	2,12	1,94	1,8	1,714	1,714	
29	k_{2j}	м³/т	0,60	0,65	0,95	1,13	1,53	1,72	1,54	1,58	1,61	1,65	1,68	1,70	1,72	1,72	
30	k_{kj}	м³/т	**0,76**	**0,78**	**1,01**	**1,34**	**1,56**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,72**	**1,55**

4. После этого необходимо скорректировать запасы в первом слое по формуле:

$$G_{z1}^{/} = \sum_{j=1}^{t_{z1}} P_{zj} \,. \tag{3.43}$$

5. Затем скорректировать объемы вскрышных пород в первом слое по формуле:

$$W_{z1}^{/} = W_{z1} \frac{G_{z1}^{/}}{G_{z1}} \,. \tag{3.44}$$

6. Требуемая годовая производительность участка по вскрыше в первом слое определяется по выражению:

$$V_{z1} = \frac{W_{z1}^{/}}{t_{z1}} \,. \tag{3.45}$$

7. Заканчиваются расчеты в первом слое определением коэффициента вскрыши:

$$k_{z1} = \frac{V_{z1}^{/}}{G_{z1}^{/}} \,. \tag{3.46}$$

8. Переходим к расчетам во втором слое и скорректируем его запасы с учетом остатка выборки запасов предыдущего (первого слоя) по выражению:

$$G_{z2}^{/} = G_{z2} + (G_{z1} - G_{z1}^{/}) \,. \tag{3.47}$$

9. Как в пункте 3 находим количество лет отработки второго слоя t_{z2} с учетом последующего изъятия распределенной по годам добычи угля рассматриваемого участка $P_{z(j+1)}$ при выборке запасов $G_{z2}^{/}$.

10. Выборка запасов во втором слое составит:

$$G_{z2}^{//} = \sum_{j=t_{z1}}^{t_{z2}} P_{zt_2} \,. \tag{3.48}$$

11. Корректирование объема вскрышных пород этого и последующего слоев производится по формуле:

$$W'_{z2} = (W_{z2} - (W'_{z1} - W_{z1}))\frac{G''_{z2}}{G'_{z2}}. \quad (3.49)$$

12. Требуемая годовая производительность участка по вскрыше во втором и последующих слоях определяется аналогично выражению (3.45).

13. Расчеты во втором и последующих слоях завершаются определением коэффициента вскрыши аналогично по формуле (3.46).

Далее пункты от 8 до 13 на рассматриваемом участке повторяются до тех пор, пока не будет выбрана до конца распределенная добыча угля для периода *n*:

$$t_{zj} \le n. \quad (3.50)$$

После этого производятся вычисления для смежного участка. При этом распределение добычи на этом участке определяется по выражению:

$$P_{1j} = Q_{kj} - P_{2j}, \quad (3.51)$$

Весь процесс поочередно на каждом участке от пункта 1 до пункта 13 при изменении распределения добычи между ними продолжается до достижения минимума суммарной годовой вскрыши на карьере:

$$\left(\sum_{j=1}^{n} V'_{1j} + \sum_{j=1}^{n} V'_{2j}\right) \rightarrow \min. \quad (3.52)$$

Причем необходимо обеспечить соблюдение условий $V'_{zj} \le V'_{z(j+1)}$ и $V_{z(j+1)} \le V_{zj} + 1{,}5R$. Здесь штрих указывает на усреднение расчетной производительности по вскрыше при наличии пиковых нагрузок.

При $V_{z(j+1)} > V_{zj} + 1{,}5R \quad V_{zj} = V_{z(j+1)} = \dfrac{V_{z(j\text{-}1)} + V_{zj} + V_{z(j+1)}}{\sum_{g=j\text{-}1}^{j+1} T_g}$. (3.53)

Оптимизация распределения добычи угля между участками по критерию (3.52) достигается путем выравнивания значений текущих коэффициентов вскрыши на участках *z*:

$$k_{1j} \to k_{2j}, \quad \text{при} \quad k_{zj} \le k_{z(j+1)}, \quad k_{1j} = k_{2j} \pm \Delta k. \quad (3.54)$$

Оптимальным будет тот вариант распределения, при котором средний за рассматриваемый промежуток времени коэффициент вскрыши в целом по карьеру будет минимальным:

$$k_{\tilde{n}} \to \min. \quad (3.55)$$

Завершаются вычисления по оптимальному распределению добычи полезного ископаемого на участках карьерного поля после достижения условия (3.55). Приведенный алгоритм обеспечивает минимум объема внешней вскрыши за исследуемый период времени с получением усредненного календарного графика вскрышных работ.

Блок-схема алгоритма распределения добычи угля между участками приведена на рис. 3.10.

Графическая интерпретация результатов оптимального распределения объемов по добыче угля и выемке вскрыши между участками разреза «Майкубенский» при интенсивном наращивании производственной мощности до 12 млн. т в год приведена на номограмме рис. 3.11.

Анализ номограммы показывает, что для интенсивного ведения добычи угля на участке Центральном, имеющем до определенного срока эксплуатации разреза наименьший коэффициент вскрыши, потребуется более быстрыми темпами наращивать производительность по вскрыше именно на этом участке.

Разработанная модель и составленный на ее основе алгоритм внедрен при проектировании угольного разреза «Майкубенский» проектной организацией «Карагандагипрошахт». Методика оптимального распределения объемов горных работ может быть использована на разрезе «Богатырь», где добычные

работы ведутся на нескольких разрозненных участках карьерного поля.

Анализ результатов расчетов при апробации алгоритма на разрезе «Майкубенский» на период с 2004 по 2017 годы позволил сделать следующие выводы. По сравнению с традиционной методикой по предложенному алгоритму за 14 лет проектный объем внешней вскрыши возможно снизить с 83,95 до 76,5 млн. $м^3$ (на 8,9%). По результатам оптимизации средний коэффициент вскрыши уменьшен с проектного 1,09 $м^3/т$ до 1,0 $м^3/т$. Такое его снижение обеспечено наилучшим изменением текущих коэффициентов вскрыши на обоих участках разреза по календарным годам рассматриваемого периода. После выравнивания на обоих участках их колебания в дальнейшем незначительны.

Приведенная методика путем анализа в диалоговом режиме изменения значений текущего коэффициента вскрыши позволяет в каждом календарном году определить максимальную добычу угля и таким образом обосновать эффективную производственную мощность предприятия.

Снижение эксплуатационных затрат за период 2004÷2017гг. в результате оптимизации режима горных работ позволит при постоянной норме дисконта 5% сэкономить разрезу «Майкубенский» 2,36 млрд. тенге. Это еще раз подтверждает важность точного определения требуемых объемов выемки вскрышных пород в календарные годы, в особенности при совместной разработке нескольких участков карьерного поля – минимальных, но достаточных для выполнения планов по добыче угля.

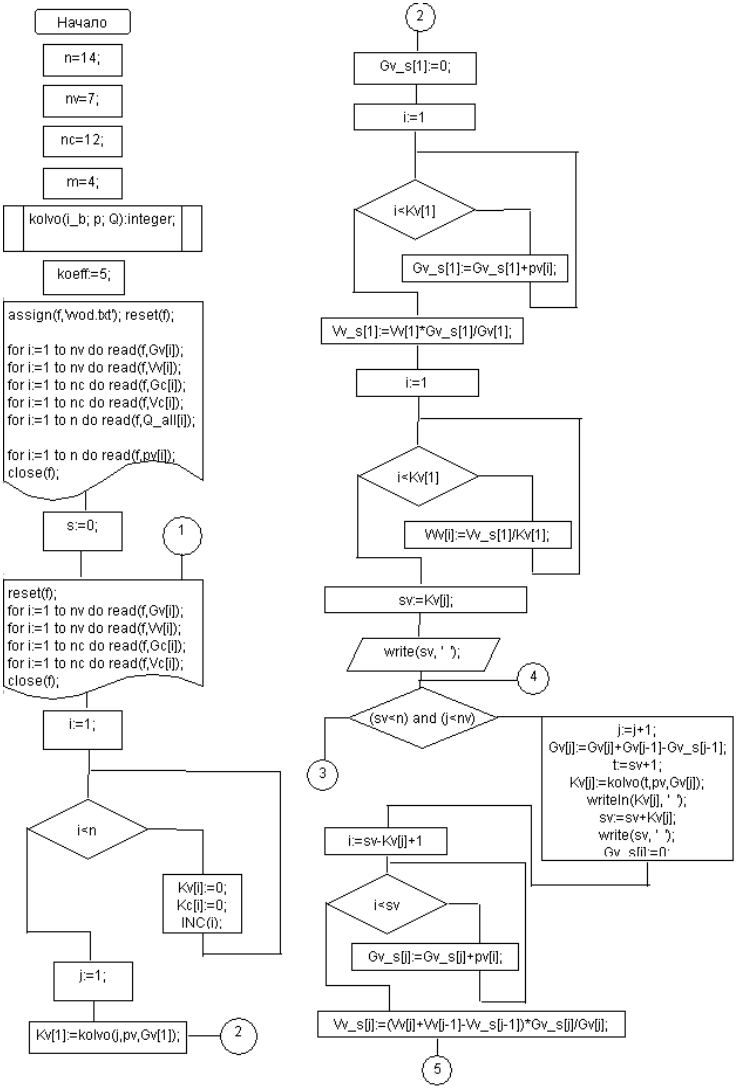


Рис. 3.10. Блок-схема алгоритма оптимального распределения объемов горных работ между участками (начало)

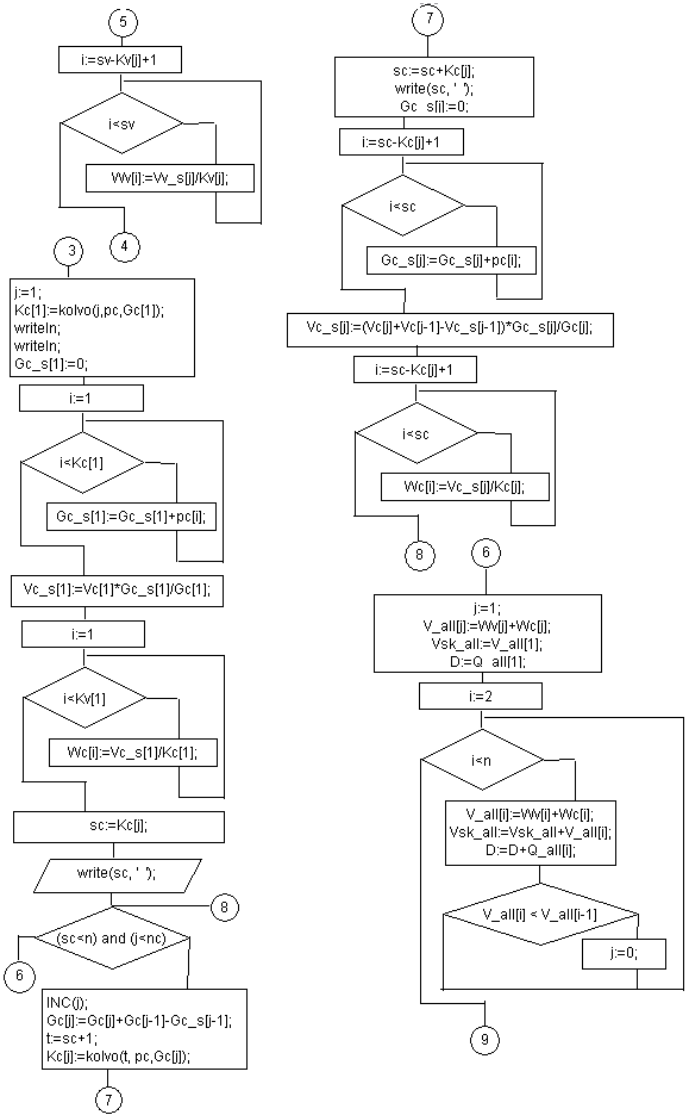


Рис. 3.10. Блок-схема алгоритма оптимального распределения объемов горных работ между участками (продолжение)

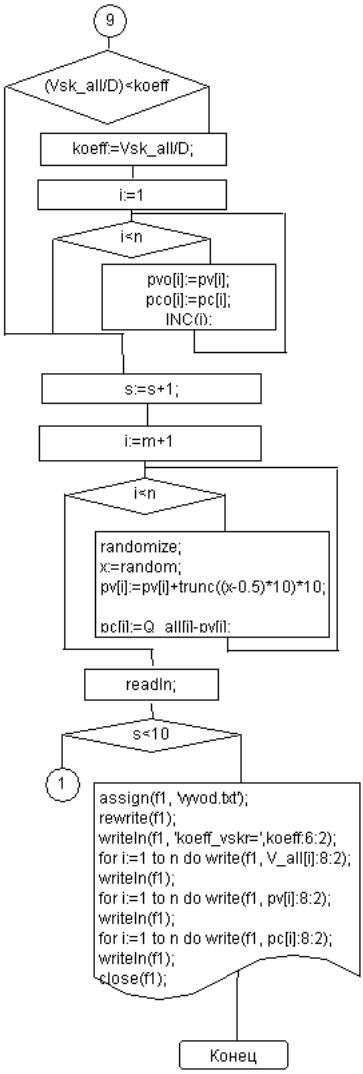


Рис. 3.10. Блок-схема алгоритма оптимального распределения объемов горных работ между участками (окончание)

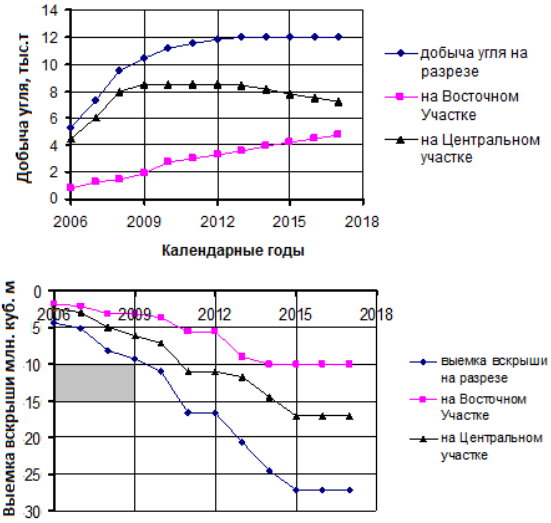


Рис. 3.11. Номограмма объемов горных работ на отдельных участках разреза «Майкубенский»

На основе анализа календарных графиков режима горных работ при отработке отдельно участков Восточного и совместной отработке участков Восточного и Центрального с проектной мощностью разреза «Майкубенский» 6,6 млн. т в период 2008-2017 годы можно уменьшить суммарный объем внешней вскрыши за 10 лет на 27,06 млн. м^3 (40%). Экономия текущих затрат составит 7,14 млрд. тенге.

Проведенные исследования по оптимизации развития рабочей зоны на вытянутом полого-наклонном угольном месторождении позволили сделать следующие выводы:

1. Улучшение показателей открытого способа разработки угольных месторождений достигается путем своевременного вовлечения в эксплуатацию нового участка карьерного поля.

2. Известные методы выполнения горно-геометрического анализа для пологих и полого-наклонных залежей в основном решают задачи по раскройке месторождения на карьерные поля

и эксплуатационные участки, выбору первоочередных участков разработки, обоснованию порядка их разработки, установлению места заложения пионерных вскрывающих выработок и направления развития горных работ.

3. Установлено, что если не учитывать изменение угла откоса рабочего борта от глубины отработки и ввод в эксплуатацию отдельных комплексов оборудования в различные периоды горных работ, то на стадии проектирования получаемые объемы выемки вскрышных работ будут не соответствать планируемой добыче полезного ископаемого.

4. Предложен новый метод выполнения горно-геометрического анализа пологих и полого-наклонных месторождений. Откладывание по подошве через равные отрезки линий рабочего борта по каждой разведочной линии и проецирование их на дневную поверхность обеспечивает истинную конфигурацию рабочей зоны в границах карьерного поля по этапам отработки.

5. Для достоверного определения объемов выемки вскрышных пород в эксплуатационный период следует предварительно установить изменение угла откоса рабочего борта от глубины разработки и применяемых и планируемых к внедрению комплексов оборудования. До определенной глубины этот угол уменьшается и зависит, в том числе, от угла падения и мощности залежи, а также параметров систем разработки.

6. Установлено, что с внедрением экскаваторно-отвальных комплексов с глубины 58÷66 м угол откоса рабочего борта увеличивается до 22 градусов с постепенным сокращением этой разницы минимум до 5 градусов на глубине 84÷86 м.

7. На основе метода многокритериальной оптимизации разработана математическая модель оптимального распределения горных работ между участками карьерного поля. Оптимальное распределение добычи угля между совместно разрабатываемыми участками карьерного поля в разработанном алгоритме достигается путем выравнивания значений текущего коэффициента вскрыши при минимизации среднего его значения за рассматриваемый период. Уменьшение при этом общего объема выемки внешней вскрыши обеспечивает ресурсосбережение на стадии проектирования.

8. После окончательного вовлечения в разработку участка Центрального уменьшение объемов выемки внешней вскрыши за счет удлинения фронта добычных работ и оптимального распределения объемов горных работ между участками карьерного поля позволит ежегодно экономить на разрезе «Майкубенский» до 880 млн. тенге.

4 РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ УЧАСТКОВ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

4.1 Изыскание эффективной технологии проходки разрезной траншеи при ограниченных ресурсах

На основе результатов вовлечения в разработку нового участка карьерного поля в условиях разреза «Майкубенский» обобщен пример реализации ресурсосберегающей технологии с минимальными ресурсами. Вместе с экибастусскими угольными разрезами Павлодарской области в настоящее время это предприятие является одним из перспективных в Республике Казахстан по запасам, достигнутым результатам и развитой инфраструктуре.

При сложившейся конъюнктуре цен на уголь энергетического назначения строительство новых разрезов средней и большой производственной мощности с применением современных комплексов горного и транспортного оборудования отодвигаются на далекую перспективу. Одним из резервов увеличения производственной мощности на действующих разрезах является вовлечение в разработку новых эксплуатационных участков месторождений с благоприятными горно-геологическими и горнотехническими условиями залегания пластов (рис. 4.1). Обеспечив оптимальное распределение объемов горных работ между участками, можно добиться приемлемых показателей ведения горных работ с низкими капиталовложениями. В условиях эксплуатируемого разреза при проходке разрезной траншеи на новом участке интенсивное производство горно-строительных работ позволит создать подготовленных запасов угля в значительных объемах. После начала вовлечения участка Центрального в условиях разреза «Майкубенский» это позволило в 4 раза увеличить производительность по добыче угля.

Коэффициенты вскрыши в период проходки разрезной траншеи составляли: на участке Восточном, разработка которого началась в 1987г. – 1,68 $м^3/т$ и новом участке Центральном, вовлекаемый в эксплуатацию с 1999г. – 0,97 $м^3/т$.

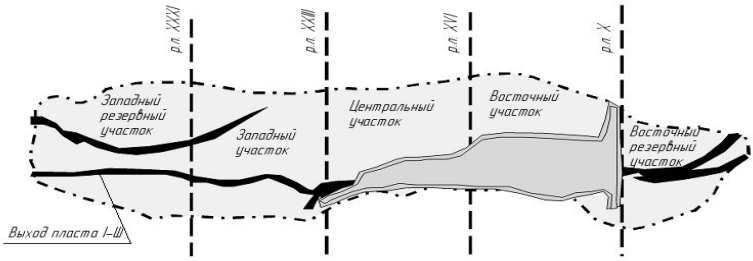


Рис. 4.1. Схема Шоптыкольского месторождения с контуром разреза «Майкубенский» в границах участков первоочередной разработки

Проходка разрезной траншеи на участке Центральном первоначально осуществлялась экскаваторно-автомобильными комплексами с вывозкой вскрышных пород на прибортовой и внешний отвалы (рис. 4.2). Интенсификация горно-строительных работ обеспечивалась отработкой наносов в контурах траншеи отдельными блоками определенной длины по простиранию пластов. Для этого использовали две одноковшовые мехлопаты, которые работали в пределах блока навстречу друг к другу. Каждый из них был обеспечен независимой грузотранспортной связью с дневной поверхностью.

Ширина траншеи понизу принята равной не менее 72 м. При этой величине обеспечивались безопасная проходка разрезной траншеи по углю экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в железнодорожный транспорт и отработка первой нормальной по ширине заходки роторным экскаватором типа $SR_s(k)$-470.

Однако ежемесячная производительность двух комплексов не превышала 160-180 тыс. $м^3$. К тому же, по сравнению с железнодорожной вскрышей участка Восточного, затраты на производство автотранспортной вскрыши участка Центрального возросли более чем в 2 раза.

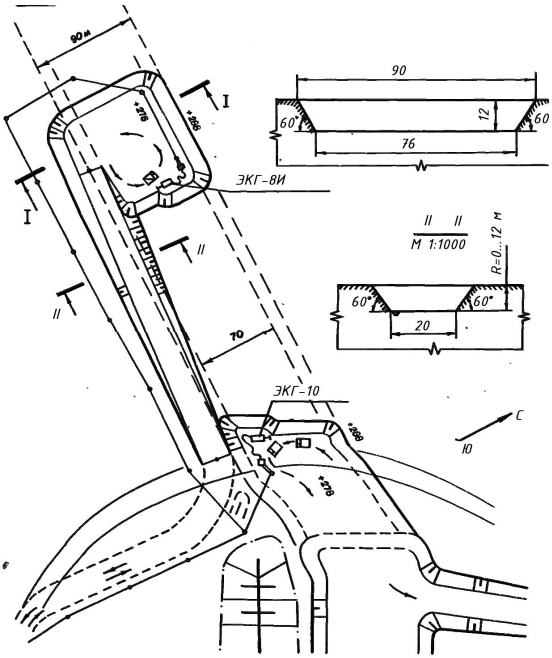


Рис. 4.2. Ускоренная проходка разрезной траншеи двумя работающими навстречу друг другу экскаваторами в отдельном блоке

Для увеличения объемов горно-строительной вскрыши и снижения затрат на их производство впервые в условиях Майкубенского бассейна была применена бестранспортная технология с использованием имеющегося на предприятии драглайна ЭШ-13/50 (рис. 4.3, а). На угольных разрезах их успешно применяют для зачистки кровли пластов, нарезки новых вскрышных уступов, отсыпки пионерных насыпей и увеличения высоты отвалов в комплексе с железнодорожным транспортом. Однако даже при проходке траншеи фронтально-торцовым комбинированным забоем с использованием ускорителя поворота для размещения прибортового отвала на безопасном удалении от верхней бровки траншеи ограниченные линейные размеры драг-

лайна не позволяли сформировать профиль траншеи шириной понизу более 33 м. Мощность наносов изменялась от 11 до 13 м.

Для обеспечения требуемой ширины траншеи понизу, с учетом соблюдения устойчивости отвала и безопасных условий работы драглайна, при максимальном использовании его линейных размеров, предложено сечение траншеи формировать последовательной проходкой драглайном ЭШ-13/50 двух заходок (рис. 3.3).

Проходка широкой траншеи в каждой заходке обеспечена с применением одновременной работы драглайна в двух забоях с одной точки стояния. С одного его положения нижним черпанием выемка вскрышных пород производилась как фронтальным, так и торцовым забоями. Отвал в виде навала гребнем вдоль траншеи отсыпался на дневной поверхности со стороны стационарного борта с оставлением бермы шириной не менее 8-9 м. При черпании ковша во фронтальном забое с перемещением породы в прибортовой отвал он разгружался на ходу, без остановки экскаватора, поворачивающегося на 360 градусов. С увеличением площади сечения траншеи для обеспечения тщательной зачистки кровли угольного пласта разгрузка ковша производилась с забросом с использованием ускорителя поворота. При первом проходе ширина траншеи по дну составляла 32-33 м (рис. 4.3, а).

Для проходки второй заходки уровень установки драглайна относительно дневной поверхности повышали на 7 м (рис. 4.3, б). Осуществлялось это срезанием верхней части навала пород. Путем проходки двух заходок с ограниченными линейными размерами драглайна ширина траншеи по дну была увеличена в 2,2 раза и составила 72-76 м. Скорость проходки траншеи по наносам увеличилась в 1,4 раза, затраты снижены в 2,5-3 раза. За годы выполнения горно-строительных работ объем бестранспортной вскрыши был увеличен на 1,3 млн. $м^3$.

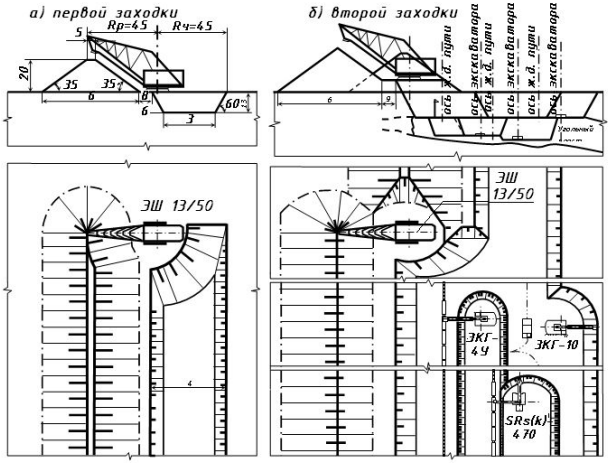


Рис. 4.3. Бестранспортная схема проходки широкой траншеи драглайном ЭШ-13/50 двумя заходками
а) – первоначальное сечение траншеи;
б) – полное сечение разрезной траншеи

По сравнению с автотранспортной вскрышей применение бестранспортной технологии по предложенной схеме проходки траншеи позволило сэкономить разрезу более 160 млн. тенге. Основной эффект был получен на добычных работах. Добыча угля на участке Центральном достигла 80-90% производительности разреза. Это позволило значительно снизить отставание по вскрышным работам.

Установление ширины дна разрезной траншеи по наносам $b_{н2}$ выполнено с учетом возможности размещения прибортового отвала и ее проходки драглайном с ограниченными размерами двумя заходками (рис. 4.4).

В первой заходке из двух нижеприведенных формул по определению ширины дна траншеи $b_{н1}$ принимается наименьшее значение:

$$b_{i1} = \frac{(a_o + H_p ctg\beta_i)H_p - \kappa_p h_i^2 ctg\alpha}{h_i \kappa_p}, \qquad (4.1)$$

$$b_{ï1} = R_p + R_÷ - a_o - H_p ctg\beta_o - C_z + 2h_ï ñtg\alpha \ ;$$

$$C_z \geq z_1 + z_2 \ ; \qquad z_1 = h_ï \, (ctg\alpha_y - ctg\alpha) \ ;$$

$$z_2 = H_o (ctg\beta_e - ctg\beta_o) \quad \text{при} \ \beta_o = \beta_e \ , \ \ z_2 = 0 \ ;$$

$$R_ð = à_ï + Í_ð ctg\beta_o + R_ì \ ;$$

$$R_ì = R_ð - à_ï - Í_ð ctg\beta_o \ ; \qquad R_ì \geq R_ê \ ,$$

где $R_ê$ – радиус вращения кузова, м.

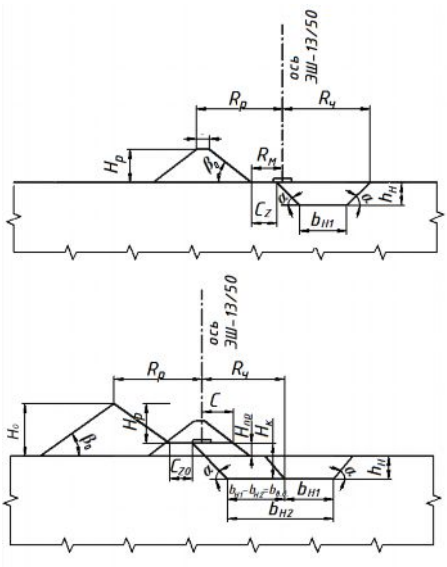


Рис. 4.4. Схема к определению ширины дна разрезной траншеи по наносам с обеспечением устойчивости прибортового отвала и безопасной работы драглайна

Во второй заходке:

$$b_{ï2} = b_{ï1} + b_{ï.ä} \ ; \tag{4.2}$$

$$b_{ï.ä} = R_ð + R_÷ - Í_ð ctg\beta_o - C_{Zo} - H_k \cdot ctg\alpha \ ,$$

где $C_{Zo} \geq H_k (ctg\alpha_y - ctg\alpha)$.

После этого устанавливается влияние ширины дна разрезной траншеи по наносам на объемы и сроки начала попутной добычи угля с применением железнодорожного транспорта (рис. 4.5).

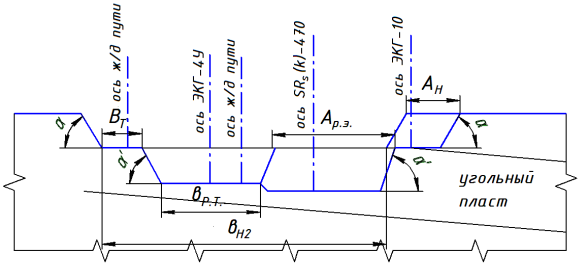


Рис. 4.5. Схема к определению попутной добычи угля с погрузкой в средства железнодорожного транспорта

Объем первичной разрезной траншеи по наносам (м^3) определяется по выражению:

$$V_{\text{òíï}} = (b_{í2} + h_í ctg\alpha) h_í \ell_{Á} . \qquad (4.3)$$

Продолжительность проходки первичной разрезной траншеи по наносам (сут) длиной $\ell_{Á} = 500ì$ ориентировочно определяется по выражению

$$t_{\text{òíï}} = \frac{V_{\text{òíï}}}{Ð_{\text{ýñ}}^{\text{ýø}}} + t_{\text{ïåðåãîí}} + t_{\text{ïåðåõâàòêè}} , \qquad (4.4)$$

где $Ð_{\text{ýñ}}^{\text{ýø}}$ - среднеэксплуатационная суточная производительность экскаватора ЭШ-13/50, м^3.

Этот срок соответствует началу попутной добычи на вовлекаемом участке с учетом планировки трассы под железнодорожный тупик, его укладки и электрификации:

$$t_{\text{ïç}} = t_{\text{ÒÍÏ}} + t_{\text{ïë .æ .ä}} + t_{\text{ñòð .æ .ä}} + t_{\text{ýë .æ .ä}} . \qquad (4.5)$$

Исследование интенсивности горно-строительных работ на проходке разрезной траншеи по наносам на показатели эффективности работы разреза выполняется на основании установле-

ния скорости проходки разрезной траншеи по углю во вскрытом блоке. Она должна соответствовать времени проходки разрезной траншеи по наносам $t_{ТНП}$ в следующем блоке.

Начало проходки первой заходки роторным экскаватором SRs(k)-470 соответствует времени начала проходки разрезной траншеи по углю в следующем вскрытом блоке. При этом должна быть начата проходка первой заходки по наносам экскаватором ЭКГ-10 с погрузкой вскрыши на автотранспорт, так как:

$$b_i + \grave{A}_i \geq \hat{A}_{\grave{O}} + 2h_{P.T} \cdot ctg\alpha + b_{P.T} + A_{\check{a}.\acute{y}} + z_1 . \qquad (4.6)$$

На основании выполненных расчетов составляется график попутной добычи угля по блокам (табл. 4.1).

Таблица 4.1

График попутной добычи угля на железнодорожный транспорт в период выполнения горно-строительных работ в наносах

№ блока	1	2	3	4	5	6	7
Длина блока, м	500	300	300	300	300	300	400
Время отработки блока, сут	60,8	37,3	37,3	37,3	37,3	37,3	49
Добыча ЭКГ-4у, тыс.т	196,6	118,0	118,0	118,0	118,0	118,0	157,3
Добыча SRs(k)-470 тыс.т	253,4	152,0	152,0	152,0	152,0	152,0	202,7
Попутная добыча угля, тыс. т	450,0	270,0	270,0	270,0	270,0	270,0	360,0
Нарастающим итогом попутная добыча угля, тыс. т	450	720	990	1260	1530	1800	2160

При решении задачи по повышению вероятности выполнения плановых показателей по добыче и отгрузке угля с обеспечением стабилизации его качества с низкими капитальными и эксплуатационными затратами были выявлены определенные сложности.

Укрупненный анализ результатов деятельности предприятия показал, что его рентабельность обеспечивается при минимальной годовой добыче около 3 млн. т угля. Этому сопутствовали на тот период благоприятные условия залегания угольного пласта на участке Центральном – в основном горные работы велись на выходе его под наносы.

Возникшее в силу ряда объективных причин за многие годы на участке Восточном отставание по вскрышным работам (более 3 млн. $м^3$) заставило основной объем добычи угля сосредоточить на участке Центральном. В связи с высокой стоимостью экскаваторов-драглайнов (типа ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100) внедрение бестранспортной технологии на выемке вскрыши с перевалкой во внутренние отвалы отодвигается на более поздний срок. Вскрышные работы будут осуществляться одноковшовыми экскаваторами в комплексе с автомобильным и железнодорожным транспортом.

К настоящему времени фронт добычных работ разреза увеличен до 6,4 км. Наличие благоприятных горно-геологических и горнотехнических условий позволяет на участке Центральном при соответствующих инвестициях интенсифицировать горные работы с довольно низкими эксплуатационными затратами. Специалистами разреза проработан вариант с доведением добычи угля до 8,5 млн. т угля. Для гарантированного выполнения проектных объемов добычи угля до образования выработанного пространства с размерами, позволяющими размещать вскрышу во внутренние отвалы, нами предложено следующее техническое решение.

С 2007 года значительную часть вскрыши участка Центрального вывозить железнодорожным транспортом через западный торец разреза (23 р.л.) на площади, ранее запроектированные под два внешних автомобильных отвала. Они располагаются с южной стороны разрезной траншеи участка Центрального.

Длина выездной траншеи, ориентированной на запад, составит 420 м. При высоте первого яруса отвала 20 м вместимость внешнего экскаваторного отвала составит 24,5 млн. $м^3$. При использовании двух локомотивосоставов годовой объем железнодорожной вскрыши составит 2,92 млн. $м^3$. Следовательно, минимум 8

лет при коротком плече ж.д. вскрышу можно размещать во внешний отвал. Примерно на такой период времени будут отодвинуты сроки выполнения горно-капитальных работ по проходке въездной и соединительной траншей на западном фланге разреза (при условии эффективности дальнейшего применения железнодорожного транспорта на выемке вскрыши с этого участка).

В теплые 6 месяцев года 2 локомотивосостава на новый отвал «Южный» должны вывозить по 320 тыс. $м^3$ вскрыши в месяц, за 4 месяца холодного времени года 1 млн. $м^3$. В оставшиеся 2 месяца осуществляется передвижка путей на отвале и уступах. Длина забойных и отвальных путей – по 2,5 км, подъемных – 0,92 км, разминовочных – 1,4 км, соединительного с перегоном – 0,68 км. Энергопитание постоянным током тяговых агрегатов осуществляется через станцию «Угольная». Их экипировка и отстой производятся здесь же.

В расчетах время погрузки 10 думпкаров экскаватором ЭКГ-10 принято равным 36,4 мин. Время на обмен локомотивосоставов на раздельном пункте при телефонной связи - 5 мин, а разгрузка одного думпкара на отвале в теплое время - 1,5-2 мин, в зимнее – 3-5 мин. Сопоставительный анализ показал, что железнодорожная вскрыша по сравнению с автотранспортной экономичнее на 35-40%.

4.2 Инновационный способ вскрытия породных горизонтов на фланге карьерного поля

Поскольку основной объем выемки вскрыши будет выполняться с применением железнодорожного транспорта, то предложено грузопотоки с обоих участков рассредоточить (рис. 4.6). С передового уступа участка Центрального двумя локомотивосоставами прямым заездом через разъезд ее поставлять на отвал «Южный», формирование которого примыкает к перегону «Угольная» - «Ушкулын». С участка Восточного вывозку железнодорожной вскрыши осуществлять через станцию «Шоптыколь». Для организации работ на новый отвал в 2007 году уложено более 6,5 км железнодорожных путей, часть из которых составляет соединитель-

ный путь перегона от 5 вытяжного пути станции «Угольная». Его запланировано использовать первоначально в качестве отвального для отсыпки пионерной насыпи. Объем ее превысит 3 млн. м^3 и отсыпана будет новым драглайном ЭШ- 11/75.

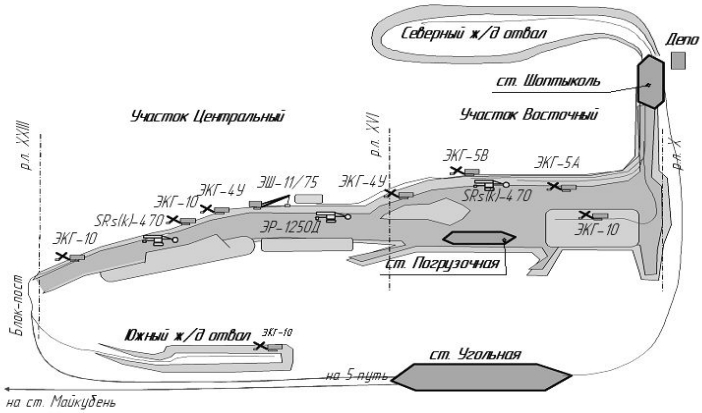


Рис. 4.6. Схема развития горных работ на разрезе «Майкубенский» с организацией нового экскаваторного отвала «Южный»

Ограниченное пространство между южным контуром горного отвода и перегоном «Угольная» - «Ушкулын» в границах участка Центрального не позволяет сформировать отдельную железнодорожную траншею с прямой трассой по вскрытию передового уступа полностью за контуром горного отвода. Для вскрытия прямыми заездами нескольких горизонтов, как один из приемлемых вариантов, вначале предлагалось пройти искривленную капитальную траншею внешнего заложения в течение 3 лет объемом 3,5 млн. м^3. Выполнение такого объема горно-капитальных работ будет сдерживать развитие разреза и значительно ухудшит технико-экономические показатели. К тому же без увязки с объемами добычи предлагалось использовать ее также для транспортирования добываемого на участке Центральном угля. Для чего одновременно с проходкой капитальной траншеи предлагалось южнее участка Западного одновре-

менно начать строительство новой угольно-породной станции. Наиболее приемлемым и экономичным вариантом является предлагаемый ресурсосберегающий способ вскрытия.

На вытянутых месторождениях железнодорожный транспорт остается по-прежнему доминирующим. На практике и в проектах при этом виде транспорта применяются глубокие внешние траншеи. В обводненных мягких и сыпучих породах для упрощения осушения горизонтально залегающих породных слоев, а также сокращения протяженности железнодорожных путей и контактной сети получили распространение групповые или общие траншеи с общим транспортным выходом [31]. Вместе с тем проведение траншеи с независимым выходом на поверхность наряду с сокращением объема горно-капитальных работ позволяет интенсифицировать строительство карьера. Они перспективны при вскрытии глубокозалегающих месторождений.

Для пологих и наклонных вытянутых месторождений выбор способа вскрытия в значительной степени определяется местом расположения внешних отвалов. Здесь приходится, помимо размещения технологического комплекса учитывать размеры карьерного поля в крест простирания залежи, их число, порядок отработки эксплуатационных участков. Поэтому, как правило, при вовлечении в отработку участков первоочередной отработки внешний экскаваторно-железнодорожный отвал располагают за удаленным контуром горного отвода. Он соответствует предельному положению борта карьера. Вскрышные горизонты в этом случае вскрывают наклонной и соединительной горизонтальной траншеями. По мере развития горных работ в глубину расстояние транспортирование при такой схеме вскрытия постепенно уменьшается. Объемы и сроки выполнения горно-капитальных работ по проходке выездных наклонной и соединительной траншей очень большие. К тому же эти работы в большинстве случаев выполняют мехлопатами в комплексе с автомобильным транспортом. В связи с большими расстояниями транспортирования в период строительства карьера текущие затраты значительны.

При вовлечении нового участка разрезные траншеи по наносам и полезному ископаемому проходятся со стороны выра-

ботанного пространства уже эксплуатируемого карьера. Стационарные вскрывающие выработки сооружают к концу проходки разрезной траншеи в торце вовлекаемого участка. Свободное от технологического комплекса пространство в границах вовлекаемого участка за ближним контуром горного отвода позволяет помимо отсыпки прибортового отвала сформировать на небольшом удалении внешний экскаваторно-железнодорожный отвал и обеспечить независимое производство вскрышных работ на разрабатываемых участках карьерного поля. Расстояние транспортирование железнодорожной вскрыши, до перехода отвальным фронтом границы горного отвода и начала формирования отвала в выработанном пространстве, в связи с углубкой карьера будет увеличиваться незначительно. При дальнейшем развитии горных работ на средних и нижних вскрышных уступах оно практически не меняется.

Значительным препятствием в сооружении групповой или общей внешней траншеи с прямолинейными трассами на выходах залежей полезного ископаемого могут стать отсутствие требуемого пространства для их размещения, в первую очередь из-за наличия в этой части земельного отвода магистральных транспортных коммуникаций. Сооружение в стационарном борту внутренней траншеи в самом начале разработки одного из участков месторождения приведет к увеличению расстояния транспортирования вскрышных пород и будет сдерживать в дальнейшем переход на внутреннее отвалообразование. При таком расположении вскрывающей выработки не избежать тупикового развития трасс для основного грузопотока.

Как один из вариантов сокращения протяженности железнодорожных путей предложено вскрывающие выработки располагать в рабочей зоне карьера в направлении забойного тупика [53]. Путем замещения в схеме части протяженности забойных путей длиной съезда на рабочем горизонте, при совпадении направления его трассы с забойным тупиком, достигается ресурсосбережение. Однако при этом неизбежна отработка другой части фронта уступа с обратными заездами локомотивосоставов, что будет сдерживать развитие горных работ без изменения конфигурации

фронта уступов в плане. Из теории известно, что скользящие съезды вынуждены применять на крутонаклонных и крутых месторождениях как единственно целесообразные при продольной двухбортовой углубочной системе разработки. Поэтому область применения съездов в рабочей зоне ограничивается начальным периодом развития горных работ в карьере при незначительных размерах его торцов и при доработке месторождения.

С учетом особенностей нарезки новых вскрышных уступов на пологих и наклонных пластовых месторождениях при ограниченных размерах дневной поверхности для размещения внешних траншей с прямолинейной трассой предложено поэтапное формирование системы вскрывающих выработок вместе с трассами путей инновационным способом [54]. В начале формируется смешанная траншея. Внешнюю ее часть проходят драглайном по бестранспортной схеме. Внутреннюю ее часть в виде съезда временно располагают на рабочем борту путем сопряжения его трассы с рабочим горизонтом передового уступа на наклонной кривой. После укладки железнодорожного пути окончательное формирование съезда в стационарное положение осуществляется мехлопатой с нижней погрузкой, работающей на этом горизонте. По мере развития горных работ его трасса в плане будет выпрямляться, после чего внутренняя часть траншеи займет стационарное положение. Второй вскрышной уступ будет нарезаться мехлопатой с верхней погрузкой на путь от первой смешанной траншеи. Дальнейшая отработка передового уступа будет осуществляться мехлопатой с нижней погрузкой на новый путь. Доступ к этому горизонту будет осуществляться через новую смешанную траншею, примыкающую к первой траншее в торце карьера. Остальные вскрышные горизонты достаточно будет вскрывать формируемыми в торце карьера съездами. При этом верхняя погрузка будет иметь место на каждом новом нарезаемом уступе до окончания формирования съезда на этот горизонт.

Прямые заезды на рабочие горизонты с независимыми путями позволяют интенсифицировать вскрышные работы. После образования выработанного пространства достаточных размеров и сооружения съезда на второй вскрышной горизонт в его торце укладыва-

ется стрелочный перевод и от него на нижнем горизонте прокладываются соединительный и отвальный пути к месту отсыпки внутреннего отвала. Далее нижнюю вскрышную зону можно отрабатывать прямыми заездами через систему съездов в торце карьера.

Порядок и последовательность проведения ресурсосберегающих вскрывающих выработок рассмотрим на примере вскрытия вовлекаемого в разработку участка Центрального на разрезе «Майкубенский».

Предложенный способ реализуется после проходки разрезной траншеи в границах участка Центрального. Помимо использования на вскрышных работах автосамосвалов, часть объемов выемки отгружается в железнодорожный подвижной состав. Автомобильная вскрыша вывозится через временные съезды в рабочем борту во внутренние отвалы участка Восточного, пересекая неоднократно соединительные и забойные железнодорожные пути. Железнодорожная вскрыша транспортируется по временным схемам через рабочую зону участка Восточного также во внутренний отвал.

Интенсификацию горных работ на участке Центральном предложено достичь организацией вывозки основного объема вскрышных пород через западный фланг разреза по кратчайшему пути на новый внешний экскаваторно-железнодорожный отвал «Южный». Его принято формировать между перегоном «Угольная-Ушкулын» и южным контуром горного отвода в границах участка. Для этого запланировано от 5-го вытяжного пути станции «Угольная» вдоль перегона уложить соединительный железнодорожный путь, который первоначально будет использоваться в качестве отвального для отсыпки пионерной насыпи новым драглайном ЭШ-11/75.

По «Технико-экономическому обоснованию реконструкции разреза «Майкубенский» с увеличением производственной мощности до 8,5 млн. т угля в год» для организации внешнего экскаваторно-железнодорожного отвала «Южный» вскрытие поля участка Центрального предложено осуществить железнодорожной выездной траншеей внешнего заложения с выходом на новую станцию «Западная». Ограниченное расстояние между перегоном

и разрезной траншеей предопределило принять криволинейную форму трассы капитальной траншеи. Но такая конструкция траншеи обеспечит прямые заезды локомотивосоставов в разрез. При этом она должна выполнять угольно-породную функцию. Объем горно-капитальных работ по западной угольно-породной траншее составит порядка 4,5 млн. $м^3$, а на 2010 год – 3,5 млн. $м^3$.

На строительстве траншеи предусматривается использовать драглайн ЭШ-11/75 и экскаваторы типа мехлопат вскрышной зоны при их приближении к западному торцу разреза.

По углю в работе будут находиться гор. +230 м и +240 м. Отработка угля и внутренней вскрыши ведется роторными экскаваторами с погрузкой на железнодорожный транспорт, а транспортирование – по путям горизонта с выходом через выездную железнодорожную траншею на поверхность (станция «Западная), станция «Угольная», внутренний отвал участка Центрального.

Отработка надугольного вскрышного горизонта и зачистка кровли угольного пласта осуществляются экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Выемка пород вышележащей вскрышной зоны ведется экскаваторами ЭКГ-10 в комплексе с железнодорожным транспортом.

Недостатками данного варианта вскрытия является пересечение грузопотоков вскрыши и угля и значительный объем горно-капитальных работ, что будет сдерживать развитие разреза и ухудшит технико-экономические показатели.

Провозная способность существующей угольной выездной траншеи на участке Восточном достаточна для объемов добычи угля 9,4 млн. т в год. Поэтому станцию «Западная» первоначально нужно использовать только для вывозки вскрышных пород на отвал «Южный». В перспективе, при его формировании в пределах выработанного пространства карьерного поля, появится возможность использовать ее и для вывозки увеличивающихся объемов добычи угля.

Выполненные исследования показали, что наиболее целесообразным и экономичным вариантом вскрытия вскрышных горизонтов участка Центрального при применении железнодорожного транспорта является разработанная ресурсосберегающая технология поэтапной проходки вскрывающих выработок.

Пространственное положение вскрывающих выработок установлено на поперечном профиле вдоль XXIII разведочной линии, по которой формируется торец разреза. Завершение их проходки на новый горизонт должно соответствовать окончанию нарезки нового вскрышного уступа с учетом положения рабочей зоны. Скорость подвигания фронта работ на ближайшие десять лет приведена в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Показатели интенсивности ведения горных работ на участке Центральном

№ п/п	Показатели	Календарные годы									
		2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
1	Мощность разреза по углю, млн. т в год	4,2	5,8	6,6	8,0	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5	8,5
2	в т.ч. на участке Восточном	0,5	0,5	0,7	0,9	1,5	2,0	2,0	4,0	4,0	4,0
3	на участке Центральном	3,7	5,3	5,9	7,1	7,0	6,5	6,5	4,5	4,5	4,5
4	Скорость подвигания фронта горных работ на участке Центральном, м	43,2	59,4	66,1	79,5	78,4	72,8	72,8	50,4	50,4	50,4

Длина первой смешанной траншеи по вскрытию передового уступа на глубину 12 м при уклоне 40‰, с учетом рельефа местности, достигает 600 м. Внешняя ее часть длиной 400 м проходится драглайном ЭШ-13/50 с размещением навала в западной части на дневной поверхности. В дальнейшем он будет служить для снегозадержания и отвода паводковых и ливневых вод. С рабочего горизонта передового уступа мехлопатой ЭКГ-4у, до сочленения с внешней частью смешанной траншеи, с верхней погрузкой в средства железнодорожного транспорта формируется криволинейный съезд.

На расстоянии не менее 30 м от устья траншеи на соединительном пути перегона врезается стрелочный перевод, от которого отходит путь на отвал «Южный». После укладки от него траншейного и забойного путей приступают к отработке передового уступа мехлопатой ЭКГ-10 с нижней погрузкой в подвижной состав (рис. 4.7). Постепенно по мере развития горных работ из временного положения внутренняя часть смешанной траншеи с криволинейной формой трассы приводится в стационарное положение с выравниванием ее в наклонной части выработки.

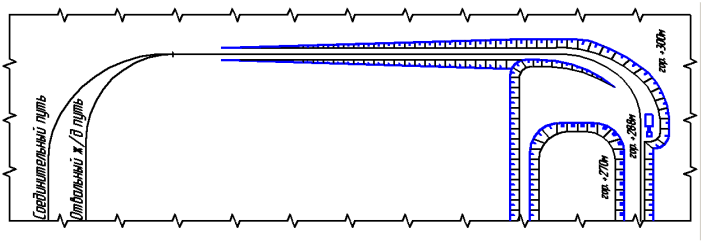


Рис. 4.7. Строительство отдельной смешанной траншеи внешнего и внутреннего заложения по предложенному способу

Объем первой траншеи при ширине понизу 25 м не превышает 90 тыс. м^3. Обмен локомотивосоставов осуществляется по временной схеме на соединительном пути перегона. Конструкция обменного пункта позволяет исключить остановку груженых составов на подъеме и сразу подавать их на отвальный путь. В этот момент порожний состав находится на соединительном пути перегона. Спуск его с отвала с попаданием на соединительный путь перегона осуществляется через выездную траншею. Подачу его под погрузку можно произвести после прохода груженого состава на отвал. В этом случае обеспечивается оставление локомотива в хвосте состава при движении на подъем груженого состава.

К моменту нарезки второго вскрышного уступа должны быть завершены работы по проходке второй смешанной траншеи с простой формой трассы в западной части первой траншеи и с торца передового уступа (рис. 4.8).

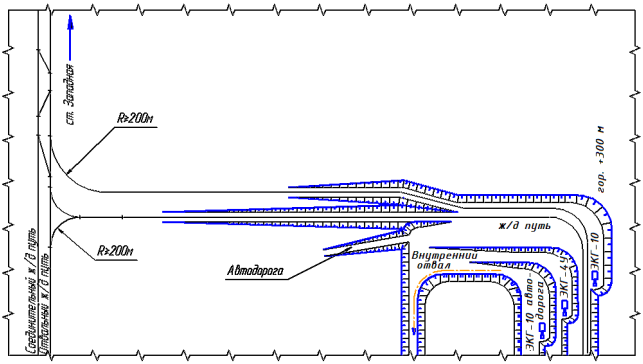


Рис. 4.8. Окончание проходки двух смешанных траншей в торце разреза с вводом в эксплуатацию станции «Западная»

Объем работ по ее сооружению не превысит 40 тыс. м^3. До завершения формирования второй траншеи должна быть построена компактная станция «Западная». Тогда вторая траншея будет использоваться для вывозки вскрышных пород с передового уступа, а первая – со второго уступа, отрабатываемого первоначально экскаватором ЭКГ-4у с верхней погрузкой.

Во избежание дополнительного разноса борта в связи с размещением пород средних и нижних уступов в выработанном пространстве в конструкции западного торца разреза на горизонте укладки соединительного пути предусмотрена транспортная берма требуемой ширины (рис. 4.9).

После устройства съезда в торце второго вскрышного уступа с гор. + 288 м до гор. + 276 м организуется его отработка экскаватором ЭКГ-10 с нижней погрузкой (рис. 4.10). На небольшом удалении от съезда на гор. + 276 м в торце разреза врезается стрелочный перевод для спуска локомотивосоставов на гор. + 264 м. Затем организуется перемещение вскрышных пород этого и нижеследующих горизонтов через систему съездов прямыми заездами во внутренний отвал.

Реализация технологии поэтапного формирования системы вскрывающих выработок во вскрышной зоне полого-наклонных

месторождений с переходом на внутреннее отвалообразование в реальных условиях действующего предприятия обеспечит ресурсосбережение с достижением проектной мощности.

Объем работ по формированию съезда не превышает 30 тыс. м^3. По сравнению с принятым ранее вариантом объем горно-капитальных работ по проходке системы вскрывающих выработок к концу 2017 года меньше в 20 раз, а без учета угольной части капитальной траншеи – в 6 раз.

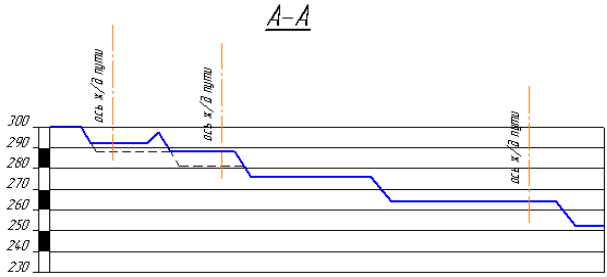


Рис. 4.9. Поперечное сечение западного торца разреза с границей отработки вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы

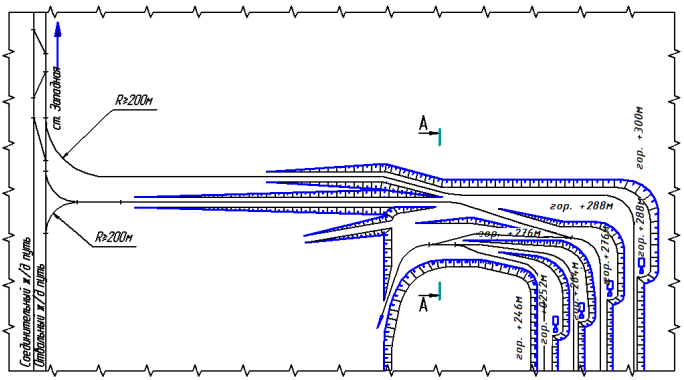


Рис. 4.10. Завершение формирования съезда на второй уступ и переход на внутреннее отвалообразование прямыми заездами локомотивосоставов

Таким образом, предложенная система позволит вскрывать каждый вскрышной горизонт с использованием простых форм независимых трасс капитальных выработок, интенсифицировать развитие горных работ при значительном уменьшении объема горно-капитальной вскрыши и предусматривает создание условий для перехода на внутреннее отвалообразование при прямых заездах локомотивосоставов.

Предложенные новые схема и порядок вскрытия породных горизонтов нового участка карьерного поля могут быть реализованы и на строительстве нового карьера большой протяженности при пологом и полого-наклонном падении залежи полезного ископаемого. Ускоренный переход на складирование вскрышных пород во внутренний отвал обеспечит только отдельный транспортный выход с другого фланга карьера для полезного ископаемого с сооружением системы съездов.

4.3 Установление влияния нового способа вскрытия на вместимость внутренних отвалов

Поскольку разработанный способ вскрытия породных горизонтов участка обеспечивает условия для ускоренного перехода на складирование вскрышных пород во внутреннем отвале, то в первую очередь необходимо установить проектные параметры внешнего отвала. Задача решается путем оптимального распределения всего объема вскрышных пород этого участка на внешний и внутренний отвалы на примере разреза «Майкубенский». Оптимальное распределение достигается, если доля складируемых во внутренний отвал вскрышных пород этого участка карьерного поля будет максимальной:

$$\mu_{î.âð} \to max\,. \qquad (4.7)$$

Для обеспечения этого условия следует установить требуемые параметры внешнего и внутреннего отвалов к концу разработки нового участка карьерного поля во взаимосвязи с обеспечением транспортного доступа к добычным забоям. Поскольку выработанного пространства будет недостаточно для размеще-

ния внутреннего отвала до уровня дневной поверхности, то внешний отвал прибортовой зоны со стороны лежащего бока залежи в процессе развития горных работ должен стать продолжением внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности. На добычных работах разрезов средней мощности наиболее эффективным считается железнодорожный транспорт, предъявляющий жесткие требования к выбору мест размещения внутренних отвалов. Поэтому в работе исследовано 4 варианта распределения объемов вскрыши участка Центрального между внешним и внутренним отвалами:

Вариант 1 с формированием 50 метрового двухярусного внешнего отвала и оставлением в восточной части 600 метровой площадки для размещения блок-постов;

Вариант 2 – тоже, что и по варианту 1, но с переходом на транспортирование добытого угля с глубины 64 м комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом и отсыпки с этой глубины внутреннего отвала на всю длину выработанного пространства;

Вариант 3 - тоже, что и по варианту 2, но с формированием 90 метрового трехярусного внешнего отвала;

Вариант 4 также включает трехярусный внешний отвал и полное заполнение выработанного пространства внутренним отвалом. Железнодорожное путевое развитие добычных забоев участка Центрального осуществляется через участок Восточный. Поскольку для этого участка имеются соединительная и выездная траншея для транспортирования железнодорожной вскрыши на внешний отвал «Северный», то до конца разработки верхнего угольного горизонта I-Ш целесообразно не вовлекать в эксплуатацию нижележащий угольный горизонт II-Ш. Запасы его относительно небольшие, но для их вовлечения требуется выполнить значительный объем горно-капитальных работ в стесненных условиях при продолжении добычи угля на участке Восточном.

Угол падения на границе участков Восточный и Центральный около 7 градусов не позволит сформировать съезд для перемещения железнодорожных составов перпендикулярно фрон-

ту развития рабочих зон. Обеспечение дальнейшего закругления с западной части станции «Погрузочная» станционных путей и их соединения с забойными путями участка Центрального не позволяет бульдозерно-автомобильный отвал на востоке участка Восточного. Поэтому целесообразно имеющийся на участке Восточном 8-й станционный путь оставить в существующем положении и от него продолжить трассу вдоль рабочего борта на восток для обеспечения грузотранспортной связи с добычными забоями участка Центрального (рис. 4.11). При таком путевом развитии сохраняются условия для эффективного применения электрифицированного железнодорожного транспорта с малыми уклонами до конечной глубины 220 м в пределах участка Центрального.

Параметры отвалов к концу разработки запасов смежного участка устанавливаются исходя из условия размещения всего объема вскрышных пород в конечных его контурах по соотношению (рис. 4.12):

$$V_{â.ó} = V_{á} + V_{o} + V_{í} + V_{â} \ , \qquad (4.8)$$

где $V_{в.у}$ – объем вскрышных пород в конечных контурах участка, м^3; $V_б$ - вместимость прибортового отвала, м^3; $V_о$ – вместимость внешнего отвала со стороны лежащего бока залежи, м^3; $V_н$ и $V_в$ - вместимость внутреннего отвала соответственно ниже и выше уровня дневной поверхности, м^3.

При расчете вместимостей отвалов высота отвальных ярусов соответствует их значениям после усадки и остаточного разрыхления. Результаты расчетов по выбору варианта полного размещения вскрышных пород в конечных контурах участка Центрального на внешнем и внутреннем отвалах приведены в табл. 4.3.

К распределению вскрыши между отвалами приступают после предварительного определения конструктивных параметров отвалов.

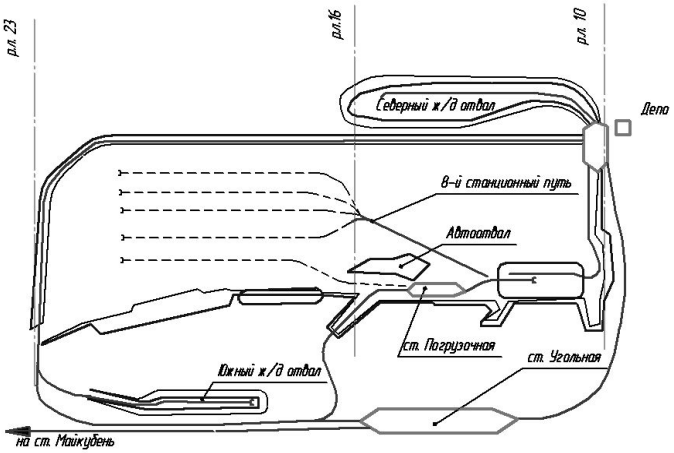


Рис. 4.11. Обеспечение транспортного доступа к добычным забоям участка Центрального через путевое развитие участка Восточного

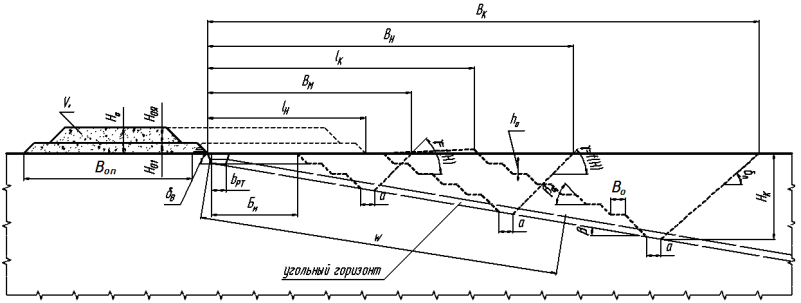


Рис. 4.12. Схема к определению положения и параметров отвалов во взаимосвязи с контурами разреза

Таблица 4.3

К выбору варианта полного размещения вскрышных пород в конечных контурах участка Центрального на внешнем и внутреннем отвалах

№ п/п	Наименование показателей	Обозначение	Ед. изм.	Исследуемые варианты			
				1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Конечная глубина участка	$H_к$	м	220	220	220	220
2	Длина участка по простиранию угольного горизонта,	$L_у$	м	3400	3400	3400	3400
3	Средняя длина вскрышного фронта работ к концу разработки участка	$L_в$	м	3550	3550	3550	3550
4	Конечная ширина участка по поверхности	$B_к$	м	2000	2000	2000	2000
5	Угол падения пласта	β	град.	$7^0 21'$	$7^0 21'$	$7^0 21'$	$7^0 21'$
6	Угол погашения борта по висячему боку залежи	$δ_л$	град.	36	36	36	36
7	Объем вскрышных пород в конечных контурах участка	$V_{в.у}$	млн. $м^3$	**748**	**748**	**748**	**748**
8	Вместимость прибортового отвала к концу проходки разрезной траншеи по наносам	$V_б$	млн. $м^3$	**3**	**3**	**3**	**3**
9	Остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале	$k_{р.о}$		1,05	1,05	1,05	1,05
10	Ширина берм между ярусами на всех отвалах	$B_{то}$	м	30	30	30	30
11	Угол откоса отвальных ярусов	$β_о$	град.	36	36	36	36
12	Количество ярусов внешнего отвала	$N_я$	шт.	2	2	3	3
13	Высота внешнего отвала	$H_о$	м	50	50	90	90
14	Высота ярусов внешнего отвала:						
	-нижнего	$H_{о1}$	м	20	20	30	30
	- верхних	$H_{оя}$	м	30	30	30	30
15	Ширина внешнего отвала на дневной поверхности	$B_о$	м	700	700	700	700
16	Длина внешнего отвала на дневной поверхности	$L_о$	м	3150	3150	3150	3150
17	Результирующий угол наклона внешнего отвала	$β_{р.о}$	град.	$26^0 50'$	$26^0 50'$	$26^0 10'$	$26^0 10'$
18	Вместимость внешнего отвала	$V_о$	млн. $м^3$	**87,8**	**87,8**	**134,3**	**134,3**
19	Количество ярусов внутреннего отвала до уровня дневной поверхности на конечной глубине	$n_н$	шт.	7	7	7	7
20	Количество ярусов внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности на конечной глубине	$n_в$	шт.	2	2	3	3

Продолжение табл. 4.3

1	2	3	4	5	6	7	8
21	Высота внутреннего отвала на конечной глубине	$H_{о.вр.к}$	м	270	270	310	310
22	Высота внутреннего отвала в начале разработки участка, в т.ч.	$H_{о.вр.н}$	м	64	64	120	120
22.1	- до уровня дневной поверхности	$H_{о.н}$	м	30	30	30	30
22.2	- выше уровня дневной поверхности	$H_{о.в}$	м	50	50	90	90
23	Глубина перехода на комбинированный транспорт	$H_а$	м	-	64	64	-
24	Высота ярусов внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности:						
	- нижнего	$h_{оI}$	м	28	28	28	28
	- верхних	$h_{оя}$	м	32	32	32	32
25	Результирующий угол наклона внутреннего отвала:						
25.1	в начале развития горных работ:						
	- до уровня дневной поверхности	$\beta_{р.н.н}$	град.	36	36	36	36
	- выше уровня дневной поверхности	$\beta_{р.в.н}$	град.	$26^0\,50'$	$26^0\,50'$	$26^0\,10'$	$26^0\,10'$
25.2	на глубине перехода на комбинированный транспорт:						
	- до уровня дневной поверхности	$\beta_{р.н.п}$	град.	-	$28^0\,30'$	$28^0\,30'$	-
	- выше уровня дневной поверхности	$\beta_{р.в.п}$	град.	$26^0\,50'$	$26^0\,50'$	$26^0\,10'$	$26^0\,10'$
25.3	к концу разработки:						
	- до уровня дневной поверхности	$\beta_{р.н.к}$	град.	$24^0\,28'$	$24^0\,28'$	$24^0\,28'$	$24^0\,28'$
	- выше уровня дневной поверхности	$\beta_{р.в.к}$	град.	$26^0\,50'$	$26^0\,50'$	$26^0\,10'$	$26^0\,10'$
26	Длина свободного от внутренних отвалов пространства на участке*	$L_т$	м	600	600**	600**	0
27	Средняя длина отвального фронта работ на внутреннем отвале:						
27.1	в начале развития горных работ:						
	- до уровня дневной поверхности	$L_{о.н.н}$	м	2758,7	2758,7	2758,7	3358,7
	- выше уровня дневной поверхности	$L_{о.в.н}$	м	2558,5	2558,5	2474,2	3074,2
27.2	до глубины перехода на комбинированный транспорт:						
	- до уровня дневной поверхности	$L_{о.н.а}$	м	-	2682,1	2682,1	-
	- выше уровня дневной поверхности	$L_{о.в.а}$	м	-	2405,3	2321,0	-
27.3	после перехода на комбинированный транспорт:						
	- до уровня дневной поверхности	$L_{о.н.аж}$	м	-	3282,1	3282,1	-
	- выше уровня дневной поверхности	$L_{о.в.аж}$	м	-	3005,3	2921,0	-
27.4	к концу разработки участка:						
	- до уровня дневной поверхности	$L_{о.н.к}$	м	2318	2318	2318	2918
	- выше уровня дневной поверхности	$L_{о.в.к}$	м	1677,1	1677,1	1592,8	2192,8

Продолжение табл. 4.3

1	2	3	4	5	6	7	8
28	Ширина внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности:						
28.1	общая	W	м	1438,9	1438,9	1438,9	1438,9
28.2	до границы перехода на комбинированный транспорт	$W_а$	м	-	226,8	226,8	-
28.3	после перехода на комбинированный транспорт	$W_{аж}$	м	-	1212,1	1212,1	-
29	Ширина внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности:						
29.1	общая	$l_к$	м	1167,3	1167,3	1167,3	1167,3
29.2	до границы перехода на комбинированный транспорт	$l_{ка}$	м	-	183,3	183,3	-
29.3	после перехода на комбинированный транспорт	$l_{каж}$	м	-	984	984	-
30	Вместимость внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности	$V_н$	млн. $м^3$	**434,8**	**456,3**	**456,3**	**537,6**
31	Вместимость отвала выше уровня дневной поверхности	$V_в$	млн. $м^3$	**117,7**	**125,7**	**215,7**	**263,5**
32	Баланс вместимости отвалов***	$V_{бал.}$	млн. $м^3$	**+104,7**	**+75,2**	**-61,3**	**-190,4**
33	Необходимо уложить во внутренний отвал выше уровня дневной поверхности	$V_{в.ф}$	млн. $м^3$	117,7	125,7	154,4	73,1
34	Ширина внутреннего отвала на уровне дневной поверхности	$l_н$	м	1167,3	1167,3	803,7	323,8
35	Объем вскрышных пород участка, складируемых во внутренний отвал	$V_{о.вр}$	млн. $м^3$	552,5	582,0	610,7	610,7
36	Процент вскрышных пород участка, складируемых во внутренний отвал	$\mu_{о.вр}$	%	73,8	77,8	81,6	81,6

Примечания:

* - для размещения блок-постов на границе смежных участков;

** - до глубины $H_а$ =64 м, после которой на добыче угля применяется комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт;

*** - при положительном значении потребуется выполнить горно-капитальные работы на проходке соединительной и выездной траншей и изымать в прибортовой зоне дополнительные участки земли для внешнего отвала.

Вместимость внешнего отвала определяется по формуле:

$$V_o = \frac{H_o}{2k_{ð.î}}[L_o B_o + (L_o - 2H_o ctg\beta_{ð.î})(B_o - 2H_o ctg\beta_{ð.î})], \quad (4.9)$$

где $\beta_{ð.î} = arctg[\dfrac{H_î}{H_{î1}ctg\beta_o + \sum_{i=1}^{n-1} H_{î.ÿ}ctg\beta_o + (n-1)\hat{A}_{òî}}]$,

здесь n – количество ярусов внешнего отвала.

Длина фронта внутреннего отвала в различные периоды разработки участка определяется по формулам:

$$L_{î.í.í} = L_ó - L_Ò - Í_{î.í}ctg\beta_{ð.í.í};$$

$$L_{î.â.í} = L_{î.í.í} - Í_{î.í}ctg\beta_{ð.í.í} - 2\hat{A}_{òî} - Í_{î}ctg\beta_{ð.â.í};$$

$$L_{î.í.à} = L_ó - L_Ò - Í_{à}ctg\beta_{ð.í.ï};$$

$$L_{î.â.à} = L_{î.í.à} - Í_{à}ctg\beta_{ð.í.ï} - 2\hat{A}_{òî} - Í_{î}ctg\beta_{ð.â.ï};$$

$$L_{î.í.àæ} = L_ó - Í_{à}ctg\beta_{ð.í.ï};$$

$$L_{î.â.àæ} = L_{î.í.àæ} - Í_{à}ctg\beta_{ð.í.ï} - 2\hat{A}_{òî} - Í_{î}ctg\beta_{ð.â.ï};$$

$$L_{î.í.ê} = L_ó - L_Ò - Í_{ê}ctg\beta_{ð.í.ê};$$

$$L_{î.â.ê} = L_{î.í.ê} - Í_{ê}ctg\beta_{ð.í.ê} - 2\hat{A}_{òî} - Í_{î}ctg\beta_{ð.â.ê}. \quad (4.10)$$

Результирующий угол откоса внутреннего отвала определяется по формулам:

$$\beta_{ð.í.í} = \beta_{î};$$

$$\beta_{ð.í.ï} = arctg[\frac{H_à}{h_{î1}ctg\beta_o + \sum_{i=1}^{s-1} h_o ctg\beta_o + (k-1)\hat{A}_{òî}}];$$

$$\beta_{ð.í.ê} = arctg[\frac{H_ê}{h_{î1}ctg\beta_o + \sum_{i=1}^{m-1} h_o ctg\beta_o + (m-1)\hat{A}_{òî}}];$$

$$\beta_{ð.â.í} = \beta_{ð.â.ï} = \beta_{ð.â.ê} = \beta_{ð.î}, \quad (4.11)$$

где s – количество ярусов внутреннего отвала на границе перехода на комбинированный транспорт; m – количество ярусов внутреннего отвала к концу разработки участка.

Ширина внутреннего отвала по средней линии его высоты ниже уровня дневной поверхности определяется по формулам:

а) общая

$$W = B_{\hat{e}} - \acute{I}_{\hat{e}} ctg\delta_{\ddot{e}} - \grave{a} - 0{,}5\acute{I}_{\hat{e}} ctg\beta_{\eth.\acute{i}.\hat{e}} + 0{,}5\acute{I}_{\hat{i}.\acute{i}} ctg\delta_{\hat{a}}, \quad (4.12)$$

где a – ширина дна между бортом и отвалом, м; $\delta_{\ddot{e}}$ – угол погашения борта по лежащему боку залежи, град.;

б) до границы перехода на комбинированный транспорт

$$W_{\grave{a}} = W - (\acute{I}_{\hat{e}} - \acute{I}_{\grave{a}}) ctg\beta; \quad (4.13)$$

в) после перехода на комбинированный транспорт

$$W_{\grave{a}\ae} = W - W_{\grave{a}}. \quad (4.14)$$

Ширина внутреннего отвала по средней линии его высоты выше уровня дневной поверхности определяется по формулам:

а) общая

$$l_{\hat{e}} = B_{\hat{e}} - \acute{I}_{\hat{e}} ctg\delta_{\ddot{e}} - \grave{a} - \acute{I}_{\hat{e}} ctg\beta_{\eth.\acute{i}.\hat{e}} - \hat{A}_{\partial\hat{i}} + \hat{A}_{\acute{a}}, \quad (4.15)$$

где $\hat{A}_{\acute{a}}$ –берма безопасности между контуром карьера и прибортового отвала, м;

б) до границы перехода на комбинированный транспорт

$$l_{\hat{e}.\grave{a}} = l_{\hat{e}} \frac{W}{W_{\grave{a}}}; \quad (4.16)$$

в) после перехода на комбинированный транспорт

$$l_{\hat{e}.\grave{a}\ae} = l_{\hat{e}} - l_{\hat{e}.\grave{a}}. \quad (4.17)$$

Вместимость внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности определяется по формулам:

а) без изменения конфигурации в плане (рис. 4.13)

$$V_{\acute{i}} = \frac{W}{4k_{\eth.\hat{i}}} (L_{\hat{i}.\acute{i}.\acute{i}} + L_{\hat{i}.\acute{i}.\hat{e}})(H_{\hat{i}.\acute{i}} + H_{\hat{e}}); \quad (4.18)$$

б) с изменением конфигурации в плане (рис. 4.14)

$$V_{\acute{i}.\ddot{i}} = V_{\acute{i}.\grave{a}} + V_{\acute{i}.\grave{a}\ae}, \quad (4.19)$$

где $V_{í.à}$ - вместимость внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности до границы перехода на комбинированный транспорт

$$V_{í.à} = \frac{W_à}{4k_{ð.î}}(L_{î.í.í} + L_{î.í.à})(H_{î.í} + H_à); \qquad (4.20)$$

$V_{í.àæ}$ - вместимость внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности после перехода на комбинированный транспорт

$$V_{í.àæ} = \frac{1}{4k_{ð.î}}[(L_{î.í.àæ} + L_{î.í.ê})(H_à + H_ê)W_{àæ} - 2Í\frac{2}{à}ctg\beta_{ð.í.ï}L_{Ò}(1+$$

$$+tg\beta ctg\beta_{ð.í.ï})]. \qquad (4.21)$$

Вместимость внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности определяется по формулам:

а) без изменения конфигурации в плане

$$V_{â} = \frac{l_k H_o}{2k_{p.o}}(L_{î.â.í} + L_{î.â.ê}); \qquad (4.22)$$

б) с изменением конфигурации в плане

$$V_{â.ï} = V_{â.à} + V_{â.àæ}, \qquad (4.23)$$

где $V_{â.à}$ - вместимость внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности до границы перехода на комбинированный транспорт

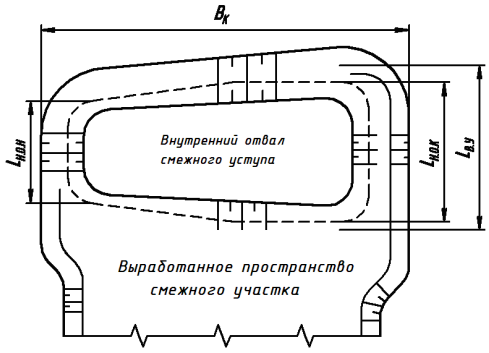


Рис. 4.13. Схема к определению объема внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности без изменения конфигурации в плане

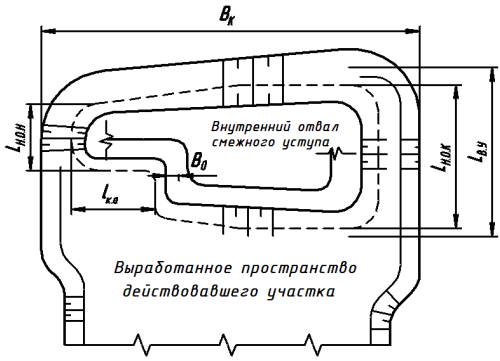


Рис. 4.14. Схема к определению объема внутреннего отвала ниже уровня дневной поверхности с изменением конфигурации в плане

$$V_{в.в} = \frac{l_{к.в} H_{н}}{2k_{р.н}} (L_{н.в.н} + L_{н.в.в}); \qquad (4.24)$$

$V_{в.вж}$ - вместимость внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности после перехода на комбинированный транспорт

$$V_{в.вж} = \frac{H_{н}}{2k_{р.н}} [(L_{н.в.вж} + L_{н.в.к}) l_{к.вж} - L_{т}(2A_{тн} + H_{н} ctg\beta_{р.в.н}) -$$

$$-2L_{т} H_{в} ctg\beta_{р.н.н}]. \qquad (4.25)$$

Ширина внутреннего отвала на уровне дневной поверхности к концу разработки смежного участка определяется по формулам:

а) без изменения конфигурации в плане

$$l_{н} = \frac{2V_{в} k_{р.н}}{H_{н} (L_{н.в.н} + L_{н.в.к})}; \qquad (4.26)$$

б) с изменением конфигурации в плане:

если $V_{в.вж} \le 0$

$$l_{н} = \frac{2V_{в.в} k_{р.н}}{H_{н} (L_{н.в.н} + L_{н.в.в})}; \qquad (4.27)$$

если $V_{в.вж} > 0$

$$l_{í} = \frac{[2V_{â.àæ} + 0{,}5Í_{î} L_{Ò}(2Â_{òî} + Í_{î} ctg\beta_{ð.â.ï}) + Í_{î} Í_{à} ctg\beta_{ð.í.ï}]k_{ð.î}}{Í_{î}(L_{î.â.àæ} + L_{î.â.ê})} +$$

$$+ \frac{2V_{â.à} k_{ð.î}}{Í_{î}(L_{î.â.í} + L_{î.â.à})} . \qquad (4.28)$$

Баланс вместимости отвалов определяется по выражению:

$$V_{áàë.} = V_{â.ó} - V_{á} - V_{î} - V_{í} - V_{â} . \qquad (4.29)$$

Если $V_{áàë.} \le 0$, то во внутренний отвал выше уровня дневной поверхности относительно его вместимости необходимо уложить меньший объем вскрышных пород:

$$V_{â.ô} = V_{â.ó} - V_{á} - V_{î} - V_{í} . \qquad (4.30)$$

Объем вскрышных пород участка, складируемых во внутренний отвал, определяется по выражениям:

- при $V_{áàë.} > 0$

$$V_{î.âð} = V_{í} + V_{â}; \qquad (4.31)$$

- при $V_{бал.} \le 0$

$$V_{î.âð} = V_{í} + V_{â} - /V_{áàë.}/ . \qquad (4.32)$$

Если $V_{áàë.} \le 0$, то при определении ширины внутреннего отвала на уровне дневной поверхности к концу разработки участка $l_{í.}$ в формулу (4.26) вместо вместимости $V_в$ подставляют расчетный объем $V_{â.ô}$, а в формулу (4.28) вместо $V_{â.àæ}$ следует вписать разность $V_{â.ô} - V_{â.a}$.

Доля складируемых во внутренний отвал вскрышных пород нового участка карьерного поля определяется по соотношению:

$$\mu_{î.âð} = \frac{V_{î.âð}}{V_{â.ó}} 100\% . \qquad (4.33)$$

Открытая разработка участка Центрального ограничивается глубиной $Í_{Ê.} = 220$ м. В прибортовой отвал в период проходки разрезной траншеи по наносам уложено около 3 млн. м^3 пород.

На границе с участком Восточным усредненный угол падения угольного горизонта I-Ш составляет $\beta = 7^0 21'$. При формировании внешнего экскаваторно-железнодорожного отвала со стороны лежащего бока участка Центрального в два яруса высотой 50 м его вместимость не превысит 87,8 млн. м^3. Если принять трехярусный внешний отвал высотой 90 м, то она увеличится до 134,3 млн. м^3 (на 52,9%).

При оставлении по подошве площадки длиной 600 м (для развития путевых железнодорожных схем и размещения блок-постов) вместимость внутреннего отвала до уровня дневной поверхности по варианту 1 составит 434,8 млн. м^3. Переход с глубины 64 м по вариантам 2 и 3 на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт повысит этот показатель только до 456,3 млн. м^3 (на 4,9%). Вместимость внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности увеличится с 117,7 млн. м^3 по варианту 1 до 125,7 млн. м^3 по варианту 2 (на 8,0 млн. м^3).

Анализ таблицы 4.3 также показывает, что вместимостей одного внешнего отвала высотой 50 м и выработанного пространства участка Центрального по вариантам 1 и 2 при угле падения $\beta = 7^0 21'$ будет недостаточно - дефицит составит соответственно 104,7 и 75,2 млн. м^3. Поскольку внутренний отвал выше уровня дневной поверхности является продолжением внешнего отвала, то по вариантам 3 и 4 добавили третий ярус. Высота внешнего отвала принята равной 90 м. Тогда вместимость исследуемых объектов превысит объем вскрышных пород в конечных контурах участка: по варианту 3 - на 61,3 млн. м^3 (на 8,1 %), по варианту 4 - на 190,4 млн. м^3 (на 25,4 %). При снижении высоты внешнего отвала (и соответственно уровня внутреннего отвала выше дневной поверхности) с 90 до 50 м вместимость внутреннего отвала выше уровня дневной поверхности составит 151,1 млн. м^3 (вариант 5) при отрицательном балансе вместимостей отвалов (-31,5 млн. м^3). По отношению к варианту 4 доля размещения вскрышных пород участка во внутреннем отвале по варианту 5 увеличится с $\mu_{î.âð} = 81{,}6$ % до $\mu_{î.âð} = 87{,}8$ %.

Если избыток вместимости в объеме $V_{èçá} = |V_{áàë}| = 31{,}5$ млн. м^3 снять с внешнего отвала и добавить во внутренний отвал до полного его заполнения, то доля размещаемых во внутреннем отвале вскрышных пород участка Центрального возрастет до $\mu_{î.âð} = 92$ %. Тогда превышение внутреннего отвала над дневной поверхностью останется без изменения (50 м), а высота внешнего отвала снизится до величины $Í_{î.ñêð}$.

Для определения $Í_{î.ñêð}$ первоначально вычисляют скорректированный объем внешнего отвала по выражению:

$$V_{î.ñêð} = V_{î} - V_{èçá}\,. \tag{4.34}$$

Затем объем первого яруса внешнего отвала по формуле:

$$V_{01} = \frac{Í_{01}}{k_{ð.î}}(L_0 - H_{01}ctg\beta_o)(B_0 - H_{01}ctg\beta_o)\,. \tag{4.35}$$

Если $V_{î.ñêð} \le V_{01}$, то $H_{î.ñêð.} \le H_{01}$ и определяется по формуле:

$$H_{î.ñêð} = H_{01}\frac{V_{î.ñêð}}{V_0}\,. \tag{4.36}$$

Если $V_{î.ñêð} > V_{01}$, то $H_{î.ñêð.}$ определяется по формуле:

$$H_{î.ñêð} = H_{01} + Í_{îÿ.ñêð}\,, \tag{4.37}$$

где $Í_{îÿ.ñêð}$ - скорректированная высота второго яруса внешнего отвала, которая определяется путем решения следующего уравнения

$$ctg^2\beta_o H^3_{îÿ.ñêð} + R_1 H^2_{îÿ.ñêð} + R_2 H_{îÿ.ñêð} + R_3 = 0\,, \tag{4.38}$$

здесь $R_1 = 4H_{01}ctg^2\beta_o + (4\hat{A}_{òo} - B_o - L_o)ctg\beta_o$;

$$R_2 = B_o L_o - 2Á_o(B_o - L_o + 2\hat{A}_{òo}) + 4H^2_{01}ctg^2\beta_o + 2H_{01}ctg\beta_o(4\hat{A}_{òo} - B_o - L_o)\,;$$

$$R_3 = -k_{ð.î}(V_{î.ñêð} - V_{01})\,.$$

Решив уравнение (4.38), получим формулу для определения скорректированной высоты второго яруса внешнего отвала:

$$H_{îÿ\ .ñêð} = \left\{ -\frac{r_2}{2} + \left[\left(\frac{r_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{r_1}{3}\right)^3 \right]^{\frac{1}{2}} \right\}^{\frac{1}{3}} + \left\{ -\frac{r_2}{2} - \left[\left(\frac{r_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{r_1}{3}\right)^3 \right]^{\frac{1}{2}} \right\}^{\frac{1}{3}} -$$

$$- R_1 \left(3ctg^2\beta_o\right)^{-1}, \qquad (4.39)$$

где $r_1 = -R_1^2\left(3ctg^4\beta_o\right)^{-1} + R_2\left(ctg^2\beta_o\right)^{-1}$;

$r_2 = 2R_1^3\left(27ctg^6\beta_o\right)^{-1} - R_1R_2\left(3ctg^4\beta_o\right)^{-1} + R_3\left(ctg^2\beta_o\right)^{-1}$.

Если $\frac{r_2^2}{4} + \frac{r_1^3}{27} < 0$, то тогда

$$H_{îÿ\ .ñêð} = 2\rho_1^{\frac{1}{3}} cos\frac{\varphi}{3} - R_1\left(3ctg^2\beta_o\right)^{-1}, \qquad (4.40)$$

где $\rho_1 = \left(-\frac{r_1}{3}\right)^{\frac{3}{2}}$; $\varphi = arcCos\left(-\frac{r_2}{2\rho_1}\right)$, град.

В результате вычислений при объеме внешнего отвала 56,3 млн. м^3 его высота уменьшится до 30 м. Вместимость внутреннего отвала при конечной глубине участка Центрального $H_к$=220 м по вариантам 4 и 5 ограничивается только мощностью угольного горизонта I-Ш, которая в среднем составляет 20÷25 м.

В работе выполнены исследования по установлению влияния угла падения угольного пласта на объем складирования вскрышных пород смежного участка в его выработанном пространстве. При уменьшении угла падения пласта до $\beta = 4^0$ весь объем вскрышных пород участка разместится на отвалах по варианту 1, из них 93,5% во внутреннем отвале. Наоборот, при увеличении угла его падения до $\beta = 12^0$, доля размещаемых во внутренний отвал будет изменяться от $\mu_{î\ .âð} = 52\,\%$ по варианту 1 до $\mu_{î\ .âð} = 71\,\%$ по варианту 4 (рис. 4.15).

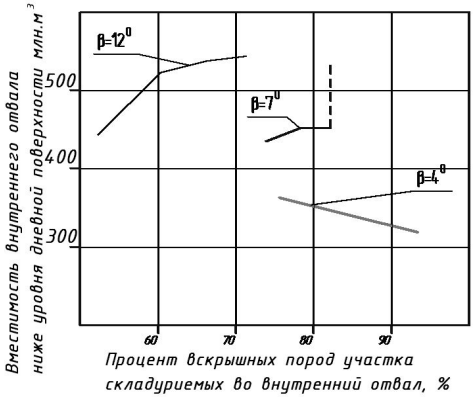


Рис. 4.15. Изменение доли размещаемых во внутреннем отвале вскрышных пород участка Центрального от угла падения пласта

Для установления влияния совместной разработки участков карьерного поля на объемы складирования вскрышных пород во внутренних отвалах (в %-ах) в динамике формирования вскрышной зоны построена номограмма (рис. 4.16).

В ней сроки развития вскрышной зоны с окончанием нарезки новых вскрышных уступов увязаны с интенсивностью горных работ и показана граница выравнивания значений текущего коэффициента вскрыши.

После окончания нарезки второго вскрышного уступа начинается нарезка третьего вскрышного уступа и т.д. С началом нарезки третьего вскрышного уступа более 50% вскрыши нового участка размещается в выработанном пространстве, после нарезки четвертого вскрышного уступа – более 65% (в зависимости от мощности угольного пласта и угла его падения до 80-85%) и с этого периода более 50% вскрыши в целом по разрезу складируется в выработанном пространстве. После выравнивания на обоих участках текущего коэффициента вскрыши более 65% вскрыши (до 70-75%) возможно размещать во внутренних отвалах. Поскольку при отработке отдельно участка Восточного только 50% можно складировать во внутренних отвалах, то при совместной отработке двух участков этот показатель будет больше на 25÷35%.

Следовательно, при использовании на добычных работах железнодорожного транспорта максимальное заполнение выработанного пространства до конечной глубины 220 м обеспечивается только при совместной разработке участков карьерного поля при двухярусном внешнем отвале в прибортовой зоне высотой 30 м и превышении уровня внутреннего отвала над дневной поверхностью на 50 м.

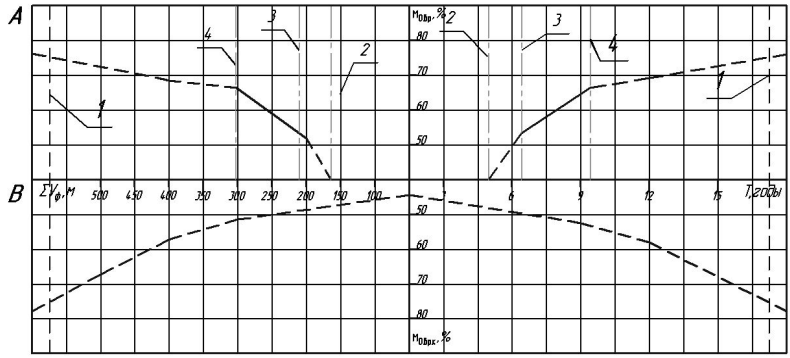


Рис. 4.16. Номограмма к определению в динамике развития вскрышной зоны объемов складирования вскрышных пород во внутренних отвалах на двух участках

А – на новом участке; В – на совместно разрабатываемых участках карьерного поля;

1 – граница выравнивания текущих коэффициентов вскрыши на участках; 2, 3, 4 – окончание нарезки соответственно 2-го, 3-го и 4-го вскрышных уступов

4.4 Моделирование оптимального распределения вскрышных пород на внешние и внутренние отвалы

Максимальное использование ресурса выработанного пространства обеспечивается оптимальным распределением всего объема вскрышных пород нового участка на внешний и внутренний отвалы с учетом сформированного, после проходки разрезной траншеи по наносам, прибортового отвала.

Пусть $\mu_{î\ .âð}$ - доля вскрышных пород смежного участка карьерного поля, складируемых во внутренний отвал, %; $V_{â.ó}$ – объем вскрышных пород в конечных контурах участка, м^3; $V_{á}$ - вместимость прибортового отвала, м^3; $V_{î}$ – вместимость внешнего отвала со стороны лежащего бока залежи, м^3; $V_{í}$ и $V_{â}$ - вместимость внутреннего отвала соответственно ниже и выше уровня дневной поверхности, м^3; $V_{áàë}$ - баланс вместимости отвалов, м^3; $V_{â.ô}$ – фактический объем пород, размещаемый во внутренний отвал выше уровня дневной поверхности при отрицательном балансе, м^3; $V_{î\ .âð}$ - объем вскрышных пород участка, складируемых во внутренний отвал, м^3; V_{01} - объем первого яруса внешнего отвала, м^3; $V_{èçá}$ – избыток вместимости внешнего отвала, м^3; $Í_{\ î}$ – высота внешнего отвала, м; $Í_{\ â}$ – превышение внутреннего отвала над дневной поверхностью, м; $Í_{\ î\ .âð}$ – предельная высота внутреннего отвала, м; $Í_{\ ê}$ – конечная глубина смежного участка, м; $Í_{\ 01}$ – высота первого яруса внешнего отвала, м; $Í_{\ î\ .ñêð}$ – скорректированная высота внешнего отвала, м.

Математическая модель оптимального распределения объема вскрышных пород нового участка в конечных контурах на внешний и внутренний отвалы имеет вид:

$$V_{â.ó} = V_{á} + V_{o} + V_{í} + V_{â}$$

$$\text{при } Í_{\ î} \le Í_{\ â},\ Í_{\ â} \le (Í_{\ î\ .âð} - Í_{\ ê}); \qquad (4.41)$$

$$V_{áàë.} = V_{â.ó} - V_{á} - V_{î} - V_{í} - V_{â}; \qquad (4.42)$$

если $V_{áàë.} \le 0$, то $V_{â.ô} = V_{â.ó} - V_{á} - V_{î} - V_{í}$; (4.43)

если $V_{áàë.} > 0$, то $V_{î\ .âð} = V_{í} + V_{â}$; (4.44)

если $V_{áàë.} \le 0$, то $V_{î\ .âð} = V_{í} + V_{â} - /V_{áàë.}/$; (4.45)

$$\mu_{î\ .âð} = \frac{V_{î\ .âð}}{V_{â.ó}} 100 \to max \quad \text{при } 20^0 \ge \beta \ge 0; \qquad (4.46)$$

если $V_{èçá} = |V_{áàë}|$, то $V_{î\ .ñêð} = V_{î} - V_{èçá}$; (4.47)

если $V_{î\ .ñêð} \le V_{01}$, то $H_{î\ .ñêð.} \le H_{01} \Rightarrow H_{î\ .ñêð} = H_{01}\dfrac{V_{î\ .ñêð}}{V_0}$; (4.48)

если $V_{î\ .ñêð} > V_{01}$, то $H_{î\ .ñêð} = H_{01} + Í_{\ îÿ\ .ñêð}$; (4.49)

$$H_{îÿ\ .ñêð} = \left\{-\frac{r_2}{2} + \left[\left(\frac{r_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{r_1}{3}\right)^3\right]^{\frac{1}{2}}\right\}^{\frac{1}{3}} + \left\{-\frac{r_2}{2} - \left[\left(\frac{r_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{r_1}{3}\right)^3\right]^{\frac{1}{2}}\right\}^{\frac{1}{3}} - ; \quad (4.50)$$

$$- R_1\left(3ctg^2\beta_o\right)^{-1}$$

$$r_1 = -R_1^2\left(3ctg^4\beta_o\right)^{-1} + R_2\left(ctg^2\beta_o\right)^{-1};$$

$$r_2 = 2R_1^3\left(27ctg^6\beta_o\right)^{-1} - R_1R_2\left(3ctg^4\beta_o\right)^{-1} + R_3\left(ctg^2\beta_o\right)^{-1};$$

если $\dfrac{r_2^2}{4} + \dfrac{r_1^3}{27} \prec 0$, то $H_{îÿ\ .ñêð} = 2\rho_1^{\frac{1}{3}}\cos\dfrac{\varphi}{3} - R_1\left(3ctg^2\beta_o\right)^{-1}$; (4.51)

$$\rho_1 = \left(-\frac{r_1}{3}\right)^{\frac{3}{2}}; \qquad \varphi = arcCos\left(-\frac{r_2}{2\rho_1}\right).$$

4.5 Установление влияния схемы и порядка вскрытия породных горизонтов на сроки начала формирования внутреннего отвала

Для определения начала заполнения выработанного пространства внутренним отвалом необходимо увязать сроки нарезки новых вскрышных уступов через интенсивность их подвигания с параметрами выработанного пространства и объемом внешнего двухярусного отвала (рис. 4.17). При перераспределении грузопотоков вскрыши на внешний и внутренний отвалы с определенного горизонта необходимо обеспечить сдерживание необоснованного увеличения расстояния транспортирования пород на внешний отвал с верхней части вскрышной зоны и складирование на постоян-

ной основе пород во внутренний отвал. Последние с увеличением угла падения пласта полезного ископаемого будут периодически возрастать со средней и нижней частей вскрышной зоны. Поэтому принят двухярусный внешний отвал со сроком службы $T_{но}$=12-15 лет, а полное размещение вскрыши в границах горного отвода обеспечит их складирование на верхних ярусах внутреннего отвала выше дневной поверхности.

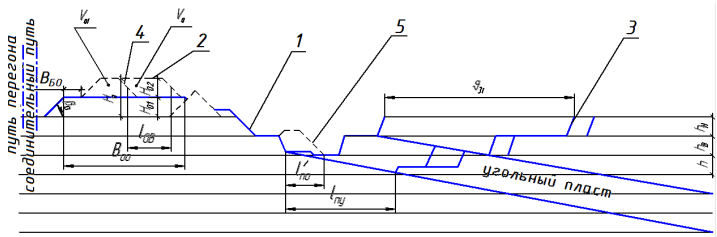


Рис. 4.17. Схема к определению границы перехода на внутреннее отвалообразование

1 – контур карьера к моменту окончания формирования разрезной траншеи; 2 – контур внешнего отвала; 3 и 4 – соответственно контуры рабочего борта и внешнего отвала к моменту окончания нарезки второго вскрышного уступа; 5 – первоначальный контур внутреннего отвала

Объем внешнего отвала с учетом необходимых параметров определяется по выражению:

$$V_0 = \frac{1}{k_{po}}[B_0 H_0 L_0 + (B_0 - \hat{A}_{\acute{a}\acute{i}} - \acute{I}_{02}\tilde{n}tg\beta_0)\acute{I}_{02}(L_0 - 2\hat{A}_{\acute{a}\acute{i}} - \acute{I}_{20}\tilde{n}tg\beta_0)], \quad (4.52)$$

где k_{po} – остаточный коэффициент разрыхления, для полускальных пород составляет 1,05.

Остаток ширины второго яруса после окончания нарезки i-го вскрышного уступа по вмещающим породам составит:

$$l_{ob} = (V_o - V_{oi})/[(L_0 - 2\hat{A}_{\acute{a}\acute{i}} - \acute{I}_{02}\tilde{n}tg\beta_0)\acute{I}_{02}], \quad (4.53)$$

где V_{oi} – заполнение внешнего отвала к окончанию нарезки нового i-го вскрышного уступа, равное

$$V_{oi} = k_{ði}\, v_{3i} h_í L_{ôâ1} + k_{ðñê}(v_{3i} - \hat{A}_{ð.í.})L_{ôâ1} n_i ,$$

здесь n_i – количество новых вскрышных уступов по вмещающим породам.

При этом $V_{oi} < V_o$, а $l_{ob} \geq h_{â}(ctg\beta + ctg\alpha_{â}) + \grave{I} - b_{í2}$ (M – горизонтальная мощность пласта полезного ископаемого при выходе под наносы, м; $b_{í2}$ – ширина дна разрезной траншеи по наносам, м).

Горизонтальная проекция ширины дна карьера к моменту окончания нарезки і-го вскрышного уступа

$$l_{ïó} = b_{ðó} + h_{â}(ctg\beta + ctg\alpha_{â})n_i + \grave{I} - b_{í2}, \qquad (4.54)$$

где $b_{ðó}$ – горизонтальная проекция ширины дна разрезной траншеи с учетом полной выработки угля, м.

Она должна быть

$$l_{ïó} \geq l'_{ï.î} + (20 \div 30), \ м \qquad (4.55)$$

где $l'_{ï.î}$ – горизонтальная проекция ширины основания внутреннего отвала, равная ширине заходки отвального экскаватора (лучше первоначально использовать шагающий драглайн) и ширине пионерной насыпи, завозимой автотранспортом с участка Восточного.

Составляющая срока начала формирования внутреннего отвала после окончания проходки разрезной траншеи на новом смежном участке карьерного поля определяется из равенства:

$$v_{3i} = \sum_{i=1}^{k} v_{ôi}, \qquad (4.56)$$

где v_{3i} – подвигание передового уступа к моменту окончания нарезки нового вскрышного уступа на і-ый горизонт; $v_{ôi}$ – скорость подвигания фронта работ в 1, 2, 3… до K года, зависящая от производительности по добыче угля P_1, P_2 … P_k, равная

$$v_{ôi} = [P_i(1-\rho)] / [\gamma_o L_y h(1-\eta_o)],$$

здесь γ_o – плотность угля, т/м^3; L_y – длина смежного участка, м; h – вертикальная мощность угольного пласта, м; ρ, η_o – величина соответственно разубоживания и потерь, доли ед.

Подвигание передового уступа к моменту окончания нарезки нового вскрышного уступа на і-ый горизонт v_{3i} определяется по формулам:

если $b_{i2} = \grave{I}$, то $v_{3i} = h_{\hat{a}}(ctg\beta + ctg\alpha_{\hat{a}})n_i + \hat{A}_{\delta i} - \grave{A}_i$;

если $b_{i2} < \grave{I}$, то $v_{3i} = h_{\hat{a}}(ctg\beta + ctg\alpha_{\hat{a}})n_i + \hat{A}_{\delta i} - \grave{A}_i + \grave{I} + b_{i2}$; (4.57)

если $b_{i2} > \grave{I}$, то $v_{3i} = h_{\hat{a}}(ctg\beta + ctg\alpha_{\hat{a}})n_i + \hat{A}_{\delta i} - \grave{A}_i + b_{i2} - \grave{I}$.

Составляющую срока начала формирования внутреннего отвала после окончания проходки разрезной траншеи на новом смежном участке карьерного поля *К* можно определить по графику рис. 4.18.

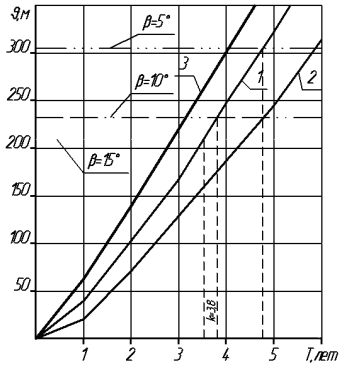


Рис. 4.18. График к определению составляющей срока начала формирования внутреннего отвала после окончания проходки разрезной траншеи в зависимости от угла падения залежи при мощности разреза (млн. т/год): 1 – 8,5; 2 – 6,6; 3 – 12

При угле падения пласта β=10^0 и проектной мощности разреза 8,5 млн. т в год *К*=3,8 года. Нарезка второго вскрышного уступа при этом начинается на расстоянии 126 м от контура разрезной траншеи.

Когда соблюдается условие (4.55), появляются условия для размещения части объемов пород со второго вскрышного уступа перемещать во внутренний отвал.

Срок возможного перехода к размещению вскрышных пород во внутренний отвал определяется по выражению:

$$k_{â} = k + \frac{L_{ôi}\, h_{â} \grave{A}_{â}}{Ð_{â.ã}} + t_{c.c} + t_{ï.æ} \text{ , годы} \qquad (4.58)$$

где $Ð_{â.ã}$ - среднеэксплуатационная годовая производительность вскрышного экскаватора, м^3; $t_{c.c}$ – срок сооружения съезда, годы; $t_{ï.æ}$ - время на переукладку и строительство ж.-д. путей, годы.

Следовательно, срок перехода на внутреннее отвалообразование зависит от интенсивности развития рабочей зоны, параметров внешнего в прибортовой зоне отвала и выработанного пространства. Поэтому в комплексе следует учитывать:

- объем вскрыши в конечных контурах нового участка;
- заполнение внешнего отвала с заранее установленными параметрами с минимальным расстоянием транспортирования туда вскрыши путем выбора оптимального срока его заполнения;
- размещение продолжения внешнего отвала уже в границах горного отвода с предельным использованием вместимости внутреннего отвала.

Решение этой задачи с учетом динамики развития календарных объемов горных работ позволяет оценить по годам объемы размещения вскрышных пород за пределами нового участка карьерного поля.

Изыскание ресурсосберегающих технологий вовлечения нового участка карьерного поля позволило сделать следующие выводы:

1. Повышение производительности по углю с наименьшими издержками на разрезах с железнодорожным транспортом достигается путем вовлечения в эксплуатацию нового участка. Проходка широкой разрезной траншеи по наносам осуществляется поэтапно блоками длиной 300÷500 м. Параметры траншеи по наносам должны обеспечить нарезку траншеи по углю мехлопатой с верхней погрузкой подвижного состава с последующим размещением основного добычного оборудования для отработки первой добычной заходки. Ширина траншеи по наносам до 70÷75 м в условиях разреза «Майкубенский» при вовлечении

запасов участка Центрального обеспечила на добыче угля применение одноковшового типа ЭКГ-4у и роторного типа ЭР-1250д экскаваторов. Даже при значительном отставании вскрышных работ на разрабатывавшемся участке Восточном это позволило увеличить добычу угля более чем в 2 раза.

2. Разработаны и реализованы новые подходы в схемах проходки широкой разрезной траншеи драглайном с малыми линейными параметрами типа ЭШ-13/50 (радиус и высота разгрузки не превышают соответственно 45 и 20 м) по бестранспортной технологии с размещением прибортового отвала со стороны лежащего бока залежи. В отличие от известных схем предложено проходку траншеи осуществлять поэтапно в каждом отдельном блоке двумя заходками. Проходка второй заходки стала возможной путем повышения уровня установки драглайна относительно дневной поверхности на величину, ограничиваемую только максимальной глубиной его черпания.

3. Разработан инновационный способ вскрытия породных горизонтов. Основанием для изменения известных схем вскрытия явились затруднения по формированию внешней фланговой траншеи с прямолинейной трассой для железнодорожного транспорта. Как правило, со стороны лежащего бока залежи нового участка карьерного поля из-за развитой транспортной сети ограничены размеры дневной поверхности. Отличительные признаки новой схемы вскрытия обусловлены временным использованием рабочей зоны, изменением порядка сооружения вскрывающих выработок смешанного и внутреннего заложения и сроками перехода на внутреннее отвалообразование при железнодорожном транспорте.

4. В отличие от известных способов, реализация новой схемы вскрытия достигается формированием внутренней части первой смешанной траншеи временно на наклонной кривой с постепенным выравниванием в плане по мере развития горных работ. При этом его трасса должна быть сопряжена с рабочим горизонтом первого вскрышного уступа. После нарезки второго вскрышного уступа транспортный доступ на первый вскрышной уступ осуществляется через вторую смешанную траншею. Она примы-

кает к первой в торце разреза. С этих уступов породы транспортируются железнодорожным транспортом на внешний отвал. Остальные вскрышные уступы далее достаточно вскрывать формируемыми ниже съездами с перемещением пород прямыми заездами локомотивосоставов в основном во внутренний отвал.

5. Ожидаемый экономический эффект от внедрения инновационного способа вскрытия в условиях разреза «Майкубенский» за 3 года составит более 159,4 млн. тенге.

6. Разработана методика установления параметров внешнего в прибортовой зоне отвала в зависимости от баланса вместимостей всех отвалов. При уменьшении угла падения угольного пласта средней мощности от 12 до 4 градусов складируемый во внутренний отвал объем вскрышных пород возрастает от 52 до 93,5%.

5 РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ С ПЕРЕВАЛКОЙ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОД

5.1 Пространственно-временная модель оптимизации параметров экскаваторно-отвального технологического комплекса

На ряде пологих и полого-наклонных угольных месторождений Казахстана, таких как Шоптыкольское, Шубаркольское, Борлинское, планируется внедрение бестранспортной технологии отработки нижней толщи вскрышных пород с использованием драглайнов типа ЭШ-11/75, ЭШ-20/90, ЭШ-15/100 и др.

На угольных месторождениях преобладает железнодорожный транспорт. Для обеспечения обмена поездов и грузотранспортной связи с нижними горизонтами на разрезах большой протяженности устраиваются блок-посты. В этом случае бестранспортная технология применяется не по всей длине добычного фронта работ. Результаты расчета технологических параметров по известным методам на поперечных сечениях дают большие отклонения в реальных условиях производства, не позволяют эффективно использовать возможности мощного горного оборудования в пространстве и времени.

Практика применения экскаваторно-отвальных комплексов на карьерах показывает, что производственная мощность по полезному ископаемому и эффективность применения бестранспортной технологии зависят от длины фронта работ [55, 56, 57]. Значительный диапазон ее изменения (от 800 до 3000 м и более) на действующих и вновь проектируемых разрезах, необходимость производства буровзрывных работ по подготовке к добыче угля и выемке вскрышных пород предъявляют повышенные требования к соответствию расчетных параметров реальным условиям эксплуатации драглайнов по бестранспортным схемам.

Достоверная оценка возможностей шагающих драглайнов, в особенности при разработке толщи разнопрочных пород, имеет решающее значение в обеспечении стабильных поставок потребителю регламентированного объема полезного ископаемого. На

практике для повышения вероятности выполнения планового задания технически возможную по производительности драглайнов высоту основного вскрышного уступа занижают. Недостаточно обоснованным расширением области применения бестранспортной технологии в аналогичных горно-геологических условиях заведомо ограничивается интенсивность подготовки требуемого количества запасов полезного ископаемого [58, 59, 60].

Для условий отработки разнопрочных пород при вывозке полезного ископаемого автомобильным и железнодорожным транспортом создан алгоритм оптимизации параметров и организации взрыво-экскавационного перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы. Он позволяет проводить оценку соответствия расчетных параметров возможных технологических схем организации вскрышных, добычных и буровзрывных работ условию обеспечения регламентируемой производительности карьера по добыче полезного ископаемого при реальных объемах бестранспортной вскрыши в конкретных горнотехнических условиях.

Эффективность бестранспортной системы разработки при залегании над полезным ископаемым скальных пород реализуется повышением степени их дробления и коэффициента сброса вскрыши в выработанное пространство [17]. Увеличение части горной массы, перемещаемой в постоянный отвал, достигается регулированием удельного расхода ВВ по рядам скважин.

Эффективность экскаваторной перевалки вскрыши в выработанное пространство улучшается при совместном взрывании на сброс скальных и покрывающих плотных пород [61, 62]. Этот способ подготовки разнопрочных пород основного уступа к выемке позволяет увеличить высоту нижнего подуступа до предельного значения, ограничиваемого величиной преодолеваемого энергией взрыва сопротивления по подошве уступа первого ряда скважин. На практике качественная проработка подошвы уступа обеспечивается применением по первому ряду парносближенных скважинных зарядов.

Величина линии сопротивления по подошве уступа для парносближенных скважин рассчитывается по известной формуле [63]:

$$W_Ï = (2\delta_{ñê} \cdot q_\delta^{-1})^{\frac{1}{2}}, \qquad (5.1)$$

где $W_Ï$ – линия наименьшего сопротивления, м; $\delta_{ñê}$ – вместимость 1 пог. м скважины, кг; q_δ – средневзвешенный удельный расход ВВ для массива разнопрочных пород, кг/м^3, равный

$$q_\delta = [q_ì (H - H_2) + (q_{ñê} - q_ì) H_{ñê}] (H - H_2)^{-1}, \qquad (5.2)$$

здесь $q_{ñê}$, $q_ì$ - удельный расход ВВ соответственно для скальных и плотных пород, кг/м^3; $H - H_2$ – высота нижнего подуступа, равная $H - H_2 = H_{cê} + H_1$, м.

С другой стороны (рис. 5.1)

$$W_Ï = (H - H_2) ctg\gamma + C_Á + H_{ñê}(ctg\alpha_{ñê} - ctg\gamma). \qquad (5.3)$$

Приравняв левые части выражений (5.2) и (5.3) с учетом значения q_p, получим кубическое уравнение:

$$q_ì\, ctg^2\gamma (H - H_2)^3 + F_1 (H - H_2)^2 + F_1 (H - H_2) + F_1 = 0, \qquad (5.4)$$

где $F_1 = \{ H_{ñê}(q_{ñê} - q_ì) ctg\gamma + 2q_ì [C_Á + H_{ñê}(ctg\alpha_{ñê} - ctg\gamma)] \} \cdot ctg\gamma$;

$$F_2 = \{ 2H_{ñê}(q_{ñê} - q_ì)[C_Á + H_{ñê}(ctg\alpha_{ñê} - ctg\gamma)] \} \cdot ctg\gamma + q_ì [C_Á + H_{ñê}(ctg\alpha_{ñê} - ctg\gamma)]^2 - 2P_{ñê};$$

$$F_3 = H_{ñê}(q_{ñê} - q_ì)[C_Á + H_{ñê}(ctg\alpha_{ñê} - ctg\gamma)]^2.$$

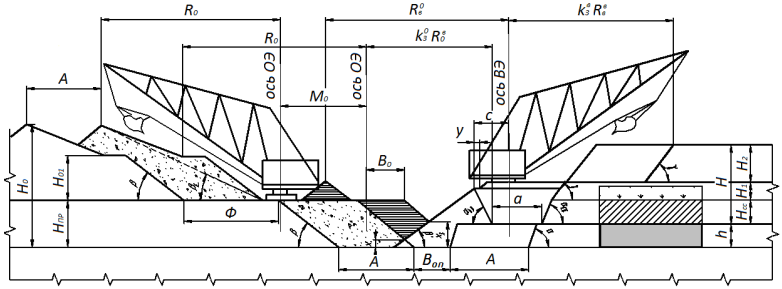


Рис. 5.1. Принципиальная схема экскавации парой совместно работающих драглайнов

Решив уравнение (5.4), получим формулу для определения предельной высоты нижнего подуступа:

$$H - H_2 = \{-\frac{f_2}{2} + \left[\left(\frac{f_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{f_1}{3}\right)^3\right]^{\frac{1}{2}}\}^{\frac{1}{3}} + \{-\frac{f_2}{2} - \left[\left(\frac{f_2}{2}\right)^2 + \left(\frac{f_1}{3}\right)^3\right]^{\frac{1}{2}}\}^{\frac{1}{3}} - $$

$$- F_1(3q_i\, ctg^2\gamma)^{-1}, \qquad (5.5)$$

где $f_1 = -F_1^2(3q_i^2\, ctg^4\gamma)^{-1} + F_2(q_i\, ctg^2\gamma)^{-1}$;

$$f_2 = 2F_1^3(27q_i^3\, ctg^6\gamma)^{-1} - F_1F_2(3q_i^2\, ctg^4\gamma)^{-1} + F_3(q_i\, ctg^2\gamma)^{-1}.$$

Если $\frac{f_2^2}{4} + \frac{f_1^3}{27} < 0$, то $H - H_2 = 2\rho_1^{\frac{1}{3}} cos\frac{\varphi}{3} - F_1(3q_i\, ctg^2\gamma)^{-1}$, (5.6)

где $\rho_1 = \left(-\frac{f_1}{4}\right)^{\frac{3}{2}}$; $\varphi = arccos\left(-\frac{f_2}{2\rho_1}\right)$, град.

Коэффициент снижения высоты нижнего подуступа после взрыва с достаточной степенью точности определяется по зависимости НИИОГР [19]:

$$\eta_{ñí} = 0{,}136 - 0{,}00066(H - H_2) + 0{,}0002(H - H_2)^2.$$

Объем сбрасываемой в выработанное пространство горной массы из расчета на 1 погонный метр заходки с учетом толщи разнопрочных пород нижнего подуступа составляет:

$$V_{ñä}^{íÂ} = A(H - H_2)[H_{ñê}(k_ð^{ñê} - 1) + H_1(k_ð^{ì} - 1) + (H - H_2)\eta_{ñí}](k_ð^{ñê}H_{ñê} +$$

$$+ H_1k_ð^{ì})^{-1}, \qquad (5.7)$$

где $V_{ñä}^{íÂ}$ – объем сброса породы, м^3/м; $k_ð^{ì}$, $k_ð^{ñê}$ – коэффициент разрыхления соответственно плотных и скальных пород; A – ширина заходки, принимается в зависимости от числа рядов скважин во взрываемом блоке (для условий угольных месторождений A=32-42 м).

Высота нижнего подуступа после взрыва вычисляется по выражению:

$$H_{íï} = (H - H_2)(1 - \eta_{ñí}), \qquad (5.8)$$

где $H_{íï}$ - высота нижнего подуступа после взрыва, м.

Ширина верхней площадки после сброса определяется по формуле:

$$Ó = 0{,}5\{\left[2V_{ñá}^{íâ}\,(k_{ð}^{ñê}H_{ñê} + H_1 k_{ð}^{ì})\right](h + H_{íï})(H - H_2)]^{-1} - (h + H_{íï})ctg\beta\} + \\ + hctg\alpha + B + H_{ñê}ctg\alpha_{ñê} + (H_{íï} - H_{ñê})ctg\gamma\,, \qquad (5.9)$$

где $У$ – выступ ширины верхней площадки развала после сброса, м; B – берма безопасности на кровле пласта, м; β – угол естественного откоса развала, град; h – мощность пласта полезного ископаемого, м.

Увеличение объема сброса пород взрывом снижает долю переэкскавации, экскавация части плотных пород в разрыхленном состоянии и лучшее качество дробления пород скальной толщи позволяют интенсифицировать скорость подготовки запасов угля при максимально возможном объеме бестранспортной вскрыши. Кроме того, при значительном дефиците отчуждаемых под внешние отвалы земель расширение области применения бестранспортной системы разработки приводит к значительному сохранению земельного отвода.

Если верхний подуступ относительно нижнего подуступа сместить на ширину заходки (рис. 5.1), то опережающее ведение буровзрывных работ по разнопрочным породам снизит простои вскрышного драглайна и обеспечит безопасный перегон к месту начала отработки следующей заходки.

Вскрышной драглайн устанавливается на развале и верхним черпанием отрабатывает подуступ плотных пород, а нижним черпанием проходит врубовую траншею по разрыхленным разнопрочным породам. Первичный отвал формируют следующим образом. Первоначально отсыпают его веером до уровня предотвала на расчетную высоту подсыпки развала x_3, а затем гребнем вдоль фронта работ. Высоту подсыпки развала первичным отвалом определяют по условию отработки с одной точки стояния отвальным драглайном объема вскрышных пород с учетом рационального смещения осей его установки для окончательного формирования отвала. Отвальный драглайн отрабатывает остав-

шиеся по заходке разнопрочные породы вместе с объемом сброса и переэкскавирует внешнюю часть первичного отвала.

При ведении открытых работ наблюдаются случаи искусственного формирования грунтовых массивов. Так, при отвалообразовании разрушенные породы теряют сцепление и характеризуются только коэффициентом внутреннего трения. Однако под действием нагрузки от собственного веса и влажности глинистые породы в отвале уплотняются и у них возникает сцепление [64]. Это послужило основанием для формирования высокого отвала в условиях угольных месторождений. Опыт отсыпки таких отвалов на других карьерах подтверждает реальность расчетов его параметров для условий запредельного состояния устойчивости.

На угольных месторождениях основной отвал формируется в следующей последовательности. Зигзагообразными перемещениями по предотвалу с двух положений поочередно отсыпают второй и третий ярусы. При этом второй ярус отсыпают гребнем до критической высоты с естественным углом заложения откоса разрыхленных плотных пород, а третий - веерами под пологим углом.

Расчетное обоснование технологических параметров отвалообразования в режиме управляемого сдвижения по сравнению с технологией в условиях постоянного обеспечения устойчивости основывается на учете всех компонентов плоского напряженного состояния. Предельная высота основного отвала определена по формуле:

$$H_{\partial}^{\hat{i}} = H_{\hat{i}\hat{e}} - H_{\ddot{i}\partial} = 2C_{\ddot{o}} ctg\rho(\gamma_{\dot{i}}\ \lambda)^{-1}, \qquad (5.10)$$

где $H_{\partial}^{\hat{i}}$ - предельная высота основного отвала, м; $H_{\hat{i}\hat{e}}$ – предельная высота отвала, м; $H_{\ddot{i}\partial}$ – высота предотвала, м; $C_{\ddot{o}}$ – сцепление плотных пород в отвале, т/м^2; ρ – угол внутреннего трения плотных пород отвала, град; $\gamma_{\dot{i}}$ – объемная масса плотных пород отвала, т/м^3; λ – безразмерный параметр устойчивости (для естественного угла откоса плотных пород в отвале $\beta = 33 - 36^0$, $\lambda = 0{,}067$).

Отсыпка драглайном высокого отвала достигается при его приближении к откосу отсыпаемой отвальной заходки на расстояние *r*. При незначительном смещении осей отвального

драглайна возможна его работа со стороны свободного пространства отсыпаемой отвальной заходки. Однако, учитывая склонность плотных пород к самообрушению и опыт эксплуатации драглайнов в аналогичных условиях, с учетом разворотов драглайна для экскавации, минимальное расстояние от оси экскаватора до нижней бровки второго яруса приняли равным r=8м. При этом результирующий угол откоса основного отвала связан с параметрами экскаватора следующим образом:

$$\beta_{å} = C_{ö} ctg\beta / [\gamma_{ì}\, \lambda (R_{ï} - r)] \; ; \tag{5.11}$$

$$\beta_{å} = arccos\left[\frac{R_{ï} - r}{H_{ï} - H_{ïð}}\right], \tag{5.12}$$

где $\beta_{å}$ - результирующий угол откоса основного отвала, град.; $R_{ï}$ – максимальный радиус разгрузки отвального драглайна, м.

Учитывая широкий диапазон изменения длины фронта добычных работ из-за сложной конфигурации пологих месторождений в плане, необходимость дренажа основания внутренних отвалов и усреднения угля, отработку основного уступа и собственно добычу производят одновременно на нескольких обособленных участках или блоках. Поэтому основные необходимые для построения рабочего паспорта параметры определяли из пропорциональной загруженности вскрышного и отвального драглайнов отдельного участка.

Коэффициент удлинения вскрышного фронта при этом составит:

$$k'_{ó} = [\, L_{ó} + h_{ò}\, ctg\alpha' + B + H_{ñê} ctg\alpha'_{ñê} + (H - H_{ñê}) ctg\gamma' + b_{ò}\,]\, L_{ó}^{-1} \,, \tag{5.13}$$

где $k_y^{'}$ - коэффициент удлинения вскрышного фронта; $b_{ò}$ – берма безопасности между подуступами в торцах разреза, м; H – высота основного уступа, м; $L_{ó}$ – протяженность добычных работ участка, м.

Высота отвала определяется по формуле:

$$H_{ï} = L_{ó} k'_{ó} [\, k_{ð}^{ñê} H_{ñê} + k_{ð}^{ì} (H_1 + H_2)]\, L_{o}^{ó-1} + \\ + 0{,}5A \cdot tg\beta \cdot tg\beta_1 (tg\beta + tg\beta_1)^{-1} \,, \tag{5.14}$$

где $H_{\hat{i}}$ - высота отвала; β_1 – угол откоса третьего яруса отвала, град; $L_o^{\acute{o}}$ – средневзвешенная длина отвального фронта работ участка, равная

$$L_{\acute{a}}^{\acute{o}} = N_{\hat{i}} - (H_{\hat{i}} - H_{\ddot{i}\eth})ctg\beta_{\mathring{a}} = N_{\hat{i}} - R_{\hat{i}} + r\,. \qquad (5.15)$$

При проходке между отвалами дренажной траншеи величина сокращения отвального фронта работ составит:

$$N_{\hat{i}} = L_{\acute{o}}k'_{\acute{o}} - \frac{1}{2}b_{\eth} - \frac{5}{6}H_{\ddot{i}\eth}\,ctg\beta - \frac{1}{2}h_{\grave{o}}\,ctg\alpha' - \alpha_{\grave{o}\eth} - \hat{A}_{\acute{a}} \qquad (5.16)$$

а при сооружении выездных траншей только в торцах разреза

$$N_{\hat{i}} = N_{\hat{i}1} = L_{\acute{o}}k'_{\acute{o}} - \frac{1}{2}H_{\ddot{i}\eth}\,ctg\beta - \frac{1}{2}h_{\grave{o}}\,ctg\alpha' - \alpha_{\grave{o}\eth} - \hat{A}_{\acute{a}}\,, \qquad (5.17)$$

где $N_{\hat{i}}$ - величина сокращения отвального фронта работ; $b_{\eth}$ – ширина дренажной траншеи с контрфорсами, м; $\alpha_{\grave{o}\eth}$ – ширина выездной траншеи понизу, м; $\hat{A}_{\acute{a}}$ – берма безопасности на поверхности предотвала, м.

Угол откоса третьего яруса отвала выражается через искомую величину $H_{\hat{i}}$ следующим образом:

$$tg\beta_1 = \left(H_{\hat{i}} - H_{\ddot{i}\eth} - H_{\hat{i}1}\right)\left(R_{\hat{i}} - r - H_{o1}ctg\beta\right)^{-1}, \qquad (5.18)$$

где β_1 - угол откоса третьего яруса отвала, град.; $H_{\hat{i}1}$ – высота второго яруса отвала, м.

Подставив зависимость (5.18) в формулу (5.14), получим квадратное уравнение относительно $H_{\hat{i}}$:

$$H_o^2 + N_1H_o + N_2 = 0\,, \qquad (5.19)$$

где $N_1 = (R_o - r - H_{o1}ctg\beta)tg\beta - H_{\ddot{i}\eth} - H_{o1} - L_yk'_y(N_o - R_o + r)^{-1}[k_p^{\tilde{n}\hat{e}}H_{\tilde{n}\hat{e}} +$

$$+ k_{\eth}^{\grave{i}}(\acute{I} - H_{\tilde{n}\hat{e}})] - 0{,}5\grave{A}tg\beta\,;$$

$$N_2 = 0{,}5\grave{A}\left(H_{\ddot{i}\eth} + H_{o1}\right)tg\beta - L_yk'_y\left(N_o - R_o + r\right)^{-1}[k_p^{\tilde{n}\hat{e}}H_{\tilde{n}\hat{e}} + k_p^{\grave{i}}(H - H_{\tilde{n}\hat{e}})] \times$$

$$\times[(R_o - r - H_{o1}ctg\beta)tg\beta - H_{\ddot{i}\eth} - H_{o1}]\,.$$

Решая уравнение, получим формулу для определения высоты отвала:

$$H_o = 0{,}5N_1 + \sqrt{\left(0{,}25N_1^2 - N_2\right)}. \qquad (5.20)$$

При этом необходимо соблюдать условие: $H_o \le H_{o\hat{e}}$.

Для установления совместного влияния высоты верхнего черпания и угла поворота на разгрузку на изменение производительности вскрышного драглайна относительно нормативной в условиях ряда угольных месторождений были проведены хронометражные наблюдения.

Величина, на которую сокращается радиус черпания вскрышного драглайна в поперечном сечении заходки в зависимости от ее ширины и высоты верхнего черпания, определяется по формуле:

$$k_Y^{\hat{A}} = \left(2\grave{A} + \acute{I}_{\hat{a}.\div.} ctg\gamma + \acute{O} - \tilde{N}\right) R_B^{B^{-1}}, \qquad (5.21)$$

где $k_Y^{\hat{A}}$ – величина сокращения радиуса черпания вскрышного драглайна в поперечном сечении заходки; $\acute{I}_{\hat{a}.\div.}$ – высота верхнего черпания, равная $\acute{I}_{\hat{a}.\div.} = \acute{I} - \acute{I}_{\acute{i}.\ddot{i}}$, м; C – безопасное расстояние от оси вскрышного драглайна до верхней бровки развала, м; R_B^B – максимальный радиус черпания вскрышного драглайна, м.

Изменение часовой производительности драглайна ЭШ-20/90 при верхнем черпании приведено в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Фактическая часовая производительность ($м^3$) вскрышного драглайна при верхнем черпании

А,м \ Нв.ч	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
30	514	507	508	503	504	501	500	496	50	498	-
35	499	497	494	491	479	466	460	441	441	428	416

Продолжение таблицы 5.1

А,м \ Нв.ч	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25
30	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
35	403	391	378	374	360	353	340	321	315	309	296	285

Изменение производительности вскрышного драглайна относительно нормативной k_{rh} (при нижнем черпании плотных пород составляет 528 м^3/ч) от $k_{ý}^{â}$ и их статистическая обработка приведены в табл. 5.2.

При этом уравнение линейной регрессии имеет вид:

$$k_{rh} = 1{,}7255 - 1{,}1332 k_{ý}^{â}. \qquad (5.22)$$

Оценка соответствия расчетных значений зависимой переменной k_{rh}^{p} фактическим ее значениям k_{rh} показывает, что величина средней ошибки аппроксимации составляет 4,2%.

Ширина врубовой траншеи понизу с учетом изменения производительности вскрышного драглайна в зависимости от высоты верхнего черпания определяется по формуле:

$$a = \left\{\left\{0{,}97\left[P^{ì}\ Àh\gamma_o k_{èç}(1+p)\right]\left(Q_y k'_y\right)^{-1} - AH_2 k_{rh}^{-1}\right\}P^{o}\left(P^{ì}\ Í_{íï}\right)^{-1} - 0{,}5[\,Í_{íï} \times \right.$$

$$\left. \times (ctg\alpha_{âð} + ctg\gamma) + Í_{ñê}\left(ctg\alpha_{ñê} + ctg\gamma\right)]\right\}\left(G_1 + G_2\right)\left(k_p^{ì} G_1 + k_p^{ñê} G_2\right)^{-1}, \qquad (5.23)$$

где a - ширина врубовой траншеи понизу, м; $P^{ì}$ – производительность вскрышного драглайна по плотным породам, млн. м^3/год; γ_o – объемный вес полезного ископаемого, кг/м^3; $k_{èç}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого; p – величина разубоживания; Q_y – производительность по добыче участка карьера, равная $Q_y = \left(Q_y L_y\right)L_y^{-1}$, млн.т/год; P^{o} – производительность вскрышного драглайна по разрыхленным породам, млн.м^3/год; $\alpha_{âð}$ – угол устойчивого откоса вруба, град;

$$G_1 = H_{cê}\left(H_{íï} - H_{cê}\right)\left(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê}\right) + 0{,}5\left(H_{íï} - H_{cê}\right)^2\left(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê}\right);$$

$$G_2 = 0{,}5H_{ñê}^2\left(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê}\right).$$

Объем отрабатываемых из врубовой траншеи скальных пород составит:

$$V_{ñê}^{âð} = H_{ñê}\left[à + 0{,}5H_{ñê}\left(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê}\right)\right], \qquad (5.24)$$

где $V_{ñê}^{âð}$ – объем отрабатываемых из врубовой траншеи скальных пород, м^3/м.

Таблица 5.2

Изменение производительности вскрышного драглайна относительно нормативной k_{rh}

$k_э$	0,6	0,612	0,625	0,637	0,65	0,662	0,675	0,687	0,7	0,712	0,725	0,737	0,75	0,762	0,775
k_{rhi}	0,973	0,960	0,962	0,952	0,954	0,948	0,947	0,939	0,947	0,943	0,945	0,941	0,935	0,929	0,9072
k^P_{rhi}	0,925	1,031	1,017	1,003	0,988	0,974	0,960	0,946	0,932	0,918	0,903	0,889	0,875	0,861	0,8473
$/k_{rhi} - k^P_{rhi}/$	0,047	0,071	0,055	0,050	0,034	0,025	0,013	0,007	0,014	0,025	0,041	0,051	0,06	0,068	0,0599
$/\frac{k_{rhi} - k^P_{rhi}}{k_{rhi}}/$	0,049	0,074	0,057	0,052	0,036	0,027	0,014	0,007	0,015	0,026	0,043	0,054	0,064	0,073	0,066

Продолжение таблицы 5.2

$k_э$	0,787	0,8	0,812	0,825	0,937	0,85	0,862	0,875	0,887	0,9	0,912	0,962	0,975	0,987	1,0
k_{rhi}	0,882	0,871	0,835	0,835	0,810	0,787	0,763	0,740	0,715	0,709	0,681	0,596	0,585	0,560	0,539
k^P_{rhi}	0,892	0,818	0,804	0,790	0,776	0,762	0,748	0,733	0,719	0,723	0,691	0,634	0,620	0,606	0,592
$/k_{rhi} - k^P_{rhi}/$	0,009	0,052	0,030	0,044	0,034	0,02	0,015	0,006	0,003	0,014	0,009	0,037	0,037	0,045	0,052
$/\frac{k_{rhi} - k^P_{rhi}}{k_{rhi}}/$	0,011	0,06	0,036	0,053	0,042	0,0325	0,019	0,008	0,005	0,02	0,014	0,063	0,063	0,081	0,097

Объем отрабатываемых из врубовой траншеи плотных пород составит:

$$V_i^{âð} = (Í_{íò} - Í_{ñê})[à + Í_{ñê}(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê}) + 0{,}5(Í_{íò} - Í_{ñê})(ctg\alpha_{âð} + ñtg\alpha_{cê})], \quad (5.25)$$

где $V_i^{âð}$ – объем отрабатываемых из врубовой траншеи плотных пород, м^3/м.

Объем вторичного отвала составит:

$$V_{n1}^{o} = k_p^{ì}\left(H_2 A + V_i^{âð}\right) + k_p^{cê} V_{ñê}^{âð}, \quad (5.26)$$

где V_{n1}^{o} - объем вторичного отвала, м^3/м.

Расстояние между осью разгрузки вскрышного драглайна и нижней бровкой предотвала находится из выражения:

$$l = R_o^B - C + Ó - (Í_{íò} - Í_{ñê})ctg\gamma - Í_{ñê}ctg\alpha_{ñê} - B - hctg\alpha - b, \quad (5.27)$$

где l - расстояние между осью разгрузки вскрышного драглайна и нижней бровкой предотвала, м; $в$ – ширина площадки на уровне подошвы пласта полезного ископаемого, м; R_o^B – максимальный радиус разгрузки вскрышного драглайна, м.

Величина смещения осей отвального драглайна определяется из выражения:

$$\mu_o = A - a + B + hctg\alpha + b + Í_{ïð}\,ctg\beta + Ô + Í_{ð}ctg\beta_{â} + r - R_o - k_{ý}^{ì} R_{Â}^{ì}, \quad (5.28)$$

где μ_o - величина смещения осей отвального драглайна, м; $Ф$ – ширина предотвала, м; $k_{ý}^{ì}$ – величина, на которую сокращается радиус черпания отвального драглайна в поперечном сечении заходки; $R_B^{ì}$ – максимальный радиус черпания отвального драглайна, м.

Высота подсыпки развалом откоса отвальной заходки составит:

$$x_2 = \left[(h + Í_{íò})ctg\beta' + Ó - (Í_{íò} - Í_{ñê})ctg\gamma - Í_{ñê}ñtg\alpha_{cê} - Â - hctg\alpha - b\right] \times \left(ctg\beta + ctg\beta'\right)^{-1}, \quad (5.29)$$

где x_2 - высота подсыпки развалом откоса отвальной заходки, м.

Высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого веером до уровня предотвала, составит:

$$x_3 = x_2 + 0{,}5\hat{A}_{\hat{i}} + \mu_{\hat{i}} + [\,R_{\hat{i}} - (\acute{I}_{\,o} - \acute{I}_{\,\ddot{i}\eth})ctg\beta_{\mathring{a}} - \hat{O}\,]tg\beta\,, \qquad (5.30)$$

где x_3 - высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого веерами до уровня предотвала, м; B_o – безопасное расстояние от оси отвального драглайна до верхней бровки первичного отвала, отсыпанного веерами, м.

Высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого гребнем, определяется по формуле:

$$x = \frac{\left|\left(\grave{A}_2^2 - 4\grave{A}_1\,\grave{A}_3\right) - \grave{A}_2\right|}{\left(2\grave{A}_1\right)}, \qquad (5.31)$$

где x - высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого гребнем, м;

$$\grave{A}_1 = 0{,}75tg\beta\left(ctg\beta + ctg\beta'\right)^2;$$

$$\grave{A}_2 = \left(ctg\beta + ctg\beta'\right)\{1{,}5[\,R_B^o - c - (h + H_{\hat{i}\ddot{i}}\,)ctg\beta'\,]tg\beta - 0{,}5(l - A)tg\beta - H_{\ddot{i}p}\,\};$$

$$\grave{A}_3 = 0{,}75[\,R_B^o - c - (h + H_{\hat{i}\ddot{i}}\,)ctg\beta'\,]^2 tg\beta - (l - A)^2 tg\beta + H_{np}\{[\,B_o + \mu_o + R_o -$$

$$-(\acute{I}_{\,o} - \acute{I}_{\,\ddot{i}\eth}\,)ctg\beta_e - \hat{O}\,] + x_2(ctg\beta + ctg\beta')\} - 0{,}5x_3^2(ctg\beta + ctg\beta') - V_{n1}^o.$$

Высота первичного отвала, отсыпаемого гребнем, составит:

$$H_x = [\,R_B^o - c - (h + H_{\hat{i}\ddot{i}}\,)ctg\beta' + x(ctg\beta + ctg\beta')\,]tg\beta\,, \qquad (5.32)$$

где H_x - высота первичного отвала, отсыпаемого гребнем, м.

Глубина недосыпки отвальной заходки первичным отвалом до уровня предотвала составит:

$$Z = H_{\ddot{i}\eth} - 0{,}5[\,R_B^o - c - (h + H_{\hat{i}\ddot{i}}\,)ctg\beta' + x(ctg\beta + ctg\beta') + l - A\,]tg\beta\,, \qquad (5.33)$$

где Z - глубина недосыпки отвальной заходки первичным отвалом до уровня предотвала, м.

Фактическое значение величины, на которую сокращается радиус черпания отвального драглайна в поперечном сечении заходки, определяется по выражению:

$$k_{\acute{y}}^{\hat{i}} = \{[\,A - a + B + hctg\alpha + b + x_2(ctg\beta + ctg\beta')\,] - x_3(ctg\beta + ctg\beta')\times$$

$$\times H_{\ddot{i}\eth}\,ctg\beta + \hat{A}_{\hat{i}}\,\}R_B^{o-1}. \qquad (5.34)$$

где $k_{y}^{\hat{I}}$ - величина сокращения радиуса черпания отвального драглайна в поперечном сечении заходки.

Изменение производительности отвального драглайна относительно нормативной $k_r^{\hat{I}}$ (при нижнее черпании разрыхленных пород составляет 580 м^3/ч) от $k_{y}^{\hat{I}}$ и их статистическая обработка приведены в табл. 5.3.

Таблица 5.3

Изменение производительности отвального драглайна относительно нормативной $k_r^{\hat{I}}$

$k_{y}^{\hat{I}}$	V, м^3/ч	$k_r^{\hat{I}}$	$k_r^{\hat{i}p}$	$/ k_r^o - k_r^{op} /$	$/ \frac{k_r^o - k_r^{op}}{k_r^o} /$
0,6	560	0,966	0,965	0,001	0,001
0,7	546	0,941	0,945	0,004	0,004
0,8	532	0,917	0,924	0,007	0,008
0,9	529	0,912	0,904	0,008	0,009
1,0	513	0,884	0,884	0	0

Эмпирическая зависимость при этом имеет вид:

$$k_r^{\hat{I}} = 1{,}086 - 0{,}202 k_{y}^{\hat{I}}. \qquad (5.35)$$

Относительная погрешность при определении коэффициента снижения производительности отвального драглайна по этой формуле по отношению к результатам хронометражных наблюдений не превышает 5%.

Тогда загруженность отвального драглайна определяется по формуле:

$$\eta_o = Q_y k'_y \{ k_p^{\tilde{n}\hat{e}} (AH_{\tilde{n}\hat{e}} - V_{\tilde{n}\hat{e}}^{\hat{a}\eth}) + k_p^{\grave{i}} [(H_{\hat{i}\ddot{i}} - H_{\tilde{n}\hat{e}}) \grave{A} - V_{\grave{i}}^{\hat{a}\eth}] + V_{\tilde{n}\acute{a}}^{\grave{i}\hat{A}} (H - H_2)^{-1} \times$$
$$\times (k_p^{\tilde{n}\hat{e}} H_{\tilde{n}\hat{e}} + H_1 k_p^{\grave{i}}) + V_{n1}^{o} + z^2 ctg\beta + 1000 n_y H_{\ddot{i}\eth}^2 (\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{i}\eth} ctg\beta) (3\Theta L_y k'_y)^{-1} -$$
$$- AH_{\ddot{i}\eth} \} [P^o Ah\gamma_o k_{\grave{e}\varsigma} (1 + p)]^{-1}, \qquad (5.36)$$

где η_o - загруженность отвального драглайна относительно вскрышного; n_y - количество выездных траншей, формируемых отвальным драглайном на участке; Θ – уклон выездной траншеи, ‰; P^o – производительность отвального драглайна по разрыхленным породам, млн. м^3/год.

Коэффициент переэкскавации участка определяется по формуле:

$$k_n = [V_{n1}^o + z^2 ctg\beta + 1000 n_y H_{ïð}^2 (a_{ðð} + H_{ïð}\, ctg\beta)(3\Theta L_y k'_y)^{-1} - AH_{ïð}] \times$$
$$\times [A(H_1 + H_2 k_ð^{ì}) + H_{ñê} k_ð^{ñê}]^{-1}, \qquad (5.37)$$

где k_n - коэффициент переэкскавации участка.

Отдельное влияние сокращения в поперечном сечении заходки радиуса и высоты черпания вскрышного драглайна на его нормативную производительность достаточно определить по следующим зависимостям:

$$k_r = 1{,}066 - 0{,}175 k_ý^b ; \qquad (5.38)$$

$$k_h = 1{,}13 - 0{,}021 H_{â.÷.} \qquad (5.39)$$

где k_r , k_h - влияние сокращения в поперечном сечении заходки соответственно радиуса и высоты черпаний вскрышного драглайна на его нормативную производительность; $H_{â.÷.}$ – высота верхнего черпания, м.

Внедрение экскаваторно-отвальных технологических комплексов на отработке надугольных вскрышных уступов с применением мощных драглайнов в настоящее время сдерживается большими сроками их окупаемости. При проектировании оптимальных параметров экскаваторно-отвальных технологических комплексов организация работы драглайнов в пространстве и во времени учитывалась в работе [56]. Созданная методика по выбору оптимальных вариантов организации работ вскрышных экскаваторов основана на скорости подвигания забоев в соответствии с заданной производительностью карьера. В работе [57] установлена взаимосвязь параметров системы разработки от длины фронта

работ. Основанием для дальнейшего совершенствования известных методик послужили результаты несоответствия проектных параметров заданной производственной мощности разрезов, что в реальных условиях производства приводило к недоиспользованию по производительности мощных драглайнов.

Оптимизация параметров схем экскавации для исследуемых вариантов организации работы вскрышного и добычного оборудования обеспечивается на основе объемного моделирования. Последовательность выполнения вскрышных и добычных работ зависит от длины фронта работ и предопределяет объем подготовленных запасов угля. При этом существенное влияние на вместимость внутреннего отвала и варианты организации работы вскрышного и добычного оборудования оказывает схема вскрытия добычной зоны через число транспортных выходов и направление грузопотоков угля.

Рассматривались следующие схемы организации работы вскрышного и добычного оборудования: блок вскрыт одним фланговым выездом (схема I); на каждом из двух участков рабочий ход драглайнов и добычного комплекса осуществляется от флангов к центру разреза (II); вскрышные и добычные работы рассредоточены и производятся поочередно в каждом из двух блоков разреза с одним центральным выездом (III) или участков с самостоятельными центральными выездами (IV); каждый участок разреза вскрыт с обоих флангов, после начала отработки очередной вскрышной заходки добыча оставшегося на каждом участке вскрытого угля производится с противоположной стороны (V). По схемам I-V драглайны работают в паре с кратной перевалкой. Если расчетное их количество получается нечетным, то основной вскрышной уступ одного из участков отрабатывается одним драглайном за два прохода по заходке VI.

Впервые при обосновании параметров экскаваторно-отвальных комплексов выполняется проверка выполнения регламентируемой производительности карьера по углю с учетом обеспечения норматива по вскрытым запасам, которое зависит от количества и продолжительности циклов с момента отработки вскрышной заходки до завершения выемки вскрытого пласта

с учетом ремонтов, вынужденных простоев и безопасных условий работы всего задействованного оборудования.

Пусть Н – высота основного вскрышного уступа, м; ε_0 –величина резерва по ускорению подвигания забоев пары драглайнов; η_o – загруженность отвального драглайна по отношению к вскрышному драглайну; $\eta_{од}$ – допустимая величина загруженности отвального драглайна по отношению к вскрышному драглайну; Q_y – расчетная производительность по углю участка работы пары драглайнов по схемам I- IV, т; $Q_{y.ср}$ – скорректированная производительность по углю участка работы пары драглайнов по схемам I- IV, т; $Q_{y.ö}$ – возможная производительность по углю участка работы пары драглайнов в зависимости от организации взаимосвязи вскрышных, добычных и буровзрывных работ по схемам I- IV, т; $Q'_{y.ö}$ - то же для схемы V; $Q_{ö}$ – то же для одного драглайна, т; n – количество участков совместной работы пары драглайнов; L_y – длина добычного фронта участка работы пары драглайнов; $L_{ê}$ – длина добычного фронта работы карьера, м; L - длина добычного фронта участка работы одного драглайна; $Q_{ê}$ – проектная производительность карьера по углю, т; Q - расчетная производительность по углю участка работы одного драглайна, $Q_{ср}$ – скорректированная производительность по углю участка работы одного драглайна, т; т; l_T - скорость подвигания забоя драглайнов за T_1 суток непрерывной работы до ППР, м; T_x - продолжительность отработки заходки драглайном, сут; t_1 - продолжительность ППР, сут; k_y – удлинение фронта работы на вскрыше; $T_{ö}$ - продолжительность цикла по отработке заходки от начала вскрышных до завершения добычных работ по схемам I и II; $l_{á}^{â}$, $l_{á}^{ä}$ - регламентируемое правилами технической эксплуатации безопасное расстояние соответственно между драглайнами, добычным комплексом и отваль-

ным экскаватором с учетом производства буровых работ по углю, м; $T_{Д}$ - продолжительность отработки добычной заходки на одном из участков, сут; T_{i1}, T_{i2} - продолжительность цикла по отработке основного уступа соответственно по схемам III и IV, сут; $T_{ïç}$ - продолжительность отработки последней в году неполной добычной заходки на первом условном участке длиной L_y, сут; $T_{ï}$ - продолжительность отработки неполной добычной заходки на втором условном участке длиной L_y, сут; $T_{ï}$ - продолжительность отработки последней в году неполной добычной заходки на втором условном участке, сут; $l_{äñ}$ - суточное скорость подвигания забоя добычного комплекса, м; t_0 - продолжительность отработки добычной заходки на встречном рабочем ходу вскрышного комплекса направлении с момента начала проходки вскрышной заходки, сут; $t_{ïï}$ - продолжительность отработки добычной заходки участка в направлении рабочего хода вскрышного комплекса, сут; $T_{ïç.â}$ - длительность отработки последней в году неполной вскрышной заходки на участке, сут; $T_{ïð}$ - продолжительность простоя драглайнов после окончания отработки заходки и перегона, сут; $T_{á}$ - время, разделяющее в пространстве вскрышной и отвальный драглайны, сут; t_1 - время отработки торца драглайном, сут; t_2 -отставание во времени, предшествующее началу добычных работ после прохода драглайнами контура залежи, сут; $l_{á1}$, $l_{á2}$ - регламентируемое правилами технической эксплуатации безопасное расстояние между вскрышным драглайном и буровыми станками на бурении скважин по нижнему вскрышному подуступу, а также между последними и отвальным драглайном, м; $l_{áä}$ – расстояние, на котором добычной комплекс, эксплуатируемый на встречном рабочем ходу драглайнов направле-

нии, должен закончить проходку заходки до подхода последних за время (сут) $W_{á}$, м.

Пространственно-временная модель оптимизации параметров экскаваторно-отвального технологического комплекса разработки неоднородных разнопрочных пород имеет вид:

$$H \to max \text{ при } \eta_{î} \to \eta_{îä} ,\ 0{,}85 \le \eta_{îä} \le 1 ,\ Q_{ó.ñð} \ge Q_{ó} ; \qquad (5.40)$$

$$\text{если } L_y := L_y + \Delta L_y ,\ \text{то } Q_y = f(L_y) \text{ при } L_{ó} \le L_{ê} ,\ Q_{ó} \le Q_{ê} ; \qquad (5.41)$$

$$H := H + \Delta H \text{ при } \eta_{î} < \eta_{îä} ,\ H := H - \Delta H \text{ при } \eta_{î} > 1 ,$$

$$H := H \text{ при } \eta_{î} = \eta_{îä} ; \qquad (5.42)$$

$$Q_{ó.ñð} = f(\varepsilon_0) \text{ при } Q_{ó.ñð} > Q_{ó} ,\ \varepsilon_{î} = 0{,}5(3 - \eta_o) ; \qquad (5.43)$$

$$Ò_{ð} = Ò_2(Ò_1 + t_1) + T_1 l_{ò}^{-1}(L_y k_y - l_{ò} Ò_2) \text{ при } T_2 = int\frac{L_y k_y}{l_{ò}} ; \qquad (5.44)$$

$$Ò_{ö} = Ò_2(Ò_1 + t_1) + T_1 l_{ò}^{-1}(l_{á}^{â} + l_{á}^{ä} + L_y k_y - l_{ò} Ò_2) ;$$

$$Ò_{ä} = Ò_{ö} - Ò_1 l_{ò} [\, L_y(k_y - 1) + l_{á}^{â} + l_{á}^{ä} \,] ;$$

$$Ò_{ì\,1} = Ò_{ö} + Ò_1 l_{ò} (l_{á}^{â} + 2l_{á}^{ä}) - Ò_{ð}(0{,}5L_{ê} - l_{á}^{ä})(0{,}5L_{ê})^{-1} ;$$

если $L_{ì} = 0{,}5L_{ê} \pm \Delta L_{ì}$, $L_{ó} + \Delta L_{ó} \le L_{ì}$,

$$\text{то } Ò_{ì\,2} = Ò_{ö} - Ò_{ä} + Ò_1 l_{ò}^{-1}(3l_{á}^{ä} + l_{á}^{â}) ; \qquad (5.45)$$

$$Ò_{ïç} = 365 - Ò_{ö} Ò_3 - Ò_1 l_{ò}^{-1}[\, L_y(k_y - 1) + l_{á}^{â} + l_{á}^{ä} \,] \text{ при } Ò_3 = int\frac{365}{Ò_{ö}} ;$$

$$Ò_{í} = Ò_{ð} - Ò_1 l_{á}^{ä} l_{ò}^{-1} ;$$

$$Ò_{ï} = 365 - Ò_{í} - Ò_{ö} Ò_4 - Ò_1 l_{ò}^{-1}[\, L_y(k_y - 1) + l_{á}^{â} + l_{á}^{ä} \,] \text{ при}$$

$$Ò_4 = int\frac{365 - Ò_{í}}{Ò_{ö}} ; \qquad (5.46)$$

если $Ò_{ïç} < 0$, то $Ò_{ïç} = 0$; если $Ò_{í} < 0$, то $Ò_{í} = 0$;

если $Ò_{ï} < 0$, то $Ò_{ï} = 0$; (5.47)

если $Ò_{ïç} < Ò_{ä}$, то $Ò_{ïç} = Ò_{ä}$; если $Ò_{í} < Ò_{ä}$, то $Ò_{í} = Ò_{ä}$;

если $Ò_{ï} < Ò_{ä}$, то $Ò_{ï} = Ò_{ä}$; (5.48)

$$t_o = L_y l_{äñ} - 2\dot{O}_á + \dot{O}_ð - t_1 - t_2; \qquad t_{ïï} = T_{ïç.â} - \dot{O}_á - t_1 - t_2$$

при $\dot{O}_{ïç.â} = 365 - \dot{O}'_ö \, int \frac{365}{T'_ö}$; (5.49)

$$\dot{O}'_ö = \dot{O}_ð + 1 + L_y(3l_{äñ})^{-1} - 3^{-1} + \dot{O}_á + 2 \times 3^{-1}(t_1 + t_2 - \dot{O}_ð) + 3^{-1} W_á;$$

$$\dot{O}_á = \dot{O}_1 l_ä^{-1}(l_{á1} + l_{á2}); \; t_1 = \dot{O}_1 L_ó l_ò^{-1}(k_ó - 1); \; t_2 = l_{áä}\dot{O}_1 l_ò^{-1}; \; W_á = l_{áä}\dot{O}_1 l_ò^{-1};$$

если $t_î \le T_{ïç.â}$, то $t_î = T_{ïç.â}$; если $t_{ïï} \le T_{ïç.â}$, то $t_{ïï} = 0$; (5.50)

$$Q_{óö} = f[(\dot{O}_{ïç} + \dot{O}_í + \dot{O}_ï)\dot{O}_ä^{-1} + \dot{O}_3 + \dot{O}_4]; \qquad (5.51)$$

$$Q'_{óö} = f[L_y T_3 + l_{äñ}(t_î + t_{ïï})], \quad Q'_{óö} := Q_{óö}; \qquad (5.52)$$

если $Q_{óö} < Q_{ó.ñð}$, то $H := H - \Delta H$;

если $Q_{óö} \ge Q_{ó.ñð}$, то $H := H$; (5.53)

если $n = int \frac{L_ê}{L_ó}$, то $L = L_ê - nL_y$, $Q = Q_ê - nQ_y$, $Q := Q_ó$,

а $Í' := Í \Rightarrow (5.42), (5.43)$; (5.54)

$$\dot{O}'_ä = T_2(T_1 + t_1) + T_1 l_ò^{-1}(L_y - l_ò \dot{O}_2);$$

$$\dot{O}'_ö = 2T_2(T_1 + t_1) + T_1 l_ò^{-1}(l_á^ä + 2Lk_y - 2l_ò \dot{O}_2); \qquad (5.55)$$

$$\dot{O}'_{ïç} = 365 - \dot{O}'_ö T'_3 - \dot{O}_1 l_ò^{-1}[L_y(k_y - 1) + l_á^ä] \quad \text{при} \quad \dot{O}'_3 = int \frac{365}{\dot{O}'_ö};$$

$$Q_ö = f[\dot{O}'_{ïç}(T'_ä)^{-1} + T'_3], \quad Q_ö := Q_{óö}, \quad \Rightarrow (5.53). \qquad (5.56)$$

Определение проектных параметров экскаваторно-отвального комплекса завершается при достижении предельно возможной по организационным условиям высоты основного вскрышного уступа. Разработанная модель бестранспортной технологии разработки разнопрочных пород позволяет оптимизировать проектные параметры схем экскавации экскаваторно-отвального комплекса с учетом организации вскрышных и добычных работ.

Для повышения качества и эффективности проектных и управляющих решений разработан алгоритм оптимизации на ЭВМ параметров экскаваторно-отвального технологического

комплекса с кратной перевалкой разнопрочных пород (рис. 5.2). Для возможных схем организации работы вскрышного и добычного оборудования установлены зависимости производительности карьера по полезному ископаемому от количества и продолжительности циклов с момента отработки вскрышной заходки до завершения добычи вскрытых запасов блока с учетом ремонтов, вынужденных простоев и безопасных условий работы горного оборудования.

Алгоритм позволяет для различных мощностей пород скальной толщи ($H_{cê}$) и угля (h) , длины фронта добычных работ (L_k) и заданной производственной мощности разреза (Q_k) определить высоту вскрышного уступа (H) и подступов ($H_{cê} + H_1, fH_2$), ширину заходки (A), параметры развала ($H_{íï}$,$æÓ$), длину эксплуатационных участков (L_y,$æL$), возможный процент выполнения регламентируемой производительности разреза по добыче (τ), количество участков совместной работы пары драглайнов (n), ширину врубовой траншеи понизу (a), высоту отвала (H_o), величину горизонтального смещения осей отвального драглайна в поперечном сечении заходки (μ_o), параметры первичного отвала (l, x_2, x_3, x, H_x), коэффициент переэкскавации (K_n), удельный расход ВВ (q_p), себестоимость 1 м^3 бестранспортной вскрыши при применении совместного взрывного разрушения разнопрочных пород ($C_ô$) и экономию от применения специальных технологических приемов управления их разрушением ($Ý_Ã$).

Для выполнения расчетов необходимо ввести следующие исходные данные: начальную высоту уступа H и шаг ее изменения $\Delta Í$, м; начальную $Í_{ñê}$ и конечную $Í_{ñê.ê}$ мощность скальной толщи и шаг ее изменения $\Delta Í_{ñê}$; минимальную ширину заходки A и шаг ее изменения $\Delta À$; начальную h и конечную $h_ê$ мощность полезного ископаемого и шаг ее изменения Δh , м; начальную L_k и конечную $L_{k.k}$ длину добычного фронта работ карьера и шаг ее изменения ΔL_k , м; начальную L_y длину до-

бычного фронта работ участка совместной работы пары драглайнов и шаг ее изменения ΔL_y ; начальную Q_k и конечную $Q_{k.k}$ производственную мощность разреза и шаг ее изменения ΔQ_k, млн. т/год; удельный расход ВВ по скале $q_{ñê}$ и по плотным породам $q_{ì}$, т/м^3; углы откоса добычного уступа α, скальных $\alpha_{ñê}$ и плотных γ пород; отвальных ярусов β, развала β', град; вместимость 1 м скважины $Ð_{ñê}$, кг; коэффициенты разрыхления скальных $k_ð^{ñê}$ и плотных $k_ð^{ì}$ пород; параметры, характеризующие безопасные условия эксплуатации вскрышного и отвального драглайнов и буровых станков, линейные размеры и нормативные производительности драглайнов, потери и разубоживание угля, параметры отвала, съездов, стоимостные показатели, режим работы оборудования.

Первоначально определяются рациональные параметры участка совместной работы пары драглайнов ($Ì = 1$) при равномерной их загруженности по фронту работ ($\eta_0 = 1$). Обоснование рациональной области применения взрывоэкскавационной перевалки массива разнопрочных пород в выработанное пространство производят в следующей последовательности. Методом перебора по условию полного использования приемной способности внутреннего отвала определяют максимальную высоту основного уступа ($Í_{0} = Í_{ok}$) для начальной длины фронта добычных работ участка $L_y = L_y - \Delta L_y$ (так как $L_y = L_y + \Delta L_y$). При $L_y \le L_M$ выездные траншеи сооружают в торцах карьера (по одному на участок), а в противном случае каждый участок вскрывается двумя съездами, а расчетная предельная высота нижнего подуступа должна быть $Í_{O2} \le Í$.

Эффективное использование вскрышного драглайна обеспечивается при выполнении условия $Y \ge 0$ и $k_y^â \le 1$.

Расчетная ширина заходки и врубовой траншеи по нижнему подуступу должны удовлетворять условию $a \le A$, в противном случае $a = A$.

Рациональная эксплуатация отвального драглайна достигается при соблюдении условий $\eta_0 = 1, f\mu_o \le \mu_{îê}$, в противном случае $k_{ý}^{0} = k_{ý}^{0} + \Delta k_{ý}^{0}$, а $\hat{O} = \hat{O} - \Delta\hat{O}$.

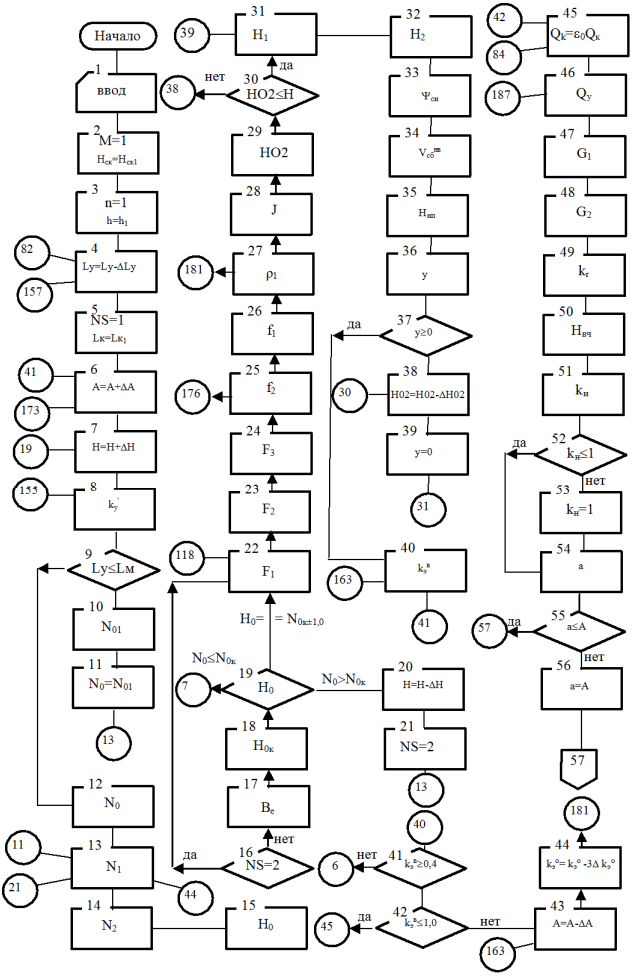


Рис. 5.2. Схема алгоритма оптимизации параметров экскаваторно-отвального комплекса перевалки разнопрочных пород (начало)

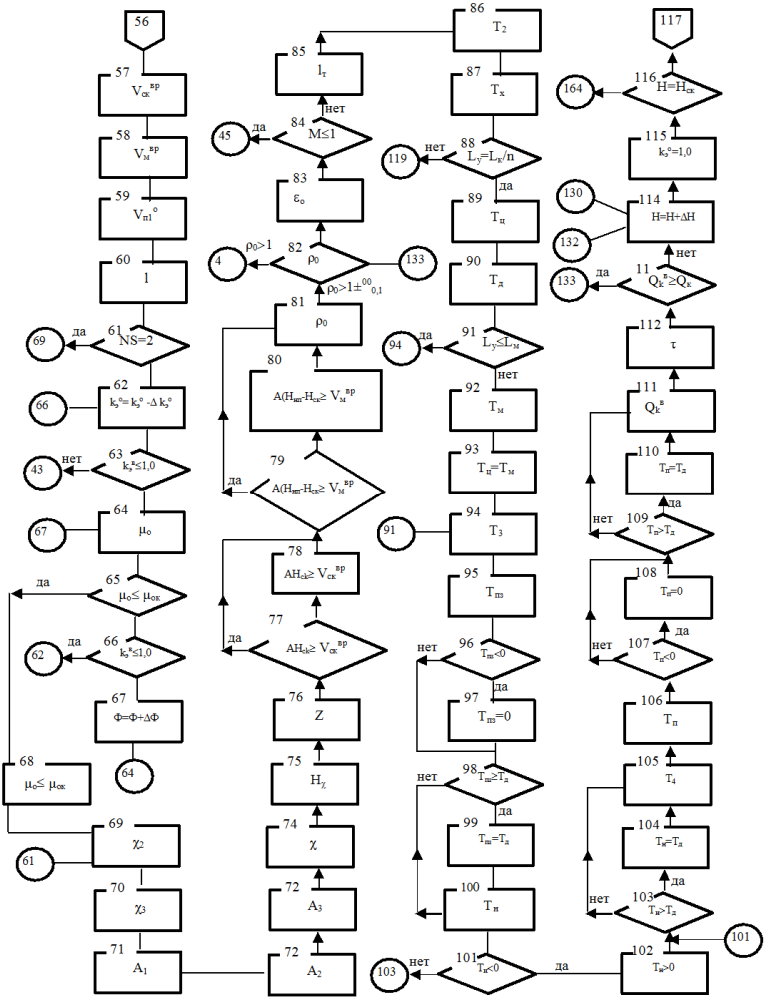


Рис. 5.2. Схема алгоритма оптимизации параметров экскаваторно-отвального комплекса перевалки разнопрочных пород (продолжение)

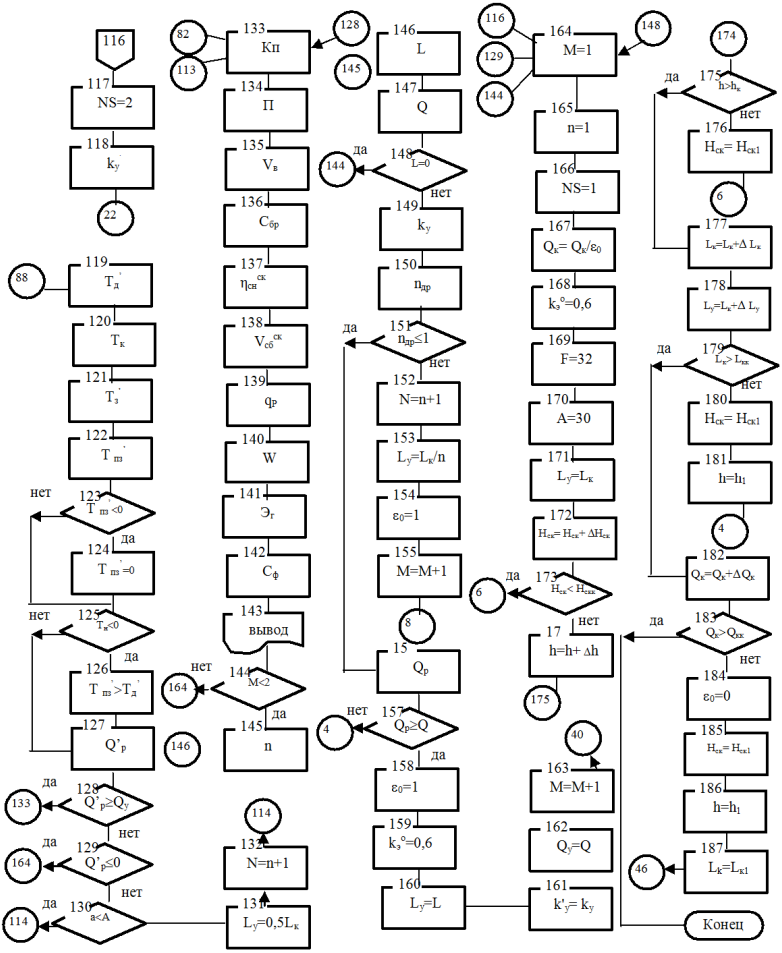


Рис. 5.2. Схема алгоритма оптимизации параметров экскаваторно-отвального комплекса перевалки разнопрочных пород (окончание)

Если отвальный драглайн, при полном использовании параметров отвала, будет перегружен ($\eta_0 > 1$), то длину участка совместной работы пары драглайнов сокращают на шаг ее изменения ΔL_y.

При недозагруженности отвального драглайна ($\eta_0 < 1$) производительность карьера по добыче угля увеличивают на величину $\xi_0 = 0{,}5(3 - \eta_0)$.

Таким образом, из множества альтернативных решений методом перебора определяется рациональная длина участка совместной работы пары драглайнов. После вывода информации по участку совместной работы пары драглайнов, а также предварительных значений $K_n, V_â, \tilde{N}_{âä}, q_p, Ý_Ã$ и $\tilde{N}_ô$, вычисляются параметры и показатели для оставшегося участка длиной L при условии $Ì < 2$.

Первоначально рассчитывают количество участков совместной работы пары драглайнов путем выделения целой части из соотношения:

$$n = int(\frac{L_k}{L_y}). \qquad (5.57)$$

где n - количество участков совместной работы пары драглайнов.

Тогда остаток составит $L = L_k - nL_y$, а $Q = Q_k - nQ_y$. При выполнении условия $L = 0$ далее расчет производят для следующего значения $H_{cê} = H_{cê} + \Delta H_{cê}$ и т.д.

Необходимое количество драглайнов для отработки объема вскрышных пород на блоке длиной L определяется по формуле:

$$n_{äp} = \frac{H^2 L Ïk_{\ y}(1 + K_Ï)}{8 \cdot 10^5 [H_{ñê} Ð_Y^{ñê} + (Í - Í_{\ ñê}) Ð^Í]}, \qquad (5.58)$$

где $n_{äp}$ - количество драглайнов для отработки объема вскрышных пород на блоке длиной L, шт.; $Ð_Y^{ñê}$ - производительность вскрышного драглайна по скальным породам, млн. м^3/год; k_y - коэффициент удлинения вскрышного фронта работ участка, отрабатываемого одним драглайном.

Если $n_{äp} > 1$, то на разрезе используется совместная работа пары драглайнов на участке длиной $L_y = L_k(n+1)^{-1}$, а $M = M+1$.

При $n_{äp} \le 1$ расчеты производятся для участка длиной L, на котором отработка основного вскрышного уступа осуществляется по схеме *V*.

Определяют годовую добычу угля с учетом организации работы драглайна ориентировочно по формуле:

$$Q_p = 1{,}12Q\xi_0 N_p^{-1}\{\{332 + 6\ddot{I}\grave{A}^{-1} + \acute{I}^{2}Ð\ddot{I}LN_{p}(1+K_{i})\times$$
$$\times\{2\cdot 10^{6}[H_{cê}Ð\tilde{n}\hat{e} + (\acute{I} - \acute{I}_{2})Ð\grave{I}\}^{-1} - \ddot{I}N_{p}hk_{èç}(1+Ð)\times$$
$$\times(R_0 + 3\cdot 10^{7}Q\xi_0 k_y)[2\cdot 10^{6}Q\xi_0 N_p Ah\gamma k_{èç}(1+P)]^{-1}\}\}, \quad (5.59)$$

где Q_p - добыча угля с учетом организации работы драглайна на участке длиной L, млн. т/год; N_p - количество рабочих дней работы экскаватора в год.

Если величина годовой добычи угля $Q_p \ge Q$, то после соответствующих присвоений ($L_y = L$, $k'_y = k_y$, $Q_y = Q$) определяют параметры этого участка на фронте $L = L_k - nL_y$, при этом $M = M+1$. В том случае, если $Q_p < Q$, то длину добычного фронта работ на участке совместной работы пары драглайнов L_y уменьшают на ее шаг ΔL_y и повторяют расчет основных параметров до тех пор, пока не будет выполнено условие $Q_p \ge Q$.

5.2 Исследование влияния организации взаимосвязи технологических процессов на параметры схем экскаваторно-отвального комплекса

Реализация алгоритма на ЭВМ позволила получить множество важных для реальных условий производства результатов. К примеру, для выбора требуемой схемы комплектации драглайнов установлена зависимость высоты уступа от длины добычного фронта работ карьера и производительности разреза по углю

(рис. 5.3). На графике при различной длине фронта добычных работ производительность разреза по углю принимали равной $Q_k = 4{,}5$ млн. т/год (рис. 5.3а). Для возможных вариантов изменения производительности по углю фиксированное значение длины фронта добычных работ приняли равным $L_k = 2000$ м (рис. 5.3б). В расчетах мощность скальной толщи составляет $\acute{I}_{cê} = 9$ м, высота добычного уступа - $h = 10$ м.

Анализ графиков показывает, что наиболее рациональной схемой комплектации вскрышного оборудования является схема 4 с использованием в паре драглайнов ЭШ-20/90. В этом случае по сравнению с наиболее экономичной схемой 2 (на 4%) высота основного уступа при равенстве расчетной производительности по добыче увеличивается на 2 м (до 29 м).

Увеличение резерва производительности драглайнов достигается их рациональным использованием по фронту работ, уменьшением высоты верхнего черпания и коэффициента переэкскавации (за счет увеличения объема сброса) и экскавации части разрыхленных плотных пород. К примеру, с увеличением длины добычного фронта работ разреза с 1400 до 2600 м и производственной мощности по углю с 4,3 до 6,7 млн. т/год (кривые I) высота основного вскрышного уступа, отрабатываемого парой драглайнов ЭШ-20/90, уменьшается с 27…29 м до 23…..26 м (рис. 5.4). На интервалы ее изменения оказывают влияние мощности угольного пласта h и пород скальной вскрыши $\acute{I}_{cê}$.

В том случае, если Q_k имеет диапазон изменения 2,4…..3,7 млн. т/год (кривые II), то высота основного уступа увеличивается с 29 до 31 м, ограничиваясь только приемной способностью отвалов. При применении двух драглайнов ЭШ-20/90 с увеличением длины добычного фронта работ разреза с 1200 до 2200 м расчетная производительность разреза по углю больше относительно заданной (2,5 млн. т/год) на 16 и 8% соответственно (рис. 5.4,в).

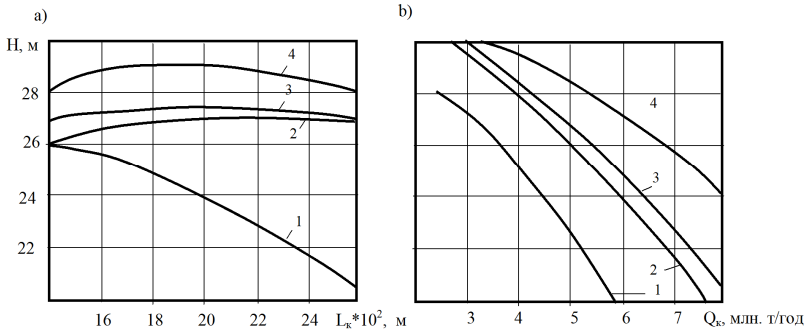


Рис. 5.3. Зависимость высоты основного вскрышного уступа от длины фронта добычных работ (а) и от производственной мощности разреза по углю (b) при схемах комплектации оборудования 1, 2, 3, 4
1 - ЭШ-10/70+ЭШ-15/90; 2 – ЭШ-15/90+ЭШ-15/90;
3 – ЭШ-15/90+ЭШ-20/90; 4 – ЭШ-20/90+ЭШ-20/90

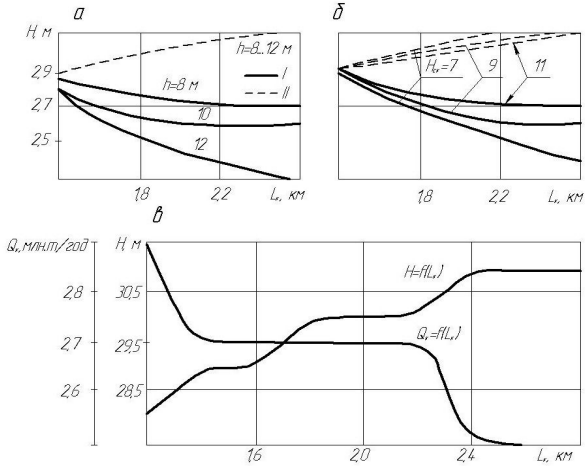


Рис. 5.4. Зависимость высоты основного уступа от длины фронта добычных работ разреза при $\acute{I}_{cê} = 9$ м (а) и $h = 10$ м (б) и производительности по углю и высоты основного уступа от длины фронта добычных работ при применении двух драглайнов ЭШ-20/90

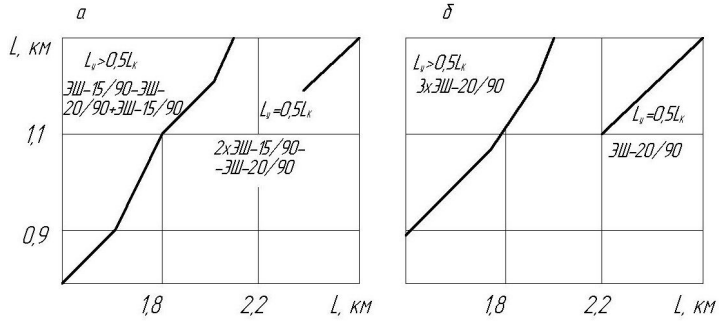


Рис. 5.5. К определению длины фронта добычных работ при $\acute{I}_{cê} = 9$ м, $h = 10$ м и
а – ЭШ-15/90 ÷ ЭШ-20/90; б – ЭШ-20/90 ÷ ЭШ-20/90

Рациональное их использование обеспечивается расширением области применения экскаваторно-отвального комплекса.

Количество необходимых драглайнов определенного типа устанавливается исходя из эффективного их использования по фронту работ разреза, т.е. определяется рациональная длина участка совместной работы пары драглайнов L_y. Если она получается больше половины длины добычного фронта работ разреза и не равна ей, то для выполнения заданной производственной мощности необходимо задействовать нечетное их количество. К примеру, при $L_k = 2000$ м ($Q_k = 6$ млн. т/год, $h = 10$ м, $\acute{I}_{cê} = 9$ м) рациональная длина участка совместной работы пары драглайнов ЭШ-20/90 составляет 1300 м (рис. 5.5).

Таким образом, разработанный алгоритм позволяет в конкретных горнотехнических условиях для соответствующей схемы вскрытия, организации работы вскрышного и добычного оборудования, производственной мощности по углю установить оптимальные область применения драглайнов, тип, количество и их распределение по фронту основного уступа.

5.3 Эффективные схемы экскаваторно-отвального комплекса

Поиск эффективных схем экскавации толщи разнопрочных пород при внедрении экскаваторно-отвальных комплексов позволил разработать эффективную технологию как с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном, так и путем регулирования шириной заходок при каждом из двух последовательных проходов парой совместно работающих драглайнов по длине блока-панели [65, 66]. Изменение показателей эффективности этих схем путем варьирования параметров блока-панели позволило впервые выявить следующую закономерность – с увеличением высоты вскрышного уступа и ширины заходок коэффициент переэкскавации по заходке снижается. При высоте уступа более 32-34 м эти схемы сопоставимы с традиционными схемами экскавации мягких и плотных пород. Внедрение предложенных бестранспортных схем экскавации на угольных разрезах при отставании вскрышных работ значительно сократит период реконструкции и позволит без потерь времени обеспечить интенсивное ведение горных работ уже в первый год внедрения нового вскрышного оборудования.

Эффективность перехода на бестранспортную технологию с приобретением мощных драглайнов достигается увеличением объемов как бестранспортной вскрыши, так и добычи угля. Для этого высвободившееся в нижней вскрышной зоне горнотранспортное оборудование сосредотачивается на верхних уступах и обеспечивает их интенсивную отработку. Предложено вскрышным драглайном помимо отработки верхнего подуступа (рис. 5.6, фигура $А_м$) производить выемку приконтурной части нижнего подуступа (фигура $А_с$). В этом случае верхний подуступ относительно нижнего смещен только на ширину обуриваемого в приконтурной части блока, которая в 1,5-2 раза меньше ширины заходки и соответствует действительным параметрам горизонтов зачистки кровли угольного пласта. Недостатком такой последовательности отработки высоких уступов является исключение взрывов на сброс, эффективно применяемых при бес-

транспортных схемах экскавации. Но при этом упрощается организация работы вскрышного и бурового оборудования – они работают независимо друг от друга.

К примеру, при высоте основного уступа 30 м ширина заходки принимается равной 40-50 м и обеспечивает опережающую выемку приконтурной части нижнего подуступа шириной 15 м вскрышным драглайном. Ширина рабочей площадки основного вскрышного уступа принимается равной 30 м. Удаление места копания на уступе для отвального драглайна, располагаемого на предотвале, компенсируется повышением устойчивости отвала. По всей его высоте создаются призмы упора - в основании из крепких пород приконтурной части нижнего подуступа, для основного отвала (верхнего яруса) из оставшихся по заходке скальных пород. Поэтому отвальный драглайн работает в безопасных условиях с максимальным использованием своих параметров и может перемещаться вдоль фронта работ по зигзагообразной трассе.

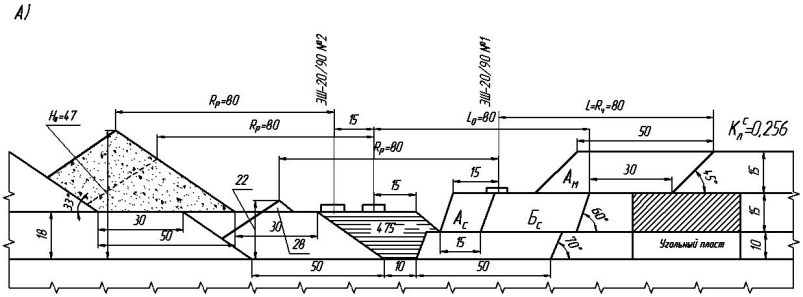


Рис. 5.6. Схема экскавации разнопрочных пород с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном

Согласно проекту по бестранспортной технологии на разрезе «Майкубенский» предусматривается отрабатывать уступы высотой 40 м с использованием пары драглайнов типа ЭШ-20/90. При внедрении бестранспортных схем экскавации на участке Восточ-

ном высота основного вскрышного уступа составит 35 м. Линейные параметры отвального драглайна приняты с учетом пологонаклонного падения угольного пласта. Поэтому наиболее эффективной схемой экскавации при высоте вскрышного уступа более 33 м является схема с опережающей выемкой вскрышным драглайном приконтурной части крепких пород нижнего подуступа. Однако в этой части разреза имеет место значительное отставание вскрышных работ – для использования рекомендуемой схемы с заходками шириной 40-50 м на вышележащем уступе может отсутствовать рабочая площадка достаточных размеров. А без нее обеспечить одновременно проектные объемы бестранспортной вскрыши со значительным наращиванием добычи угля в первый год внедрения драглайнов затруднительно.

В процессе изыскания технических решений по эффективному внедрению бестранспортных схем экскавации на угольных разрезах найдены приемы увеличения вскрытых запасов при имеющем место отставании вскрышных работ. Установлено, что увеличить ширину вскрываемого за фиксированный период времени блока-панели возможно путем изменения значений ширины заходок по основному и добычному уступам в интервале 30-70 м при каждом из двух проходов (рис. 5.7).

При первом проходе драглайнов (рис. 5.7б) ширина заходки нижнего подуступа и добычного уступа принимается предельной величины и ограничивается только линейными размерами отвального драглайна, а ширина верхнего подуступа уменьшается почти до слияния с откосом нижнего подуступа. Вскрышной драглайн отрабатывает верхний подуступ (фигура $A_м$) и предварительно взорванную внешнюю часть нижнего подуступа (фигура $A_с$). При втором проходе драглайнов по блоку (рис. 5.7в) ширина верхнего подуступа увеличивается. Ее величина ограничивается только радиусом черпания вскрышного драглайна, которым отрабатывается только верхний подуступ (шириной 70 м).

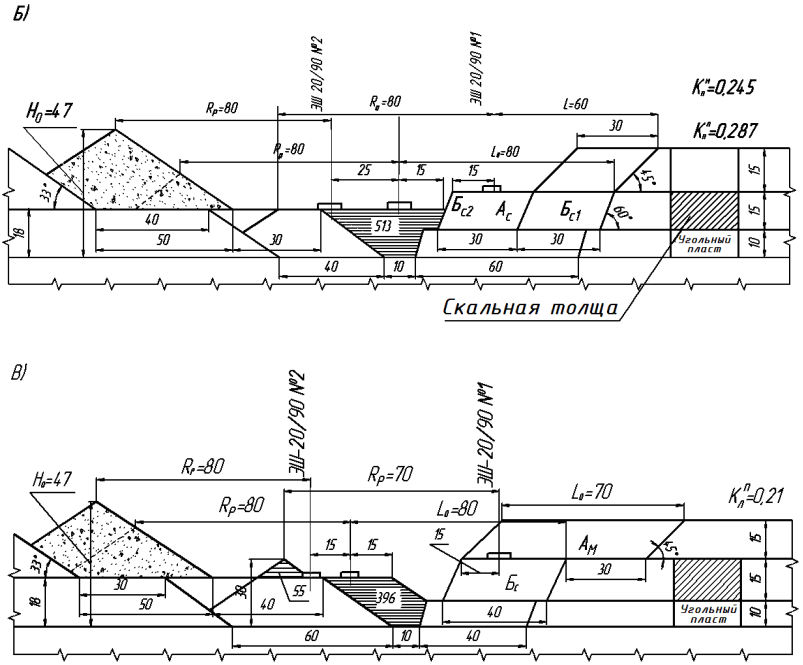


Рис. 5.7. Принципиальная схема внедрения экскаваторно-отвального комплекса при отработке разнопрочных пород

б) – при первом проходе по блоку при максимальной ширине заходки нижнего подуступа; в) – при втором проходе по блоку при максимальной ширине заходки верхнего подуступа

Достоинством рекомендуемой схемы экскавации является возможность исключения отрицательного влияния широких заходок на производительность драглайнов путем сокращения расстояния от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки уступа на 12,5-25%.

Предложенное регулирование шириной заходок по сравнению со схемой с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа позволяет уменьшить коэффициент переэкскавации еще на 4%, а при увеличении средней ширины заходки

с 50 до 62,5 м – на 5%. Замена вскрышного экскаватора ЭШ-15/90 на ЭШ-11/70 увеличивает значение коэффициента переэкскавации. При средней ширине заходки 57,5 м эта величина составит 3%.

Установлено, что с увеличением высоты вскрышного уступа коэффициент переэкскавации по заходке существенно снижается. К примеру, при увеличении высоты уступа с 27 до 34 м коэффициент переэкскавации уменьшился на 16%. Следовательно, увеличение высоты уступа и ширины заходок по предложенным схемам внедрения мощных драглайнов на отработке разнопрочных пород основного уступа существенно повышают показатели эффективности бестранспортной технологии.

5.4 Проектирование параметров технологий с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа

Предлагаемая методика позволяет аналитическим путем установить рациональные параметры системы разработки при совместной работе пары драглайнов с учетом опережающей отработки внешней части нижнего подуступа разнопрочных пород. Критерием эффективности при этом принято максимальное использование линейных размеров и производительности экскаваторов.

При работе вскрышного драглайна возможны следующие схемы отсыпки первичного отвала:

а) с подвалкой откоса добычного уступа;

б) с подвалкой кровли пласта полезного ископаемого.

Схема с подвалкой подошвы угольного пласта не рассматривается, так как при ней резко снижается высота основного уступа.

Величина подвалки определяется из условия:

$$V_{\acute{y}} = V_{\hat{I}\,1}^{\hat{I}}, \qquad (5.60)$$

где $V_{\acute{y}}$ - максимальный объем породы, отрабатываемый вскрышным экскаватором с 1 погонного метра фронта работ при заданной производственной мощности карьера (по рыхлой массе), м^3;

$$V_{\acute{y}} = \acute{I}_{\,2}\grave{A}k_P^{\grave{i}} + B(H_1 k_P^{\grave{i}} + \acute{I}_{\,\tilde{n}\hat{e}}^{\acute{o}} k_P^{\tilde{n}\hat{e}}), \qquad (5.61)$$

здесь $Í_2$ - высота верхнего подуступа мягких пород, м; H_1 - мощность покрывающих мягких пород нижнего подуступа, м; $À$ - ширина заходки, м; $k_P^ì$, $k_P^{ñê}$ - коэффициент разрыхления соответственно мягких и скальных пород; $Í_{ñê}^{ó}$ - средняя мощность скальной толщи на рассматриваемом участке, м; B - ширина внешней части нижнего подуступа разнопрочных пород, отрабатываемых вскрышным экскаватором, м, равная

$$Â = \frac{k_ð^ì \cdot Ð_{ñê} \cdot (V_ý^ì - H_2 \cdot À)}{Ð_ì \cdot (H_{ñê}^{ó} \cdot k_ð^{ñê} + H_1 \cdot k_ð^ì)}, \qquad (5.62)$$

здесь $Ð_{ñê}$, $Ð_ì$ - годовая нормативная производительность вскрышного драглайна по скальным и плотным породам, млн. м^3; $V_ý^ì$ - объем работ вскрышного экскаватора по мягким породам на 1 пог. м фронта работ, м^3, равный

$$V_ý^ì = \frac{Ð_ì \cdot À \cdot h_y \cdot \gamma_0 k_{èç} \cdot (1+\rho)}{Q_y \cdot k_y}, \qquad (5.63)$$

здесь h_y - средняя мощность угольного пласта на рассматриваемом участке, м; γ_0 - плотность угля, т/м^3; $k_{èç}$ - коэффициент извлечения угля; ρ - величина разубоживания; Q_y - планируемая годовая величина вскрываемых запасов угля на рассматриваемом участке, млн. т, равные

$$Q_y = \frac{Q_ê \cdot h_y \cdot L_y}{h_ê \cdot L_ê},$$

здесь $Q_ê$ - заданная производственная мощность разреза, млн. т. в год; L_y - длина фронта добычного уступа на рассматриваемом участке, м; $h_ê$ - средняя мощность пласта по разрезу на планируемый год, м; $L_ê$ - длина фронта добычных работ разреза, м; k_y - коэффициент удлинения вскрышного фронта работ ($L_{yâ}$) по отношению к добычному фронту работ (L_y) на рассматри-

ваемом участке; $V_{\acute{I}1}^{\hat{I}}$ - объем первичного отвала на 1 пог. м фронта работ, отсыпаемого вскрышным драглайном.

Допустим, что отвальный экскаватор при переэкскавации выравнивает откос первого яруса. Тогда объем первичного отвала (м^3) определяется по выражению:

$$V_{\acute{i}1}^{\hat{I}} = L^2 \cdot tg\beta + H_{\acute{i}\eth} \cdot (m - L + l + B_0) - V_{\acute{o}1} - V_{\hat{o}2}, \qquad (5.64)$$

где L - проекция образующей первичного отвала, отсыпаемого гребнем вдоль фронта работ, м; β - устойчивый угол откоса мягких отвальных пород, град.; $H_{\acute{i}\eth}$ - высота предотвала (первого яруса отвала), м; m - расстояние между верхней бровкой первого яруса отсыпаемой заходки и осью отвального экскаватора в 1-ом положении, м, равное

$$m = \acute{I}_1 \tilde{n}tg\gamma + H_{\tilde{n}\hat{e}}^{\acute{o}} \tilde{n}tg\alpha_{\tilde{N}\hat{E}} + \grave{A} + \hat{A} + h_y ctg\alpha + \hat{A}_n + H_{\acute{i}\eth}\, \tilde{n}tg\beta - R_{\div}^0, \quad (5.65)$$

здесь $R_{\div}^0$ - максимальный радиус черпания отвального драглайна, м; γ, $\alpha_{\tilde{N}\hat{E}}$, α - устойчивый угол откоса соответственно мягких, скальных пород и добычного уступа, град; B - берма безопасности на кровле рудного пласта, м; $\hat{A}_n$ - ширина площадки на уровне подошвы угольного пласта, м; l - расстояние между осью разгрузки вскрышного драглайна и нижней бровной первого яруса отвала вновь отсыпаемой заходки, м, равное

$$l = R_P^{\hat{a}} - \tilde{n} - \acute{I}_1 \tilde{n}tg\gamma - H_{\tilde{n}\hat{e}}^{\acute{o}} \tilde{n}tg\alpha_{\tilde{n}\hat{e}} - \hat{A} - h_y ctg\alpha - \hat{A}_n, \qquad (5.66)$$

здесь $R_{\eth}^{\hat{a}}$ - максимальный радиус разгрузки вскрышного драглайна, м; $\tilde{n}$ - безопасное расстояние между осью вскрышного драглайна и верхней бровкой нижнего вскрышного драглайна и верхней бровкой нижнего вскрышного подуступа, м; $\hat{A}_0$ - безопасное расстояние между осью отвального драглайна в первом положении и верхней бровкой предотвала, м; $V_{\acute{o}1}$, $V_{\hat{o}2}$ - фиктивные части первичного отвала, м^3.

В первом приближении, т.е. без учета фиктивных объемов, высоту призмы упора из скальных пород, формируемую вскрышным экскаватором (м), можно определить по формуле:

$$H_{i\tilde{o}} = \sqrt{\frac{B(H_{\tilde{n}\hat{e}}^{\acute{o}} k_P^{\tilde{n}\hat{e}} + H_1 k_P^{\grave{i}})}{ctg\beta_{\tilde{n}\hat{e}}}}.$$

Для определения величин подвалки необходимо установить значения L, $V_{\acute{o}1}$ и $V_{\acute{o}2}$.

I. С подвалкой откоса добычного уступа

$$L = R_P^{\hat{a}} - C - \acute{I}_1 \tilde{n}tg\gamma - H_{\tilde{n}\hat{e}}^{\acute{o}} \tilde{n}tg\alpha_{\tilde{n}\hat{e}} - \hat{A} - h_y ctg\alpha + x_1(\tilde{n}tg\alpha + \tilde{n}tg\beta), \quad (5.67)$$

или $L = l + \hat{A}_n + x_1(\tilde{n}tg\alpha + \tilde{n}tg\beta)$,

где x_1 - высота подвалки добычного уступа первичным отвалом, отсыпаемого гребнем, м;

$$V_{\acute{o}1} = \frac{1}{4}(L + l - A)^2 tg\beta. \quad (5.68)$$

Здесь $V_{\acute{o}1}$ - фиктивный объем в теле отвала, м^3/м.

Фиктивный объем $V_{\acute{o}1}$ имеет место при условии $A < L + l$.

$$V_{\acute{o}2} = \frac{1}{2}x_3^2(ctg\alpha + ctg\beta), \quad (5.69)$$

где $V_{\acute{o}2}$ - фиктивный объем в теле массива, м^3/м; x_3 - высота подвалки добычного уступа первичным отвалом, отсыпаемого веером до уровня верхней площадки первого яруса (м), равная

$$x_3 = \frac{m + B_0 - \hat{A}_n}{ctg\alpha + ctg\beta}. \quad (5.70)$$

Подставив в равенство (5.60) неизвестные величины выражения (5.64) и выразив их относительно x_1, получим квадратное уравнение:

$$\grave{I}_1 x_1^2 + \grave{I}_2 x_1 + \grave{I}_3 = 0, \quad (5.71)$$

где $\grave{I}_1 = \frac{3}{4}(ctg\alpha + ctg\beta)^2 tg\beta$;

$$\grave{I}_{\ 2} = \left[\left(l + \frac{3}{2}B_n + \frac{1}{2}\grave{A}\right)tg\beta - H_{ïð}\right]\left(ctg\alpha + ctg\beta\right);$$

$$\grave{I}_{\ 3} = \left[\left(l + \hat{A}_n\right)^2 - \frac{1}{4}(2l + B_n - \grave{A})^2\right]tg\beta + H_{ïð}\,(m + B_0 - \hat{A}_n) - \frac{(m + B_0 - \hat{A}_n)^2}{2(ctg\alpha + ctg\beta)} - V_{ý}.$$

Откуда высота подвалки добычного уступа первичным отвалом, отсыпаемого гребнем (м), составит:

$$x_1 = \frac{-\grave{I}_{\ 2} + \sqrt{\grave{I}_{\ 2}^{\ 2} - 4\grave{I}_{\ 1}\grave{I}_{\ 3}}}{2\grave{I}_{\ 1}} \qquad (5.72)$$

При $x_1 = 0 \quad \Rightarrow L = H_{ïð}\,ctg\beta$, $H_{ô} = H_{ïð}$.

II. С подвалкой кровли угольного пласта ($x_3 > h_y$).

Ширина подвалки кровли угольного пласта предотвалом (м) определяется по выражению:

$$Z_{ï} = m + B_0 - \hat{A}_n - h_y(ctg\alpha + ctg\beta) \qquad (5.73)$$

Так как $x_3 = h_y$, то $V_{ô\,2} = h_y[Z_{ï} + 0{,}5h_y(ctg\alpha + ctg\beta)]$. (5.74)

При подвалке откоса добычного уступа гребнем первичного отвала:

$$\grave{I}_{\ 3} = \left[\left(l + \hat{A}_n\right)^2 - \frac{1}{4}(2l + B_n - \grave{A})^2\right]tg\beta + H_{ïð}\,(m + B_0 - B_n) - h_y[Z_{ï} +$$

$$+ 0{,}5h_y(ctg\alpha + ctg\beta)] - V_{ý}, \qquad (5.75)$$

Если $x_1 = h_y$, то $L = l + B_n + h_y(ctg\alpha + ctg\beta) + Z_0$, (5.76)

где Z_0 - ширина подвалки кровли рудного пласта первичным отвалом, отсыпаемого гребнем, м, равная

$$Z_0 = \frac{-F_2 + \sqrt{F_2^2 - 4 \cdot F_1 F_3}}{2F_1}. \qquad (5.77)$$

здесь $F_1 = \frac{3}{4}tg\beta$; $F_2 = \left[l + \frac{5}{2}\hat{A}_n + \frac{\grave{A}}{2} - \frac{5}{2}h_y\left(ctg\alpha + ctg\beta\right)\right]tg\beta + H_{ïð}$;

$$F_3 = H_{ïð}\,(m + B_0 + l) + \{[l + B_n + h_y(ctg\alpha + ctg\beta)]^2 - \frac{1}{4}[2l - B_n - À + h_y \times$$

$$\times (ctg\alpha + ctg\beta)]^2\}tg\beta - h_y[Z_ï + 0{,}5h_y(ctg\alpha + ctg\beta)] - V_ý$$

При $Z_ï > B$ появляется двойная переэкскавация объема подсыпки предотвала на месте забоя вскрышного драглайна по нижнему подуступу ($V_{2ï}$).

Объем переэкскавации по заходке на 1 погонный метр подвигания забоев (м^3) определяется по выражению:

$$V_{ïåð} = (m + B_0)H_{ïð} - V_{ô2} - V_{ô3} + (L \cdot tg\beta - H_{ïð})^2 \cdot ctg\beta + V_{2ï}\,, \qquad (5.78)$$

где $$V_{2ï} = \frac{(Z_ï - B)^2}{2 \cdot (ctg\alpha_{ñê} + ctg\beta)}\,. \qquad (5.79)$$

Если $L - l > 2(L - H_{ïð}\,ctg\beta)$, то $V_{ô3} = \frac{1}{4}(2 \cdot H_{ïð}\,ctg\beta - l - L)tg\beta$.

При $L - l > 2(L - H_{ïð}\,ctg\beta)$ $\Rightarrow V_{ô3} = 0$.

Ширина предотвала (м) составляет:

$$Ô = R_0 - H_{ïô} \cdot ñtg\beta_{ñê} - \mu_0\,, \qquad (5.80)$$

где R_0 - максимальный радиус разгрузки отвального экскаватора, м; $H_{ïô}$ - высота призмы упора из оставшихся по заходке разнопрочных пород нижнего подуступа, м; μ_0 - горизонтальное смещение осей экскаватора при шагании от одного положения к другому «елочкой», исходя из устойчивости отвала и времени шагания рекомендуется принимать $\mu_0 = 20 - 25$ м.

Должно соблюдаться условие:

$$Ô \geq Ô_0\,, \qquad (5.81)$$

где $Ô_0$ - заданная минимально допустимая ширина предотвала, $Ô_0 = 30$ м.

Если условие (5.81) не соблюдается, то необходимо увеличивать ширину внешней части по нижнему подуступу (B) и соответственно уменьшать высоту верхнего подуступа (H_2) и увеличивать H_1.

$$H_{îò} = \frac{-T_2 + \sqrt{T_2^2 - 4T_1 T_3}}{2T_1}, \qquad (5.82)$$

где $H_{îò}$ - высота отсыпки призмы упора на верхней площадке предотвала, м;

$$Ò_1 = ctg^2\beta_{ñê} - \frac{1}{4}; \qquad Ò_2 = -\frac{1}{2}(R_0 - 2\cdot À + \mu_0 - m);$$

$$Ò_3 = -\frac{1}{4}(R_0 - 2\cdot À + \mu_0 - m)^2 tg\beta_{ñê} - (A - B)(H_{ñê}^{ó}\cdot k_P^{ñê} + H_1\cdot k_P^{ì}).$$

При $H_{îò} > H'_{îò}$, $\Rightarrow H_{îò} > H'_{îò}$ ($H'_{îò} = 21$ м).

Высота отвала (м) составит:

$$H_î = [H_{ñê}^{ó}\cdot k_P^{ñê} + (H_1 + H_2)\cdot k_P^{ì}]\cdot\frac{L_{óâ}}{L_{ùò}} + \frac{1}{8}\cdot A\cdot tg\beta, \qquad (5.83)$$

где $L_{îò}$ - средняя длина отвального фронта работ на рассматриваемом участке, м.

Объем работ отвального экскаватора по разрыхленным мягким породам (м^3/м) составит:

$$V_{îý} = \frac{Ð_0 Àh_Ó\gamma_0 k_{èç}(1+ð)}{Q_ó k_ñ}, \qquad (5.84)$$

где $Ð_0$ - годовая нормативная производительность отвального драглайна по рыхлым мягким породам, млн. м^3; k_c - коэффициент сокращения отвального фронта работ по отношению к добычному, $k_ñ = L_{îò}/L_ó$.

Загруженность отвального экскаватора составит:

$$\eta_0 = (1 + k_{ïï})\frac{V_{ïåð} + (A - B)(H_{ñê}^{ó}k_P^{ñê} + H_1 k_P^{ì})\dfrac{Ð_0}{Ð_{ñê}}}{V_{îý}}, \qquad (5.85)$$

где $Ð_{ñê}$ - годовая нормативная производительность отвального драглайна по скальным породам, млн. м^3.

При $\eta_0 > 100\%$ высоту основного уступа H уменьшают.

Коэффициент переэкскавации по заходке на рассматриваемом участке составит:

$$k_{ïï} = \frac{V_{ïåð}}{A[(H_1 + H_2)k_P^{ì} + H_{ñê}^{ó}k_P^{ñê}]}. \qquad (5.86)$$

5.5 Изменение показателей эффективности предлагаемых схем отработки основного уступа на пластах малой мощности

Известно, что по бестранспортной технологии отработки мягких и плотных пород с увеличением высоты основного уступа коэффициент переэкскавации увеличивается. Это существенный недостаток, ограничивающий область применения бестранспортных схем отработки разнопрочных пород, в особенности на пластах средней мощности. Оставление рабочей площадки требуемой ширины между подуступами вскрышного уступа для взрывного рыхления толщи разнопрочных пород ограничивает подготовленные запасы и ухудшает режим горных работ.

Результаты вычислений значений коэффициента переэкскавации по заходке исследуемых бестранспортных схем экскавации мягких и плотных пород по традиционной технологии и разнопрочных пород по рекомендуемой при внедрении предлагаемых схем на пластах малой мощности приведены в табл. 5.4, а их сопоставление - на рис. 5.8.

Как видно, с увеличением высоты вскрышного уступа от 28 до 34 м коэффициент переэкскавации по традиционной схеме экскавации с проходкой врубовой траншеи вскрышным драглайном на пластах малой мощности увеличивается. При мощности угольного пласта 12 м - с 0,243 до 0,309 (на 27,2%). По схеме с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном, наоборот, с увеличением высоты вскрышного уступа с 28 до 34 м коэффициент переэкскавации с 0,344 уменьшается до 0,295 (на 14,2%).

Таблица 4.4

Изменение коэффициента переэкскавации при отработке пород различной крепости и малой мощности угольного пласта (h=12 м)

При выемке вскрышным драглайном по нижнему подуступу	Высота вскрышного уступа (H), м						
	28	29	30	31	32	33	34
Мягких и плотных пород с проходкой врубовой траншеи	0,243	0,256	0,268	0,273	0,289	0,298	0,309
Крепких пород с опережающей отработкой приконтурной части	0,344	0,339	0,333	0,323	0,313	0,304	0,295

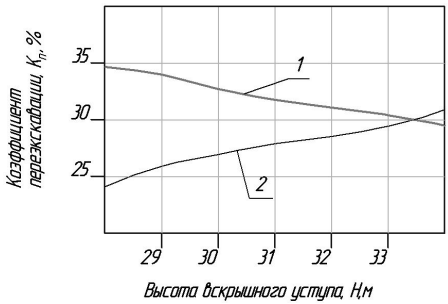


Рис. 5.8. График зависимости изменения коэффициента переэкскавации от высоты вскрышного уступа
1 – для схемы с опережающей отработкой приконтурной части;
2 – для схемы с отработкой врубовой траншеи

Анализ графика на рис. 5.8 показывает, что при невозможности смещения верхнего подуступа относительно нижнего на ширину заходки, схема экскавации с опережающей выемкой приконтурной части по сравнению с традиционной схемой отработки мягких пород парой драглайнов может быть эффективной на пластах малой мощности только при высоте вскрышного уступа 32-34 м и выше.

По сравнению с традиционной схемой отработки уступа при высоте уступа 28 м по рассматриваемой схеме коэффициент переэкскавации больше на 41,5%. Следовательно, схема экскавации

с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном будет целесообразна в основном при отработке высоких уступов на пластах малой мощности.

5.6 Применение мощных драглайнов при использовании на добычных работах железнодорожного транспорта

Экскаваторно-отвальные технологические комплексы с кратной перевалкой при применении железнодорожного транспорта на добычных работах угольных месторождений не нашли широкого применения [11]. Известно, что на разрезе «Азейский» объединения «Востсибуголь» при разработке двух сближенных горизонтальных пластов успешно применяется простая бестранспортная схема выемки покрывающих пород и пород междупластья драглайном ЭШ-25/100 с одного места стояния. На добычных работах здесь используют роторные экскаваторы ЭР-1250, отрабатывающие панели шириной до 40 м с непосредственной погрузкой угля в железнодорожные составы. Между отвалом и добычным уступом оставляется площадка шириной 12 м. Область применения схемы ограничивается пластами небольшой мощности, линейными размерами драглайна при относительно невысокой высоте вскрышного уступа и простой перевалке вскрышных пород.

На разрезе «Майкубенский» полого-наклонное залегание угольного пласта мощностью 20-30 м позволило рекомендовать внедрение бестранспортной технологии [50]. Однако вопросы производства вскрышных работ по бестранспортным схемам были не до конца увязаны с производством добычных работ. Большую часть объемов добычи угля предполагалось производить с использованием автомобильного транспорта. На отработке высоких вскрышных уступов (до 40 м) для размещения вскрышных пород во внутренний отвал высотой до 71,3 м при угле падения пласта 5 градусов на отвале необходимо использовать драглайн с высотой разгрузки 45 м (рис. 5.9). Поэтому вместо драглайна ЭШ-20/90, устанавливаемого на промежуточной площадке вскрышного уступа, при принятой на разрезе интенсивности развития горных работ в паре с ним на отвале необходимо использовать драглайн ЭШ-15/100.

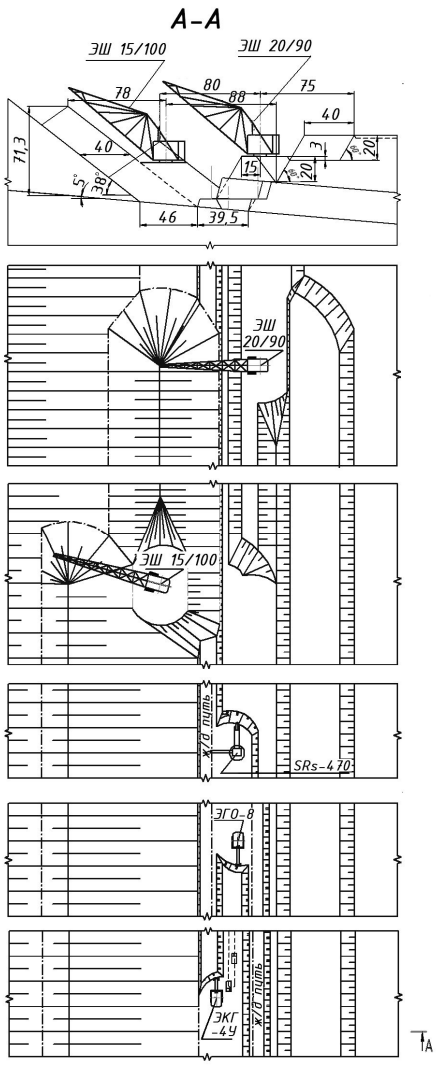


Рис. 5.9. Схема экскавации драглайнами ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100

Основную добычу угля с применением железнодорожного транспорта предложено осуществить путем разделения угольного

пласта средней мощности (20÷40 м) на два подуступа, смещенных относительно друг друга на ширину транспортной бермы, т.е. 12 м.

Формирование рабочей площадки на уровне транспортного горизонта позволит верхний подуступ отрабатывать верхним черпанием с использованием техники непрерывного действия, а нижний подуступ – нижним черпанием с использованием техники цикличного действия. Повышение безопасности добычных работ путем исключения подвалки выемочно-погрузочного и транспортного оборудования породами внутреннего отвала позволяет значительно снизить ширину площадки по дну карьера только для дренажа, или вовсе от нее отказаться.

Верхний подуступ с максимальной высотой 16 м будет отрабатываться роторным экскаватором SR_s(k)-470. Уголь с нижнего подуступа добывается на железнодорожный транспорт проходкой траншеи. Для этого возможно использовать как мехлопату ЭКГ-4у с верхней погрузкой при установке на подошве пласта, так и гидравлический экскаватор с рабочим органом обратной мехлопаты типа ЭГО-8 с нижним черпанием при рабочем ходе на промежуточной площадке. Погрузка будет осуществляться на второй путь, укладываемый на образованной новой внутренней транспортной берме. Она появляется после отработки верхнего добычного подуступа. Оставшийся под внешней транспортной бермой целик после демонтажа первого пути потребуется отработать на автотранспорт экскаватором типа ЭКГ-4у. При этом в начале блока-панели уголь будет транспортироваться к центру карьерного поля, а после начала проходки драглайнами новой заходки – через фланг участка.

Приведенная последовательность одновременной отработки большей части добычного блока-панели на железнодорожный транспорт на всю вертикальную мощность угольного пласта со смещением подуступов на ширину транспортной бермы позволит значительно сократить площадку по дну разреза между отвалом и угольным пластом. Тогда оставляемый под транспортную берму целик угля будет длительное время являться призмой упора для отсыпаемого высокого отвала и до его выемки позволит уплотниться породам в отвале и гарантировать безопасное производство добычных работ.

5.7 Расширение области применения экскаваторно-отвальных комплексов при совместной отработке участков карьерного поля

Создание достаточных вскрытых запасов и сокращение относительных затрат времени на простои и непроизводительные переходы драглайнов после отработки очередной заходки по основному уступу достигается увеличением ее ширины до максимально возможной по условию экскавации большего объема пород с одной точки стояния. В мягких породах, при работе драглайнов в паре и разделении вскрышного уступа на подуступы, проходка широких заходок (порядка 40-55 м при радиусах черпания соответственно 65÷80 м) реализуется без затруднений.

При отработке полускальных и скальных пород в кровле угольного пласта пропорциональное распределение объемов работ между вскрышным и отвальным драглайнами часто требует смещения верхнего подуступа относительно нижнего на ширину обуриваемого блока (не более 30 м), поскольку проходка врубовой траншеи усложняет организацию работы вскрышного и бурового оборудования. Поэтому ширина заходки ограничивается. Например, при высоте основного уступа 30 м она принимается равной 40-50 м [67].

По организационно-технологическим причинам в схемах с кратной перевалкой крепких пород драглайнами обычно в год проходится две, максимум три заходки. Поэтому единственным резервом в наращивании производственной мощности остается поиск технических решений по проходке широких заходок.

В настоящее время стоимость драглайна типа ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 очень высокая - около 12,5 млн. у.е. Поэтому в целях сокращения продолжительности их простоев после окончания проходки заходки, увеличения объемов бестранспортной вскрыши с уменьшением переэкскавации разработана следующая схема (рис. 5.10).

Предложено совместную работу пары драглайнов типа ЭШ-20/90 использовать поочередно на обоих одновременно отрабатываемых участках карьерного поля. Ширина заходки верхнего

вскрышного подступа и отвала увеличится в 2 раза и составит 80 м. В этом случае нижний вскрышной подуступ через одну заходку шириной 40 м будет послойно отрабатываться мехлопатой типа ЭКГ-10 в комплексе с автотранспортом. При реализации предлагаемой схемы увеличение вскрытых и готовых к выемке запасов угля обеспечит непрерывное производство добычных работ.

По сравнению со схемой с использованием в паре драглайнов ЭШ-20/90 ЭШ-15/100 в предлагаемой схеме появляются условия для применения взрывов на сброс, что снизит объемы переэкскавации на величину коэффициента сброса. Появление буровых станков для горизонтального бурения скважин позволяет реализовать взрывы на сброс. Особенно это важно для буроугольных месторождений с небольшим инкубационным сроком самовозгорания добытого угля.

Увеличение ширины отвальной заходки до 80 м и отработка нижнего подуступа через одну заходку шириной 40 м по транспортной схеме уменьшит высоту отвала до 55,4 м (на 22,3%), а вместо драглайна ЭШ-15/100 на отвале достаточно будет использовать драглайн ЭШ-20/90. Производительность отвального драглайна в этом случае увеличится на 25%.

Если по сопоставляемой схеме кроме отработки верхнего подуступа вскрышным драглайном необходимо проходить по нижнему подуступу врубовую траншею, то по предлагаемой схеме он используется только для выемки верхнего подуступа, а нижний подуступ полностью отрабатывается отвальным драглайном ЭШ-20/90.

Для приближения удаленного места копания отвального драглайна первичный отвал отсыпается вскрышным драглайном веером, что уменьшает объем планировочных работ по подготовке трассы рабочего хода отвального драглайна.

На добычных работах предусмотрена двухподуступная схема добычи угля на один транспортный горизонт с применением железнодорожного транспорта. Между отвалом и угольным пластом практически не оставляется площадка по подошве пласта.

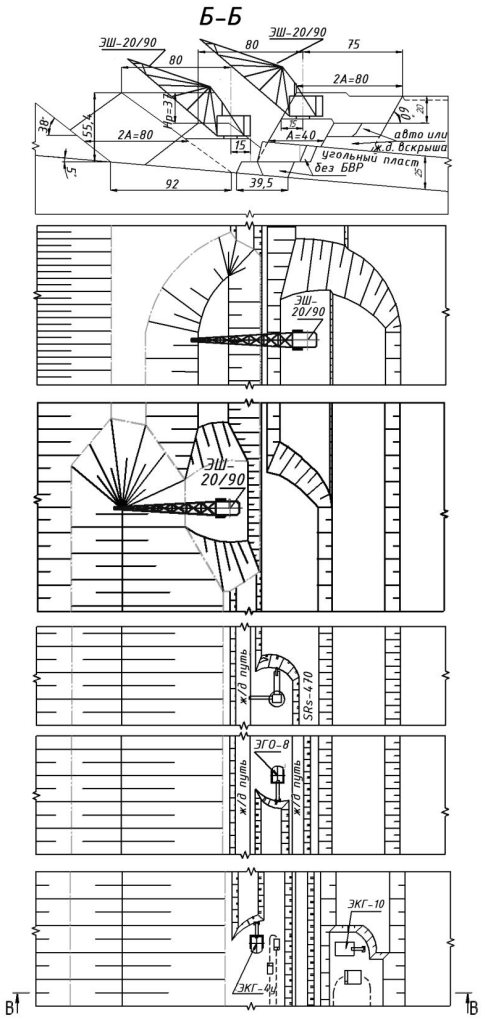


Рис. 5.10. Схема экскавации двумя драглайнами ЭШ-20/90 и мехлопатой ЭКГ-10 в комплексе с автотранспортом

Схема с поочередным применением пары драглайнов на смежных участках рекомендована в проект реконструкции разреза «Майкубенский». Она позволит: значительно сократить простои мощных драглайнов после окончания отработки очередных заходок в каждом из двух участков карьерного поля; заменить на отвале драглайн ЭШ-15/100 на более производительный ЭШ-20/90; максимально использовать их линейные параметры в совместной работе; снизить объем работ по переэкскавации части первичного отвала путем отработки части пород нижнего подуступа чрез одну заходку с использованием экскаваторно-автомобильно-отвальных комплексов и применения взрывов на сброс.

В предлагаемой схеме годовые простои драглайнов в ожидании фронта работ полностью исключаются. К моменту перехода к отработке вскрышной заходки на другой участок карьерного поля добычные работы на железнодорожный транспорт должны быть завершены. После разборки и вывозки рельсошпальной решетки остается только выемка угольного целика мехлопатами в комплексе с автосамосвалами с противоположного фланга этого участка. Время чистой работы драглайнов возрастет до 10-11 месяцев в год. Замена отвального драглайна ЭШ-15/100 на ЭШ-20/90 повысит объем бестранспортной вскрыши одной пары драглайнов с 5,2 до 5,6 млн. $м^3$ при коэффициенте переэкскавации 60%.

Переход на предлагаемую схему с понижением коэффициента переэкскавации до 30% дополнительно увеличит объем бестранспортной вскрыши до 6,8 млн. $м^3$, а с учетом сокращения простоев машин на 1÷2 месяца – до 7,0÷7,6 млн. $м^3$. В итоге объем бестранспортной вскрыши в среднем увеличится на 40%.

Попеременное использование одной пары драглайнов на обоих участках карьерного поля совместно с экскаваторно-автомобильно-отвальным комплексом увеличит вскрытые запасы угля в 3 раза, что позволит снизить жесткую связь между вскрышными и добычными работами. Производительность по добыче угля повысится на 25%.

Снижение себестоимости выемки вскрышных пород по бестранспортной схеме на 17÷26% и добычи угля на 8÷12% сократит срок окупаемости мощных драглайнов на 15÷20% и расширит границы применения ресурсосберегающей технологии.

5.8 Изменение показателей эффективности предлагаемых схем отработки основного уступа на пластах средней мощности

С целью увеличения ширины вскрываемого блока за фиксированный период времени блока предложено на пластах малой мощности регулировать ширину заходок по основному и добычному уступам и подуступам в интервале 30÷70 м. При первом проходе драглайнов ширина заходки нижнего подуступа и добычного уступа принимается предельно возможной и ограничивается линейными размерами отвального драглайна, а ширина верхнего подуступа уменьшается почти до слияния с откосом нижнего. Вскрышной драглайн отрабатывает верхний подуступ и приконтурную часть нижнего подуступа. При втором проходе драглайнов ширина верхнего подуступа увеличивается. Ограничивается она радиусом черпания вскрышного драглайна, которым отрабатывается только этот подуступ.

В процессе проведения исследований по обоснованию предложенного технического решения рассмотрены варианты комплектации пары драглайнов с использованием ЭШ-11/70 и ЭШ-15/90. Приняты следующие параметры схемы экскавации: высота добычного и основного уступов соответственно 10 и 30 м, нижнего подуступа 15 м.

Использование пары драглайнов ЭШ-15/90 со средней для двух проходов шириной заходки 50 м снизит коэффициент переэкскавации на 4%, а с ее увеличением до 62,5 м - на 5%. Если в качестве вскрышного драглайна использовать ЭШ-11/70, то коэффициент переэкскавации будет выше. При средней ширине заходки 57,5 м увеличится на 3%.

Преимуществом предложенной схемы экскавации является возможность исключения отрицательного влияния широких заходок на производительность комплекса путем сокращения расстояния от оси вскрышного драглайна до верхней бровки уступа на 12,5÷25%. Кроме того, выявлена закономерность - с увеличением высоты основного вскрышного уступа (H) коэффициент

переэкскавации по заходке (k_n) существенно снижается. Так, при увеличении H с 27 до 34 м k_n уменьшается на 16%.

В современных условиях высокие требования предъявляются и к схемам реализации экскаваторно-отвальных комплексов с кратной перевалкой на угольных пластах средней мощности (15÷40 м). Поэтому в работе на основе разработанных методик выполнены исследования по сопоставлению изменения коэффициента переэкскавации k_n от высоты вскрышного уступа H при определенной ширине заходки A. Сопоставлялись две схемы отработки разнопрочных пород. Первоначально рассмотрена традиционная схема со смещением верхнего подуступа относительно нижнего на ширину заходки с проходкой врубовой траншеи вскрышным драглайном по нижнему подуступу. Затем рассматривался случай с уменьшением смещения подуступов на величину, достаточную для опережающей выемки вскрышным драглайном приконтурной части нижнего подуступа.

Ширина рабочей площадки основного уступа при проходке вскрышным драглайном врубовой траншеи определяется по выражению:

$$\hat{A}_{ð.â} = \grave{A}, \tag{5.87}$$

где $\hat{A}_{ð.â}$ – ширина рабочей площадки основного уступа, м.

Ширина рабочей площадки в схеме с опережающей отработкой приконтурной части определяется по выражению:

$$\hat{A}_{ð.â} = \hat{A} + z, \tag{5.88}$$

где $\hat{A}$ – ширина приконтурной части, равная ширине обуриваемого блока в нижнем подуступе для вскрышного драглайна; z – берма безопасности (м), равная $z = (H - H_1)(ctg\alpha_{ñê.ó} - ctg\alpha_{ñê})$ (здесь $\alpha_{ñê.ó}$ – устойчивый угол откоса нижнего подуступа по скальным породам, град).

Следует учесть, что если в результате расчетов получится, что $\hat{A} + z > A$, то следует или увеличить H, или $Q_Ó$.

Поскольку построения схем выполнялись для угольных пластов со средней мощностью 25 м, то для лучшей видимости машинисту отвального драглайна высота предотвала принималась равной не менее этого значения. На пластах малой мощности и отработке по бестранспортной технологии высоких вскрышных уступов предотвал, как правило, формируется до уровня горизонта установки вскрышного драглайна. При этом высота его является переменной и зависит от изменения высоты нижнего подуступа. Поэтому на пластах малой мощности с увеличением высоты вскрышного уступа по традиционной схеме помимо смещения подуступов на ширину заходки увеличивается коэффициент переэкскавации.

Приближение по новой схеме удаленного места выемки остающихся по заходке пород нижнего подуступа достигается регулированием формы первичного отвала. Большая часть отсыпается веером до уровня кровли угольного пласта. По традиционной схеме широкая рабочая площадка на вскрышном уступе частично компенсируется отсыпкой первичного отвала гребнем вдоль фронта работ.

Сопоставительный анализ выполнен для трех пар драглайнов различных типов. Поскольку уровень отсыпки основного отвала повышается пропорционально углу падения угольного пласта, то при комплектации в качестве отвального драглайна принимали экскаватор с большими линейными размерами (в компоновке пишется вторым). Исследования проводили с использованием в паре драглайнов: компоновка 1 - ЭШ-11/75÷ЭШ-20/90; компоновка 2 - ЭШ-20/90÷ЭШ-15/100; компоновка 3 - ЭШ-20/90÷ЭШ-20/90.

В качестве исходных данных длина фронта добычных работ принята равной 2000 м, производительность по углю – 3 млн. т в год.

Первоначально сопоставительный анализ проводили для схем экскавации с оставлением по подошве транспортной площадки шириной 20 м. Результаты расчета параметров по традиционной и новой схемам приведены соответственно для компоновки 2 в табл. 5.1 и 5.2 и компоновки 3 в табл. 5.3 и 5.4, а графические зависимо-

сти изменения коэффициента переэкскавации k_n по заходке от высоты вскрышного уступа H - на рис. 5.11-5.14.

Далее сопоставительный анализ проводили для схем экскавации без оставления по подошве транспортной площадки. Результаты расчета параметров по традиционной и новой схемам приведены соответственно для компоновки 1 в табл. 5.5 и 5.6, компоновки 2 в табл. 5.7 и 5.8 и компоновки 3 в табл. 5.9 и 5.10, а графические зависимости изменения коэффициента переэкскавации k_n по заходке от высоты вскрышного уступа H - на рис. 5.15-5.20.

Таблица 5.1

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей и оставлением площадки

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, м^3/м	520,5	369	219	606	432	256	691,5	492	292,5
Загруженность отвального драглайна, η_0	0,94	0,97	0,98	0,89	0,94	0,99	0,81	0,96	1
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,8	73,4	47,1	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, м^3/м	912	950,5	1040	1117,5	1180	1261	1145	1163	1536
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,76	0,58	0,51	0,78	0,62	0,53	0,7	0,53	0,46

Таблица 5.2

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части и оставлением площадки

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	315	500	250	510	420	275	541,5	492	300
Ширина рабочей площадки, $B_{р.п}$, м	28	32	17	26	28	18	36	31	17
Загруженность отвального драглайна, η_0	1	0,99	0,99	0,95	0,99	0,99	0,94	0,97	0,99
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,6	73,4	47	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	907,5	929	1004	946	741	1404	1142	718	1251
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,74	0,56	0,47	0,66	0,61	0,59	0,69	0,42	0,46

Таблица 5.3

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-20/90 с врубовой траншеей и оставлением площадки

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	519	369,4	219	606	431	256	692,5	492,5	292

Продолжение табл. 5.3

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Загруженность отвального драглайна, η_0	0,96	0,9	0,92	0,99	0,98	0,9	0,93	0,99	0,87
Высота отвала, H_o, м	46	67	80	56	70	80	58	71	80
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	934,5	873	896	960,5	1114,5	1158	1203	1282	1130
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,76	0,53	0,43	0,67	0,58	0,49	0,73	0,58	0,41

Таблица 5.4

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-20/90 с опережающей выемкой приконтурной части и оставлением площадки

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	276	300	475	330	520	700	360	500	750
Ширина рабочей площадки, $B_{р.п}$, м	18,4	15	19	22	26	28	24	25	30
Загруженность отвального драглайна, η_0	1	0,98	0,96	0,98	0,96	0,95	1	0,97	0,94
Высота отвала, H_o, м	46	67	80	56	70	80	58	71,4	80

Продолжение табл. 5.4

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	1013	905	1025	822,5	915	713	899	1064	1224
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,58	0,55	0,5	0,57	0,48	0,5	0,55	0,49	0,45

Таблица 5.5

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-11/75 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	500	370	220	600	421	250	690	490	282
Загруженность отвального драглайна, η_0	0,92	0,94	0,98	0,89	0,95	1	0,98	0,99	1
Высота отвала, $H_о$, м	46,2	60	73,4	47	61	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	810	850	899	825	952	1000	880	974	1009
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,66	0,52	0,44	0,57	0,5	0,42	0,53	0,44	0,36

Таблица 5.6

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-11/75 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	297	460	520	490	385	250	531	470	295
Ширина рабочей площадки, $B_{р.п}$, м	20	23	21	30	19	17	32	24	19
Загруженность отвального драглайна, η_0	0.90	0.95	0.99	0.99	0.99	1	0.96	0.99	0.99
Высота отвала, H_o, м	46.2	60	73.4	47	61	74.3	48	61.6	75.2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	712	820	960	726	930	1050	902	1070	1230
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0.58	0.50	0.47	0.50	0.48	0.44	0.55	0.49	0.45

Таблица 5.7

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	520,5	369,4	219,4	606	432	256	691,5	492	292,5
Загруженность отвального драглайна, η_0	0,94	0,97	0,98	0,89	0,94	0,99	0,81	0,96	1

Продолжение табл. 5.7

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,8	73,4	47,1	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	856,8	897,6	918	985	1009	952	1093	1109,7	979
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,70	0,55	0,45	0,69	0,53	0,40	0,67	0,51	0,36

Таблица 5.8

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	315	500	250	510	420	275	541,5	492	300
Ширина рабочей площадки, $B_{р.п}$, м	21	25	17	17	21	19	36	31	19
Загруженность отвального драглайна, η_0	1	0,99	099	0,95	0,99	0,99	0,94	0,97	0,99
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,6	73,4	47	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	820	783	856	885	818,7	975,8	979	892	952
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,67	0,48	0,42	0,62	0,43	0,41	0,60	0,41	0,35

Таблица 5.9

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-20/90 с врубовой траншеей

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	520,5	369,4	219,4	606	432	256	691,5	492	292,5
Загруженность отвального драглайна, η_0	0,94	0,97	0,98	0,89	0,94	0,99	0,81	0,96	1
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,8	73,4	47,1	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	856,8	897,6	918	985	1009	952	1093	1109,7	979
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,70	0,55	0,45	0,69	0,53	0,40	0,67	0,51	0,36

Таблица 5.10

Параметры схем экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-20/90 с опережающей выемкой приконтурной части

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Объем врубовой траншеи, $V_{вр.тр.}$, $м^3/м$	315	500	250	510	420	275	541,5	492	300
Ширина рабочей площадки, $B_{р.п}$, м	21	25	17	28	21	18	29	25	19

Продолжение табл. 5.10

Наименование параметров и показателей	Ширина заходки А, м								
	30			35			40		
	Высота вскрышного уступа Н, м								
	30	40	50	30	40	50	30	40	50
Загруженность отвального драглайна, η_0	1	0,99	099	0,95	0,99	0,99	0,94	0,97	0,99
Высота отвала, H_o, м	46,2	59,6	73,4	47	60,7	74,3	48	61,6	75,2
Объем переэкскавации, $V_{пер}$, $м^3/м$	820	783	856	885	818,7	975,8	979	892	952
Коэффициент переэкскавации, $k_п$	0,67	0,48	0,42	0,62	0,43	0,41	0,60	0,41	0,35

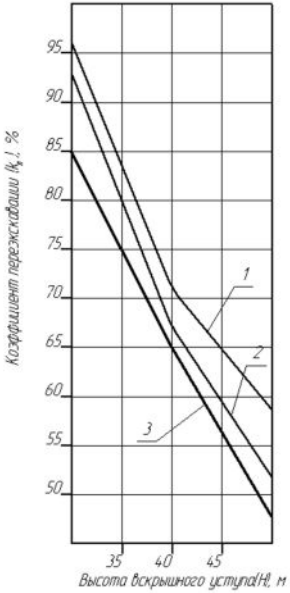


Рис. 5.11. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей и оставлением по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

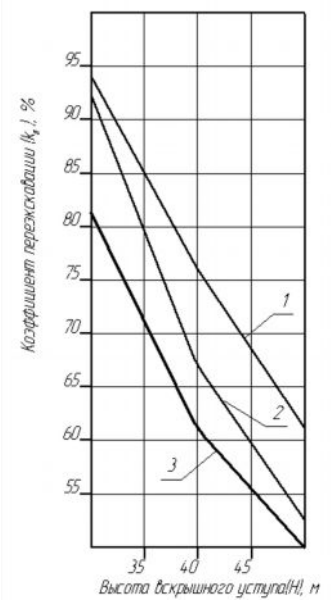


Рис. 5.12. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части и оставлением по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

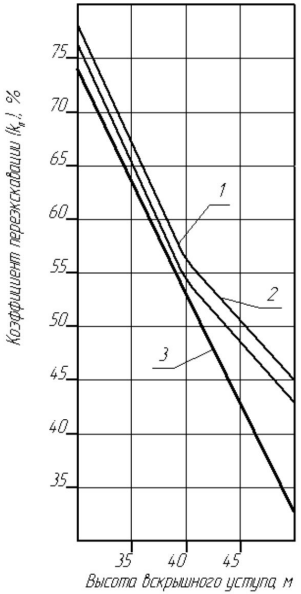


Рис. 5.13. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 с врубовой траншеей и оставлением по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

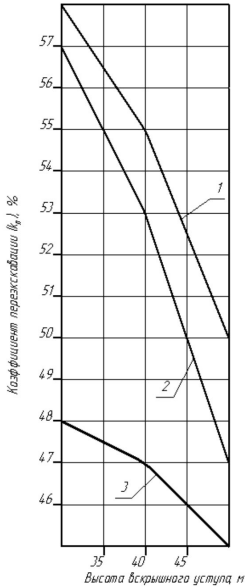


Рис. 5.14. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 с опережающей выемкой приконтурной части и оставлением по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

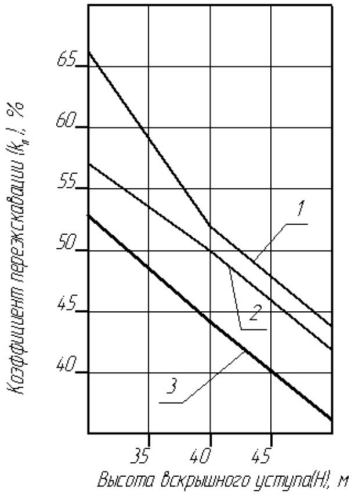


Рис. 5.15. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-11/75 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

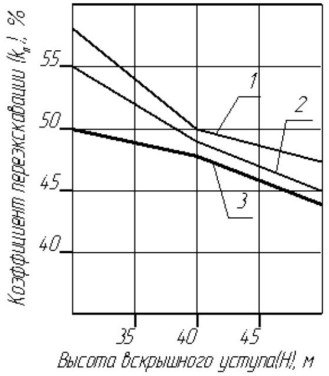


Рис. 5.16. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-11/75 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

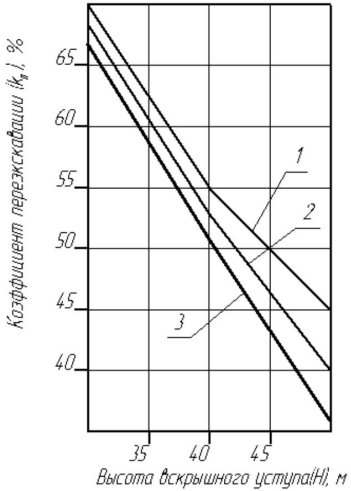


Рис. 5.17. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с врубовой траншеей без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

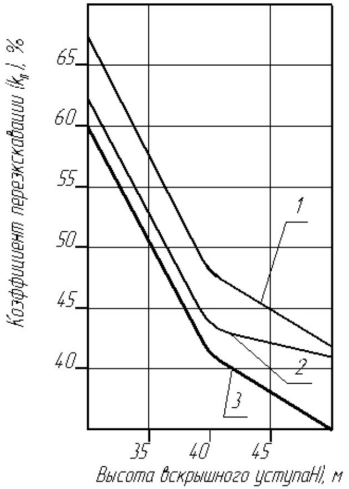


Рис. 5.18. График зависимости $k_п$=f(H) для схемы экскавации драглайнами ЭШ-20/90 и ЭШ-15/100 с опережающей выемкой приконтурной части без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

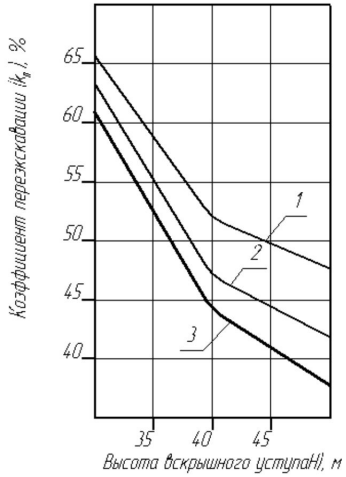


Рис. 5.19. График зависимости $k_п=f(H)$ для схемы экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 с врубовой траншеей без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

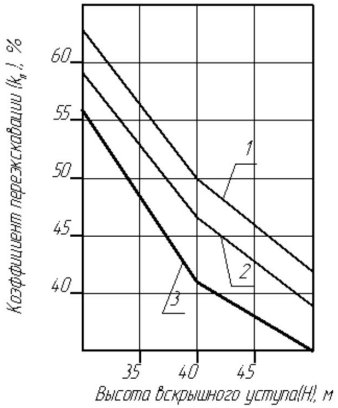


Рис. 5.20. График зависимости $k_п=f(H)$ для схемы экскавации парой драглайнов ЭШ-20/90 с опережающей выемкой приконтурной части без оставления по подошве транспортной площадки
1 – А = 30м; 2 – А = 35м; 3 – А = 40м

Сопоставление графиков на рис. 5.11-5.14 и 5.15-5.20 показывает, что при распространенной ширине заходки $A = 40$ м и высоте уступа $Í = 40$ м в схемах с оставлением по дну карьера транспортной площадки по сравнению со схемами без ее оставления коэффициент переэкскавации снижается с 47÷65% до 41÷51%. Если сопоставлять одну и ту же пару драглайнов при тех же параметрах в схемах проходки врубовой траншеи, коэффициент переэкскавации уменьшается на 9÷14%, т.е. ежегодный объем бестранспортной вскрыши на каждые два драглайна дополнительно возрастет до 440÷660 тыс. м^3.

В связи с формированием добычного транспортного горизонта на промежуточном горизонте выше уровня подошвы угольного пласта и незначительном водопритоке в условиях разреза «Майкубенский», в дальнейшем рассматриваются только схемы экскавации без оставления площадки между отвалом и добычным уступом.

Сопоставление схем экскавации с проходкой врубовой траншеи и опережающей выемкой приконтурной части соответственно на графиках рис. 5.15, 5.17, 5.19 и 5.12, 5.14, 5.18 позволяет сделать следующие выводы. Во всех схемах с увеличением высоты вскрышного уступа коэффициент переэкскавации уменьшается.

При использовании в паре драглайнов по компоновке 1 по сравнению с проходкой врубовой траншеи схема с опережающей выемкой приконтурной части имеет существенные недостатки. С увеличением ширины заходки коэффициент переэкскавации возрастает. К примеру, при H=40 м и A=40 м он увеличивается на 5%. Причины следующие. Во-первых, по сравнению с отвальным драглайном ЭШ-20/90 вскрышной драглайн ЭШ-11/75 не позволяет равномерно распределить объемы работ во вскрышной заходке. Во-вторых, меньший объем первичного отвала попадает в контур основного отвала.

При использовании в паре драглайнов по компоновкам 2 и 3 схема с опережающей выемкой приконтурной части по снижению коэффициента переэкскавации эффективнее схемы с проходкой врубовой траншеи. Большее уменьшение (с 3% при компоновке 3 до 10% при компоновке 2 при H=40 м) обеспечивается при исполь-

зовании на отвале вместо ЭШ-20/90 менее мощного по производительности, но с большим радиусом черпания ЭШ-15/100. Следовательно, для применения схемы экскавации экскаваторно-отвального комплекса с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа, обеспечивающего снижение ширины рабочей площадки основного уступа в 1,5÷2 раза, необходимо использовать в паре только мощные драглайны типа ЭШ-20/90. Как и ранее установленная для схемы с опережающей выемкой приконтурной части на пластах малой мощности прослеживается закономерность постепенного выравнивания значений коэффициента переэкскавации по сравниваемым схемам с увеличением высоты вскрышного уступа более 40 м.

В рамках проведенных исследований по повышению эффективности применения экскаваторно-отвальных комплексов на угольных разрезах получены следующие результаты:

1. Разработана методика определения параметров экскаваторно-отвального технологического комплекса отработки разнопрочных пород с перевалкой во внутренний отвал, предложен алгоритм установления параметров экскаваторно-отвальных комплексов во взаимосвязи с добычными и буровзрывными работами. Его реализация на ПЭВМ позволяет в рабочей зоне выделить технологические комплексы с наибольшей производительностью, установить их оптимальные параметры и показатели работы.

2. Разработана пространственно-временная модель оптимизации параметров экскаваторно-отвального комплекса, позволяющая проследить влияние организации вскрышных и добычных работ в схемах экскаваторно-отвальных комплексов на параметры элементов системы разработки и производительность по углю. Достоверно определенная высота вскрышного уступа гарантирует выполнение планов по добыче угля, а предельные ее значения повышают эффективность бестранспортной технологии.

3. Эффективное внедрение экскаваторно-отвальных комплексов с кратной перевалкой обеспечивается по новым схемам экскавации как с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном, так и путем регу-

лирования ширины заходок пары совместно работающих драглайнов как по вскрышному, так и добычному уступам.

4. Разработана методика определения параметров схем экскавации с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа разнопрочных пород. Изменение показателей эффективности этих схем путем варьирования параметров блока-панели позволило выявить следующую закономерность – с увеличением высоты вскрышного уступа и ширины заходок коэффициент переэкскавации по заходке снижается. При высоте уступа более 32-34 м эти схемы сопоставимы с традиционными схемами экскавации мягких и плотных пород.

5. Внедрение предложенных бестранспортных схем экскавации на угольных разрезах при отставании вскрышных работ значительно сократит период реконструкции и позволит без потерь времени обеспечить интенсивное ведение горных работ уже в первый год внедрения нового вскрышного оборудования.

6. Разделение угольного пласта средней мощности (до 40 м) на подуступы со смещением их относительно друг друга на ширину транспортной бермы в схемах экскаваторно-отвальных комплексов с кратной перевалкой позволяет применить электрифицированный железнодорожный транспорт на одном горизонте при двух забойных путях и обеспечить независимую их отработку. Погрузка подвижного состава гидравлическим экскаватором при черпании ниже уровня стояния или мехлопатой с верхней погрузкой с нижнего подуступа угля способствует оставлению целика на срок, достаточный для уплотнения пород в отвале и отказа от транспортной площадки по дну разреза.

7. Разработана схема попеременного использования на смежных участках разреза экскаваторно-отвального комплекса с кратной перевалкой вместе с экскаваторно-автомобильно-отвальным комплексом при транспортировании угля железнодорожным транспортом. Исключение простоев пары мощных драглайнов в ожидании окончания добычи угля и снижение в 2 раза объемов переэкскавации увеличат в условиях разреза «Майкубенский» объемы бестранспортной вскрыши на 40%, а производительность на добыче угля - на 25%.

8. Снижение себестоимостей выемки вскрышных пород по бестранспортной схеме на 17÷26% и добычи угля на 8÷12% сокращают срок окупаемости мощных драглайнов типа ЭШ-20/90 на 15÷20% и расширяют границы применения ресурсосберегающей технологии.

9. Сопоставительный анализ схем экскавации с проходкой врубовой траншеи и опережающей выемкой приконтурной части по нижнему подуступу позволил выявить резервы эффективного внедрения экскаваторно-отвальных комплексов на пластах средней мощности даже при значительном отставании вскрышных работ.

10. В схемах с опережающей выемкой приконтурной части нижнего вскрышного подуступа на пластах средней мощности с увеличением высоты вскрышного уступа и ширины заходки до 40 м обеспечивается уменьшение коэффициента переэкскавации на 6÷10%.

11. Реализация схемы экскавации экскаваторно-отвального комплекса с опережающей выемкой приконтурной части нижнего подуступа с наибольшим эффектом обеспечивается при использовании в паре только мощных драглайнов типа ЭШ-20/90. Сокращение ширины рабочей площадки вскрышного уступа в 1,5÷2,5 раза позволяет отнести выемку части объемов вскрыши на более поздние сроки. Ожидаемый годовой экономический эффект от реализации новой схемы экскавации по бестранспортной технологии при совместной отработке смежных участков карьерного поля в условиях разреза «Майкубенский» составит около 195,3 млн. тенге.

6 РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ С ПОПЕРЕЧНЫМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОД

6.1 Изыскание возможностей применения комбинации экскаваторно- и выемочно-отвальных комплексов в сложных гидрогеологических условиях

В соответствии с Экологическим кодексом Республики Казахстан [68] для промышленности установлены жесткие требования по защите окружающей среды. Они в равной мере относятся к горнодобывающим предприятиям. Одним из направлений снижения экологической нагрузки при разработке месторождений полезных ископаемых является реализация ресурсосберегающих технологий с перевалкой и перемещением вскрышных пород по наикратчайшему расстоянию в выработанное пространство карьера с формированием внутренних отвалов. При этом сокращаются площади земельного отвода для размещения внешних отвалов, заполняется выработанное пространство, восстанавливается нарушенный ландшафт, уменьшаются зона рассеивания твердых частиц горных пород и запыленность.

Для пологих и полого-наклонных пластовых месторождений к ресурсосберегающей технологии прежде всего относится экскаваторно-отвальный технологический комплекс непосредственной и кратной перевалки вскрышных пород во внутренние отвалы с использованием драглайнов. Однако область их эффективного применения ограничивается линейными размерами этой высокоэффективной горной техники и устойчивостью внутренних отвалов.

При разработке плотных и мягких пород высокоэффективны выемочно-отвальные технологические комплексы с использованием консольных отвалообразователей [15]. Путем уменьшения результирующего угла откоса эти комплексы позволяют формировать высокие внутренние отвалы. Однако области применения экскаваторно-отвальных и выемочно-отвальных комплексов на разработке неоднородных пород по известным причинам ограничены [69].

По одной из схем рабочий ход роторного экскаватора с малыми линейными параметрами и горизонт установки отвалообразователя постоянно изменяются [70]. Отработка вскрышного уступа ведется с разделением на подуступы и с изменением уровня ус-

тановки роторного экскаватора. Значительное время оборудование комплекса эксплуатируется на наклонных площадках. По этой схеме число холостых переходов выемочно-отвального комплекса значительно увеличивается, усложняется организация горных работ, поэтому она приемлема в основном на карьерах с небольшой производственной мощностью.

При двух- трех уступных схемах экскавации выемочно-отвальным комплексом для формирования устойчивого отвала дополнительно на верхних ярусах применяются драглайны [71]. Технология ведения горных работ предусматривает подвигание добычных и вскрышных забоев от фланга к центру карьерного поля и холостые переходы экскаваторов к месту врезки в новую заходку.

Увеличение высоты вскрышного уступа по одной бестранспортной или транспортно-отвальной схеме значительно увеличивает линейные размеры соответственно драглайнов и консольных отвалообразователей. В связи с высокой стоимостью мощного оборудования эффективность горных работ резко снижается. Известно, что увеличить мощность вскрыши, отрабатываемой с использованием забойных отвалообразователей без увеличения их линейных параметров и массы роторных экскаваторов возможно отработкой нижней толщи вскрышных пород двумя уступами уменьшенной высоты [72].

На большинстве пологих месторождений нижняя толща вскрышных пород представлена крепкими пропластками, требующими взрывного рыхления. Применение выемочно-отвальных комплексов в сложных гидрогеологических условиях по известным схемам затруднительно – для их перегона требуется постоянно выполнять большой объем планировочных работ [73]. Поэтому изыскание технических решений по обеспечению независимой и эффективной работы вскрышного оборудования цикличного и непрерывного действия и обоснование области их рационального применения является важной научно-технической задачей.

В сложных гидро- и горно-геологических условиях область непосредственной перевалки пород на пластовых месторождениях ограничивается устойчивостью покрывающей толщи. Результирующий угол откоса техногенных образований высотой 60-75 м не превышает 14-16 градусов. При применении наиболее распространенных драглайнов высота основного вскрышного (надугольного)

уступа не превышает 26-30 м. Расширение области применения экскаваторно-отвального комплекса также сопровождается увеличением объемов переэкскавации и усложняет организацию работы отвального драглайна, что сдерживает вскрытие полезного ископаемого.

Следует отметить, что в сложных гидрогеологических условиях перегон техники непрерывного действия затруднен и сопровождается значительными затратами на подготовительные работы по формированию трасс их передвижения. Из-за необходимости остановки роторного экскаватора в зимний период схемы предусматривают оставление значительных запасов полезного ископаемого. Для стабилизации работы карьера на практике стремятся обеспечить независимую работу всего оборудования, увеличивая расстояние между ними. Однако это еще больше увеличивает простои вскрышного и добычного оборудования.

Известные в теории и практике схемы совместного применения экскаваторно-отвальных и выемочно-отвальных технологических комплексов с поперечным перемещением пород во внутренние отвалы в виду значительных холостых перегонов оборудования не нашли широкого применения.

Нами проведены исследования по установлению целесообразности применения консольных отвалообразователей фирмы «Ман-Такраф» (ФРГ) в качестве перегружателя от перегрузочного механизма (ПГ) роторного экскаватора (к примеру $SR_s - 2400$), до приемной консоли отвалообразователя $A_2R_s - B.8800.110$. В качестве забойного рассмотрено применение консольных отвалообразователей с радиусом разгрузки 225 и 195 м.

Эффективность совместной работы оборудования непрерывного и цикличного действия предлагается обеспечить челноковой схемой эксплуатации выемочно-отвального комплекса при минимальной массе забойного отвалообразователя и интенсивным ведением добычных работ несколькими забоями, рассредоточенными по фронту карьера [74, 75].

Обоснование использования забойного отвалообразователя с определенными параметрами выполнено с учетом практики проектирования выемочно-отвальных комплексов [76-84] и приведенных условий функционирования технологической схемы для следующих вариантов комплектации вскрышного оборудования.

Вариант I. Нижний вскрышной уступ отрабатывается двумя драглайнами ЭШ-20/90, верхний вскрышной уступ комплексом в составе роторного экскаватора $SR_S - 2400 + \ddot{I}\tilde{A}$, системы ленточных конвейеров протяженностью 5 км и отвалообразователя $\grave{A}_2 R_S - B.8800.110.$

Вариант II. Предусматривает использование в качестве забойного отвалообразователя $AR_S(k) - 9600.225$ в комплексе с роторным экскаватором $SR_S - 2400 + \ddot{I}\tilde{A}$ и отвалообразователем $\grave{A}_2 R_S - B.8800110.$ Скальная толща отрабатывается драглайном ЭШ-20/90, а средняя толща плотных пород – драглайном ЭШ-20/55 с перегрузкой пород через самоходный бункер-перегружатель в приемную воронку забойного отвалообразователя (рис. 6.1).

Вариант III. В состав выемочно-отвального комплекса входит забойный отвалообразователь $AR_S(k) - 8800.195$. Нижний вскрышной уступ отрабатывается двумя драглайнами ЭШ-20/90 (рис. 6.2).

Результаты расчетов технико-экономических показателей приведены в табл. 6.1. Их анализ показывает, что наиболее эффективной для условий пластовых месторождений является схема с использованием консольного отвалообразователя $AR_S(K) - 8800.195$ в качестве перегружателя от перегрузочного механизма роторного экскаватора до приемной консоли отвалообразователя $\grave{A}_2 R_S - B.8800.110.$

Особенностью схемы комплектации оборудования по варианту II является раздельная выемка и укладка в тело отвала скальных и плотных пород. Первые отсыпаются гребнями вдоль фронта карьера. При этом добычной и нижний вскрышной уступы разделены на два блока. Отработка скальных пород и добыча полезного ископаемого осуществляются попеременно в каждом из блоков с флангов участка (карьера) до его центра проходкой двух заходок с транспортированием полезного ископаемого через выездные фланговые траншеи.

Организация работы основного оборудования следующая. В начальный период производят отработку вскрышной заходки по среднему уступу с центра карьера в одном из блоков (к примеру, в правом) с перегрузкой плотных пород через бункер-перегружатель на конвейерную систему выемочно-отвального комплекса (рис. 6.3).

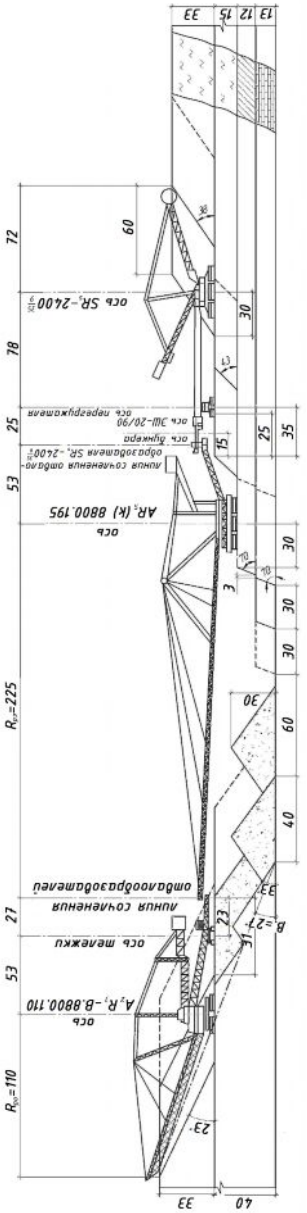


Рис. 6.1. Комбинация экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов с применением бункера-перегружателя по варианту II

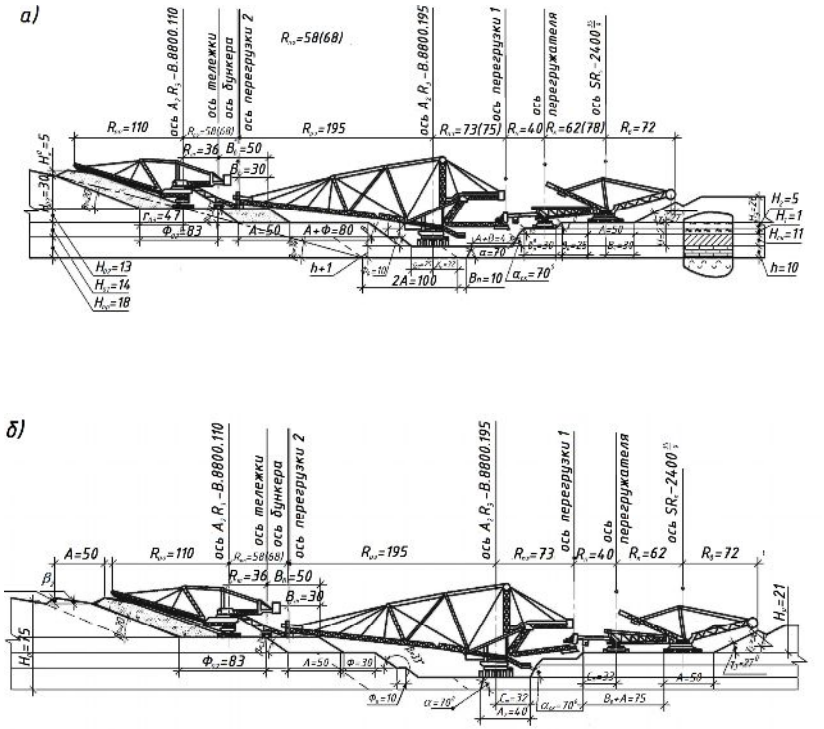


Рис. 6.2. Комбинация экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов по варианту III при установке забойного отвалообразователя соответственно на предотвале (а) и кровле пласта (б)

Таблица 6.1

Технико-экономические показатели отработки основных уступов

Варианты комплектации вскрышного оборудования	Объем бестранспортной вскрыши, тыс. м^3 в год	Объем транспортной вскрыши, тыс.м^3 в год	Объем переэкскавации, тыс.м^3 в год	Объем работ роторного комплекса, тыс. м^3 в год	Капитальные затраты, тыс.у.е.	Удельные капитальные вложения, у.е./м^3	Эксплуатационные затраты, у.е./год	Себестоимость разработки 1 м^3 вскрыши, у.е.	Приведенные дисконтированные затраты, у.е./м^3
I	5470,5	-	2352,3	2500	15503,0	1,945	7347498	0,922	1,214
II	2865,5	2605	-	8190	36789,0	2,693	7584209	0,555	0,959
III	5470	-	2352,3	8190	31503,0	2,306	7045501	0,516	0,862

Верхний вскрышной уступ отрабатывается выемочно-отвальным комплексом при параллельном перемещении с драглайном ЭШ-20/55. Плотные породы верхнего и среднего уступов отсыпаются отвалообразователем $\grave{A}_2 R_s - B.8800.110$ (во второй и третий ярусы) на ранее отсыпанные крепкие породы. Доработав заходки верхнего и среднего уступов в заданном направлении до фланга участка, проходят очередную заходку, продолжая разработку плотных пород в противоположном блоке.

После полного оконтуривания скальной толщи в восточном блоке с его торца производят поочередно за два прохода отработку крепких пород драглайном ЭШ-20/90. Далее осуществляют выемку полезного ископаемого. Для предотвращения простоя драглайна ЭШ-20/90 оставшаяся часть полезного ископаемого первой заходки после первого прохода отрабатывается от середины участка мехлопатой, заканчивающей к этому времени добычные работы в противоположном блоке (рис. 6.4).

Полезное ископаемое автотранспортом вывозится через фланговый выезд восточного блока. Вторая добычная заходка западного блока, также как и первая, делится на две части, но крайняя из них отрабатывается с опережением по фронту карье-

ра. Производство вскрышных работ по плотным и скальным породам в обоих блоках участка завершается одновременно.

Применение в схеме непосредственной перевалки скальных пород в отвал и бункера-перегружателя при средней мощности пород скальной толщи и пласта полезного ископаемого обеспечивает полную ликвидацию переэкскавации.

По варианту II уменьшается время ввода в разработку вскрытого пласта и увеличивается продолжительность одновременного ведения добычных работ в обоих блоках. Тогда в схемах с поперечным перемещением вскрыши в выработанное пространство создаются достаточные условия для стабилизации качества добытого полезного ископаемого при различном содержании полезного компонента по фронту работ.

Использование в описанной схеме бункера перегружателя компенсируется эксплуатацией драглайна меньшей единичной мощности и ликвидацией объемов переэкскавации. Недостатком схемы является использование забойного отвалообразователя с большим радиусом разгрузки 225 м и приемного бункера значительных габаритов.

С учетом приемной способности внутреннего отвала высота отрабатываемой толщи вскрышных пород по варианту III схемы комплектации оборудования находится в тех же пределах.

Если в описанной схеме забойный отвалообразователь устанавливали на уровне кровли скальной толщи, то в схеме варианта III горизонт его установки понижают до кровли пласта полезного ископаемого.

Вскрышная толща разрабатывается двумя уступами: нижний, представленный разнопрочными породами, - экскаваторно-отвальным комплексом с использованием двух совместно работающих драглайнов ЭШ-20/90, верхний –выемочно-отвальным комплексом.

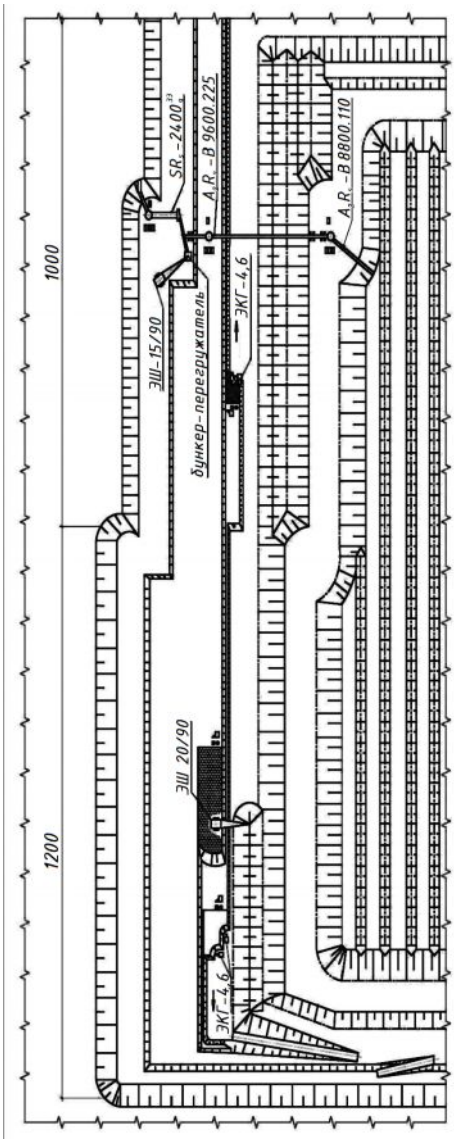


Рис. 6.3. Схема раздельной разработки скальных и плотных пород при эксплуатации роторного экскаватора от центра к флангу карьера

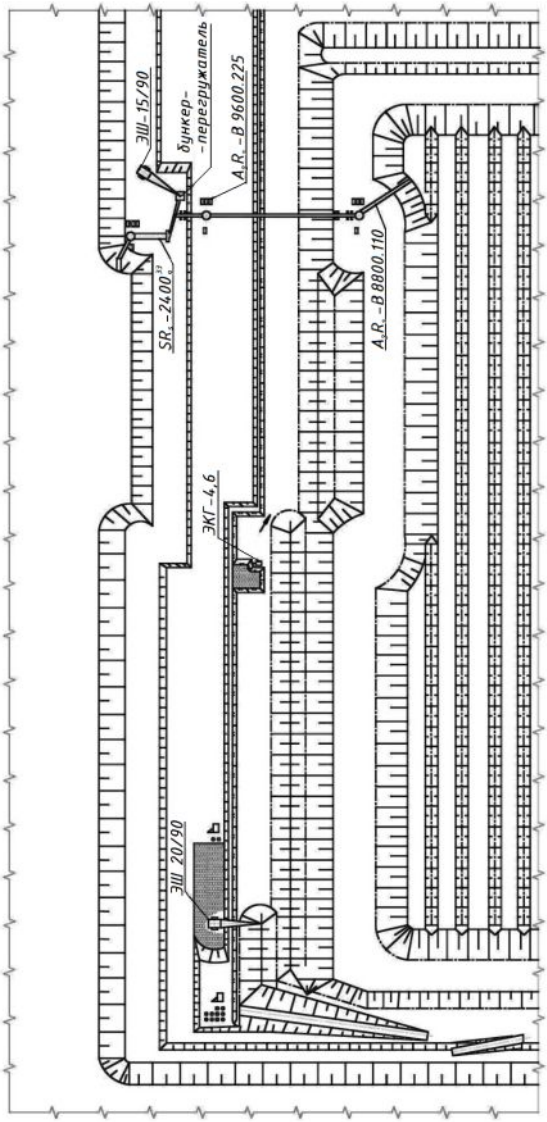


Рис. 6.4. Схема раздельной разработки скальных и плотных пород при эксплуатации роторного экскаватора в направлении центра карьера

Независимое в пространстве и времени ведение вскрышных работ техникой непрерывного и цикличного действия и постоянный рабочий ход выемочно-отвального комплекса в вариантах II и III обеспечивается отработкой нижнего вскрышного и добычного уступов двумя блоками. Исключение холостых перегонов выемочно-отвального комплекса достигается проходкой в каждом блоке драглайнами ЭШ-20/90 поочередно двух заходок от флангов к центру карьера. Полезное ископаемое автотранспортом транспортируется через фланговые съезды.

Преимущество схемы варианта II состоит в снижении отрицательного влияния параметров забойного отвалообразователя на технико-экономические показатели разработки в сложных гидро- и горно-геологических условиях.

Технические данные отвалообразователя $AR_S(k)$ – 8800.195 :

- теоретическая производительность по рыхлой массе – 8800 м³/ч;
- насыпная плотность транспортируемого материала - 1,52 т/м³;
- служебная масса – 3740 т;
- радиус разгрузки – 195 м;
- габарит приемной стороны - 75 м;
- удельное давление на грунт – 11 Н/ см²;
- пределы высоты расположения внешней части приемной консоли - 7÷28м;
- пределы высоты расположения внешней части отвальной консоли -20,8÷40 м;
- ширина гусеничного хода – 32 м;
- максимальная ширина отвалообразователя – 36 м.

6.2 Проектирование параметров экскаваторно-отвального комплекса при отработке верхнего уступа выемочно-отвальным комплексом

Внедрение выемочно-отвального технологического комплекса предусматривает размещение вскрышных пород на верхних ярусах внутреннего отвала путем ввода в эксплуатацию роторного экскаватора с телескопически встроенным перегружателем и с двумя консольными отвалообразователями, забойным

и собственно отвальным (рис. 6.2). Реализация ресурсосберегающей технологии на месторождениях с покрывающими неоднородными и разнопрочными породами достигается за счет полного исключения холостых перегонов комплекса непрерывного действия. Предлагается отработку разнопрочных пород основного уступа экскаваторно-отвальным комплексом вести по этапам. Ресурсосбережение обеспечивается реализацией схемы с уменьшенными линейными размерами забойного отвалообразователя. Для этого при рабочем ходе выемочно-отвального комплекса в каждом блоке от центра участка (карьера) к его торцу и обратно забойный отвалообразователь попеременно устанавливается как на предотвале, так и на кровле вскрытого пласта полезного ископаемого.

На I этапе от условной границы центра участка (карьера) в одном из двух блоков драглайнами типа ЭШ-20/90 вскрывают пласт полезного ископаемого шириной $A_2 + B$, оставляя подваленным его до уровня кровли с последующей отсыпкой метрового слоя разрыхленных плотных пород (рис. 6.5). Первоначально вскрышным драглайном отрабатывают верхний подступ высотой H_2, не превышающей предел вертикального смещения перегрузочного механизма относительно роторного экскаватора на величину $Z_{Ï}$. С учетом оставления рабочей площадки шириной b_p^b для установки перегрузочного механизма роторного экскаватора, ширина заходки верхнего подуступа составит:

$$A_2^b = A_2 + b_p^b. \qquad (6.1)$$

Ширина верхнего подуступа первой заходки принимается максимальной и практически соответствует предельному радиусу черпания вскрышного драглайна. На отработке второй заходки основного уступа ширина нижнего подуступа увеличивается, а верхнего подуступа уменьшается до величины, при которой между подуступами не оставляется площадка. Выделение трех этапов обусловлено изменением технологических параметров и приемной способностью отвальных ярусов.

После взрывного дробления массива разнопрочных пород нижнего подуступа, вскрышным драглайном проходят врубовую траншею.

Высота отсыпки гребня отвальным драглайном выше уровня поверхности второго яруса определяется по формуле:

$$H_x^{2â} = \{[A_2(H_{01}^{2â} - H_{01}) - (A_2 - Ô)(H_{ïð}^{í} - Í_{ïð}^{â})]ctq\beta\}^{\frac{1}{2}} \qquad (6.2)$$

где $Í_{01}^{2â}$ - расчетная высота второго яруса отвала, равная

$$H_{01}^{2â} = k`_y LL_{01}^{-1}\{k_p^{ck} H_{ck} + k_p^b[(1+b_p^b A_2)^{-1} H_2 + H_1] - 1\} - h - 1 - H_{ïð}^{b},$$

$Í_{ïð}^{í}$ - высота отсыпки остаточной вскрыши, равная

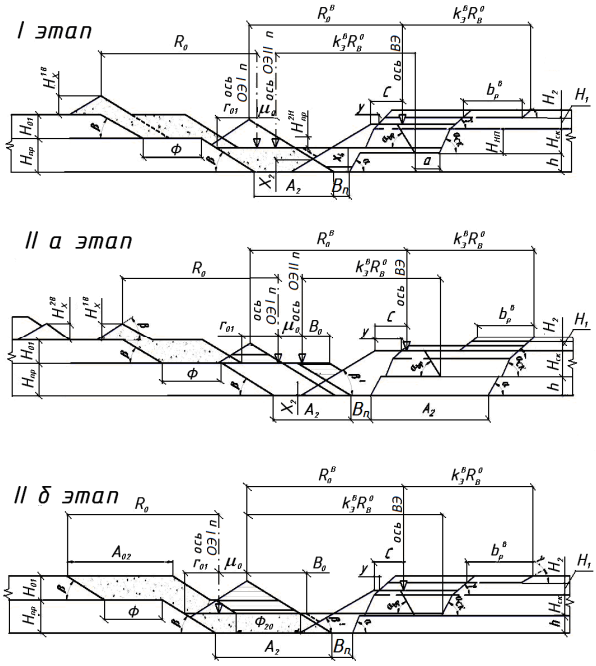


Рис. 6.5. Поэтапная отработка нижнего вскрышного уступа разнопрочных пород двумя драглайнами на период внедрения выемочно-отвального комплекса

$$H_{ïð}^{\acute{I}} = (h+1)[B_n + 0{,}5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)]\hat{O}^{-1},$$

$$k_y^{`} = [L + 0{,}5h_T ctq\lambda + 20 + 0{,}5H_{ck} ctq\lambda_{ck} + 0{,}5(H - H_{ck})ctq\gamma]L_{-1},$$

$$L_{01} = 0{,}5T_1 + (0{,}25T_1^2 - T_2)^{\frac{1}{2}},$$

$$T_1 = L - \frac{1}{2}\hat{a}_{ð}^{â} - \frac{5}{6}H_{ïð}\,ctq\beta - \hat{A}_{á} - \grave{a}_{òð} - \frac{1}{2}h_T ctq\lambda,$$

$$T_2 = k_y L[k_p^{ck} H_{ck} + k_p^{M}(H_1 + H_2)]ctq\beta,$$

$$H_{ïð}^{â} = \acute{I}_{\ ïð} - \acute{I}_{\ ïð}^{\ i} - h - 1.$$

Ширина врубовой траншеи понизу определяется по формуле:

$$a = \left\{\left\{0{,}93\left\{\left[P^{M} A_{2\acute{y}} h\gamma_o k_{èç}(1+p)\right](Qk_{ó}^{/})^{-1} - H_2(A_2 - b_p^{b})k_{RH}^{-1}\right\}P^{o}P^{ì\ -1}H_{ïï}^{-1} - \right.\right.$$

$$\left.\left. - 0{,}5\left[H_{ïï}\,(ctg\lambda_{âð} + ctg\gamma) + H_{ñê}(ctg\lambda_{ñê} - ctg\gamma)\right]\right\}(G_1 + G_2)(k_p^{i} G_1 + k_p^{ñê} G_2)^{-1}, \quad (6.3)$$

где $A_{2\acute{y}} = (\acute{I}_{\ 2}\hat{a}_{ð}^{â} + \acute{I}\grave{A}_{\ 2})\acute{I}^{\ -1}$.

Объем первичного отвала составит:

$$V_{I\,1}^{0} = k_p^{ì}[H_2(A_2 + b_p^{b}) + V_M^{BP}] + k_p^{ck} V_{ck}^{BP}, \quad (6.4)$$

Величина смещения осей отвального драглайна составит:

$$\mu_0 = 2A_2 - a + B + hctq\lambda + B_n + (h + 1 + H_{ïð}^{â})ctq\beta - \div_{01} - k_{\acute{y}}^{0} R_{â}^{0}, \quad (6.5)$$

где $\div_{01}$ - безопасное расстояние от нижней бровки промежуточного откоса до оси отвального драглайна, м.

Высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого веерами до уровня поверхности промежуточного предотвала, составит:

$$x_3 = x_2 + 0{,}5(\div_{01} + \mu_0 + \beta_0 - \grave{A}_2)tq\beta, \quad (6.6)$$

Высота подсыпки развала первичным отвалом, отсыпаемого гребнем, определяется по выражению:

$$x = [(R_2^2 - 4R_1R_3)^{\frac{1}{2}} - R_2](2R_1)^{-1}, \quad (6.7)$$

где $R_1 = 0{,}75tq\beta(ctq\beta + ctq\beta)^2$,

$$R_2 = (ctq\beta + ctq\beta)\{1{,}5[R_0^{â} - \tilde{N} - (\acute{I}_{\ ïï} + h)ctq\beta]tq\beta - 0{,}5(l - A_2)tq\beta - h - 1 - H_{ïð}^{â},$$

$$R_3 = 0{,}75\left[R_o^b - C - (H_{ij} + h)ctg\beta\right]^2 tg\beta - (l - A_2)^2 tg\beta + (h + 1 + H_{i\partial}^{a})\left[\div_{01} + \right.$$

$$\left. + \mu_0 + \hat{A}_0 - \dot{A}_2 + x_2(ctg\beta + ctg\beta^{/})\right] - 0{,}5x_3^2(ctg\beta + ctg\beta^{/}) - V_{i1}^{o} + 0{,}5(h + 1 -$$

$$+ x_3)^2(ctq\beta + ctq\beta).$$

Глубина недосыпки в границах отвальной заходки промежуточного предотвала первичным отвалом составит:

$$Z = H_{i\partial}^{a} + h + 1 - 0{,}5[R_0^{a} - \tilde{n} + (\dot{I}_{ii} + h)ctq\beta + \chi(ctq\beta + ctq\beta) + l - A_2]tg\beta. \quad (6.8)$$

Загруженность отвального драглайна определяется из соотношения:

$$\eta_o = Qk_y^{/}\left\{k_{\partial}^{\tilde{n}\hat{e}}(A_2 H_{\tilde{n}\hat{e}} - V_{\tilde{n}\hat{e}}^{\hat{a}\partial}) + k_h^M\left[(H_{ii} - H_{\tilde{n}\hat{e}})A_2 - V_i^{\hat{a}\partial}\right] + V_i^{\hat{a}\partial} + V_{\tilde{n}\acute{a}}^{i\hat{a}}(\dot{I} - \right.$$

$$- H_2)^{-1}(k_p^{ck}H_{ck} + k_{\partial}^{i}H_1) + V_{I\,1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta y H_{i\partial}^2(\grave{a}_{\grave{o}\partial} + \dot{I}_{i\partial}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} -$$

$$\left. - A_2(h + 1 + H_{i\partial}^{a}) - A_2 - \hat{A} - (h + 1)\left[B_n + 0{,}5(h + 1)(ctg\lambda + ctg\beta)\right]\right\}\left[P_0(0{,}66 - \right.$$

$$\left. - 0{,}175k_y^0)A_{2\acute{y}}h\gamma_0 k_{\grave{e}\varsigma}(1 + \eth)\right]^{-1}. \quad (6.9)$$

Коэффициент переэкскавации составит:

$$k_{I\,2}^{/} = \left[V_{i1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta y H_{i\partial}^2(\grave{a}_{\grave{o}\partial} + H_{i\partial}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} - A_2(h + 1 + H_{i\partial}^{a}) - \right.$$

$$- 0{,}5(h + 1 + x_3)^2(ctg\beta + ctg\beta^{/}) - 0{,}5(x_3 - x_2)^2(ctg\beta + ctg\beta^{/}) - (h + 1 - x_3)\times$$

$$\left. \times(\div_{01} + \mu_o + B_o - A_2)\right\}\left\{A_2\left[(H_1 + H_2)k_p^{i} + H_{\tilde{n}\hat{e}}k_{\partial}^{\tilde{n}\hat{e}}\right] + k_p^{i}H_2\hat{a}_{\partial}^{\hat{a}}\right\}^{-1}. \quad (6.10)$$

При $Z < 0$ и $d > A_2$

$$Z^2 = -0{,}25[\hat{O}^2 + 2d_0(A_2 - \hat{O}) - A_2^2]tq\beta, \quad (6.11)$$

где $d_o = R_o^b + (H_x - H_{i\partial}^{a} - h - 1)ctg\beta - c - (H_{ii} + h)ctg\beta + 2x_2 ctg\beta -$

$$-(H_{i\partial}^{a} + h + 1)ctq\beta;$$

При $Z < 0$ и $d < A_2$

$$Z^2 = -0{,}25(d_o - \hat{O})^2 tg^2\beta. \quad (6.12)$$

На II этапе в блоке отрабатывают две заходки. В первой с отстаиванием по фронту работ производят добычу полезного ископаемого. С целью сокращения простоя драглайнов при первом проходе ширину заходки принимают предельно возможной, обеспечивающей производство добычных работ несколькими рассредоточенными по фронту уступа забоями:

$$A_1 = 2A - A_2\,, \tag{6.13}$$

где A – ширина заходки выемочно-отвального комплекса, м.

Ограничивается она условиями безопасной эксплуатации забойного отвалообразователя, линейными параметрами вскрышного драглайна, приемной способностью нижних ярусов отвала при принятой технологии отработки основного уступа и зависит от мощности пласта полезного ископаемого и организации взаимосвязи технологических процессов.

Ширина верхнего подступа составит:

$$A_1^{â} = À_1 - â_ð^{â}\,, \tag{6.14}$$

Высота отсыпки гребня отвальным драглайном выше уровня поверхности второго яруса составит:

$$H_x^{1B} = [\,A_2(H_{01}^{1B} - H_{01})ctq^{-1}\beta\,]^{\frac{1}{2}}\,, \tag{6.15}$$

где $H_x^{1B} = \left\{\left\{k_y^{/}LL_{01}^{-1}\left\{k_ð^{ñê}H_{ñê} + k_ð^{ì}\left[H_2(A_1 - b_ð^{â})A_1^{-1} + H_1\right]\right\}H_{ïð}\right\}\right\}À_1À_2^{-1}$.

Ширина врубовой траншеи понизу определяется по формуле:

$$a = \left\{\left\{0{,}936\left\{\left[P^{ì}\ A_{1ý}h\gamma_o k_{èç}(1+p)\right]\left(Qk_y^{/}\right)^{-1} - H_2(A_1 - b_ð^{â})k_{rn}^{-1}\right\}P^{o}P^{ì\ -1}H_{íï}^{-1} - \right.\right.$$
$$\left.\left. - 0{,}5\left[(ñtg\lambda_{âð} + ñtg\gamma) + H_{ñê}(ñtg\lambda_{ñê} - ctg\gamma)\right]\right\}\right\}(G_1 + G_2)\left(k_ð^{ì}G_1 + k_ð^{ñê}G_2\right)^{-1}\,, \tag{6.16}$$

где $À_{1ý} = (À_1Í\ - Í\ _2â_ð^{â})Í^{\ -1}$.

Кроме указанных выражений для расчета параметров схемы отработки этапа IIа использованы формулы:

$$V_{Í\ 1}^{0} = k_p^{ì}\,[\,H_2(A_1 - b_p^{b}) + V_i^{bp}\,] + k_p^{ck}V_{ck}^{bp}\,, \tag{6.17}$$

$$\mu_0 = A_1 - a + B + hctq\lambda + Â_n + Í\ _{ïð}\,ctq\beta - \div_{01} + ô\ - k_{ý}^{0}R_{â}^{0}\,, \tag{6.18}$$

$$x_3 = x_2 + 0{,}5(\div_{01} + \mu_0 + Â_0 - Ô)td\beta\,, \tag{6.19}$$

$$x = [(R_4^2 - 4R_1R_5)^{\frac{1}{2}} - R_4\,](2R_1)^{-1}\,, \tag{6.20}$$

где $R_4 = (ctg\beta + ctg\beta^{/})\left\{1{,}5\left[R_o^{â} - c - (H_{íï} + h)ctg\beta^{/}\right]tg\beta - 0{,}5(l - A_2)tg\beta - H_{ïð}\right\}$;

$$R_5 = 0{,}75\left[R_í^{â} - ñ - (Í\ _{íï} + h)ctg\beta^{/}\right]tg\beta - (l - A_2)^2tg\beta + Í\ _{ïð}\left[\div_{01} + \mu_í + Â_í - Ô + \right.$$
$$\left. + x_2(ctg\beta + ctg\beta^{/})\right] - 0{,}5x_3^2(ctg\beta + ctg\beta^{/} - V_{Í\ 1}^{í}\,;$$

$$Z = H_{\ddot{i}\eth} - 0{,}5[R_0^{\hat{a}} - \tilde{n} - (\acute{I}_{\ddot{i}\ddot{i}} + h)ctq\beta + \chi(ctq\beta + ctq\beta) + l - A_2]tq\beta, \quad (6.21)$$

Если $Z < 0$, то $Z^2 = -0{,}25(d_1 - \hat{O})tg^2\beta$, (6.22)

где $d_1 = R_0^b + (H_\chi - H_{\ddot{i}\eth})ctq\beta + 2\chi_2 ctq\beta - c - (H_{\ddot{i}\ddot{i}} + h)ctq - H_{\ddot{i}\eth}\tilde{n}tq\beta$,

$$\eta_o = Qk_y^{/}\{k_\eth^{\tilde{n}\hat{e}}(\grave{A}_1\acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}} - V_{\tilde{n}\hat{e}}^{\hat{a}\eth}) + k_p^{\grave{i}}\left[(H_{\hat{i}\ddot{i}} - \acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}})\grave{A}_1 - V_{\hat{i}}^{\hat{a}\eth}\right] + V_{c\acute{a}}^{\acute{i}\hat{a}}(\acute{I}_{\ddot{i}} - \acute{I}_2)^{-1}(k_\eth^{\tilde{n}\hat{e}}\acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}} +$$

$$+ k_\eth^{\grave{i}}\acute{I}_1) + V_{\acute{i}1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta_y H_{\ddot{i}\eth}^2(\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{i}\eth}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} - A_2\acute{I}_{\ddot{i}\eth}\left[\text{Ð}_{\hat{i}}(1{,}066 -\right.$$

$$\left. - 0{,}175k_{\acute{y}}^{\hat{i}})\grave{A}_{1\acute{y}}h\gamma_o k_{\grave{e}\ddot{c}}(1 + \eth)\right]^{-1}, \quad (6.23)$$

$$k_{\ddot{i}1} = \left[V_{\acute{i}1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta_y H_{\ddot{i}\eth}^2(\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{i}\eth}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} - A_2 H_{\ddot{i}\eth}\right.\left[\grave{A}_1(k_\eth^{\grave{i}}\acute{I}_1 +\right.$$

$$\left.\left. + k_\eth^{\tilde{n}\hat{e}}\acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}}) + k_\eth^{\grave{i}}H_2(\grave{A}_1 - \hat{a}_\eth^{\hat{a}})\right]^{-1}. \quad (6.24)$$

На этапе IIб драглайны ЭШ-20/90 работают также, как и на этапе I. Отличие состоит в отсыпке заходки большой ширины A_1.

Расчетная высота второго яруса составит:

$$H_{01}^{2B} = \{\{k_y LL_{01}^{-1}\{k_p^{ck}H_{ck} + k_p^{\grave{i}}[(1 + b_p^b A_2^{-1})H_2 + H_1] - 1\} - H_{\ddot{i}\eth}\}\}A_2 A_1^{-1}. \quad (6.25)$$

Ширина предотвала составит:

$$\hat{O}_{20} = (h+1)[B_n + 0{,}5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)](H_{\ddot{i}\eth} - h - 1)^{-1}. \quad (6.26)$$

Ширина заходки верхнего яруса составит:

$$R_o \geq \div_{01} + \hat{O} + \acute{I}_{01}ctg\beta + (H_{\ddot{i}\eth} - h - 1)ctg\beta \text{ при } A_{02} = H_{01}^{2\hat{A}}\grave{A}_1\acute{I}_{01}^{-1}; \quad (6.27)$$

$$R_o < \div_{01} + \hat{O} + \acute{I}_{01}ctg\beta + (H_{\ddot{i}\eth} - h - 1)ctg\beta$$

При $A_{02} = \left[H_{01}^{2\hat{A}}\grave{A}_1 - (\div_{01} + \hat{O} + \acute{I}_{01}ctg\beta - R_o)^2 tg\beta\right]H_{01}^{-1}$ (6.28)

Приводим остальные необходимые формулы:

$$\mu_0 = A_2 - a + B + hctq\lambda + B_n + (h+1)ctq\beta + A_1 - \div_{01} - k_{\acute{y}}R_{\hat{a}}^0, \quad (6.29)$$

$$\chi_3 = \chi_2 + 0{,}5(\div_{01} + \mu_0 + \hat{A}_0 - \grave{A}_1)tq\beta, \quad (6.30)$$

$$\chi = [(R_6^2 - 4R_1R_7)^{\frac{1}{2}} - R_6](2R_1)^{-1}, \quad (6.31)$$

где $R_6 = (ctq\beta + ctq\beta)\{1{,}5[R_0^b - c - (H_{\ddot{i}\ddot{i}} + h)ctq\beta]tq\beta - 0{,}5(l - A_1)tq\beta - h - 1$;

$$R_7 = 0{,}75\left[R_o^b - c - (\acute{I}_{\ddot{i}\ddot{i}} + h)ctg\beta\right]^2 tg\beta - (l - A_1)^2 tg\beta + (h+1)\left[\div_{01} + \mu_{\hat{i}} + \hat{A}_{\hat{i}} - \grave{A}_1 +\right.$$

$$\left. + x_2(ctg\beta + ctg\beta^{/})\right] - 0{,}5x_3^2(ctg\beta + ctg\beta^{/}) - V_{\acute{i}1}^{\hat{i}} + 0{,}5(h + 1 - x_3)^2(ctg\beta + ctg\beta^{/})$$

$$Z = h + 1 - 0{,}5[R_0^b - c - (H_{íï} + h)ctq\beta + \chi(ctq\beta + ctq\beta) + l - A_1]tq\beta, \quad (6.32)$$

При $Z < 0$

$$Z^2 = 0{,}25tg^2\beta(d_2 - \hat{O}_{20})^2 + \{h + 1 - 0{,}5[R_o^b - c - (H_{íï} + h)ctg\beta + x(ctg\beta + ctg\beta^{/}) + l - A_1]tg\beta\}^2 \quad (6.33)$$

где $d^2 = R_0^b + (H_\chi - h - 1)ctq\beta + 2\chi_2 ctq\beta - c - (H_{íï} + h)ctq\beta - (h+1)ctq\beta;$

$$\eta_o = Qk_y^{/}\{k_\delta^{cê}(A_2\acute{I}_{ñê} - V_{ñê}^{âð}) + k_\delta^{ì}[(\acute{I}_{ïï} - \acute{I}_{ñê})\grave{A}_2 - V_i^{âð}] + V_{ñá}^{íâ}(\acute{I}_{\ } - \acute{I}_2)^{-1}(k_\delta^{ñê}\acute{I}_{ñê} +$$

$$+ k_\delta^{\grave{I}}\acute{I}_1) + V_{i1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta\gamma H_{ïð}^2(a_{òð} + H_{ïð}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} - \grave{A}_2 -$$

$$- A_1(h+1) - B - (h+1)[B_n + 0{,}5(h+1)(ctg\lambda + ctg\beta)]\}[P_0(1{,}066 -$$

$$- 0{,}175k_{\acute{y}}^0)\grave{A}_{2\acute{y}}h\gamma_0 k_{èç}(1 + \delta)]^{-1}; \quad (6.34)$$

$$k_{i\,2} = [V_{i1}^{\hat{i}} + Z^2 ctg\beta + 1000\eta\gamma H_{ïð}^2(a_{òð} + \acute{I}_{ïð}ctg\beta)(3\Theta k_y^{/}L)^{-1} - A_2 - A_1(h+1) - B -$$

$$-(h+1)[B_n + 0{,}5(h+1)(ctg\lambda + ctg\beta)]\}/[(H_1 + H_2)k_\delta^{ì} + \acute{I}_{ñê}k_\delta^{ñê}]A_2H_2d_\delta^{â}\}^{-1}. \quad 6.35)$$

На рис. 6.6 показаны схемы отработки нижнего вскрышного уступа в одном из двух блоков участка драглайнами ЭШ-20/90 на период стабилизации работы всего комплекса оборудования после завершения реконструкции и полного ввода в эксплуатацию выемочно-отвального комплекса на верхнем вскрышном уступе. На этапе IIIа уменьшением объемов верхнего черпания и угла поворота на разгрузку достигается максимальная производительность вскрышного драглайна. Вскрытые запасы наибольшие. На этапе IIIб при отработке следующей заходки оставляется промежуточная площадка для перегрузочного устройства роторного экскаватора.

При выдержанной высоте первых двух ярусов отвала пропорциональное распределение объемов работ по заходке вскрышного и отвального драглайнов, также как и в период внедрения выемочно-отвального комплекса, достигается регулированием ширины заходок при каждом из двух проходов драглайнов по одному из двух блоков участка (карьера). Методика определения параметров схем экскаваций экскаваторно-отвального комплекса на период эксплуатации соответствуют этапу II периода их внедрения.

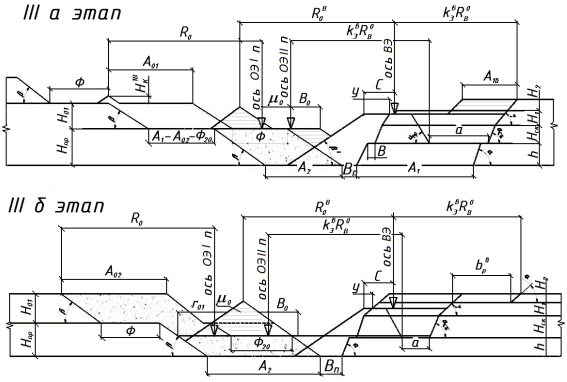


Рис. 6.6. Поэтапная отработка нижнего вскрышного уступа драглайнам в эксплуатационный период

Средневзвешенный коэффициент переэкскавации по участку в границах отработки одной панели определяется по выражению:

$$k = \frac{k_{n1}A_{1\acute{y}} + k_{n2}A_{2\acute{y}}}{2\grave{A}}. \qquad (6.36)$$

Объем бестранспортной вскрыши участка составит:

$$V = HL\ddot{I}k_{\ y}. \qquad (6.37)$$

Объем экскавации горной массы с учетом переэкскавации составит:

$$V_{\hat{a}} = V(1 + K_{\ddot{i}}). \qquad (6.38)$$

Реализация предлагаемой схемы экскавации позволит сократить период реконструкции карьера с вводом в эксплуатацию нового горного оборудования, ускорить возврат капиталовложений и расширить область применения экскаваторно-отвальных технологических комплексов с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

6.3 Организации взаимосвязи вскрышных и добычных работ

Стабильная работа основного горнотранспортного оборудования при отработке мощной толщи неоднородных и разнопрочных пород достигается при четкой организации взаимосвязи вскрышных, добычных и буровзрывных работ. При наличии вскрытых запасов по-

лезного ископаемого независимая эксплуатация выемочно-отвального и экскаваторно-отвального комплексов обеспечивается путем установления положения горного оборудования на плане с применением циклограммы работы основного оборудования (рис. 6.7).

Производительность на экскавации неоднородной вскрышной толщи в зависимости от конкретных горно-геологических условий и соотношения мощностей прослойков скальных и мягких пород определяется по выражению:

$$P_{bi} = [\, P_{ý}^{ñê} H_{cki} + P^{ì}\, (H_i - H_{cki})]\, H_i^{-1} \qquad (6.39)$$

По разработанной технологии отработки разнопрочных пород двумя совместно работающими в паре драглайнами годовая производительность вскрышного экскаватора при первом проходе определяется по формуле:

$$P_{Bi}^{I} = \{\{ P_{ý}^{ck} H_{cki}[\, a_i + 0{,}5 H_{cki}(\, ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}\,)] + P^{ì}\, \{(H_{íïi} - H_{cki})[\, a_i + $$
$$+ H_{cki}(\, ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}\,) + 0{,}5(H_{íïi} - H_{cki})(\, ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda\gamma\,)] + A_{1b} H_2 \}\}[\, aH_{íïi} +$$
$$+ H_{cki}(H_{íïi} - 0{,}5 H_{cki})(\, ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}\,) + 0{,}5(H_{íïi} - 0{,}5 H_{cki})^2 (\, ctq\lambda_{bp} +$$
$$+ ctq\gamma\,) + A_{1b} H_2\,]^{-1}. \qquad (6.40)$$

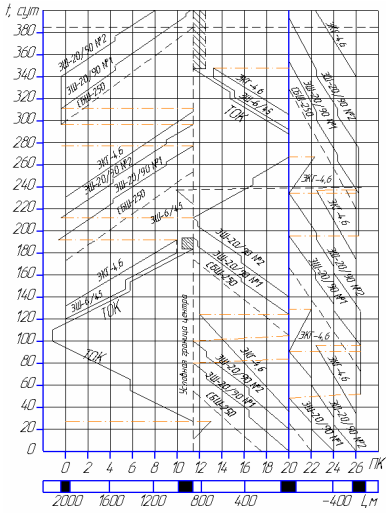


Рис. 6.7. Циклограмма работы основного горнотранспортного оборудования
ПК – пикеты по длине фронта работ L;
ТОК – выемочно-отвальный комплекс;
_____ *- при эксплуатации;*
_ _ _ _ _ *- при перегоне*

Скорость подвигания вскрышного и добычного забоев в сутки составит:

$$V_{bi}^{I} = 10^{6} P_{bi}^{I} N_{\partial}^{-1} [\, a_i H_{H\ddot{I}i} + H_{cki}(H_{i\ddot{i}i} - 0{,}5H_{cki})(ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}) + $$

$$+ 0{,}5(H_{i\ddot{i}i} - H_{cki})^{2}(ctq\lambda_{bp} + ctq\gamma) + A_{1b}H_2\,]^{-1}. \qquad (6.41)$$

Количество добычных экскаваторов, необходимых для отработки добычного блока после первого прохода драглайнов, составит:

$$n_{\dot{y}}^{I} = U_{bi}^{I} A_{1i} h_i (Q_{ci}\, n_{\tilde{n}i})^{-1}. \qquad (6.42)$$

При втором проходе по блоку вскрышного экскаватора его производительность составит:

$$P_{bi}^{II} = \{\{ P_{\dot{y}}^{ck} H_{cki}[\, a_{2i} + 0{,}5H_{cki}(ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck})] + P^{i}\, \{(H_{i\ddot{i}i} - H_{cki})[\, a_{2i} +$$

$$+ H_{cki}(ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}) + 0{,}5(H_{i\ddot{i}i} - H_{cki})(ctq\lambda_{bp} + ctq\gamma)] + (A_2 + b_p^{b})H_2\}\} \times$$

$$\times [\, a_{2i} H_{i\ddot{i}i} + H_{cki}(H_{i\ddot{i}i} + 0{,}5H_{cki})(ctq\lambda_{bp} + ctq\lambda_{ck}) + 0{,}5(H_{i\ddot{i}i} - H_{cki})^{2}(ctq\lambda_{bp} +$$

$$+ ctq\gamma) + (A_2 + b_p^{b})H_2\,]^{-1}. \qquad (6.43)$$

Подставив в формулу (6.41) вместо $A_{1b}H_2$ выражение $(A_2 + b_p^{b})H_2$, а вместо $a_i \to a_{2i}$, определим скорость подвигания вскрышного забоя при втором проходе драглайнов по блоку.

Скорость подвигания забоя роторного экскаватора определяется по формуле:

$$U_{\grave{o}} = 10^{6} P_{\grave{o}} (N_p A H_3)^{-1}. \qquad (6.44)$$

Количество добычных экскаваторов, необходимых для отработки добычного блока после оконтуривания пласта драглайном ЭШ-6/45, определяется по формуле:

$$n_{\dot{y}}^{II} = U_{\o}\, A h_i (Q_{\tilde{n}i}\, n_{\tilde{n}i})^{-1}. \qquad (6.45)$$

где $U_{\o} \le U_{\grave{o}}$. Если же $U_{\o} > U_{\grave{o}}$, то принимаем $U_{\o} = U_{\grave{o}}$. Скорость подвигания забоя ЭШ-6/45 при этом вычисляется по выражению:

$$U_{\o} = 10^{6} Ð_{\o} \{ N_p (h+1)[\, B_n + 0{,}5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)]\}^{-1}. \qquad (6.46)$$

С отстаиванием от забойного отвалообразователя на величину $в_e$ ($â_å = R_0 + 15$, м) остаточный объем отрабатывается драг-

лайном ЭШ-6/45. Добычные работы ведутся на безопасном удалении, принятом равным 200 м. При этом для безопасного окончания драглайнами вскрышных работ в противоположном блоке необходимо удалить забойный отвалообразователь от зоны действия вскрышного драглайна ЭШ-20/90 на величину:

$$l_{á} = 30 + R_0 + 0{,}5\tilde{A}_3, \qquad (6.47)$$

где $\tilde{A}_3$ - габарит по ширине забойного отвалообразователя, м.

Тогда длина оставляемого вскрытого по пласту блока до района условной границы центра участка составит:

$$l_0 = 40 + R_0 + \tilde{A}_3. \qquad (6.48)$$

Драглайн ЭШ-6/45 отрабатывает этот блок за время:

$$t_0 = l_0 h A_2 k_{èç}(1 + Ð)(n_{ñì} Q^{á}_{ñì})^{-1}. \qquad (6.49)$$

Анализ результатом расчета показывает, что принятая организация работы всего комплекса оборудования достаточно надежная и обеспечит плановую производительность карьера по полезному ископаемому.

6.4 Влияние изменения параметров экскаваторно-отвального комплекса на интенсивность развития горных работ

На верхнем вскрышном уступе используется роторный экскаватор SR_s-2400. Увеличение его высоты до 24÷30 м в плотных породах с избыточной влажностью достигается перевалкой остаточной вскрыши по верхнему внутреннему контуру заходки драглайном ЭШ-6/45. Использование на нижнем вскрышном уступе двух драглайнов ЭШ-20/90 позволит отрабатывать разнопрочные породы в кровле пласта полезного ископаемого. Высота его также ограничивается. По расчету принята равной 21 м. При ее определении учитывалась возможность преодоления взрывом сопротивления по подошве нижнего подуступа, предельное смещение в вертикальной плоскости перегрузочного механизма роторного экскаватора относительно горизонта его установки, расчетные параметры первых двух ярусов отвала.

Предельная высота верхнего вскрышного уступа при полном использовании приемной способности первых двух ярусов отвала (с коэффициентом запаса устойчивости 1,1) составит:

$$H_3 = \{[k_p^{i\,2}(Lk_y^{`} + B_3)^2 + 4k_p^i L_{02}(H_{02} + H_{03})ctq\gamma_3]^{\frac{1}{2}} - k_p^i(Lk_y + B_3)\} \times$$
$$\times (2k_p^i ctq\gamma_3)^{-1}, \qquad (6.50)$$

где $\acute{I}_{02}, \acute{I}_{03}$ - высота соответственно третьего и четвертого ярусов, м; $\hat{A}_3$ - берма безопасности между уступами в торце карьера, м; γ_3 - угол откоса верхнего вскрышного уступа в торце карьера, град; L_{02} - средняя длина отвального фронта третьего и четвертого ярусов, определяемая по выражению:

$$L_{02} = L_{01} - \hat{A}_{\acute{a}} - H_{02}ctq\beta - 0{,}5(\hat{A}_{\acute{a}2^o} + \hat{A}_{\acute{a}3}) - H_{03}ctq\beta_1,$$

здесь $\hat{A}_{\acute{a}}$ - берма безопасности между вторым и третьим ярусами, м; $\hat{A}_{\acute{a}2}, \hat{A}_{\acute{a}3}$ - берма безопасности между третьим и четвертым ярусами, соответственно с правого и левого торцов отвала, м; β_1 - угол откоса четвертого яруса отвала, град.

По расчету предельная высота верхнего вскрышного уступа ограничивается 26,9 м. В дальнейших расчетах принята равной 26 м.

Опыт эксплуатации роторного экскаватора $SR_s - 2400$ показывает, что безопасные условия его работы обеспечиваются при высоте черпания $H_p = 21$ м. Следовательно, эффективная область применения перевалки вскрышных пород в выработанное пространство достигается проходкой по внутреннему контуру заходки с поверхности верхнего вскрышного уступа опережающей траншеи, к примеру драглайном ЭШ-6/45.

Годовой объем опережающей вскрыши составит:

$$V_{\grave{o}} = \vartheta_{\acute{o}} \grave{A}^{-1}(\acute{I}_3 - \acute{I}_{\acute{o}})(Lk_y + B_3 + 0{,}5H_3 ctq\gamma_3)[a_{\grave{o}} + 0{,}5(H_3 - H_p)(ctq\gamma_3 +$$
$$+ ctq\gamma)], \qquad (6.51)$$

где $\grave{a}_{\grave{o}}$ - ширина понизу опережающей траншеи, м.

Максимальная ширина заходки выемочно-отвального комплекса с учетом линейных параметров его оборудования и технологических параметров схемы экскавации определяется по выражению:

$$A = 0{,}5(\div_{03} + R_{ïî} + k_\tau R_{p3} + R_{ïç} + R_{ï} + R_k + R_{â} - H_p ctq\gamma_3 - b_{ð} - H_2 ctq\gamma -$$

$$- b_p^b - H_1 ctq\gamma - H_{ck} ctq\gamma_{ck} - B - hctq\lambda - B_n - H_{np} ctq\beta - \hat{O}_{20} - \hat{O}_{10} - H_{01} ctq\beta -$$

$$- \hat{O} - H_{02} ctq\beta - B_á - \hat{O}_{02}, \qquad (6.52)$$

где $\div_{03} = (H_s - H_{03}) ctq\beta + k_\tau R_{po} - H_{03} ctq B_1$; $\hat{O}_{10} = \grave{A}_1 + \hat{O} - \hat{O}_{02} - \hat{O}_{20}$;

H_s - максимальная высота разгрузки второго отвалообразователя, м.

Учитывая необходимую телескопическую свободу маневрирования оборудования выемочно-отвального комплекса в торцах участка, ширина его заходки принята равной 50 м.

По условию безопасного размещения на кровле подваленного пласта забойного отвалообразователя $AS_s(K) - 8800.195$ взаимосвязь элементов системы разработки с параметрами горнотранспортного оборудования выражается через следующее выражение:

$$\grave{A}_2 = \tilde{N}_{ï1} + 0{,}5 l_x - 5, \qquad (6.53)$$

где C_{n1} – габарит приводной станции конвейера, м; l_x - ширина гусеничного хода отвалообразователя, м.

С другой стороны, ширина оставляемых подваленными вскрытых запасов полезного ископаемого ограничивается параметрами вскрышного драглайна:

$$A_2 = k_y^{â} R_{â}^{â} + \tilde{N} - ó - (\acute{I} - \acute{I}_{\ ïî}) ctq\gamma - â_{ð}^{â}. \qquad (6.54)$$

Сокращение ширины заходки на верхнем подуступе при первом проходе драглайнов помимо обеспечения возможности регулирования параметров отвала полностью исключает ее влияние на их использование.

Стабильная работа основного горнотранспортного оборудования исследуемой комбинации технологических комплексов по отработке мощной толщи неоднородных и разнопрочных пород достигается при четкой организации взаимосвязи вскрышных, добычных и буровзрывных работ. Независимую эксплуатацию выемочно-отвального и экскаваторно-отвального комплексов с обеспечением вскрытых запасов полезного ископаемого возможно обеспечить по предлагаемой схеме экскавации на стадии планирования горных работ.

Оставление минимума вскрытых запасов полезного ископаемого в известных схемах ограничивало применение комби-

нации выемочно-отвального и экскаваторно-отвального комплексов. Предложенное регулирование ширины заходок добычного и нижнего вскрышного уступов и подуступов последнего при каждом из двух проходов драглайнов по одному из двух блоков участка (карьера) создаст достаточные вскрытые запасы в обоих блоках. По максимуму до половины их длины. Тогда не надо формировать зимние запасы. Поэтому предложенная схема расширит границы применения ресурсосберегающих технологий с поперечным перемещением неоднородных и перевалкой разнопрочных пород во внутренний отвал.

Предварительно были установлены необходимые зависимости (раздел 6.2) как на период перехода на новую схему экскавации, так и на период достижения стабильной работы техники цикличного и непрерывного действия. Для обоснования необходимости регулирования ширины заходок по сравнению с традиционной схемой отработки нижнего вскрышного уступа выполнена оценка эффективности предлагаемого технического решения. Критерием эффективности является достижение максимальной производительности участка (карьера) по полезному ископаемому, что и обеспечит минимальные приведенные к одному моменту оценки времени затраты на разработку 1 т последнего.

Высота нижнего вскрышного уступа, отрабатываемого парой драглайнов ЭШ-20/90, менялась в пределах от 17 до 24 м. Ширина заходки по нижнему вскрышному уступу при каждом проходе в традиционных схемах экскавации должна соответствовать ширине заходки выемочно-отвального комплекса. В расчетах она принята равной 50 м. Эффективная работа драглайнов достигается при следующих параметрах. Установлено, что при первом проходе ширину заходок по нижнему подуступу и добычному уступу необходимо принять равной $A_1 = 60i$, а по верхнему подуступу и первому ярусу отвала (предотвалу) – соответственно $A_{1\hat{A}} = 30i$ и $A_{2\hat{A}} = 40i$. При этом ширина предотвала получается равной 40 м, а ширина заходки по второму ярусу – 45 м.

Второй проход характеризуется снижением уровня установки отвального драглайна до кровли пласта с оставлением метрового слоя из плотных пород. Ширина заходки верхнего подуступа приня-

та равной $A_{2â} = 70ì$, а нижнего - $A_2 = 40ì$. Первый и второй ярусы отсыпают при заходках шириной соответственно $A_1 = 60ì$ и $A_{02} = 55ì$. Смещение между отвальными ярусами на уровне высоты предотвала не превышает 3 м, а величина $\hat{O}_{20}$ составляет 32 м.

Переменная ширина заходок подуступов нижнего вскрышного уступа при обоих проходах сокращает величину использования в поперечном профиле радиуса черпания вскрышного драглайна $k_{ý}^{â}$ до 0,85. Регулирование ширины заходок по предлагаемой схеме экскавации обеспечит также уменьшение продолжительности простоев драглайнов после первого прохода по одному из двух блоков участка.

Влияние разработанного технического решения на интенсивность производства горных работ приведено на рис. 6.8.

При высоте нижнего вскрышного уступа 21 м регулирование ширины заходок добычного и нижнего вскрышного уступов и подуступов по разработанной схеме экскавации экскаваторно-отвальным комплексом позволит увеличить производительность карьера по полезному ископаемому на 20%.

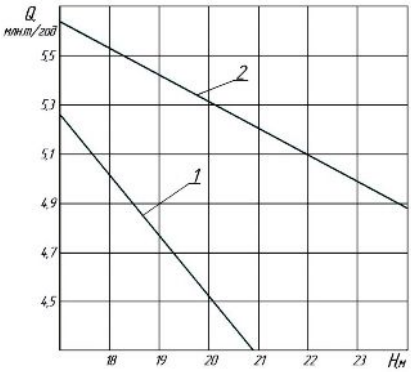


Рис. 6.8 Установление влияния регулирования ширины заходок по предлагаемой схеме экскавации на интенсивность горных работ
1 – $A_1 = A_2 = 50$ м; А = 50 м по традиционной схеме;
2 – $A_1 = 60$ м, $A_2 = 40$ м, $A_{1в} = 30$м, $A_{2в} = 70$ м,
А = 50 по предлагаемой схеме

Анализ графика показывает, что увеличение значений высоты нижнего вскрышного уступа с 21 до 24 м (возможной по условию полной и пропорциональной загрузки вскрышного и отвального драглайнов) на фронте работ длиной 2000 м снижает производительность карьера по полезному ископаемому только на 6%.

Область применения выемочно- и экскаваторно-отвального комплексов на отработке неоднородных и разнопрочных пород в сложных гидро- и горно-геологических условиях ограничивается мощностью вскрыши 47-48 м. При этом нижний вскрышной уступ целесообразно отрабатывать высотой 21-24 м, а верхний – высотой 26-27 м.

6.5 Новая технология вскрышных работ при комбинации экскаваторно - и выемочно-отвального комплексов

Предлагаемой технологией совместного применения экскаваторно- и выемочно-отвальных комплексов обеспечивается независимое использование техники непрерывного и циклично-го действия при отработке неоднородных и разнопрочных пород месторождений полого-наклонного залегания. Принятые новые технические решения по эксплуатации экскаваторно-отвального комплекса полностью исключают холостые перегоны выемочно-отвального комплекса, сдерживающие его широкое применение, обеспечивают эффективное внедрение в практику.

Вариант реализации данной комбинации технологических комплексов рассмотрим на одном из участков карьера длиной 2000 м с мощностью пласта полезного ископаемого 10 м, мощностью залегающих над ним скальных и полускальных пропластков 11 м и покрывающими плотными породами мощностью до 60 м и выше. Нижнюю толщу массива разнопрочных пород принято разрабатывать совместно работающими двумя драглайнами ЭШ-20/90 поочередно в двух блоках от флангов к центру участка, среднюю или верхнюю толщу плотных пород – роторным экскаватором SR_s-2400 с телескопически встроенным перегружателем на гусеничном ходу и двумя консольными отвалообразователями (забойным ARs(К)-8800.195 и отвальным A_2Rs-В.8800.110). При

наличии остающейся сверху толщи мягких и плотных пород на их отработке целесообразно использовать роторный экскаватор в комплексе с ленточными конвейерами (рис. 6.9).

Рекомендуется драглайнами ЭШ-20/90 первоначально вскрыть пласт полезного ископаемого, к примеру, в левом блоке, при следующих параметрах. Ширина заходки нижнего подуступа (при высоте 16 м) принимается равной 40 м. Верхний подуступ плотных пород высотой 5 м (но не более 8 м) отрабатывается с опережением. Ширина его заходки принимается предельно возможной и достигает 70 м.

Высота верхнего подуступа ограничивается пределом вертикального смещения перегрузочного механизма относительно горизонта установки роторного экскаватора.

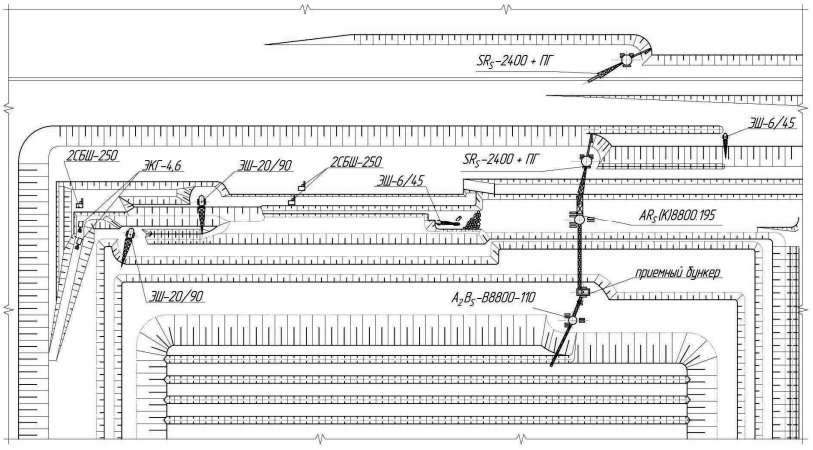


Рис. 6.9. Рекомендуемая схема применения экскаваторно- и выемочно-отвальных комплексов в сложных гидрогеологических условиях

После создания безопасного опережения забоя верхнего подуступа приступают к взрывному рыхлению разнопрочных пород. Качественное дробление скальных и полускальных пропластков достигается при совместном взрывании их с покрывающими плотными

породами. Вскрываемый пласт полезного ископаемого оставляют подваленным до уровня кровли с учетом подсыпки метрового слоя плотных пород.

Вскрыв пласт полезного ископаемого в левом блоке, в районе условной границы центра участка драглайнами формируют два съезда. Уклон их принимается равным 5 градусов. Один съезд шириной 50 м проходится до кровли пласта полезного ископаемого для спуска забойного отвалообразователя ARs(K)-8800.195, другой шириной 20-30 м - до уровня рабочей площадки нижнего вскрышного уступа (рис. 6.10). Снижение горизонта установки перегрузочного механизма роторного экскаватора при проходке первой заходки от центра к флангу обеспечит безопасные условия для работы экскаваторно-отвального комплекса в слабоустойчивых породах.

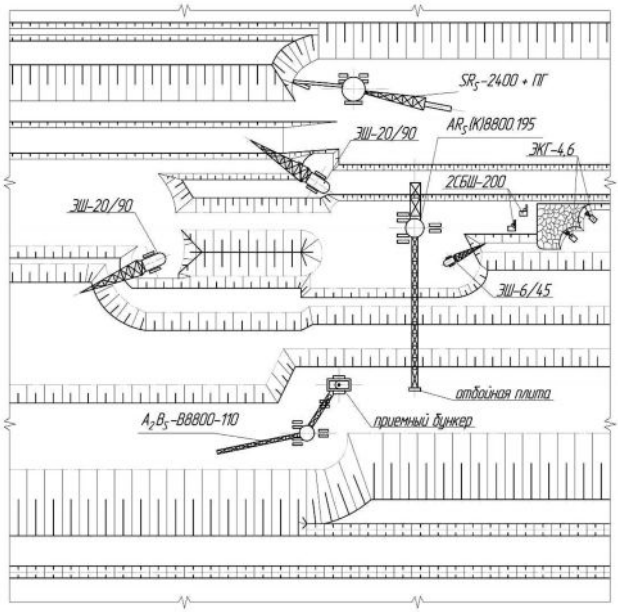


Рис. 6.10. Схема разминовки оборудования экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов в центре участка (карьера)

К моменту начала эксплуатации роторного экскаватора в обратном направлении (с шириной заходки 50 м и высоте среднего вскрышного уступа 26 м) с опережением в пространстве по внутреннему контуру заходки этого уступа драглайном ЭШ – 6/45 проходится траншея.

Нижний вскрышной уступ левого блока с шириной панели 100 м отрабатывается драглайнами ЭШ-20/90 за два прохода. При первом проходе ширина заходки по нижнему и верхнему подуступам составляет соответственно 60 и 30 м, а при втором – 40 и 70 м. После создания опережения по вскрытию пласта полезного ископаемого при первом проходе драглайнов по заходке производят добычные работы 3-мя мехлопатами ЭКГ-4,6, забои которых рассредоточены по фронту работ. Проходка второй вскрышной заходки начинается по завершении добычных работ в данном блоке. Схема отработки второй вскрышной заходки, как и в правом блоке, предусматривает подвалку угольного пласта.

По окончании отработки вскрышной заходки от центра к флангу перегрузочный механизм, по вновь сформированному съезду в торце участка, перегоняют на горизонт установки роторного экскаватора и выемочно-отвальный комплекс, при той же ширине заходки, эксплуатируют в обратном направлении.

С отставанием в пространстве за ним работает драглайн ЭШ-6/45. Им полностью оконтуривают пласт полезного ископаемого, перемещая остаточную вскрышу в верхнюю часть предотвала. Добычные работы производят 2-мя экскаваторами ЭКГ-4,6.

В районе условной границы центра участка выемочно-отвальный комплекс ставится на профилактический ремонт. При этом забойный отвалообразователь отгоняется от центра на расстояние, обеспечивающее безопасное окончание вскрышных работ драглайнами ЭШ-20/90 в противоположном правом блоке. Разминовка драглайнов с забойным отвалообразователем осуществляется при поочередном повороте приемной и отвальной консолей. Пропустив драглайны, выемочно-отвальный комплекс продолжает рабочий ход в границах левого блока.

Оставшаяся по заходке часть полезного ископаемого правого блока отрабатывается драглайном ЭШ-6/45 и транспорти-

руется автотранспортом по кровле вскрытого пласта полезного ископаемого противоположного блока.

После окончания отработки второй вскрышной заходки по нижнему вскрышному уступу в левом блоке и начала отработки в этом блоке среднего вскрышного уступа, указанные операции по разработке нижнего вскрышного и добычного уступов в правом блоке осуществляют на смежном участке и цикл работ повторяется.

Заданная трасса работы оборудования выемочно-отвального комплекса обеспечивается смещением одного блока относительно другого на 40 м. Для этого вторую заходку по нижнему вскрышному уступу в каждом блоке необходимо проходить с торцов участка к его центру до смыкания продолжения линии нижней бровки вышележащего яруса с верхней бровкой предотвала противоположного блока внутреннего отвала.

Третий ярус отвала возможно отсыпать забойным отвалообразователем. Полноповоротность отвалообразователя A_2Rs-B.8800.110 на отвале, кроме верхней, также позволяет производить и нижнюю отсыпку в ярусы, смещенные друг от друга на 83 м.

На основе разработанной технологии применения агрегатов с поперечным перемещением пород предусматривается на конвейер № 1 отвалообразователя A_2Rs-B.8800.110 установка дополнительной опорной тележки на гусеничном ходу, а также приемный бункер с увеличенными размерами. Отвалообразователь ARs(K)-8800.195 должен быть оснащен выдвижной отбойной плитой.

Комбинация экскаваторно- и выемочно-отвальных технологических комплексов в сложных гидрологических условиях реализуется при следующих отличительных признаках и преимуществах:

- постоянный рабочий ход выемочно-отвального комплекса на верхнем вскрышном уступе без холостых переходов с изменением направления на флангах карьерного поля обеспечивается проходкой экскаваторно-отвальным комплексом в каждом из двух блоков нижнего вскрышного уступа двух заходок переменной ширины с различным смещением между подуступами нижнего вскрышного уступа;

- при рабочем ходе от центра карьерного поля к границе участка забойный отвалообразователь в составе выемочно-отвального комплекса перемещается по поверхности предотвала, а перегрузочная тележка роторного экскаватора - по промежуточной площадке нижнего вскрышного уступа. После изменения направления рабочего хода на фланге участка перегружатель уже находится на кровле вскрытого пласта, а уровень установки тележки повышается на высоту верхнего подуступа нижнего вскрышного уступа;

- уменьшение линейных размеров забойного отвалообразователя достигают максимальной шириной заходки нижнего подуступа при первом проходе по одному из двух блоков участка экскаваторно-отвальным комплексом с последующим ее уменьшением при втором проходе;

- прямолинейная трасса перемещения оборудования выемочно-отвального комплекса достигается смещением одного блока относительно другого по нижнему вскрышному уступу на ширину площадки между его подуступами во время второго прохода экскаваторно-отвальным комплексом и обеспечит сооружение съезда вскрышным драглайном в районе центра карьерного поля для спуска перегрузочной тележки роторного экскаватора.

Разработана методика определения рациональных параметров технологической схемы с применением комбинации экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов с учетом поэтапной отработки разнопрочных пород нижнего вскрышного уступа драглайнами на период внедрения и стабилизации работы их оборудования.

Впервые установлено, что при совместной эксплуатации экскаваторно- и выемочно-отвальных технологических комплексов на двух вскрышных уступах без холостых перегонов последнего путем регулирования шириной заходок как самого уступа, так и подуступов при каждом из двух проходов в каждом из двух блоков экскаваторно-отвальным комплексом, по сравнению с традиционными схемами экскавации, возможно повысить производительность карьера по полезному ископаемому на 14÷20%. При первом проходе ширина заходки нижнего

подуступа принимается предельно возможной. Ограничивается она условиями безопасной эксплуатации забойного отвалообразователя, линейными размерами драглайнов, приемной способностью нижних ярусов отвала и зависит от организации взаимосвязи технологических процессов.

Область применения ресурсосберегающей технологии с поперечным перемещением неоднородных разнопрочных пород во внутренний отвал на разработке угольных пластов малой мощности в сложных гидрогеологических условиях ограничивается мощностью вскрыши 47-48 м. При этом нижний вскрышной уступ целесообразно отрабатывать высотой 21-24 м, а верхний – 26-27 м.

Реализация разработанной технологии с поперечным перемещением вскрыши во внутренний отвал позволит уменьшить массу забойного перегружателя на 30%, снизить себестоимость разработки вскрышных пород роторным комплексом в 2,6 раза и получить экономический эффект более 2,0 млн. у.е. в год. Срок окупаемости затрат на приобретение отвалообразователя ARs(k)-8800.195 не превысит нормативного времени.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В рамках форсированного индустриально-инновационного развития Республики Казахстан ряд проектов с миллиардными инвестициями реализуется на угольных разрезах страны. В основном они направлены на поддержание и увеличение производительности разрезов по добыче угля за счет реализации ресурсосберегающих технологий.

В монографии на основе выявленных закономерностей развития карьерного пространства, взаимосвязей между элементами различных технологических комплексов открытых горных работ приведены принципиально новые научно-обоснованные решения по повышению эффективности эксплуатации угольных разрезов. Авторами создана методология проектирования ресурсосберегающих технологий при открытой разработке угольных месторождений, включающая:

- интенсивный способ последовательной двухподуступной отработки блоков-панелей нижней части вскрышной зоны ЭАК поперечными заходками, что ускорило внедрение ЦПТ отработки вскрышных пород при поточной технологии добычи угля;

- целесообразные схемы сооружения перегрузочных пунктов на временных концентрационных горизонтах между зонами функционирования экскаваторно-железнодорожного и экскаваторно-автомобильного комплексов;

- метод оптимизации положения рабочей зоны по этапам отработки наклонных угольных пластов, позволяющий обосновать конструкцию вскрышной зоны при поточной технологии добычи угля;

- методику обоснования оптимальных параметров интенсивной технологии отработки вскрышных блоков-панелей ЭАК во взаимосвязи с темпами добычи угля и шагом переноса перегрузочных пунктов;

- метод горно-геометрического анализа и методику оптимального распределения объемов горных работ между участками карьерного поля полого-наклонных месторождений на единой геоинформационной основе;

- инновационные способы вскрытия и отработки смежного участка карьерного поля на основе ускоренного ввода в эксплуатацию ресурса выработанного пространства;

- методику оптимального распределения вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы в зависимости от транспортного обеспечения и срока перехода к внутреннему отвалообразованию;

- методику оптимизации эффективных схем отработки разнопрочных пород экскаваторно-отвальным комплексом с кратной перевалкой на пластах малой и средней мощности с применением на добычных работах железнодорожного транспорта;

- методику оптимизации эффективной схемы поперечного перемещения неоднородных пород во внутренние отвалы для различных этапов.

При внедрении циклично-поточной технологии на вскрышных работах угольных разрезов с поточной технологией добычи угля наилучшие результаты достигаются при:

- установлении рационального режима горных работ в различные периоды эксплуатации разреза с полной выборкой запасов угля при переходе от одного этапа к другому этапу отработки;

- достижении соразмерного развития различных частей вскрышной зоны, отрабатываемых с применением железнодорожного и автомобильного транспорта, обеспечивающего требуемые текущие запасы угля;

- соблюдении соответствия конструкции вскрышной зоны добычной с реализацией предложенного способа отработки блоков-панелей ЭАК;

- достижении наибольшего шага переноса ПП в зависимости от интенсивности развития частей вскрышной зоны с применением расчетного количества комплексов оборудования.

При разработке разнопрочных пород экскаваторно-отвальными технологическими комплексами наиболее эффективными являются схемы экскавации как с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа вскрышным драглайном, так и регулированием ширины заходок при каждом из двух последовательных проходов парой совместно работающих драглайнов.

Применение электрифицированного железнодорожного транспорта на добыче угольных пластов средней мощности в схемах экскаваторно-отвальных комплексов обеспечивается формированием транспортного горизонта с двумя забойными путями на промежуточной площадке. Путем поочередного использования пары мощных драглайнов на смежных участках и отработки части пород нижнего подуступа через одну заходку экскаваторно-автомобильно-отвальным комплексом достигается увеличение объема бестранспортной вскрыши до 40%, добычи угля - до 25%.

Многие результаты работы внедрены в практику проектирования угольных разрезов институтом Карагандагипрошахт.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Концепция развития угольной промышленности Республики Казахстан до 2020 года. – Астана, 2007.

2. Белик Н.М., Федотов И.П., Джаксыбаев С.И. Уголь Экибастуза. – М.: Недра, 1992. – 205 с.

3. Проектирование предприятий угольной промышленности Казахстана и Средней Азии. – М.: ЦНИЭИуголь, 1991. – 252 с.

4. Трубецкой К.Н. Развитие науки, техники и технологии в области комплексного освоения месторождений при открытом способе // Горный журнал. – 2009. - № 11. – С. 4-7.

5. Коваленко В.С. Оценка антропогенной нагрузки на окружающую среду и природные ресурсы в восточных угледобывающих регионах РФ // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 1996. – № 3 - С. 37-39.

6. Отчет о деятельности научного совета РАН и краткие результаты научно-исследовательских работ учреждений и организаций горного профиля Российской Федерации и стран СНГ в 2005 году / К.Н. Трубецкой, Г.И. Богданов, А.Г. Красавин. – М.: ИПКОН РАН, 2006. – 189 с.

7. Отчет о научной и научно-организационной деятельности научного совета РАН по проблемам горных наук в 2001 году. – М.: ИПКОН РАН, 2002. – 215 с.

8. Федорко В.П. Особенности теории технологии открытых горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 1996. - № 2. - С. 109-112.

9. Колесников В.Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях. – КузГТУ, 2007. – 138 с.

10. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учеб. для вузов - Часть 2. Технология и комплексная механизация. - М.: Недра, 1985. - 549 с.

11. Развитие техники и технологии открытой угледобычи; Под ред. М.И. Щадова. – М.: Недра, 1987. – 237 с.

12. Щадов В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока. – М.: МГГУ, 1998. – 298 с.

13. Овечкина Е.В. Возможности многокритериальной оптимизации на основе приближенного оптимума при решении задач линейного программирования на компьютере. – Екатеринбург: Вестник ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2004. - № 16. – С. 140-142.

14. Островский Г.К., Федорко В.П. Проектирование технологических схем бестранспортной системы разработки: Учебное пособие. – Иркутск: Изд-во Иркут. ун-та, 1993. – 224 с.

15. Новожилов М.Г., Эскин В.С., Корсунский Г.Я. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 328 с.

16. Солод С.В. Техника и технология разработки локальных месторождений открытым способом (о комплектации комплексов оборудования при ЦПТ). – М.: ООО «недра-Бизнес-центр», 2001. – 347 с.

17. Репин Н.Я., Ташкинов А.С. Рациональные параметры взрывной подготовки пород при их бестранспортной разработке с использованием драглайнов // Изв. вузов. Горный журнал. – 1975. - № 1. – С. 103-107.

18. Виницкий К.Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. – М.: Недра, 1984. – 237 с.

19. Тищенко В.И., Финадеев П.А. Использование взрывного перемещения пород для увеличения эффективности экскаваторной перевалки пород в выработанное пространство // Совершенствование технологии открытых горных работ. – Челябинск: НИИОГР, 1970. – С. 135-139.

20. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Учеб. для вузов - Часть 1. Производственные процессы. - М.: Недра, 1985. – 480 с.

21. Самородов Ю.П. Выбор параметров машин транспортно-отвального комплекса. – В кн.: Вопросы разработки угольных и сланцевых месторождений открытым способом. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1980. – С. 35-43.

22. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К., Иргебаев Г.Е., Шулаева Н.А. Крупные инновационные инвестиционные проекты на угольных разрезах // Промышленность Казахстана. - 2007. - № 2. – С. 34-37.

23. Rakishev B.R., Moldabaejv S.K. Detlef Neuhaus, Ulrich Mentges. Kontinuierliche Tagebautechnik mit vollmobilen Brechanlagen dargestellt an ausgewählten Beispielen // Proceedings of 10th International Symposium Continuous Surface Mining «Latest Developments in Mine Planning, Equipment, and Environmental Protection». – Freiberg: Technische Universität Bergakademie Freiberg, 2010. – S. 64-67.

24. Rakishev B.R., Moldabaejv S.K. Cyclig-Line technologies on coal cuts of Kazahstan // 22nd world mining congress. - Turkish: Istanbul, 2011. – S. 233-237.

25. Мельников Н.Н., Усынин В.И., Решетняк С.П. Циклично-поточная технология с передвижными дробильно-перегрузочными комплексами для глубоких карьеров. – Апатиты: изд-во Кольского научного центра РАН. – 1995. – 194 с.

26. Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Лашко В.Т., Коломников С.С. Совершенствование циклично-поточной технологии горных работ в глубоких карьерах. – Ташкент: Фан, 2002. – 144 с.

27. Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Коломников С.С. Использование комплекса ЦПТ при отработке золоторудного месторождения Мурунтау // Горный журнал. - 1995. - №4. – С. 20-22.

28. Столяров В.Ф. Проблема циклично-поточной технологии глубоких карьеров. – Екатеринбург: Уро РАН, 2004. – 232 с.

29. Шеметов П.А., Коломников С.С. Развитие выемочно-транспортного комплекса карьера «Мурунтау» // Горный журнал. Спецвыпуск. - 2002. – С. 98-100.

30. Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Кучерский Н.И., Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Коломников С.С., Давронбеков У.Ю. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте на рудных карьерах. – Днепропетровск: Полиграфист, 2001. – 138 с.

31. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ: Учебник. – М.: Недра, 1980. – 631 с.

32. Проектирование карьеров: Учебник / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С. Коваленко. – М.: Высш. шк., 2009. – 694 с.

33. Истомин В.В. Главные параметры карьеров: проблемы становления // Научные школы Московского государственного

горного университета: в 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – Т. 1. – С. 336-340.

34. Истомин В.В. О методических принципах открытых горных работ // Сб.: Научные проблемы горного производства. – М.: Изд-во МГГУ, 2000.

35. Ракишев Б.Р. Геотехнологическое управление качеством минерального сырья. – Алматы: КазНТУ, 2009. – 319 с.

36. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. – Том 9. Информационные технологии в минерально-сырьевом комплексе. – Астана: Фолиант, 2003. – 400 с.

37. Введение в геоинформатику горного производства: Учебное пособие / Под ред. В.С. Хохрякова. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001. – 198 с.

38. Научные проблемы горного производства / Под общ. Ред. В.В. Истомина // Сб. статей. – М.: Изд-во МГГУ, 2000. – 355 с.

39. Автоматизированное рабочее место геолога, маркшейдера, технолога горного предприятия / Боярский Р.Э., Боярский Э.Ф., Коковкин Е.Л. и др. – Караганда: Изд-во: ТОО «Курс», 2007. – 160 с.

40. Ракишев Б.Р., Ашаев Ю.П., Имашев Ж.Р. Моделирование рудных залежей для автоматизированного горно-геометрического анализа карьерных полей. – Горный журнал, 1998 - № 11-12. – С. 33-35.

41. Технологии автоматизированного управления геотехнологическими комплексами в области открытых горных работ Ахмедов Д.Ш., Галлиев С.Ж., Жусупов К.К., Татишев Е.Н., Бояндинова А.А., Джаксыбаев А.Х. под общей ред. С.Ж. Галиева. – Алматы: изд-во ТОО «Фортресс» ИГД им. Д.А. Кунаева «НЦ КПМС РК», 2004. – 249 с.

42. Букейханов Д.Г., Ашаев Ю.П., Съедин В.Ф. Объемное моделирование горно-геометрических параметров на ЭВМ. – Изв. вузов. Горный журнал, 1983. - № 10. – С. 1-5.

43. Арсентьев А.И., Холодняков Г.А. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений. – М.: Недра, 1994. – 355 с.

44. Саканцев М.Г. Риск при определении границ карьеров // Сб. науч. тр.: Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр. - ИГД УрО РАН, 2004. – Вып. 2 (92). - С. 299-314.

45. Билин А.Л. Основные аспекты принятия решения о способе разработки и границах карьера // Комплексная разработка рудных месторождений и вопросы геомеханики в сложных и особо сложных условиях. - Апатиты: КНЦ РАН, 1995. - С. 80-86.

46. Корнилков С.В. Компьютерные технологии проектирования открытой разработки: обеспечение ресурсосбережения, природоохранные мероприятия // Комплексная разработка рудных месторождений и вопросы геомеханики в сложных и особо сложных условиях. - Апатиты: КНЦ РАН, 1995. - С. 166-182.

47. Фомин С.И. Планирование открытых горных работ /С.И. Фомин, Т.В. Донченко. - Уч. пособие. – Санкт-Петербург: С.-П.ГГИ им. Г.В. Плеханова (техн. ун-т), 2006. – 54 с.

48. Соколовский А.В., Лапаев В.Н. Проект угледобывающего предприятия: от виртуальности к реальности // Итоги и проблемы производства, науки и образования в сфере добычи полезных ископаемых открытым способом: Мат. межд. научно-техн. конф. – Екатеринбург: УГГГА, 2002. – С. 291-298.

49. Коробов С.Д. Аналитическое исследование взаимности кондиций, глубины и мощности карьера // Совершенствование технологии, механизации и организации горных работ на карьерах. – М.: МГГУ, 1995. – С. 10-20.

50. Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. - Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 328 с.

51. Ракишев Б.Р. Рабочая зона карьера и ее параметры // Горный журнал, 2003. - №3. – С. 17-21.

52. Рутковский Б.Т. Совершенствование технологии и средств комплексной механизации производственных процессов на угольных карьерах.- М.: Недра, 1984.

53. Ракишев Б.Р., Фионин Е.А. Ресурсосберегающие схемы вскрытия и развития путей карьера // Вестник КазНТУ, 2010. - №1. - С.123-127.

54. Молдабаев С.К., Иргебаев Г.Е., Шулаева Н.А., Сыздыков А.Х. Способ вскрытия породных горизонтов при открытой

разработке пологонаклонных угольных пластов полезных ископаемых. - Инновационный патент на изобретение РК № 22058 от 15.11.2009г.

55. Буктуков Н.С. Технология открытой разработки глубоких горизонтов. – Алматы: Ғылым, 1992. – 192 с.

56. Звягинцев Ю.И., Кортелев О.Б. Методика обоснования схем организации работ при использовании систем разработки с перевалкой вскрыши // Оптимизация параметров карьеров. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1978. – С. 70-84.

57. Федорко В.П. Влияние ширины заходки и длины фронта работ на производительность участка при бестранспортной системе разработки // Изв. вузов. Горный журнал, 1995. - № 3-4. - С. 19-22.

58. Бегалинов А.Б, Сатыбалдин С., Зулкарнаев Е.С., Калыбеков Т. Установление рациональных уровней удельных затрат на переэкскавацию вскрыши драглайнами // Сб. научн. тр.: Проблемы интенсификации производства в промышленности. – Алматы, 1986. – С. 18-24.

59. Пчелкин Г.Д., Молдабаев С.К., Студинский Н.М. Оптимизация параметров бестранспортной технологии разработки разнопрочного массива // Изв. вузов. Горный журнал. – 1990. - №2. - С. 26-30.

60. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Взаимосвязь технологических процессов и параметров бестранспортных схем отработки твердых вскрышных пород // Комплексное использование минерального сырья. – Алматы, 1998. - № 4. – С. 23-27.

61. Пчелкин Г.Д., Молдабаев С.К., Гуменик И.Л. и др. Авторское свидетельство № 1342101 «Скважинный заряд» / СССР/. - №3975411/22 – 0; Заявлено 14.10.85.

62. Пчелкин Г.Д., Молдабаев С.К., Чумак Е.В. и др. Авторское свидетельство № 1383955 «Способ обрушения скальных пород уступа» /СССР/. - № 52346/22-03; заявлено 22.04.86.

63. Кутузов Б.Н. Взрывные работы: Учебник для ВУЗов – М.: Недра, 1990. – 392 с.

64. Демин А.М., Евсеев В.Н., Король М.М. Отсыпка отвала высоким ярусом на Кия-Шалтырском руднике // Горный журнал. – 1983. - № 1. – С. 26-27.

65. Молдабаев С.К. Проектирование предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие для вузов. – Павлодар: ЭКО, 2008. – 352 с.

66. Moldabaev S.K., Mardenov M.P., Mardenova L.M., Zhangisina G.D. Die Realisierung des Algorithmus der Optimierung der Parameter und die Organisation Vzryvoekskavatsionnogo der Umstellung abrumen der Arten im inneren der Halde //Modellierung, Simulation und Visualisierung von Prozessen in Bergbau und Bauwesen: Freiberger Forschungsforum 58. Berg- und Hüttenmännischer Tag . – Freiberg: Technische Universität Bergakademie Freiberg, 2007. – S. 90-96.

67. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Перспективы применения бестранспортной технологии отработки вскрышных пород на месторождениях Майкубенского бассейна // Комплексное использование минерального сырья. – Алматы, 1998. - № 1. – С. 14-18.

68. Экологический кодекс Республики Казахстан. – Астана, 2007.

69. Пчелкин Г.Д., Студинский Н.М., Гуменик И.Л., Молдабаев С.К., Реутский В.Ф., Кривоколыско И.И. Интенсификация вскрышных работ на Язовском месторождении //Горный журнал. – 1986. - № 9. – С. 23-25.

70. Ржевский В.В., Чернегов Ю.А. и др. Технология разработки и параметры мощных транспортно-отвальных комплексов //Горный журнал. – 1968. – № 1. – С. 27-31.

71. Самородов Ю.П., Жуков А.А. Выбор технологии выемки нижнего добычного уступа при разработке угольных пластов большой мощности Канско-Ачинского бассейна. – В кн.: Технология и комплексная механизация добычи угля открытым способом. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1978. – С. 43-45.

72. Альтшулер М.А., Щербина К.С., Сидоров А.С. и др. Пути повышения эффективности открытых работ в Никольском марганцевом бассейне //Горный журнал. – 1968. – № 1. – С. 18-23.

73. Бондарь А.Б. Обоснование области применения комбинированной системы разработки с использованием драглайнов и роторных комплексов теоретической производительностью 5000 м^3/ч //Научн. сообщение ИГД им. А.А. Скочинского. – 1977. – Вып. 151. – С. 86-90.

74. Молдабаев С.К. Комбинация экскаваторно- и выемочно-отвальных технологических комплексов при разработке массивов неоднородных разнопрочных пород //Вестник ВКГТУ им. Д. Серикбаева.- Усть-Каменогорск, 2008. - № 1 . – С. 6-13.

75. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К., Хамметова Ж.Н. Комбинированные схемы перевалки неоднородных разнопрочных пород в выработанное пространство в сложных гидрогеологических условиях //Горный информационно-аналитический бюллетень. Научный симпозиум «Неделя горняка – 2008». – М.: МГГУ, 2008. – № 7 - С. 193-204.

76. Новожилов М.Г., Эскин В.С., Кулиниченко В.А. и др. Расширение области применения транспортно-отвальной системы разработки //Известия вузов. Горный журнал. – 1972. - № 4. – С. 3-8.

77. Шарков А.М., Аксенов В.П. Условия, технические решения и перспективы применения техники непрерывного действия на разрезах Канско-Ачинского бассейна //Уголь. – 1977. - № 7. –С. 35-49.

78. Самородов Ю.П. Выбор параметров машин транспортно-отвального комплекса. – В кн.: Вопросы разработки угольных и сланцевых месторождений открытым способом. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1980. – С. 35-43

79. Schmidt H.-J. Moderne Verkippunsgerate mit großer Leistungsfähigkeit //Hebezeuge und Fördermittel, 1985. - № 9. – S. 260-262.

80. Bilkenroth K.-D., Wiesner H. Geotechnische und technologische Probleme des Einsatzes einer Abraumförderbrücke Bedingungen des Raumes Profen //Neue Bergbautechnik, 1978. - № 6. – S. 333-339.

81. John D., Tomlinson, Mansfield, Notts. Opencast Coal Mining Operations in the United Kingdom //Braunkohle tagebautechnik, 1985. - № 11. – S. 471-479.

82. Wolfgang Zülch, Meerbusch. Grundlagen zur Gerätekombination Schaufelradbagger mit Direktversturzabsetzer // Braunkohle tagebautechnik, 1986. - № 12. – S. 368-370.

83. Гольдбухт Е.Е. Ресурсосберегающие технологии и комплексы оборудования для интенсивной отработки сложноструктурных месторождений //Уголь, 1995. - № 7.

84. Красников А.С. Научные аспекты применения оборудования непрерывного действия на открытых разработках. – М.: Недра, 1966. – 199 с.

СОДЕРЖАНИЕ

	ПРЕДИСЛОВИЕ ……	3
Глава 1.	**СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА……**	6
1.1	Место открытой разработки в Концепции развития угольной промышленности Республики Казахстан на период до 2020 года …	6
1.2	Технологии горных работ на разрезах Казахстана …….....	8
1.3	Анализ технических решений по разработке ресурсосберегающих технологий открытой разработки угольных месторождений ……..	32
1.4	Значение крупных инновационных инвестиционных проектов на угольных разрезах ……	51
Глава 2.	**ОБЕСПЕЧЕНИЕ СООТВЕТСТВИЯ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ТЕМПАМ ДОБЫЧИ УГЛЯ С УГЛУБКОЙ РАЗРЕЗОВ** ……..	66
2.1	Анализ результатов внедрения ЦПТ на карьерах ……...	66
2.2	Обоснование интенсивного способа отработки нижней части вскрышной зоны экскаваторно-автомобильными комплексами……..	72
2.3	Установление интенсивности горных работ с обоснованием целесообразности формирования концентрационного горизонта …….	82
2.4	Выбор эффективной конструкции перегрузочного пункта и параметров концентрационного горизонта ……..…	100
2.5	Проектирование развития вскрышной зоны с реализацией интенсивного способа отработки блоков-панелей экскаваторно-автомобильными комплексами …….	107

Глава 3. **ОПТИМИЗАЦИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЪЕМОВ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОЛОГО-НАКЛОННЫХ ВЫТЯНУТЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ** ……. 123

3.1 Анализ теории и практики обоснования развития горных работ …….. 123

3.2 Закономерности развития карьерного пространства ……..... 129

3.3 Исследование угла откоса рабочего борта в зависимости от глубины разработки и конструктивных размеров применяемых комплексов оборудования …….. 137

3.4 Алгоритм совместного выполнения геометрического анализа и составления календарного плана горных работ ……... 149

3.5 Моделирование развития рабочей зоны угольных разрезов ……... 164

3.6 Алгоритм оптимального распределения горных работ между участками карьерного поля …… 168

Глава 4. **РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ УЧАСТКОВ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ** …… 182

4.1 Изыскание эффективной технологии проходки разрезной траншеи при ограниченных ресурсах ……..….. 182

4.2 Инновационный способ вскрытия породных горизонтов на фланге карьерного поля …… 191

4.3 Установление влияния нового способа вскрытия на вместимость внутренних отвалов …… 202

4.4 Моделирование оптимального распределения вскрышных пород на внешние и внутренние отвалы …….. 218

4.5 Установление влияния схемы и порядка вскрытия породных горизонтов на сроки начала формирования внутреннего отвала …… 220

Глава 5. **РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ С ПЕРЕВАЛКОЙ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОД** ……..…. 227
5.1 Пространственно-временная модель оптимизации параметров экскаваторно-отвального технологического комплекса …… 227
5.2 Исследование влияния организации взаимосвязи технологических процессов на параметры схем экскаваторно-отвального комплекса …… 253
5.3 Эффективные схемы экскаваторно-отвального комплекса …….. 257
5.4 Проектирование параметров технологий с опережающей отработкой приконтурной части нижнего подуступа …….. 261
5.5 Изменение показателей эффективности предлагаемых схем отработки основного уступа на пластах малой мощности ……..…. 268
5.6 Применение мощных драглайнов при использовании на добычных работах железнодорожного транспорта ……..…… 270
5.7 Расширение области применения экскаваторно-отвальных комплексов при совместной отработке участков карьерного поля …… 273
5.8 Изменение показателей эффективности предлагаемых схем отработки основного уступа на пластах средней мощности …….. 277
Глава 6. **РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ С ПОПЕРЕЧНЫМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОД……** 297
6.1 Изыскание возможностей применения комбинации экскаваторно- и выемочно-отвальных комплексов в сложных гидрогеологических условиях …… 297
6.2 Проектирование параметров экскаваторно-отвального комплекса при отработке верхнего уступа выемочно-отвальным комплексом …… 307

6.3 Организации взаимосвязи вскрышных и добычных работ ……..… 315
6.4 Влияние изменения параметров экскаваторно-отвального комплекса на интенсивность развития горных работ ……..……. 318
6.5 Новая технология вскрышных работ при комбинации экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов …… 323
ЗАКЛЮЧЕНИЕ……. 330
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ…… 333

Научное издание

Ракишев Баян Ракишевич,
Молдабаев Серик Курашович

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ

Рекомендовано к печати Ученым Советом Казахского национального технического Университета им. К.И. Сатпаева

Компьютерная верстка *Л.П. Умирбекова*

Авторская редакция

Подписано в печать 17.11.2011 г.
Тираж 500 экз. Формат 60x84 1/16. Бумага офсетная.
Усл. п. л. 21,7. Заказ № Цена договорная

Издание Казахского национального технического университета им. К.И. Сатпаева
Информационно-издательский центр КазНТУ
г. Алматы, Ладыгина, 32

ISBN 978-601-228-261-0

