

И. П. ФЕДОТОВ, Л. С. ВИННИЦКИЙ

Открытая
разработка
сложно-
структурных
угольных
пластов

И. П. ФЕДОТОВ, Л. С. ВИННИЦКИЙ

Открытая
разработка
сложно-
структурных
угольных
пластов



МОСКВА "НЕДРА" 1982

Федотов И. П., Винницкий Л. С. Открытая разработка сложноструктурных угольных пластов. М., Недра, 1982. 143 с.

Обобщен опыт разработки в Экибастузском бассейне сложноструктурных пластов каменного угля роторными экскаваторами, где достигнуты лучшие в отрасли технико-экономические показатели. Рассмотрены наиболее эффективные технологические схемы разработки крутых, наклонных и пологих пластов с переменной мощностью и крепостью прослоек при селективной и валовой выемке угля. Приведены характеристика горных пород, показатели качества отгружаемого угля, технико-экономические показатели работы разрезов и рекомендации по их улучшению.

Для инженерно-технических работников открытых разработок, проектно-конструкторских и научно-исследовательских организаций угольной и горнорудной промышленности.

Табл. 40, ил. 52, список лит. — 21 назв.

Рецензент — акад. *В. В. Ржевский* (МГИ)

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	5
1. Горнотехнические условия разработки угольных пластов	7
1.1. Геологическое строение бассейна	7
1.2. Гидрогеологическая характеристика бассейна	10
1.3. Запасы угля	11
1.4. Характеристика горных пород	12
2. Производство добычных работ	13
2.1. Выбор рационального направления отработки угольных пластов	13
2.2. Технологические схемы разработки угольных пластов с использованием одноковшовых экскаваторов	21
2.3. Сопrotивляемость угля разработке роторными экскаваторами	24
2.4. Промышленные испытания роторных экскаваторов	27
2.5. Внедрение роторных экскаваторов на разрезах объединения «Экибастузуголь»	44
2.6. Взрывное рыхление угольного массива	50
2.7. Селективная выемка угля роторными экскаваторами	52
2.8. Валовая выемка угля и породы с последующим разделением их разгрузочным устройством экскаватора	70
2.9. Валовая выемка угля	75
2.10. Схемы выемки угля при конвейерном транспорте	76
2.11. Направления концентрации добычных работ и интенсификации использования мощного добычного оборудования	82
3. Качество угля	85
3.1. Качественная характеристика угольных пластов	85
3.2. Прогнозирование зольности угля в зависимости от технологии выемки	87
3.3. Геолого-технологические карты отработки блоков	92
3.4. Контроль зольности товарного угля	94
3.5. Стабилизация зольности товарного угля	98
3.6. Управление зольностью товарного угля в потоке	109

4. Производство вскрышных работ	112
4.1. Вскрытие рабочих горизонтов и технологические схемы вскрышных работ	112
4.2. Опыт использования экскаваторов ЭКГ-12,5 на вскрыш- ных работах	119
4.3. Опыт использования экскаваторов ЭКГ-12,5 с ковшом ем- костью 16 м ³ на отвалах	125
4.4. Целесообразность применения роторных экскаваторов на вскрышных работах	128
4.5. Пути повышения концентрации вскрышных работ и ин- тенсификации использования оборудования	130
5. Показатели работы разрезов Экибастузского бассейна .	137
Заключение	141
Список литературы	142

В докладе Председателя Совета Министров СССР товарища Н. А. Тихонова XXVI съезду КПСС отмечалось: «Одиннадцатая пятилетка явится первым этапом реализации разрабатываемой по инициативе Леонида Ильича Брежнева энергетической программы СССР», в которой одним из направлений прироста производства электроэнергии принимается использование дешевых углей, добываемых открытым способом в Канско-Ачинском и Экибастузском бассейнах. В соответствии с этим «Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года» предусматривается ускорить сооружение объектов Канско-Ачинского и Экибастузского топливно-энергетических комплексов и увеличение добычи угля в этих районах на базе широкого внедрения прогрессивной технологии и горнотранспортного оборудования большой единичной мощности.

В книге обобщен опыт разработки сложноструктурных угольных пластов в Экибастузском бассейне.

Основой Экибастузского топливно-энергетического комплекса являются высокомеханизированные угольные разрезы объединения «Экибастузуголь», разрабатывающие мощные сложноструктурные угольные пласты. На этих разрезах за 26 лет добыто более 700 млн. т угля. Экибастузский уголь потребляют тепловые электростанции Урала, Сибири, Казахстана, которые вырабатывают за год электроэнергии больше, чем вырабатывалось в стране ежегодно в довоенный период. За десятую пятилетку прирост добычи угля на разрезах объединения «Экибастузуголь» составил 20,7 млн. т. Из них 17,4 млн. т (или 84%) получено за счет роста производительности труда. Рост производительности труда был достигнут в результате внедрения роторных экскаваторов, концентрации горных работ, механизации и автоматизации ряда производственных процессов, совершенствования организации

производства и труда, развития социалистического соревнования.

Экибастузский уголь потребляют более 20 электростанций Урала, Сибири и Казахстана, которые вырабатывают электроэнергию больше, чем ее вырабатывалось в стране в довоенные годы.

За 1976—1980 гг. на разрезах объединения «Экибастузуголь» добыто 278,7 млн. т угля (на 95,8 млн. т больше, чем в девятой пятилетке). Среднегодовой темп прироста добычи угля за пятилетку достиг 7,8% и составил 4,1 млн. т, что равнозначно вводу в эксплуатацию разреза средней мощности. В 1980 г. удельный вес добычи экибастузского угля составил 24,8% всей добычи угля открытым способом по Минуглепрому СССР.

Среднемесячная производительность труда рабочего достигла наивысших показателей в отрасли — 1041,4 т.

Промышленно-производственные фонды увеличились за пятилетку на 27%. Введено в эксплуатацию 34 экскаватора, 14 буровых станков 2СБШ-200 и 6 станков СБР-160. Железнодорожный транспорт пополнился тяговыми агрегатами, маневровыми локомотивами и большегрузными думпкарами. Выработка валовой продукции на одного трудящегося промышленно-производственного персонала за пятилетку возросла на 25,2%.

На разрезах объединения «Экибастузуголь» выросли высококвалифицированные кадры рабочих, которые достигли рекордных по отрасли показателей в работе. Среди них лауреат Государственной премии СССР почетный механизатор угольной промышленности СССР машинист роторного экскаватора Б. Г. Гудыменко, Герой Социалистического Труда А. И. Витт, Д. П. Сидельников, П. П. Ермоченко, К. Г. Рерих, А. С. Волков, А. А. Страшко, А. Г. Токарев, И. Л. Наконечный, Ю. А. Скрылев, Ж. Д. Бапишев, Д. Я. Заголовцев, П. Д. Резепов. За высокие производственные показатели объединение «Экибастузуголь» награждено орденом Трудового Красного Знамени.

Авторы выражают глубокую признательность акад. В. В. Ржевскому за ценные рекомендации, способствовавшие улучшению книги.

1. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

1.1. Геологическое строение бассейна

Экибастузский каменноугольный бассейн (рис. 1.1) расположен в Павлодарской области Казахской ССР. Территория района представляет собой степную равнину, в пределах которой располагается несколько бессточных соленых озер. Угленосные отложения относятся к нижнему карбону. Весь комплекс образований, участвующий в строении бассейна, перекрывается осадочными породами палеогенового и четвертичного возраста мощностью 5—6 и 2 м соответственно. Угленосные отложения включают ашлярикскую, карагандинскую и надкарагандинскую свиты [1]. Ашлярикская свита (мощность около 600 м) залегает в нижней части угленосной толщи, а надкарагандинская (мощность около 500 м) — в верхней части. Промышленное значение имеет только карагандинская свита (мощность 250 м), в состав которой входят четыре пласта.

Пласт 4 находится в основании карагандинской свиты. Для него свойственно повсеместное развитие и устойчивое стратиграфическое положение, однако из-за невыдержанной мощности и высокой зольности угля промышленного значения не имеет. Запасы пласта (за исключением небольшого участка на разрезе «Центральный») отнесены к забалансовым. Выше пласта 4 залегает толща пород (мощность 40—155 м), представленная алевритами и песчаниками.

Вышележащая часть свиты мощностью 130—225 м составляет продуктивный горизонт, в котором выделяются угольные пласты 3, 2, 1 (рис. 1.2), составляющие основную промышленную ценность бассейна. Мощность и строение пластов весьма изменчивы. Наиболее выдержанными являются верхние пласты 1 и 2.

Пласт 3 — самый мощный и сложный по строению. Нижняя часть пласта (мощность 5—60 м), представленная углистыми породами и некондиционным углем, выделена в нерабочую часть пласта. Рабочая мощность пласта изменяется в пределах 37—86 м. На долю

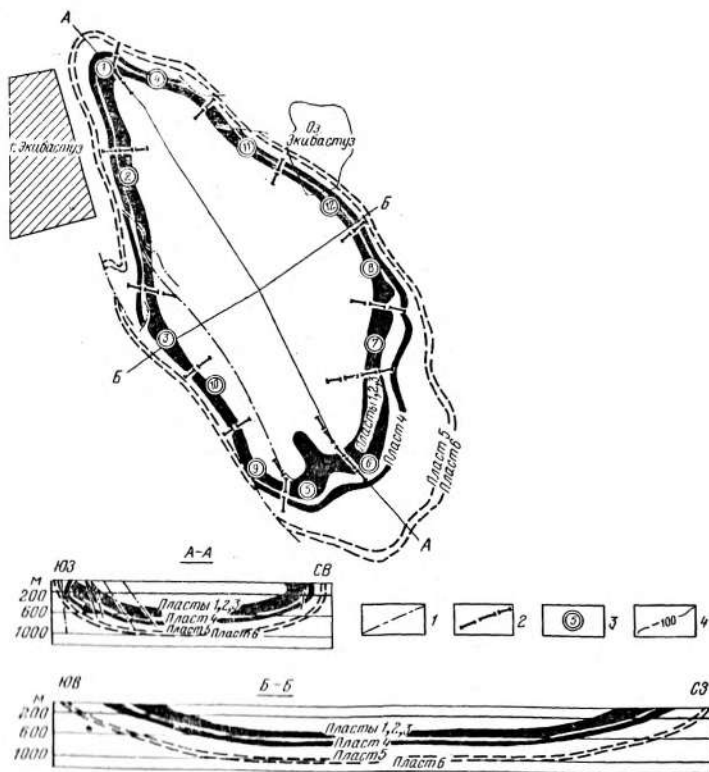


Рис. 1.1. Геологическая карта Экибастузского каменноугольного бассейна:

1 — разрывные нарушения; 2 — границы разведочных участков; 3 — разведочные участки; 4 — изогипсы кровли пласта 1

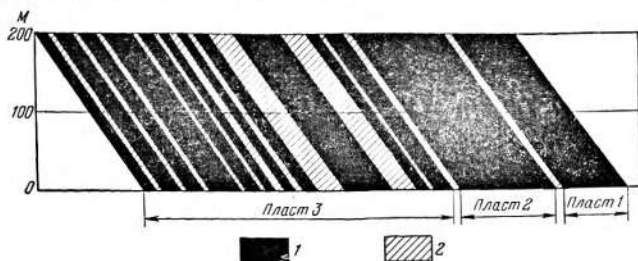


Рис. 1.2. Геологический разрез:

1 — угольные слои зольностью до 45%; 2 — угольные слои и углистые породные прослойки зольностью свыше 45%

Таблица 1.1

Пласты	Доля породных прослоек (%) мощностью, м					
	≤0,5	0,5—1	1—1,5	1,5—3	3—6	>6
1	8	2,4	0,6	1	1,3	0,5
2	4,8	1,8	1,2	1,9	0,8	0,1
3	6,1	2,3	2,2	5,4	8,3	20,1

породных прослоев (включая некондиционные угольные прослойки) приходится до 45%.

Пласт 2 отделяется от пласта 3 углистыми аргиллитами. Он наименее засорен породными прослойками и имеет мощность 30—43 м. Породные прослойки составляют 10,5%.

Пласт 1 мощностью 18,5—25,5 м отделяется от пласта 2 углистыми породами. Уменьшение мощности пласта происходит в северо-западном направлении, а также на глубоких горизонтах. Породные прослойки составляют в среднем 13,8%. В верхней части пласта выделяется пачка блестящего и полублестящего коксующегося угля мощностью 1,2—2 м с небольшими прослойками аргиллита. В кровле пласта залегают углисто-битуминозные аргиллиты.

Долевое участие породных прослоек в пластах характеризуется данными табл. 1.1.

Угольные пласты и вмещающие их породы залегают в виде мульдообразной асимметричной брахисинклинальной складки (см. рис. 1.1), длина которой 24 км, а максимальная ширина 8,5 км. Площадь мульды составляет 163 км² (на долю продуктивных отложений приходится 63 км²). Наибольший прогиб мульды наблюдается вдоль северо-восточного ее крыла.

Разрывные нарушения, развитые в пределах угленосной толщи, являются преимущественно взбросами. Плоскости нарушений падают обычно к центру мульды. Во всех случаях падение их более крутое, чем окружающих пород. Число нарушений с увеличением глубины уменьшается. В донной части мульды нарушения полностью исчезают. Здесь пласты залегают почти горизонтально.

Распределение запасов по углу падения пластов характеризуется данными табл. 1.2.

Таблица 1.2

Глубина, м	Распределение запасов* (%) по углу падения пластов, градусы		
	0—25	25—45	45—90
До 200	62	11	27
200—400	86	9	5
400—690	100	—	—
Всего по бассейну	86	6	8

1.2. Гидрогеологическая характеристика бассейна

Основными водосодержащими породами являются угли и углистые аргиллиты. Алевролиты и аргиллиты обводнены значительно слабее (причем только в зоне выветривания). Водопроницаемость этих пород уменьшается от кровли пласта 1 к почве пласта 3. Коэффициент фильтрации на глубине 50 м для пластов 1, 2, 3 составляет $7,3 \cdot 10^{-5}$; $5 \cdot 10^{-5}$ и $2,9 \cdot 10^{-5}$ м/с соответственно. В целом для пород угленосной толщи удельный дебит по скважинам колеблется от 0,1 до 0,4 л/с при коэффициенте фильтрации $(0,01 \div 0,9) \cdot 10^{-5}$ м/с. Общая жесткость воды изменяется от 35 до 70 мг-экв/л, сухой остаток — от 10 до 50 мг/л. Среди водосодержащих пород, слагающих крылья мульды, наиболее водообильными являются кремнистые известняки. До 1957 г. воды этих известняков являлись основным источником водоснабжения г. Экибастуза.

Основную роль в обводнении угольных разрезов в Экибастузском бассейне играют подземные воды угольных пластов и вмещающих их пород. Заключенные в них подземные воды образуют множество водоносных микрогоризонтов, характеризующихся неравномерной водоносностью и затрудненной гидравлической взаимосвязью. До глубины 50—60 м (в пределах зоны активного выветривания) породы продуктивной и надугольной толщ обладают повышенной обводненностью и образуют единый водоносный горизонт.

При осушении разрезов Экибастузского бассейна максимальный эффект достигается путем использования подземных дренажных выработок и системы вос-

стающих скважин и сквозных фильтров. При этом восстающие скважины и сквозные фильтры являются основными дренажными устройствами, а подземные горные выработки — водосборными коллекторами. Такая система осушения обеспечивает понижение уровня подземных вод на 5—6 м в год. По данным многолетних наблюдений, фактический водоприток разреза «Центральный» не превысил 0,08 м³/с при коэффициенте водообильности 0,15. В дальнейшем по мере углубления и расширения горных работ коэффициент водообильности будет уменьшаться в связи с осушением массива пород.

1.3. Запасы угля

Экибастузский бассейн характеризуется высокой степенью разведанности. Угольные пласты 1, 2, 3 разведаны детально на всей площади и на полную глубину погружения (760 м). Исключение составляет лишь площадь, находящаяся под озером Экибастуз, где разведка не проводилась и запасы угля отнесены к категории С₂.

По кондициям, утвержденным в 1960 г., для подсчета балансовых и забалансовых запасов энергетических углей бассейна минимальная мощность пласта простого строения принята 1,5 м, максимальная зольность угля на абсолютно сухое топливо для балансовых запасов — 45%, а для забалансовых — 50%. Для пластов сложного строения суммарная мощность угольных пачек должна быть не менее 1,5 м, а суммарная мощность породных прослоек, разделяющих пачки, должна обеспечивать среднепластовую зольность с учетом засорения не выше предельной (для балансовых она принята 45%, а для забалансовых — 50%). Допустимое участие внутрипластовых породных прослоек в засорении угольного пласта характеризуется следующими данными.

Мощность породных прослоек, м	≤0,5	0,5—1	1—1,5	1,5—3	3—6
Доля, участвующая в засорении пласта, %	100	80	50	20	10

К балансовым запасам, пригодным для разработки открытым способом, отнесены запасы пластов 1, 2, 3. Средний для бассейна коэффициент вскрыши 2,4 м³/т.

Для выемки экибастузских углей роторными экскаваторами разработаны новые кондиции.

1.4. Характеристика горных пород

Покрывающие породы (мощность 0,5—10 м), представленные четвертичными супесями и суглинками, а также палеогеновыми тонкозернистыми кварцевыми песками (реже глинами), доступны экскавации без предварительного рыхления. Они не обводнены и в откосах уступов устойчивы. Вмещающие породы представлены песчаниками, алевролитами, аргиллитами, а породы внутренней вскрыши слабоуглистыми и углистыми аргиллитами. Характеристика пород приведена в табл. 1.3.

Изменение прочности пород с ростом глубины наблюдается почти во всех литологических разностях. В невыветрелом состоянии (на глубине более 50—70 м) угли и вмещающие их породы характеризуются значительной крепостью, плотностью и при разработке требуют предварительного рыхления буровзрывным способом. Прочность пород достигает максимального значения на глубине 200 м и более. По данным ВНИМИ, структурное ослабление прочности массива для песчаников и аргиллитов, алевролитов и углей равно соответственно 0,05, 0,07 и 0,08%. Песчаники, алевролиты, слабоуглистые и углистые аргиллиты характеризуются трудной размокаемостью.

Таблица 1.3

Породы	Временное сопротивление сжатию, МПа	Временное сопротивление растяжению, МПа	Угол внутреннего трения, градусы	Сцепление, КПа	Естественная влажность, %	Плотность, г/см ³
Песчаники	20,4—67,4	3,4—5,8	35	170—870	3—6	2,5
Алевролиты	16—60	1,6—4	39	90—600	3—6	2,5
Аргиллиты	15,5—44,5	1,3—3,5	27	105—610	4—10	2,5
Слабоуглистые и углистые аргиллиты	15—44,5	1,5—2,8	30	431	2—6	2
Угли	12—37,0	1—1,5	36	260—267	2—8	—

Таблица 1.4

Вскрыша	Удельный вес, %						
	Покрывающие породы	Песчаники	Алев-ролиты	Аргил-литы	Песчано-глинистые породы	Слабоуглистые и углистые аргиллиты	Угли
Общая	2	26	30	17	10	13	2
Внешняя	2	28	32	19	11	7	1
Внутренняя	—	1	2	2	—	82	13

Распределение объема вскрышных пород по литологическим разностям дано в табл. 1.4.

Для основного объема внешней вскрыши коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова составляет 4,1—5,6. Для угля и углистых пород он изменяется от 1,5 до 3,3, а для породных прослоек — от 2 до 8 (в отдельных случаях до 11).

2. ПРОИЗВОДСТВО ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

2.1. Выбор рационального направления отработки угольных пластов

Угольные пласты Экибастузского бассейна представляют собой комплекс часто переслаивающихся пачек угля и породных прослоек различной мощности. Средняя зольность рядового угля при валовой выемке колеблется в пределах 34—38% (для пластов 1 и 2) и 48—49% (для пласта 3). Средняя мощность породных прослоек в пласте 1 равна 2 м, в пласте 2 — 4 м, в пласте 3 — 35 м. Сближенные пласты 1, 2, 3 можно рассматривать как один пласт сложного строения. Горизонтальная мощность изменяется от 180 до 600 м.

В пределах угольной толщи бассейна можно выделить участки геологических нарушений с мелкотрещиноватой структурой, сочетания крепких прослоек с коэффициентом крепости до 5, трещиноватые низкозольные угольные слои с включением породных про-

слоек, линзообразные весьма крепкие включения, высокозольные малотрещиноватые угольные слои и породные прослойки. Угли при разработке имеют склонность к образованию больших кусков.

Экибастузский бассейн находится в суровых климатических условиях. Температура воздуха колеблется от -42 до $+40^{\circ}\text{C}$. Скорость ветра достигает 25 м/с и более.

Исследования показывают, что в условиях Экибастузского бассейна наиболее эффективно применять транспортную систему разработки при производстве вскрышных работ одноковшовыми экскаваторами и выемку пластов роторными экскаваторами.

Для выбора технологической схемы разработки поля разреза рекомендуется следующая методика. Условие соблюдения одинаковой высоты уступов как на добычных, так и на вскрышных работах для обеспечения необходимых транспортных связей требует, чтобы каждому типу добычного оборудования соответствовал определенный тип вскрышного оборудования. Для обеспечения нормальной работы разрезов на каждом уступе предусматривается не более двух экскаваторов на один транспортный выход. Число одновременно обрабатываемых добычных уступов является одним из параметров технологической схемы разработки.

При рассмотрении рабочей добычной зоны в условиях мощных сложноструктурных пластов целесообразно ввести понятие горизонтальной составляющей рабочей зоны, которая одновременно будет необходимой горизонтальной мощностью пластов.

Для обеспечения внутрикарьерного усреднения отгружаемого угля по зольности и правильной отработки запасов одновременно должно обрабатываться несколько пластов. Несмотря на большую мощность и величину вскрытых запасов, число одновременно обрабатываемых добычных уступов по разным пластам и темпы продвижения горных работ взаимоувязаны с объемами запасов и качеством угля по отдельным пластам. При селективной выемке в расчеты вводится коэффициент, учитывающий долю угля в общем объеме горной массы угольного пласта.

Отработка пластов может осуществляться в трех направлениях (рис. 2.1). При отработке в направлении от почвы пласта 3 к кровле пласта 1 определяющее зна-

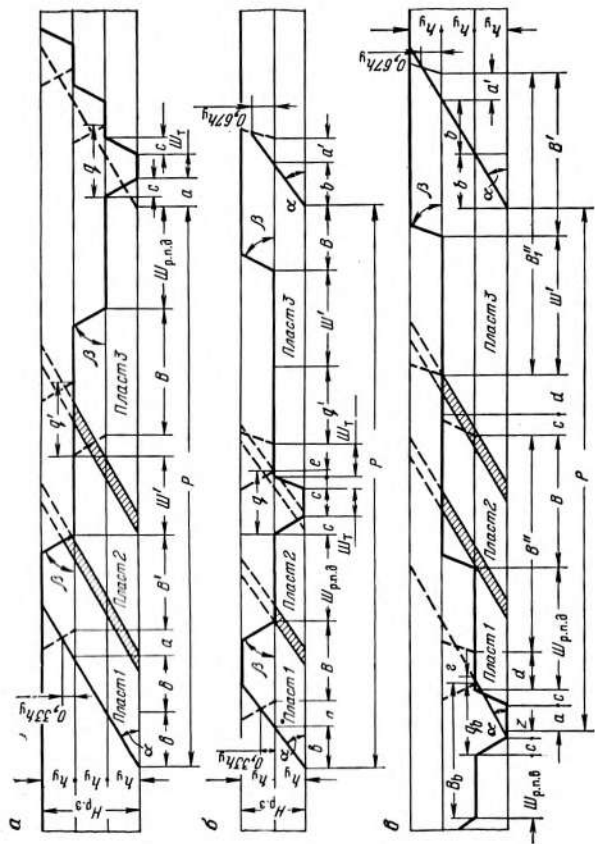


Рис. 2.1. Схемы обработки пластов:

а — от почвы пласта 3 (лежащего бока); б — от междупластья пластов 2 и 3;
 в — от кроули пласта 1

чение (с точки зрения темпов продвижения и углубления горных работ) будет иметь пласт 3. Для случая отработки в направлении от кровли пласта 1 к почве пласта 3, а также от междупластья пластов 2 и 3 определяющими являются пласты 1 и 2. Темпы продвижения добычных работ на различных по мощности и качественному составу пластах увязываются по мощности пластов в данный период.

При отработке в направлении от почвы пласта 3 (от лежачего бока) коэффициент K соотношения пластов определяется из отношения значений горизонтальной мощности пластов 1, 2 и 3, а при отработке в направлении от кровли пласта 1 и междупластья пластов 2 и 3 — из соотношения значений горизонтальной мощности пластов 3 и 1, 2. В результате исследований установлены формулы для определения необходимой горизонтальной мощности (m) пластов при различных технологических схемах отработки [2]:

при отработке пластов со стороны лежачего бока

$$P = (n' K + n'') (Ш_{р.п.д} + B) + n c + n b;$$

при отработке пластов со стороны висячего бока и $t_n \geq t_d$

$$P = (n + K n'') B'' + n c + 2 d + n b;$$

то же, и $t_n < t_d$

$$P = (n + K n'') (B + Ш_{р.п.д}) + n c + d + n b;$$

при отработке пластов от междупластья пластов 2 и 3

$$P = (n' + K n'') (Ш_{р.п.д} + B) + Ш_{т} + (n - 2) c + \\ + (K + 1) q + a - a' \pm b,$$

где n' — число одновременно обрабатываемых уступов по пластам 1, 2; n'' — число одновременно обрабатываемых уступов по пласту 3; n — общее число одновременно обрабатываемых уступов по пластам 1, 2 и 3; $Ш_{р.п.д}$ — ширина рабочей площадки добычного экскаватора, м; B — ширина резервной площадки с запасами, необходимыми для работы на период подготовки нового горизонта, м; B'' — ширина резервной площадки с запасами, необходимыми на период отработки вскрыши для обеспечения возможности нарезки разрезной траншеи нового горизонта и на время проведения траншеи, м; $Ш_{т}$ — ши-

рина разрезной траншеи понизу, м; t_b, t_d — время отработки соответственно вскрышного и добычного уступа до момента начала работ по нарезке разрезной траншеи лежащего ниже горизонта, годы; a, b, c, d, a', q — параметры, значения которых определяются высотой h_y обрабатываемого уступа, углом β откоса уступа и углом α падения пластов.

Значение B определяется из условия постоянства числа добычных уступов в добычной зоне.

Необходимые запасы (τ) на период проведения разрезной траншеи на новом горизонте при работе в направлении от лежащего бока и время (годы) отработки этих запасов определяются по формулам соответственно:

$$V_d = B h_y L_d \gamma K_y ;$$

$$t_d = \frac{B h_y L_d \gamma K_y}{Q_d} ,$$

где L_d — длина блока, обрабатываемого добычным экскаватором, м; Q_d — годовая производительность добычного экскаватора, т; γ — плотность угля, т/м³; K_y — коэффициент, учитывающий объем угля в общем объеме горной массы угольного пласта.

В случае отработки в направлении от междупластья пластов 2 и 3 запасы (τ) в последней заходке экскаватора у кровли пласта 1 определяются по формуле

$$V_m = \left[B h_y L_d - \frac{1}{2} 0,67 h_y (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta) 0,67 h_y L_d \right] K_y \gamma$$

Время отработки этих запасов рассчитывается так же, как и в случае отработки в направлении от лежащего бока.

При отработке от висячего бока запасы пласта 1 будут отрабатываться за время

$$t_d = t_b + t_{p.т.}$$

Значения t_d и t_b определяются по формулам:

$$t_d = \frac{B h_y L_b \gamma K_y}{Q_{э.в}} ;$$

$$t_b = \frac{[Ш_{p.п.в} + h_y (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)] h_y L_b}{Q_b} ,$$

где $Ш_{р-п.в}$ — ширина рабочей площадки вскрышного экскаватора, м; L — длина блока, обрабатываемого вскрышным экскаватором, м; Q_v — годовая производительность вскрышного экскаватора, м³.

Определив время отработки запасов и время проведения разрезной траншеи, можно найти значения B и B'' .

Приведенные выше формулы позволяют производить выбор технологических схем разработки в зависимости от всей совокупности влияющих факторов. Для условий Экибастузского бассейна значения угла падения пластов изменяются от 5 до 90°, а коэффициент взаимного соотношения пластов по горизонтальной мощности — от 0,5 до 3,5.

Расчеты, выполненные для значений угла падения, равных 5, 8, 10, 12, 14, 16, 20, 30, 40, 50, 70, 90° и числа одновременно обрабатываемых добычных уступов от 1 до 5, позволили построить номограммы (рис. 2,2), которые упрощают выбор технологических схем разработки.

Технологическая схема разработки, выбранная по

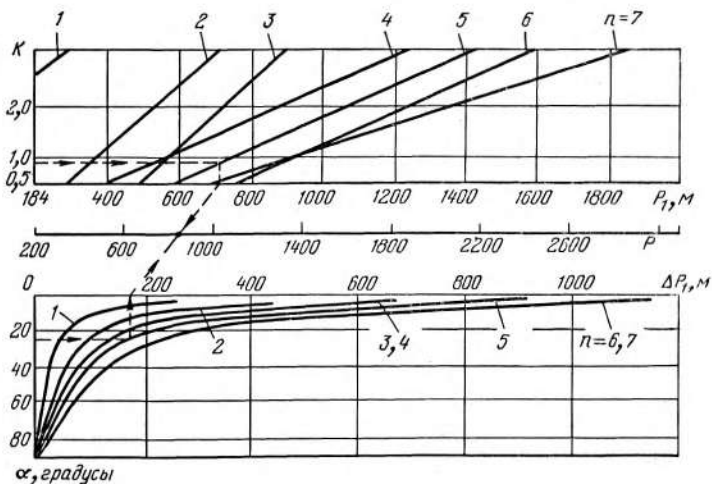


Рис. 2.2. Номограмма для определения необходимой минимальной горизонтальной рабочей мощности пластов:

K — коэффициент взаимного соотношения пластов по горизонтальной мощности; α — угол падения пластов; n — число одновременно обрабатываемых уступов; ΔP_1 и P_1 — расчетные параметры для построения номограммы, зависящие соответственно от геологических условий залегания пластов и типа применяемого горного оборудования

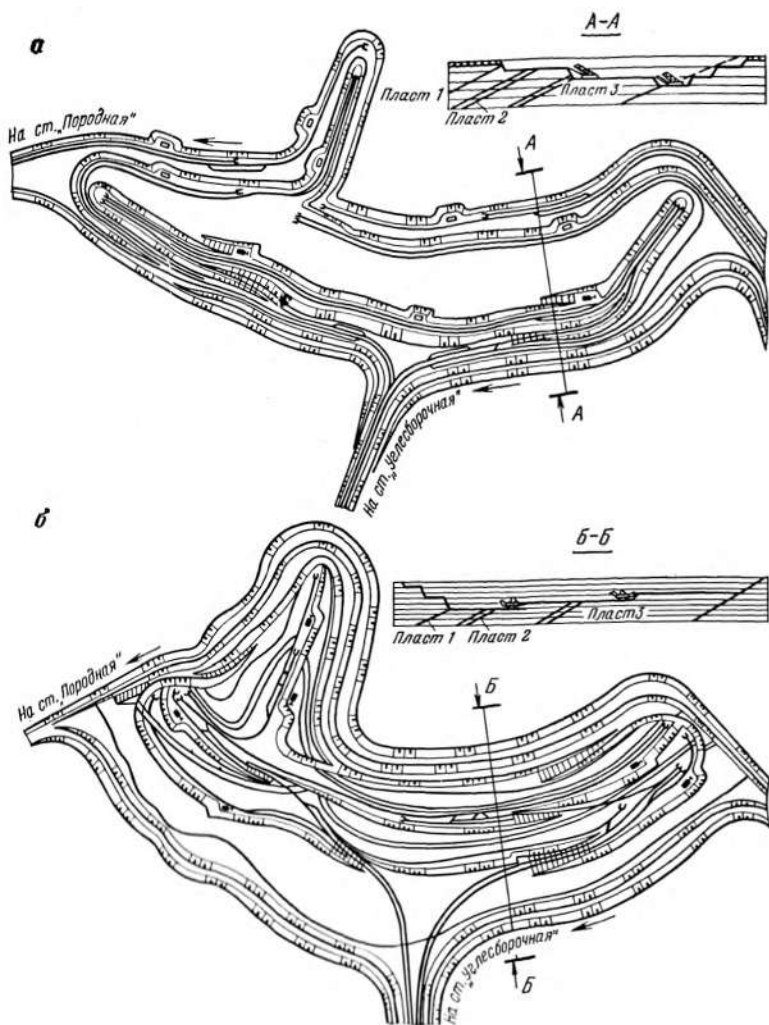


Рис. 2.3. Схемы вскрытия рабочих горизонтов на разрезе «Богатырь»:

а — при обработке угольных пластов от почвы пласта 3; *б* — то же, от кровли пласта 1

условиям залегания мощных сложноструктурных пластов, должна в дальнейшем исследоваться во взаимосвязи с режимом горных работ и схемой вскрытия карьерного поля. Различным технологическим схемам

разработки соответствуют определенные календарные графики развития горных работ, зависящие от направления отработки и применяемых средств комплексной механизации. Объемы внешней вскрыши увеличиваются при изменении направления отработки от лежачего бока залежи к висячему. Так, для условий разреза «Богатырь» при одной и той же структуре комплексной механизации на глубине 130 м текущий коэффициент вскрыши при отработке пластов со стороны лежачего бока и со стороны висячего бока равен соответственно 0,99 и 1,36 м³/т. Схема вскрытия тесно связана с технологической схемой разработки. Например, при схеме вскрытия, применяемой на разрезе «Богатырь» (рис. 2.3), развитие внутрикарьерных путей значительно зависит от применяемой технологической схемы разработки. Схемы вскрытия горизонтов рассматриваются на момент отработки одного и того же объема угля, т. е. глубина разработки принимается одинаковой. Характерной особенностью всех схем вскрытия является разделение угольного и породного грузопотоков. Наиболее предпочтительной является отработка со стороны лежачего бока. В этом случае вскрытие карьерного поля производится системой одноступенчатых стационарных съездов по углю и скользящих многоступенчатых тупиковых съездов или системой стационарных тупиковых съездов по породе. Добычные уступы в пределах каждого блока вскрываются стационарными тупиковыми съездами, прокладываемыми по южному борту разреза с фланговым примыканием путей с добычных горизонтов. При отработке пластов от междупластья пластов 2 и 3 добычные горизонты вскрывают не стационарными тупиковыми съездами, а скользящими. Причем пути верхнего рабочего угольного горизонта примыкают к трассе стационарных тупиковых съездов, располагаемых на южном нерабочем борту разреза. Последующие рабочие горизонты связаны со стационарным бортом системой скользящих съездов.

Важнейшим качественным показателем технологической схемы разработки является удельная (на 1 млн. т добытого угля) протяженность (м) фронта работ, определяемая по формуле

$$l_{уд} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} L_{\phi i}}{Q_y},$$

где n — число обрабатываемых уступов; $L_{\phi i}$ — длина фронта работ i -го уступа, м; Q_y — годовая производительность разреза по полезному ископаемому, млн. т.

Для условий Экибастузского бассейна удельная протяженность фронта добычных уступов равна 474, 482 и 440 м соответственно при обработке пластов от лежащего бока, от междупластья пластов 2 и 3 и от висячего бока.

Изложенная выше методика позволила выбрать наиболее рациональное направление ведения горных работ и тип роторных экскаваторов для различных участков бассейна. В северо-восточной части бассейна (разрез «Центральный») до глубины 200 м угольные пласты целесообразно обрабатывать от кровли пласта 1 двумя уступами (один — по пластам 1 и 2, а второй — по пласту 3) с использованием роторных экскаваторов ЭРП-1250. С глубины 200 м предусматривается постепенный переход на обработку от почвы пласта 3 с использованием роторных экскаваторов ЭРП-2500 (так как залегание пластов становится пологим и их горизонтальная мощность увеличивается). В южной части бассейна (разрезы «Богатырь» и «Восточный») обработку угольных пластов целесообразно осуществлять от почвы пласта 3 двумя уступами с использованием роторных экскаваторов ЭРП-2500 и SRs(K) = =2000. Принятое направление обработки пластов позволило на разрезе «Богатырь» уменьшить в первые 20 лет годовые объемы вскрыши на 25 %, удельную протяженность фронта работ в 1,2 раза, обеспечить стационарность железнодорожных путей и увеличить скорости движения составов на 15 %.

2.2. Технологические схемы разработки угольных пластов с использованием одноковшовых экскаваторов

До 1965 г. выемка угля в Экибастузском бассейне осуществлялась только одноковшовыми экскаваторами с ковшом емкостью 3 и 4,6 м³. В настоящее время на добычных работах применяются одноковшовые экскаваторы ЭКГ-4,6Б, ЭВГ-4И, ЭКГ-4у, но объем добычи угля этими экскаваторами уменьшился до 15—18 %. При разработке пластов 1 и 2, когда в них отсутствуют породные прослойки значительной мощности, осуществляется валовая выемка угля. При этом мелкие по-

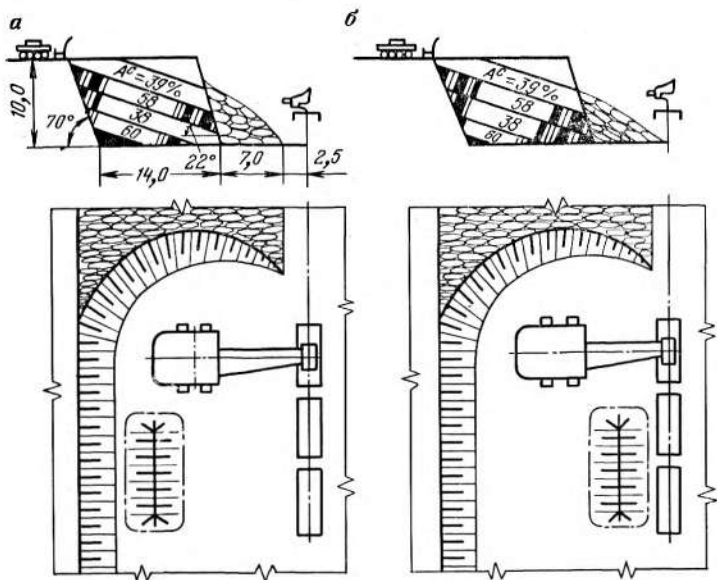


Рис. 2.4. Схемы селективной выемки угля одноковшовым экскаватором с использованием бульдозера:

a — при одновременной перевалке породы к откосу уступа; *б* — то же, к железнодорожному пути

родные прослойки смешивают с угольными пачками и попадают в товарную угольную массу при сохранении заданного показателя зольности. Селективная выемка угольных пачек и породных прослоек применяется при разработке пород междупластий и сложноструктурного пласта 3. Минимальная мощность разделяемого породного прослойка (степень селекции) принята равной 0,5 м. Степень засорения угольной массы при выемке породных прослоек мощностью более 0,5 м соответствует утвержденным кондициям при выемке угля одноковшовыми экскаваторами. Селективная выемка торцовым забоем осуществляется по двум схемам (рис. 2.4 и 2.5) [3].

При угле падения слоев пласта до 30° применяется схема с погрузкой угля в железнодорожные вагоны при одновременной перевалке породы к откосу уступа или железнодорожному пути и использовании бульдозера для сталкивания породы с верхней части забоя.

При углах падения слоев более 30° применяется схема с непосредственной погрузкой угля в железнодорожные вагоны, а породы в думпкары.

Высокая крепость угля и породных прослоек внутренней вскрыши требует буровзрывного рыхления массива, что вызывает нарушение структуры пласта и приводит к перемешиванию угольных пачек и породных прослоек. Поэтому разработка угольных пластов одноковшовыми экскаваторами сопровождается значительными потерями и разубоживанием угля. Эксплуатационные потери угля пласта 3 при селективной разработке одноковшовыми экскаваторами достигают 17—19%. При зольности балансового угля 34—38% зольность рядового угля за счет разубоживания достигает 45—47%. В случае погрузки в железнодорожные вагоны взорванного угля экскаватором с ковшем емкостью 4 и 4,6 м³ в товарный уголь попадает 5—8% некондиционных кусков угля (куски размером более 300 мм). При селективной выемке угля одноковшовыми экскаваторами на 15—20% уменьшается их производительность. Все эти недостатки использования одноковшовых экскаваторов для селективной выемки угля вызвали необходимость изменения технологии добычи угля на экибастузских разрезах. Отечественный и зарубежный опыт применения роторных экскаваторов показал, что требованиям селективной разработки сложноструктурных пластов наиболее полно отвечают роторные экскаваторы.

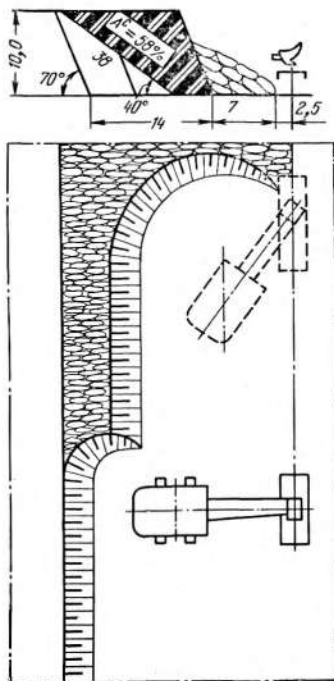


Рис. 2.5. Схема селективной выемки одноковшовыми экскаваторами с непосредственной погрузкой угля в железнодорожные вагоны, а породы в думпкары

При селективной выемке угля одноковшовыми экскаваторами на 15—20% уменьшается их производительность. Все эти недостатки использования одноковшовых экскаваторов для селективной выемки угля вызвали необходимость изменения технологии добычи угля на экибастузских разрезах. Отечественный и зарубежный опыт применения роторных экскаваторов показал, что требованиям селективной разработки сложноструктурных пластов наиболее полно отвечают роторные экскаваторы.

2.3. Сопротивляемость угля разработке роторными экскаваторами

Для обоснованного выбора силовых и энергетических параметров добычных роторных экскаваторов необходимо знать сопротивляемость подлежащих разработке угольных пластов.

Удельное сопротивление (Па) пород резанию роторными экскаваторами определяется по формуле [4]

$$k_F = \frac{P_k}{F},$$

где P_k — касательная сила, необходимая для отделения от массива стружки; F — площадь поперечного сечения стружки.

Так как площадь снимаемой стружки не является параметром экскаватора, были выполнены расчеты с целью установления количественной взаимосвязи между площадью поперечного сечения стружки и теоретической производительностью Q_T экскаватора. В табл. 2.1 приведены значения удельного сопротивления угля резанию и площади поперечного сечения стружек для всего диапазона теоретической производительности роторных экскаваторов параметрического ряда.

Изменение удельного сопротивления экибастузского угля резанию в широких пределах (от 0,5 до 2,4 МПа) объясняется сложным строением угольных пластов и наличием в них большого числа породных прослоек различной мощности и крепости. Уменьшение удельного сопротивления резанию при увеличении площади снимаемой стружки является следствием увеличения среднего размера кусков угля. Удельное сопротивление прямо пропорционально удельной энергоем-

Таблица 2.1

Теоретическая производительность роторного экскаватора, м ³ /с	Площадь поперечного сечения стружек, см ²	Удельное сопротивление угля резанию, МПа
0,175	100—150	1,6—2,4 (0,6—0,9)
0,347	150—300	1,2—1,5 (0,5—0,7)
0,694	300—500	0,9—1,1 (0,4—0,6)
1,389—2,778	500—800	0,7—0,9 (0,4—0,5)

Примечание. В скобках приведены значения k_F для слабого трещиноватого угля.

кости процесса резания, которая уменьшается при уменьшении степени измельчения угля. При увеличении площади поперечного сечения стружки кусковатость угля возрастает. Меньшей площади снимаемой стружки соответствует и меньшая производительность роторного экскаватора. Этим и объясняется возрастание удельного сопротивления угля резанию с уменьшением площади снимаемой стружки. Для снижения энергозатрат на экскавацию степень дробления угля должна быть минимальной при условии соблюдения допустимой кусковатости. Поэтому в условиях Экибастузского бассейна для добычных работ наиболее целесообразно применять роторные экскаваторы теоретической производительностью не менее 0,347 м³/с.

Для оценки динамики процесса копания угля были определены значения коэффициента динамичности (отношения среднемаксимального значения нагрузки к математическому ожиданию ее в данном интервале) и коэффициента неравномерности (отношения среднемаксимального значения к среднеминимальному ее значению в данном интервале) нагрузки на ковш по касательной составляющей сопротивления резанию.

	Коэффициент динамичности	Коэффициент неравномерности
Пласты 1 и 2	1,4—1,6	2,2—3
Пласт 3	2,1—2,4	2,7—5,4

Большие значения коэффициента динамичности и коэффициента неравномерности процесса резания угля для пласта 3 (по сравнению с пластами 1 и 2) объясняются более сложным строением угольного пласта 3, включающего до 200 крепких породных прослоек. Отработка пласта 3, как правило, связана с резким увеличением пиковых нагрузок на приводах ротора и поворота.

Для прогнозирования удельного сопротивления угля резанию на нескрытых горизонтах необходимо установить взаимосвязь между этим показателем и физико-механическими свойствами угля. Физико-механические свойства экибастузского угля и вскрышных пород изучались ВНИИ, Карагандинским политехническим институтом, Центрально-Казахстанским геологическим управлением и УкрНИИпроект. Некоторые данные по физико-механическим свойствам экибастузского угля нескрытых горизонтов приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Глубина залегания горизонта, м	Плотность угля, г/см ³	Сопротивление одноосному сжатию, МПа	Сопротивление растяжению, МПа	Сцепление в куске, МПа
500—100	1,46	10	0,8	7
100—200	1,49	24,7	1,5	7,4
200—300	1,6	25,4	2,3	7,4
300—400	1,51	26	2,4	7,4
400—500	1,51	27,4	2,7	7,4
500—600	1,62	28	3,6	7,4
600—700	1,7	28,5	5,4	7,4

В результате анализа было установлено, что удельное сопротивление угля резанию равномерно нарастает при увеличении сцепления C_k в куске либо в массиве. В расчетах предпочтение было отдано сцеплению в куске, так как этот показатель можно определить по кернам до вскрытия горизонта, а коэффициент структурного ослабления с ростом глубины не изменяется.

Для обеспечения требуемой кусковатости угля (300 мм) рабочие органы добычных роторных экскаваторов часто снабжаются вспомогательными режущими элементами, что влечет за собой увеличение сопротивления резанию. Следовательно, заданная кусковатость накладывает ограничения на расчетные формулы.

С целью установления количественной связи между k_F , C_k и Q_T с учетом допустимой кусковатости угля был выполнен многофакторный корреляционный анализ, в результате которого получены формулы для определения удельного сопротивления резанию при допустимом максимальном размере кусков 300, 500 и 700 мм соответственно [5]:

$$k_F = 5 + 0,15 C_k + \frac{40}{Q_T} (50 + C_k);$$

$$k_F = 4 + 0,11 C_k + \frac{60}{Q_T} (50 + C_k);$$

$$k_F = 3 + 0,10 C_k + \frac{70}{Q_T} (50 + C_k).$$

Данные, характеризующие сопротивляемость угля разработке роторными экскаваторами на невскрытых горизонтах, приведены в табл. 2.3.

Все изложенное выше позволило обоснованно по-

Таблица 2.3

Глубина за- легания гори- зонта, м	Сцепление в куске, МПа	Теоретическая производи- тельность ро- торного экс- каватора, м ³ /с	Удельное сопротивление (МПа) резанию		
			для кусков крупностью, мм		
			300	500	700
50—100	7	0,175	2,3		
		0,347	1,9		
		0,694	1,7	1,4	
		1,389—2,778	1,7	1,3	1,2
100—700	7,4	0,175	2,4		
		0,347	2		
		0,694	1,8	1,5	
		1,389—2,778	1,7	1,4	

дойти к выбору параметров роторных экскаваторов, обеспечивающих эффективную разработку экибастузского угля.

2.4. Промышленные испытания роторных экскаваторов

В связи с отсутствием в мировой практике опыта применения роторных экскаваторов для выемки крепких каменных углей на экибастузских угольных разрезах с 1961 г. проводились промышленные испытания роторных экскаваторов с гравитационным, центробежным и цилиндрическим рабочим оборудованием. При проведении этих испытаний имелось также в виду, что по сопротивляемости разработке роторными экскаваторами экибастузский уголь является достаточно характерным для крепких бурых и каменных углей месторождений восточных районов страны. Это, а также суровые климатические условия экибастузского бассейна создавали предпосылки для возможного применения роторных экскаваторов, успешно прошедших здесь испытания на других разрезах восточных районов.

Результаты промышленных испытаний роторных экскаваторов РЭ-1, РЭ-2, РЭ-2Ц. В 1961 г. были проведены промышленные испытания роторного экскаватора РЭ-1, спроектированного Гипроуглеавтоматизацией. Для сокращения сроков создания экскаватора в качестве базы было использовано ходовое оборудование и опорно-поворотное устройство экскаватора

ЭКГ-4. Экскаватор испытывался на разрезе «Центральный» в забоях высотой 3—10 м при угле падения пластов до 45°. Погрузка угля с коэффициентом крепости 2—3 осуществлялась в железнодорожные вагоны грузоподъемностью 62 т. Порода грузилась в думпкары грузоподъемностью 50 т. Максимальная производительность экскаватора составляла 0,1 и 0,08 т/с соответственно при валовой и селективной выемке. Удельное сопротивление резанию не превышало 0,8 МПа. Размеры кусков угля были не более 300 мм. В процессе промышленных испытаний конструкция экскаватора была несколько усовершенствована. Так, для уменьшения динамических нагрузок на металлоконструкции экскаватора число ковшей было удвоено. Мощность привода ротора экскаватора РЭ-1 (150 кВт) обеспечивала разработку сравнительно мягкого угля на выходах угольных пластов. Однако экскаватор не мог эффективно работать продолжительное время в силу недостаточной жесткости конструкции и прочности основных узлов и существенных конструктивных недоработок. Испытания экскаватора РЭ-1 подтвердили принципиальную возможность и целесообразность применения роторных экскаваторов для добычи крепких углей. Были устранены многие конструктивные недоработки экскаватора.

Промышленные испытания роторного экскаватора РЭ-2 конструкции Гипроуглеавтоматизации проводились в 1966—1969 гг. на разрезе «Центральный» в условиях частых тектонических нарушений угольного пласта. Высота уступа изменялась от 5 до 10 м, а коэффициент крепости угля и породных прослоек — от 2 до 5. Забой отработывался горизонтальными стружками толщиной 12—45 см. При этом производительность экскаватора составляла 0,082—0,137 м³/с при удельном сопротивлении резанию 0,9—0,54 МПа. Удельная энергоемкость экскавации колебалась в пределах 0,43—0,53 МДж/м³.

За три года экскаватором отгружено 1,2 млн. т угля и 150 тыс. м³ породы. Выявлено много конструктивных недостатков (явившихся причиной высокой аварийности машины): недостаточная прочность ходовой рамы, недопустимо большая нагрузка (от бокового усилия) на центральную цапфу механизма поворота отвальной стрелы, частые поломки опорно-поворот-

ных кругов (рельсов) поворотных механизмов верхнего строения и отвальной стрелы, выход из строя подвески редуктора ротора, недостаточная прочность гусеничных траков. Из-за этих недостатков промышленные испытания экскаватора были прекращены.

В 1969 г. были начаты испытания роторного экскаватора РЭ-2Ц с цилиндрическим роторным рабочим органом конструкции Н. И. Громонщикова. К достоинствам этого экскаватора следует отнести малый диаметр ротора и некоторое уменьшение его массы (по сравнению с гравитационным). Испытания проводились на разрезе «Центральный» при разработке угля и породных прослоек с коэффициентом крепости 4—6. Высота уступа равнялась 10 м. Толщина стружки изменялась от 1,7 до 9,6 см. Удельное сопротивление резанию составляло 0,46—2,85 МПа. Удельная энергоёмкость экскавации находилась в пределах 0,5—2,56 МДж/м³. Из-за серьёзных недостатков цилиндрического роторного колеса (большое окружное усилие, повышенная энергоёмкость из-за увеличенного в 5—7 раз по сравнению с обычным роторным колесом периметра экскавации, большие боковые нагрузки на роторную стрелу и механизм поворота, необходимость реверса роторного колеса и переориентации режущих лопастей, недостаточная механическая прочность конических лопастей разрыхлителя, небольшая производительность и др.) испытания экскаватора в начале 1970 г. были прекращены.

В процессе испытаний роторных экскаваторов РЭ-1, РЭ-2 и РЭ-2Ц (табл. 2.4) было установлено, что удельное сопротивление угольного массива резанию изменяется от 0,46 до 2,85 МПа, а удельная энергоёмкость — от 0,43 до 2,56 МДж/м³. Значительные колебания нагрузки на роторное колесо сопровождалось резким увеличением динамических нагрузок, что угрожало прочности узлов экскаваторов и вызывало их поломку.

Испытания роторного экскаватора ЭРГ-400Д с гравитационным центробежным ротором (рис. 2.6) были начаты в 1966 г. на разрезе «Центральный». Высота уступа составляла 12—15 м. Угол падения пластов изменялся от 56 до 60°. Коэффициент крепости угля и породных прослоек равнялся соответственно 3 и 5. При кратковременной работе производитель-

Таблица 2.4

Показатели	Роторные экскаваторы			
	РЭ-1	РЭ-2	РЭ-2Ц	ЭРГ-400Д
Теоретическая производительность (в рыхлой массе), м ³ /с	0,138	0,194	0,194	0,380
Расчетное усилие резания, МПа	1,4	1,02	1,0	0,92
Высота разрабатываемого уступа, м	11,5	11	12,2	15
Диаметр роторного колеса, м	3,3	4	2,5	6,4
Число ковшей	7	10	6	9(9)
Емкость ковша, м ³	0,12	0,146	0,17	0,30
Мощность привода ротора, кВт	175	175	175	320
Ширина конвейерной ленты, м	0,9	1,0	1,0	1,2
Среднее давление на основании, МПа	0,2	0,21	0,2	0,11
Масса экскаватора, т	201	215	206	615

Примечание. В скобках дано число промежуточных режущих элементов.

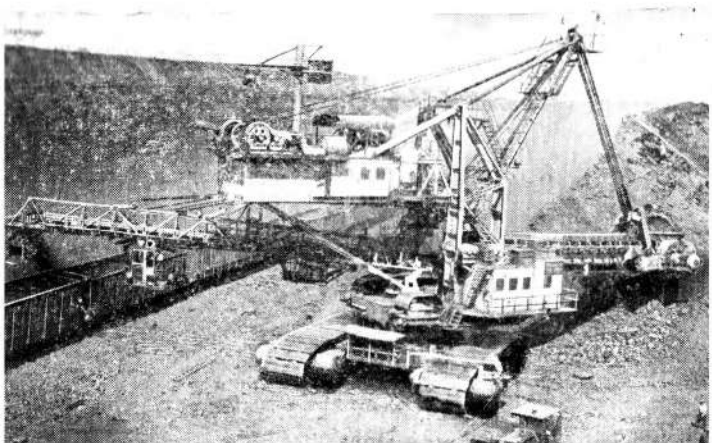


Рис. 2.6. Роторный экскаватор ЭРГ-400Д

ность экскаватора была близка к паспортной. При длительной работе производительность экскаватора резко уменьшалась из-за частых остановок, вызванных поломками узлов. В 1966 г. экскаватор отработал 76,4 ч. За это время погружено 53 тыс. т угля и 6,6 тыс. м³ породы. Длительная производительность экскаватора за этот период составила 0,2 т/с. Испытания экскаватора ЭРГ-400Д позволили выявить такие его недостатки, как невозможность челноковой работы из-за малого угла (36°) встречи роторного колеса с забоем с правой стороны, недостаточная приспособленность к погрузке угля и породных прослоек в железнодорожные вагоны, недостаточная жесткость конструкции.

В 1966—1967 гг. испытывались различные типы роторного колеса к экскаватору ЭРГ-400Д. Испытывались роторные колеса с девятью ковшами косоугольного резания, между которыми устанавливались девять промежуточных режущих элементов полной высоты, девять промежуточных режущих элементов неполной высоты и девять зубьев. Испытания показали, что при установке на роторном колесе девяти ковшей экскаватор работает неустойчиво, подвержен сильным толчкам и колебаниям. Коэффициент динамичности нагрузки на валу роторного колеса в этом случае составляет 1,4, а единичные значения превышают 2,6. В случае установки между ковшами промежуточных режущих элементов полной высоты (что равноценно удвоению числа ковшей) коэффициент динамичности уменьшается на 17% и составляет 1,2, а единичные значения не превышают 2. При этом удельная энергоёмкость процесса экскавации увеличивается на 25% (по сравнению с роторным колесом без промежуточных элементов). Для роторного колеса с промежуточными режущими элементами неполной высоты либо с зубьями коэффициент динамичности уменьшается на 10%, а удельная энергоёмкость экскавации увеличивается на 6—13%. Требуемая кусковатость угля обеспечивается при установке всех типов промежуточных режущих элементов. Следовательно, наиболее эффективным роторным колесом гравитационного типа для экскаватора ЭРГ-400Д в рассматриваемых условиях является роторное колесо с девятью оборудованными ковшами и девятью промежуточными режущими элемен-

тами полной высоты. Как уже отмечалось, увеличению степени измельчения угля в процессе экскавации сопутствует возрастание удельной энергоемкости экскавации. Это подтвердилось при установке на роторном колесе промежуточных режущих элементов.

В процессе испытаний конструкция многих узлов экскаватора была усовершенствована. В 1967 г. экскаватор был принят в эксплуатацию для разработки предварительно разрыхленного взрывом угля с удельным сопротивлением резанию 0,1 МПа. За период 1966—1969 гг. экскаватором ЭРГ-400Д погружено 3679 тыс. т угля и 337 тыс. м³ породы. Максимальная производительность равнялась 0,52 т/с. Максимальная годовая производительность экскаватора составила 1713 тыс. т угля и 106 тыс. м³ породы. Испытания экскаватора ЭРГ-400Д подтвердили целесообразность применения роторных экскаваторов для разработки крепких углей. В результате последующей модернизации экскаватора ЭРГ-400Д создан добычной роторный экскаватор ЭР-1250Д. В июле 1969 г. на экскаваторе ЭРГ-400Д был начат монтаж роторного колеса с инерционной (центробежной) разгрузкой (рис. 2.7), которое является новым техническим решением. Роторное колесо испытывалось на разрезе «Центральный» при разработке уступа высотой 8—12 м и угле падения пластов 45—60°. Коэффициент крепости угля составлял 2—2,5. Испытания показали, что при прочих равных условиях окружное и боковое усилия на центробежном роторном колесе существенно меньше, чем на гравитационном. При разработке крепких углей наблюдается резкое падение скорости поворота верхнего строения экскаватора (как следствие нежесткой механической характеристики привода) под действием бокового усилия (примерно 40 Н). В результате производительность экскаватора уменьшается на 30—40%. Мощность, расходуемая двумя двигателями привода роторного колеса, составляет 250—370 и 480—510 кВт соответственно при экскавации угля и породы. Энергоемкость процесса экскавации угля и породы в целом составляла 1,15—1,58 и 2,88—3,16 МДж/м³ соответственно. Удельное сопротивление угля и породы резанию равнялось 0,8—1,2 и 1,9—2,2 МПа соответственно. Напряжения от динамических нагрузок в основных узлах экскаватора с центробежным роторным колесом (метал-

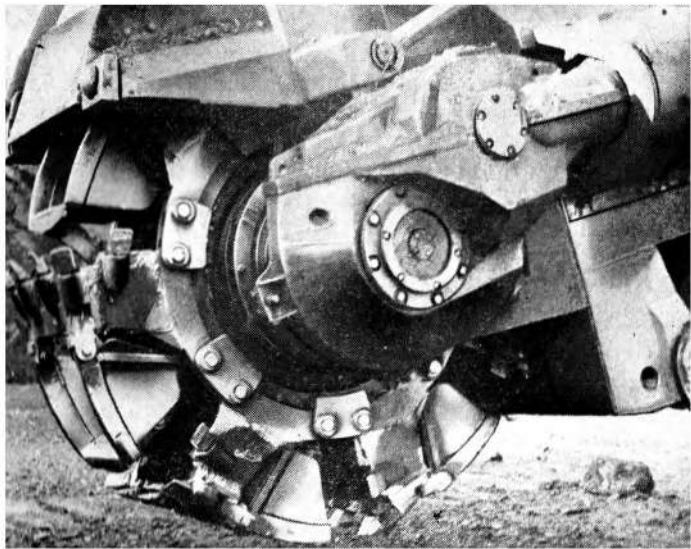


Рис. 2.7. Роторное колесо с центробежной разгрузкой

локонструкция и подвеска роторной стрелы, пилон, тяги пилона и консоли противовеса, металлоконструкция консоли и нижней части надстройки и др.) в 1,5—2 раза меньше, а в элементах крепления разгрузочной стрелы — в 4—6 раз меньше, чем у экскаватора с гравитационным роторным колесом (за исключением напряжений на поясах разгрузочной стрелы от колебаний в горизонтальной плоскости, где они в 1,5 раза выше).

Износостойкость зубьев с наплавкой электродами Т-620 или Т-590 при разработке мягкого угля в 1,3 раза меньше, чем зубьев наплавкой рэлитом (в крепком угле их износостойкость одинакова). Однако применять зубья с наплавкой рэлитом при разработке крепкого угля не рекомендуется, так как они имеют большую себестоимость. Донецким политехническим институтом разработана технология изготовления зубьев с наплавкой высокохромистым чугуном. Износостойкость таких зубьев в 3—3,5 раза выше, чем зубьев с наплавкой электродами Т-620. Поэтому зубья, наплавленные высокохромистым чугуном, более перспективны при разработке крепких углей.

За период испытаний (с 20 августа 1969 г. по 7 июля 1979 г.) экскаватором с центробежным роторным колесом погружено 2320 тыс. т угля и 98 тыс. м³ породы. Максимальная производительность экскаватора составила 0,583 т/с. Центробежное роторное колесо имеет следующие преимущества по сравнению с гравитационным. Благодаря высокой угловой скорости центробежного роторного колеса достигается уменьшение концевых нагрузок на роторную стрелу примерно в 2 раза, что позволяет при прочих неизменных параметрах уменьшить массу экскаватора на 30—35% или увеличить его производительность, удельное усилие резания или радиус экскавации.

Симметричная компоновка роторного колеса относительно приемного конвейера и возможность размещения выходной ступени привода внутри роторного колеса (полость его при наружной разгрузке остается свободной от потока экскавируемого угля) позволили сравнительно просто обеспечить работу экскаватора правым и левым забоем при вертикальных и горизонтальных стружках и устранить холостой ход экскаватора вдоль фронта работ. Уменьшение сечения стружки и повышение скорости резания вызывают значительное уменьшение кусковатости экскавируемой горной массы и улучшение условий работы конвейеров. За счет высокой частоты входа ковшей в массив при уменьшенном сечении стружки существенно уменьшаются динамические нагрузки на экскаватор. Малый диаметр роторного колеса позволяет развивать номинальную производительность при меньшей высоте вынимаемого слоя, что способствует более эффективной селективной выемке сложноструктурных пластов. Возможность увеличения радиуса экскавации обеспечивает увеличение ширины заходки и шага передвигки железнодорожных путей. Центробежное роторное колесо имеет следующие недостатки. Вследствие роста удельного сопротивления резанию при увеличении скорости резания возрастает энергоемкость процесса экскавации. Резко уменьшается производительность и увеличиваются динамические нагрузки при работе горизонтальными стружками. Усложняется управление процессом экскавации в связи с интенсивным пылеобразованием в зоне резания и ухудшаются условия работы обслуживающего персонала. Увеличение ско-

рости вращения роторного колеса вызывает повышенный износ зубьев и режущих кромок ковшей. В декабре 1970 г. опытно-промышленный образец центробежного роторного колеса принят в эксплуатацию при производительности 0,388 и 0,277 т/с соответственно для удельного усилия резания 1,2 и 1,6 МПа. Центробежное роторное колесо наиболее эффективно может быть использовано при разработке крепких углей и пород, склонных к образованию крупных кусков. Оборудование экскаватора ЭРГ-400Д центробежным роторным колесом расширило возможности экскаватора при отработке крепких углей за счет повышения удельного усилия резания, снижения динамических нагрузок на экскаватор и уменьшения крупности кусков. Повышенное усилие резания центробежного роторного колеса в значительной степени поглощается увеличенной на 25—35% удельной энергоемкостью процесса экскавации. Поэтому для условий Экибастузского бассейна расчетное усилие резания центробежного роторного колеса должно быть примерно на 30% выше, чем гравитационного.

При серийном изготовлении роторных экскаваторов с центробежным роторным колесом дальнейшее совершенствование его конструкции вызывает необходимость увеличения (на 10—15%) числа разгрузок ковшей (во избежание кратности частот собственных и вынужденных колебаний экскаватора), повышения жесткости корневых сечений роторной и разгрузочной стрел, устранения источника колебаний нагрузки высокой частоты в трансмиссии привода роторного колеса, увеличения момента от веса рабочего органа относительно точки его соединения со стрелой.

Испытания роторных экскаваторов ЭРП-1250 (рис. 2.8) проводились в первом полугодии 1974 г. в условиях сильнотрещиноватого массива хрупкого угля (коэффициент крепости 1—1,6) и массива углистых и слабоуглистых аргиллитов (коэффициент крепости 1,6—3,6) со слаборазвитой трещиноватостью. Угол падения пласта равнялся 60°. Выемка аргиллитов осуществлялась вертикальными и горизонтальными стружками при производительности экскаватора 0,277—0,388 м³/с. Угол вынимался вертикальными стружками при производительности экскаватора 0,611—0,694 м³/с. Характеристика нагружения основ-

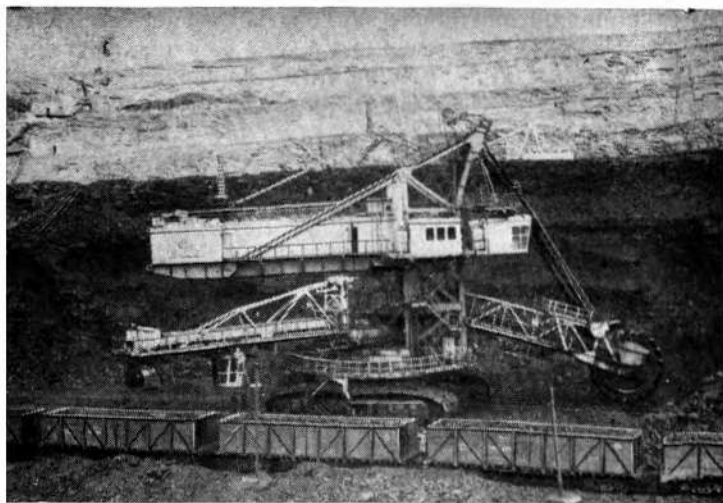


Рис. 2.8. Опытный образец роторного экскаватора ЭРП-1250

ных приводов экскаватора ЭРП-1250 приведена в табл. 2.5.

Испытания показали, что с точки зрения нагруженности несущая металлоконструкция выполнена с достаточным запасом прочности. Максимальные суммарные напряжения в элементах стрелы роторного колеса, разгрузочной стрелы и надстройки были ниже допустимых значений, что позволило выявить резервы уменьшения массы экскаватора. Колебания экскаватора характеризовались плотным частотным спектром с четко выраженными пиками, соответствующими основным частотам собственных колебаний. При эксплуатационных режимах работы наблюдались резонансные колебания разгрузочной стрелы, вызванные близостью парциальной частоты стрелы к частоте входа — выхода ковшей роторного колеса. Динамические напряжения в ряде элементов стрелы достигали 24 МПа. Расчетные и экспериментальные данные указывают на возможность усталостных повреждений ряда узловых соединений элементов (раскосов боковых ферм стрелы роторного колеса, разгрузочной консоли и портала надстройки). Это объясняется в основном высокой амплитудой колебаний напряжений (10—30 МПа) и использованием трубчатых эле-

Таблица 2.5

Показатели	Выемка слоев угля мощно- стью, м		Выемка слоев аргиллитов мощностью, м			
	0,73	0,55	0,72	0,56	0,38	0,57
Производительность экска- ватора, м ³ /с	0,694		0,347		0,277	
Расчетная толщина струж- ки, мм	56		22—28		22	

Привод роторного колеса

Коэффициент загрузки	0,85	0,8	1,05	1,02	1	1,05
Окружное усилие P_0 на ро- торном колесе, МН	9	8,4	13,9	12,7	12	12,3
Дисперсия, МН	8,5	7,5	14	12,5	12	13
Коэффициент динамично- сти	1,60	1,63	1,48	1,58	1,63	1,59

Привод поворота

Коэффициент загрузки	0,35	0,25	0,95	0,65	0,50	0,75
Боковое усилие P_6 на рото- ре, МН	2,6	2,3	9,9	6,9	5,2	9
Отношение P_6/P_0	0,29	0,27	0,7	0,55	0,48	0,68
Удельное сопротивление ре- занию, МПа:						
среднее	0,55	0,45	1,78	1,56	1,36	1,56
максимальное	0,75	0,65	2,40	2,30	9,16	2,21

ментов. Геометрические параметры экскаватора ЭРП-1250 соответствуют технико-экономическим требованиям к паспорту. Улучшение эксплуатационных качества экскаватора требует выполнения следующих мероприятий:

повышения эксплуатационной надежности экскаватора и его эффективности при разработке угля повышенной крепости;

снижения амплитуды колебаний напряжений и уменьшения коэффициента их концентрации в некоторых элементах металлоконструкции и повышение, таким образом, их долговечности;

улучшения обзора роторного колеса и зоны экскавации с кабины машиниста экскаватора;

улучшения санитарно-гигиенических условий на рабочих местах (снижение вибрации);

исключения попадания в железнодорожные вагоны некондиционных кусков угля.

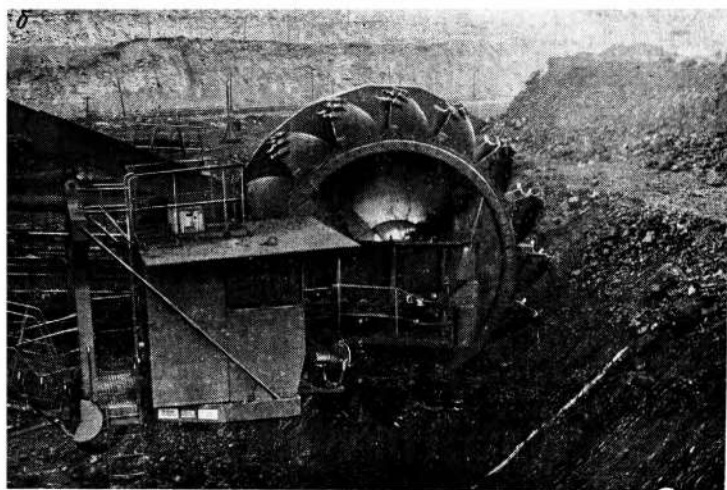
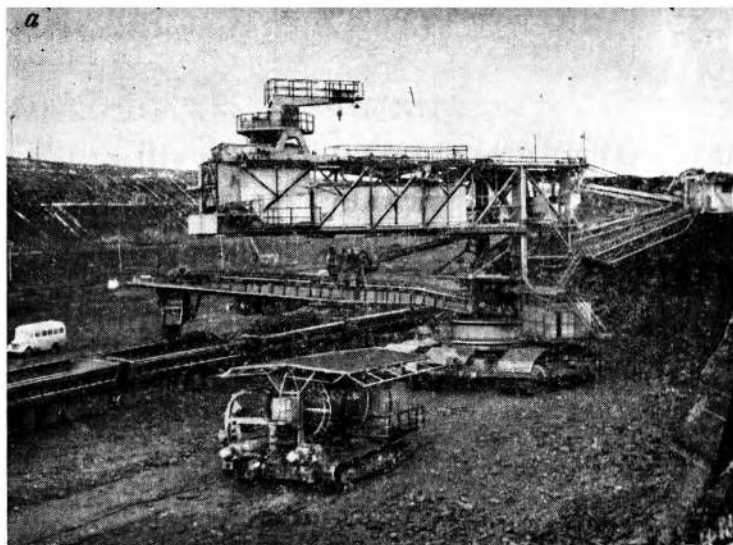


Рис. 2.9. Роторный экскаватор SRs(K)-470 (а) и его роторное колесо (б)

Испытания экскаватора SRs(K)-470 (рис. 2.9) производства ГДР были начаты в 1969 г. Первые 7 мес экскаваторы испытывали без нагрузки и под нагрузкой, а с апреля 1970 г. экскаваторы работали в режиме доказательства гарантированной производительности. Для этой цели был выделен экспериментальный участок длиной 425 м. Ширина заходки равнялась 22 м. Общий объем блока составил около 126 тыс. м³. Основной объем угля и породных прослоек (75,4%) имел коэффициент крепости $f \leq 2,5$. 17,3% было представлено углем с коэффициентом крепости до 3,5. За время доказательства гарантированной производительности (апрель—июль 1970 г.) производительность экскаваторов равнялась 0,342 м³/с. Характеристика рабочих нагрузок приводов экскаваторов приведена в табл. 2.6.

При разработке крепкого угля возникали недопустимые нагрузки, превышающие предельные паспортные. Однако даже в этих условиях силовое нагружение привода роторного колеса не превышало 65—75% среднего паспортного, что свидетельствует о недостаточной жесткости конструкции экскаватора для реализации номинальной мощности привода роторного колеса.

При экскавации горизонтальными стружками удельное сопротивление резанию было на 30% выше, чем при

Таблица 2.6

Показатели	Заводской номер экскаватора		
	393	395	396
Число разгрузок ковшей в секунду	1,3; 1,5	1,3; 1,5; 1,7	1,9; 2,6
Производительность экскаватора (в плотной массе), м ³ /с	0,180—0,264	0,222—0,305	0,133—0,230
Удельная энергоёмкость экскавации, МДж/м ³	1,58	0,90	1,62
Удельное сопротивление резанию, МПа	1,31	0,46	1,17
Коэффициент загрузки привода роторного колеса (по мощности)	0,79	0,43	0,63
Коэффициент загрузки привода механизма поворота (по току)	1,10	0,50	0,87
Отношение бокового усилия к касательному усилию	0,78	0,56	1,33

экскавации вертикальными стружками. Боковая составляющая силы резания была в ряде режимов выше расчетной, что приводило к перегрузкам механизмов и привода поворота на 25—50%. Особенно интенсивно возрастала боковая нагрузка (на 60—80%) при толщине стружки более 0,35 м, что связано с неудачной ориентацией боковых зубьев и трением о забой карманов зубьев. Было установлено, что коэффициент крепости угля оказывает существенное влияние на боковую нагрузку. Изменение числа ссыпок особенно существенно сказывалось на колебаниях роторной стрелы. При уменьшении мощности разрабатываемого слоя колебания усилий в подвеске увеличивались. С учетом влияния указанных внешних факторов на величину и характер рабочей нагрузки установлены рациональные параметры режимов резания (табл. 2.7).

Испытания показали, что при экскавации взорванного угля значительно уменьшаются динамические нагрузки на основные узлы экскаватора, увеличивается его срок службы и быстроизнашивающихся частей роторного колеса (зубьев, ковшей). Основными конструктивными недостатками экскаваторов SR_s(K)-470 являлись недостаточная жесткость конструкции экскаватора, малая прочность его узлов, небольшой коэффициент запаса (порядка 1,25) предохранительной муфты привода роторного колеса, статически неопредели-

Таблица 2.7

Показатели	Номер режима							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Мощность, слоя, м	2,9	3,3	3,8	4,5	2,9	3,3	3,8	4,5
Толщина стружки, м	0,30	0,25	0,20	0,25	0,25	0,20	0,20	0,20
Скорость поворота, м/с	0,31	0,31	0,31	0,30	0,29	0,22	0,29	0,22
Производительность экскаватора (в плотной массе), м ³ /с	0,269	0,255	0,292	0,277	0,212	0,186	0,222	0,203

Примечание. Для всех режимов число разгрузок ковшей равно 1,9.

мая относительно вертикальных нагрузок схема опирания экскаватора на опорную поверхность, что приводило к аperiodическому изменению опорных точек при экскавации целика.

С целью совершенствования конструкции роторных экскаваторов $SR_s(K)$ -470 было намечено осуществить следующие мероприятия:

увеличить число разгрузок ковшей в секунду до 1,9; усилить сечения поясов и раскосов вертикальных ферм стрелы роторного колеса;

оптимизировать процесс разгона привода поворота разгрузочной стрелы путем его автоматизации;

разработать автоматическое устройство, отключающее привод механизма поворота верхнего строения и включающее лебедку стрелы роторного колеса на подъем при достижении предельного уровня колебаний оборудования.

Испытания роторного экскаватора $SR_s(K)$ -2000 (рис. 2.10) проводились в зимний период 1972—1973 гг. в условиях трещиноватого угля (коэффициент крепости 1,1—1,55), включающего прослойки песчаников, алевролитов и слабоуглистых аргиллитов с коэффициентом крепости до 5. В среднем коэффициент крепости угля и пород составлял 1,6. В целом массив экспериментального участка забоя был представлен слабыми разностями угля и породными включениями средней крепости, а основная часть массива (86%) имела коэффициент крепости $f < 2,5$.

Испытания показали, что в несущей металлоконструкции экскаватора проявляется до восьми основных частот собственных колебаний, в трансмиссии ротора — одна частота колебаний привода роторного колеса на упругой опоре. При работе экскаватора в окружном усилии роторного колеса преобладали частоты колебаний экскаватора в вертикальной плоскости по первому тону $\omega = 2,8$ рад/с и трансмиссии роторного колеса на упругой опоре ($\omega = 18,4 \div 21,6$ рад/с), в нагрузках по элементам конструкции роторной стрелы — частоты крутильных колебаний стрелы ($\omega = 9,25 \div 12,25$ рад/с), близкие к частоте ссыпок, в нагрузках по элементам консоли противовеса — частота колебаний экскаватора в вертикальной плоскости по первому тону ($\omega = 2,8$ рад/с) и парциальная частота колебаний консоли противовеса ($\omega = 8,25$ рад/с), в нагрузках привода механиз-

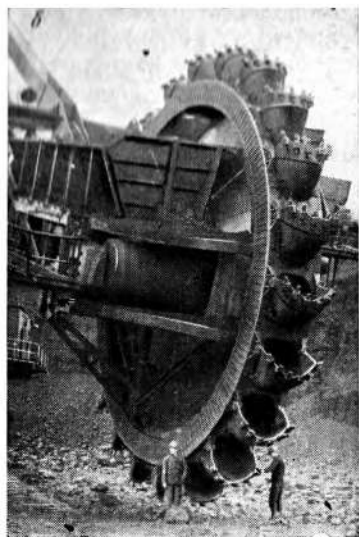


Рис. 2.10. Роторный экскаватор SRs(K)-2000 (а) и его роторное колесо (б)

ма поворота — частоты, вызванные неравномерной крепостью разрабатываемых слоев ($\omega = 0,3 \div 1,1$ рад/с), и частота собственных колебаний рабочего оборудования в горизонтальной плоскости ($\omega = 3,5$ рад/с), в нагрузках по элементам разгрузочной стрелы — частота вертикальных колебаний стрелы ($\omega = 7,5$ рад/с).

При разработке угля и породных прослоек с коэффициентом крепости 1,1—2,2 силовые и энергетические параметры основных приводов рабочего оборудования имели следующие значения: коэффициент загрузки привода роторного колеса по мощности 0,48, коэффициент загрузки привода механизма поворота по току двигателя 0,43, энергоемкость экскавации 0,94 МДж/м³, окружное усилие 200 Н, удельное усилие резания 0,37 МПа, отношение боковой силы к касательной 0,9. При увеличении числа одновременно режущих зубьев удельное усилие резания возрастало. Боковая нагрузка при правой подаче была в 1,5 раза больше, чем при левой. В случае увеличения толщины стружки с 28—30 до 35 см или уменьшения ее до 16—20 см боковая нагрузка возрастает на 30%. В первом случае это объясняется включением в работу боковых зубьев, а во втором — участием в резании обоих передних зубьев ковша из-за большой ширины стружки. Несущие металлоконструкции верхнего строения экскаватора испытывают резонансные колебания. При номинальной нагрузке привода роторного колеса по средней мощности средние значения амплитуды колебаний динамических напряжений в основных элементах металлоконструкций верхнего строения составляют 35—56 МПа. При таком уровне динамических напряжений невозможна длительная эксплуатация экскаватора, так как за весьма короткий срок могут возникнуть усталостные повреждения.

Для повышения надежности несущей металлоконструкции и основных узлов экскаватора необходимо устранить в них резонанс путем уменьшения окружной нагрузки и динамических напряжений в наиболее ответственных элементах конструкции. При разработке крепкого массива необходимо уменьшить производительность экскаватора до 60% от номинальной. В случае работы с номинальной производительностью осуществлять рыхление массива буровзрывным способом.

Испытания экскаватора SR_s(K)-2000 позволили

обосновать необходимый объем реконструкции с целью использования его для разработки крепких каменных углей Экибастузского бассейна.

2.5. Внедрение роторных экскаваторов на разрезах объединения «Экибастузуголь»

Испытания роторного экскаватора ЭРГ-400Д послужили основой для создания добычных роторных экскаваторов ЭР-1250Д, ЭРП-1250, ЭРШРД-5000 и ЭРП-2500 (табл. 2.8). Роторный экскаватор ЭР-1250Д (рис. 2.11) является основным добычным экскаватором на угольных разрезах. Более половины выпущенных за последние годы экскаваторов ЭР-1250Д работают на угольных разрезах Восточной Сибири, Урала и Дальнего Востока. Один из них используется на разрезе «Богатырь». Опытный образец роторного экскаватора ЭРП-1250 успешно работает на разрезе «Центральный». За 1974—1978 гг. экскаватором погружено в железнодорожные вагоны 15,3 млн. т угля. Первый серийный экскаватор ЭРП-1250 (рис. 2.12) был введен в эксплуатацию на разрезе «Богатырь» в 1979 г. Экскаватор предназначен для разработки крепких углей и породных прослоек (удельное усилие резания 1,85 МПа)

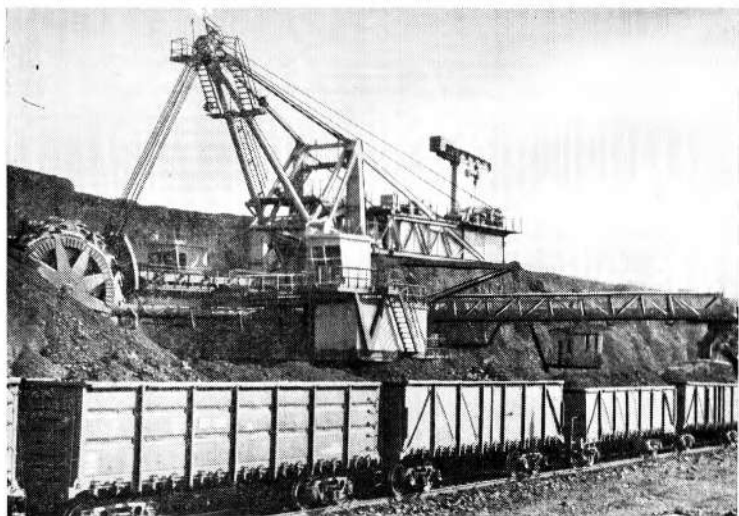


Рис. 2.11. Роторный экскаватор ЭР-1250Д

Экскаваторы

Показатели	Экскаваторы					
	ЭРГ-400ДЦ	ЭР-1250	ЭРП-1250	ЭРШРД-5000	SRs (K)-470	SRs (K)-2000
Теоретическая производительность (в рылой массе), м ³ /с	0,347	0,347	0,347	1,389	0,403	0,972
Расчетное усилие резания, МПа	1,6	1,2	1,5	1,5	1,67	1,66
Диаметр роторного колеса, м	3,14	6,42	6,5	13	6,7	11
Число ковшей	7	9 (9)	9 (9)	16	16	22
Емкость ковша, л	190	300	400	1000	315	315
Частота вращения роторного колеса, с ⁻¹	0,6	0,14	0,14	0,06/0,08	0,05/0,07	0,08/0,09
Высота верхнего резания, м	16	16	16	32	17	28
Глубина резания, м	0,7	1,5	1	3	1,5	3,5
Ширина захватки, м	27,5	24	26	90	22	55
Радиус экскавации, м	26,8	24,2	24,5	65,9	23,2	42,5
Радиус загрузки, м	23	22,5	23,4	48	22,5	27
Мощность двигателя роторного колеса, кВт	2×250	320	2×250	2×860	500	2×630
Подводимое напряжение, кВ	6	6	6	10	6	6
Удельное давление на основании, МПа	0,110	0,130	0,140	Под лыжами — 0,14; под базой — 0,2	0,137	0,137
Масса, т	650	700	1040	4810	730	2160

Примечание. В скобках дано число промежуточных режущих элементов.

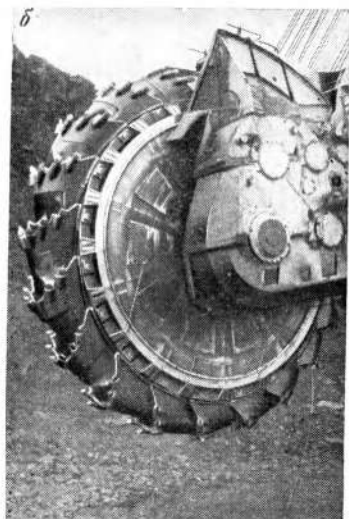
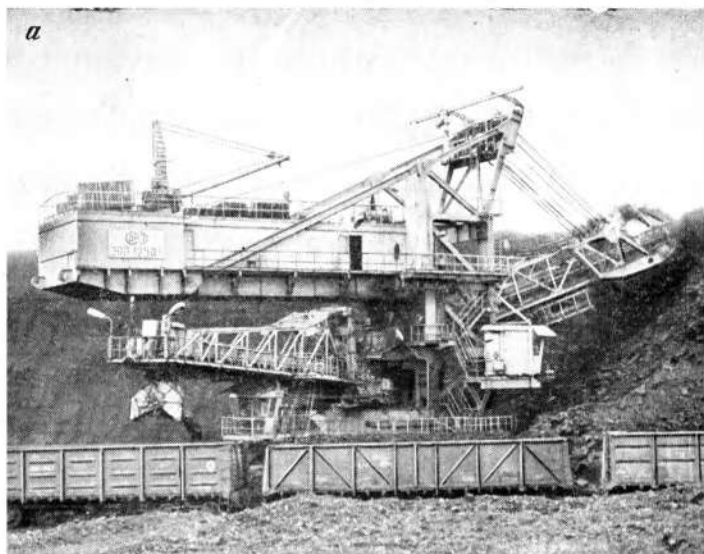


Рис. 2.12. Роторный экскаватор ЭРП-1250 (*a*) и его роторное колесо (*б*)

при скорости ветра до 20 м/с и температуре от +40 до -40°C.

В 1980 г. на разрезе «Центральный» введен в эксплуатацию роторный экскаватор ЭР-1250 с центробежным роторным колесом (рис. 2.13). Техническая



Рис. 2.13. Центробежное роторное колесо экскаватора ЭР-1250

Таблица 2.9

Показатели	Экскаваторы	
	ЭР-1250	SR6 (К)-470
Теоретическая производительность, м ³ /с	0,347	0,397
Расчетное усилие резания, МПа	1,75	1,85
Максимальная производительность, т/с	0,639	0,583
Число ковшей	10	10
Емкость ковша, л	190	190
Число разгрузок ковшей в секунду	4,7	4,7
Мощность двигателя привода роторного колеса, кВт	2×250	630
Высота разрабатываемого уступа, м	17	15,8
Радиус экскавации, м	27,56	29,5
Радиус разгрузки, м	22,6	22,6
Высота разгрузки, м:		
максимальная	6,5	6,0
минимальная	3,3	0,7
Ширина заходки, м	28	34,7

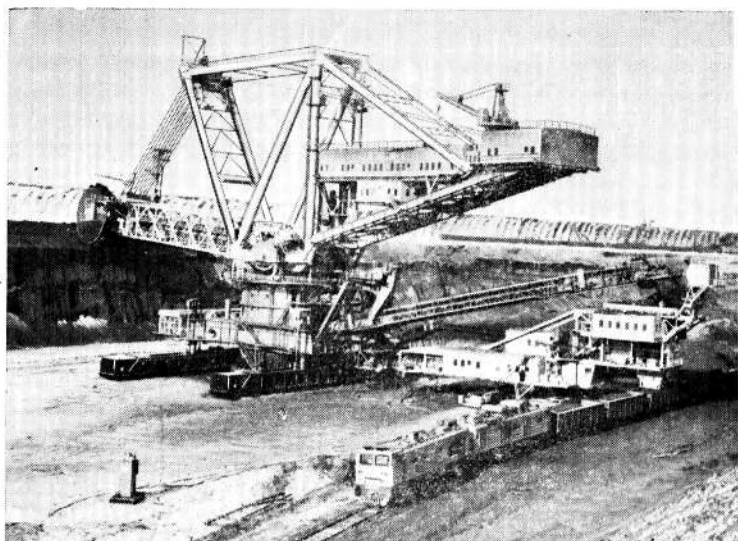


Рис. 2.14. Роторный экскаватор ЭРШРД-5000

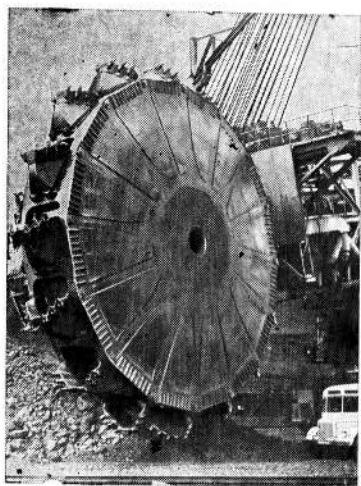


Рис. 2.15. Роторное колесо экскаватора ЭРШРД-5000

характеристика роторных экскаваторов ЭР-1250 и SRs(K)-(470) с центробежным роторным колесом приведена в табл. 2.9. В 1979 г. на разрезе «Богатырь» введен в эксплуатацию роторный экскаватор ЭРШРД-5000 (рис. 2.14 и 2.15), включающий погрузочно-дозировочное устройство ПДУ-5000 и самоходный кабелеукладчик.

Применительно к условиям Экибастузского бассейна модернизированы семь роторных экскаваторов SRs(K)-470 и два экскаватора SRs(K)-2000. На разрезе «Богатырь» испытаны зубья конструкции УкрНИИпроекта для экскаватора SRs(K)-470 [6]. В 1979 г. начата поставка на разрез



Рис. 2.16. Роторный экскаватор ЭРП-2500

«Богатырь» еще четырех роторных экскаваторов ЭРС(К)-2000.

В конце 1979 г. начались испытания роторного экскаватора ЭРП-2500 (рис. 2.16), предназначенного для разработки крепкого угля с удельным сопротивлением резанию до 1,4 МПа. При разработке угля и породных прослоек с коэффициентом крепости более 3 необходимо осуществлять взрывное рыхление массива.

Техническая характеристика экскаватора ЭРП-2500

Теоретическая производительность (в сырой массе), м ³ /с	0,694
Производительность, т/с	1
Диаметр роторного колеса, м	8
Число ковшей	18
Ширина конвейерной ленты, м	1,4
Высота уступа, м	21,4
Преодолеваемый уклон при работе, градусы	3
Радиус экскавации, м	32,6—31,4
Радиус разгрузки, м	28,7
Высота разгрузки, м	7,3—4,1
Ширина заходки, м	35
Угол откоса уступа, градусы	65
Скорость передвижения экскаватора, м/с	5
Подводимое напряжение, кВ	6

Мощность электродвигателей, кВт	3200
Удельное давление на основание, МПа	0,13
Масса, т	1680

Таблица 2.10

Годы	Добыча угля (тыс. т) роторными экскаваторами на разрезах			
	«Центральный»		«Богатырь»	
1966	53,2	(0,3)	—	—
1967	1058,6	(6,3)	—	—
1968	1900	(10,4)	—	—
1969	2520,6	(11,9)	—	—
1970	4379,8	(19,2)	—	—
1971	5475,5	(26)	5989	(98,8)
1972	6039,9	(27,3)	9653,2	(90,8)
1973	6743,8	(57)	12262,2	(85,8)
1974	11850,4	(55,1)	17257,9	(86,3)
1975	14070,3	(65,3)	22323,7	(92)
1976	12041,9	(63,4)	25672,7	(96,4)
1977	14161,6	(69,8)	27360,6	(93)
1978	16113,4	(79,6)	31499,5	(88,6)
1979	16381	(76,6)	34088,3	(90,2)
1980	16919,9	(83,4)	40230,5	(89,1)

Примечание. В скобках приведены данные в процентах к общей добыче угля.

В 1980 г. на разрезах объединения «Экибастузуголь» роторными экскаваторами добыто 57,15 млн. т угля (табл. 2.10).

2.6. Взрывное рыхление угольного массива

Целью взрывного рыхления угольного массива является уменьшение удельного сопротивления резанию до уровня, обеспечивающего нормальные условия эксплуатации и высокие показатели работы роторных экскаваторов. При сложном строении угольных пластов Экибастузского бассейна равномерность ослабления массива взрывом достигается путем дифференцированного рыхления, при котором более прочные слои породы и угля ослабляются в большей степени, чем менее прочные. При этом сохраняются структурные особенности пластов. С этой целью угольный массив по структурно-прочностным показателям разделен на четыре типа (табл. 2.11). Угольный массив I типа обрабатывается без взрывного рыхления. Для II, III и IV

Таблица 2.11

Тип угольного массива	Кoeffициент крепости	Удельная трещиноватость, м ⁻¹	Сцепление в массиве, МПа	Удельное сопротивление резанию, МПа
I. Угли слабые (выветрелые и нарушенные, сильно трещиноватые с прослойками слабых трещиноватых пород)	< 1	> 6—10	0,04—0,07	< 0,4
II. Угли средней крепости (сильно трещиноватые с прослойками трещиноватых пород ниже средней крепости)	1—1,5	4—6	0,07—0,1	0,4—1
III. Угли крепкие (с прослойками сильно трещиноватых пород мощностью до 1 м)	1,5—3	2—4	0,1—0,15	1—1,8
IV. Угли очень крепкие (средне- и малотрещиноватые с прослойками среднетрещиноватых пород мощностью > 1 м)	> 3	< 2	> 0,15	> 1,8

типов угольного массива экспериментальным путем установлены зависимости $k_F = f(q)$, по которым определяются значения q (удельный расход ВВ), обеспечивающие (по условиям нормальной эксплуатации роторных экскаваторов с паспортной производительностью) допустимое удельное сопротивление резанию (0,8—1 МПа). По удельному расходу ВВ определяется площадь, приходящаяся на скважинный заряд [7]. Диаметр скважинных зарядов принят равным 150 мм. Бурение скважин осуществляется буровыми станками СВБ-2М. Масса заряда в скважине зависит от высоты уступа и структурно-прочностных свойств угольного массива и изменяется от 40 до 130 кг. Расстояния между скважинами и рядами скважин определяются по известным формулам [8]. Максимальное и минимальное расстояния между скважинами не должны превышать 9 и 3 м соответственно. Для равномерного ослабления массива при высоте уступа более 10 м заряды рассредотачиваются на 2—3 части. Масса дополнительных зарядов изменяется от 20 до 40 кг. При наличии крепких мощных породных прослоек заряды располагают в них или в непосредственной близости от них, чтобы они охватывались зонами эффективного

Таблица 2.12

Параметры	Тип угольного массива		
	II	III	IV
Площадь, приходящаяся на скважинный заряд, м ²	64	49—64	42—49
Масса заряда в скважине, кг	60—70	80—90	100—120
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,06—0,07	0,1—0,12	0,17—0,21

дробления. Значения параметров буровзрывных работ при высоте уступа 16 м приведены в табл. 2.12.

С целью исключения нарушения структуры забоев применяются диагональные схемы короткозамедленного взрывания с использованием пиротехнического реле КЗДШ и детонирующего шнура. В качестве ВВ в основном применяется граммонит 79/21.

2.7. Селективная выемка угля роторными экскаваторами

Селективная выемка угля с нарезкой фронта добычных работ по простиранию при подвигании его вкрест простирания может осуществляться по следующим технологическим схемам:

узкими торцовыми заходками по простиранию с поочередной отгрузкой угля и породы в железнодорожный состав или на конвейер;

узкими боковыми заходками по простиранию с поочередной отгрузкой угля и породы в железнодорожный состав или на конвейер;

нормальными торцовыми заходками по простиранию с поочередной отгрузкой угля и породы в железнодорожный состав или на конвейер: с одного положения оси передвижения экскаватора без использования и с использованием управляемого обрушения, с двух положений оси передвижения экскаватора;

нормальными торцовыми заходками по простиранию с погрузкой угля и породы в железнодорожный состав при наличии двух путей или на двухниточный конвейер;

сдвоенными торцовыми заходками с погрузкой угля и породы в железнодорожный состав или на конвейер (через перегружатель);

широкими торцовыми заходками с погрузкой угля

и породы двумя экскаваторами на двухниточный конвейер;

спаренными широкими торцовыми заходками.

Селективная выемка угля с нарезкой фронта добычных работ вкрест простирания и подвиганием его по простиранию может осуществляться нормальными заходками вкрест простирания с поочередной погрузкой угля и породы в железнодорожный состав или на конвейер и спаренными заходками вкрест простирания с поочередной погрузкой угля и породы несколькими экскаваторами на двухниточный конвейер.

Селективная выемка угля с нарезкой фронта добычных работ по падению и подвиганием его по простиранию может осуществляться наклонными слоями по падению с погрузкой угля и породы на конвейер и широкими наклонными слоями по падению с погрузкой угля и породы несколькими экскаваторами на один двухниточный конвейер.

Практика показывает, что для обеспечения качественной селективной разработки наклонных и крутых сложноструктурных пластов разрезную траншею необходимо располагать у выхода кровли верхнего угольного пласта под наносы, а перемещение фронта добычных работ должно осуществляться от кровли верхнего пласта к нижнему. При несогласном залегании пластов с забоем возможна валовая или раздельная (выборочная) выемка угля из мощных пачек.

Выбор рациональных технологических схем разработки сложноструктурных угольных пластов роторными экскаваторами должен осуществляться на основании технико-экономического анализа с учетом возможных потерь и разубоживания угля, принятой степени селективности (минимальной мощности угольной пачки или породного прослойка, селективная выемка которого целесообразна по техническим возможностям экскаваторов и экономическим факторам), технических возможностей экскаваторов и их использования по производительности.

Потери и разубоживание угля. Чистота отработки угольных пачек и породных прослоек является одним из важнейших показателей селективной выемки, определяющих качество товарного угля. Методика определения потерь и разубоживания угля [9] учитывает направление и угол падения слоев, очередность отработки разнородных слоев в зоне контакта, местоположение кон-

такта в забое, диаметр ротора, вид стружек, различие в зольности соседних слоев и максимально допустимую зольность угля. Потери и разубоживание угля, кроме факторов, приведенных в методике, зависят и от крепости угля и пород. Поэтому чистота отработки контактов роторным экскаватором оценивалась отдельно для нескольких групп забоев. При селективной разработке взорванного угольного массива, состоящего из пачек угля и породных прослоек, мало отличающихся по зольности, точная отработка контакта затруднена из-за нечеткого отличия угля и породы как по внешнему виду, так и по крепости. В таких случаях машинист экскаватора для гарантии полной выемки угля, как правило, увеличивает объем разубоживающих пород. При разработке целика следование роторного колеса за контактом несколько облегчается и потери и разубоживание угля уменьшаются. На участках, сложенных чередующимися пачками низкозольного (зольность $< 40\%$) и высокозольного ($> 55\%$) угля, контакт уголь — порода четко прослеживается визуально. Машинист экскаватора чувствует границу смежных блоков по резкому изменению нагрузки двигателей роторного колеса и механизма поворота. В торцовых забоях нормальной ширины при раздельной выемке разнородных блоков на величину подвигания за цикл контакт может располагаться не на границе заходки, а впереди по ходу экскаватора. В таких условиях машинист экскаватора не может точно поддерживать заданные условия отработки контакта. Потери угля при этом близки к нормируемым потерям, а разубоживание в 2—3 раза выше. При несогласном откося уступа напластовании угольных пачек возможна лишь раздельная (выборочная) их выемка с большими потерями и разубоживанием, величина которых зависит от квалификации машиниста и контроля надзора за их работой. При надлежащем контроле за машинистами высокой квалификации потери и разубоживание угля, как показал опыт и замеры, могут не превышать нормируемых.

Анализ различных способов селективной выемки угля роторными экскаваторами позволил выделить следующие виды потерь при отработке контактов уголь — порода.

1. Потери, вызванные несоответствием криволинейной формы стружек плоской форме контакта.

2. Потери, вызванные несоответствием технических возможностей экскаватора (несоответствие горизонтального и вертикального углов подхода ротора к забою, диаметра роторного колеса, необходимость разработки верхнего слоя только вертикальными стружками и др.) условиям залегания пласта, что вызывает необходимость оставления части призмы породы, попадающей в угольный слой.

3. Комбинация потерь первых двух видов.

4. Потери, возникающие из-за невозможности раздельной выемки пачек угля по физическим возможностям машинистов экскаваторов и конструкции роторного колеса.

Кроме того, имеют место потери и разубоживание угля, обусловленные просыпанием из ковшей и недобором осыпей у откоса уступа. Объемы теряемого по этим причинам угля и примешиваемых пород составляют 1—2 м³ на 1 м длины заходки. Мощность теряемого слоя

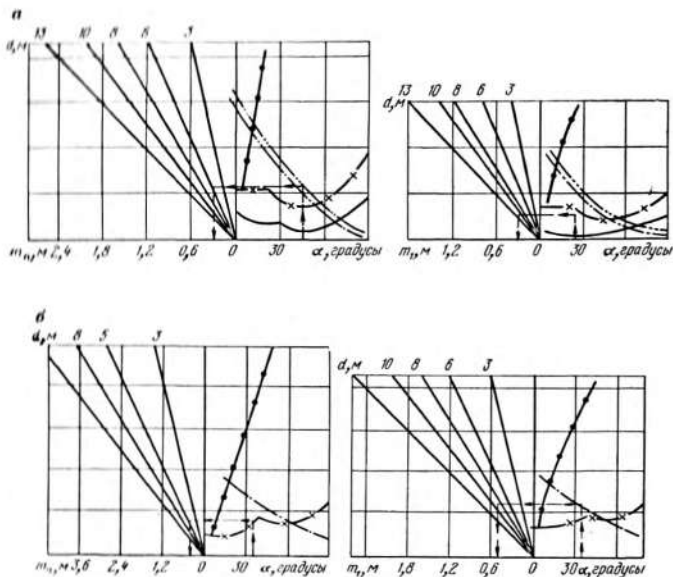


Рис. 2.17. Номограммы для определения потерь и разубоживания угля при селективной выемке:

a — для угольных пачек, залегающих согласно откосу уступа; b — то же, несогласно откосу уступа; d — диаметр роторного колеса; m — средняя мощность теряемого слоя угля; m_1 — средняя мощность слоя примешиваемых пород

угля при обработке контактов уголь — порода рекомендуется определять по номограммам (рис. 2.17) [3]. По мощности теряемого слоя угля выбирается рациональный способ селективной выемки. Номограммы построены при высоте $h_{\text{сл}}$ обрабатываемого слоя или глубине l_6 блока, равной 0,7 диаметра D_p роторного колеса. В случае меньшей или большей высоты разрабатываемого слоя мощность (м) теряемого слоя угля определяется по эмпирическим формулам:

при выемке угля вертикальными стружками

$$m'_n = m_n \left(\frac{h_{\text{сл}}}{h'_{\text{сл}}} \right)^{-1,8};$$

при выемке угля горизонтальными стружками

$$m'_n = m_n \frac{l_6}{l'_6},$$

где m_n — мощность теряемого слоя, м; $h'_{\text{сл}}$, l'_6 — соответственно высота обрабатываемого слоя и глубина блока, отличная от расчетной, м.

Потери угля зависят также от мощности вынимаемой угольной пачки или породного прослойка. При обработке горизонтальных и пологих угольных пластов горизонтальными стружками этот фактор учитывается поправочным коэффициентом

$$k_m = 1 - \frac{0,045}{6,5 D_p^{-1} (m_{\text{от}} - 0,08)},$$

где $m_{\text{от}}$ — мощность обрабатываемой пачки, м.

Минимальная мощность (м) обрабатываемой роторным экскаватором пачки определяется по формуле

$$m_{\text{от min}} = (0,33 D_p - t_{\text{ст}}) \cos \alpha,$$

где $t_{\text{ст}}$ — толщина стружки, м; α — угол падения пачки, градусы.)

Мощность слоя разубоживающих пород принимается равной половине теряемого слоя угля.

Степень селекции угольного пласта зависит от технических возможностей экскаваторов, зольности балансового угля, потерь и разубоживания, расстояния транспортирования и затрат на сжигание.

Эффективность использования роторных экскаваторов в торцовых и боковых забоях уменьшается с увеличением угла падения пласта, параметров экскаватора и

уменьшением мощности вынимаемой пачки. С уменьшением горизонтальной мощности отдельно вынимаемого слоя (на крутых пластах) уменьшается время выполнения операции резания и увеличивается время вспомогательных операций, что приводит к интенсификации процесса управления экскаватором. Исследования показали, что интервал времени между операциями управления, равный 4—5 с экскаватора SR_S(K)-470, является физическим пределом для машинистов экскаваторов. Поэтому минимальная ширина заходки (горизонтальная мощность вынимаемой пачки) должна приниматься по возможности наибольшей с учетом числа операций управления экскаватором и разгона (торможения) роторной стрелы. При селективной выемке пачек малой мощности потери и разубоживание угля вызывают изменение зольности пачек угля и прослоек углесодержащих пород. Зольность угольных пачек возрастает за счет разубоживающих пород. Зольность же прослоек углесодержащих пород уменьшается за счет теряемого угля. Это ведет к тому, что зольности угольных пачек и породных углесодержащих прослоек определенной мощности становятся одинаковыми (43—41%). Поэтому их раздельная выемка теряет смысл. Для обеспечения допустимой зольности товарного угля минимальная мощность (м) раздельно вынимаемого слоя должна удовлетворять условию

$$m_{\min y} \geq m_{\text{п}} + m_{\text{р}} \frac{\gamma_{\text{п}}}{\gamma_{\text{у}}} \left[\frac{A_{\text{п}}^{\text{с}} - A_{\text{д}}^{\text{с}}}{A_{\text{д}}^{\text{с}} - A_{\text{у}}^{\text{с}}} \right],$$

где $m_{\text{р}}$ — мощность разубоживающего слоя породы, м;
 $\gamma_{\text{у}}$, $\gamma_{\text{п}}$ — плотность соответственно угля и породы, т/м³;

$A_{\text{д}}^{\text{с}}$, $A_{\text{п}}^{\text{с}}$, $A_{\text{у}}^{\text{с}}$ — соответственно предельно допустимая зольность товарного угля, зольность прослойка, относимого во внутреннюю вскрышу, зольность отдельно вынимаемого угольного слоя, %.

Как показали расчеты, для условий Экибастузского бассейна минимальная мощность отдельно вынимаемого слоя при использовании роторных экскаваторов теоретической производительностью 0,278—0,347 и 0,694 м³/с составляет соответственно 1 и 2—3 м. Аналогичные данные получены, исходя из затрат на добычу и транспортирование угля потребителям и на производство электроэнергии.

Производительность роторного экскаватора. Теоретическая производительность ($\text{м}^3/\text{с}$) роторного экскаватора определяется по формуле

$$Q_{\text{т}} = E n_{\text{с}} \leq Q_{\text{кон}},$$

где E — вместимость ковша с учетом заполнения подковшового пространства на 50%, м^3 ; $n_{\text{с}}$ — число разгрузок ковшей в секунду; $Q_{\text{кон}}$ — производительность конвейеров, $\text{м}^3/\text{с}$.

Техническая производительность ($\text{м}^3/\text{с}$) роторного экскаватора

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{т}} \frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} \frac{t_{\text{р}}}{t_{\text{р}} + t_{\text{п}}},$$

где $k_{\text{н}} = 0,8 \div 1,1$ — коэффициент наполнения ковшей; $k_{\text{р}} = 1,1 \div 1,4$ — коэффициент разрыхления горной массы; $t_{\text{р}}$ — продолжительность непрерывной работы экскаватора при одном направлении движения рабочего органа, с; $t_{\text{п}}$ — продолжительность перемены направления движения рабочего органа, с.

Эксплуатационная производительность роторного экскаватора определяется с учетом потерь времени на приемку смены и осмотр экскаватора, смазку, обмен подвижного состава. Сменная эксплуатационная производительность (м^3) определяется по формуле

$$Q_{\text{экс}} = Q_{\text{тех}} T_{\text{см}} k_{\text{в}},$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, с; $k_{\text{в}}$ — коэффициент использования экскаватора во времени.

Забойная производительность роторного экскаватора определяется по формуле [10]

$$Q_{\text{з}} = [Q_{\text{т}} k_{\text{э}} k_{\text{п}} \eta k_{\text{у.п}}],$$

где $k_{\text{э}} = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент экскавации, зависящий от конструкции рабочего органа и типа стружек; $k_{\text{п}}$ — коэффициент полезной работы роторного колеса, равный отношению объема попруженной горной массы к объему срезанной стружки (для гравитационного роторного колеса без промежуточных режущих элементов и с ними он равен 0,8—0,85 и 0,9—0,95 соответственно; для центробежного роторного колеса он равен 0,95—0,97); η — коэффициент, учитывающий уменьшение производительности экскаватора за счет несоответствия фактического удельного сопротивления резанию и развиваемого экскаватором усилия; $k_{\text{у.п}}$ — коэффициент,

учитывающий уменьшение производительности экскаватора из-за серповидности срезов и выполнения вспомогательных операций.

Для экскаваторов с невыемной стрелой при ширине заходки более 4 м и высоте уступа, близкой к конструктивной высоте экскавации, коэффициент $k_{y.п}$ определяется по эмпирической формуле

$$k_{y.п} = 0,83 - \frac{1,3 Q_T}{1470 A + Q_T} + 1,2 \cdot 10^{-5} Q_T,$$

где A — ширина заходки, м.

Технологические возможности роторного экскаватора при селективной выемке угля. В качестве критериев при оценке технологических возможностей роторного экскаватора в условиях селективной выемки сложеноструктурных пластов приняты коэффициент $k_{п}$ технологических потерь угля при выемке отдельной пачки, коэффициент $k_{и}$ извлечения угольной пачки, средняя зольность $A_{ср}^c$ добытого из отдельной пачки угля, минимальная мощность m_T отдельно вынимаемого слоя угля [11], определяемые по формулам:

$$k_{п} = \frac{h_c \cos \alpha}{4 m_{и}};$$

$$k_{и} = 1 - \frac{h_c \cos \alpha}{4 m_{и}};$$

$$A_{ср}^c = A_y^c + \frac{(A_{п}^c - A_y^c) h_c \cos \alpha}{4 m_{и}};$$

$$m_T \geq \frac{h_c \cos \alpha (A_{п}^c - A_y^c)}{4 (A_{д}^c - A_y^c)},$$

где h_c — высота обрабатываемого слоя, м; α — угол падения пачки, градусы; $m_{и}$ — нормальная мощность вынимаемой пачки угля, м.

Расчетные значения критериев оценки приведены в табл. 2.13, из которой видно, что технологические возможности роторного экскаватора при селективной выемке угля горизонтальными стружками выше, чем вертикальными. Использование этих возможностей будет способствовать уменьшению зольности и потерь угля.

При использовании роторных экскаваторов технологические схемы селективной выемки угля должны удовлетворять требованиям улучшения качества угля за счет

Таблица 2.13

Критерии оценки	При выемке угля горизон- тальными стружками				При выемке угля вертикаль- ными стружками			
	Мощность слоев, м							
	0,5	1	2	3	0,5	1	2	3
$k_{п}, \%$	7,5	3,7	1,8	1,2	100	50	25	16,6
$k_{н}, \%$	92,5	96,3	98,2	98,9	0	50	75	83,4
$A_{ср}^c, \%$	33,0	31,6	30,8	30,7	70,0	50	40	36,5
$m_T, м$	0,3—0,4				1,6—2,2			

усреднения его в забое и уменьшения разубоживания, уменьшения эксплуатационных потерь, максимального использования экскаватора по производительности и обеспечения его длительной и безаварийной работы. При этом должны учитываться структурно-прочностные свойства угольного массива, зольность, мощность, угол наклона угольных пачек и породных прослоек, расположение и порядок их чередования в забое.

На угольных разрезах Экибастузского бассейна наибольшее применение нашли следующие технологические схемы отработки уступа:

узкими торцевыми заходками;

торцевыми заходками нормальной ширины с отдельной выемкой угольных пачек и породных прослоек;

с использованием управляемого обрушения;

с двух положений оси передвижения экскаватора.

Технологическая схема отработки уступа узкими торцевыми заходками. При этой схеме уступ обрабатывается узкими торцевыми заходками. Выемка угля осуществляется вертикальными и горизонтальными стружками (в случае угла наклона напластований до $60-65^\circ$) или вертикальными стружками (если угол наклона напластований более 65°). При этом экскаватор располагается на максимальном расстоянии от разрабатываемого контакта. Однако область применения этой схемы ограничивается минимально возможным углом откоса уступа, который при полном использовании линейных параметров экскаваторов зависит от горизонтального угла подхода роторного колеса к забою, допустимого безопасного расстояния от нижней бровки уступа до выступающей части ходовой тележки, длины роторной стрелы и устойчивости откоса уступа. Экскаватор ЭРГ-400Д мо-

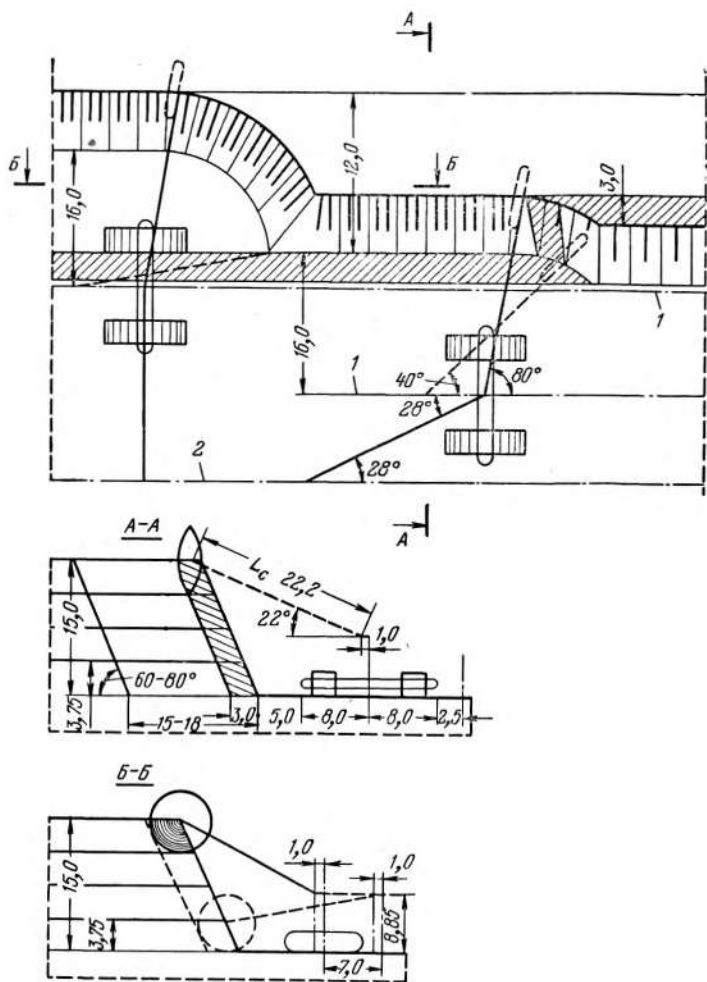


Рис. 2.18. Схема обработки уступа узкими торцовыми заходками:
 1 — ось движения экскаватора; 2 — ось железнодорожного пути

жет обрабатывать уступ высотой 15 м левым забоем при угле откоса уступа от 40 до 60°, а экскаватор ЭРГ-400ДЦ — уступ высотой 17 м при угле откоса уступа от 60 до 80°. Минимальный угол откоса уступа при работе экскаватора SRs(K)-470 в правой и левой заходке со-

ставляет соответственно 65 и 60°. При этом обеспечивается отработка уступа высотой 17 м. Следовательно, экскаватор SR_s(K)-470 может обрабатывать уступ узкими торцовыми заходками с углом откоса уступа 60—80°, т. е. равным углу падения пачек (рис. 2.18). Минимальная ширина заходки (горизонтальная мощность угольной пачки или породного прослойка при расположении контакта на максимальном удалении от оси движения экскаватора), равная 3 м, установлена при использовании роторных экскаваторов теоретической производительностью 0,278—0,347 м³/с. Исследования показали, что заходка шириной 3 м является физическим пределом для машинистов экскаваторов при ручном управлении. Потери и разубоживание угля в этом случае минимальны. Дальнейшее уменьшение ширины заходки возможно лишь при программном управлении экскаватором.

При отработке уступа узкими торцовыми заходками значительно уменьшается производительность экскаватора. Так, при ширине заходки 3, 5 и 10 м забойная производительность экскаватора уменьшается соответственно на 40, 26 и 14% (по сравнению с заходкой нормальной ширины). Кроме того, возникает необходимость дополнительных передвижек забойных путей, что ведет к увеличению трудоемкости добычи и себестоимости 1 т угля. С целью уменьшения потерь и разубоживания угля и предотвращения обрушений необходимо угол откоса уступа поддерживать равным углу падения пачек. Схема отработки уступа узкими торцовыми заходками удовлетворяет требованиям селективной выемки угля.

Технологическая схема отработки уступа торцовыми заходками нормальной ширины с раздельной выемкой угольных пачек и породных прослоек. Отработка уступа по этой схеме осуществляется следующим образом. При высоте уступа, равной максимальной высоте экскавации, верхний слой, равный 0,7 диаметра роторного колеса, вынимается вертикальными стружками, а остальные слои — горизонтальными стружками до встречи с породными прослойками или с угольной пачкой (рис. 2.19). При этом производительность экскаватора увеличивается на 15—20% (по сравнению с выемкой вертикальными стружками). Иногда выемка верхних слоев вертикальными стружками приводит к большим потерям или разубоживанию угля.

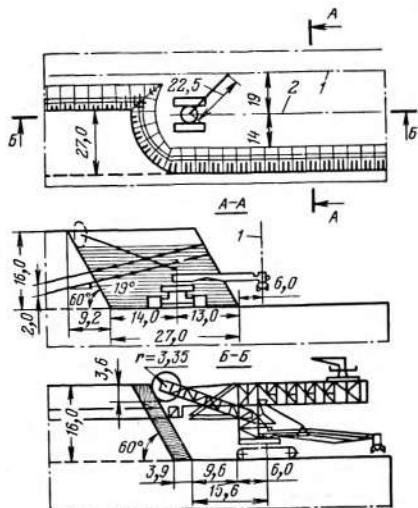


Рис. 2.19. Схема обработки уступа торцовыми заходками нормальной ширины с одного положения оси передвижения роторного экскаватора:

1 — ось железнодорожного пути; 2 — ось хода экскаватора

В таких случаях выемка всех слоев осуществляется горизонтальными стружками. Угольные пачки и породные прослойки вынимаются последовательно и грузятся в угольный или породный состав. При использовании экскаваторов SRs(K)-470 и ЭРП-1250 погрузка осуществляется на один железнодорожный путь (возможно и на два), а в случае использования экскаваторов SRs(K)-2000 и ЭРШРД-5000 на два железнодорожных пути. На один из них при необходимости подается под погрузку угольный, а на другой — породный состав. Потери и разубоживание угля для условий разрезов «Богатырь» и «Центральный» на 20—25% ниже, чем при валовой выемке. В тех случаях, когда наблюдается частое переслаивание угольных пачек и породных прослоек малой мощности (менее 1—2 м), а зольность горной массы превышает допустимую, выемка слоев осуществляется вертикальными стружками с погрузкой горной массы в породные составы.

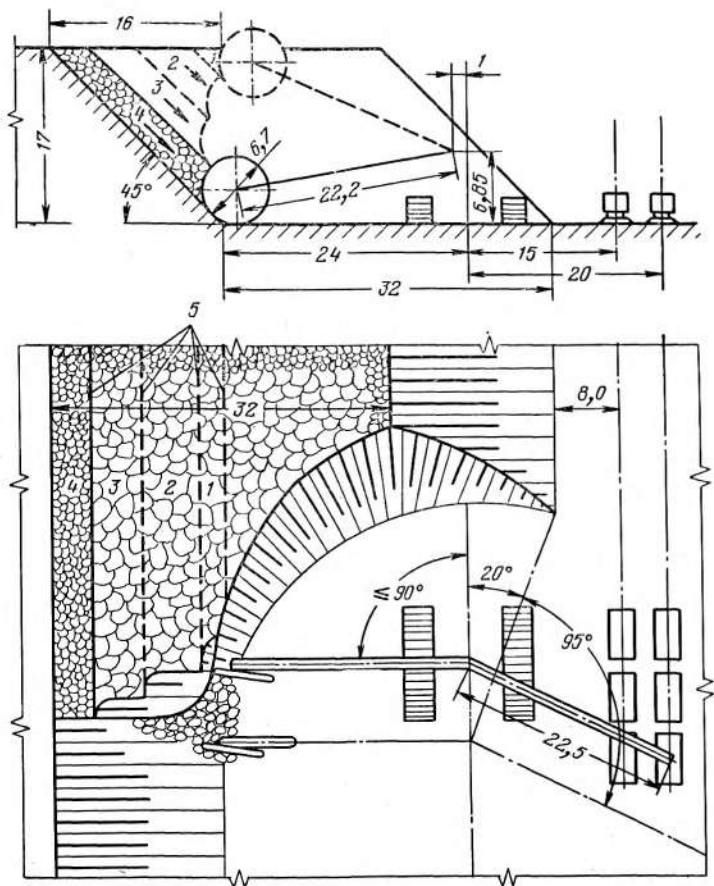


Рис. 2.20. Схема обработки уступа с использованием управляемого обрушения:

1—4 — заходки экскаватора; 5 — линии управляемого обрушения

Технологическая схема обработки уступа с использованием управляемого обрушения массива. При этой схеме часть уступа, примыкающая к откосу, обрабатывается при управляемом обрушении отдельных слоев массива (рис. 2.20), предварительно ослабленного взрывом, и максимальном использовании параметров роторного экскаватора. В этом случае роторная стрела поворачивается в сторону откоса уступа, как правило,

на 90° . С увеличением высоты уступа и уменьшением угла наклона пластов ширина заходки увеличивается на 16 м (при работе экскаватора ЭРГ-400ДЦ). Однако при выемке крепких углей и небольшом угле откоса уступа ($40-50^\circ$) производительность роторного экскаватора уменьшается при обработке выполаживающегося участка каждого слоя, а также примыкающего к боковому откосу участка верхнего слоя. Для обеспечения нормальной производительности экскаватора в таких случаях необходимо чередовать неполный поворот роторной стрелы в обе стороны с последующим полным поворотом. Кроме того, для обеспечения нормального процесса экскавации предельный угол поворота экскаватора в плане в сторону выработанного пространства (по нижнему слою) принимается не более $25-30^\circ$, так как при больших углах происходит выталкивание угля роторным колесом за пределы заходки и производительность экскаватора уменьшается. Такой способ отработки уступа позволяет повысить производительность роторных экскаваторов ЭРГ-400ДЦ и SRs(K)-470 на $13-14\%$.

Селективная выемка угля ведется с двух положений оси передвижения экскаватора. С первого положения (на максимальном расстоянии от железнодорожного пути) отгружается уголь (или порода), расположенный на откосе уступа со стороны железнодорожного пути. Со второго положения производится выборочная отработка остальной части уступа. Выемка прослоек ведется, как правило, по всей высоте уступа.

Применение данной технологической схемы позволило увеличить ширину заходки до $30-32$ м. В результате затраты на передвижку железнодорожных путей и контактной сети уменьшились на 25% , производительность экскаватора увеличилась на 42% , а энергоемкость экскавации снизилась на $45-50\%$. Уменьшились потери и разубоживание угля. Зольность товарного угля снижена на $0,7\%$. Повысилась безопасность ведения горных работ за счет ликвидации обвалов крупных кусков. Последнее стало возможным благодаря уменьшению сцепления между отдельностями взорванного массива.

Технологическая схема отработки уступа с двух положений оси передвижения роторного экскаватора. На некоторых участках разреза «Центральный» угольные

пласты падают под углом 80° (падение в сторону выработанного пространства). При угле откоса уступа более 60° происходит подрезка слоев, которые сползают и обрушаются по плоскостям напластования. Обрушение слоев происходит в момент их экскавации, что часто приводит к повреждению экскаваторов. Простой экскаватора SRs (K)-470 из-за обрушения откоса уступа достигали 15% рабочего времени. Для предотвращения обрушений необходимо, чтобы угол откоса уступа был равен углу падения слоев. Однако применяемые роторные экскаваторы не в состоянии обеспечить заоткоску уступа под углом менее 60° без значительного уменьшения высоты уступа (в 2 раза) или ширины заходки. В связи с этим была разработана технологическая схема селективной выемки угля торцовым забоем нормальной ширины с двух положений оси передвижения экскаватора (рис. 2.21). При валовой выемке экскаватор устанавливают на максимальном расстоянии от железнодорожного пути у нижней бровки откоса уступа. С этого положения экскаватор вертикальными стружками вынимает на глубину блока два верхних слоя мощностью по 4 м. Затем экскаватор перемещается ближе к железнодорожному пути и вынимает два нижних слоя. В случае селективной выемки угля отработка уступа производится в следующем порядке. С положения II оси передвижения экскаватора отгружается уголь (или порода), расположенный со стороны железнодорожного пути. Затем с положения I отрабатывается верхняя часть уступа. После этого экскаватор снова перемещается в положение II и отрабатывает нижнюю часть уступа. Уменьшение производительности экскаватора из-за уменьшения угла откоса уступа и дополнительных перемещений компенсируется уменьшением аварийных простоев, вызванных обрушением откоса уступа. Часовая производительность экскаватора при выемке с двух положений на 8—12% выше, чем при работе с одного положения. При этом зольность товарного угля уменьшается на 1,5%. Эта схема применяется при отработке угольного массива, не требующего буровзрывного рыхления и имеющего удельное сопротивление резанию не более 0,8 МПа.

Внедрение рассмотренных выше технологических схем разработки позволило снизить потери угля и получить дополнительно около 4 млн. т кондиционного

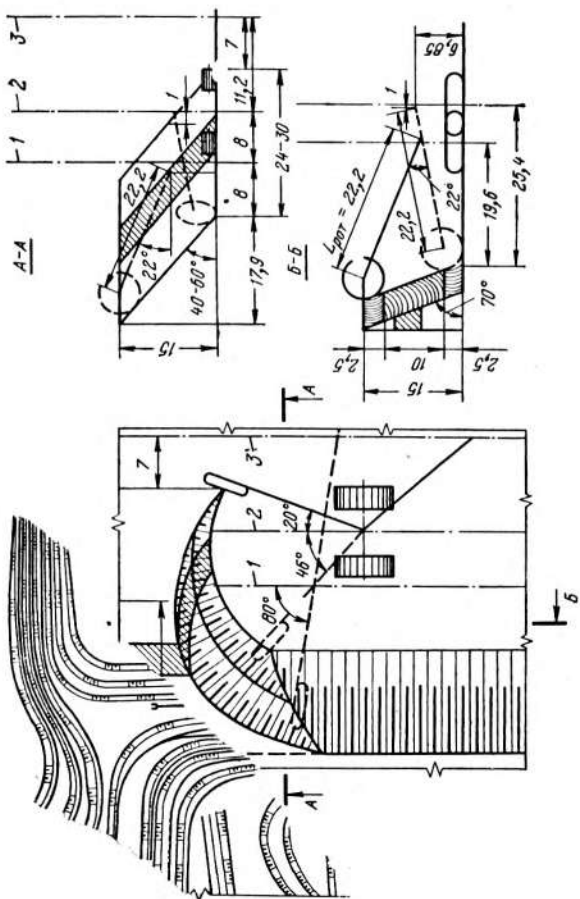


Рис. 2.21. Схема отработки уступа с двух положений оси передвижения роторного экскаватора:

1 — I положение оси передвижения экскаватора; 2 — II положение; 3 — ось железно-дорожного пути

Годовая производительность, тыс. т

Экскаваторы	1971 г.	1972 г.	1973 г.	1974 г.	1975 г.	1976 г.	1977 г.	1978 г.	1979 г.	1980 г.
SRs (K)-470 № 1	2533,3	2114,5	2921,4	1001,5	4167,5	3739,5	2442,3	1610,9	2566,2	2524807
» № 2	2258,6	2192,1	2839,3	2965,6	3318,3	4412,3	2603,3	2855,7	2771,3	2049255
» № 3	897,5	2595	1760,5	3855,4	3140	2240,4	2267,4	3300,1	1780,8	2090538
» № 4	2995,7	2612	2293,1	1175,5	2344,3	4241,2	3420,9	3246,6	1728	2334165
Rs (K)-2000 № 5	—	139,6	2345	4410,2	3322,6	3576,5	5792,5	5481,2	3533,1	5561367
» № 6	—	—	103,9	3825,4	6030,5	5954,6	4792,5	5100	4899,5	4774547
» № 7	—	—	—	—	—	1508,1	5726,4	6978	7274,3	6546679
» № 8	—	—	—	—	—	—	315	2926,9	2246,2	3573966
» № 9	—	—	—	—	—	—	—	—	1461	1883145
» № 10	—	—	—	—	—	—	—	—	5818,4	7666084
Итого	1036,5	2951,4	3661,1	2181,8	2252,2	1233,1	3091,3	2833,8	3890,4	1810823
Итого	3088,5	—	2638,9	2748	2026,8	2142	2431,8	3142,6	2169,8	—
	—	—	—	2474,4	3374,1	2909,8	3344,8	3356,3	3613,7	2899321
	—	—	—	—	—	—	—	—	1216,9	3485345
	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2698066
	—	—	443,7	2669,8	2862,7	2717,3	2018,6	3326,1	3107,4	2968239
	—	—	—	1776,4	3554,5	3040,5	3275,1	3454,4	2383,2	3058159
	—	—	—	—	—	—	—	—	9200	1225978

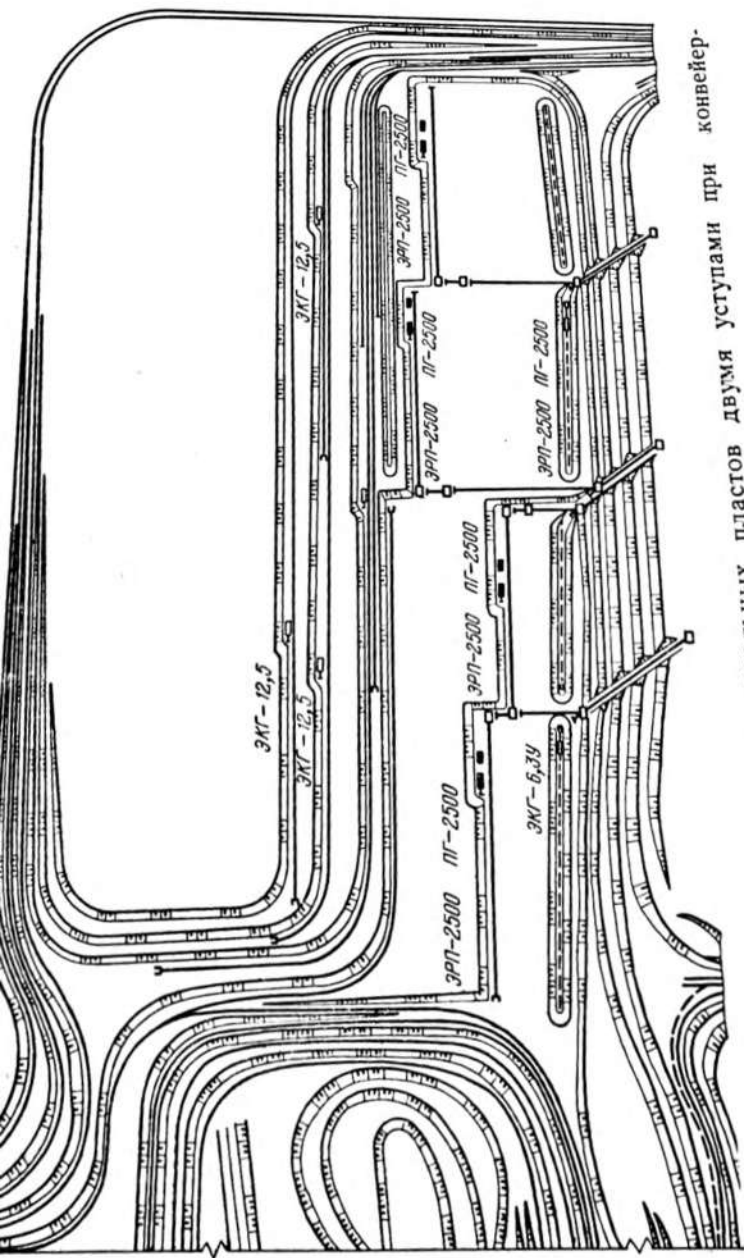


Рис. 2.29. Схема отработки угольных пластов двумя уступами при конвейерном транспорте на разрезе «Восточный»

портом. I вариант — разработка пластов одним уступом (рис. 2.28), II вариант — разработка пластов двумя уступами (рис. 2.29).

Вскрытие добычных горизонтов осуществляется тремя наклонными траншеями (угол наклона 15°), расположенными на восточном стационарном борту разреза. В северной и южной траншеях укладывается по одному наклонному конвейеру, а в центральной траншее — два наклонных конвейера.

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 наклонных траншей не выводится на рабочие площадки добычных горизонтов, а заглубляется под углом 15° настолько, чтобы подходящие соединительные конвейеры оказались вне торцевой части наклонной траншеи. От экскаваторов ЭРП-2500 уголь транспортируется по четырем конвейерным линиям системой забойных, телескопических, соединительных и подъемных конвейеров. Передвижку забойных конвейеров предусмотрено осуществлять после отработки двух экскаваторных заходок шириной по 35 м. Отработка заходок осуществляется с использованием перегружателя ПГ-2500/35. Соединительные конвейеры наращиваются на длину телескопического конвейера (80 м). Переукладка забойных, телескопических и соединительных конвейеров предусматривается после отработки запасов по горизонту через 2 года при одноуступной схеме и через 4 года при двухуступной. Направление отработки принято от почвы пласта 3 к кровле пласта 1 с подвиганием фронта добычных работ вкrest простирания угольных пластов горизонтальными слоями при высоте уступа 20 м. При I варианте разработка пластов принята с разделением фронта добычных работ на два крыла, которые обрабатываются четырьмя экскаваторными блоками длиной по 700 м. По II варианту горизонты предусмотрено обрабатывать четырьмя экскаваторными блоками длиной по 1400 м.

Уголь пластов 1 и 2 транспортируется к центральному подъемнику по соединительным конвейерам, расположенным на временном целике. Временный целик обрабатывается на соединительный конвейер, укладываемый для транспортирования угля пластов 1,2 с пра-

вого крыла разреза. При отработке пласта 3 забойные конвейеры каждого комплекса работают навстречу друг другу к соединительным конвейерам северного и южного подъемников.

При отработке пластов 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. При II варианте необходимо иметь минимальное опережение по глубине левого крыла разреза на один горизонт.

Анализ рассмотренных выше вариантов показывает, что одноступенная разработка обеспечивает относительно простую схему конвейерных линий при минимальной протяженности забойных конвейеров (2800 м), минимальное расстояние транспортирования угля, большую концентрацию добычных работ, расположение всех экскаваторных блоков на одном горизонте. Годовое продвижение фронта добычных работ составляет 340 м. Малая длина экскаваторных блоков ведет к стесненным условиям при подготовке новых горизонтов и к более высокому коэффициенту вскрыши. При двухступенной разработке усложняется схема конвейерных линий (длина забойных конвейеров увеличивается до 5600 м).

Размещение четырех экскаваторных блоков на двух горизонтах усложняет подъезд автосамосвалов. При этом меняются направления транспортирования угля при переходе добычных работ с пласта 3 на пласты 1 и 2 и возникает необходимость отработки целиков под соединительные конвейеры. Уменьшаются также текущий коэффициент вскрыши и темпы годового продвижения фронта работ до 170 м, повышается срок службы горизонта.

Нарезка новых горизонтов в почве пласта предусмотрена экскаваторами ЭРП-2500. После отработки части запасов на основном горизонте экскаватор переводят на нарезку нового горизонта. Экскаватор в комплексе с перегружателем ПГ-2500/70 производит погрузку угля на то же положение забойного конвейера основного горизонта.

Такое решение позволяет совместить погрузку угля одним роторным экскаватором на одно положение забойных конвейерных линий, сократить работы по монта-

жу и демонтажу последних, создать запас времени (не менее года) для углубки траншей под угольные подъемники и монтажа новых конвейерных линий на новом горизонте. Начало нарезки нового добычного горизонта определяется при подвигании фронта работ от стационарного борта на расстояние, обеспечивающее нарезку.

Аналогичные технологические схемы разработки при использовании конвейерного транспорта могут быть рекомендованы для разреза «Богатырь».

На разрезе «Центральный» где работы ведутся на двух бортах, а длина поля разреза равна 8 км, угольные подъемники должны располагаться в наклонных стволах за пределами контура разреза. Поле разреза должно быть разделено на несколько блоков. Добычные уступы целесообразно разрабатывать роторными экскаваторами ЭРП-1250.

2.11. Направления концентрации добычных работ и интенсификации использования мощного добычного оборудования

Решающим фактором улучшения экономики открытых разработок является повышение концентрации добычных работ, которая сопровождается увеличением нагрузки на один разрез. В условиях Экибастузского бассейна увеличение нагрузки на разрез целесообразно до определенных пределов. Для установления оптимальной концентрации добычных работ по разрезу в условиях мощных сложноструктурных пластов необходимо определить оптимальные параметры забоя. При этом значения максимальных параметров концентрации добычных работ ограничиваются оптимальными показателями селективной выемки угля, уровнем его потерь и разубоживания, долевым соотношением отдельных пластов в общем объеме добычи, числом роторных экскаваторов, приходящимся на один транспортный выход, условиями залегания пластов, шириной рабочих площадок, скоростью нарезки новых горизонтов. Ниже на примере разреза «Богатырь» произведено технико-экономическое сравнение технологических схем разработки с применением роторных экскаваторов ЭРП-1250, ЭРП-2500, ЭРП-5000. Результаты сравнения приведены в табл. 2.17.

Таблица 2.17

Показатели	Экскаваторы		
	ЭРП-1250	ЭРП-2500	ЭРП-5000
Возможное (по условиям залегания пластов) число одновременно обрабатываемых добычных уступов	4	2	1
Число экскаваторов	16	8	4
Годовая производительность, экскаваторов, млн. т	2,3—3,3	4,8—6,8	7,5—10,7
Годовая производительность разреза, млн. т	49	50	39
Высота уступа, м	12	20	24
Ширина заходки, м	30	50	70
Годовое подвигание фронта добычных работ, м	161	198	280
Протяженность фронта добычных работ, приходящаяся на 1 млн. т угля, м	474	218	163
Коэффициент потерь прослойка	0,212	0,344	0,408
Коэффициент разубоживания прослойка	0,132	0,192	0,248
Зольность угля при селективной выемке, %	36,7	37,9	38,4
Затраты, приведенные к одному моменту оценки, млн. руб.	485	398	836

На разрезах объединения «Экибастузуголь» достигнуты высокие показатели концентрации добычных работ. Так, в 1980 г. нагрузка на разрез составляла 90,9 тыс. т угля в сутки, а нагрузка на забой — от 3 до 7 млн. т угля в год. Выход угля с 1 м забоя изменялся от 1570 до 3900 т, а длина фронта добычных работ, приходящаяся на 1 млн. т угля, — от 340 до 800 м. В дальнейшем указанные показатели будут улучшаться за счет ввода новых мощностей на действующих разрезах и строительства новых мощных разрезов, полной замены на добыче угля одноковшовых экскаваторов роторными, повышения степени использования добычного оборудования, широкой конвейеризации доставки угля, внедрения автоматизированного управления технологическими процессами.

Одним из факторов, обеспечивающих увеличение концентрации работ в забое, является интенсификация

использования добычного оборудования. Но интенсификация горных работ сопровождается такими отрицательными явлениями, как рост темпов углубки горных работ, увеличение расстояния транспортирования угля, усложнение трассы движения. Для ликвидации их последствий требуются новые прогрессивные решения [16]. Добычные работы на разрезе «Центральный» ведутся на глубине 150 м, на разрезе «Богатырь» — на глубине 90 м. Углубка горных работ составляет 8—12 м в год. Наиболее трудоемким является процесс транспортирования угля. Затраты труда на транспортирование угля составляют 50—55% общих затрат труда на добычу.

В условиях Экибастузского бассейна основными направлениями интенсификации использования мощного добычного оборудования являются повышение темпов нарезки новых добычных горизонтов с использованием роторных экскаваторов и перегружателей, строительство двух путей в каждом забое роторного экскаватора, обменных пунктов, обеспечивающих удаление экскаватора от обменного пункта на расстояние не более 1,5 км, применение конвейеров для транспортирования угля от забоя до поверхности, равномерная подача порожних вагонов, сокращение сроков ремонта роторных экскаваторов.

По мере углубки горных работ уменьшается длина рабочей зоны. Так, на глубине 200, 300 и 500 м она составит соответственно 16, 15 и 11 км. Для обеспечения намечаемых объемов добычи в изменяющихся условиях необходимо заменить роторные экскаваторы по мере их износа более мощными экскаваторами ЭРП-2500 (на разрезе «Центральный») и ЭРШРД-5250 (на разрезах «Богатырь» и «Восточный»). Замену необходимо приурочивать к переходу горных работ на участки с более пологим залеганием угольных пластов, горизонтальная мощность которых обеспечивает размещение крупных роторных экскаваторов. Одновременно с этим необходимо увеличить число добычных уступов до трех, принять ступенчатую форму дна разреза (по простиранию пластов). За счет указанных рекомендаций сохраняются на достигнутом уровне длина экскаваторного блока и число экскаваторов на один транспортный выход (не более двух).

3. КАЧЕСТВО УГЛЯ

3.1. Качественная характеристика угольных пластов

Угли Экибастузского бассейна сильно минерализованы и представлены блестящими, полублестящими, полуматовыми и матовыми разностями. Минерализация углей увеличивается с ростом глубины, достигая максимума в пластах ашлярикокой и нижней части карагандинской свит. И после обогащения угли содержат значительное количество минеральных примесей (до 15,7%). По степени метаморфизма угли относятся к газовым, жирным и коксовым. Данные, характеризующие плотность и зольность углей и углистых пород, приведены в табл. 3.1.

Экибастузские угли характеризуются высокой зольностью, обусловленной большой насыщенностью их тонкодисперсными минеральными примесями, которые представлены каолинитом (54%), кварцем (28%), сидеритом (10%), кальцитом (5%), гипсом (2%) и магнезитом (1%).

Общей закономерностью для бассейна является некоторое увеличение зольности углей с ростом глубины и в зонах разрывных нарушений в основном за счет замещения угольных пачек породными прослойками. Данные, характеризующие долю углей с различной зольностью, приведены в табл. 3.2.

Содержание рабочей влаги изменяется в пределах 5—11%. С ростом глубины содержание рабочей влаги

Таблица 3.1

Угли и породы	Плотность, т/м ³	Зольность, %	Коэффициент пористости
Угли с зольностью, %:			
≤20	1,29	16,4	11,7
20—30	1,37	25,5	12,2
30—40	1,47	35,0	10,4
40—45	1,55	42,3	9,9
45—50	1,64	46,8	9,4
Углистые породы с зольностью более 50%	1,89	60,6	6,9
Аргиллиты, алевролиты, песчаники	2,26	78,2	0,9

Таблица 3.2

Пласты	Доля (%) углей зольностью, %							
	<15	15—20	20—25	25—30	30—35	35—40	40—45	45—50
1	1	6	12	26	32	11	8	4
2	2	11	23	30	17	9	7	1
3	3	3	12	18	15	22	14	13

уменьшается, что указывает на возрастающую плотность углей. Содержание фосфора до глубины 200 м изменяется от 0,02 до 0,08%, ниже глубины 200 м — от 0,062 до 0,108. Выход летучих веществ составляет 25—28%. Содержание серы изменяется от 0,5 до 0,8%.

Теплота сгорания рядового угля изменяется от 30,6 до 33,2 МДж/кг. Использованию углей для целей коксования препятствуют слабая их спекающая способность и высокое содержание в них золы, не поддающейся отделению путем обогащения. При сухой перегонке угли дают малый выход смол (до 5% на горючую массу). Поэтому они не могут быть рекомендованы для технологической переработки методом полукоксования. Первичный газ экибастузских углей обладает высокой теплотой сгорания (20,2—26 МДж/г). Зола экибастузских углей обладает тугоплавкостью и повышенной абразивностью. Последняя ведет к усиленному износу поверхностей котлов при пылевидном сжигании. Угли труднообогатимы (что объясняется содержанием тонких фракций минеральных примесей), поэтому для использования в коксохимической промышленности они непригодны.

Зона газового выветривания углей распространяется на глубину 200 м. Интенсивное нарастание газоносности (до 10 м³ на 1 т горючей массы угля) наблюдается на глубине от 200 до 300 м. На участках максимального погружения пластов газоносность не превысит 20 м³ на 1 т горючей массы. Газоносность вмещающих пород и породных прослоек не превысит 3 м³ на 1 т породы. Основными компонентами газовой выделения являются метан и азот. Угольная пыль является взрывоопасной.

Многолетняя (с 1955 г.) практика использования экибастузских углей в качестве энергетического топлива показала высокую эффективность их пылевидного сжигания на крупных тепловых электростанциях.

3.2. Прогнозирование зольности угля в зависимости от технологии выемки

Известно, что качество добываемого угля зависит от материально-технических и организационно-технических факторов.

Материально-технические факторы [17] определяют исходное качество добываемого угля, для дальнейшего улучшения которого при необходимости применяют организационно-технические мероприятия (управление производством в режиме усреднения, использование системы оперативной информации о качестве угля, экономическое стимулирование персонала и мероприятия по повышению его квалификации). Совершенствование организационно-технических мероприятий не связано с изменением материальной базы действующего предприятия и осуществляется сравнительно легко без значительных капитальных затрат. При осуществлении таких мероприятий широко применяется производственный эксперимент. Комплекс материально-технических факторов формируется на стадии проектирования разреза. Эти факторы стабильны в течение длительного периода и с трудом поддаются изменению. Например, замена типа экскаваторов или вида внутрикарьерного транспорта требует полной реконструкции предприятия и значительных капитальных затрат. Поэтому улучшение качества добываемого угля путем направленного выбора элементов технологического процесса (элементов системы разработки и структуры комплексной механизации) наиболее эффективно может быть осуществлено только при проектировании разреза. Это возможно в том случае, если при проектировании известен характер связи элементов системы разработки и структуры комплексной механизации с качеством добываемого угля применительно к конкретным горно-геологическим условиям проектируемого разреза.

Характер связи качества добываемого угля с технологией выемки может быть установлен методами прогнозирования. Одним из них является метод имитационного математического моделирования технологического процесса с применением ЭВМ, разработанный применительно к выемке угля роторными экскаваторами. Для условий Экибастузского бассейна указанный метод был впервые разработан в Карагандагипрошахте.

Основываясь на геологическом строении пласта и принятой технологии выемки, математическая модель имитирует отработку экскаватором сложных забоев, загрузку добываемого угля в вагоны и формирование железнодорожных составов, отправляемых потребителям, из вагонов с разных забоев. Основные положения данного метода прогнозирования являются общими для мощных пластов с различным углом залегания. Однако для наклонных и горизонтальных пластов имеются различия в приемах формирования геологических структур забоев и стружек. При наклонном залегании пластов геологическая структура добычного забоя может быть описана геологической структурой $Ш_0$ первой экскаваторной стружки (основной стружки) и геологической структурой $Ш_{доп}$ дополнительной стружки (рис. 3.1).

При известной горизонтальной мощности (см) угольных пропластков и породных прослоек, слагающих эти вспомогательные стружки, можно определить геологическую структуру i -й экскаваторной стружки по формуле

$$Ш_i = Ш_0 - \Delta Ш_0 + \Delta Ш_{доп}.$$

Значения величин $Ш_0$ и $Ш_{доп}$ можно определить по формуле

$$Ш_0 = Ш_{доп} = S'_i (\text{ctg } \alpha \pm \text{ctg } \beta),$$

где S'_i — толщина экскаваторной стружки, см; i — порядковый номер стружки; α — угол падения пласта, градусы; β — угол откоса уступа, градуса.

Значения $Ш_0$ и $Ш_{доп}$ применяются со знаком плюс при отработке пласта в направлении от почвы к кровле и со знаком минус при направлении отработки от кровли

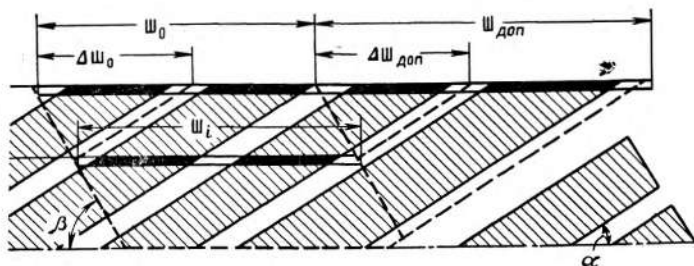


Рис. 3.1. Схема определения геологической структуры i -й экскаваторной стружки при отработке наклонных пластов

к почве. Геологическая структура i -й экскаваторной стружки приравнивается к геологической структуре стружки n -го выемочного слоя. Отработанная i -й стружкой часть каждого пропластка загружается в железнодорожные вагоны. Средняя зольность (%) угля в каждом вагоне определяется по формуле

$$A_{\text{ваг}}^c = \frac{\sum_{i=1}^r l S_{\text{в}} A_n^c}{P_{\text{в}}},$$

где l — горизонтальная мощность пропластков, м; $S_{\text{в}}$ — площадь сечения экскаваторной стружки в вертикальной плоскости, параллельной оси движения экскаватора, м²; r — число прослоек, которое необходимо отработать экскаваторной стружкой для загрузки одного вагона; A_n^c — зольность угля n -го выемочного слоя; $P_{\text{в}}$ — грузоподъемность вагона, т.

Из вагонов с углем известной зольности группируются составы, отправляемые потребителям. Метод прогнозирования позволяет моделировать как валовую, так и селективную выемку пластов. Глубина селекции при этом задается минимальной мощностью разделяемых породных прослоек и кондиционной (предельной) зольностью угля в недрах. В данном случае метод позволяет выдавать информацию о качестве и количестве как добытого угля, так и извлеченной внутренней вскрыши в различные периоды работы разреза.

Разработанная применительно к условиям селективной выемки мощных сложноструктурных наклонных пластов математическая модель процесса добычи угля состоит из следующих восьми блоков.

Блок 1. Формирование геологической структуры экскаваторных заходок (определение параметров $Ш_0$ и $Ш_{\text{доп}}$).

Блок 2. Формирование геологической структуры экскаваторных стружек (определение параметра $Ш_i$).

Блок 3. Укрупнение смежных угольных пропластков и смежных породных прослоек.

Блок 4. Формирование разделяемо вынимаемых угольных и породных слоев.

Блок 5. Определение эксплуатационных потерь и степени засорения угля.

Блок 6. Определение зольности угля в вагонах.

Блок 7. Определение объема внутренней вскрыши.

Блок 8. Определение зольности угля (маршрутной, суточной).

Путем реализации на ЭВМ математической модели в заданном интервале описания (год, пятилетка и т. д.) накапливаются статистические данные о распределении качества угля в вагонах, маршрутах и т. д. [18]. На основе этих данных определяется зольность угля для каждого варианта степени селекции пласта. Средняя зольность угля по разрезу определяется по формуле

$$A^c = \frac{m_{б.у} \gamma_{б.у} A_{б.у}^c + \sum m_{п} \gamma_{п} A_{п}^c + \sum m_{з} \gamma_{з} A_{з}^c - \sum m_{пот} \gamma_{б.у} A_{б.у}^c}{m_{б.у} \gamma_{б.у} + \sum m_{п} \gamma_{п} + \sum m_{з} - \sum m_{пот} \gamma_{б.у}},$$

где $A_{б.у}^c$, $A_{п}^c$, $A_{з}^c$ — соответственно зольность балансового угля, породных прослоек и пород засорения, %; $m_{б.у}$, $m_{п}$, $m_{з}$, $m_{пот}$ — мощность соответственно балансового угля, породных прослоек, пород засорения, теряемых пропластков, угля, м.

Этот метод прогнозирования качества добытого угля при разработке мощных угольных пластов роторными экскаваторами учитывает геологическое строение пласта, параметры системы разработки и тип горного оборудования.

Применяемая на разрезах селективная выемка угля, связанная со значительными потерями угля, снижает производительность добычных экскаваторов. Углистые породы внутренней вскрыши имеют зольность 55—57% и удельную теплоту сгорания в среднем 12,6 МДж/кг. В перспективе объем внутренней вскрыши значительно возрастет, что приведет к потерям 19 млн. т условного топлива ежегодно. В связи с этим Карагандагипрошахтом совместно с Центрально-Казахстанским геологическим управлением выполнены технико-экономические обоснования новых кондиций на энергетические угли Экибастузского бассейна, разрабатываемые роторными экскаваторами. Варианты кондиций устанавливались в результате варьирования минимальной мощностью раздельно вынимаемых слоев пласта, минимальной мощностью раздельно вынимаемых породных прослоек, предельной зольностью угля с учетом разубоживания породными прослойками, предельным коэффициентом вскрыши. Мощность раздельно вынимаемых угольных слоев должна быть больше или равна кондиционной (минимальной) мощности, а средняя их зольность (с учетом всех породных прослоек) меньше или равна кон-

диционной (предельной) зольности угля. Мощность раздельно вынимаемых породных слоев должна быть больше или равна кондиционной (минимальной) мощности, а зольность — больше кондиционной. Для наилучшего использования запасов минимальную мощность раздельно вынимаемого угольного слоя рекомендуется принимать равной технически возможной минимальной мощности (табл. 3.3):

Варьирование величины минимальной мощности раздельно вынимаемого породного слоя позволяет оценивать степень разубоживания угля. Значения кондиционной мощности раздельно вынимаемого породного слоя принимались равными 4, 6, 8 и 10 м. Переход от глубокой селекции к валовой выемке пластов, обеспечивающей наиболее полное использование запасов, возможен только тогда, когда кондиционная зольность угля по раздельно вынимаемым угольным слоям с учетом разубоживания породными прослойками практически исключает возможность выделения породных слоев. Максимальная зольность раздельно вынимаемых слоев угля с учетом разубоживания породными прослойками рассматривалась в интервале от 40 до 70% (через каждые 5%). Варианты кондиций оценивались показателем кондиционности запасов. Наиболее эффективный вариант кондиций характеризуется следующими данными.

Таблица 3.3

Разрезы	Экскаваторы	Угол падения пластов, градусы	Технически возможная минимальная мощность раздельно вынимаемого слоя, м			
			по условиям управления экскаватором	по динамике нагрузок на экскаватор	по использованию производительности экскаватора	рекомендуемая
«Центральный»	ЭРП-1250 и SRs(K)-470	20	1,4	2,3	1,5	4
		80	3,9	0,4	4,2	
«Богатырь»	ЭРП-2500	20	1,7	2,6	1,5	4
		80	4,9	0,5	4,4	
		ЭРП-2500 и SRs(K)-2000	5	0,4	4,1	
«Восточный»	ЭРШРД-5000	25	2,1	3,7	2,8	4
		5	0,5	4,9	0,8	
		25	2,5	4,4	3,8	

Минимальная мощность отдельно вынимаемого угольного слоя, м	4
То же, породного слоя, м	4
Максимальная кондиционная зольность угля, %	60
Предельный коэффициент вскрыши, м ³ /т	6
Запасы рядового угля, млрд. т	13,3
Выемка слоев	Валовая
Зольность добытого угля, %	43,5)
Месячная производительность труда рабочего, т	1700
Себестоимость 1 т товарного угля, коп	82
Показатель кондиционности запасов по затратам на 1 т условного топлива	0,491
Показатель кондиционности запасов по затратам на 1 кВт·ч отпущенной электроэнергии	2,99

3.3. Геолого-технологические карты отработки блоков

С целью обеспечения заданной зольности отгружаемого потребителям угля используются геолого-технологические карты (рис. 3.2), которые составляются на каждые рабочие сутки и выдаются экскаваторной бригаде, начальнику добычного участка и начальнику смены разреза.

Геологическая часть карты разрабатывается участковым геологом на основе данных бороздового опробования и ежесуточной геологической зарисовки забоя. Бороздовые пробы отбираются с помощью уступного пробоотборника УП-2М (рис. 3.3) или отбойного молотка МОМ-10 (с пикой лопатчатой формы шириной 10 см). Борозды имеют прямоугольное сечение (ширина и глубина не менее 10 см). Расстояние между бороздами колеблется в пределах 50—100 м. При сложном строении пластов оно уменьшается до 20—30 м. Порядок отбора бороздовых проб зависит от структуры пласта и наличия тектонических нарушений и устанавливается участковым геологом. В процессе отбора проб угольные и породные прослойки мощностью 0,1 м и более группируются в пластовые пробы. Пробы отправляются в лабораторию для определения их зольности и плотности угля. По отобраным пробам производится зарисовка забоя и заполняется геологическая часть карты. Предварительная зачистка площадки для бороздового опробования осуществляется бульдозером. Технологическая часть карты разрабатывается технологом на основе накопленного опыта и принятой технологической схемы разработки. Мощность угольных и породных отдельно выни-

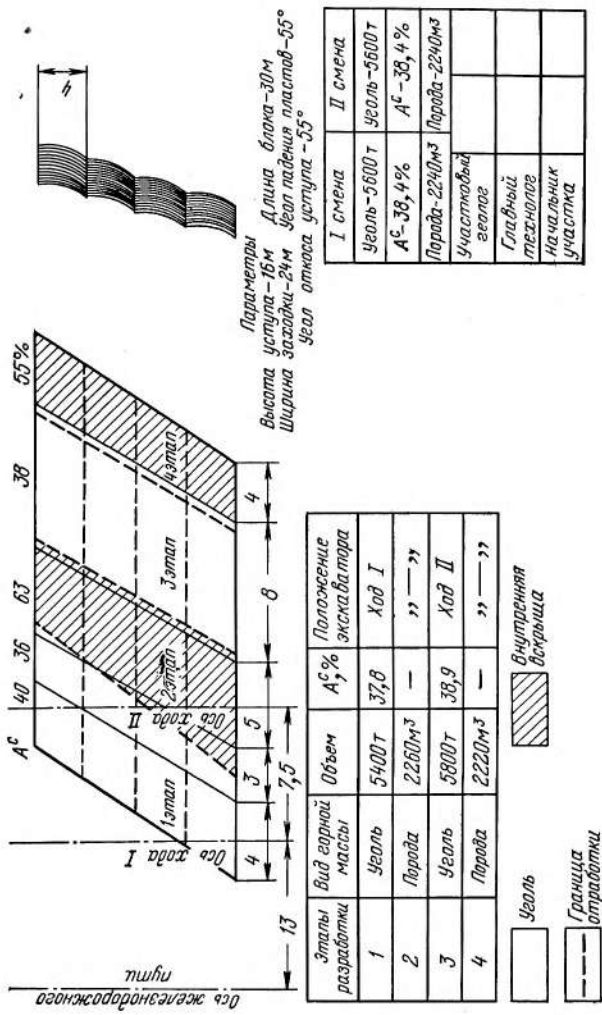


Рис. 3.2. Геолого-технологическая карта отработки уступов

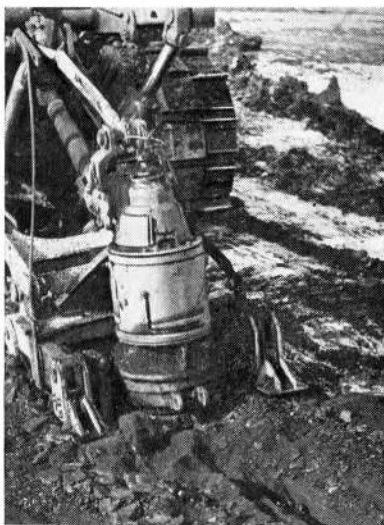


Рис. 3.3. Уступный пробоотборник УП-2М конструкции Гипрогормаша

маемых слоев принимается в соответствии с утвержденными кондициями по зольности принятой для данного типа роторного экскаватора степени селекции. Для выемки угольного слоя при отработке этапа I экскаватор устанавливается на минимальном расстоянии от железнодорожного пути (ось хода I) (см. рис. 3.2). С этого положения отрабатываются этапы 1 и 2, после чего экскаватор переходит в новое положение (ось хода II) и отрабатывает этапы 3 и 4. Такой порядок отработки с двух положений экскаватора обеспечивает выемку угольного пласта с минимальными потерями и разубоживанием угля.

Сопоставление извлеченных объемов угля и породы с объемами, указанными в геолого-технологической карте, позволяет оценивать работу машинистов экскаваторов по обеспечению качества угля.

3.4. Контроль зольности товарного угля

Применявшийся до последнего времени метод определения зольности угля на основе отбора товарных проб из железнодорожных вагонов (ГОСТ 10742—71) не обеспе-

чивал должного оперативного контроля качества угля и был связан со значительным временем (до 3 ч) простоя груженных вагонов при подготовке и формировании угольных маршрутов для отправки потребителю. В связи с этим были проведены исследования, экспериментальные и промышленные поставки тепловым электростанциям угля с определением его зольности на основе пластовых проб и ежедневно составляемых геолого-технологических карт. В каждом угольном блоке, подготавливаемом к разработке, отбираются пластовые пробы бороздовым способом. Затем в лаборатории для каждой угольной пачки и породного прослойка определяют зольность, плотность и мощность. По показателям пластовых проб и на основе геолого-технологической карты с учетом принятой технологии разработки рассчитывается зольность (%) в массиве (блоке) по формуле

$$A_{\text{бл}}^{\text{с}} = \frac{\sum A_i^{\text{с}} S_i \gamma_i}{\sum S_i \gamma_i},$$

где $A_i^{\text{с}}$ — зольность угольной пачки или породного прослойка, %; S_i — площадь сечения угольной пачки или породного прослойка, м²; γ_i — плотность угольной пачки или породного прослойка, т/м³.

Зольность в блоке распространяется на все составы, подаваемые в забой при отработке данного блока. Зольность товарного угля в маршруте определяется по формуле

$$A_{\text{пар}}^{\text{с}} = \frac{\sum A_{\text{бл}}^{\text{с}} m_{\text{под}}}{\sum m_{\text{под}}},$$

где $m_{\text{под}}$ — масса угля в подаваемом в забой составе, т.

Отправка угля на тепловые электростанции с определением его зольности по оперативным геологическим данным на основе пластовых проб показала, что простой железнодорожных составов под опробованием уменьшились примерно на 2 ч. Контроль за качеством товарного угля на разрезах объединения «Экибастузуголь» возложен на Управление технического контроля качества угля и стандартов. Приемке по качеству подлежит каждый подаваемый в забой состав путем наружного осмотра как на углесборочной станции, так и непосредственно в забое. Осуществляется контроль за отработкой блоков в соответствии с геолого-технологическими картами. При обнаружении несоответствия карты фактиче-

ской структуре блока уголь из этого блока подвергается опробованию в составах до момента приведения геолого-технологической карты в соответствие с блоком. В случаях, когда при наружном осмотре состава возникает сомнение в требуемом качестве угля, из него отбирается контрольная проба. Отбор проб угля из железнодорожных вагонов осуществляется с помощью самоходного пробоотборника на железнодорожном ходу (рис. 3.4).

Требования к качеству угля приведены в табл. 3.4. Для улучшения качества отгружаемого угля специали-

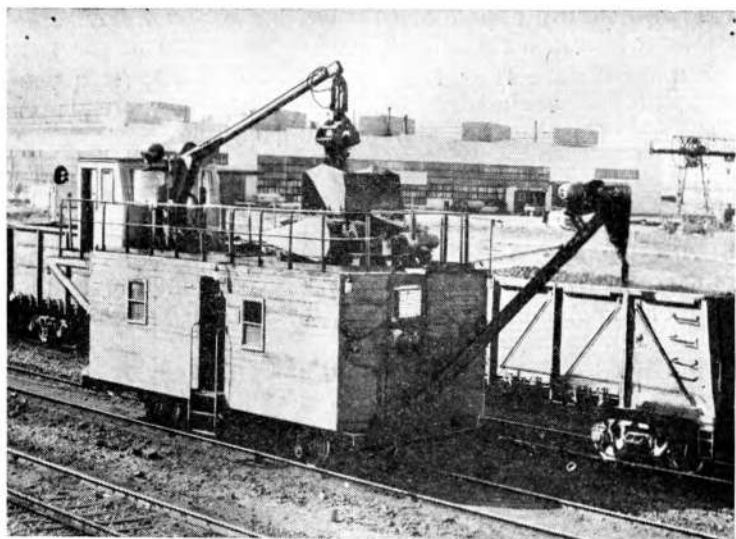


Рис. 3.4. Самоходный пробоотборник

Таблица 3.4

Показатели	Для углей	
	1-й группы	2-й группы
Низшая средняя удельная теплота сгорания, МДж/кг	17,43 (16,17)	14,49 (12,6)
Зольность, %	43	53
Максимальный размер кусков, мм	300	300

Примечание. В скобках даны предельные значения теплоты сгорания.

Таблица 3.5

Стандарт	Наименование	Назначение
СТП-28-001-1-79	Основные положения	Установление порядка разработки, оформления, утверждения и внедрения стандарта
СТП-28-001-79	Отбор пластовых проб	Установление порядка отбора пластовых проб
СТП-28-002-79	Подготовка экскаваторного блока к зачистке	Установление порядка подготовки экскаваторного блока к зачистке
СТП-28-003-79	Зачистка экскаваторного блока	Установление порядка зачистки экскаваторного блока для производства буровых работ
СТП-28-004-79	Бурение взрывных скважин	Установление порядка производства буровых работ в угольных блоках
СТП-28-005-79	Организация производства взрывных работ	Установление порядка производства взрывных работ
СТП-28-006-79	Организационно-технологическое обеспечение работы экскаваторов	Установление порядка организационно-технологического обеспечения работы экскаваторов
СТП-28-007-79	Схемы и способы выемки угля роторными экскаваторами	Установление технологических схем и способов отработки угольных блоков роторными экскаваторами
СТП-28-008-79	Схемы и способы выемки угля одноковшовыми экскаваторами	То же, мехлопатами
СТП-28-009-79	Схемы и способы внутризабойного и призабойного усреднения угля по зольности	Установление схем и способов внутризабойного усреднения угля по зольности роторными и одноковшовыми экскаваторами
СТП-28-012-79	Геолого-технологическая карта отработки блоков	Установление порядка составления геолого-технологических карт отработки блоков

Стандарт	Наименование	Назначение
СТП-28-013-79	Планирование, учет и контроль показателей качества	Установление порядка планирования, учета и контроля показателей качества угля
СТП-28-014-79	Порядок формирования угольных маршрутов	Установление порядка формирования маршрутов на углесборочных станциях

стами объединения «Экибастузуголь» впервые в отрасли разработана и внедрена комплексная система управления качеством угля.

Были разработаны стандарты (табл. 3.5), регламентирующие проведение всех технологических процессов добычи и поставки угля. В результате внедрения этих стандартов значительно уменьшились колебания зольности и потери угля, улучшилось качество загрузки железнодорожных составов, увеличилась производительность экскаваторов.

3.5. Стабилизация зольности товарного угля

Практика показывает, что в результате неравномерного поступления составов под погрузку угля имеет место значительное недоиспользование роторных экскаваторов по производительности. Так, коэффициент неравномерности, учитывающий потери производительности экскаваторов из-за неравномерной подачи составов под погрузку, на разрезах «Богатырь» и «Центральный» составляет 0,7—0,8 и 0,9—0,95, соответственно. Эффективное использование добычного оборудования и ритмичная работа разрезов могут быть обеспечены при строительстве высокомеханизированных погрузочно-складских комплексов. Колебания зольности угля в вагонах и подаваемых в забой составах составляют 26—49%. При валовой выемке колебания зольности угля будут еще большими. Часть добываемого угля будет иметь зольность, превышающую нормативную.

Формирование однородности качества угля — многостадийный технологический процесс, состоящий из ряда последовательных операций. В отечественной и зарубежной практике повышение однородности качества угля

производится путем прогнозирования качества угля по геологическим данным и осуществления непрерывного контроля в процессе работы экскаваторов, определения конструкции фронта добычных работ и связанных с ним готовых к выемке запасов, обеспечивающих добычу в режиме усреднения, усреднения угля на складах, в бункерах, штабелях, регулирования нагрузки на забой, контроля качества угля, отгружаемого потребителю. Конструкция фронта добычных работ определяется в зависимости от конкретных горно-геологических условий. При этом различные по качеству угольные слои, обеспечивающие требуемое среднее значение зольности добываемого угля по участкам или по разрезу в целом, должны принимать доленое участие. Вопросы усреднения качества добываемого угля решаются в следующем порядке. На основе анализа горно-геологических условий и технико-экономических показателей разработки выбирается рациональный вариант усреднения. Так как строительство и эксплуатация усреднительных складов требует значительных затрат, то достижение максимальной степени однородности (выравнивание) качества угля при минимальных затратах и заданном объеме добычи является основной и первоочередной задачей при разработке сложноструктурных пластов. Для успешного решения проблемы выравнивания качества угля необходимо установить закономерности формирования и свойства его текущей зольности.

На зольность угля влияют горно-геологические условия залегания угольных пластов, техника, технология и организация горных работ, объем и объективность имеющейся информации о свойствах угля, на основе которой принимаются решения по выравниванию качества. Горно-геологические факторы проявляются в изменении зольности угольных слоев, в наличии прослоек породы, что вызывает колебание качества угля. От мощности, формы и угла падения залежи зависят параметры качества единичных участков потока. Крепость угля влияет на способ рыхления, в зависимости от которого происходит локальное или общее перемешивание слоев в процессе подготовки горной массы к выемке.

Исходная информация о качестве угольных слоев и породных прослоек, условиях их залегания является основой для выполнения всех операций по повышению однородности качества угля. Она отражает приближен-

ную картину действительного характера изменения параметров зольности. В связи с этим на различных этапах формирования однородности качества используются соответствующие данные о качестве угля. Так, проектные решения выполняются по данным детальной разведки, а перспективное планирование — по данным детальной разведки и эксплуатационного опробования. Для оперативного планирования и управления процессом выравнивания качества используются данные непрерывного технологического опробования угля, т. е. текущая информация о зольности угля. Увеличение числа добычных экскаваторов способствует интенсификации внутрикарьерного усреднения зольности угля в технологическом потоке при формировании железнодорожных маршрутов. Мощность добычных экскаваторов в значительной степени влияет на интенсивность внутрикарьерного усреднения зольности угля. С ростом мощности экскаваторов (замена экскаваторов ЭРП-1250 экскаваторами ЭРШРД-5000) колебания повагонной зольности угля уменьшаются. Применение более мощных экскаваторов ведет к уменьшению числа добычных забоев. Поэтому интенсивность дальнейшего усреднения качества угля в технологическом потоке падает и колебания помаршрутной зольности угля увеличиваются на 20—25%.

Существует связь между динамикой колебания качества добытого угля и видом внутрикарьерного транспорта. Максимальные колебания зольности угля в вагонах наблюдаются при железнодорожном транспорте, а минимальные — при конвейерном транспорте (ниже на 20—25%). Колебания помаршрутной зольности угля не зависят от вида внутрикарьерного транспорта.

При использовании роторных экскаваторов в комплексе с конвейерным транспортом качество угля, выемочная мощность угольных и породных слоев зависят от параметров роторного колеса и способа экскавации. Способ рыхления, расположение вскрывающих выработок, схема работы добычного оборудования и число забоев оказывают существенное влияние на качество угля. Число действующих и резервных забоев определяет возможность получения средней зольности по участкам или по разрезу в целом. С увеличением числа забоев задача достижения средней зольности упрощается, но затраты при этом увеличиваются.

Организация работ влияет на качество добываемого

угля через производительность оборудования. Так, при достижении средней зольности регулированием нагрузки на забой снижение уровня организации работ может привести к нарушению долевого участия в разработке различных геологических структур.

Затраты на формирование стабильности качества угля допустимы только в том случае, когда они оправдываются при дальнейшем использовании угля. Ожидаемая средняя зольность угля при валовой выемке приведена в табл. 3.6.

По зольности уголь делится на две группы. При делении угля на группы учитывалась возможность отгрузки угля одинакового качества, усреднение части угля (усреднению подлежит уголь второй группы с зольностью более 53%) и возможность с помощью средств АСУ формировать железнодорожные маршруты в режиме усреднения угля. Распределение объемов угля и средней его зольности по группам приведено в табл. 3.7.

Расчет максимальной зольности выполнен по методике Карагандагипрошахта с использованием прогнозных данных и характеристик статистического распре-

Таблица 3.6

Разрезы	Объем добываемого угля, %	Средняя зольность, %
«Северный»	33,3(10,6 и 22,7)	45,4(37,6 и 49)
«Богатырь»	46,7(16,7 и 30)	42,7(34,8 и 47,1)
«Восточный»	20(9,3 и 10,7)	41,4(34,8 и 47,1)
По объединению «Экибастузуголь»	100(36,7 и 63,3)	43,3(35,6 и 47,8)

Примечание. В скобках приведены данные для пластов 1—2 и 3 соответственно.

Таблица 3.7

Разрезы	Объем угля, %		Зольность угля, %	
	первой группы	второй группы	первой группы	второй группы
«Северный»	9,6	23,7	39	48
«Богатырь»	27,7	19	39	48
«Восточный»	14,7	5,3	39	48
По объединению «Экибастузуголь»	52	48	39	48

Таблица 3.8

Исходные условия	Значения $k_{\text{уср}}$ для	
	пластов 1 и 2	пласта 3
При совмещении угольных потоков	1,27	1,18
При продольном сдвиге части угольного потока	1,22	1,25
При совмещении угольных потоков и продольном сдвиге части угольного потока	1,34	1,27

ления угля по зольности. По среднеквадратичному отклонению зольности угля устанавливается коэффициент $k_{\text{уср}}$ механического усреднения зольности в технологическом потоке (табл. 3.8), который показывает степень уменьшения колебаний зольности угля при совмещении угольных потоков различных забоев и продольном сдвиге части угольного потока.

Ожидаемая максимальная зольность (%) угля в вагонах (табл. 3.9) при больших объемах добычи определяется по формуле

$$A_{\text{max}}^c = A_{\text{ср}}^c + 3\sigma_3,$$

где $A_{\text{ср}}^c$ — средняя зольность угля, %; σ_3 — среднеквадратическое отклонение зольности добытого угля, %. Прогноз показывает, что средняя зольность угля по бассейну при переходе на валовую выемку возрастает на 5,1%, максимальная зольность угля в вагонах может достигать для пластов 1 и 2 и пласта 3 соответственно 56 и 68%. Для уменьшения зольности угля до плановой необходимо его усреднение. На разрезе «Восточный»,

Таблица 3.9

Исходные условия	Значения A_{max}^c для	
	пластов 1 и 2	пласта 3
В забое	55,8	68,4
При совмещении угольных потоков	51,3	65,1
При совмещении угольных потоков и продольном сдвиге части угольного потока	50,4	63,9

при совмещении угольных потоков различных забоев и продольном сдвиге части угольного потока максимальная зольность угля в отдельных вагонах уменьшится и составит для пластов 1, 2 и пласта 3 соответственно 50,4 и 63,9%. Количество нестандартного угля (%), подлежащего усреднению на складе с углем меньшей зольности, определяется по формуле

$$P_{н.с} = 100 [1 - \Phi(X)],$$

где $\Phi(X)$ — функция нормального распределения;

$$X = \frac{A_{н.в}^c - A_{ср}^c}{\sigma_3};$$

$A_{н.в}^c$ — зольность нестандартного угля в вагонах, %.

Количество усредняемого угля (%) определяется по формуле

$$P_{ус} = k_{у.о} P_{н.с},$$

где $k_{у.о}$ — коэффициент, учитывающий увеличение объема усредняемого угля за счет вовлечения низкозольного угля;

$$k_{у.о} = \frac{A_{в.з}^c - A_{н.з}^c}{A_{ус}^c - A_{н.з}^c};$$

где $A_{в.з}^c$, $A_{н.з}^c$, $A_{ус}^c$, % — соответственно зольность высокозольного, низкозольного и усредненного угля;

$$A_{в.з}^c = \frac{A_{\max}^c + A_{н.в}^c}{2}; \quad A_{н.з}^c = A_{ср}^c; \quad A_{ус}^c = A_{н.в}^c.$$

Значения $P_{н.с}$, $k_{у.о}$ и $P_{ус}$ для условий пласта 3 на разрезе «Восточный» приведены в табл. 3.10, из которой видно, что при совмещении угольных потоков и продольном сдвиге части угольного потока количество нестандартного угля уменьшается с 20 до 12%. При этом количест-

Таблица 3.10

Исходные условия	$P_{н.с}$, %	$k_{у.о}$	$P_{ус}$, %
В забое	20	2,27	45,4
При совмещении угольных потоков	13	2,07	35,1
При совмещении угольных потоков и продольном сдвиге части угольного потока	12	1,98	23,8

во усредняемого угля уменьшается почти в 2 раза (с 45,4 до 23,8%).

Расчеты показали, что склады должны выполнять функции аккумуляирования и усреднения части угля. Для складирования и усреднения полезных ископаемых в мировой практике применяются открытые склады штабельного типа и бункера большой вместимости. Открытые склады штабельного типа оборудуются штабелеукладчиками и усреднительными машинами барабанного, одно- и двухроторного типа, многоковшовыми машинами мостового типа, порталными скребковыми агрегатами, роторными погрузчиками обычной конструкции. На отечественных обогатительных фабриках для усреднения угля используются дозирочно-аккумулирующие бункеры.

УкрНИИпроектом проанализированы следующие технические решения по созданию складов для Экибастузского бассейна [19]: открытый склад с многочерпаковыми экскаваторами, открытый и укрытый склады с усреднительными машинами, открытый склад с роторными погрузчиками, закрытый эстакадный полубункерный склад со щелевыми разгрузочными отверстиями и скребковыми выгрузателями. Техничко-экономический анализ показал, что предпочтение следует отдать складам с усреднительными машинами, требующим простой отсыпки штабелей и обеспечивающим наилучшие показатели по усреднению.

Усреднение угля может осуществляться путем продольного сдвига угольного потока [20], суть которого состоит в следующем. При добыче угля роторными экскаваторами в каждый момент зольность угля в потоке колеблется. Поток угля на ленточном конвейере делится на две части в продольном направлении, одна из которых поступает непосредственно на следующий конвейер. Вторая часть через передаточный тихоходный механизм с выдержкой времени также попадает на тот же конвейер. В результате отставания второй части потока во времени происходит наложение его на поток угля с другой зольностью.

При конвейерном транспорте угля его усреднение может осуществляться также путем послышной разгрузки угольных потоков с различной зольностью на сборный конвейер. Зольность товарного угля усредняется следующим образом. При транспортировании угля с различ-

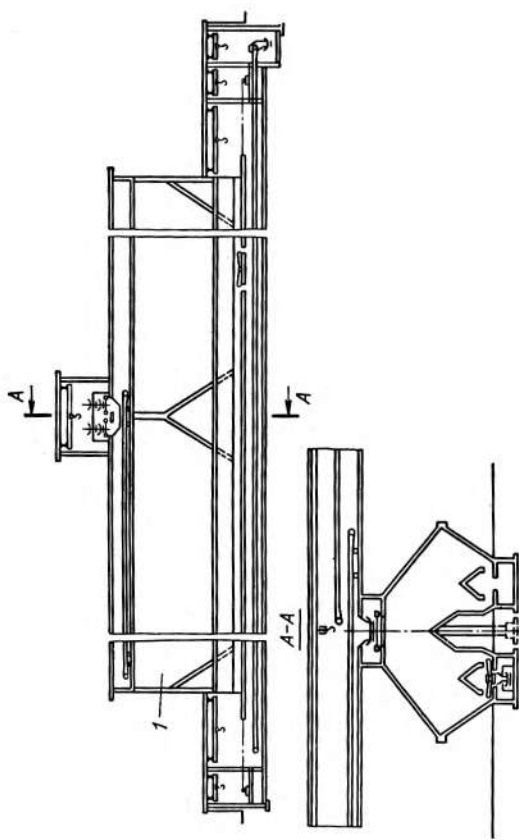


Рис. 3.5. Схема полубункерного склада с двумя секциями каждая вместимостью 30 тыс. т угля:
 1 — секция

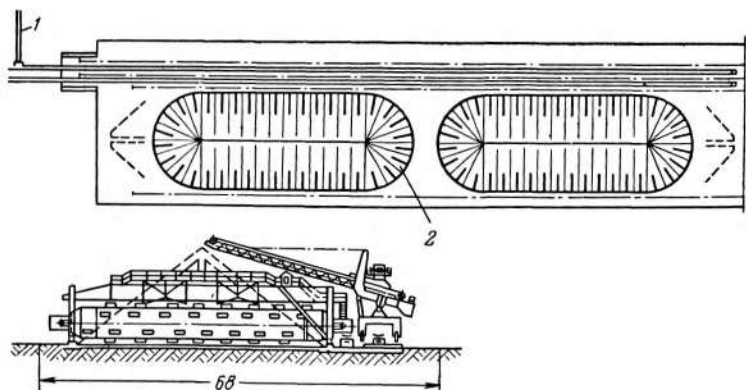


Рис. 3.6. Схема штабельного склада с усреднительными машинными барабанного типа:

1 — передающий конвейер; 2 — штабель емкостью 30 тыс. т угля

ной зольностью по двум забойным конвейерам потоки делятся таким образом, что с каждого конвейера половина угля попадает на один магистральный конвейер, а вторая половина — на второй. При этом получается накладывание потоков с различной зольностью и при последующих перегрузках происходит усреднение зольно-

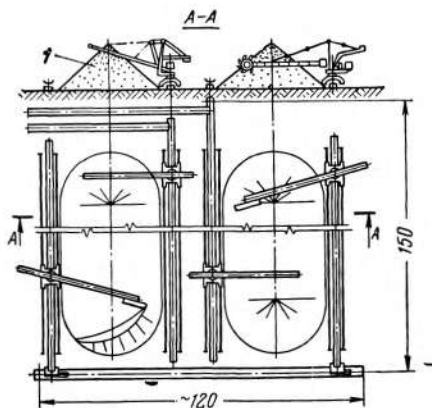


Рис. 3.7. Схема штабельного склада с усреднительными погрузчиками роторного типа:

1 — штабель

сти товарного угля. Для условий разреза «Восточный» усреднение угля возможно путем продольного сдвига части потока, послышной разгрузки угольных потоков с различной зольностью на сборный конвейер; усреднения некондиционного угля на складах.

Выполнено технико-экономическое сравнение аккумулярующих усреднительных складов полубункерного типа со щелевыми выпускными отверстиями (вариант I) (рис. 3.5), табельных складов с усреднительными машинами барабанного типа (вариант II) (рис. 3.6), штабельных складов с усреднительными погрузчиками роторного типа (вариант III) (рис. 3.7). Емкость аккумуляющих усреднительных складов зависит от неравномерности работы железнодорожного транспорта, колебаний суточной добычи угля, режима работы угольного разреза и железнодорожного транспорта, продолжительности цикла, за который рассматривается процесс изменения запасов угля на складе. Емкость складов определяется из условий сглаживания неравномерности добычи угля на разрезе и его отгрузки потребителям железнодорожным транспортом. Для рассматриваемых условий принято четыре склада каждый емкостью 60 тыс. т угля. Число складов определялось с учетом приемной способности склада и его производительности по погрузке. Технико-экономические показатели вариантов приведены в табл. 3.11, из которой следует, что варианты II и III практически равноценны. В этом случае рациональный вариант выбирается по показателю усреднения угля. Расчеты показывают, что коэффициент усреднения угля для варианта II выше, чем для варианта III.

Таблица 3.11

Показатели	Варианты		
	I	II	III
Число рабочих	100	100	100
Капитальные затраты, млн. руб.	38,98	20,62	20,12
Годовые эксплуатационные затраты, млн. руб.	2,59	2,68	2,65
Приведенные затраты, млн. руб.	6,48	4,77	4,66

Аккумулирующие штабели угля, не требующего усреднения, отсыпаются наклонными слоями, что позволяет вести погрузку угля из штабеля до окончания полной его отсыпки. Штабели угля, требующего усреднения, отсыпаются горизонтальными слоями. Погрузка угля из штабеля может производиться только после окончания его отсыпки. На каждом складе штабели формируются последовательно одними и теми же машинами. При отсыпке угля в аккумулярующий штабель штабелеукладчик отсыпает первичный конус штабеля на полную высоту и далее, передвигаясь вдоль склада, отсыпает штабель на полную длину.

Для уменьшения пылеобразования первичный конус отсыпается при ступенчатом подъеме разгрузочной стрелы с интервалом 500 мм. При отсыпке усредняющего штабеля штабелеукладчик постоянно передвигается на всю длину штабеля. Количество угля, разгружаемое на 1 м длины штабеля, должно быть постоянным; что достигается плавным регулированием скорости передвижения. Штабелеукладчик может работать в автоматическом режиме и на ручном дистанционном управлении из кабины машиниста. Высота отсыпаемого штабеля 16,2 м.

Для погрузки угля со склада и усреднения его зольности принята погрузочная машина барабанного типа. Путем переключения направления вращения барабана она может забирать уголь в том или ином направлении. Для этого ковши, расположенные на поверхности барабана, оснащаются регулируемыми клапанами, которые за счет давления угля устанавливаются в том или ином положении. Барабанное разгрузочное устройство с двух сторон оснащено решеткой-граблями, перекрывающей всю поверхность штабеля. Пальцы решетки внедряются в штабель на небольшую глубину и при возвратно-поступательном движении обеспечивают регулируемое стекание угля по всей площади штабеля к барабану. Этим достигается усредненный отбор угля ковшей на выдающий конвейер имеется кольцевой желоб, материал разгружается с небольшой высоты с минимальным пылеобразованием. От барабанной машины уголь ленточным конвейером подается на погрузочный конвейер.

3.6. Управление зольностью товарного угля в потоке

В настоящее время управление качеством товарного угля осуществляется путем выборочной выемки угля и комплектования маршрутов вагонами, загруженными углем с различной зольностью. Этот способ характеризуется значительной трудоемкостью и малой эффективностью. В связи с этим предусматривается внедрение поточной технологии с применением роторных экскаваторов и ленточных конвейеров. В этих условиях управление зольностью товарного угля усреднением его только на поверхностных усреднительных складах не обеспечивает поточности производства. Кроме того, при одновременной загрузке и разгрузке бункеров нарушается режим усреднения, что ведет к прямоточной погрузке угля в вагоны. При разновременной загрузке и разгрузке бункеров возрастают технологические простои роторных экскаваторов и конвейерных линий, нарушается поточность и уменьшается эффективность добычных работ.

Исследования показали, что поток обладает свойством дифференцироваться и повторять свое структурное строение в интервале каждого реза обрабатываемого горизонтального слоя. Это свойство проявляется в распределении на конвейере участков угля с различной зольностью, длина которых пропорциональна забойной мощности вынимаемого слоя, скорости поворота роторного колеса и скорости движения ленты конвейера [13]. Свойство потока дифференцироваться предопределяет отделение угля от породы и выравнивание текущей зольности угольных потоков, совокупное использование которых создает технологические предпосылки для управления зольностью потока непосредственно на конвейере. В основе технологии управления зольностью товарного угля лежат валовая выемка угля роторными экскаваторами и поэтапное формирование зольности угольного потока непосредственно на конвейерных линиях. Поэтапное формирование зольности достигается путем сброса с забойного конвейера породы (породных участков потока), наложения потоков из различных забоев (межзабойное усреднение), разделения сводного потока на две части и продольного их сдвига (выравнивание текущей зольности угля). Для этого используется комплекс технических средств (рис. 3.8). Он состоит из забойных конвейеров 1 и 2, оголовки которых снабжены

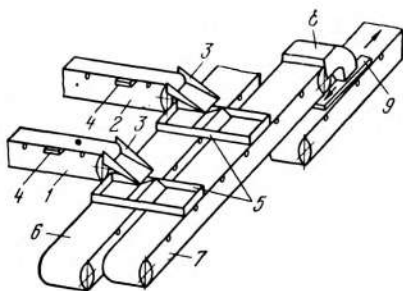


Рис. 3.8. Схема комплекса технических средств для продольного сдвига угольного потока

разгрузочными лотками 3, управляемыми дистанционно с пульта управления или автоматически от электрических импульсов золомеров рядового угля 4, двухъячейковых приемных воронок 5, сборочного породного конвейера 6, сборочного угольного конвейера 7, рассекателя 8 потока, питателя 9 с обратным движением угля. Управление приводами технических средств осуществляется оператором с пульта управления зольностью, на котором размещаются индикаторы весовой производительности экскаваторов и текущей зольности угольных потоков, устройство ввода в ЭВМ исходных данных для расчета управляющих параметров сброса, наложения и смещения, устройство выдачи расчетных значений управляющих параметров. В качестве исходных данных для расчета управляющих параметров используются значения мощности, зольности и угла наклона слоев, мощности обрабатываемого слоя, линейной скорости поворота роторного колеса, скорости движения конвейерных лент и заданной зольности товарного угля. Объектом управления является сводный поток, образующийся на сборочном угольном конвейере 7 при разгрузке на него двух забойных потоков с конвейеров 1 и 2. Забой со средней зольностью угля в зоне выемки, меньшей заданной, является основным. Забой со средней зольностью угля в зоне выемки, большей заданной, является регулирующим. Производительность экскаватора (т/с) в регулирующем забое определяется по формуле

$$Q_{э.р} = \frac{Q_0 (A_3^c - A_0^c)}{A_p^c - A_3^c},$$

где A_3^c — заданная зольность товарного угля, %; A_0^c , A_p^c — средневзвешенная зольность угольного потока соответственно основного и регулирующего забоя, %; Q_0 — производительность экскаватора в основном забое, т/с.

Операция сброса породы с забойных конвейеров осуществляется реверсированием разгрузочных лотков в момент подхода к ним границ намеченных к сбросу породных участков потока. Команда на реверсирование разгрузочных лотков поступает от датчиков золомеров 4, а при их отсутствии реверсирование лотков осуществляется дистанционно оператором пульта управления качеством по информации машиниста роторного колеса о начале и конце обработки участков забоев с различной зольностью. По технологической сущности операция сброса породы соответствует процессу обогащения угля в объемах реза. Она выполняется в тех случаях, когда это необходимо для обеспечения зольности сводного потока при обработке породных слоев.

Операция наложения потоков угля осуществляется одновременной разгрузкой их на сборочный угольный конвейер. По технологической сущности она соответствует процессу межзабойного усреднения и при варьировании производительностью экскаватора в регулирующем забое позволяет вовлекать в разработку высокозольные угольные слои. Операциями сброса породы и наложения забойных потоков угля достигается получение заданной средневзвешенной зольности сводного потока. Внутри этого потока отдельные участки имеют отклонения зольности от средней.

Выравнивание текущей зольности сводного потока достигается путем смещения участков с различной зольностью. Эффективность процесса регулируется длиной участков смещения и числом смещений. Смещение участков угля с различной зольностью равнозначно перемешиванию угля. Оно является завершающей операцией в формировании зольности сводного угольного потока. Рекомендуемая технология управления зольностью угольного потока имеет следующие достоинства. Появляется возможность одновременного выполнения технологических процессов выемки, транспортирования, обогащения, усреднения, выравнивания и погрузки угля в вагоны. Это ведет к росту производительности горного и транспортного оборудования. Процесс формирования

заданной зольности сводного потока угля осуществляется операциями, каждая из которых регулируется и контролируется с пульта управления качеством. Операции выполняются простыми по конструкции и малогабаритными техническими средствами (реверсируемыми разгрузочными лотками, приемными воронками, рассекаателями, питателями), что обеспечивает их установку на перегрузочных пунктах и формирование зольности угля непосредственно на конвейерных линиях. Использование одного и того же оборудования обеспечивает возможность валовой и селективной разработки пластов.

4. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШНЫХ РАБОТ

4.1. Вскрытие рабочих горизонтов и технологические схемы вскрышных работ

Для разрезов объединения Экибастузуголь характерны большая протяженность фронта вскрышных работ и непрерывный рост их объемов. В настоящее время она превышает 100 км. Рост объемов вскрыши связан с непрерывным увеличением объемов добычи угля и глубины горных работ. Схемы вскрытия рабочих горизонтов разрезов показаны на рис. 4.1, 4.2 и 4.3. Недостатком этих схем вскрытия является наличие скользящих съездов. Вскрытие рабочих горизонтов скользящими железнодорожными съездами приводит к усложнению работы транспорта, ограничению пропускной и провозной способности транспортных коммуникаций. Эксплуатация скользящих съездов приводит к увеличению затрат на буровзрывные работы и экскавацию вследствие увеличения стоимости буровых работ и удельного расхода ВВ при делении рабочих уступов съездами на две части переменной высоты. С увеличением числа уступов, вскрываемых системой скользящих съездов, возрастают простои оборудования. По условиям эксплуатации скользящие съезды могут быть приняты не более как двухпутевыми, так как при большем числе путей усложняется переустройство съездов. В связи с

этим, скользящие съезды имеют более ограниченную пропускную способность, чем стационарные, где число путей на съезде может быть более двух. Достоинством вскрытия скользящими съездами является более короткая транспортная связь рабочих горизонтов с выездными траншеями.

Эффективность работы транспорта при различных схемах вскрытия можно оценивать по средней скорости движения составов, которая учитывает замедление движения на скользящих съездах, коротких участках, остановки на тупиковых станциях, изменение скорости на постоянных и передвижных путях, задержки при обмене составов и др.

Для принятой технологической схемы разработки на разрезе «Степной» (вскрышной) предусмотрено применение экскаваторов ЭКГ-12,5, тяговых агрегатов ОПЭ-1, думпкаров грузоподъемностью 140—165 т, рельсов Р-65 и Р-50 соответственно в выездных траншеях и на передвижных путях, станциях и съездах. Оценка схем вскрытия рабочих горизонтов скользящими и стационарными съездами показала, что в рассматриваемых условиях более эффективной является схема вскрытия горизонтов стационарными тупиковыми съездами (табл. 4.1), размещаемыми на нерабочем борту разреза с фланговым примыканием путей (см. рис. 4.3).

Известно, что экономичность открытой разработки зависит от технологии вскрышных работ. Правильно выбранная технологическая схема способствует повышению производительности вскрышных экскаваторов и уменьшению текущего коэффициента вскрыши. На разрезах объединения «Экибастузуголь» применяются несколько технологических схем. Наиболее распространена схема отработки уступов одним блоком, длина ко-

Таблица 4.1

Показатели	Вскрытие скользящими съездами	Вскрытие стационарными съездами
Расстояние транспортирования вскрышных пород, км	8,2	11,4
Средняя скорость движения составов, м/с	5,03	6
Затраты, приведенные к одному моменту оценки, млн. руб.	421	398

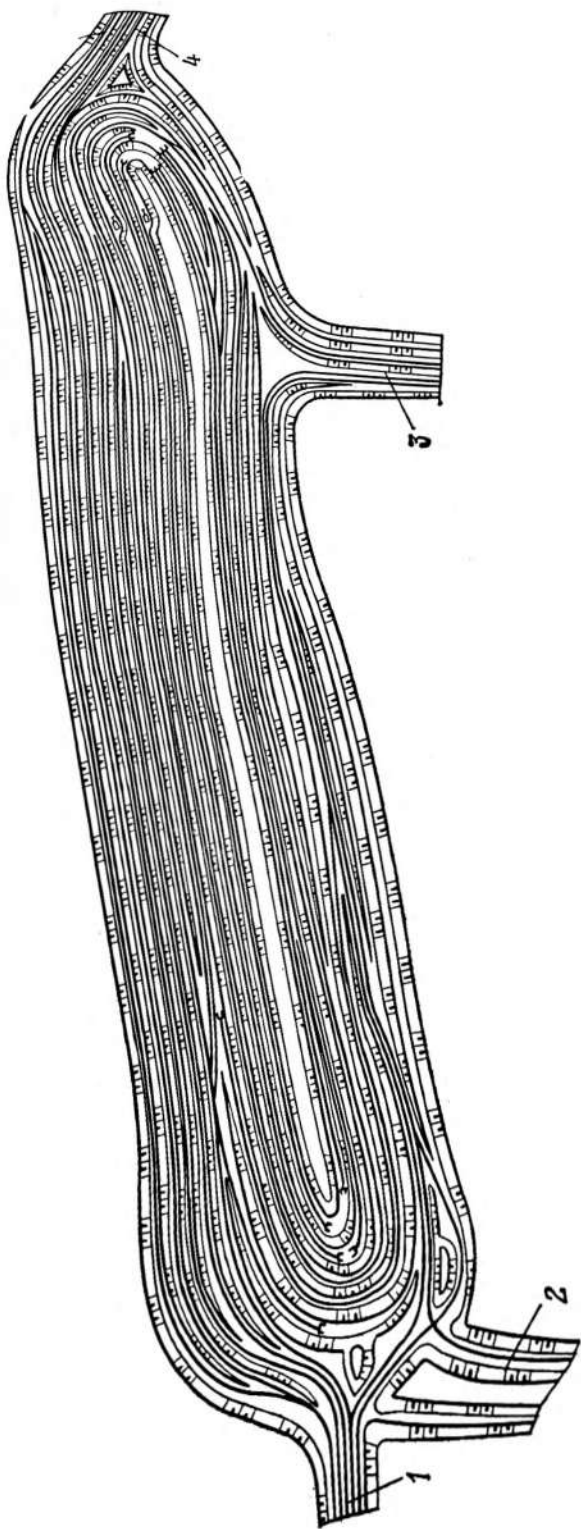


Рис. 4.1. Схема вскрытия рабочих горизонтов разрезов Центральный, «Северный» (вскрышной) и «Южный» (вскрышной):
 1 — северная выездная породная траншея; 2, 3 — угольные выездные траншеи; 4 — южная выездная породная траншея

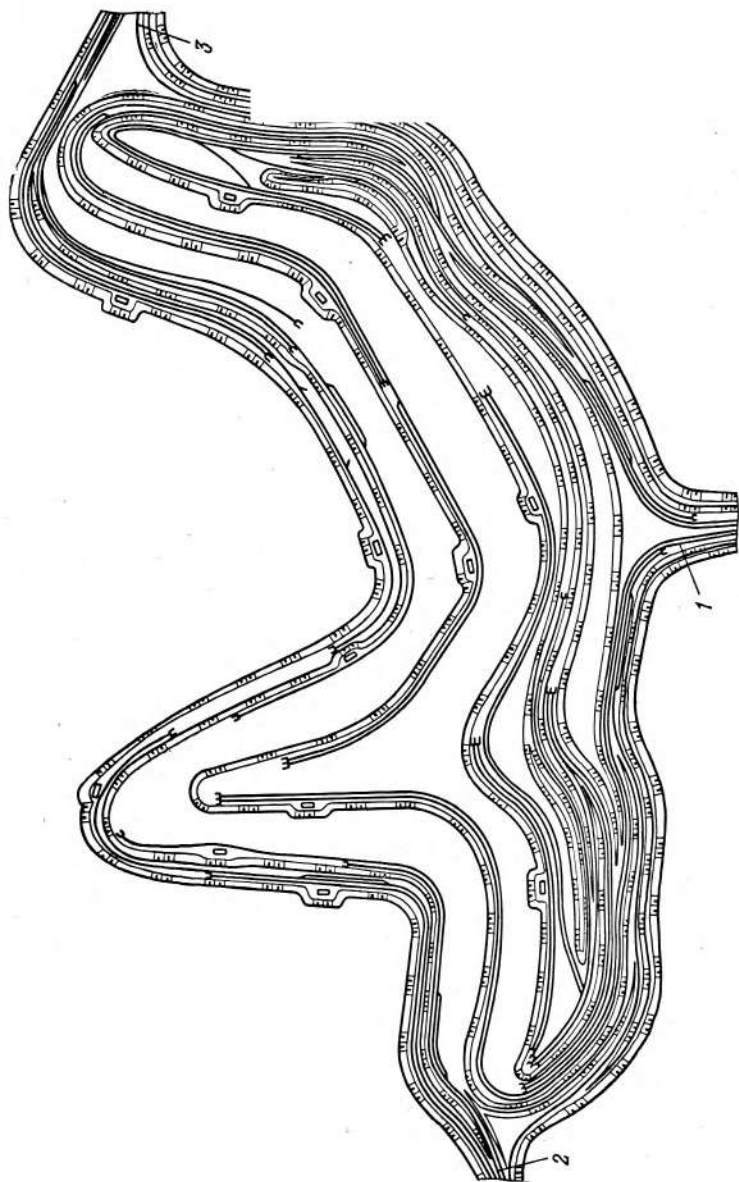
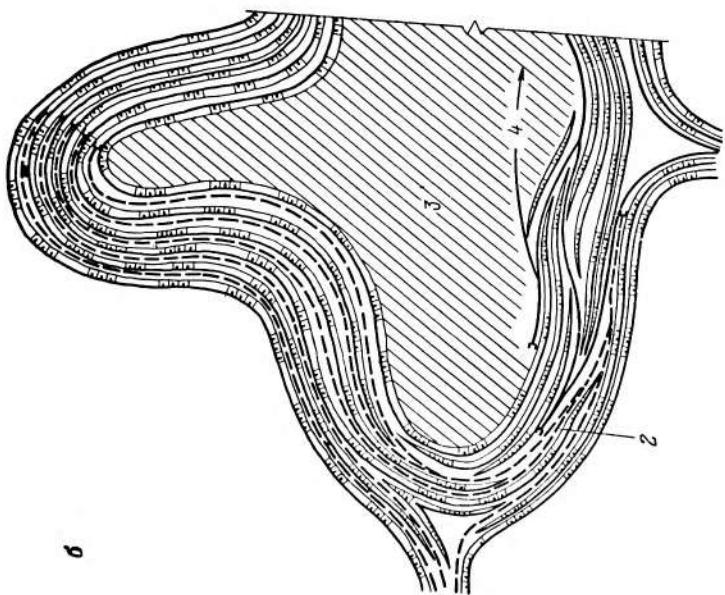
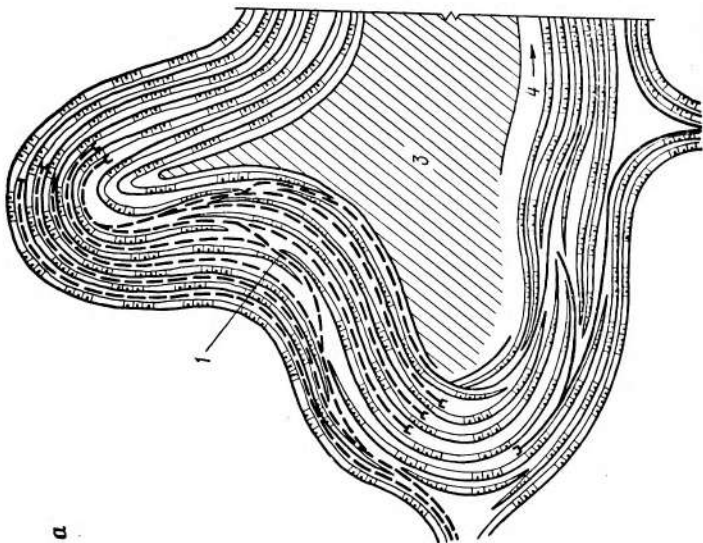


Рис. 4.2. Схема вскрытия рабочих горизонтов разрезов «Богатырь» и «Степной» (вскрышной)
 1 — центральная угольная траншея; 2, 3 — породные траншеи



6



6

тогого равна длине фронта работ. После обработки блока забойный путь и контактная сеть передвигаются в новое положение, а экскаватор перегоняется в исходное положение. При длине блока 1,5—2 км экскаватор не перегоняется. Схема обеспечивает независимость работы экскаваторов и полное использование их параметров, относительно быстрый ввод уступа в эксплуатацию, так как для пуска экскаватора достаточно подготовить участок железнодорожного пути длиной 300—350 м. Недостатком схемы является трудность текущего содержания забойного пути в весенне-осенний период.

При обработке уступов двумя блоками после обработки первого блока забойный путь его подключается к забойному пути второго блока, а обгонный путь переукладывается в новое положение первого блока. Шаг переукладки обгонного пути равен двойной ширине заходки экскаватора. В момент переукладки обгонного пути простаивают оба экскаватора. Передвижка забойного пути второго блока не отражается на работе экскаватора в первом блоке. Достоинство схемы — возможность более интенсивной обработки уступа, недостаток — некоторая зависимость работы экскаваторов.

Высота вскрышных уступов при применении экскаваторов ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5 составляет 10—13 и 15 м соответственно. Увеличение высоты уступов позволяет уменьшить текущий коэффициент вскрыши и число рабочих горизонтов. При этом значительно упрощается организация работ. Препятствием (до последнего времени) дальнейшему увеличению высоты уступа являлась трудность оборки навесей в верхней части откосов. Ширина рабочей площадки составляет 42—70 м. Ширина заходки равна 16—20 и 24 м соответственно для экскаваторов ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5. Известно, что с увеличением ширины рабочей площадки уменьшается угол рабочего борта разреза и увеличивается текущий коэффициент вскрыши. Для уменьшения текущего коэффициента вскрыши на разрезах осуществляются технические мероприятия по уменьшению ширины рабочих площадок (одновременная обработка всех уступов рабо-

Рис. 4.3. Схемы вскрытия породных горизонтов скользящими (а) и стационарными (б) съездами:

1 — скользящие съезды; 2 — стационарные съезды; 3 — угольные забои; 4 — к угольным забойным путям

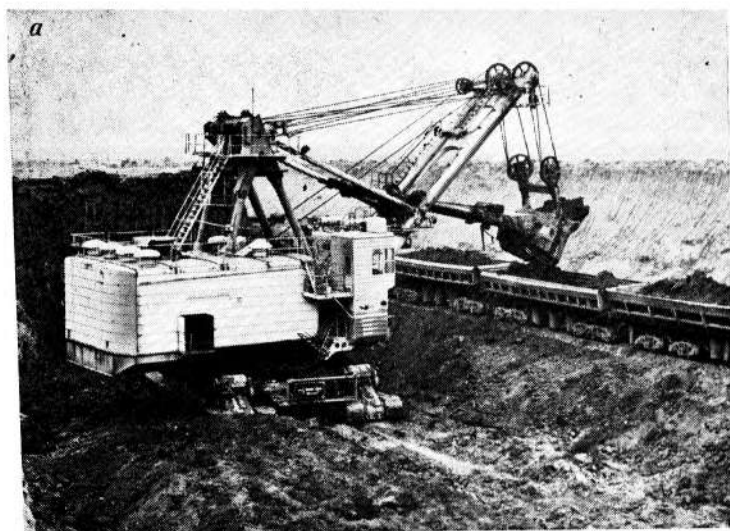


Рис. 4.4. Погрузка вскрышных пород экскаваторами ЭКГ-12,5 (а) и ЭКГ-6,3У (б)

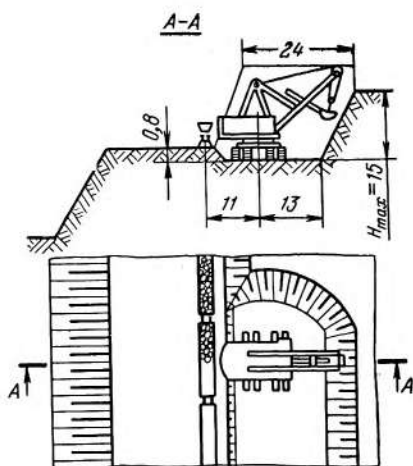


Рис. 4.5. Параметры забоя экскаватора ЭКГ-12,5

чего борта разреза, уменьшение ширины развала пород при производстве взрывных работ, своевременное погашение уступов нерабочего борта и др.).

Для обеспечения производительной работы экскаваторов вскрышные породы рыхлятся буровзрывным способом. Для бурения скважин используются буровые станки СБВ-2 и СБВ-2М, 2СБШ-200 и 2СБШ-200Н. Взрывание уступов ведется как с развалом, так и без развала взорванной массы. В качестве ВВ используются аммониты и граммониты. Для разделки негабаритных кусков применяются кумулятивные заряды.

4.2. Опыт использования экскаваторов ЭКГ-12,5 на вскрышных работах

На разрезах объединения «Экибастузуголь» для погрузки вскрышных пород в думпкары успешно применяются экскаваторы ЭКГ-12,5 (рис. 4.4 и 4.5). Все механизмы экскаватора ЭКГ-12,5 имеют индивидуальный электропривод, что упрощает управление. Ходовой механизм экскаватора имеет отдельные приводы. Установка опорных катков выполнена на опорных осях в виде коленчатого вала для обеспечения выравнивания на-

грузки между опорными катками каждой тележки. В конструкции механизмов напора и подъема ковша применены упругодемпфирующие устройства, уменьшающие динамические нагрузки на механизмы и металлоконструкции экскаватора и повышающие надежность и долговечность его узлов. В приводах основных механизмов применены впервые в практике отечественного машиностроения малоинерционные встроенные дисковые тормоза и моторные муфты с упругорядными элементами, позволяющие значительно уменьшить динамические нагрузки. Управление электроприводами экскаватора осуществляется из кабины машиниста дистанционно с помощью сельсинных командоаппаратов, позволяющих производить бесступенчатое регулирование скорости электроприводов. Питание обмоток возбуждения генераторов и синхронного электродвигателя осуществляется от тиристорных преобразователей. Схемой управления электроприводами предусматривается стабилизированное питание обмоток возбуждения двигателей от статического преобразователя с частичной температурной компенсацией изменения выходного напряжения. Экскаватор оборудован кабельным барабаном.

Техническая характеристика экскаватора ЭКГ-12,5

Емкость ковша, м ³ :	
для тяжелых пород	12,5
для легких и средних пород	16
Длина стрелы, м	28
Угол наклона стрелы, градусы	45
Длина рукояти, м	13,5
Максимальный радиус экскавации на уровне стояния, м	14,8
Максимальный радиус экскавации, м	22,5
Высота на небольшом радиусе, м	10,1
Максимальный радиус разгрузки, м	19,9
Максимальная высота экскавации, м	15,08
Максимальная высота разгрузки, м	10
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м	19,5
Минимальный радиус экскавации на уровне стояния, м	10,1
Скорость передвижения, м/с	0,15
Преодолеваемый подъем пути при твердом основании, градусы	12
Мощность сетевого двигателя, кВт	1250
Напряжение подводимого тока, кВ	6
Масса, т	658,2

Эксплуатация экскаваторов ЭКГ-12,5 показала, что такие их узлы, как венцовая шестерня, шестерня пово-

ротного редуктора, вертикально-поворотный вал, металлоконструкции рабочего оборудования имеют недостаточную прочность, что вызывает аварийные простои. Данные, характеризующие производительность экскаваторов ЭКГ-12,5 на вскрышных и отвальных работах, приведены в табл. 4.2.

Относительно небольшая производительность экскаваторов ЭКГ-12,5 объясняется их конструктивными недостатками и простоями, связанными с производственными неполадками. Значительные простои экскаваторов по причине ожидания порожних локомотивосоставов (табл. 4.3) объясняются недостаточным их количеством в работе, малой емкостью составов и отсутствием обменных пунктов на уступах и отвалах. Применение экскаваторов ЭКГ-12,5 для погрузки вскрышных пород в железнодорожные составы экономически целесообразно при расстоянии от обменного пункта до забоя 1400—1500 м. В действительности же это расстояние в 2—3 раза больше. Установлено, что для составов емкостью 400 м³ при уменьшении расстояния до обменно-

Таблица 4.2

№ Заводской номер экскаваторов ЭКГ-12,5	Годовая производительность, тыс. м ³								
	1972 г.	1973 г.	1974 г.	1975 г.	1976 г.	1977 г.	1978 г.	1979 г.	1980 г.

Погрузка вскрыши в думпкары

1	2664	2544	2248	—	2593	2633	2429	2542	1348
2	1859	2766	2899	3182	2786	2133	1656	1302	1608
3	2118	2614	2452	2913	937	1620	2570	1974	1292
4	—	2779	2364	2435	3034	1547	2842	2729	2224
5	—	2575	2272	2646	2901	1708	1595	2373	1811
7	—	2472	2612	3328	2734	2613	1730	2727	1291
10	—	—	686	2837	3112	2162	2689	337	3170

Складирование вскрыши на отвале

6	—	2955	789	3749	3881	3184	3817	3414	2983
8	—	—	2346	3175	3356	3048	3234	3620	3017
9	—	—	1507	3505	3406	3068	4109	3642	2915
15	—	—	—	—	2859	2009	3264	2945	3050
12	—	—	—	2482	3896	2514	2828	2392	2749
18	—	—	—	—	312	2505	2695	2594	2553

Примечание. На экскаваторах № 8 и 18 установлен ковш емкостью 16 м³. В 1975 г. экскаватор № 1 находился в капитальном ремонте.

Таблица 4.3

Вид работ	Календарный фонд времени, ч	Время работы, ч	Время простоев, ч	Время (ч) простоев по причине					по другим причинам	
				ремонта	аварий	неподготовленности рабочего места	плохого состояния путей	ожидания порожних составов		отсутствия электроэнергии
Погрузка вскрышных пород	106 638	67 361	39 277	22 747	1585	1018	5078	3645	1367	3837
Складирование пород	79 056	52 870	26 186	9556	711	366	4923	1498	1082	8040

го пункта на 2 км производительность вскрышных экскаваторов возрастает на 25—30%, а при повышении емкости составов до 560 м³ она увеличивается еще на 15—20%. За счет этих мероприятий производительность экскаваторов может возрасти почти в 1,5 раза и достичь 3,5—3,8 млн. м³ в год. Многолетний опыт эксплуатации экскаваторов ЭКГ-12,5 показывает, что для повышения надежности их работы и безопасности обслуживания и ремонта необходимо выполнить следующее.

1. Повысить предел усталостной прочности металлоконструкций двуногой стойки, стрелы, балки, рукояти, зубчатого венца, предпоследней зубчатой пары поворотного механизма, узлов ходового механизма.

2. Создать более удобный и безопасный подъем обслуживающего персонала на поворотную платформу.

3. Обеспечить безопасные условия при ремонтных работах на механизмах поворота и преобразовательном агрегате.

4. Улучшить систему смазки на приводах хода и поворота и обогреть их в зимнее время.

5. В управлении главными электроприводами внедрить систему замкнутого автоматического регулирования обратных связей, что позволит улучшить динамические характеристики приводов при переходных процессах.

6. Обеспечить предохранение транзисторов от воз-

действия отрицательных выбросов при работе на индуктивность импульсного трансформатора; заменить балластные резисторы в цепях смещения на более мощные в системе импульсно-фазового управления; защитить от перегрузки или заменить электролитические конденсаторы-фильтры на двух фазах блока системы управления.

7. При комплектовании возбудителей тиристорами последние должны подбираться по току управления и обеспечивать минимальную длину цепей управления тиристорами (импульсный трансформатор — управляющий электрод тиристора).

8. Обеспечить отключение обмотки возбуждения двигателей от питания при неработающих главных приводах (в этом случае необходимо иметь реле обрыва поля); нецелесообразно применять тиристорные возбудители для двигателей главных приводов (при использовании унифицированной станции).

9. Обеспечить возбуждение синхронного двигателя без применения тиристорного преобразователя и вращающихся машин (блок синхронизации при этом необходимо оставить); диапазон регулирования тока возбуждения синхронного двигателя должен обеспечиваться отпайками трансформатора; предусмотреть уменьшение тока возбуждения при холостой работе синхронного двигателя.

10. Обеспечить надежную работу преобразовательного агрегата (синхронного двигателя и генератора подъема).

Серьезным недостатком экскаватора ЭКГ-12,5 является затрудненность разгрузки ковша из-за высокого расположения седлового подшипника напорного механизма. При разгрузке ковша в думпкар машинист опускает ковш по возможности ближе к днищу думпкара.

При этом передняя стенка ковша отклоняется от вертикали и на зубьях ковша остается порода. С целью полной разгрузки породы из ковша машинист поднимает ковш над думпкаром с тем, чтобы передняя стенка ковша приняла по возможности вертикальное положение. Это приводит к просыпанию породы через зубья и заваливанию железнодорожного пути. Просыпание породы наблюдается и при поднятом над думпкаром ковшом до начала его разгрузки. Расположение экскаватора ниже уровня пути на 0,6—0,8 м несколько

уменьшает объем просыпающейся породы. Наилучшим решением этого вопроса является применение поворотного ковша.

На разрезе «Богатырь» проводились испытания экскаватора ЭКГ-6,3у, который является модификацией экскаватора ЭКГ-12,5. От последнего он отличается удлиненным рабочим оборудованием, меньшей емкостью ковша и передаточным отношением редукторов подъема и напора. Экскаватор ЭКГ-6,3у предназначен для разработки уступов с верхней погрузкой транспортных сосудов (см. рис. 4 4,б). Экскаватор оборудован однобалочной рукоятью трубчатого сечения, соединенной со стрелой качающимся седловым подшипником.

Техническая характеристика экскаватора ЭКГ-6,3у

Емкость ковша, м ³	6,3
Максимальное усилие на блоке ковша, т	70
Максимальное усилие напора, т	40
Угол наклона стрелы, градусы	50
Рабочая скорость движения, м/с	0,15
Преодолеваемый уклон (при твердом основании), градусы	12
Удельное давление на основание, МПа	0,2
Мощность сетевого двигателя, кВт	1250
Длина стрелы, м	31
Длина рукояти, м	23
Максимальный радиус экскавации, м	35
То же, на уровне стояния, м	20
Высота экскавации при максимальном радиусе экскавации, м	15,19
Максимальная высота экскавации, м	29,2
Максимальный радиус разгрузки, м	32,9
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м	26,2
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м	11,9
Максимальная высота разгрузки, м	24
Масса экскаватора с противовесом, т	652,8

Экскаватор испытывался при разработке аргиллитов и алевролитов с коэффициентом крепости $f = 4 \div 6$, рыхление которых осуществлялось сотрясательным взрыванием (без образования развала). Испытания показали, что нагруженность основных металлоконструкций и приводов экскаватора соответствует расчетным данным. Экскаватор показал производительную, стабильную и надежную работу и успешно используется при нарезке новых горизонтов и обработке вскрышных уступов высотой 15—17 м. В ближайшие 10 лет на

разрезах объединения «Экибастузуголь», намечено использовать 10—12 экскаваторов ЭКГ-6,3у.

4.3. Опыт использования экскаваторов ЭКГ-12,5 с ковшем емкостью 16 м³ на отвалах

На разрезах объединения «Экибастузуголь» отвалы выделены в самостоятельные участки в составе вскрышных разрезов. Складирование вскрышных пород на отвалах осуществляется в один ярус при двустороннем развитии криволинейного фронта работ. Это позволяет создавать необходимое число тупиков и иметь независимый железнодорожный путь для каждого тупика, что обеспечивает возможность постоянного прироста длины фронта работ и независимость работы отвальных экскаваторов. Широко применяется схема отвалообразования механической лопатой с укладкой породы ниже горизонта пути. Отсыпка отвального яруса ведется двумя подступами при укладке породы ниже горизонта пути. При использовании экскаваторов ЭКГ-8И (с ковшем емкостью 8 и 10 м³), ЭКГ-12,5 (с ковшем емкостью 12,5 м³) ширина заходки составляет соответственно 31—32 и 35—36 м. В последние годы на отвалах применяются драглайны ЭШ-10/70А для укладки вскрыш-

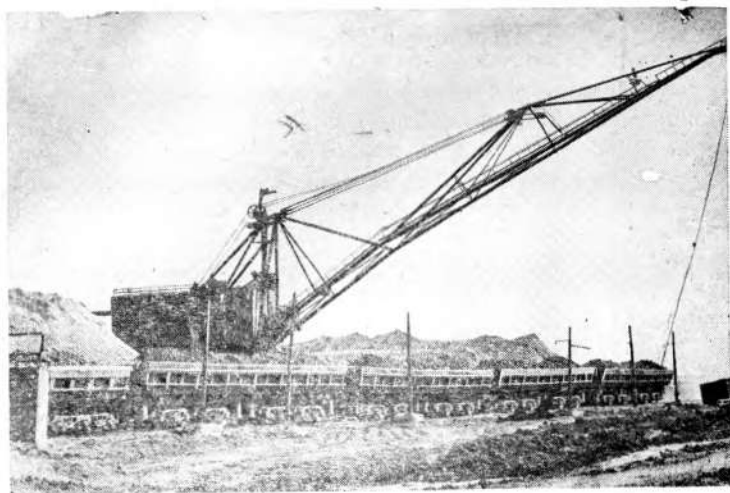


Рис. 4.6. Укладка вскрышных пород драглайном ЭШ-10/70А во второй ярус отвала

ных пород во второй ярус по однотупиковой схеме (рис. 4.6). Высота яруса до 35 м.

Параметры отвальных тупиков оказывают существенное влияние на экономичность экскаваторных отвалов. При криволинейном фронте работ длина отвальных тупиков и высота отвалов непрерывно меняются. От длины тупиков зависят их пропускная способность, трудоемкость работ по передвижке железнодорожного пути и контактной сети, затраты на перевозку вскрыши по отвалам. При криволинейном фронте работ общая длина тупиков систематически возрастает. Прирост длины происходит при каждой переукладке железнодорожного пути. Рост общей длины тупиков происходит при увеличении высоты отвалов. Он пропорционален руководящему уклону железнодорожного пути и величине прироста высоты отвала. Длина рабочей части тупиков при принятой схеме развития зависит от числа работающих экскаваторов. Практика показывает, что рабочая часть тупиков должна быть по возможности короткой. При небольшой длине рабочей части тупиков уменьшается срок передвижки отвальных коммуникаций, снижаются затраты на текущее содержание пути и упрощается организация подготовительных работ. Оптимальная длина рабочей части тупика на разрезах объединения «Экибастузуголь» определена опытным путем и составляет 800—1200 м.

Высота отвалов оказывает большое влияние на трудоемкость работ и производительность горного и транспортного оборудования. При небольшой высоте отвала удельная емкость отвального тупика мала, что вызывает частые передвижки железнодорожных путей, перегоны экскаваторов и сходы подвижного состава. С увеличением высоты отвалов трудоемкость отвалообразования уменьшается. С этой точки зрения необходимо интенсивное развитие отвалов по высоте. Между тем процесс наращивания высоты экскаваторных отвалов сложный и требует значительных затрат времени. Высота отвалов находится в прямой зависимости от свойств складываемых пород и пород основания отвала. Практикой установлено, что при складывании пород на разрезах объединения «Экибастузуголь» откосы отвалов при высоте 30—35 м устойчивы.

На отвалах вскрышного разреза «Степной» с 1974 г. применяются экскаваторы ЭКГ-12,5 с ковшом емкостью

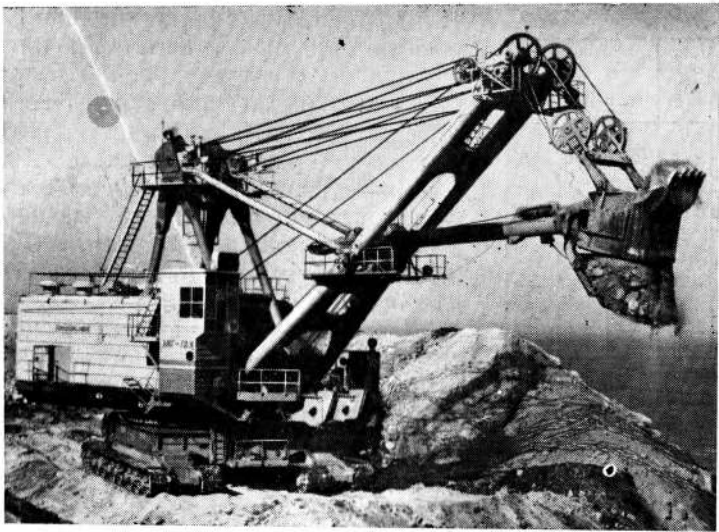


Рис. 4.7. Экскаватор ЭКГ-12,5 с ковшом емкостью 16 м³

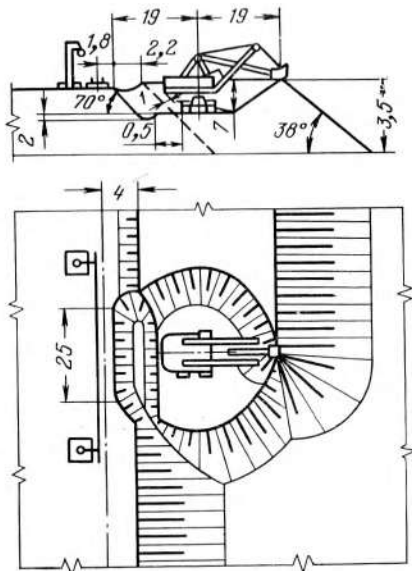


Рис. 4.8. Схема складирования вскрышных пород экскаватором ЭКГ-12,5 с ковшом емкостью 16 м³

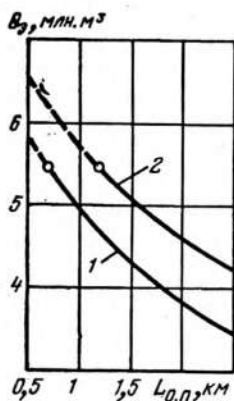


Рис. 4.9. График зависимости производительности Q_z отвалного экскаватора от расстояния $L_{о.п.}$ до обменного пункта:

1, 2 — при емкости состава 400 и 560 м³ соответственно

16 м³ (рис. 4.7 и 4.8). Технологические параметры экскаватора, кинематика и схемы управления основными приводами аналогичны показателям базовой модели ЭКГ-12,5. Увеличение емкости ковша с 12 до 16 м³ достигнуто удлинением боковой стенки ковша на 0,34 м. При этом масса ковша уменьшилась на 3,1 т за счет уменьшения толщины стенок.

Расчеты показывают, что максимальная производительность экскаватора ЭКГ-12,5 с ковшом емкостью 16 м³ достигается в случае расположения экскаватора на расстоянии 700 и 1200 м от обменного пункта при емкости состава 400 и 560 м³ соответственно (рис. 4.9). Длина рабочего (передвижного) участка отвалного тупика на разрезе «Степной» составляет 900—1200 м. Поэтому расположение обменного пункта

на расстоянии 700 м практически невозможно, так как обменный пункт будет находиться в рабочей части тупика. Следовательно, при емкости состава 400 м³ невозможно достичь максимальной производительности экскаватора с ковшом емкостью 16 м³. Максимальная производительность экскаватора достигается при увеличении емкости состава до 560 м³.

4.4 Целесообразность применения роторных экскаваторов на вскрышных работах

Успешное освоение роторных экскаваторов на добыче угля выдвигает вопрос о целесообразности их применения при разработке вскрышных пород. Актуальность поставленного вопроса вытекает также из задач по дальнейшему ускоренному развитию добычи угля в Экибастузском бассейне. С ростом мощностей по добыче угля увеличиваются объемы вскрышных работ. Дальнейшее уменьшение затрат на экскавацию вскрышных пород имеет важное народнохозяйственное значение, а вопросы внедрения техники непрерывного действия становятся первостепенными. Вопрос об ис-

пользовании роторных экскаваторов на вскрышных работах должен рассматриваться как с точки зрения технических возможностей рабочего органа, так и с точки зрения экономической эффективности. Отечественная практика не имеет опыта применения роторных экскаваторов для разработки вскрышных пород с коэффициентом крепости $f=3\div 6$. Зарубежный опыт эксплуатации роторных экскаваторов в условиях крепких углей и пород показал, что основными препятствиями эффективному применению роторных экскаваторов являются малая жесткость системы роторное колесо — стрела — подвеска — поворотная платформа и недостаточное удельное усилие резания. Необходимая жесткость системы роторное колесо — стрела — подвеска — поворотная платформа достигается при небольшой длине роторной стрелы. Роторные экскаваторы с малыми линейными параметрами широко применяются на открытых горных работах за рубежом. Производительность роторных экскаваторов, выпускаемых в ГДР, ПНР, ЧССР, ФРГ, США, Великобритании и Японии изменяется от 0,139 до 1,50 м³/с, диаметр роторного колеса — от 1,8 до 9 м, длина роторной стрелы — от 3,8 до 21,9 м, масса — от 18 до 607 т.

Опыт эксплуатации роторных экскаваторов с малыми линейными параметрами показал их высокую эффективность (затраты на экскавацию 1 м³ горной массы роторными экскаваторами на 10—60% ниже, чем при применении других одноковшовых экскаваторов).

УкрНИИпроектом разработаны конструктивные схемы роторных экскаваторов производительностью 0,175, 0,347 и 0,694 м³/с с малыми линейными параметрами и высоким усилием резания. Наибольший интерес с точки зрения возможностей применения на вскрышных работах представляет роторный экскаватор производительностью 0,694 м³/с с удельным усилием резания 2—2,5 МПа, что обеспечит разработку пород средней крепости почти без рыхления. По данным УкрНИИпроекта, производительность такого роторного экскаватора при погрузке вскрышных пород в железнодорожные составы в 2 раза выше производительности экскаватора ЭКГ-8И. Исследования УкрНИИпроекта показывают, что для использования роторных экскаваторов производительностью 0,694 м³/с для экскавации вскрышных пород необходимо, чтобы усилие

резания было около 2,4 МПа. Это свидетельствует о целесообразности отработки всей толщи пород и углей роторными экскаваторами без рыхления.

Внедрение роторных экскаваторов позволит упростить общую организацию вскрышных работ за счет уменьшения числа экскаваторов, объема буровзрывных работ и выхода из строя думпкаров. Появится возможность применения на отвалах ленточных отвалообразователей с роторным рабочим органом, что обеспечит уменьшение затрат на отвалообразование и повысит производительность труда.

4.5. Пути повышения концентрации вскрышных работ и интенсификации использования оборудования

Интенсивное развитие горных работ на разрезах сопровождается некоторыми отрицательными тенденциями [21]. Так, увеличение мощности и улучшение структуры парка экскаваторов на вскрышных разрезах «Северный» и «Южный» сопровождается постоянным уменьшением годовой производительности списочного экскаватора (табл. 4.4). Это объясняется значительными затратами времени на обмен локомотивосоставов из-за несоответствия схем путевого развития на уступах конкретным условиям. Большая длина пере-

Таблица 4.4

Показатели	1970 г.	1975 г.	1976 г.	1977 г.	1978 г.	1980 г.
Годовой объем внешней вскрыши, млн. м ³	41,9	41,6	41,0	33,8	32,6	30,8
Глубина разработки, м	85	100	106	115	120	125
Высота вскрышных уступов, м	10,1	10,3	10,3	10,5	10	11,6
Ширина рабочих площадок, м	61	65	60	72	75	70
Угол наклона рабочего борта, градусы	9	12	10	9	9,5	9
Протяженность передвижных железнодорожных путей, км	105	127	127	120	140	170
Средняя емкость ковша экскаватора, м ³	6,8	7,2	7,5	7,5	7,8	7,5
Годовая производительность списочного экскаватора, млн. м ³	1,6	1,2	1,3	1,1	1,1	1,25

движных железнодорожных путей на разрезах требует выполнения большого объема трудоемких путепереуладочных работ. Уменьшение угла наклона рабочего борта разрезов из-за небольшой высоты вскрышных уступов и значительной ширины рабочих площадок приводит к преждевременному выполнению значительных объемов вскрышных работ. Все это в значительной степени снижает экономичность открытых работ и требует изыскания новых технических и технологических решений, обеспечивающих повышение концентрации производства текущих объемов вскрыши и отнесение их отработки на более поздний срок, что позволит получить определенный экономический эффект. Для улучшения технико-экономических показателей работы разрезов возможно увеличение высоты вскрышных уступов, в результате чего сократится длина фронта вскрышных работ и уменьшится объем переукладки передвижных железнодорожных путей, станет экономически целесообразным строительство обменных пунктов на транспортном горизонте и появится возможность регулирования режима горных работ за счет перераспределения части объемов внешней вскрыши в пространстве и времени. Однако увеличение высоты уступа при существующей технологии разработки лимитируется параметрами буровзрывных работ и выемочно-погрузочного оборудования. В связи с этим эффективность применения таких уступов связана с изменением технологии разработки.

Одним из вариантов новой технологии является разработка высоких уступов (высотой 30—35 м) не-

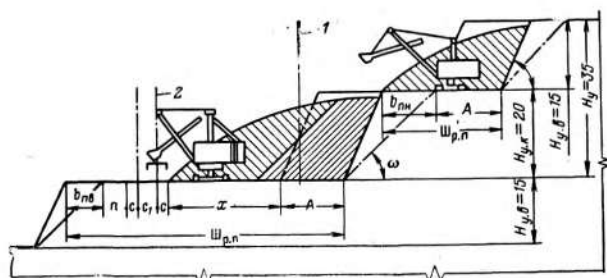


Рис. 4.10. Схема отработки двумя подступами:
1 — ось экскаватора; 2 — ось железнодорожного пути

сколькими подступами, которые обслуживаются одним транспортным горизонтом (рис. 4.10). По мере отработки нижнего подступа породы верхних подступов подваливаются в строго определенной последовательности на транспортный горизонт и железнодорожными составами вывозятся на отвалы.

В результате научных проработок МГИ и Карагандагипрошахта получены аналитические зависимости для определения максимальной высоты уступа. Максимальная высота уступа (м) по условию приемной способности транспортного горизонта при плоской форме навала определяется по формуле

$$H_{y \max} = 1,5 H_э = \frac{3,4 R_{ч.у} + H_э (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \omega)}{2 A_в k_p} H_э,$$

где $H_э$ — высота экскавации экскаватора на нижнем подступе, м; $R_{ч.у}$ — радиус экскавации на уровне стояния экскаватора на нижнем подступе, м; α, ω — угол откоса соответственно уступа и навала, градусы; $A_в$ — ширина заходки по целику на верхнем подступе, м; k_p — коэффициент разрыхления породы в навале.

Расчеты показывают, что в условиях Экибастузского бассейна при ширине заходки по целику 15 м $\alpha = 70^\circ$, $\omega = 40^\circ$, $k_p = 1,3$ и применении на нижнем подступе экскаваторов ЭКГ-20, ЭКГ-12,5, ЭКГ-8И максимальная высота уступа равна соответственно 48, 35 и 28 м.

Рациональная длина фронта вскрышных работ при отработке уступов подступами определялась из условия минимальных удельных приведенных затрат на выемку и погрузку породы, текущее содержание, ремонт и переукладку передвижных железнодорожных путей. Для максимального совмещения отдельных видов работ во времени строились рациональные графики организации работ на уступе, которые позволили увязать работу выемочно-погрузочного оборудования на верхнем и нижнем подступах и определить число экскаваторов, работающих на верхнем подступе, и число обслуживаемых ими транспортных горизонтов. В натурных условиях устанавливались параметры элементов технологической схемы, выявлялось влияние параметров буровзрывных работ на эффективность отработки уступа, исследовалось совместное влияние взрывной и экскаваторной подвалок на производительность

экскаваторов. Сначала на нижнем подступе производили рыхление и погрузку взорванной породы в думпкары. Затем взрывался верхний подступ и оставшаяся после взрыва порода подваливалась на транспортный горизонт. После этого порода грузилась в думпкары и осуществлялась переукладка железнодорожного пути. В результате было установлено, что при определенных условиях взрывания с увеличенным расходом ВВ объем породы, сбрасываемой взрывом на транспортный горизонт, может достигать 50—60%. При использовании на нижнем подступе экскаваторов ЭКГ-12,5 рекомендуются следующие рациональные параметры: высота уступа 35 м, высота нижнего подступа 20 м, высота верхнего подступа 15 м, ширина заходки по целику 15 м. При взрывании верхнего подступа следует применять наклонные скважины (угол наклона 30°). Удельный расход ВВ $0,3 \text{ кг/м}^3$. Реализация этой технологической схемы на разрезе «Северный» позволит уменьшить годовые объемы внешней вскрыши в первоначальные 20—25 лет на 14,4 млн. м³. При этом число транспортных горизонтов уменьшится в 1,4—1,5 раза, сократится протяженность передвижных железнодорожных путей на 25% (объем путепереуладочных работ будет меньше на 40—45%), а производительность экскаваторов увеличится на 10%. Годовой экономический эффект составит 2,15 млн. руб.

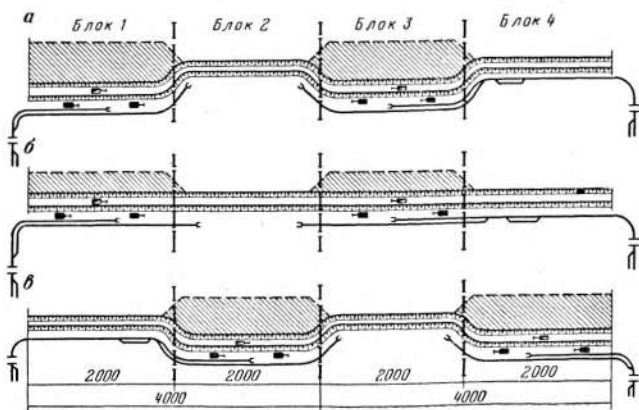


Рис. 4.11. Схема блочной отработки уступов:
а, б, в — этапы отработки

Одним из путей повышения эффективности использования горного оборудования и концентрации горных работ является поочередная отработка уступов блоками (рис. 4.11), сущность которой заключается в следующем. Уступ по простиранию разделяется на четыре блока различной длины. Число блоков и их длина зависят от схемы вскрытия, производительности разреза и расстановки оборудования по горизонтам. Вначале отрабатываются I и III блоки (см. рис. 4.11). После определенного периода, который устанавливается из условия требуемого темпа углубки, горные работы в I и III блоках приостанавливаются и начинается отработка II и IV блоков.

Интенсификация обеспечивается за счет уменьшения в 2 раза длины фронта работ на экскаваторе и сокращения времени обмена составов в забое. Сокращение времени обмена поездов в забое при отработке II и III блоков достигается за счет строительства на каждом горизонте дополнительного обменного пункта, который находится за пределами фронта работ экскаватора. При отработке этих блоков железнодорожные пути в I и IV блоках более качественно балластируются, что способствует интенсификации использования подвижного состава за счет повышения скорости движения по уступным путям, которые в этих условиях являются стационарными. Концентрация горных работ позволяет в 2 раза сократить протяженность передвижных путей и значительно уменьшить объем путевых работ.

При отработке добычных уступов сплошным фронтом на вскрышных уступах между блоками должно создаваться опережение (м), определяемое по формуле

$$B_6 = v_r t_6 .$$

где v_r — годовое подвигание фронта добычных работ, м;
 t_6 — продолжительность отработки блока, годы.

$$t_6 = \frac{Z_r}{P_p} ,$$

где Z_r — запасы полезного ископаемого на горизонте, млн. т; P_p — производительность разреза по углю, млн. т.

При отработке добычных уступов блоками на каждом этапе разработки в первую очередь устанавливается необходимый темп углубки из условия погоризонтных запасов блока и производительности разреза.

Расчеты показывают, что при отработке вскрышных уступов блоками на разрезе «Центральный» производительность экскаваторов увеличивается на 17—25%, приведенные затраты на экскавацию уменьшаются на 25—30%, в 2 раза сокращается протяженность передвижных железнодорожных путей; на 5—10% возрастает производительность локомотивосоставов и на 5—10% уменьшаются удельные приведенные затраты на транспортирование вскрыши. Годовой экономический эффект при переходе на отработку вскрышных уступов блоками составляет 2,8 млн. руб.

Так как угольные пласты на разрезе «Центральный» с глубины 200 м могут обрабатываться со стороны лежащего бока, то изменение порядка отработки угольных пластов позволит сократить высоту рабочей зоны вскрышного борта (рис. 4.12) и значительно снизить годовые объемы вскрышных работ. Переход разрезов на валовую выемку и обратный порядок отработки пластов позволит снизить годовой объем вскрышных работ на 30—35% (рис. 4.13). Совместная реализация мероприятий по концентрации вскрышных работ и интенсификации использования оборудования позволит снизить объем вскрышных работ на 40—50%, уменьшить длину фронта вскрышных уступов в 2,5—3,5 раза, увеличить производительность экскаваторов на 15—20%. Годовой экономический эффект составит 7—8 млн. руб.

При использовании железнодорожного транспорта

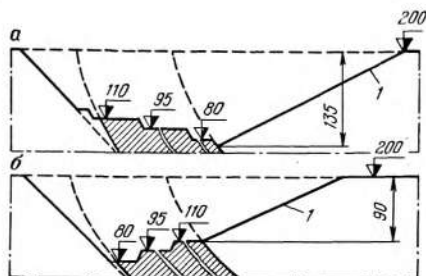


Рис. 4.12. Схема к определению рабочей зоны вскрышного борта при отработке угольных пластов от кровли к почве (а) и от почвы к кровле (б):

1 — вскрышной борт

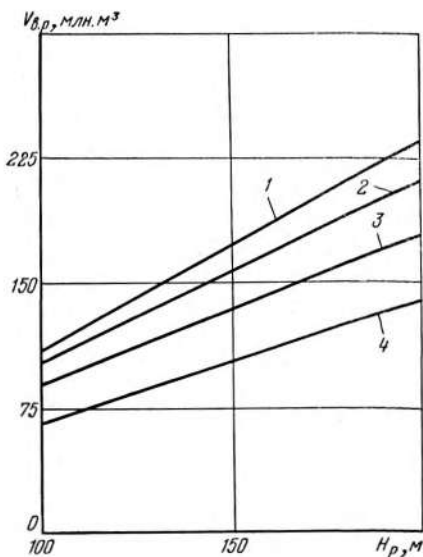


Рис. 4.13. График зависимости годового объема $V_{в.р}$ вскрышных работ от глубины H_p разработки:

1, 2 — соответственно при использовании обычных и высоких уступов; 3 — при разработке пластов от почвы к кровле; 4 — то же, при использовании высоких уступов

одним из направлений интенсификации вскрышных работ является строительство выездных траншей на нерабочих бортах разрезов. Такие траншеи должны иметь срок службы 10—15 лет. Целесообразно создание концентрированных горизонтов на нерабочих бортах разрезов. По данным МГИ на один концентрационный горизонт рационально обрабатывать 2—3 уступа.

Исследованиями, проведенными Центрогипрошахтом, УкрНИИпроектом, Карагандагипрошахтом, доказана целесообразность использования с глубины 250—300 м комбинированного транспорта. При этом возможно использование конвейеров и роторных экскаваторов или мощных одноковшовых экскаваторов с передвижными дробильными агрегатами, железнодорожный или автомобильный транспорт на горизонтальных участках и конвейерные подъемники (в наклонных стволах или открытых галереях).

Одним из путей уменьшения расстояния перевозок вскрышных пород является организация внутренних отвалов в выработанном пространстве на участках с пологим залеганием пластов.

5. ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ РАЗРЕЗОВ ЭКИБАСТУЗСКОГО БАССЕЙНА

Объединение «Экибастузуголь» занимает первое место в стране по объему добычи угля и темпам среднегодового прироста добычи. Технико-экономические показатели работы разрезов по годам приведены в табл. 5.1. Некоторое ухудшение показателей вскрышных работ за период 1970—1975 гг. вызвано вводом в эксплуатацию в 1970 г. первой очереди разреза «Богатырь». Рост производительности труда достигнут за счет внедрения новой техники, механизации и автоматизации производственных процессов концентрации производст-

Таблица 5.1

Показатели	1960 г.	1965 г.	1970 г.	1975 г.	1980 г.
Добыча угля, тыс. т	5981	14 288	22 750	45 802	66 547
Среднегодовой прирост добычи угля, %	—	19	14,3	14,5	12,8
Среднегодовая нагрузка на разрез тыс. т	5981	14 288	11 325	15 260	33 273
Объем вскрышных работ, тыс. м ³	12 953	27 791	42 147	64 382	55 968
Среднегодовой прирост объема вскрышных работ, %	—	16,5	12,5	11,25	7,6
Месячная производительность труда рабочего по добыче, т	270	382	513	810	1041,4
Среднегодовой прирост производительности рабочего, %	—	7,2	6,6	7,6	7
Затраты труда на добычу 1000 т угля, чел.-дни	83	59	44	28	22
Среднегодовое снижение затрат труда, %	—	0,75	6,3	7	6,4
Себестоимость 1 т угля, коп.	174	141	145	132	132
Балансовая прибыль, тыс. руб.	5174	15 324	16 424	38 724	56 478
Среднегодовой прирост балансовой прибыли, %	—	24,25	12,25	14,35	12,65
Фондовооруженность трудящегося, тыс. руб.	14	14,1	23,3	45	42,2
Среднегодовой прирост фондовооруженности, %	—	0,15	5,2	8,1	6,65

ва, совершенствования организации производства и труда. Колебанию себестоимости 1 т угля способствовали увеличение нормы амортизационных отчислений, повышение цен на отдельные виды материалов и оборудования, переоценка стоимости основных фондов, ввод в эксплуатацию разреза «Богатырь». За период 1960—1966 гг. наблюдался рост фондоотдачи, обусловленный тем, что добыча угля за этот период росла более быстрыми темпами, чем стоимость основных фондов. Начиная с 1966 г. этот разрыв между темпами роста объемов добычи и стоимостью основных фондов стал сокращаться за счет технического перевооружения разрезов. После 1966 г. наметилась тенденция к уменьшению фондоотдачи и увеличению фондовооруженности. Сопоставление объема добычи угля и стоимости основных фондов показывает, что стоимость основных фондов по отношению к 1960 г. возросла в 10 раз, а стоимость оборудования — почти в 25 раз. Добыча же угля выросла только в 8 раз. Росту основных фондов способствовали ввод в эксплуатацию разреза «Богатырь» и реконструкция разреза «Центральный». Это и привело к снижению фондоотдачи и росту фондовооруженности.

Показатели работы разреза «Богатырь». Опыт одновременной эксплуатации и строительства мощного угольного разреза (проектной производительностью 50 млн. т угля в год) очередями в течение более 10 лет является первым в угольной промышленности. На добычных работах разреза используются роторные экскаваторы производительностью 0,278, 0,347, 0,833 и 1,389 т/с. Вскрышные уступы обрабатываются экскаваторами ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5. Для нарезки новых горизонтов и зачистки кровли пласта используются экскаваторы ЭКГ-4у и ЭКГ-6,3у. В работе находится два угольных уступа высотой 15 м и три вскрышных уступа высотой 13 м. Ширина рабочих площадок 108 м. Высота отвала 29 м. Число тупиков 8. Длина тупика 2,3 км. Приемная способность 1 м отвального тупика 760 м³. Шаг передвижки отвальных путей 34 м. Транспортирование угля и пород осуществляется железнодорожным транспортом. Доля затрат на транспортирование составляет 50—55 % общих затрат. На разрезе работают тяговые агрегаты ОПЭ-1 сцепным весом 240 и 360 т, думпкары 2ВС-105, ВС-130, ВС-180.

Таблица 5.2

Годы	Использование календарного фонда времени экскаваторов, %								Коэффициент интенсивного использования экскаваторов
	Время чистой работы	Простой в ремонте	Простой из-за					климатических условий	
			аварий с механизмами	неподготовленности рабочего места	аварий на транспорте	ожидания порожних составов	отсутствия электроэнергии		

Роторные экскаваторы на добычных работах

1971	42,5	15,6	1,5	4,1	0,4	35,2	0,6	0,1	0,43
1975	58,7	27,5	1,8	0,2	0,3	10,8	0,3	0,2	0,59
1980	59,2	26,7	3,5	1,0	0,8	8,8	—	—	0,59

Одноковшовые экскаваторы на вскрышных работах

1971	52,7	13,1	3,1	2	0,8	25,2	0,8	0,3	0,53
1975	66,9	23,7	1	1	1,5	5,4	0,3	0,2	0,67
1980	63,2	24,8	1,4	0,9	4,8	3,5	1,3	—	0,63

Одноковшовые экскаваторы на отвальных работах

1971	49,5	16,6	1,5	1,5	1,3	28,7	0,7	0,2	0,50
1975	64,0	21,8	1,1	2,5	1,3	8,7	0,5	0,1	0,64
1980	66,9	22,4	0,8	0,5	6,2	1,9	1,3	—	0,67

Таблица 5.3

Показатели	1971 г.	1975 г.	1978 г.	1980 г.
Добыча угля, млн. т	6,05	24,25	35,54	45,2
Объем вскрышных работ, млн. м ³	8,21	22,73	24,78	21,6
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	1,35	0,94	0,70	0,49
Месячная производительность труда рабочего по угля, т	619,6	1156,7	1440,5	1532
То же, по горной массе, м ³	1196,6	1772,8	1452,2	1589
Себестоимость 1 т угля, руб.	1,82	0,95	1,01	1,01
Затраты на 1 м ³ вскрыши, руб.	0,56	0,51	0,44	0,45
Затраты труда на добычу 1000 т угля, чел.-дней	48,9	26,3	21,6	19,3

Средняя емкость вскрышного локомотивосостава 425 м³, годовая производительность 1,14 млн.м³.

В работе в среднем находится 70 % локомотивов и 80 % думпкаров. Одним из путей повышения степени использования оборудования и уменьшения продолжительности одного рейса является создание обменных пунктов на вскрышных и отвальных тупиках.

Показатели использования добычных и вскрышных экскаваторов на разрезе «Богатырь» за 1980 г. приведены в табл. 5.2, а показатели работы разреза — в табл. 5.3 и 5.4.

Таблица 5.4

Виды работ	Затраты труда на добычу 1000 т угля, чел.-дни			
	1971 г.	1975 г.	1978 г.	1980 г.
Добычные работы	9,8	7,6	8,1	7,8
В том числе экскаваторные и буровзрывные работы	3,8	3,5	4,1	3,5
Транспортирование угля	6	4,1	4	5
В том числе путевые работы	1,9	1,8	1,2	1,3
Вскрышные и отвальные работы	12,9	7,9	6	5,4
В том числе экскаваторные и буровзрывные работы	4,5	3,1	1,6	2,4
Транспортирование вскрыши	8,4	4,8	4,4	3
В том числе путевые работы	3,2	1,6	0,8	0,6
Прочие работы	26,2	10,8	7,5	5,4
В том числе ремонтные работы	12,5	5,8	4,3	3,2

На разрезе «Богатырь» среднегодовой прирост добычи составил 35 %, а среднегодовой прирост производительности труда — 13 %. Среднегодовая нагрузка на забой достигла 3,9 млн. т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Добыча угля на разрезах объединения «Экибастуз-уголь» непрерывно растет. В 1981 г. она составила 67,5 млн. т. В 1985 г. намечено добыть 84 млн. т угля. Увеличение добычи угля обусловлено потребностями народного хозяйства в дешевом энергетическом топливе. Рост добычи угля будет обеспечен за счет строительства новых и реконструкции действующих разрезов.

Так, производительность реконструируемого разреза «Северный» будет доверена до 35 млн. т угля в год. Ведутся работы по строительству угольного разреза «Восточный» производительностью 30 млн. т угля в год.

Как показали исследования ИГИ Минуглепрома СССР высокозольные прослойки угля являются ценным сырьем для производства глинозема, сплавов, абразивных, огнеупорных и других материалов. Эти сплавы могут быть использованы в качестве раскислителей при выплавке стали. Из углистых пород разреза «Богатырь» с повышенным содержанием окиси алюминия и малым содержанием окиси железа можно получить сплав (силикоалюминий), который может служить основой для получения силумина. При этом сократится расход алюминия и кремния, используемых для производства силумина путем сплавления. Из углистых пород при добавке к ним глины может быть также получен высококачественный кирпич.

Исследованиями ИГИ и ВНИИСтрома установлено, что высокозольные отходы после обогащения углистых пород можно использовать для получения строительной керамики, пористых заполнителей для легких и жаростойких бетонов.

Все изложенное выше свидетельствует о значительной эффективности для народного хозяйства страны дальнейшего развития добычи угля в Экибастузском бассейне.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР*. М., Недра, 1973.
2. *Винницкий Л. С.* Схемы разработки мощных сложноструктурных пластов Экибастузского месторождения. М., изд. ЦНИИЭИ-уголь, 1975.
3. *Совершенствование селективной разработки угольных пластов* / И. П. Федотов, Л. С. Винницкий, В. И. Молчанов и др. М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1974.
4. *Карьерные роторные экскаваторы* / В. М. Владимиров, А. И. Шендеров, Ю. Т. Калашников и др., Киев, Техника, 1968.
5. *Прогнозирование сопротивляемости горных пород при разработке роторными экскаваторами* / И. П. Федотов, Н. М. Белик, В. М. Владимиров и др. — Горный журнал, 1975, № 10, с. 55—58.
6. *Столяров Ю. П., Хазанет Л. Л.* Зубья с новой геометрией режущей части для ковшей роторных экскаваторов. М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1977.
7. *Федотов И. П., Белик Н. М., Винницкий Л. С.* Опыт внедрения роторных экскаваторов. М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1975.
8. *Таранов П. Я., Гудзь А. Г.* Разрушение горных пород взрывом. М., Недра, 1976.
9. *Богданюк В. Е., Аксенов В. П., Молчанов В. И.* Обоснование минимальной мощности селективно вынимаемых пачек и породных прослоек на Иртышском разрезе № 2. — Добыча угля открытым способом, 1968, № 10, с. 12—14.
10. *Применение роторных экскаваторов на добычных и вскрышных работах* / Ю. И. Беляков, И. П. Федотов, Н. М. Белик и др. М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1972.
11. *Федорякин Н. И., Федотов И. П.* Оценка технологических возможностей рабочего органа роторного экскаватора при селективной выемке угля. — Уголь, 1975, № 3, с. 23—24.
12. *Федорякин Н. И., Федотов И. П.* Способ селективной разработки угольных пластов. Авт. свид. на изобрет. № 496364. — Бюллетень изобретений, 1975, № 47.
13. *Федорякин Н. И., Федотов И. П.* Разработка сложноструктурных угольных пластов роторными экскаваторами. — Уголь, 1975, № 10, с. 36—37.
14. *Федорякин Н. И.* Валово-раздельная выемка полезных ископаемых. Алма-Ата, Наука, 1978.
15. *Мельников Н. В., Винницкий К. Е., Потапов М. Г.* Принципы поточной технологии с конвейеризацией транспорта на открытых разработках. М., Недра, 1968.
16. *Селянин В. Г.* Интенсификация горных работ в глубоких карьерах. М., Недра, 1977.
17. *Малышева Н. А., Ридель Р. И.* Прогнозирование качества добытого угля при проектировании разрезов. — Уголь, 1973, № 5, с. 24—28.

18. *Ридель Р. И.* Оптимизация и прогнозирование качества угля на разрезах. М., Недра, 1980.
19. *Соколовский М. М., Придко П. А., Ридель Р. И.* Перспективы развития Экибастузского бассейна. М., изд. ЦНИЭИуголь, 1977.
20. *Новое в технике и технологии открытой разработки недр Казахстана.* Алма-Ата, Наука, 1978.
21. *Виницкий Л. С., Гривча А. А., Терещенко А. П.* Перспективные схемы вскрышных работ на разрезах Экибастузского бассейна. М., изд. ЦНИЭИуголь, 1979.

ИВАН ПЕТРОВИЧ ФЕДОТОВ
ЛЕВ СЕМЕНОВИЧ ВИННИЦКИЙ

**ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА
СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ
УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Редактор издательства *Е. З. Шуберт*
Переплет художника *А. Е. Чучканова*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Графики-иллюстраторы *Б. Д. Кондратьев,*
Г. В. Ложникова
Технический редактор *М. И. Сырова*
Корректор *И. Ю. Каменская*

ИБ № 3397

Сдано в набор 01.06.82
Подписано в печать 31.08.82. Т-15086
Формат 84×108¹/₃₂ Бумага книжно-журнальная
Гарнитура литературная Печать высокая
Усл.-печ. л. 7,56 Усл. кр.-отт. 7,77 Уч.-изд. л. 7,70
Тираж 4000 экз. Заказ № 277/7983—10 Цена 40 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»
103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/14

Подольский филиал ПО «Периодика»
Союзполиграфпрома
при Государственном комитете СССР
по делам издательств,
полиграфии и книжной торговли,
г. Подольск, ул. Кирова, 25

40 коп.

НЕДРА