



Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра открытых горных работ

Андрей Александрович Сысоев
Олег Иванович Литвин
Ярослав Олегович Литвин

ИНЖЕНЕРНО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ПРИ ОБОСНОВАНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ НА РАЗРЕЗАХ

Электронное учебное пособие

Кемерово 2015

© КузГТУ, 2015,
© А. А. Сысоев,
О. И. Литвин,
Я. О. Литвин, 2015

УДК 622.271.3(075.8)

Рецензенты Кафедра открытых горных работ института геологии и геотехнологии Сибирского федерального университета (зав. кафедрой доктор технических наук, профессор А. И. Косолапов)

Доктор технических наук, профессор Л. С. Скрынник (кафедра производственного менеджмента ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»)

Кандидат технических наук С. В. Гришин (ОАО «Кузбассразрезуголь-Взрывпром», генеральный директор)

Сысоев А. А. Инженерно-экономические расчеты при обосновании технологических решений на разрезах: учеб. пособие [Электронный ресурс] : для студентов направления подготовки 130400 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы» / А. А. Сысоев, О. И. Литвин, Я. О. Литвин; КузГТУ, – Кемерово, 2015.

Посвящено методам обоснования технологических решений при разработке месторождений открытым способом; включает в себя как базовые методические принципы обоснования технологических решений, так и относительно новые подходы при оценке эффективности процессов открытых горных работ, которые еще не нашли своего отражения в учебной литературе, и комплекс программ в среде *MS Excel* для расчета технико-экономических показателей горного оборудования и процессов открытых горных работ

Рекомендуется использовать при подготовке экономической части дипломного проекта, также может быть использовано при изучении дисциплин «Экономическое обоснование технологических решений», «Экономика и менеджмент горного производства» и других, связанных с проектированием горнодобывающих предприятий, процессами открытых горных работ, информационным и компьютерным обеспечением.






Текстовое (символьное) электронное издание






Минимальные системные требования:	Частота процессора не менее 1,0 ГГц; ОЗУ 512 Мб; 20 Гб HDD; операционная система Windows XP; CD-ROM 4-скоростной; ПО для чтения файлов PDF-формата, MS Excel; SVGA-совместимая видеокарта; мышь.
-----------------------------------	--

© КузГТУ, 2015,
© А. А. Сысоев,
О. И. Литвин,
Я. О. Литвин, 2015

Сведения о программном обеспечении, которое использовано для создания электронного издания	MS Word, Adobe Acrobat XI, MS Excel	
Сведения о технической подготовке материалов для электронного издания	Редактор	Авторская редакция
Дата подписания к использованию/дата размещения на сайте	06.04.2015	
Объем издания в единицах измерения объема носителя, занятого цифровой информацией (байт, Кб, Мб)	6,0 Мб	
Продолжительность звуковых и видеофрагментов (в минутах)	—	
Комплектация издания (количество носителей, наличие сопроводительной документации)	1 CD-диск, без сопроводительной документации	
Наименование и контактные данные юридического лица, осуществившего запись на материальный носитель	Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева» 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28 Тел./факс: 8(3842) 58-35-84	

Содержание

Предисловие	6
Введение	8
1. Основные показатели технико-экономической эффективности технологических решений	10
1.1. Метод вариантов при выборе технологических решений	10
1.2. Виды себестоимости	11
1.3. Цена угольной продукции	14
1.3.1. Состав и структура цены	14
1.3.2. Основные факторы, влияющие на цену продукции	17
1.4. Учет фактора времени при расчете доходов и затрат	19
Контрольные вопросы	21
2. Технико-экономические показатели горного оборудования	22
2.1. Свойства вскрышных пород угольных разрезов	22
2.1.1. Структурно-прочностные свойства вскрышных пород	22
2.1.2. Обводненность вскрышных пород	25
2.2. Буровые станки 	33
2.2.1. Производительность буровых станков	33
2.2.2. Затраты на бурение	35
2.3. Осушающие машины 	37
2.3.1. Производительность осушающих машин	37
2.3.2. Затраты на осушение	42
2.4. Смесительно-зарядные машины	43
2.5. Забоечные машины	46
2.6. Одноковшовые экскаваторы 	47
2.6.1. Производительность экскаваторов	47
2.6.2. Затраты на экскавацию	50
2.7. Карьерные автосамосвалы 	52
2.7.1. Производительность карьерных автосамосвалов	52
2.7.2. Затраты на транспортирование горной массы	55
Контрольные вопросы	58
3. Расчет укрупненных затратных показателей	59
3.1. Распределение затрат на вскрышные и добычные работы	59
3.1.1. Метод расчета затрат на вскрышные и добычные работы	59
3.1.2. Оценка граничного коэффициента вскрыши	60
3.2. Распределение полных затрат по основным видам работ	61
3.3. Расчет участковой себестоимости по объемам выполненных работ 	64
Контрольные вопросы	68

4. Примеры обоснования технологических решений	69
4.1. Обоснование удельного расхода ВВ и показателей качества взрывной подготовки вскрышных пород	69
4.1.1. Показатели качества взрывной подготовки вскрышных пород	69
4.1.2. Методический принцип обоснования удельного расхода ВВ	70
4.1.3. Расчет удельного расхода ВВ.....	72
4.2. Приближенный расчет затрат на буровзрывные работы 	75
4.3. Эффективность удаления воды из обводненных взрывных скважин осушающими машинами	77
4.4. Эффективность контурного взрывания для снижения обводненности взрывных блоков 	78
4.4.1. Параметры контурного взрывания	78
4.4.2. Эффективность контурного взрывания.....	80
4.5. Обоснование резерва взорванной горной массы (ВГМ) 	82
4.5.1. Общий объем резерва ВГМ для группы экскаваторов.....	83
4.5.2. Рекомендуемые объемы взрывных блоков.....	89
4.6. Рациональная мощность слоя при отработке развала взорванной горной массы обратными гидравлическими экскаваторами	90
4.7. Количественный состав транспортного звена экскаваторно-автомобильных комплексов	94
4.8. Формирование грузопотоков при отработке сложных породугольных блоков	97
4.9. Условие эффективности временных автомобильных отвалов.....	101
4.10. Эффективность строительства установки для обогащения разубоженного угля.....	105
Контрольные вопросы	110
5. Учет инфляционных процессов при выполнении учебных расчетов.....	112
Заключение	114
Предметный указатель.....	115
Список использованной литературы.....	116
Приложения	118
Приложение 1. Примерные цены на угли разрезов Кузнецкого бассейна	118
Приложение 2. Примерные цены на взрывчатые материалы	119
Приложение 3. Методика расчета параметров БВР 	120
Приложение 4. Радиусы опасных зон при ведении взрывных работ 	124
Приложение 5. Перечень программ в среде MS Excel, представленных в электронной версии учебного пособия	126

Предисловие

На производственных предприятиях ни одно новое технологическое решение не принимается без технико-экономического обоснования его эффективности. Методология обоснования технологических решений горного производства, равно как и любых других видов производственной деятельности, находится в постоянном развитии. Поэтому методологические навыки, связанные с объективной необходимостью повышения эффективности инженерных решений, должны формироваться не только на основе обобщенных рекомендаций, представленных в классических курсах по базовым дисциплинам, но и с учетом того состояния изученности конкретных вопросов, которое имеет место на сегодняшний день.

Цель учебного пособия – предоставить студентам базовый материал, который необходим для изучения методов расчета и обоснования технико-экономических показателей процессов открытых горных работ, а также проиллюстрировать использование соответствующей методологии на конкретных практически встречающихся примерах. Пособие подразумевает знание таких специальных дисциплин, как «Основы горного дела», «Процессы открытых горных работ», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ», «Технология и безопасность взрывных работ».

Закономерности формирования экономических показателей, характеризующие технологические процессы горного производства, имеют в своей основе объективные функциональные зависимости между свойствами горных пород, параметрами оборудования и непосредственно технологического процесса. Поэтому большое внимание уделяется предметной стороне изучаемых вопросов, поскольку экономические показатели процессов добычи полезного ископаемого имеют достаточно простые функциональные связи с чисто техническими параметрами горного оборудования и технологических процессов. Последовательность изложения материала построена таким образом, чтобы была видна логика и причинно-следственная связь между исходными условиями ведения производственного процесса и окончательным наиболее целесообразным технологическим решением.

Предлагаемый для изучения материал имеет в своей основе общепринятые принципы оценки эффективности технологических

решений с последующей детализацией наиболее существенных внутренних технико-экономических связей, отражающих существо изучаемого процесса. Значительная часть примеров, посвященных отдельным процессам открытых горных работ, соответствует задачам, которые ставились в рамках плановых научных исследований кафедры открытых горных работ Кузбасского государственного технического университета. Эти примеры могут быть положены в основу дипломных проектов и дипломных работ студентами специальности «Открытые горные работы», а также использованы в дальнейшей практической деятельности выпускников.

Теоретический материал и соответствующие примеры рассмотрены с такой степенью детальности, которая бы обеспечивала полную возможность самостоятельного изучения вопросов. Кроме того, последовательность расчетных формул, перечень исходных данных и расчетных величин в каждом примере представлены в количестве, необходимом для решения задачи с использованием программных средств автоматизации вычислений.

Достаточно большой список использованной литературы позволяет обратиться к первоисточникам и получить дополнительную информацию по интересующему вопросу. Представленный список литературы является достаточным для подготовки обзорных разделов при подготовке студентами самостоятельных научно-исследовательских работ.

Для более полного усвоения материала в конце разделов сформулированы вопросы для самопроверки. Выделенные жирным шрифтом термины и абзацы концентрируют внимание на ключевой терминологии и практически значимых выводах.

Введение

Материал настоящего учебного пособия расширяет и дополняет материал, представленный в ранее изданном учебном пособии «Инженерно-экономические расчеты для открытых горных работ» [10], в части более детального изложения методов расчета технико-экономических показателей процессов открытых горных работ и рассмотрения большего количества конкретных примеров.

Структура пособия полностью предопределена логической последовательностью принятия технических и технологических решений. Эта последовательность включает в себя выбор критериев и показателей эффективности, оценку параметров, характеризующих природные факторы, расчет технико-экономических показателей оборудования и рассматриваемых технологических процессов открытых горных работ.

В первом разделе рассматриваются основные показатели технико-экономической эффективности технологических решений – все виды себестоимости, которые могут использоваться в инженерно-экономических расчетах, структуры и состава цены на угольную продукцию. В общем виде сформулирован общепринятый метод учета фактора времени при расчете доходов и затрат.

Второй раздел посвящен инженерным методам расчета технико-экономических показателей основных видов горнотранспортного оборудования в зависимости от свойств вскрышных пород угольных разрезов, типоразмеров оборудования и технологических условий его применения.

Рассматриваются две группы природных факторов, характеризующих эти свойства – структурно-прочностные свойства пород и технологические показатели их обводненности. Первая группа факторов довольно детально изучается в таких специальных дисциплинах, как «Процессы открытых горных работ» и «Технология и безопасность взрывных работ», поэтому соответствующий материал представлен в справочном виде. Технологические показатели обводненности взрывааемых массивов рассмотрены более подробно, поскольку в научном плане более полно они исследованы относительно недавно и в учебной литературе не представлены.

Разделы, связанные с технико-экономическими показателями горнотранспортного оборудования, содержат подробные методики

расчета производительности в зависимости от свойств пород, типов размеров оборудования и условий их применения, а также укрупненные методы расчета затрат на эксплуатацию оборудования. При этом методы расчета производительности всех видов оборудования основаны на определении продолжительности технологического цикла и продолжительности вспомогательных операций в зависимости от условий эксплуатации.

В третьем разделе рассматриваются методы приближенного расчета укрупненных затратных показателей при открытой разработке месторождений полезных ископаемых – удельных затрат на вскрышные и добычные работы, удельных затрат по основным видам работ, а также участковой себестоимости добычи по объемам выполненных работ. Эти методы могут быть использованы при сравнительной оценке технологических вариантов разработки месторождения, отличающимися расстоянием транспортирования горной массы, структурой объемов вскрыши по видам транспортирования, коэффициентами вскрыши и некоторыми другими горно-техническими показателями.

В четвертом разделе представлены некоторые конкретные примеры расчета технико-экономической эффективности технологических решений по различным процессам открытых горных работ (взрывная подготовка вскрышных пород, выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы), изучение которых позволит освоить методологию решения и других задач, встречающихся при выполнении дипломных работ и специальных частей дипломных проектов.

Наконец, в заключительном пятом разделе кратко изложены рекомендации по учету объективных инфляционных процессов при выполнении учебных расчетов для тех случаев, когда актуальная исходная информация об экономических показателях по каким-то причинам отсутствует.

Электронная версия учебного пособия включает в себя комплекс программ в среде MS Excel для расчета технико-экономических показателей горного оборудования и процессов открытых горных работ. Представленные программы могут быть использованы при подготовке экономической части дипломного проекта при оценке эффективности технологических решений, разработанных в специальных частях проекта.

1. Основные показатели технико-экономической эффективности технологических решений

1.1. Метод вариантов при выборе технологических решений

Технологические решения представляют собой комплекс мер, позволяющих достигнуть требуемого результата с учетом установленного срока и соблюдением необходимого качества продукции. Они могут включать не только технические, но и организационные составляющие. Возможные варианты технологических решений служат основой для определения их технико-экономических показателей.

Метод вариантов является основным методом решения оптимизационных задач горного производства. Сущность метода заключается в том, что выделяется несколько вариантов решения технологической задачи. Имеется один или несколько критериев оценки эффективности каждого из них. В результате технико-экономических расчетов определяются численные значения одного или нескольких критериев эффективности, на основе которых выбирается наиболее предпочтительный из возможных вариантов.

Отбор и обоснование возможных технологических вариантов решения осуществляется с учетом технических, социально-экономических, экологических и других ограничений. Из рассмотрения исключаются те варианты, которые по каким-либо причинам являются заведомо не осуществимыми.

Основными показателями, определяющими технико-экономическую эффективность технологических решений при разработке полезных ископаемых открытым способом, являются:

- объемы выполненных работ за некоторый плановый период времени, измеряемые натуральными показателями (тонны, метры кубические, тонно-километры и т. д.);
- затраты, необходимые для реализации технологического решения, измеряемые в денежных единицах;
- доходы, получаемые в результате реализации технологического решения, также измеряемые в денежных единицах. Данный показатель рассматривается, как правило, в том случае, когда возможные варианты решений отличаются объемами и/или качеством полезного ископаемого.

Из перечисленных показателей формируется критерий оптимальности технологического решения – количественный показатель, характеризующий технико-экономическую эффективность решения, с помощью которого рассматриваемый вариант можно сравнить с другими возможными вариантами. Например, при сравнении различных вариантов вскрышных технологических схем часто в качестве критерия используется показатель удельных затрат на производство вскрышных работ, определяемый как отношение затрат на разработку вскрыши к объему вскрыши (руб./м³).

Сравнение вариантов может осуществляться с использованием нескольких критериев. В приведенном примере, если удельные затраты в сравниваемых вариантах близки по величине, то предпочтение отдается варианту с большими объемами вскрыши.

Расчеты технико-экономических показателей возможных вариантов технологических решений, поиск и определение наилучшего из них составляют решение соответствующей оптимизационной задачи. Одним из свойств оптимизационных задач горного производства является их непрерывность.

Непрерывность оптимизационной задачи определяет количество вариантов, которые охватываются расчетом. Расчет может осуществляться на основе экономической оценки конечного числа возможных вариантов решения технической задачи или проекта (метод вариантов) либо путем непрерывной оптимизации, что по существу означает рассмотрение бесконечного числа возможных вариантов.

Например, разрез планирует приобрести новые автосамосвалы для работы в комплексе с экскаватором с вместимостью ковша 16 м³. Количество возможных вариантов расчета в этом случае определяется количеством фирм-производителей карьерных автосамосвалов грузоподъемностью 180–200 т.

Наряду с этим примером, задачи связанные с обоснованием максимальной глубины карьера или удельного расхода взрывчатого вещества относятся к классу непрерывных оптимизационных задач, т. к. возможных вариантов глубины и удельного расхода теоретически бесконечное количество.

1.2. Виды себестоимости

Себестоимость продукции – затраты овеществленного и живого труда, необходимые для производства продукции. Себестои-

мость продукции относится к числу важнейших количественных показателей, в обобщенном виде отражающих все стороны хозяйственной деятельности предприятий, их достижения и недостатки. Уровень себестоимости связан с объемом и качеством продукции, использованием рабочего времени, сырья, материалов, оборудования, расходом фонда оплаты труда и т. д.

Для горнодобывающих предприятий в целом под продукцией понимается, как правило, добытое полезное ископаемое, которое можно продать для дальнейшего использования. При этом эффективность производства может оцениваться, в частности, по производственной или полной себестоимости. **Производственная себестоимость** – охватывает только затраты, связанные с процессом производства продукции, а **полная себестоимость** – это сумма расходов, связанных с производством продукции (производственная себестоимость), и расходов по ее реализации (коммерческие расходы). Коммерческие расходы включают в себя затраты на погрузку, транспортировку и т. д.

Для принятия технологических решений горного производства под продукцией понимают объемы работ, которые были выполнены в рамках отдельных производственных процессов с учетом соответствующих финансовых затрат, повлиявшие на себестоимость конечного товарного продукта. Например, при работе бурового станка продукцией можно считать пробуренные скважины, исчисляемые количеством скважин или суммарной их длиной. Продукцией работы экскаваторно-автомобильного комплекса является отгруженная и перевезенная горная масса, количество которой измеряется объемными единицами.

Участковая себестоимость представляет собой текущие расходы участка (по ограниченному числу элементов затрат) на производство того вида продукции, которая производится на данном участке. Участковая себестоимость измеряется либо в абсолютных денежных единицах (руб.), либо относительно объема выполненной работы (например, руб./м³).

Участковая себестоимость формируется по месту возникновения затрат в процессе производства продукции. Она не должна быть обязательно товарной продукцией, подлежащей реализации на рынке. Эта продукция является результатом функционирования производственного участка, как объективно необходимого звена техноло-

гического процесса. Например, продукцией отвального участка горнодобывающего предприятия является складированная и уложенная в отвал порода. Количество этой продукции определяется соответствующим объемом вскрышной породы.

Себестоимость производственного процесса характеризует затраты, связанные с рассматриваемым технологическим процессом горного производства. Например, при разработке крепких вскрышных пород затраты по технологическому процессу их подготовки к выемочно-погрузочным работам определяются затратами на бурение и взрывание рассматриваемых объемов вскрыши (затраты на подготовку горной массы к выемке).

Себестоимость эксплуатации оборудования характеризует затраты, связанные со всеми видами затрат, которые несет предприятие для поддержания в работоспособном состоянии и эксплуатации данного вида оборудования. Себестоимость эксплуатации оборудования измеряется, как правило, удельными затратами, приходящимися на единицу выполняемой работы (руб./м³, руб./м, руб./т).

Себестоимость вскрышных работ определяет затраты, связанные с разработкой вскрыши – затраты на бурение, взрывание, экскавацию, транспортирование и отвалообразование. В общем случае при расчете затрат на экскавацию необходимо учитывать не только отчетные или плановые объемы непосредственно вскрыши, но и объемы переэкскавации, зачистки прочих работ. Аналогично при расчете затрат на транспортирование необходимо учитывать также объемы перемещения временных отвалов.

Себестоимость добычных работ включают в себя главным образом затраты на экскавацию угля и транспортирование его до склада.

Себестоимость добычи – отношение полных затрат разреза на добычу угля к объему добытого угля.

В состав угольных разрезов могут входить технологические звенья по повышению качества товарной продукции – сортировочные установки для разделения рядового угля на отдельные фракции по крупности и обогатительные фабрики и установки. В этом случае для оценки эффективности всего производственного цикла используется показатель **себестоимости производства угольной продукции**, дополнительно учитывающий затраты на переработку угля.

1.3. Цена угольной продукции

Себестоимость продукции, как денежное выражение затрат на ее производство и реализацию, является основным по значимости элементом в составе цены товара.

1.3.1. Состав и структура цены

Любая цена включает в себя определенные элементы. Если товар не облагается акцизом*, что в настоящее время имеет место для продукции горнодобывающих предприятий, то оптовая цена предприятия совпадет с отпускной и структура цены упрощается. При наличии нескольких оптовых посредников будет существовать соответствующее количество однотипных элементов "покупная цена оптового посредника" и "продажная цена оптового посредника". В результате доля снабженческо-сбытовой надбавки в составе цены возрастет, а структура цены товара усложнится.

Зная **структуру цены** производимой предприятием продукции (рис. 1.1), можно выявить, какую долю в цене занимают затраты, прибыль и налоги. На основе этого определяются резервы снижения себестоимости, вырабатывается ценовая стратегия, а также выбирается соответствующий данному моменту и цели предприятия метод ценообразования.

В рыночной экономике цена является одним из основных показателей конкурентоспособности продукции. Однако не всегда верно делать выводы о конкурентоспособности только по уровню цены или по ее соотношению с ценой предприятия-конкурента. Здесь важны обоснованность каждого элемента цены и достижение ее правильной структуры. Так, если предприятие производит убыточную или малоприбыльную продукцию и не может увеличить объем продаж, в результате чего произошло бы снижение затрат и рост массы прибыли, то ему придется снимать такую продукцию с производства, уступая свою долю рынка конкурентам. Если же в составе цены большой удельный вес занимают прибыль и налоги, то у предприятия имеется возможность последовательно снижать цену товара, увеличивая продажи, и вытеснять конкурентов.

* Акциз – вид косвенного налога преимущественно на товары массового потребления.

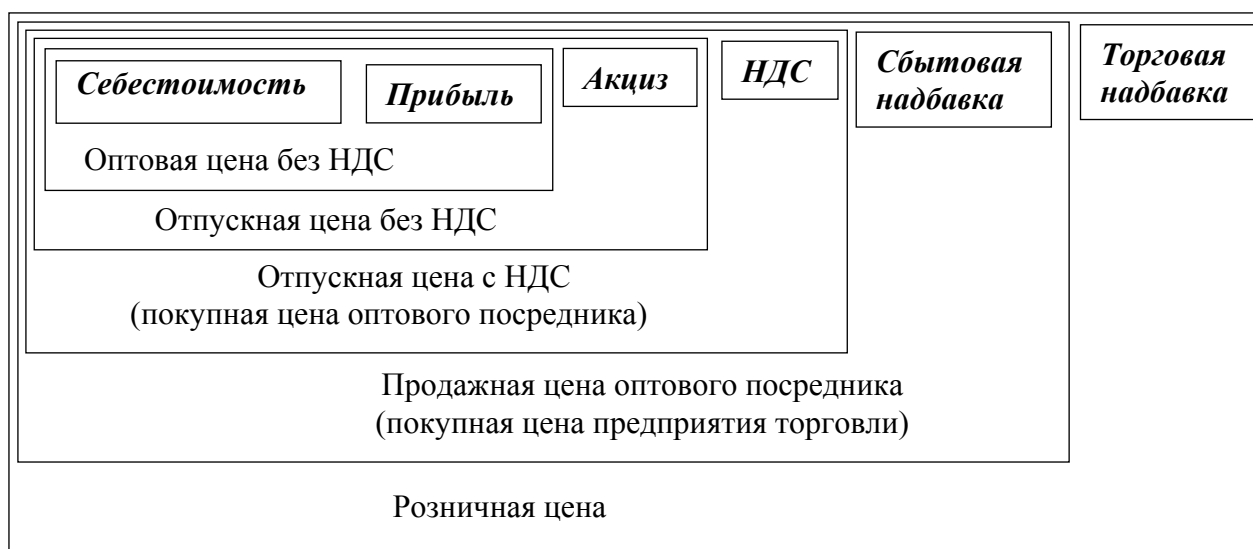


Рис. 1.1. Структура цены производственной продукции

При обосновании конкретной цены на предприятии разрабатывается калькуляция себестоимости единицы продукции. При этом перечень статей затрат, их состав и методы распределения по видам выполненных работ и месту возникновения затрат устанавливаются инструкциями по планированию, учету и калькулированию себестоимости продукции.

Перечень калькуляционных статей в значительной степени приближен к принятой за рубежом классификации затрат, согласно которой выделяют, как правило, три составляющие: прямые материалы, прямую заработную плату и накладные расходы. При этом прямые материалы и прямая заработная плата представляют собой основные расходы.

Зарубежная практика учета затрат и себестоимости в значительной степени базируется на теории разграничения затрат на постоянные и переменные в зависимости от изменения объема производства. Объясняется это тем, что на предприятиях, работающих в рыночных условиях, часто возникают ситуации, связанные с колебаниями загрузки производственных мощностей. Подобные колебания влекут за собой изменения в объемах продаж. Это, в свою очередь, существенно влияет на уровень себестоимости продукции и, как следствие, на финансовые результаты.

Другим важнейшим для предприятий элементом цены является прибыль. **Прибыль** – это форма дохода, полученного после того, как товар будет реализован по установленной цене. После уплаты налогов предприятия получают чистую прибыль (по-другому она

называется прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия). Чистая прибыль по решению собрания акционеров делится в определенном соотношении на фонд накопления и фонд потребления.

За счет фонда накопления предприятия могут осуществлять различные инвестиционные проекты, подготовку и переподготовку кадров. За счет фонда потребления возможно увеличение социальных выплат работникам предприятия.

Все методы ценообразования могут быть объединены в три большие группы: затратные, рыночные и эконометрические.

При определении цены необходимо учитывать различные методологические подходы и, прежде всего, должны быть учтены интересы производителя и потребителя. Одни методы (главным образом затратные) учитывают интересы производителя, который стремится возместить свои затраты и получить гарантированную прибыль без учета того, в какой степени такая цена адекватна той пользе, которую дает эта продукция потребителю. При подходе к цене с позиций полезности (т. е. с позиций покупателя) в тени остается вопрос, в какой мере такая цена выгодна конкретному производителю.

Только в условиях конкуренции формируется уровень цен, выгодный и той, и другой стороне. Такие компромиссные цены, во-первых, учитывают интересы двух сторон; во-вторых, конъюнктуру рынка. Именно такие рыночные цены становятся базой для формирования других цен на аналогичную продукцию, несмотря на то, что последние могут значительно отличаться друг от друга, так как могут учитывать различные дополнительные ценообразующие факторы.

Тем не менее, при исчислении рыночной цены в настоящее время наиболее широко применяется метод, основанный на определении полных издержек. Главное преимущество данного метода — его простота и удобство. Наряду с этим при установлении цены непосредственно в расчетах не принимаются во внимание имеющийся спрос на продукцию горного предприятия, конкуренция на рынке. Поэтому возможна ситуация, когда товар при данной цене не будет пользоваться спросом, а продукция конкурентов может быть лучше по качеству. Кроме того, отнесение на себестоимость товара постоянных накладных расходов, например арендной платы, которые являются расходами по управлению предприятием, а не расходами для производства данной продукции, является условным.

По степени доступности получения информации об уровне цен различают публикуемые и расчетные цены.

Публикуемые цены – это цены, сообщаемые в специальных и фирменных источниках информации. Они доступны через печатные издания, фирменные проспекты, а также через корпоративные и глобальные компьютерные цены. Пример публикуемых цен представлен в прил. 1.

Расчетные цены применяются в договорах и контрактах предприятия-поставщика с конкретным потребителем продукции и определяются с учетом его требований и разного рода скидок. Расчетные цены, так же как и условия контракта, как правило, включаются в перечень сведений, составляющих коммерческую тайну.

1.3.2. Основные факторы, влияющие на цену продукции

Цена на продукцию горнодобывающих предприятий как важнейшая составляющая критериев при принятии не только текущих и оперативных технических решений, но и перспективных проектных решений зависит от многих факторов. Условно их можно подразделить на природные, горнотехнические, технологические и рыночные.

Природные факторы включают в себя совокупность физико-химических свойств полезного ископаемого, которые определяют степень его пригодности для использования в смежных отраслях промышленности. Например, по отношению к углю такими показателями являются высшая теплота сгорания, материнская зольность, содержание серы и такой интегральный показатель, как марка угля^{*}. Цены на рядовые угли разных марок отличаются более чем в два раза. Поскольку физико-химические свойства полезного ископаемого на уровне добывающих предприятий являются неуправляемыми, предприятия в той или иной мере имеют разные предопределенные природой экономические условия производственной деятельности.

К факторам технологического порядка относятся крупность товарного угля, внешняя зола и внешняя влага. В зависимости от этих показателей цена угля, как правило, определяется для отдельных промышленных сортотмарок по формуле

^{*} Марка угля интегрирует в себе многие показатели – толщину пластического слоя, выход летучих веществ и другие физико-химические свойства.

$$C_{\phi} = C_{\text{н}} \cdot [1 + \Delta_1 \cdot (A_{\text{н}} - A_{\phi}) + \Delta_2 \cdot (W_{\text{н}} - W_{\phi})], \quad (1.1)$$

где C_{ϕ} , $C_{\text{н}}$ – соответственно фактическая и нормативная цена отдельной сортомарки угля, руб./т; A_{ϕ} , $A_{\text{н}}$ – соответственно фактическая и нормативная зольность сортомарки, %; W_{ϕ} , $W_{\text{н}}$ – соответственно фактическая и нормативная влажность сортомарки, %; Δ_1 , Δ_2 – надбавки (скидки) за отклонение соответственно фактической зольности и фактической влажности от нормативных значений, дол. ед.

Нормативная цена отдельных классов товарного угля на 10–30 % выше по сравнению с ценой на рядовой уголь этой же марки. Существование разницы объясняется тем, что коэффициент полезного действия оборудования на предприятиях теплоэнергетики выше при использовании рассортированных углей. В частности, технология пылевидного сжигания топлива предусматривает предварительное измельчение угля, поэтому потребитель платит более высокую цену за полностью или частично готовый к использованию уголь.

От фактических значений влаги и золы зависит теплота сгорания угля, поэтому наличие поправок к нормативной цене от названных показателей качества также обосновано. Очевидно, что снижение теплоты сгорания прямо пропорционально увеличению как внешней золы, так и внешней влаги. Кроме того, при этом снижается коэффициент полезного действия теплоэнергетического оборудования, увеличиваются затраты потребителя на утилизацию золы, увеличиваются экологически вредные выбросы.

При заключении договоров между потребителями и поставщиками угля устанавливаются нормативная цена, а также размеры скидок и надбавок к цене в зависимости от фактических показателей качества товарного угля. В договорах на поставку рядовых углей фактическая цена (C_{ϕ} , руб./т) часто определяется в зависимости от соотношения фактической теплоты сгорания топлива (Q_{ϕ} , ккал/кг) и нормативной (договорной) теплоты сгорания ($Q_{\text{н}}$):

$$C_{\phi} = C_{\text{н}} \frac{Q_{\phi}}{Q_{\text{н}}}, \quad (1.2)$$

где $C_{\text{н}}$ – нормативная цена угля, руб./т.

Размеры скидок и надбавок могут быть более выгодны потребителю (при относительно высоких значениях) или поставщику (при небольших значениях). Например, по золе существовала поправка в размере $\Delta_1 = 0,03$ (за каждый процент отклонения зольности от нормативного значения цена угля изменялась в большую или меньшую сторону на 3 %). Такая величина поправки была призвана стимулировать производство более качественного товарного угля, развитие обогатительных мощностей и повышение эффективности предприятий теплоэнергетики. Со временем величина поправки была уменьшена до $\Delta_1 = 0,025$. В настоящее время некоторые компании устанавливают поправку по золе в размере $\Delta_1 = 0,015$.

Увеличение зольности рабочего топлива на 1 % приводит к увеличению его расхода как при послойном, так и при пылевидном сжигании на 1,5 – 2,0 %.

1.4. Учет фактора времени при расчете доходов и затрат

Технологические решения могут быть связаны с различной продолжительностью времени их реализации. По этому признаку они разделяются на динамические и статические задачи. Проектные и долговременные технико-экономические задачи оптимизации горных предприятий (глубина карьеров, производственная мощность, выбор оборудования, схем вскрытия и др.) относятся к группе динамических задач, в которых оцениваемые и сравниваемые варианты различаются не только величиной затрат, но также временем их вложения, величиной прибыли и временем ее получения.

Сравниваемые варианты характеризуются неравномерностью годовых объемов работ, значительной разницей вложения затрат на добычные и вскрышные работы в силу того, что вскрышные работы опережают по времени добычу полезного ископаемого. Кроме того, возможные варианты могут отличаться как годовыми объемами добычи полезного ископаемого в течение оцениваемого периода, так и продолжительностью непосредственно самого периода оценки.

В соответствии методическими рекомендациями по оценке инвестиционных проектов и их отбору для финансирования решение долгосрочных и перспективных задач производства должно выполняться с учетом фактора времени.

Время вложения затрат и получения доходов являются такими же существенными факторами, как и сами значения затрат и доходов. Средства, затраченные или полученные в разные (по отношению друг к другу) годы, должны получать разную оценку. Эффект, достигаемый быстрее, имеет большую экономическую значимость, чем аналогичный эффект, достигаемый позднее. По той же логике затраты, отнесенные на будущие годы, имеют объективно меньшую значимость, чем такие же затраты, возникающие в текущий момент времени. Поэтому для количественного учета фактора времени разновременные затраты и доходы приводятся к одному моменту времени при помощи метода сложных процентов. Безразмерная величина, определяющая сопоставимость экономических показателей разных лет, называется дисконтом или нормой дисконта, а минимальный временной промежуток их сопоставления – шагом дисконтирования.

Дисконт является приемлемой нормой дохода на капитал. **Шаг дисконтирования** может быть любым, но должен быть одинаковым для всех вариантов. В проектах горных работ, включая открытые горные работы, шаг дисконтирования принимается, как правило, равным году, т. е. условно считается, что затраты и доходы осуществляются в конце года.

Для долговременных проектных решений, которые реализуются в течение нескольких лет, используется годовая норма дисконта $r_{\text{год}}$ (дол. ед.), составляющая для горнодобывающих предприятий 0,1–0,25. Эту величину можно пересчитать и для других периодов времени. В частности, месячная норма дисконта определяется по формуле

$$r_{\text{мес}} = \sqrt[12]{1 + r_{\text{год}}} - 1. \quad (1.3)$$

Затраты и доходы, приведенные к одному моменту времени с помощью сложных процентов, называются **дисконтированными**. Только при этом подходе разновременные затраты и доходы становятся сопоставимыми и могут быть суммированы.

Исходя из метода сложных процентов, приведение прямых экономических показателей будущего периода к настоящему моменту времени производится по формуле

$$Z_0 = \frac{Z_t}{(1+r)^t}, \quad (1.4)$$

где t – удаленность экономического показателя во времени от настоящего момента, лет; Z_t – прямое значение экономического показателя через t лет после настоящего момента времени, руб.; Z_0 – дисконтированное или приведенное к настоящему моменту времени значение экономического показателя, руб.; r – норма дисконта, дол. ед.

Аналогично приведение прямых экономических показателей прошлого периода к настоящему моменту времени производится по формуле

$$Z_0 = Z_t \cdot (1+r)^t. \quad (1.5)$$

В общем случае экономический показатель, отстоящий на t лет от точки приведения, корректируется коэффициентом дисконтирования $\alpha_t = (1+r)^t$, где $t = T_0 - T$; T – расчетный год; T_0 – точка приведения (год, к которому приводятся расчетные показатели).

Из математических соображений по формулам (1.4) и (1.5) видно, что для показателей будущего периода $\alpha_t < 1$, для показателей прошлого периода $\alpha_t > 1$. Следовательно, **для повышения эффективности проекта затраты целесообразно относить на более поздний период времени, а получение доходов планировать на более ранний период.**

Дополнительная литература [9, 10, 15, 17]

Контрольные вопросы

1. Основные показатели, которые используются при решении оптимизационные задачи горного производства.
2. Назовите состав элементов цены на производственную продукцию.
3. От каких потребительских свойств зависит цена на товарный уголь?
4. В чем отличие между статическими и динамическими задачами расчета технико-экономических показателей?
5. Что называется дисконтом? С какой целью этот показатель используется в технико-экономических расчетах?

2. Техничко-экономические показатели горного оборудования

2.1. Свойства вскрышных пород угольных разрезов

Основной объем горной массы на разрезах представлен крепкими вскрышными породами, свойства которых в значительной степени определяют производительность основного горно-транспортного оборудования и эффективность всех технологических процессов. В настоящем разделе рассматриваются две группы природных факторов, характеризующих эти свойства: структурно-прочностные свойства вскрышных пород и технологические показатели их обводненности. Оказывая прямое влияние на параметры буровзрывных работ, они оказывают опосредованное влияние и на последующие процессы.

2.1.1. Структурно-прочностные свойства вскрышных пород.

Классификация вскрышных пород по блочности

Структурно-прочностные свойства горных пород являются основной группой природных факторов, в зависимости от которых выбирается технология производства и параметры взрывных работ. Для оценки эффективности технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых широкое распространение получили классификации горных пород. В качестве классификационных признаков принимают свойства пород, определяющие параметры того или иного технологического процесса, а сами свойства пород в этом случае принято называть технологическими.

Обычно свойства пород характеризуются некоторым количественным показателем, по которому породы подразделяются на классы или категории. По категориям пород нормируются расход основных и вспомогательных материалов, работа технологического оборудования, дается количественная оценка принимаемым решениям, определяется область применения технологии. В целом такое деление пород упорядочивает технологические расчеты.

В настоящее время широко распространены классификации, имеющие региональное и ведомственное значение. Они используются в отраслевых нормативных и руководящих технических документах. Ведется работа над созданием обобщенных (межведомственных) классификаций горных пород.

На основе опыта ведения открытых горных работ, теоретических и экспериментальных исследований установлено, что эффективность производственных процессов в значительной степени определяется структурно-прочностными, упругими и акустическими характеристиками пород. Закономерности их изменения во взаимосвязи с геолого-генетическими признаками предопределяют возможность классификации вскрышных пород разрезов по блочности (табл. 2.1).

В соответствии с этой классификацией все породы угольных разрезов разделены на пять категорий. Каждая категория характеризуется как свойствами «в куске» (плотность, временное сопротивление сжатию), так и свойствами массива (диаметр средней естественной отдельности, содержание фракции +1000 мм, модуль упругости, акустическая жесткость). Классификация используется в отраслевых нормативно-методических документах при обосновании параметров и показателей технологических процессов и схем ведения горных работ.

Связь блочности и прочности вскрышных пород

В производственных условиях отнесение вскрышной породы к той или иной категории по блочности можно выполнить по одному из двух классификационных признаков – **прочности породы** на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ (МПа) или диаметру средней по объему естественной отдельности d_e (м). Исторически сложилось так, что с этой целью используется также введенный проф. М. М. Протодяконовым безразмерный показатель крепости породы f (ед.), численное значение которого составляет

$$f = 0,1 \sigma_{сж} . \quad (2.1)$$

Между **крепостью породы** по шкале проф. М. М. Протодяконова и диаметром средней естественной отдельности существует статистически обоснованная взаимосвязь

$$d_e = 0,2 f , \quad (2.2)$$

что с учетом (2.1) предопределяет взаимосвязь между прочностью породы и **диаметром средней естественной отдельности**

$$d_e = 0,02 \sigma_{сж} \quad (2.3)$$

Таблица 2.1

Классификация вскрышных пород угольных разрезов по блочности

Категория пород по блочности	Блочность пород. Петрографическая характеристика основных литотипов пород	Физико-механические свойства		Структурные свойства	Упругие и акустические свойства массива	
		плотность, т/м ³	временное сопротивление сжатию, МПа	диаметр средней естественной отдельности, м	модуль упругости, МПа	акустическая жесткость, г/см ³ ·см/с·10 ⁵
I	Мелкоблочные. Мелкоблочные алевролиты, аргиллиты, углистые песчаники, алевролиты	2,3–2,45	< 40	< 0,8	< 20	< 3
II	Среднеблочные. Аргиллиты, алевролиты на глинистом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Песчаники на глинистом цементе	2,4–2,5	40–60	0,8-1,2	20–35	3,0-3,5
III	Крупноблочные. Алевролиты на карбонатном и карбонатно-глинистом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Конгломераты и гравелиты	2,43–2,52	60-80	1,2-1,6	35–50	3,5-4,0
IV	Весьма крупноблочные. Алевролит на карбонатном цементе. Разнозернистые песчаники с повышенным содержанием в цементе кремнистого и карбонатного материала	2,45–2,55	80–100	1,6-2,0	50– 65	4,0-4,5
V	Исключительно крупноблочные. Алевролит карбонатный. Разнозернистые песчаники с высоким содержанием кремнистого и карбонатного материала	2,5–2,6	> 100	> 2	> 65	> 4,5

В связи с этим в настоящем учебном пособии в качестве классификационного признака при отнесении породы к той или иной категории по блочности может использоваться любой из вышеперечисленных показателей в соответствии с тем, как это сделано в первоисточнике, из которого заимствована формула.

2.1.2. Обводненность вскрышных пород

Технологические показатели обводненности взрывных блоков

Наряду со структурно-прочностными свойствами вскрышных пород существенное влияние на выбор и обоснование параметров взрывных работ оказывает обводненность горного массива. Не учитывать этот природный фактор нельзя, поскольку в каждой второй скважине в той или иной мере присутствует вода.

Обводненность месторождения характеризуется совокупностью факторов, определяющих сложность проведения горных выработок: величиной притока воды и пьезометрического напора над выработками, водоотдачей горных пород и их устойчивостью к размывающему и растворяющему действию воды. На увеличение обводненности непосредственно буровзрывного блока существенно влияют разрывные нарушения и трещиноватость массива горных пород. При взрывании вскрышных блоков на угольных разрезах не всегда учитываются гидрогеологические, горнотехнические и природные факторы.

Технология и организация взрывных работ при подготовке обводненных вскрышных пород к выемке на разрезах является более сложной и более затратной по сравнению с необводненными условиями. Производительность зарядного оборудования и персонала при этом заметно снижается, а затраты на буровзрывную подготовку горной массы увеличиваются на 20–30 %.

Гидрогеологические факторы проявляются при выборе ассортимента взрывчатых материалов, обосновании технологии заряжения скважин и способов формирования зарядов, при выборе технических средств и технологических мероприятий по снижению негативного влияния обводненности.

Наличие воды в скважинах препятствует формированию рекомендуемых наукой и апробированных на практике конструкций скважинных зарядов, которые обеспечивают качественную подготовку горной массы к выемке. Это относится к средствам рассредо-

точения зарядов при наличии воды, их гидроизоляции в случае использования неводоустойчивых ВВ, а также средств и способов забойки сильнообводненных скважин.

Угольные месторождения разнообразны по горно-геологическим условиям, причем основные характеристики, такие как трещиноватость, обводненность, прочность пород, угол напластования, могут существенно изменяться даже в пределах одного блока.

Изученность обводненности горного массива позволяет повысить технико-экономические показатели угольных разрезов. После определения закономерностей влияния различных факторов на обводненность массива горных пород возможно установить параметры подготовки взрывного блока, при которых влияние обводненности будет существенно снижено.

На обводненность буровзрывных блоков угольных разрезов влияют следующие факторы:

- геологические – трещиноватость, блочность горных пород;
- гидрогеологические – водоносность горных пород, коэффициент водообильности карьера, водопроницаемость горной породы, скорость и коэффициент фильтрации;
- горнотехнические – высота и профиль рабочего борта разреза, параметры элементов уступа, геометрические параметры буровзрывного блока;
- климатические и сезонные факторы – количество атмосферных осадков, интенсивность дождей, максимальное значение высоты столба воды в период апрель – август.

От первых трех факторов зависит уровень грунтовых вод в массиве горных пород. Последний фактор обводненности влияет на наличие в скважинах и массиве поверхностных вод. Горнотехнические факторы обводненности массивов не влияют на изменение водообильности угольных разрезов в течение года.

Мероприятия, направленные на снижение негативного влияния обводненности на технологические процессы открытой разработки месторождений, можно условно разделить на три группы:

- общекарьерные, преследующие цель снижения обводненности в масштабах карьера в целом или отдельного его участка;
- локальные, охватывающие некоторую относительно небольшую часть фронта горных работ или отдельный взрывной блок;

– процессные, связанные с адаптацией технологических процессов к фактически существующим условиям обводненности.

Общекарьерные мероприятия по осушению преследуют цель понизить уровень подземных вод посредством проведения специальных выработок: траншей, сети подземных выработок и скважин. Способы осушения должны выбираться в зависимости от гидрогеологических свойств горных пород и уровня грунтовых вод.

Различают три способа осушения месторождения:

– поверхностный способ осушения – производится с помощью вертикальных водопоглощающих и горизонтальных опережающих дренажных скважин;

– подземный способ осушения – предусматривает проведение на месторождении или участке открытых работ шахтных стволов и штреков с расчетом осушения всей залежи полезного ископаемого и перекрывающих их пород в пределах технической границы карьеров;

– комбинированный способ – объединяет мероприятия поверхностного и подземного способов осушения.

Локальные дренажные системы для отдельных блоков являются временными на период бурения основной системы скважин и их зарядки. Создание локальной дренажной системы возможно, например, путем предварительного контурного взрывания, с помощью которого создается щель по проектному контуру уступа, являющаяся своеобразным препятствием для движения грунтовых потоков воды.

Процессные мероприятия снижения уровня воды в скважинах ограничиваются в настоящее время путем простой откачки воды с использованием осушающих машин. Более подробно этот способ будет рассмотрен в последующих разделах.

С технологической точки зрения взрывные скважины делятся на сухие и обводненные. К сухим относятся скважины, которые могут быть заряжены простейшими неводоустойчивыми ВВ без каких-либо дополнительных мероприятий, связанных с защитой заряда ВВ от воды.

Обводненные скважины отличаются как по высоте столба воды, так и по водообильности, что связано с гидрогеологическими характеристиками массива горных пород в границах карьерного поля, наличием поверхностных вод и атмосферными осадками.

В самом упрощенном варианте степень обводненности взрывааемых породных массивов оценивается по относительной величине столба воды в скважине тремя уровнями: 1 – высота столба воды в скважине не превышает глубины перебура; 2 – не превышает половины высоты уступа; 3 – более половины высоты уступа. Однако для принятия технологических решений по зарядке скважин такой градации недостаточно. Высота столба воды (h_B , м) является абсолютным статическим показателем обводненности скважины и характеризует уровень воды, установившийся за относительно длительное время после окончания бурения скважины. Отношение высоты столба воды к глубине скважины принято называть **коэффициентом обводненности** данной скважины:

$$k_{\text{обв}} = \frac{h_B}{l_{\text{СКВ}}}, \quad (2.4)$$

где $l_{\text{СКВ}}$ – глубина скважины, м.

Водообильность скважины является динамическим показателем обводненности и характеризует скорость притока воды в скважину. В гидрогеологии под водообильностью понимается количество воды, отдаваемое породой. По степени водообильности породы имеют следующую условную классификацию:

- сильноводообильные с дебитом скважин более 10 л/с;
- водообильные с дебитом скважин 1–10 л/с;
- слабоводообильные – 0,1–1,0 л/с;
- сильновлагоёмкие – 0,01–0,1 л/с;
- водоупорные.

Имеются и другие понятия так или иначе связанные с обводненностью взрывааемого массив (водоносность – свойство пород задерживать воду и выделять ее при разработке месторождения, водопроницаемость – способность породы пропускать через себя воду при некотором перепаде давления, и др.).

В технической и маркшейдерской документации для ведения буровзрывных работ параметры водообильности не указываются. Однако показатель водообильности массива горных пород исключительно важен, поскольку от него зависит применение той или иной технологии снижения обводненности массива или скважин.

Для технологической оценки водообильности по отношению к скважинам взрывного блока используется понятие **скорости вос-**

становления столба воды в буровой скважине после ее осушения (w , м/мин), определяемой как прирост высоты столба за единицу времени. С технологической точки зрения он более удобен, поскольку с его помощью достаточно просто определить промежуток времени, который имеется в процессе зарядки для формирования заряда ВВ на допустимый столб воды.

В общем случае скорость восстановления не является постоянной и зависит от большого числа факторов, основными из которых являются высота, равномерность распределения и интенсивность источников попадания воды в скважину. Если предположить, что фильтрационные характеристики массива одинаковы по глубине скважины, то высота столба воды в скважине после откачки в зависимости от времени в первом приближении может быть записана в виде функции

$$h(t) = h_{\text{в}} (1 - e^{-Ct}), \quad (2.5)$$

где $h_{\text{в}}$ – начальная высота столба воды в скважине, м; C – постоянный коэффициент; t – время, мин.

Качественная картина восстановления уровня воды в скважине изображена на рис. 2.1, откуда видно, что наибольшая скорость восстановления имеет место в начальный момент времени после откачки. Именно эта скорость представляет интерес с технологической точки зрения, поскольку при относительно небольших ее значениях возможно зарядить скважину на столб воды в пределах перебура скважин.

Скорость восстановления уровня воды в скважине после откачки осушающей машиной может быть различной. Будем различать две группы обводненных скважин по скорости восстановления первоначального уровня:

- **слабоприточные скважины** при $w < 0,2 - 0,25$ м/мин;
- **приточные скважины** при $w > 0,25$ м/мин.

Такая группировка связана с конкретным технологическим соображением. Время механизированного формирования заряда в полиэтиленовом рукаве составляет около 5–7 мин. Таким образом скорость восстановления уровня воды в скважине, ограничивающая возможность применения осушающей машины для удаления воды из скважины с последующей зарядкой неводоустойчивым ВВ, составляет $w = 0,2 - 0,25$ м/мин.

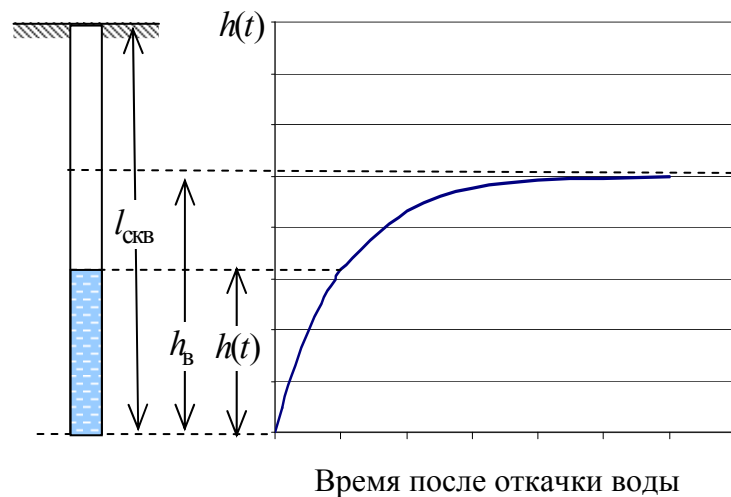


Рис. 2.1. Качественная картина восстановления уровня воды в скважине

На рис. 2.2 показана динамика восстановления уровня воды после откачки в приточных скважинах при различной высоте столба воды до откачки. Начальная скорость восстановления уровня воды в представленных измерениях составила от 1 до 7 м/мин.

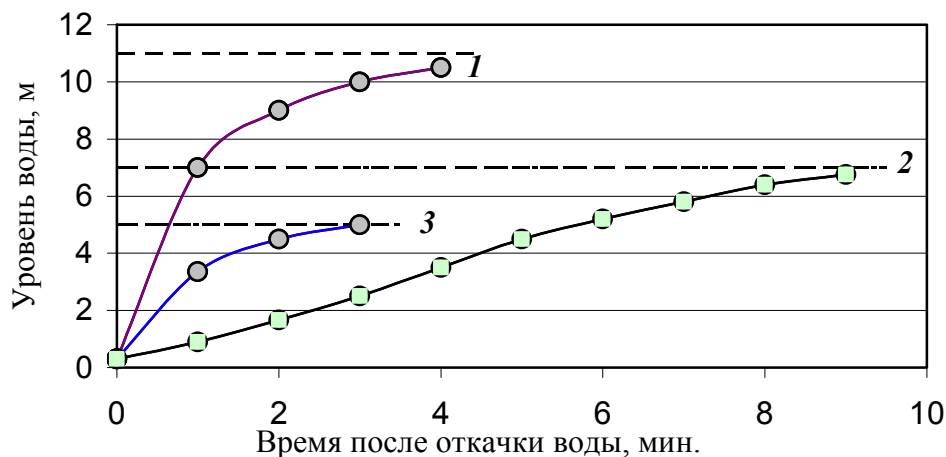


Рис. 2.2. Динамика восстановления уровня воды после откачки в приточных скважинах:

1 – $h_B = 11$ м; $w = 7$ м/мин.; 2 – $h_B = 7$ м; $w = 1$ м/мин.; 3 – $h_B = 5$ м; $w = 3,5$ м/мин.

Начальная высота столба воды в скважине и блочность массива, которая в той или иной мере характеризует его трещиноватость, не являются определяющими факторами для скорости восстановления начального уровня. Поэтому для решения вопроса о

способе зарядки скважин в зависимости от начальной скорости восстановления на каждом отдельном блоке необходима пробная откачка по результатам которой и должно приниматься решение.

На рис. 2.3 показана динамика восстановления уровня воды после откачки в слабоприточных скважинах, пробуренных на разных взрывных блоках, при различной высоте столба воды до откачки. Особенность данной серии наблюдений заключается в том, что за период времени сравнимый со временем зарядки скважин, прирост высоты столба воды после откачки остается линейным.

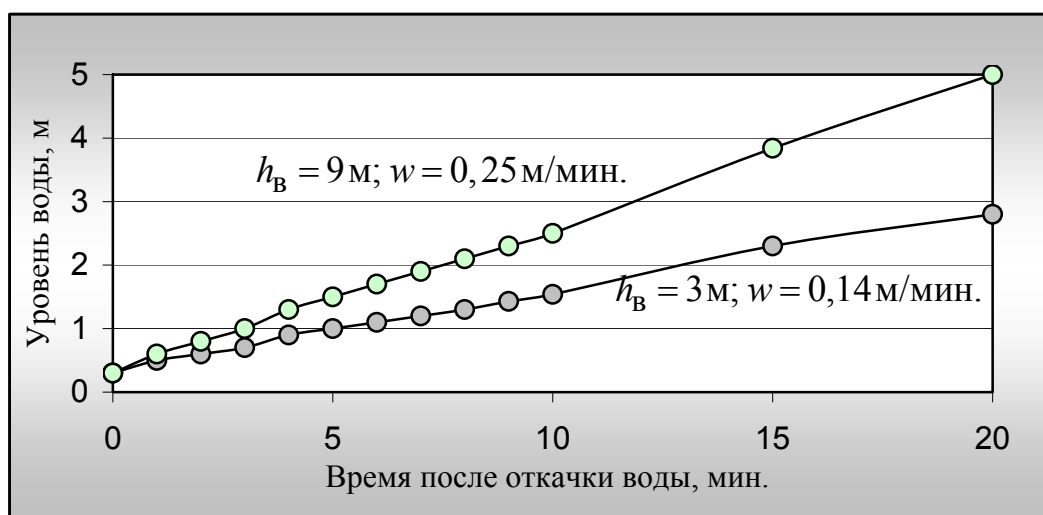


Рис. 2.3. Динамика восстановления уровня воды после откачки в слабоприточных скважинах

Технологически обоснованное применение осушающих машин ограничено группой слабоприточных скважин.

Оперативная оценка обводненности взрывных блоков

Технологические показатели обводненности взрывного блока – уровень грунтовых вод в пределах этого блока ($h_{\text{в}}$, м) и скорость восстановления уровня воды в скважинах после ее откачки осушающими машинами (w , м/мин) – являются необходимой исходной информацией при проектировании параметров буровзрывных работ в обводненных породах.

Уровень грунтовых вод в пределах блока не является постоянным. Наибольшее его значение наблюдается со стороны задней стенки блока, а наименьшее со стороны откоса и торца блока. Точное распределение уровня грунтовых вод можно установить только после измерения высоты столба воды в пробуренных взрывных скважинах по всей площади блока. До бурения основной системы

скважин начальный уровень воды можно оценить только приближенно.

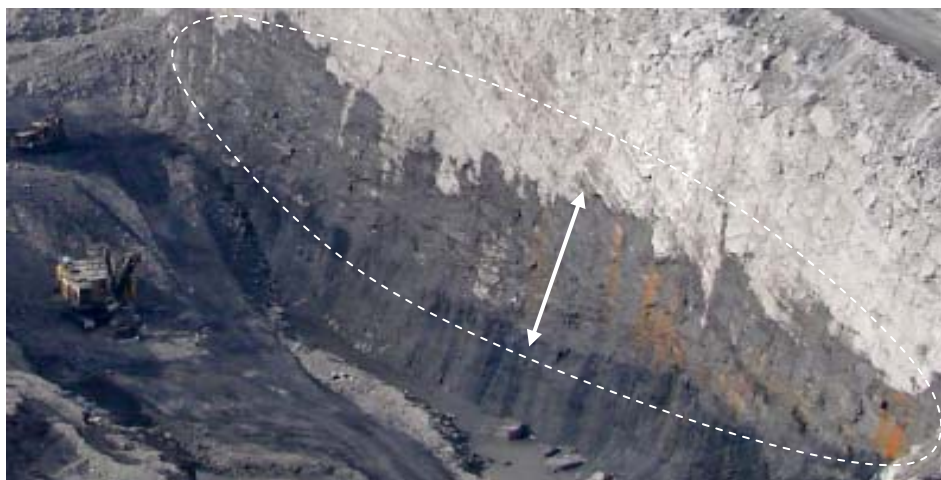


Рис. 2.4. Выход грунтовых вод со стороны откоса уступа

При подготовке вскрышных уступов для разработки по бес-транспортной технологии, когда предварительное контурное взрывание является обязательным, информацией для оценки ожидаемого уровня воды в скважинах основной системы является:

- уровень воды в скважинах контурного ряда;
- высота выхода воды со стороны откоса уступа (рис. 2.4);
- данные об обводненности ранее взорванного блока.

Для взрывных блоков, разрабатываемых по транспортной технологии, оценку показателей обводненности рекомендуется определять по результатам пробной откачки воды из пионерных скважин.

Пионерные скважины включают в себя скважины последнего ряда, а также торцевые скважины со стороны закрытого торца взрывного блока.

Продолжительность бурения пионерных скважин составляет, как правило, не менее одной смены, что достаточно для того, чтобы в них установился стабильный уровень воды. Устанавливаются ожидаемые показатели обводненности (h_b, w), в зависимости от которых принимается оперативное решение о дальнейших технологических действиях.

2.2. Буровые станки

2.2.1. Производительность буровых станков

Преимущественное распространение на открытых горных работах в России получили станки вращательного бурения шарошечными долотами, которыми бурят около 80 % всех взрывных скважин на карьерах. На угольных разрезах Кузбасса в настоящее время парк буровых станков представлен машинами, выпускаемыми фирмами Atlas Copco, Ingersoll-Rand, Bucyrus-Erie.

Расчет сменной производительности станка выполняется по результатам обработки хронометражных наблюдений технической скорости бурения и вспомогательных операций (передвижка, горизонтирование, наращивание штанг и т. д.) в различных горнотехнических условиях, которые в совокупности определяют **технологический цикл бурового станка** (рис. 2.5), а также с учетом регламентированных перерывов.

Таблица 2.2

Основные технические характеристики буровых станков импортного производства

№ пп	Характеристики	Марка буровых станков				
		DM-M2	PV 271	DML	DM-45	СКФ
1	Диаметр скважины, мм	251-270	200-270	152-270	170-203	152-270
2	Длина штанги, м	до 10	до 17,5	до 10	до 10	до 8,6
3	Глубина бурения, м	до 53,3	до 31	до 54,9	до 54,9	до 53,3
4	Наклонное бурение, град	0-30	0-30	0-30	0-30	н/д
5	Усилие подачи, кг	34020	34020	27216	22680	22680
7	Скорость вращателя	0-150	0-170	0-160	0-160	0-220
8	Момент вращения, Н·м	11975	6440	7320	7320	12882
9	Компрессор, м ³ /мин	53,8	53,8	34	29,7	29,7
10	Мощность двигателя, л. с.	760	760	525	475	475
11	Скорость хода, км/ч	1,9	1,8	2,7	3,1	3,14
12	Топливный бак, л	1325	2375	1440	1440	1389
13	Рабочий вес, т	6,1	7,5	4,3	3,5	3,7

Сменная производительность бурового станка ($Q_{см}^{(б.с.)}$, м/смену) определяется временем использования смены ($k_{см}^{(б.с.)}$, дол. ед.), про-

должительностью технологического цикла станка ($t_{\text{ц}}$, мин) и глубиной скважин ($l_{\text{СКВ}}$, м):

$$Q_{\text{см}}^{(\text{б.с.})} = \frac{60 k_{\text{см}}^{(\text{б.с.})} T_{\text{см}}}{t_{\text{ц}}} l_{\text{СКВ}} \cdot \quad (2.6)$$

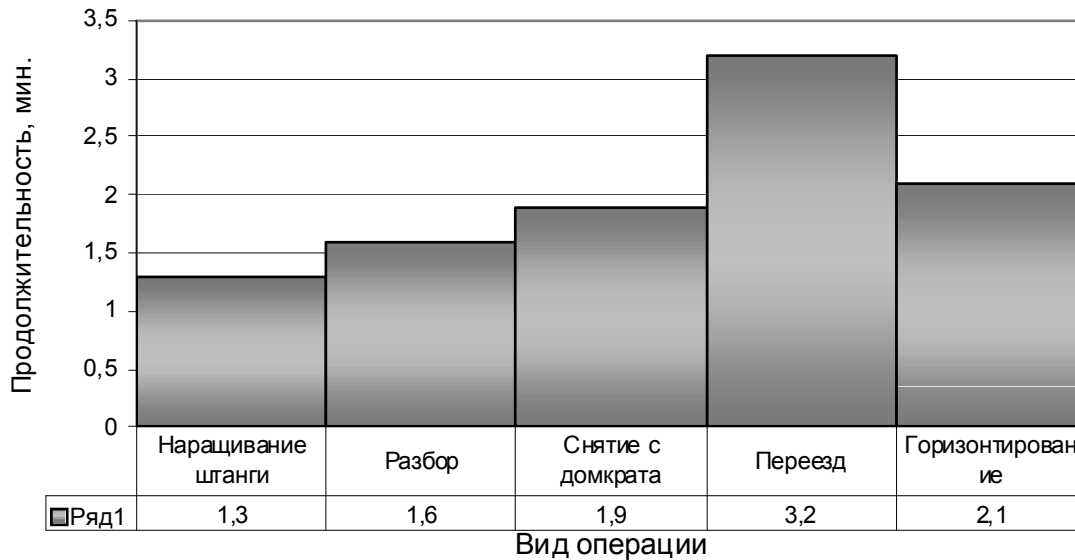


Рис. 2.5. Продолжительность вспомогательных операций цикла бурового станка DML-1200

Коэффициент использования времени смены составляет (при 12-часовой смене):

$$k_{\text{см}}^{(\text{б.с.})} = \frac{T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}}}{T_{\text{см}}} = 0,92-0,96, \quad (2.7)$$

где $T_{\text{п.з}}$, $T_{\text{р}}$ – продолжительность предварительно-заключительных операций и регламентируемых перерывов, ч.

На рис. 2.6 показана характерная зависимость сменной производительности бурового станка DML-1200 (216 мм) от глубины скважин при различных значениях прочности породы. Наибольшее влияние на производительность бурового станка оказывает прочность бурильной породы.

Скорость бурения ($v_{\text{б}}$, м/мин) зависит от диаметра бурового инструмента ($d_{\text{СКВ}}$, м) и крепости породы (f) и рассчитывается по формуле

$$v_{\text{б}} = 4,5 \exp(d_{\text{СКВ}} - 0,2 f). \quad (2.8)$$

Соответственно продолжительность технологического цикла бурового станка будет вычисляться по формуле

$$t_{\text{ц}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{б}}} + \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{извл}}} + t_{\text{всп}}, \quad (2.9)$$

где $t_{\text{всп}}$ – продолжительность вспомогательных операций, мин;
 $v_{\text{извл}}$ – скорость извлечения штанги из скважины, м/мин.

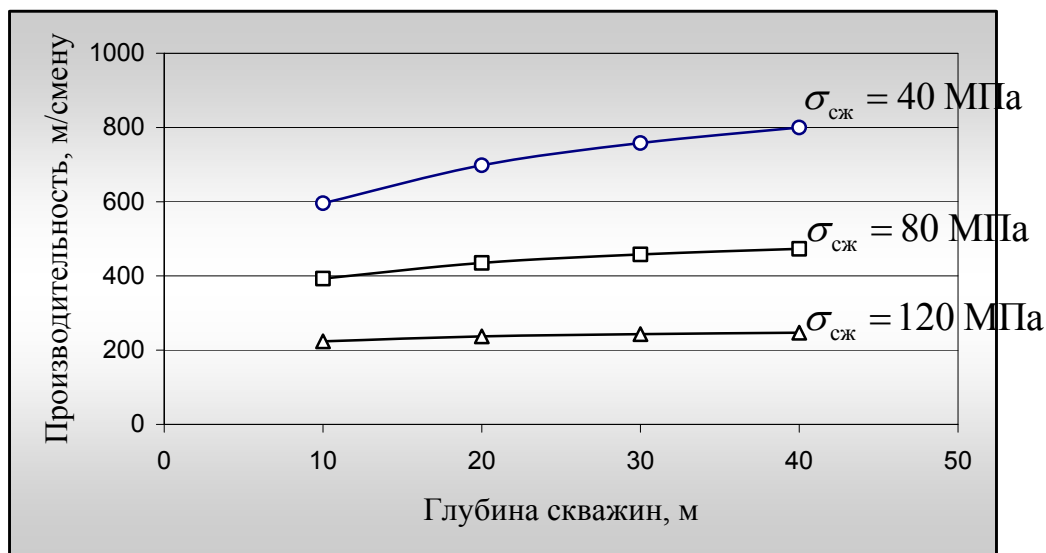


Рис. 2.6. Характерная зависимость сменной производительности бурового станка DML-1200 (216 мм) от глубины скважин при различных значениях прочности породы.

В записанном выражении первое слагаемое представляет собой чистое время бурения скважины при скорости бурения $v_{\text{б}}$ (м/мин), второе – чистое время извлечения штанг из скважины (мин), последнее – продолжительность вспомогательных операций в составе технологического цикла бурового станка.

2.2.2. Затраты на бурение

Затраты на эксплуатацию станка определяются на основе фактических данных по элементам затрат (амортизация, ГСМ, услуги производственного характера и т. д.) с учетом цены и стойкости бурового инструмента. В частности, анализ причин замены шарошечных долот показал, что их стойкость в обводненных породах практически определяется стойкостью опор. Заклинивание опоры шарошки вызывает прекращение ее вращения, следствием чего явля-

ется износ зубьев ее вооружения. При этом нарушается нормальная работа остальных шарошек долота, поскольку значительная часть крутящего момента и осевого усилия, приложенных к долоту, воспринимается невращающейся шарошкой. Стойкость долота в обводненных породах на 25–30 % меньше по сравнению с необводненными породами.

В табл. 2.3 для примера представлены фактические данные о годовых затратах на эксплуатацию бурового станка DML-1200 по ценам 2013 г.

Таблица 2.3

Годовые затраты на эксплуатацию станков DML-1200

Элементы затрат	Затраты, тыс. руб.
Амортизация, тыс. руб.	6440
ГСМ (электроэнергия), тыс. руб.	12907
Запасные части, тыс. руб.	6242
Услуги произв. характера, тыс. руб.	1587
Заработная плата, тыс. руб.	4094
Начисления на з/п, тыс. руб.	1019
Затраты на буровой инструмент:	
долото, тыс. руб.	3634
штанги, тыс. руб.	1566
Затраты всего, тыс. руб.	37488

Стоимость машино-смены бурового станка в ценах 2013 г. ($C_{MC}^{(bc)}$, руб./смену) может быть определена по формуле

$$C_{MC}^{(bc)} = 8700 e^{8,2 d_{скв}}, \quad (2.10)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважин, м.

При выполнении приближенных инженерно-экономических расчетов часто удобно пользоваться стоимостью бурения 1 м скважины ($c_{бур}$, руб./м), определяемой как отношение стоимости машино-смены к сменной производительности бурового станка:

$$c_{бур} = \frac{C_{MC}^{(bc)}}{Q_{MC}^{(bc)}}. \quad (2.11)$$

В табл. 2.4 представлены значения стоимости бурения при типовых диаметрах бурового инструмента и при различной крепости породы.

Таблица 2.4

Удельные затраты на бурение ($c_{\text{бур}}$, руб./м)

(цены 2013 г.)

Крепость породы, f	Диаметр бурения, м		
	0,190	0,216	0,240
4	72	89	107
8	104	127	152
12	174	211	252

2.3. Осушающие машины

Одним из условий, обеспечивающих возможность применения осушающих машин при последующей зарядке скважин неводоустойчивыми ВВ, является такая скорость восстановления воды в скважине после ее осушения, при которой за время зарядки скважины неводоустойчивым ВВ в полиэтиленовый рукав или с использованием других средств изоляции заряда уровень воды в скважине не превысит 1,0–1,5 м. Этому условию удовлетворяют слабоприточные скважины со скоростью восстановления уровня воды после откачки осушающими машинами $w < 0,2 - 0,25$ м/мин.

2.3.1. Производительность осушающих машин

Отечественная промышленность в настоящее время не производит осушающих машин для открытых горных работ. Имеющаяся в литературе информация о машинах, которые эксплуатировались ранее, представлена в табл. 2.5. Во-первых, машины с погружными насосами являются более предпочтительными, поскольку не требуют дополнительных компонентов для осуществления процесса осушения, во-вторых, воду можно отводить на некоторое расстояние от осушаемой скважины, и она не возвращается обратно.

На многих разрезах эксплуатируются осушающие установки «Legra» на базе относительно небольших автомобилей типа УАЗ. Осушающая установка «Legra», производства США, представляет собой глубинный насос, закрепленный на шланге при помощи троса, проходящего внутри шланга вместе с гидравлической линией. Шланг с насосом скручен на катушке с телескопической стрелой, предназначенной для позиционирования оси насоса и оси скважи-

ны. Привод насоса, катушки и стрелы осуществляется при помощи гидравлической маслостанции, работающей от автономного двигателя.

Таблица 2.5

Технические характеристики осушающих машин

Показатели	Тип машины		
	УОС – 250	МО – 1	Машина НИИКМА
Базовый автомобиль	ГАЗ-66	МАЗ-509А	БелАЗ-540А
Производительность, скважин/смену	120–150	до 200	150–160
Осушаемые скважины: – диаметр – глубина	0, 2–0,23 25	0, 16–0,23 23	0, 2–0,23 до 40
Способ осушения	погружной	воздух+ сульфанол	воздух+ алкисульфат

По техническим характеристикам возможно использование двух моделей установок «Legra»: модель 140 с глубиной погружения насоса до 30 м и модель 150 с глубиной погружения насоса до 65 м (табл. 2.6). Технические характеристики представлены в таблице.

Таблица 2.6

Техническая характеристика установки для осушения скважин
LEGRA

Показатели	MODEL 130/140	MODEL 150
Производительность насоса	250 л/м при 35 м	300 л/м при 55 м
Максимальная глубина опускания насоса	30 м	65 м
Диаметр насоса	90 мм	130 мм
Диаметр шланга	65 мм	65 мм
Размеры главной рамы	1150 x 750 1220 мм	1450 x 850 x 1300 мм
Вес	450 кг	750 кг

В настоящее время применяются следующие способы работы установки:

- в случае наличия в скважине «поверхностной» воды (атмосферные осадки), а также при соблюдении условия непродолжительного нахождения ВВ в скважине производится осушение скважин с последующим заряджанием скважин неводоустойчивым ВВ;
- в случае взрывания пород с минимальным коэффициентом фильтрации (заполнение скважины водой занимает продолжительное время) производится удаление воды из скважины с последующим заряджанием неводоустойчивым ВВ в полиэтиленовый рукав;
- в случае высокой обводненности производится удаление воды с последующим заряджанием нижней части скважины водоустойчивым ВВ. Столб водоустойчивого ВВ превышает столб воды в скважине на 0,5–1,0 м. В день проведения взрывных работ производится формирование верхней части заряда неводоустойчивым ВВ.

Под технической производительностью осушающей машины при удалении воды из слабоприточных скважин понимается количество скважин, осушаемых за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях ($Q_{\text{тех}}^{(\text{ом})}$, шт./ч). Осушающая машина, как и многие другие виды горного оборудования, является машиной циклического действия, поэтому можно говорить о продолжительности ее **технологического цикла** ($t_{\text{ц}}$, мин), который состоит из отдельных операций. При существующих конструктивных решениях большинства промышленных осушающих машин эти операции включают в себя следующие:

- опускание погружного насоса и соединительного шланга в обводненную скважину на глубину примерно равную глубине скважины ($l_{\text{СКВ}}$, м). Продолжительность этой операции ($t_{\text{оп}}$, мин) может быть рассчитана по известной скорости опускания насоса ($v_{\text{оп}}$, м/мин):

$$t_{\text{оп}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{оп}}} ; \quad (2.12)$$

- продолжительность операции откачки воды ($t_{\text{отк}}$, мин.) зависит от производительности насоса ($V_{\text{отк}}$, м³/мин) и объема воды в скважине ($V_{\text{в}}$, м³). Объем воды в скважине зависит от коэффициента

обводненности ($k_{\text{обв}}$, дол. ед.), глубины скважины и ее диаметра ($d_{\text{скв}}$, м), поэтому

$$t_{\text{отк}} = \frac{k_{\text{обв}} l_{\text{скв}} \pi d_{\text{скв}}^2}{4V_{\text{отк}}}; \quad (2.13)$$

– продолжительность операции подъема насоса определяется в зависимости от скорости подъема ($v_{\text{под}}$, м/мин) и глубины скважины:

$$t_{\text{под}} = \frac{l_{\text{скв}}}{v_{\text{под}}}; \quad (2.14)$$

– продолжительность передвижки ($t_{\text{пер}}$, мин) является величиной постоянной.

Таким образом, формула для расчета продолжительности технологического цикла осушающей машины примет вид:

$$t_{\text{ц}} = \frac{l_{\text{скв}}}{v_{\text{оп}}} + \frac{k_{\text{обв}} l_{\text{скв}} \pi d_{\text{скв}}^2}{4V_{\text{отк}}} + \frac{l_{\text{скв}}}{v_{\text{под}}} + t_{\text{пер}}. \quad (2.15)$$

В этом случае сменная производительность осушающей машины ($Q_{\text{см}}$, шт./смену) без учета внеплановых простоев:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60(T_{\text{см}} + T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}})}{t_{\text{ц}}}, \quad (2.16)$$

где $T_{\text{см}}$, $T_{\text{п.з}}$, $T_{\text{р}}$ – продолжительность смены, подготовительных и заключительных операций и регламентируемых перерывов, ч ($T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}} = 0,5 \div 1,0$, ч).

В табл. 2.7 представлены диапазоны изменения параметров, характеризующих условия откачки воды из обводненных скважин на разрезах.

При организации совместной работы осушающей машины со смесительно-зарядной машиной необходимо знать продолжительность осушения одной скважины с учетом переезда к следующей. В табл. 2.8 представлен фрагмент расчета продолжительности цикла осушающей машины при различных значениях глубины скважины и коэффициента ее обводненности. Из таблицы видно, что в указанных диапазонах их изменения (эти диапазоны соответствуют наи-

более часто встречающимся условиям) продолжительность цикла осушающей машины составляет от 2,5 до 8 мин.

Таблица 2.7

Исходные данные для расчетов

Исходная величина	Диапазон изменения
Глубина скважин, м	5 – 35
Коэффициент обводненности, дол. ед.	0,1 – 0,9
Диаметр скважин, м	0,171 – 0,320
Производительность насоса, м ³ /мин	0,25 – 0,35
Скорость опускания насоса, м/мин	10 – 20
Скорость подъема насоса, м/мин	10 – 20
Продолжительность передвижки, мин	1 – 2

Таблица 2.8

Расчетная продолжительность цикла осушающей машины (мин.)

$k_{обв}$, дол. ед.	Глубина скважин, м					
	5	10	15	20	25	30
0,2	2,4	3,3	4,3	5,2	6,1	7,0
0,4	2,5	3,5	4,5	5,6	6,6	7,6
0,6	2,6	3,7	4,8	5,9	7,0	8,1

Наиболее существенным фактором, влияющим на производительность осушающей машины, является глубина скважин. На рис. 2.7 показана расчетная зависимость сменной производительности осушающей машины ($T_{см} = 12$ ч) от глубины скважин диаметром 216 мм при различных значениях коэффициента обводненности. Так при увеличении глубины скважин с 10 до 20 м производительность уменьшается со 180–200 шт./смену до 110–130 шт./смену.

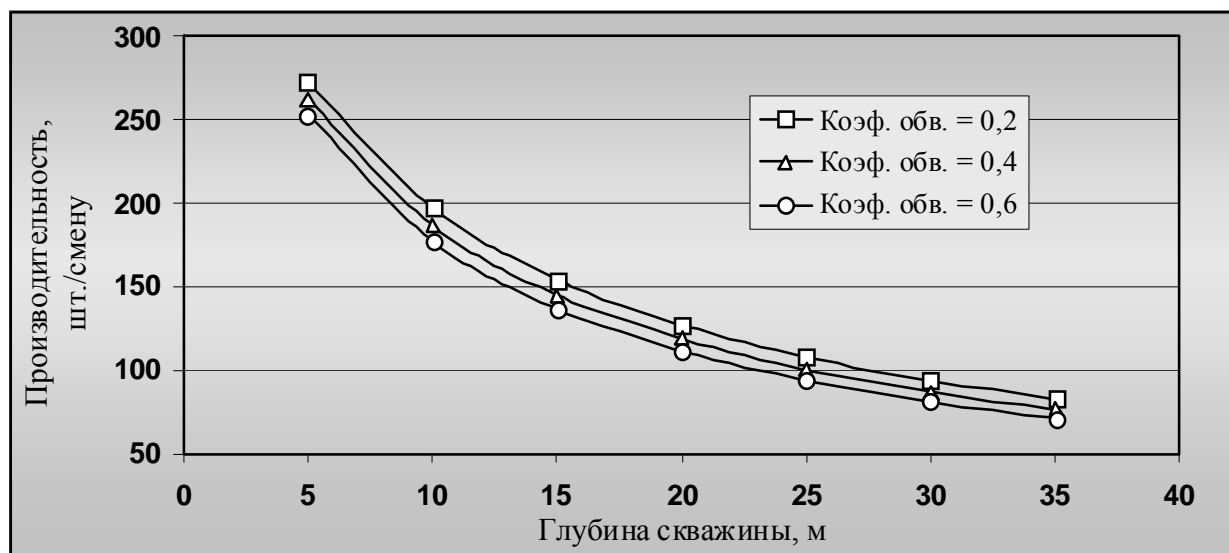


Рис. 2.7. Зависимость производительности осушающей машины от глубины скважин диаметром 216 мм при различных значениях коэффициента обводненности

2.3.2. Затраты на осушение

Использование осушающих машин (ОМ) является одним из технических средств, которое позволяет снизить расход более дорогих водостойчивых взрывчатых веществ при подготовке вскрышных пород к экскавации. Вместе с тем очевидно, что целесообразность их применения может иметь технико-экономические ограничения, связанные, например, с тем, что затраты на осушение скважин в некоторых горнотехнических условиях не будут окупаться экономией затрат на взрывчатые вещества.

Годовые затраты, связанные с эксплуатацией осушающей машины, а также годовой и сменный коэффициенты ее использования во времени представлены в табл. 2.9. В совокупности с разработанной выше моделью расчета сменной производительности машины можно определить затраты на осушение одной скважины в зависимости от совокупности влияющих факторов.

В табл. 2.10 представлен фрагмент расчета затрат на осушение одной скважины диаметром 216 мм при различных значениях ее глубины и коэффициента ее обводненности. Видно, что в указанных выше диапазонах их изменения затраты на осушение одной скважины не превышают 160 руб.

Таблица 2.9

Годовые затраты на эксплуатацию осушающей машины Legra
(по данным 2013 г.)

Показатель	Значение
Амортизация, тыс. руб.	625
Заработная плата, тыс. руб.	1440
Начисления на з/п, тыс. руб.	547
ГСМ, тыс. руб.	396
Ремонт и запчасти, тыс. руб.	250
Прочие материалы, тыс. руб.	25
Всего затрат, руб.	3283
Часовой фонд, ч	8496
Годовой коэффициент использования, дол. ед.	0,6
Сменный коэффициент использования, дол. ед.	0,7
Стоимость машиночаса, руб./ч	919
Стоимость машиносмены, руб./смену	11041

Таблица 2.10

Расчетные затраты на осушение одной скважины (руб.)

$k_{обв}$ дол. ед.	Глубина скважин, м					
	5	10	15	20	25	30
0,2	66	81	97	112	128	143
0,4	67	84	101	118	135	152
0,6	69	87	106	124	143	161

Относительно небольшие значения затрат являются предпосылкой того, что существуют горнотехнические условия, в которых технологически возможно применение осушающих машин, обеспечивающих целесообразность этого технологического мероприятия за счет полной или частичной замены водоустойчивых ВВ на относительно дешевые неводоустойчивые.

2.4. Смесительно-зарядные машины

Техника взрывных работ на разрезах, независимо от применяемого способа взрывания, включает выполнение процесса заряжания скважин. В настоящее время этот процесс механизирован – заполнение скважин взрывчатыми веществами (ВВ) производится с

помощью специальных зарядных машин. При зарядке скважин обводненных взрывных блоков зарядные машины могут работать в комплексе с осушающими машинами. В этом случае техническая производительность зарядной машины должна быть сопоставима с производительностью осушающей машины. В связи с этим при проектировании организационно-технических мероприятий процесса зарядки взрывных блоков возникает необходимость расчета производительности этих видов оборудования. Кроме того, эти данные требуются для определения необходимого количества зарядных машин, работающих на взрывном блоке, обеспечивающих требуемое время зарядки скважин, не превышающее допустимый срок нахождения применяемых взрывчатых веществ в скважинах.

Отечественные зарядные машины серии МЗС для открытых горных работ производятся заводом «НИПИГОРМАШ» и устанавливаются на базе автомобилей КамАЗ, КрАЗ грузоподъемностью по ВВ 8–20 т, имеют паспортную производительность (скорость подачи ВВ в скважину) 250–600 кг/мин.

Под технической производительностью зарядной машины понимается количество скважин, заряжаемых за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях ($Q_{\text{тех}}$, шт./ч). Зарядная машина, как и многие другие виды горного оборудования, является машиной циклического действия, поэтому можно говорить о продолжительности ее **технологического цикла** ($t_{\text{ц}}$, с), который состоит из отдельных операций. При существующих конструктивных решениях большинства промышленных зарядных машин для сыпучих ВВ эти операции включают в себя создание «подушки» путем размещения в забое скважины относительно небольшого объема ВВ, опускание патрона-боевика, отсыпку основной массы заряда, переезд к следующей скважине.

Продолжительность технологического цикла зарядной машины при формировании сплошного заряда будет определяться выражением

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{под}} + t_{\text{боев}} + t_{\text{зар}} + t_{\text{пер}} + t_{\text{всп}}, \quad (2.17)$$

где $t_{\text{под}}$ – время на отсыпку «подушки», с; $t_{\text{боев}}$ – время на опускание боевика, с; $t_{\text{зар}}$ – время на отсыпку основного заряда, с; $t_{\text{пер}}$ – время на переезд к следующей скважине, с; $t_{\text{всп}}$ – вспомогательные

операции по установке полиэтиленового рукава при зарядке обводненных скважин (30 с).

Продолжительность отсыпки подушки зависит от ее длины, диаметра скважин и паспортной скорости подачи ВВ:

$$t_{\text{под}} = \frac{60 \cdot l_{\text{под}} \cdot \pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot \rho_{\text{ВВ}}}{4 p_{\text{пасп}}} + t_{\text{нер}}, \quad (2.18)$$

где $l_{\text{под}}$ – длина подушки, м; $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважин, м; $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность взрывчатого вещества, кг/м³; $p_{\text{пасп}}$ – паспортная скорость подачи ВВ в скважину, кг/мин.

Аналогично определяется продолжительность формирования основной части заряда:

$$t_{\text{зар}} = \frac{60 \cdot (l_{\text{скв}} - l_{\text{заб}} - l_{\text{под}}) \cdot \pi \cdot d_{\text{скв}}^2 \cdot \rho_{\text{ВВ}}}{4 p_{\text{пасп}}} + t_{\text{нер}}, \quad (2.19)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – длина колонки заряда ВВ, м; $t_{\text{нер}} = 5$ – время, связанное с неравномерностью подачи ВВ, с.

Время на опускание боевика:

$$t_{\text{боев}} = \frac{l_{\text{скв}} - l_{\text{под}}}{v_{\text{оп}}}, \quad (2.20)$$

где $l_{\text{скв}}$ – глубина скважин, м; $v_{\text{оп}}$ – скорость опускания боевика в скважину ($v_{\text{оп}} = 1,3$ м/с).

Время переезда к следующей скважине:

$$t_{\text{пер}} = \frac{3,6 \cdot a}{v_{\text{пер}}}, \quad (2.21)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м; $v_{\text{пер}}$ – скорость движения зарядной машины на блоке ($v_{\text{пер}} = 1,2$ км/ч).

Технические характеристики некоторых зарядных машин представлены в табл. 2.11.

Продолжительность технологического цикла позволяет определить техническую производительность в том смысле, как это сформулировано выше – количество заряжаемых скважин за 1 час непрерывной работы $Q_{\text{тех}} = 60 / t_{\text{ц}}$, шт./ч. На рис. 2.8 показана ха-

ракторная зависимость технической производительности зарядной машины от глубины скважин при указанных значениях других исходных данных.

Таблица 2.11

Расчетные затраты на осушение одной скважины (руб.)

Технические характеристики	МСЗ-20	МСЗ-20
Марка шасси	БелАЗ-7540В	МАЗ-5516
Объем резервуаров (номинальный), м ³		
– эмульсии	15,0	12,0
– газогенерирующей добавки	1,0	0,36
– раствора водяного орошения	1,0	0,85
Грузоподъемность, т	20	16
Скорость подачи ВВ в скважину, кг/мин	300	240

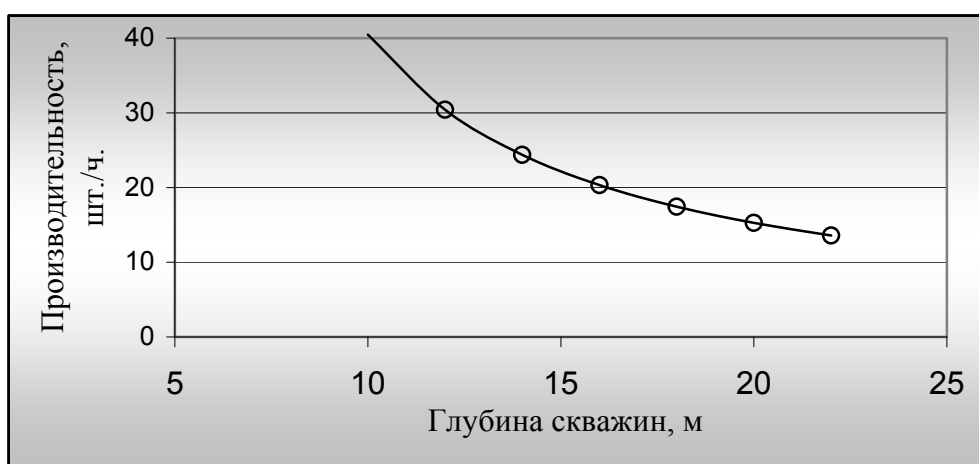


Рис. 2.8. Характерная зависимость технической производительности зарядной машины от глубины скважин ($d_{\text{скв}} = 216 \text{ мм}$)

Производительность осушающих машин при принятом диаметре скважин в зависимости от высоты столба скважины составляет 10–25 шт./ч. Таким образом, полученный результат, в частности, свидетельствует о том, что при зарядке обводненных скважин с предварительным их осушением продолжительность зарядки взрывного блока будет определяться производительностью осушающих машин.

2.5. Заблочные машины

Заблочные машины дополняют комплекс машин для механизации взрывных работ и предназначены для размещения в верхней

части скважины высокоплотного сыпучего забоечного материала (песок, отсев породы и др.). Отечественная промышленность выпускает различные типоразмеры забоечных машин на базе автомобилей КамАЗ, КрАЗ, БелАЗ. Технические характеристики некоторых забоечных машин, применяемых на открытых разработках, представлены в табл. 2.12.

Таблица 2.12

Технические характеристики некоторых забоечных машин

Наименование параметра	Значение параметра	
Базовый автомобиль	БелАЗ-7540В	КрАЗ-6505
Грузоподъемность, т	28,5	11,0
Вместимость бункера, м ³	16,0	7,0
Производительность (максимальная), кг/мин	1000	1700
Рекомендуемый диаметр скважин, мм	> 100	> 190
Масса без забоечного материала, кг	24000	12060
Габаритные размеры, мм:		
длина	7400	8250
ширина	3860	2500
высота	4600	3100

2.6. Одноковшовые экскаваторы

2.6.1. Производительность экскаваторов

Методов расчета производительности экскаваторов достаточно много, но все методы так или иначе базируются на определении продолжительности операций рабочего цикла экскаватора, продолжительности вспомогательных операций и коэффициента экскавации в зависимости от конкретных горнотехнических условий.

В настоящем разделе будет изложен такой метод расчета, который потребуется для рассмотрения некоторых примеров обоснования технологических решений, представленных в разделе 3.

Одноковшовые экскаваторы отрабатывают горную массу забойными блоками. **Забойный блок** – часть горной массы, которая отрабатывается с одного места стояния. Объем забойного блока ($V_{\text{заб}}$, м³) зависит от типоразмера экскаватора и принятой технологической схемы его работы. Примерное значение объема забойного блока при разработке развала взорванной горной массы продол-

ными проходами может быть определено по высоте забоя (h_3 , м), ширине продольного прохода или ширине забоя (A_3 , м) и длине передвижки экскаватора ($a_{\text{пер}}$, м):

$$V_{\text{заб}} = \frac{0,75 h_3 A_3 a_{\text{пер}}}{k_p}, \quad (2.22)$$

где k_p – коэффициент разрыхления породы в развале ($k_p = 1,3-1,4$).

Продолжительность отработки забойного блока ($T_{\text{бл}}$, мин.) складывается из продолжительности непосредственно экскавации ($T_{\text{э}}$, мин.), продолжительности вспомогательных операций, связанных с переходом на другое место стояния ($T_{\text{в}}$, мин) и суммарной продолжительности простоев экскаватора, связанных с ожиданием автосамосвалов из-за неравномерности их движения при перемещении горной массы ($T_{\text{ож}}$, мин):

$$T_{\text{бл}} = T_{\text{э}} + T_{\text{ож}} + T_{\text{в}}. \quad (2.23)$$

Продолжительность непосредственно экскавации ($T_{\text{э}}$, мин):

$$T_{\text{э}} = \frac{V_{\text{бл}}}{60 E k_{\text{э}}} t_{\text{ц}}^{(\text{э})}, \quad (2.24)$$

где $V_{\text{бл}}$ – объем забойного блока, м^3 ; $t_{\text{ц}}^{(\text{э})}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с; E – геометрическая емкость ковша, м^3 ; $k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, дол. ед.

Продолжительность рабочего цикла экскаватора включает в себя время наполнения ковша ($t_{\text{нап}}$, с), подъемно-поворотных операций, ($t_{\text{п}}$, с) и разгрузки ковша, ($t_{\text{разгр}}$, с):

$$t_{\text{ц}}^{(\text{э})} = t_{\text{нап}} + 2t_{\text{п}} + t_{\text{разгр}}. \quad (2.25)$$

В табл. 2.13 представлены формулы для расчета продолжительности отдельных операций рабочего цикла и коэффициента экскавации для карьерных механических лопат (ЭКГ) обратных гидравлических лопат (ЭГО) при рациональном качестве дробления взорванной горной массы.

Таблица 2.13

Продолжительность операций рабочего цикла экскаваторов

Параметры экскавации	Тип экскаватора	
	ЭКГ	ЭГО*
Продолжительность, с:		
– наполнения ковша $t_{\text{нап}}$	$\frac{23}{\sqrt[3]{E}}$	$4,2 \cdot E^{0,45}$
– разгрузки ковша $t_{\text{разгр}}$	3	$2,6 \cdot \sqrt[3]{E}$
– подъемно-поворотных операций **, $t_{\text{п}}$	$0,67 \left[\left(\frac{\pi \cdot \alpha_{\text{пов}} \cdot (8E^{0,2} + 2)}{360} \right)^2 + 36 \right]^{0,5}$	
Коэффициент экскавации, k_3 , дол. ед.	$0,83 \cdot \exp\left(-\frac{0,45}{E^{0,2}}\right)$	

* формулы расчета для экскаватора ЭГО соответствуют установке автосамосвала ниже уровня стояния экскаватора

** $\alpha_{\text{пов}}$ – угол поворота экскаватора, град

Суммарная продолжительность простоев экскаватора, связанных с ожиданием автосамосвалов ($T_{\text{ож}}$, мин.) зависит от количества автосамосвалов, загруженных в процессе отработки забойного блока и продолжительности внезабойного времени рейса автосамосвала ($t_{\text{вз}}^{(a)}$, мин.):

$$T_{\text{ож}} = \left(0,5 + 0,05 t_{\text{вз}}^{(a)} \right) \frac{V_{\text{бл}} \gamma_{\text{пор}}}{G_{\text{ас}}}, \quad (2.26)$$

где $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность породы, т/м³; $G_{\text{ас}}$ – грузоподъемность карьерного автосамосвала, т.

Продолжительность внезабойного времени рейса автосамосвала при расстояниях транспортирования горной массы от 1 до 5 км составляет от 10 до 50 мин. Продолжительность вспомогательных операций, включающих в себя непосредственно перемещение экскаватора и зачистку забоя, $T_{\text{в}} = 7-10$ мин.

Сменная производительность экскаватора ($Q_{\text{см}}$, м³/смену):

$$Q_{\text{см}}^{(\text{э})} = 60 V_{\text{бл}} \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пер}}}{T_{\text{бл}}}, \quad (2.27)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $T_{\text{пер}}$ – продолжительность регламентированных перерывов (1.0–1,5 ч); $T_{\text{бл}}$ – продолжительность отработки забойного блока, мин.

На рис. 2.9 показан фрагмент программы по расчету производительности экскаваторов ЭКГ-32р и Liebherr-9350, выполненный в среде MS Excel.

Пример расчета производительности экскаваторов				
Исходные данные				
Тип экскаватора	ЭГО	ЭКГ		
Марка экскаватора	R -9350	ЭКГ-32		
Геометрическая емк. ковша, м. куб.	13,5	32		
Грузоподъемность автосамосвала, т	130	220		
Внезабойное время рейса а/с, мин	30	30		
Плотность породы, т/м. куб.	2,4	2,4		
Объем забойного блока, м. куб.	500	2000		
Длина передвигжки, м	2	3		
Коэффициент разгр. в развале, ед.	1,35	1,35		
Угол поворота экскаватора, град.	30	90		
Продолжительность вспом. Опер., мин	5	5		
Продолжительность смены, час.	12	12		
Продолжительность перерывов, час.	1	1		
Расчетные величины				
Продолжительность рабочего цикла, с.	29	30		
в т.ч. черпания	14	7		
поворота	5	9		
разгрузки	6	4		
Коэффициент экскавации, дол. ед	0,64	0,66		
Продолжительность чистой экскавации, мин.	28	47		
Суммарная продолж. ожидания а/с, мин.	18	44		
Продолжительность отр. заб. блока, мин.	52	96		
Сменная произв., м. куб./смену	6383	13802		

Рис. 2.9. Пример расчета производительности экскаваторов, выполненного в среде MS Excel

2.6.2. Затраты на экскавацию

Фактические затраты на эксплуатацию экскаваторов включают в себя следующие элементы:

– амортизационные отчисления;

- горюче-смазочные материалы;
- электроэнергия;
- запасные части;
- прочие материалы;
- услуги производственного характера;
- заработная плата;
- начисления на заработную плату.

Для примера в табл. 2.14 представлены сводные фактические данные по затратам на эксплуатацию обратных гидравлических лопат некоторых марок. Такая информация необходима для расчета стоимости машино-смены и машино-часа работы экскаваторов.

Таблица 2.14

Фактические данные по затратам на эксплуатацию экскаваторов
(по данным 2013 г.)

Показатели затрат	Тип экскаватора				
	Cat-385	R-984C	R-994	R-9350	RH-200
Амортизация, тыс. руб.	0	12930	12664	12966	9770
Аренда, тыс. руб.	5718	24816	9518	0	0
ГСМ, тыс. руб.	7574	50416	29704	13804	9702
Запасные части, тыс. руб.	3710	10828	1500	0	94
Прочие материалы, тыс. руб.	0	78	0	2	0
Услуги произв. характера, тыс. руб.	8746	33120	15874	5764	5094
Заработная плата, тыс. руб.	1708	8438	2900	968	982
начисления на з/п, тыс. руб.	514	2510	854	292	296
Затраты всего, тыс. руб.	27970	143136	73014	33796	25938
Дней в работе	315	1481	589	156	71
Стоимость машино-смены, руб.	38316	48324	90000	108320	182662

При выполнении учебных расчетов не всегда удастся найти такие данные по необходимому типоразмеру экскаватора. В этом случае приближенное значение стоимости машино-смены ($C_{\text{мс}}^{(\text{э})}$, руб./смену) можно рассчитать в зависимости от геометрической емкости ковша по обобщенной формуле:

$$C_{\text{мс}}^{(\text{э})} = c_1 E + c_2, \quad (2.28)$$

где E – геометрическая емкость ковша, м^3 ; c_1 , c_2 – постоянные коэффициенты.

Значения коэффициентов c_1 , c_2 для прямых механических лопат (ЭКГ) и обратных гидравлических лопат (ЭГО) представлены в табл. 2.15.

Таблица 2.15

Значения коэффициентов, соответствующие ценам 2013 г.

Тип экскаватора	Значения коэффициентов	
	c_1	c_2
ЭКГ	6500	12000
ЭГО	7900	8250

В технико-экономических расчетах часто используется показатель удельных затрат на выемочно-погрузочные работы (этот показатель называют также себестоимостью экскавации) – затраты, приходящиеся на 1 м^3 экскавируемой горной массы ($c_э$, руб./ м^3). В соответствии с формулами расчета стоимости машино-смены (2.28) и формулами расчета сменной производительности раздела 2.6.1 себестоимость экскавации определится как

$$c_э = \frac{C_{\text{мс}}^{(э)}}{Q_{\text{см}}^{(э)}}. \quad (2.29)$$

В частности, для экскаваторов R-9350 и ЭКГ-32, результаты расчета производительности которых показаны на рис. 2.9, себестоимость экскавации составит соответственно 18,0 и 16,0 руб./ м^3 . Следует сказать, что эти цифры не являются основанием считать, что один экскаватор эффективнее другого, поскольку производительность рассчитывалась вне связи с какими-либо конкретными технологическими схемами. Кроме того, формулы (2.28), как уже отмечалось, являются приближенными.

2.7. Карьерные автосамосвалы

2.7.1. Производительность карьерных автосамосвалов

Карьерные автосамосвалы также являются оборудованием циклического действия. Продолжительность цикла для них равна

полной продолжительностью времени рейса (T_p , мин), которая включает в себя:

- время погрузки автосамосвала (t_{Π} , мин);
- время движения в груженом состоянии ($t_{гр}$, мин);
- время маневров на отвале и разгрузки ($t_{раз} = 2-3$ мин);
- время движения в порожнем состоянии ($t_{пор}$, мин);
- время ожидания окончания погрузки предыдущего автосамосвала ($t_{ож}$, мин);
- время подачи автосамосвала под погрузку ($t_{под} = 0,5-1,0$):

$$T_p = t_{\Pi} + t_{гр} + t_{раз} + t_{пор} + t_{ож} + t_{под} \quad (2.30)$$

Время погрузки экскаватором автосамосвала:

$$t_{\Pi} = \frac{G_{ac} t_{\Pi}^{(э)}}{60 E k_{э} \gamma_{пор}}, \quad (2.31)$$

где G_{ac} – грузоподъемность автосамосвала, т; $t_{\Pi}^{(э)}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора в соответствии с формулой (2.25), с; E – геометрическая емкость ковша, м³; $\gamma_{пор}$ – плотность породы, т/м³; $k_{э}$ – коэффициент экскавации, дол. ед.

Время движения груженого и порожнего автосамосвалов:

$$t_{гр} + t_{пор} = \frac{60L_{заб}}{v_{гр}} + \frac{60L_{заб}}{v_{пор}}, \quad (2.32)$$

где $L_{заб}$ – расстояние до забоя, км; $v_{гр}$, $v_{пор}$ – скорость движения автосамосвала с грузом и порожняком (соответственно 12–15 и 22–25 км/ч).

Время ожидания окончания погрузки предыдущего автосамосвала ($t_{ож}$, мин) обусловлено неравномерностью работы оборудования и, главным образом, неравномерностью движения автосамосвалов. Поэтому оно определяется в зависимости от продолжительности незабойного времени рейса ($t_{вз}$, мин):

$$t_{вз} = t_{гр} + t_{раз} + t_{пор}; \quad (2.33)$$

$$t_{ож} = 0,055 t_{вз}. \quad (2.34)$$

Сменная производительность автосамосвала ($Q_{\text{см}}^{(\text{ac})}$, м³/смену):

$$Q_{\text{см}}^{(\text{ac})} = \frac{60 G_{\text{ac}} k_g}{\gamma_{\text{пор}}} \left(\frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пер}}}{T_p} \right), \quad (2.35)$$

где G_{ac} – грузоподъемность карьерного автосамосвала, т; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $T_{\text{пер}}$ – продолжительность регламентированных перерывов (1.0–1,5 ч); k_g – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала ($k_g = 0,9–0,95$).

Выполненный за смену грузооборот ($\bar{Q}_{\text{см}}^{(\text{ac})}$, ткм/смену) составит:

$$\bar{Q}_{\text{см}}^{(\text{ac})} = Q_{\text{см}}^{(\text{ac})} \gamma_{\text{пор}} L_{\text{заб}}. \quad (2.36)$$

Производительность карьерного транспорта, исчисляемая через грузооборот, используется для нормирования плановых заданий по транспортированию горной массы.

Количество автосамосвалов, необходимое для обеспечения расчетной производительности экскаваторов (N_a , шт.), можно определить двумя способами: как отношение сменных производительностей экскаватора и автосамосвала

$$N_a = \frac{Q_{\text{см}}^{(\text{э})}}{Q_{\text{см}}^{(\text{ac})}} \quad (2.37)$$

или как отношение полного времени рейса автосамосвала ко времени его нахождения в забое

$$N_a = \frac{T_p}{t_{\text{ож}} + t_{\text{под}} + t_{\text{п}}}. \quad (2.38)$$

В обоих случаях результаты будут примерно одинаковыми.

На рис. 2.10 представлен пример расчета производительности автосамосвалов БелАЗ-75131 БелАЗ-75306, работающих с экскаваторами ЭКГ-32р и Liebherr-9350.

Пример расчета производительности автосамосвалов

Исходные данные

	Б-75131	Б-75306
Тип автосамосвала	Б-75131	Б-75306
Грузоподъемность автосамосвала, т	130	220
Марка экскаватора	R -9350	ЭКГ-32
Геометрическая емк. ковша, м. куб.	13,5	32
Плотность породы, т/м. куб.	2,4	2,4
Продолжительность рабочего цикла, с.	29	30
Коэффициент экскавации, дол. ед	0,64	0,66
Дальность транспортирования, км	4	4
Время подачи а/с под погрузку, мин.	0,5	0,5
Время разгрузки, мин.	3	3
Скорость груженого а/с, км/ч.	13	13
Скорость порожнего а/с, км/ч.	24	24
Коэффициент исп. грузопъемн., дол. ед	0,9	0,9
Продолжительность смены, час.	12	12
Продолжительность перерывов, час.	1	1

Расчетные величины

	Б-75131	Б-75306
Время погрузки а/с, мин.	3,0	2,2
Время движения а/с, мин.	28,5	28,5
Время ожидания, мин.	1,6	1,6
Внезабойное время рейса, мин.	31,5	31,5
Полное время рейса, мин.	36,6	35,7
Сменная произв., м. куб./смену	880	1525
Сменный грузооборот, ткм./смену	8447	14640
Количество автосамосвалов в комплексе, шт	7	8
Количество рейсов одного а/с за смену, шт.	18	18-19

Рис. 2.10. Пример расчета производительности автосамосвалов, выполненного в среде MS Excel

2.7.2. Затраты на транспортирование горной массы

В табл. 2.16 представлен пример сводных фактических данных по затратам на эксплуатацию автосамосвалов различной грузоподъемности. Эта информация необходима для расчета стоимости машино-смены и машино-часа работы этого оборудования.

Приближенное значение стоимости машино-смены автосамосвала ($C_{mc}^{(a)}$, руб./смену) можно рассчитать в зависимости от его грузоподъемности по формуле:

$$C_{mc}^{(a)} = 240 G + 4100, \quad (2.39)$$

где G – грузоподъемность автосамосвала, т.

В технико-экономических расчетах используется показатель удельных затрат на транспортирование горной массы (или себестоимость транспортирования) – затраты, приходящиеся на 1 м^3 перемещенной в отвал горной массы ($c_{тр}$, руб./ м^3) или затраты, при-

ходящиеся на 1 ткм выполненного грузооборота ($\bar{c}_{\text{тр}}$, руб./ткм). В соответствии с формулой расчета стоимости машино-смены (2.39) и формулами расчета сменной производительности (2.35) и (2.36) себестоимость транспортирования составляет

$$c_{\text{тр}} = \frac{C_{\text{мс}}^{(a)}}{Q_{\text{см}}^{(a)}} \text{ (руб./ м}^3\text{)} \quad \text{и} \quad \bar{c}_{\text{тр}} = \frac{C_{\text{мс}}^{(a)}}{\bar{Q}_{\text{см}}^{(a)}} \text{ (руб./ ткм)}. \quad (2.40)$$

Таблица 2.16

Фактические затраты на эксплуатацию автосамосвалов
(2014 г.)

№ пп	Элементы затрат	Ед. измерения	БелАЗ- 75306	БелАЗ- 75131	БелАЗ-7555
1	Основной фонд з/пл Фонд на год Начисление 38,5 %	тыс. руб. тыс. руб.	2160 853	2160 853	2160 853
2	Топливо Грузооборот Расход Цена 1 т Затраты по топливу	кг/100 км тыс. ткм т руб. тыс. руб.	759 8524 642 31000 19906	490 5103 406 31000 12583	188 2319 156 31000 4832
3	Смазочные, % от топлива Расход Цена 1 т Затраты *	% т руб. тыс. руб.	4 22 322000 7237	4 14 322000 4575	4 5 322000 1757
4	Автошина (GoodYear) Норма пробега Цена 1 колеса Общий пробег Кол-во колес Затраты	тыс. км тыс. руб. тыс. км тыс. км тыс. руб.	110 789 85 5 3639	110 412 83 5 1862	110 193 83 5 873
5	Амортизация	тыс. руб.	6476	3911	1509
6	Затраты на ТО и ТР	тыс. руб.	1715	1009	267
	Всего		41986	26953	12251
	Стоимость машино-смены	тыс. руб./смен	58	37	17

В частности, для карьерных автосамосвалов БелАЗ-75131 и БелАЗ-75306, расчет производительности которых был выполнен в

предыдущем разделе, себестоимость транспортирования на расстояние 4 км составит:

Затраты на транспортирование	БелАЗ-75131	БелАЗ-75306
$c_{\text{тр}}$, руб./м ³	40	37
$\bar{c}_{\text{тр}}$, руб./ткм	4,2	3,9

В большинстве технологических задач, связанных с приближенной оценкой экономической эффективности перемещения горной массы карьерными автосамосвалами горной массы на различные расстояния, удобнее пользоваться удельными затратами, приходящимися на 1 ткм выполненного грузооборота ($\bar{c}_{\text{тр}}$, руб./ткм). Эта величина зависит, главным образом, от расстояния транспортирования:

$$\bar{c}_{\text{тр}} = a \left(1 + \frac{1}{L_{\text{тр}}} \right), \quad (2.41)$$

где a – постоянный коэффициент, значение которого в масштабах цен 2013 г. составляет $a = 3,2$; $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортирования горной массы, км.

Пример. При существующей технологии разработки на горном участке вскрыша перемещается автосамосвалами во внешний отвал на расстояние $L_{\text{тр}0} = 3$ км. В результате предлагаемого изменения технологии часть вскрышных пород объемом $V_{\text{вск}} = 1$ млн. м³ можно разместить во внутреннем отвале при расстоянии транспортирования $L_{\text{тр}1} = 1,5$ км. Требуется определить эффективность предлагаемого технологического решения в части экономии затрат на транспортирование горной массы.

В общем виде экономия затрат на транспортирование будет определяться формулой

$$\mathcal{E} = \gamma_{\text{пор}} V_{\text{вск}} (L_{\text{тр}0} c_{\text{тр}0} - L_{\text{тр}1} c_{\text{тр}1}), \quad (2.42)$$

где $c_{\text{тр}0}, c_{\text{тр}1}$ – затраты на транспортирование, определяемые по формуле (2.41) при соответствующих расстояниях транспортирования, руб./ткм; $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность породы ($\gamma_{\text{пор}} = 2,4$ т/м³).

При принятых исходных данных экономическая эффективность в части затрат на транспортирование горной массы составит $\mathcal{E} = 30,7 - 19,2 = 11,5$ млн. руб.

Контрольные вопросы

1. Категории вскрышных пород угольных разрезов по блочности. Петрографическая характеристика основных литотипов пород. Перечень физико-механических свойств, характеризующих вскрышные породы.
2. Основные классификационные признаки, определяющие структурно-прочностные свойства вскрышных пород. Функциональная взаимосвязь между этими признаками.
3. Технологические характеристики обводненности взрывных блоков. Фактические диапазоны их изменения.
4. Чем обусловлено деление обводненных скважин на приточные и слабо-приточные?
5. Как можно оценить обводненность взрывного блока до бурения основной системы скважин?
6. Операции, определяющие продолжительность технологического цикла буровых станков.
7. Операции, определяющие продолжительность технологического цикла осушающих машин.
8. Операции, определяющие продолжительность технологического цикла буровых станков, осушающих машин, зарядных машин.
9. Состав элементов затрат на эксплуатацию и содержание горнотранспортного оборудования.
10. Порядок определения стоимости машино-смены горнотранспортного оборудования.

3. Расчет укрупненных затратных показателей

В настоящем разделе рассматриваются некоторые закономерности формирования затрат при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, которые позволяют в условиях неполной информации о затратных показателях отдельных технологических процессов производства выполнить их оценку для использования в приближенных и учебных расчетах.

Экономические закономерности формирования затрат, связанные с техническими процессами, имеют в своей основе законы механики. Поэтому большинство экономических показателей процессов добычи полезного ископаемого имеют достаточно простые функциональные связи с чисто техническими параметрами горного оборудования и технологических процессов.

3.1. Распределение затрат на вскрышные и добычные работы

3.1.1. Метод расчета затрат на вскрышные и добычные работы

Распределение полных затрат на добычу по вскрышным и добычным работам производится с целью расчета себестоимости вскрышных работ (c_v , руб./м³) и добычных работ (c_d , руб./т). Значения этих удельных затрат удобны для приближенной оценки полной или участковой себестоимости в зависимости от текущего коэффициента вскрыши.

Формально такое распределение производится пропорционально количеству добываемого угля (A , т) и количеству отрабатываемой вскрыши в тоннах ($\gamma_{\text{пор}} \cdot V$, т) в некоторый базовый период работы разреза:

$$c_v = \frac{c_0 \gamma_{\text{пор}}}{k_v \gamma_{\text{пор}} + 1}; \quad c_d = \frac{c_0}{k_v \gamma_{\text{пор}} + 1}, \quad (3.1)$$

где c_0 – полная или участковая себестоимость добычи в базовый период работы разреза, руб./т; k_v – текущий коэффициент вскрыши, м³/т; $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность породы, т/м³.

Если, например, в базовый период времени полная себестоимость добычи угля составляет $c_0 = 1000$ руб./т, а текущий коэффи-

коэффициент вскрыши $k_B = 7 \text{ м}^3/\text{т}$, то себестоимость вскрышных и добычных работ составит

$$c_B = \frac{1000 \cdot 2,4}{7 \cdot 2,4 + 1} = 135 \text{ руб./м}^3; \quad c_D = \frac{1000}{7 \cdot 2,4 + 1} = 56 \text{ руб./т.}$$

Предположим, что в планируемом периоде работы за счет изменения технологии разработки участка предполагается снижение текущего коэффициента вскрыши до $k_B = 6 \text{ м}^3/\text{т}$, тогда ожидаемая себестоимость составит

$$c_0 = c_B k_B + c_D = 135 \cdot 6 + 56 = 865 \text{ руб./т.} \quad (3.2)$$

3.1.2. Оценка граничного коэффициента вскрыши

Одним из основных технико-экономических параметров предприятия по открытой разработке месторождения полезного ископаемого является **граничный коэффициент вскрыши** – максимальное значение текущего коэффициента вскрыши, выше которого разработка месторождения становится убыточной.

Результат текущей производственной деятельности измеряется прибылью, которую получает предприятие после реализации продукции. В качестве составляющих прибыль включает в себя цену продукции и полные затраты на ее производство и реализацию с учетом налогов и отчислений. Поэтому условие, которому должно удовлетворять значение текущего коэффициента вскрыши, записывается как

$$Ц(1 - НДС) \geq c_0 = c_B k_B + c_D, \quad (3.3)$$

где $Ц$ – средняя цена угля, руб./т; $НДС$ – налог на добавленную стоимость, дол. ед.; c_0 – полная себестоимость добычи угля, руб./т; k_B – текущий коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

Отсюда определяется значение граничного коэффициента вскрыши ($k_{гр}$, $\text{м}^3/\text{т}$):

$$k_{гр} = \frac{Ц(1 - НДС) - c_D}{c_B}. \quad (3.4)$$

При выполнении приближенных расчетов на стадии предпроектных исследований, а также в учебных расчетах граничный коэффициент вскрыши необходим уже как исходный технико-

экономический показатель для предварительной оценки других главных параметров карьера.

3.2. Распределение полных затрат по основным видам работ

При выполнении приближенных расчетов по определению экономической эффективности текущих и оперативных вариантов технических решений, как правило, необходимо знать удельные затраты на выполнение того или иного вида работ.

Оценка элементов себестоимости или затрат по отдельным технологическим процессам добычи полезного ископаемого может производиться двумя методами, отличающимися друг от друга направлением ведения расчета и, соответственно, характером исходной информации. Каждый из них имеет свои преимущества и свои недостатки, поэтому выбор надо делать с учетом особенностей решаемой задачи. Применимость методов оценки затрат к тем или иным видам инженерно-экономических расчетов на карьерах будет определена по мере их рассмотрения.

Первый метод характеризуется движением расчетов по оценке затрат на выполнение основных видов работ от общих показателей к более частным (дедуктивный метод). Исходной информацией в этом случае являются полные затраты на производство (C_0 , руб.) с разбивкой по элементам и объемы выполненных работ в соответствии с существующей отчетностью за некоторый базовый период времени по рассматриваемому предприятию или по предприятию со сходными условиями добычи полезного ископаемого.

Первичной исходной информацией при этом служат данные, содержащиеся в годовых отчетах разреза об объемах выполненных работ и себестоимости добычи угля.

Эти данные сводятся в таблицы (табл. 3.1, 3.2).

Таблица 3.1

Объемы выполненных работ на разрезе

Вид выполненных работ	Обозначение	Объем работ
Добыча, тыс. т	A_0	
Вскрыша – всего, тыс. м ³	V_0	
В том числе: с БВР	$V_{бвр}$	
на ж/д транспорт	$V_{жд}$	

Вид выполненных работ	Обозначение	Объем работ
на автотранспорт	$V_{\text{авто}}$	
гидроспособом	$V_{\text{Г}}$	
бестранспортная	$V_{\text{бт}}$	
Вспомогательные работы, тыс. м ³	$V_{\text{всп}}$	
В том числе: перегрузка и зачистка	$V_{\text{пер}}$	
отвалообразование	$V_{\text{отв}}$	
прочие работы	$V_{\text{проч}}$	
Рекультивация, га	$S_{\text{рек}}$	
Среднее расстояние транспортирования, км		
ж/д транспортом	$L_{\text{жд}}$	
автотранспортом	$L_{\text{авто}}$	
Полный объем работ, м ³	$V_{\text{полн}}$	
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	$k_{\text{в}}$	

Таблица 3.2

Отчет о себестоимости добычи угля по элементам затрат

Элемент затрат	Обозначение	Сумма, тыс. руб.
Материалы (без транспорта)	$C_{\text{м}}$	
В том числе взрывчатые материалы	$C_{\text{вм}}$	
запчасти	$C_{\text{зч}}$	
Затраты на транспортирование горной массы	$C_{\text{усл}}$	
В том числе затраты на ж/д транспорт	$C_{\text{жд}}$	
затраты на автотранспорт	$C_{\text{авто}}$	
Топливо	$C_{\text{т}}$	
Электроэнергия	$C_{\text{э}}$	
Заработная плата	$C_{\text{з}}$	
Отчисления по з/п	$C_{\text{отч}}$	
Прочие расходы:	$C_{\text{проч}}$	
в том числе рекультивация	$C_{\text{рек}}$	
Амортизация:	$C_{\text{а}}$	

Элемент затрат	Обозначение	Сумма, тыс. руб.
в том числе оборудование	C_{ao}	
Внепроизводственные расходы	$C_{непр}$	
Полная себестоимость	C_0	
Себестоимость добычи, руб./т	c_0	

Определяются удельные затраты (затраты на единицу выполненных работ) на основные виды работ по базовому предприятию с использованием данных, приведенных в табл. 3.1–3.2:

– себестоимость добычи с учетом вскрыши (руб./т):

$$c_0 = \frac{C_{полн}}{A_0}; \quad (3.5)$$

– удельные затраты на взрывчатые материалы (руб./м³):

$$c_{вм} = \frac{C_{вм}}{V_{бвр}}; \quad (3.6)$$

– удельные затраты на бурение (руб./м³):

$$c_{бур} = (0,25 \div 0,40) c_{вм}; \quad (3.7)$$

– себестоимость буровзрывных работ (руб./м³):

$$c_{бвр} = c_{бур} + c_{вм}; \quad (3.8)$$

– себестоимость транспортирования автомобильным транспортом (руб./ткм):

$$c_{авто} = \frac{C_{авто}}{(V_{авто} + \frac{A_0}{\gamma_{п}} + V_{пр} \frac{V_{авто}}{V_0}) \gamma_{п} L_{авто}}; \quad (3.9)$$

– себестоимость транспортирования железнодорожным транспортом (руб./ткм):

$$c_{жд} = \frac{C_{жд}}{(V_{жд} + V_{проч} \frac{V_{жд}}{V_0}) \gamma_{п} L_{жд}}; \quad (3.10)$$

– себестоимость экскавации, включая вспомогательные виды работ (руб./м³):

$$c_э = \frac{C_{\text{полн}} - (c_{\text{бур}} \cdot V_{\text{бвр}} + C_{\text{вм}} + C_{\text{авто}} + C_{\text{жд}})}{2 \left(V_0 + \frac{A_0}{\gamma_y} + V_{\text{пер}} + V_{\text{отв}} + V_{\text{проч}} \right)}, \quad (3.11)$$

где $\gamma_y, \gamma_{\text{п}}$ – удельный вес угля и вскрышной породы, т/м³.

3.3. Расчет участковой себестоимости по объемам выполненных работ

Темы дипломных проектов могут предусматривать сравнение экономической эффективности различных вариантов технологических решений открытой разработки месторождения в пределах горного участка, отличающихся объемами выполняемых работ по отдельным процессам производства. Сравнительная эффективность технологических вариантов в этом случае может быть установлена на основе приближенного расчета участковой себестоимости по объемам выполненных работ за некоторый плановый период времени по каждому из вариантов с использованием удельных затрат, соответствующих видам выполняемых работ или технологических процессов. В общем виде абсолютная величина затрат по горному участку ($C_{\text{уч}}$, руб.) определяется как сумма затрат на отдельные виды выполняемых работ:

$$C_{\text{уч}} = \sum_{i=1}^N C_i = \sum_{i=1}^N c_i V_i, \quad (3.12)$$

где C_i – абсолютная величина затрат; c_i – удельные затраты по i -му виду работ; V_i – соответствующий объем выполненного или планируемого вида работ; N – количество видов работ, участвующих в расчете.

Основные виды работ, выполняемые на разрезах, соответствуют основным технологическим процессам открытого способа добычи полезных ископаемых:

- подготовка горной массы к выемке (буровзрывные работы);
- выемочно-погрузочные работы (экскавация);
- перемещение горной массы (транспортирование);

– отвалообразование вскрышных пород.

Фактические или планируемые объемы по каждому из этих видов работ устанавливаются в соответствии с их технологической структурой. Например, в табл. 3.3 представлена структура работ, принятая на большинстве разрезов Кузбасса при подготовке укрупненной отчетности о выполненных объемах.

Таблица 3.3

Структура работ

Виды работ	Размерность	Обозначение
Добыча	тыс. т	A
Вскрыша – всего	тыс. м ³	V
В том числе с БВР	тыс. м ³	$V_{\text{бвр}}$
на ж/д транспорт	тыс. м ³	$V_{\text{жд}}$
на автотранспорт	тыс. м ³	$V_{\text{авто}}$
гидроспособом	тыс. м ³	$V_{\text{г}}$
бестранспортная	тыс. м ³	$V_{\text{бт}}$
Вспомогательные работы	тыс. м ³	$V_{\text{всп}}$
переекспкавация и зачистка	тыс. м ³	$V_{\text{пер}}$
отвалообразование	тыс. м ³	$V_{\text{отв}}$
прочие работы	тыс. м ³	$V_{\text{пр}}$
Полный объем работ (горная масса)	тыс. м ³	$V_{\text{гм}}$

Затраты на буровзрывные работы ($C_{\text{бвр}}$, руб.):

$$C_{\text{бвр}} = c_{\text{бвр}} V_{\text{бвр}}, \quad (3.13)$$

где $c_{\text{бвр}}$ – удельные затраты на буровзрывные работы, определяемые в соответствии с разделом 4.2 при средних значениях удельного расхода ВВ и цены на взрывчатые вещества, руб./м³.

Затраты на экскавацию определяются в зависимости от объемов автомобильной ($V_{\text{авто}}$), железнодорожной ($V_{\text{жд}}$) и бестранспортной ($V_{\text{бт}}$) вскрыши, объемов переекспкавации ($V_{\text{пер}}$) и прочих работ ($V_{\text{пр}}$), а также объема добываемого угля ($V_{\text{у}} = A / \gamma_{\text{у}}$, где $\gamma_{\text{у}}$ – плотность угля, т/м³):

$$C_9 = c_9 \left(V_{\text{авто}} + V_{\text{жд}} + V_{\text{бт}} + \frac{A}{\gamma_y} + V_{\text{пер}} + V_{\text{пр}} \right), \quad (3.14)$$

где c_9 – удельные затраты на буровзрывные работы, определяемые в соответствии с разделом 2.6.2, руб./м³.

Затраты на перемещение вскрышных пород автомобильным и железнодорожным транспортом в расчетный период ($C_{\text{авто}}, C_{\text{жд}}$) определяются в зависимости от удельных затрат на эти процессы, соответствующих объемов вскрыши, а также объемов прочих работ:

$$C_{\text{авто}} = c_{\text{авто}} \left(A + V_{\text{авто}} \gamma_{\text{пор}} + V_{\text{пр}} \gamma_{\text{пор}} \right) L_{\text{авто}}, \quad (3.15)$$

$$C_{\text{жд}} = c_{\text{жд}} V_{\text{жд}} \gamma_{\text{пор}} L_{\text{жд}}, \quad (3.16)$$

где $c_{\text{авто}}, c_{\text{жд}}$ – удельные затраты по рассматриваемым процессам, руб./ткм; A – добыча, т.; $V_{\text{авто}}, V_{\text{жд}}$ – объемы автомобильной и железнодорожной вскрыши в расчетный период, м³; $L_{\text{авто}}, L_{\text{жд}}$ – средние расстояния транспортирования горной массы, км; $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность породы, т/м³.

Затраты на отвалообразование (руб./м³):

$$C_{\text{отв}} = c_{\text{отв}} V_{\text{отв}}, \quad (3.17)$$

где $c_{\text{отв}}$ – удельные затраты на отвалообразование, руб./м³.

В качестве примера в табл. 3.4 приведены исходные данные по объемам различных видов выполненных разрезом работ в течение года, а также некоторые другие натуральные показатели, необходимые для расчета.

Таблица 3.4

Исходные данные по объемам работ

Виды работ	Размерность	Величина
Добыча	тыс.т.	5000
Вскрыша – всего	тыс. м ³	35000
В том числе с БВР	тыс. м ³	28000
на ж/д транспорт	тыс. м ³	—

Виды работ	Размерность	Величина
на автотранспорт	тыс. м ³	35000
гидроспособом	тыс. м ³	—
бестранспортная	тыс. м ³	—
Вспомогательные работы	тыс. м ³	
переэкскавация и зачистка	тыс. м ³	7000
отвалообразование	тыс. м ³	30000
прочие работы	тыс. м ³	14700
Полный объем работ (горная масса)	тыс. м ³	60404
Среднее расстояние транспортирования	км	3,50
Коэффициент вскрыши	м ³ /т.	7
Плотность породы	т./м ³	2,40
Плотность угля	т./м ³	1,35

Расчет абсолютных значений затрат по технологическим процессам, выполненный по формулам (3.13) – (3.17) с использованием данных об удельных их значениях*, представлен в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Результаты расчета затрат по видам работ

Технологические процессы	Удельные затраты	Абсолютные затраты (млн. руб.)
Буровзрывные работы	18,0 (руб./м ³)	504 000
Экскавация	17,0 (руб./м ³)	1 026 863
Транспортирование	4,5 (руб./ткм ³)	1 957 410
Отвалообразование	2,0 (руб./м ³)	60 000
Всего	710 (руб./т)	3 548 273

Участковая себестоимость добычи угля с учетом затрат по основным технологическим процессам составит

$$C_{\text{уч}} = \frac{C_{\text{бвр}} + C_{\text{э}} + C_{\text{авто}} + C_{\text{отв}}}{A} = 710 \text{ руб./т.} \quad (3.18)$$

* Удельные значения затрат по технологическим процессам приняты в соответствии с примерами, рассмотренными в разделах 2.6.2, 2.7.2, 4.2.

Контрольные вопросы

1. Перечислите перечень укрупненных удельных затрат на основные виды работ и технологические процессы.
2. Размерность удельных затрат на основные виды работ и технологические процессы.
3. Принцип распределения полных затрат на вскрышные и добычные работы.
4. Принцип распределения полных затрат по технологическим процессам.
5. Расчет участковой себестоимости по объемам выполненных работ.
6. Назовите состав объемов горной массы, которые подвергаются экскавации на разрезах.
7. Определение граничного коэффициента вскрыши и метод его приближенного расчета.

4. Примеры обоснования технологических решений

4.1. Обоснование удельного расхода ВВ и показателей качества взрывной подготовки вскрышных пород

4.1.1. Показатели качества взрывной подготовки вскрышных пород

Качество взрывной подготовки пород к выемке характеризуется такими факторами, как кусковатость, разрыхленность и форма развала взорванной горной массы. Кусковатость и разрыхленность принято измерять соответственно диаметром среднего по объему куска в развале ($d_{\text{ср}}$, м) и средним коэффициентом разрыхления горной массы (k_p , ед.). Форма развала взорванной горной массы определяется его шириной и максимальной высотой.

Наиболее значимыми факторами, влияющими практически на все показатели качества взрывной подготовки вскрышных пород к экскавации является **удельный расход ВВ** (q , кг/м³) – количество ВВ, приходящееся на 1 м³ взрывающей породы и **диаметр скважин** ($d_{\text{СКВ}}$, м), предопределяющий равномерность распределения общего количества ВВ во взрывающем объеме. Увеличение удельного расхода ВВ и уменьшение диаметра скважин способствуют уменьшению размеров кусков взорванной горной массы и увеличению ее коэффициента разрыхления, что обеспечивает более высокую производительность выемочно-погрузочного оборудования.

Расчетное значение среднего по объему куска взорванной горной массы определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{5 d_{\text{СКВ}} d_e}{5 d_{\text{СКВ}} + q d_e}, \quad (4.1)$$

где q – удельный расход ВВ в тротиловом эквиваленте, кг/м³; d_e – диаметр естественной отдельности взрывающего массива, м.

При рациональных значениях удельного расхода ВВ ожидаемое значение ширины развала (B_p , м) может быть определено в соответствии с формулой

$$B_p = A + (11 - 0,055 \alpha) \sqrt{H}, \quad (4.2)$$

где A – ширина буровзрывной заходки, м; H – высота уступа, м; α – угол наклона скважин, град.

Высотные отметки профиля развала $h(x)$ в зависимости от горизонтальной координаты x (м) рассчитываются по формуле

$$h(x) = 1,1 \cdot \frac{3AH(3B_p^2 - A^2)}{B_p^2(3AB_p^2 - 4B_p^3)} \cdot (x^2 - Ax - B_p^2 + AB_p). \quad (4.3)$$

На рис. 4.1 показан расчетный профиль развала взорванной горной массы при ширине буровзрывной заходки 21 м и высоте уступа 12 м.

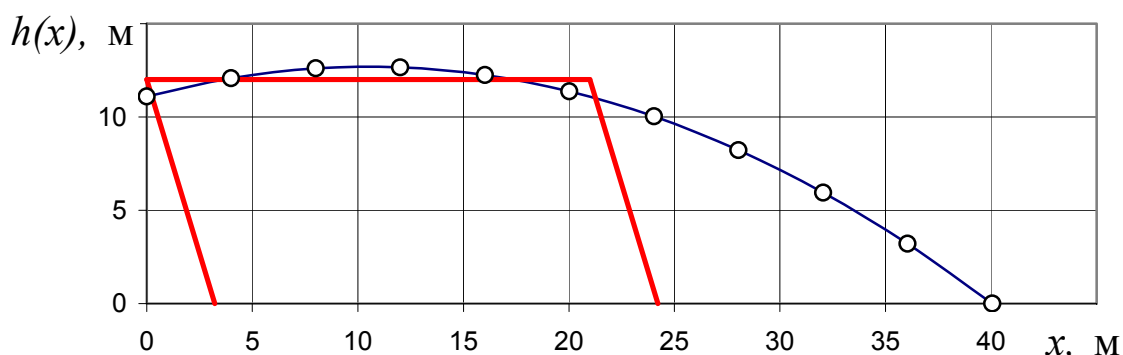


Рис. 4.1. Расчетный профиль развала взорванной горной массы

Среднее значение коэффициента разрыхления взорванной горной массы, находящейся выше подошвы уступа:

$$k_p = 0,5 \left[3 - \left(\frac{A}{B_p} \right)^2 \right]. \quad (4.4)$$

Перечисленные показатели качества взрывной подготовки горной массы к выемке влияют на производительность экскаваторов и, следовательно, на технико-экономические показатели выемочно-погрузочных работ.

4.1.2. Методический принцип обоснования удельного расхода ВВ

Обоснование рациональных параметров буровзрывных работ и, в частности, удельного расхода ВВ является оптимизационной задачей, которая по существующей классификации (Методические указания по оценке эффективности инвестиционных проектов. – М., 1999. – 279 с.) относится к текущим задачам проектирования. В качестве критерия при этом принимается минимум совокупных затрат по технологическому циклу «БВР – экскавация».

Затраты на перемещение горной массы при транспортной технологии разработки вскрышных пород зависят, главным образом, от дальности транспортирования. Влияние кусковатости взорванной на длительность погрузки и коэффициент загрузки транспортных сосудов, при рациональных параметрах взрывной подготовки пород, обуславливает вариацию значений стоимости транспортирования в пределах $\pm 3,5\%$, что сопоставимо с точностью расчетов.

В настоящее время общепризнанным методологическим принципом обоснования на разрезах с использованием одноковшовых экскаваторов является минимум совокупных затрат на буровзрывную подготовку $C_{бвр}$ и экскавацию $C_э$ горной массы:

$$C = (C_{бвр} + C_э) \rightarrow \min. \quad (4.5)$$

На рис. 4.2 показана качественная зависимость затрат на БВР и экскавацию от проектного удельного расхода ВВ. Практически прямая пропорциональная зависимость затрат на буровзрывную подготовку и обратно пропорциональная зависимость затрат на экскавацию от удельного расхода ВВ предопределяют существование математического минимума при некотором значении $q = q_p$, которое и принимается за **рациональное значение удельного расхода ВВ** в рассматриваемых горнотехнических условиях производства взрывных работ.

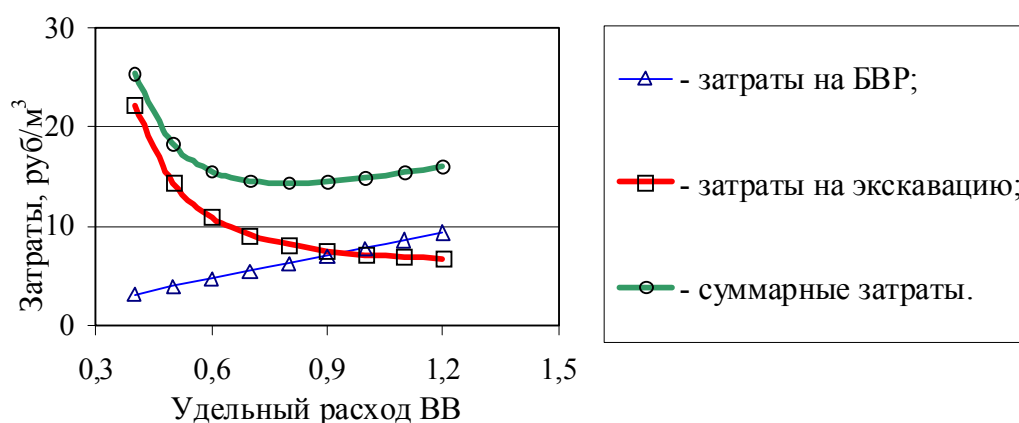


Рис. 4.2. Зависимость затрат на БВР и экскавацию от удельного расхода ВВ

Из вида представленных функциональных зависимостей следует, например, что снижение цены на ВВ и, следовательно, на буровзрывные работы в целом влечет за собой снижение суммарных

затрат и обоснованность увеличения рационального значения удельного расхода ВВ.

Подобные закономерности характерны по отношению и к другим параметрам буровзрывных работ. Рациональные параметры БВР определяются на основе детального анализа технико-экономических показателей процессов взрывной подготовки и экскавации горной массы.

4.1.3. Расчет удельного расхода ВВ

Рациональный удельный расход ВВ зависит от структурно-прочностных свойств взрывающей породы, энергетических характеристик ВВ, стоимости ВВ и типоразмера экскаватора.

Основными количественными характеристиками структурных и прочностных свойств вскрышных пород являются диаметр средней по объему естественной отдельности d_e (м), прочность на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ (МПа) или крепость породы f (ед.) по шкале проф. М. М. Протоdjаконова. Эти три показателя связаны между собой в соответствии с формулами (2.1) – (2.3).

Наиболее укрупненной характеристикой промышленного ВВ считается идеальная работа взрыва (кДж/кг). Промышленные ВВ, применяемые в горном производстве, отличаются друг от друга по величине идеальной работы взрыва. Относительная величина этого энергетического параметра определяется переводным коэффициентом эквивалентных зарядов ($e_{ВВ}$, дол. ед.):

$$e_{ВВ} = \frac{A_{эт}}{A_{ВВ}}, \quad (4.6)$$

где $A_{эт}$ – идеальная работа взрыва эталонного ВВ (граммонит 79/21), кДж/кг; $A_{ВВ}$ – идеальная работа взрыва фактически применяемого ВВ, кДж/кг.

По аналогии с этим существует показатель относительной стоимости ВВ:

$$u_{ВВ} = \frac{Ц_{эт}}{Ц_{ВВ}}, \quad (4.7)$$

где $Ц_{эт}$ – цена эталонного ВВ (граммонит 79/21), руб./кг; $Ц_{ВВ}$ – цена фактически применяемого ВВ, руб./кг.

В совокупности эти два показателя определяют безразмерный коэффициент комплексной эффективности фактически применяемого ВВ

$$\mathfrak{E}_{\text{ВВ}} = \frac{e_{\text{ВВ}}}{\mathfrak{U}_{\text{ВВ}}}. \quad (4.8)$$

Показатель $\mathfrak{E}_{\text{ВВ}}$ отражает как энергетические, так и стоимостные характеристики ВВ, а структура показателя отражает основное направление совершенствования промышленных ВВ – повышение работоспособности при одновременном снижении стоимости.

Ассортимент ВВ, применяющихся на разрезах, характеризуется достаточно широким диапазоном изменения показателя относительной эффективности $\mathfrak{E}_{\text{ВВ}}$ (табл. 4.1 Таблица 4.1).

Таблица 4.1

Относительные характеристики ВВ

Типы ВВ	Относительные характеристики		
	работоспособности	стоимости	эффективности
	$e_{\text{ВВ}}$	$\mathfrak{U}_{\text{ВВ}}$	$\mathfrak{E}_{\text{ВВ}}$
Простейшие аммиачно-селитренные местного изготовления	1,11–1,15	0,34–0,5	0,38–0,56
Эмульсионные	1,25–1,30	0,61–0,88	0,77–1,05
Тротилсодержащие	1,00–1,20	0,80–2,15	1,00–2,50

Существует прямо пропорциональная закономерность изменения рационального значения удельного расхода ВВ (q_p , кг/м³) от крепости пород:

$$q_p = f \Delta q, \quad (4.9)$$

где f – коэффициент крепости взрываеваемой породы по шкале проф. М. М. Протодяконова; Δq – прирост удельного расхода, приходящегося на единицу коэффициента крепости пород, кг/м³.

Величина параметра Δq зависит от типа ВВ, диаметра скважин, а также типоразмера экскаватора. В обобщенном виде зависимость прироста удельного расхода от перечисленных исходных данных определяется следующей формулой

$$\Delta q = \mathfrak{Z}_{\text{ВВ}}^{x_1} (x_2 d_{\text{СКВ}} + x_3) E^{x_4}, \quad (4.10)$$

где x_1, x_2, x_3, x_4 – безразмерные коэффициенты, определяющие значимость типа ВВ, диаметра скважин и типоразмера экскаватора.

В настоящее время на разрезах при транспортной технологии производства вскрышных работ сформировался парк одноковшовых экскаваторов пяти основных типов:

- прямые механические лопаты отечественного производства базовой комплектации с емкостью ковша до 20 м³ (типа ЭКГ, $E \leq 20$);
- прямые механические лопаты импортного производства базовой комплектации с емкостью ковша до 60 м³ (типа ЭКГ, $E > 23$);
- прямые механические лопаты отечественного производства с удлиненным оборудованием (типа ЭКГ-у, ус);
- обратные гидравлические экскаваторы (типа ЭГО);
- драглайны с емкостью ковша до 20 м³ (типа ЭШ).

Перечисленные типы экскаваторов имеют различные конструктивные особенности, которые оказывают влияние на такие их технические характеристики, как удельная масса (масса, приходящаяся на 1 м³ геометрической емкости ковша), удельное усилие копания (усилие копания, приходящееся на 1 м кромки ковша). Например, прямые механические лопаты типа ЭКГ отечественного производства характеризуются относительно высокими усилиями черпания и прочностью рабочего оборудования, что наряду с высокой удельной массой допускает возможность ведения выемочных работ в стопорном режиме. Последнее имеет существенное значение при погрузке крупнокусковых отдельностей, обрушении горной массы, обработке откоса и выравнивании подошвы уступа.

Наряду с этим, мехлопаты типа ЭКГ зарубежного производства (базовые модели РН-2300 ХРВ, РН-2800 ХРВ, РН-4100 ХРВ), в связи с меньшими значениями удельной массы (25,9–34,4 т/м³), не допускают стопорного режима работы. Поэтому для таких экскаваторов требуется более качественное и более равномерное взрывное дробление породы.

Для перечисленных типов экскаваторов безразмерные коэффициенты x_1, x_2, x_3, x_4 представлены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Значения коэффициентов при расчете прироста удельного расхода, приходящегося на единицу коэффициента крепости пород

Типоразмер экскаватора	Значения коэффициентов			
	x_1	x_2	x_3	x_4
ЭКГ, $E \leq 20$	- 0,09	0,51	- 0,003	- 0,11
ЭКГ, $E > 23$	- 0,09	0,346	+ 0,003	0
ЭКГ-у, ус	- 0,09	0,50	- 0,002	- 0,09
ЭГО	- 0,11	0,50	- 0,0065	- 0,05
ЭШ	- 0,095	0,55	- 0,004	- 0,08

Формулы (4.9) и (4.10), а также относительные характеристики ВВ (табл. 4.1) и безразмерные коэффициенты, характеризующие типоразмер экскаватора (табл. 4.2), используются для расчета рационального удельного расхода ВВ при составлении паспортов массовых взрывов и планировании затрат на взрывчатые вещества.

4.2. Приближенный расчет затрат на буровзрывные работы

Удельный расход ВВ является одним из наиболее значимых факторов, которые влияют на удельные затраты по буровзрывной подготовке пород к выемке. Обоснование удельного расхода ВВ производится с учетом влияния крепости обуриваемых и взрывааемых пород, а также некоторых других горнотехнических факторов. При прочих равных условиях удельный расход прямо пропорционально влияет как на удельные затраты (на 1 м^3) по буровзрывной подготовке в целом ($c_{\text{бвр}}$), так и на отдельные ее составляющие в виде затрат на бурение ($c_{\text{бур}}$), взрывчатые вещества ($c_{\text{ВВ}}$), средства взрывания ($c_{\text{св}}$), зарядку и забойку скважин ($c_{\text{зз}}$).

В частности, затраты на бурение пропорционально зависят от объема полости, создаваемой в результате бурения скважины, в которой возможно разместить количество ВВ, соответствующее удельному расходу, и, следовательно, пропорциональны удельному расходу.

Таким образом, удельные затраты на буровые и взрывные работы ($c_{\text{бвр}}$, руб./ м^3) могут быть представлены в виде выражения

$$c_{\text{бвр}} = c_{\text{бур}} + c_{\text{св}} + c_{\text{вв}} = (1,15 + \delta_{\text{бур}}) \cdot \frac{C_{\text{вв}} \cdot q_{\text{вв}}}{1000}, \quad (4.11)$$

где $c_{\text{бур}}, c_{\text{св}}, c_{\text{вв}}$ – удельные затраты соответственно на бурение, средства взрывания и ВВ, руб./м³; $\delta_{\text{бур}}$ – коэффициент, учитывающий влияние затрат на буровые работы, дол. ед.; $C_{\text{вв}}$ – цена ВВ, тыс. руб./т; $q_{\text{вв}}$ – удельный расход ВВ, кг/м³; 1000 – переводной коэффициент между тоннами и килограммами.

Коэффициент $\delta_{\text{бур}}$, учитывающий долю затрат на буровые работы, зависит от прочности буримой породы. В диапазоне прочности $\sigma_{\text{сж}} = 4–12$ МПа значение данного коэффициента составляет $\delta_{\text{бур}} = 0,25–0,4$. При этом большей прочности породы соответствует большее значение $\delta_{\text{бур}}$.

На рис. 3.3 показаны результаты расчета себестоимости буровзрывных работ при различных значениях исходных данных, выполненного в среде MS Excel.

	A	B	C	D
10		<i>Приближенный расчет себестоимости буровзрывных работ</i>		
11				
12				
13	$\sigma_{\text{сж}}, \text{ МПа}$	$\delta_{\text{бур}}, \text{ дол. ед.}$	$q_{\text{вв}}, \text{ кг/м}^3$	$c_{\text{бвр}}, \text{ руб./м}^3$
14	40	0,25	0,45	7,9
15	80	0,33	0,70	12,9
16	120	0,40	1,00	19,4

Рис. 4.3. Пример расчета себестоимости БВР в среде MS Excel

Более детальный расчет рассматриваемых затрат необходимо выполнять на основе полного состава параметров буровзрывных работ (удельного расхода ВВ, размеров сетки скважин, конструкции заряда) с учетом производительности используемого оборудования (буровых станков, осушающих, зарядных и забоечных машин), а также затрат на эксплуатацию этого оборудования.

Цены на взрывчатые вещества и средства взрывания по данным на 2013 г. представлены в прил. 1.

4.3. Эффективность удаления воды из обводненных взрывных скважин осушающими машинами

Осушающие машины (ОМ) для удаления воды из взрывных скважин применяются с целью использования относительно недорогих неводоустойчивых типов взрывчатых веществ, что обеспечивает снижение затрат на взрывную подготовку горной массы.

Использование этого способа ограничивается только слабоприточными скважинами со скоростью восстановления уровня воды после откачки $w < 0,2 - 0,25$ м/мин. При такой скорости восстановления за время зарядки осушенной скважины неводоустойчивым взрывчатым веществом в гидроизолирующей оболочке уровень воды останется в пределах перебура скважины, что допускается в практических условиях.

Экономическая эффективность использования осушающих машин в этих условиях определяется достаточно просто – разница в стоимости различных типов взрывчатого вещества в скважине должна компенсировать затраты на осушение скважины. По отношению к одной скважине эффект составит (\mathcal{E} , руб./скв.):

$$\mathcal{E} = M_{\text{ВВ}} \left(C_{\text{ВВ}}^{(\text{уст})} - C_{\text{ВВ}}^{(\text{ну})} \right) - c_{\text{ос}}^{(\text{скв})} > 0, \quad (4.12)$$

где $M_{\text{ВВ}}$ – масса заряда в скважине, кг; $C_{\text{ВВ}}^{(\text{уст})}$, $C_{\text{ВВ}}^{(\text{ну})}$ – цена водоустойчивого и неводоустойчивого ВВ, руб./кг; $c_{\text{ос}}^{(\text{скв})}$ – стоимость осушения одной взрывной скважины, руб./скв.

Разница в цене водоустойчивого ВВ (например, Сибирит-1200) и неводоустойчивого взрывчатого вещества (например, УП-1) составляет не менее 3 руб./кг. (см. прил. 1). В одной скважине размещается не менее 200 кг взрывчатого вещества, поэтому экономия на ВВ в одной скважине составит не менее 600 руб./скв. При этом затраты на осушение одной скважины в самых неблагоприятных условиях (см. табл. 2.10) не превышают 160 руб./скв.

Таким образом, **удаление воды из слабоприточных взрывных скважин с целью использования более дешевых неводоустойчивых взрывчатых веществ всегда экономически оправдано.**

4.4. Эффективность контурного взрывания для снижения обводненности взрывных блоков

4.4.1. Параметры контурного взрывания

Предварительное контурное взрывание является одним из средств снижения обводненности блока. Контурное взрывание представляет собой способ заряжания и взрывания зарядов в оконтуривающих скважинах или шпурах, обеспечивающий получение относительно ровной поверхности выработки с минимальными нарушениями сплошности боковых пород за пределами ее проектного профиля. Отличительные особенности контурного взрывания на разрезах заключаются в том, что применяется сближенное расположение скважин, рассредоточение заряда из патронов ВВ.

Метод контурного взрывания может быть опережающим короткозамедленным (рис. 4.4, а), предварительным (рис. 4.4, б) и завершающим (рис. 4.4, в). На практике на разрезах наибольшее применение нашло предварительное контурное взрывание, поскольку с помощью этого технологического мероприятия можно одновременно решить следующие задачи:

- обеспечить заоткоску следующего по направлению развития фронта горных работ уступа;
- значительно снизить уровень грунтовых вод в пределах блока перед бурением и зарядкой основной системы скважин;
- уменьшить сейсмический эффект при взрывании основной системы скважин.

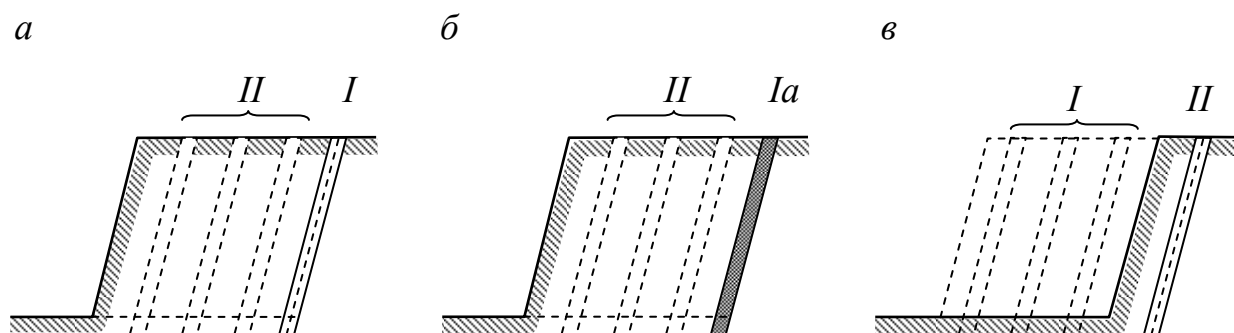


Рис. 4.4. Методы контурного взрывания: а – опережающее короткозамедленное контурное взрывание; б – предварительное контурное взрывание; в – завершающее контурное взрывание:

I и II – последовательность взрывания; Ia – предварительно созданная контурная щель

При транспортных системах разработки, когда предварительное контурное взрывание обводненных вскрышных блоков для заткоски уступов не является обязательным, конструкция заряда в контурных скважинах может не включать в себя гирлянду патронов-боевиков над донной частью заряда. В этом случае донных зарядов достаточно для создания локальной дренажной системы, существенно снижающей обводненность взрывного блока. Уровень грунтовых вод в пределах блока после контурного взрывания снижается не менее чем в 3 раза (рис. 4.5).

Параметры контурного взрывания включают в себя диаметр скважин контурного ряда ($d_{\text{СКВ}}$, м), расстояние между скважинами контурного ряда ($a_{\text{к}}$, м) и массу донного заряда ($M_3^{(\text{конт})}$, кг):

$$a_{\text{к}} = (20 - f) d_{\text{СКВ}}; \quad M_3^{(\text{конт})} = 1,1 \pi d_{\text{СКВ}}^3 \sqrt[3]{f} \rho_{\text{ВВ}}, \quad (4.13)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³; f – крепость пород по шкале проф. М. М. Протоdjаконова.

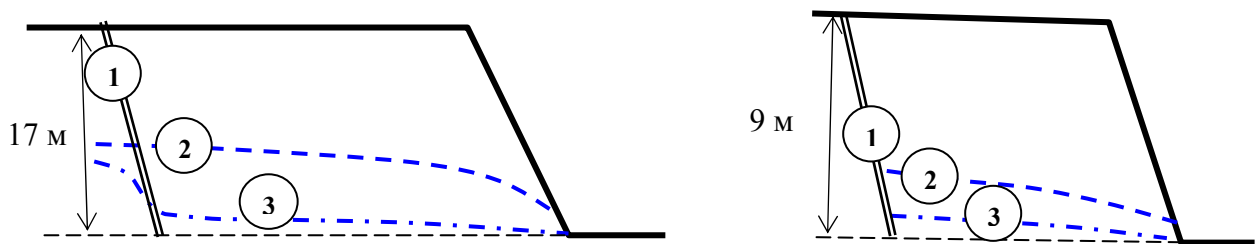


Рис. 4.5. Снижение уровня грунтовых вод после предварительного контурного взрывания: 1 – щель после контурного взрывания; 2 – исходный уровень воды; 3 – остаточный уровень

Предварительное контурное взрывание имеет объективные ограничения по глубине скважин и уровню воды в них, которые следуют из того условия, что уровень грунтовых вод после контурного взрывания снижается примерно в три раза, а зарядка более дешевого неводоустойчивого ВВ на столб воды возможна при его высоте после контурного взрывания не более 1,0 – 1,5 м. Поэтому способ нецелесообразно применять при начальном уровне грунтовых вод менее 4 м.

4.4.2. Эффективность контурного взрывания

Контурное взрывание, как специальное мероприятие для снижения обводненности взрывных блоков, связано с увеличением объемов бурения. При этом чем меньше глубина скважин, тем больше удельные затраты на бурение (на 1 м³ горной массы). Поэтому условия технико-экономической целесообразности контурного взрывания при подготовке транспортных уступов определяются не только первичным уровнем обводненности блока, но и соотношением затрат на производство буровых работ и затрат на взрывчатые материалы.

Природа предполагаемой экономической эффективности контурного взрывания для снижения обводненности взрывных блоков заключается в том, что экономия затрат на ВВ должна быть больше, чем дополнительные затраты на бурение и взрывание контурных скважин.

Пример. Планируемый к отработке обводненный вскрышной блок с высотой столба воды до $h_b = 4$ м имеет размеры: ширина блока $A = 40$ м, длина – $L_{бл} = 800$ м, высота – $h_y = 15$ м, объем $V_{бл} = 480\,000$ м³. Проектный удельный расход $q = 0,75$ при крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 8$.

Возможны два технологических варианта организации буровзрывных работ, которые надо сравнить по затратам на подготовку данного блока к экскавации.

Вариант I – обустройство блока без каких-либо предварительных мероприятий, связанных со снижением обводненности, и последующая зарядка обводненных скважин водоустойчивым ВВ Сибирит-1200 по цене $C_1 = 15000$ руб./т.

Вариант II – предварительное контурное взрывание с целью снижения обводненности блока с последующим бурением основной системой взрывных скважин и зарядкой их неводоустойчивым взрывчатым веществом УП-1 по цене $C_2 = 12000$ руб./т.

При использовании варианта I затраты на буровзрывную подготовку породы в пределах блока (см. раздел 4.2) при $\delta_{бур} = 0,35$ составят

$$c_{бвр1} = (1,15 + \delta_{бур}) \frac{C_1 q}{1000} = 16,9 \text{ руб./м}^3 \quad (4.14)$$

или

$$C_{\text{бвр1}} = c_{\text{бвр1}} \cdot V_{\text{бл}} = 8\,100\,000 \text{ руб.}$$

При использовании варианта II затраты на буровзрывную подготовку ($C_{\text{бвр2}}$) будут включать затраты на контурное взрывание ($C_{\text{конт}}$) и затраты на взрывание основной системы скважин ($C_{\text{осн}}$).

Затраты на контурное взрывание включают в себя две составляющие: затраты на бурение контурных скважин ($C_{\text{конт}}^{(\text{бур})}$, руб.) и затраты на взрывчатые материалы ($C_{\text{конт}}^{(\text{ВМ})}$, руб.):

$$C_{\text{конт}} = C_{\text{конт}}^{(\text{бур})} + C_{\text{конт}}^{(\text{ВМ})} = n_{\text{конт}} \left(h_y c_{\text{бур}} + 1,15 M_3^{(\text{конт})} \frac{C_1}{1000} \right), \quad (4.15)$$

где $n_{\text{конт}}$ – количество контурных скважин по внутреннему периметру взрывного блока, шт.; $M_3^{(\text{конт})}$ – масса донного заряда водоустойчивого ВВ в контурной скважине, кг; C_1 – цена водоустойчивого ВВ, руб./т; 1,15 – коэффициент, учитывающий затраты на средства взрывания.

При плотности ВВ $\rho_{\text{ВВ}} = 1200 \text{ кг/м}^3$ расчетные параметры составят: $a_k = 2,6 \text{ м}$, $M_3^{(\text{конт})} = 83 \text{ кг}$. Количество контурных скважин $n_{\text{конт}} = (A + L_{\text{бл}}) / a_k = 323 \text{ шт.}$, удельные затраты на бурение (табл. 2.4) $c_{\text{бур}} = 126 \text{ руб./м}$, затраты на контурное взрывание $C_{\text{конт}} = 1\,078\,995 \text{ руб.}$

Затраты на взрывание основной системы скважин ($C_{\text{осн}}$, руб.) рассчитываются так же, как и в первом варианте, но при цене взрывчатого вещества C_2 :

$$C_{\text{осн}} = (1,15 + \delta_{\text{бур}}) \frac{C_2 q}{1000} V_{\text{бл}} = 6\,480\,000 \text{ руб.} \quad (4.16)$$

Общие затраты на буровзрывную подготовку блока по варианту II составят:

$$C_{\text{бвр2}} = C_{\text{конт}} + C_{\text{осн}} = 7\,558\,995 \text{ руб.} \quad (4.17)$$

или

$$c_{\text{бвр2}} = 15,7 \text{ руб./м}^3.$$

Таким образом, при рассмотренных горнотехнических условиях использование предварительного контурного взрывания с целью снижения обводненности блока даст экономию затрат на подготовку горной массы к выемочно-погрузочным работам в размере $\mathcal{E} = C_{\text{бвр1}} - C_{\text{бвр2}} = 541\,005$ руб.

4.5. Обоснование резерва взорванной горной массы (ВГМ)

Для обеспечения стабильной работы горнотранспортного оборудования на разрезах создается **резервный объем взорванной горной массы**. Резервы запасов обуренной и взорванной горной массы, полезного ископаемого, подготовленного к выемке, оборудования и т. д. являются средством повышения надежности работы карьера.

Экскаваторный блок, в соответствии с общепринятыми взглядами, условно состоит из трех частей (рис. 4.6): оперативного объема взорванной горной массы, резервного объема взорванной горной массы и части блока, готового для бурения взрывных скважин и последующей их зарядки.

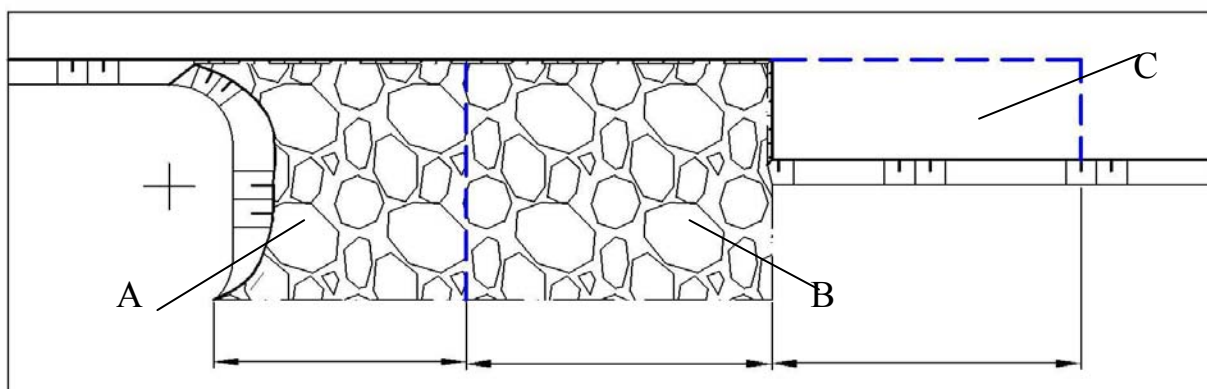


Рис. 4.6. Структура экскаваторного блока: А – оперативный объем взорванной горной массы; В – резервный объем взорванной горной массы; С – очередной взрывной блок

Сумма объемов резервных частей экскаваторных блоков является общим резервом взорванной горной массы для группы экскаваторов, работающих в условиях взаимного влияния по фактору взрывных работ. Совокупность процессов взрывания блоков под каждый экскаватор из группы представляет собой **цикл создания общего резерва** для группы экскаваторов.

Создание и поддержание любых резервов связано с дополнительными затратами и поэтому всегда стоит задача определения их рационального уровня.

4.5.1. Общий объем резерва ВГМ для группы экскаваторов

Резерв взорванной горной массы имеет оптимальный объем по технико-экономическим критериям. Увеличение объема взорванной горной массы обуславливает ущерб от консервации оборотных средств. Уменьшение резерва взорванной горной массы связано с увеличением числа массовых взрывов, что приводит к снижению производительности оборудования за счет простоев и обуславливает соответствующее увеличение себестоимости.

Обоснование резерва взорванной горной массы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых базируется на принципе минимизации суммарного ущерба, связанного с созданием и хранением резерва взорванной горной массы (его также называют ущербом от консервации или от замораживания оборотных средств), а также ущерба от простоев горнотранспортного оборудования при ведении взрывных работ.

Горнотранспортные комплексы в рабочей зоне разреза не являются независимыми. Организационно они связаны между собой не только возможностью попадания в опасные зоны взрывов, но транспортными коммуникациями и линиями электроснабжения. Поэтому резерв взорванной горной массы рассчитывается для группы экскаваторов, работающих в условиях взаимного влияния по фактору взрывных работ. Экскаватор входит в такую группу, если при проведении взрыва его приходится останавливать одновременно хотя бы с одним из других экскаваторов.

Резерв взорванной горной массы может быть выражен как через соответствующий объем $V_{\text{рез}}$ (м³), так и через время T (мес), которое необходимо для отработки данного объема. Эти две величины функционально связаны друг с другом соотношением

$$T = \frac{V_{\text{рез}}}{Q_{\text{мес}}}, \quad (4.18)$$

где $Q_{\text{мес}}$ – плановый объем вскрыши для группы экскаваторов, работающих в условиях взаимного влияния по фактору взрывных работ, м³/мес.

Учитывая общепринятый методологический принцип при обосновании резерва взорванной горной массы и возможность количественной его оценки в терминах времени T , целевая функция ущерба F (руб./м³) для определения оптимального значения резерва принята в следующем виде:

$$F(T) = \Delta c_{\text{ГТО}}(T) + \Delta c_{\text{бвр}}(T) \rightarrow \min, \quad (4.19)$$

где $\Delta c_{\text{бвр}}$ – ущерб от консервации средств, связанных с буровзрывной подготовкой резерва, руб./м³; $\Delta c_{\text{ГТО}}$ – ущерб от суммарных простоев горнотранспортного оборудования при ведении взрывных работ за полный цикл создания резерва для всех экскаваторов, руб./м³.

На время взрыва останавливаются все основные виды оборудования горнотранспортных комплексов, попадающих в зону взрыва: буровые станки, экскаваторы, автосамосвалы, а также не в полной мере используется оборудование на отвалах, что и обуславливает увеличение затрат на вскрышные работы. Поэтому простои всех видов горного оборудования отождествляются с простоями экскаватора. Ущерб от простоев $N_{\text{э}}$ горнотранспортных комплексов за цикл создания общего резерва взорванной горной массы составит

$$\Delta c_{\text{ГТО}} = (c_{\text{бур}} + c_{\text{э}} + c_{\text{тр}} + c_{\text{отв}}) \eta \frac{t}{24 n_{\text{мес}} T} N_{\text{э}}, \quad (4.20)$$

где $c_{\text{бур}}, c_{\text{э}}, c_{\text{тр}}, c_{\text{отв}}$ – удельные затраты по технологическим процессам (бурение, экскавация, транспортирование, отвалообразование), руб./м³; T – продолжительность отработки резервного объема взорванной горной массы группой из $N_{\text{э}}$ экскаваторов, мес.; η – коэффициент условно-постоянных затрат, дол. ед. (для оборудования, находящегося в режиме ожидания $\eta = 0,5$); t – средняя продолжительность простоя одного экскаватора за один взрыв за полный цикл создания резерва, ч; $n_{\text{мес}}$ – количество дней в месяце.

Ущерб от консервации затрат на создание резерва зависит от затрат на буровзрывные работы ($c_{\text{бвр}}$, руб./м³), продолжительности времени консервации (T , мес.) и месячной нормы дисконта* ($r_{\text{мес}}$, дол. ед.), определяющей ту часть оборотных средств, на которую они могли бы увеличиться за данный промежуток времени:

* См. формулу (1.3).

$$\Delta c_{\text{бвр}} = c_{\text{бвр}} \left[(1 + r_{\text{мес}})^T - 1 \right]. \quad (4.21)$$

Не вдаваясь в детали чисто математических преобразований, приведем формулу для расчета оптимального резерва взорванной горной массы ($T_{\text{опт}}$, мес.), выраженного в месяцах работы группы из N_9 экскаваторов с общей плановой производительностью $Q_{\text{мес}}$ ($\text{м}^3/\text{мес.}$):

$$T_{\text{опт}} = \left[\left(\frac{c_{\text{бур}} + c_9 + c_{\text{тр}} + c_{\text{отв}}}{c_{\text{бвр}} r_{\text{мес}}} \right) \frac{\eta t N_9}{720} \right]^{\frac{1}{2}}. \quad (4.22)$$

С использованием формулы (4.18) можно определить объем резерва в кубических метрах.

Основная трудность применения данной формулы связана с определением средней продолжительности одного экскаватора за один взрыв (t , ч). Эта величина зависит от количества экскаваторов и их взаимного расположения в рабочей зоне горного участка. В практических условиях она составляет от 0,5 до 2 часов и должна определяться по результатам специальной обработки фактических отчетных данных разреза о простоях экскаваторов при ведении взрывных работ.

В учебных расчетах при определении средней продолжительности простоя одного экскаватора за один взрыв (t , ч.) можно пользоваться приближенной формулой

$$t = 1 + \frac{1}{N_9}, \quad (4.23)$$

где N_9 – количество экскаваторов в группе, шт.

Для установления более точного значения этой величины требуются фактические данные о простоях экскаваторов при ведении взрывных работ. Метод определения средней продолжительности одного экскаватора за один взрыв в этом случае иллюстрируется следующим примером.

На рис. 4.7 показана условная схема расположения экскаваторов и карьерных автодорог относительно опасных зон при ведении взрывных работ для трех экскаваторов, входящих в группу взаимного влияния. На основе практического опыта будем считать:

- при попадании экскаватора в зону, опасную по разлету кусков (в этом случае возникает необходимость его перегона на некоторое расстояние), простои этого экскаватора и смежного с ним горнотранспортного оборудования составляют 2 часа;
- при попадании в опасную зону только автодорог и линий электропередач простои экскаваторно-автомобильного комплекса составляют 1 час.

Исходя из схемы взаимного расположения экскаваторов на рис. 4.7 можно составить таблицу, в которой отражены как индивидуальные, так и групповые простои экскаваторов (табл. 4.3). В частности, при проведении взрыва для экскаватора № 2 возникает необходимость перегона не только непосредственно его, но и экскаватора № 1. При этом экскаватор № 3 будет полностью оставаться в работе, поэтому групповой простой составит 4 часа, а средний простой одного экскаватора на период проведения данного взрыва составит 1,3 часа.

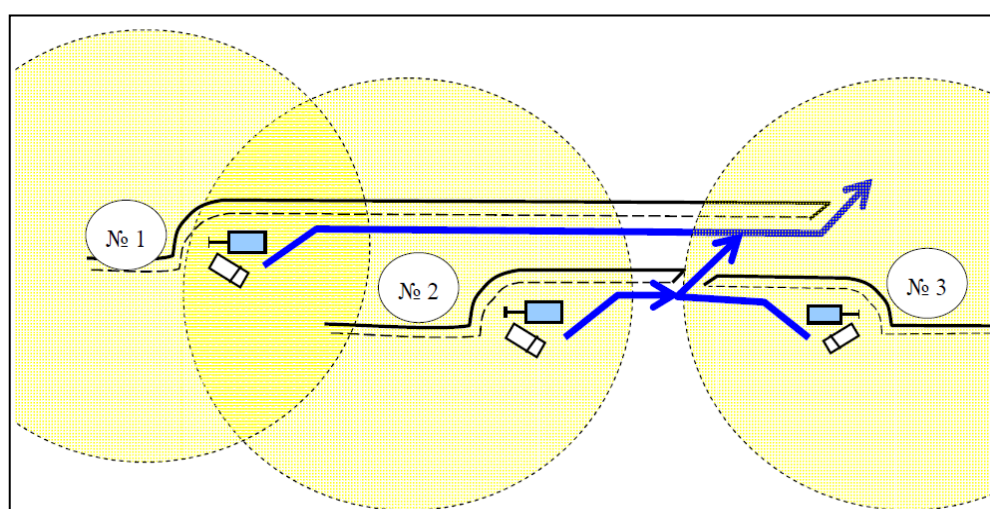


Рис. 4.7. Условная схема расположения экскаваторов и карьерных автодорог относительно опасных зон при ведении взрывных работ

Часть таблицы с затемненными ячейками называется матрицей взаимного влияния экскаваторов по фактору взрывных работ, которая позволяет определить индивидуальные, групповые и средние простои. Средняя продолжительность простоя одного экскаватора за один взрыв за полный цикл создания резерва, необходимая для использования формулы (4.22), составляет, как это видно из таблицы, $t = 1,1$ ч.

Таблица 4.3

Матрица взаимного влияния за полный цикл создания резерва взорванной горной массы

Номер взрываемого блока	Простои экскаваторов, час.				
	№ 1	№ 2	№ 3	всего	средн.
№ 1	2	0	0	2	0,7
№ 2	2	2	0	4	1,3
№ 3	1	1	2	4	1,3
Все блоки	5	3	2	10	1,1

Таблица 4.4

Результаты расчета

Показатели	Обозн.	Величина
<i>Исходные данные</i>		
Затраты по процессам, руб./м ³		
– буровзрывные работы	$c_{бвр}$	20
– в том числе бурение	$c_{бур}$	4
– экскавация	$c_{э}$	15
– транспортирование	$c_{тр}$	40
– отвалообразование	$c_{отв}$	2
Норма дисконта, дол. ед.		
– годовая	$r_{год}$	0,15
– месячная	$r_{мес}$	0,012
Доля постоянных затрат, дол. ед.	η	0,5
Количество дней в работе за месяц, дн.	$n_{мес}$	28
Количество экскаваторов, шт.	$N_{э}$	3
Суммарная месячная производительность, тыс. м ³ /мес.	$Q_{мес.}$	1750
Средняя продолжительность простоя одного экскаватора за один взрыв, ч	t	1,1
<i>Результаты расчета</i>		
Резерв взорванной горной массы		
– в месяцах работы группы экскаваторов	$T_{опт}$	0,8
– дней работы		24
– объем резерва, тыс. м ³		1400

Представляет практический интерес исследования зависимости ущерба, связанного с простоями горного оборудования и консервацией средств на буровзрывные работы, от величины резерва взорванной горной массы с помощью формулы (4.19).

На рис. 4.7 показаны характерные зависимости целевой функции ущерба и его составляющих от резерва взорванной горной массы, исчисляемого в месяцах работы экскаваторов. В представленном случае теоретически оптимальный резерв взорванной горной массы составляет $T_{\text{опт}} = 1,3$ мес. При этом в диапазоне от 0,78 до 1,95 мес. (или от 0,6 до 1,5 оптимального значения) расчетный ущерб превышает минимально возможное значение не более, чем на 10 %. Этот диапазон называется диапазоном рациональных значений резерва. А при резерве менее $0,25T_{\text{опт}}$ имеет место резкое асимптотическое увеличение ущерба.

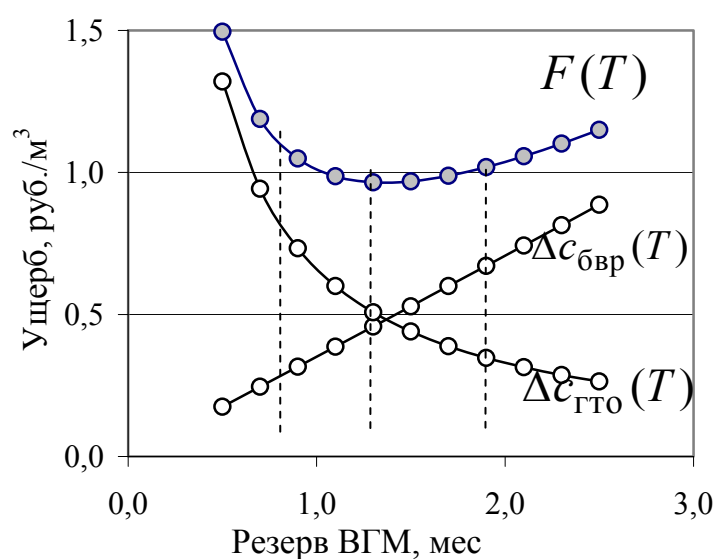


Рис. 4.8. Зависимость целевой функции $F(T)$ и ее составляющих от объема резерва взорванной горной для группы из семи экскаваторов

Отсюда следует практически важный вывод, который дает довольно широкую свободу планирования резерва взорванной горной массы – плановые значения резерва $V_{\text{пл}}$ и $T_{\text{пл}}$ могут находиться в пределах от 60 до 150 % теоретически оптимального значения:

$$T_{\text{пл}} = (0,6 \div 1,5) T_{\text{опт}}, \quad V_{\text{пл}} = (0,6 \div 1,5) V_{\text{опт}} \quad (4.24)$$

Выполнение данного условия обеспечит превышение ущерба от простоев оборудования и консервации средств на подготовку горной массы не более чем на 10 % по сравнению с минимально возможным ущербом.

4.5.2. Рекомендуемые объемы взрывных блоков

Резерв взорванной горной массы, определенный в целом по группе экскаваторов, подлежит распределению по отдельным экскаваторам. Если вскрышные экскаваторы одного типоразмера и, соответственно, имеют одинаковую производительность, то резерв взорванной горной массы для каждого из них будет одинаковым, а количественное значение объема равно объему взрываемого блока. В свою очередь разовый объем взрываемой породы будет определять частоту взрывов под отдельно взятый экскаватор.

В практических условиях типоразмеры экскаваторов, находящихся в рабочей зоне, могут существенно отличаться. Простои мощных экскаваторов и смежного с ними оборудования не равноценны таким же по времени простоям экскаваторов и оборудования меньшей мощности. Именно поэтому возникает задача распределения суммарного резерва взорванной горной массы по экскаваторам различной мощности с различной производительностью таким образом, чтобы минимизировать простои при ведении взрывных работ с учетом мощности горнотранспортных комплексов.

В общем случае для группы из N экскаваторов, работающих в условиях взаимного влияния по фактору взрывных работ, оптимальные объемы взрывных блоков V_i (м^3) определяются по формулам

$$V_i = \frac{V_{\text{рез}} \sqrt{Q_i}}{\sqrt{Q_1} + \sqrt{Q_2} + \dots + \sqrt{Q_N}}, \quad (i = 1 \dots N), \quad (4.25)$$

где $V_{\text{рез}}$ – общий для группы экскаваторов резерв, рассчитанный по формулам (4.22) и (4.18), м^3 ; Q_i – расчетная производительность i -го экскаватора, $\text{м}^3/\text{мес}$.

В табл. 4.5 представлены результаты расчета оптимальных объемов взрывных блоков для группы их трех экскаваторов различной мощности с общим резервом взорванной горной массы $V_{\text{рез}} = 1400$ тыс. м^3 .

Таблица 4.5

**Результаты расчета объемов взрывных блоков
для отдельных экскаваторов**

Тип экскаватора	Ем- кость ковша, м ³	Расчетная произво- дительность, тыс. м ³ /мес.	Объем взрывного блока	
			тыс. м ³	месяцев работы
РН-2300	28	850	573	0,67
ЭКГ-15	15	550	460	0,84
ЭКГ-10	10	350	367	1,05

Из данного примера видно, что *для экскаваторов меньшей мощности целесообразно реже проводить взрывные работы, по сравнению с более мощными экскаваторами, обеспечивая тем самым меньшую продолжительность простоев мощного оборудования.*

4.6. Рациональная мощность слоя при отработке развала взорванной горной массы обратными гидравлическими экскаваторами

Обратные гидравлические экскаваторы являются выемочными машинами нижнего черпания, что предопределяет отработку развала взорванной породы несколькими слоями. Поэтому первичным технологическим направлением повышения эффективности их эксплуатации являются обоснование рациональных параметров забоя для максимальной реализации конструктивных особенностей экскаваторов.

Опыт производства вскрышных работ с использованием обратных гидравлических лопат с геометрической вместимостью ковша от 5 до 21 м³ и глубиной черпания от 8 до 10 м заключается в том, что развал взорванной породы отрабатывается несколькими слоями. Мощность слоя при этом устанавливается весьма индивидуально по имеющемуся на том или ином разрезе опыту и составляет от 1,5 – 2,0 м до величины близкой к максимальной глубине черпания. Например, развал взорванной породы, изображенный на рис. 4.1, может быть отработан обратной гидравлической лопатой, по крайней мере, двумя слоями.

Увеличение мощности слоя до размеров, близких к максимальной глубине черпания экскаваторов, приводит к существенному снижению технической и эксплуатационной производительности. Уменьшение мощности слоя до малых значений также связано с потерей производительности, по крайней мере, за счет увеличения времени на передвижки экскаватора и перегоны вдоль отрабатываемого блока. Таким образом, имеются предпосылки считать, что существует такая мощность слоя, при которой эффективная производительность экскаватора (часовая производительность с учетом продолжительности вспомогательных операций) является максимальной. Установка автосамосвала при этом может предусматриваться ниже, на уровне или выше уровня установки экскаватора (рис. 4.9).

Рассмотрим пример расчета технико-экономических показателей экскаватора Liebherr-9350 при различных значениях мощности отрабатываемого слоя взорванной горной массы. Для обратных гидравлических лопат ожидаемые значения ширины продольного прохода (A_3 , м) и максимальной передвижки ($a_{\text{пер}}$, м) в зависимости от радиуса черпания на уровне стояния ($R_{\text{чу}}$, м) и мощности слоя ($h_{\text{сл}}$, м) вычисляются по формулам

$$A_3 = 1,5(R_{\text{чу}} - 0,84 \cdot h_{\text{сл}} + 2); \quad (4.26)$$

$$a_{\text{пер}} = R_{\text{чу}} - 1,4 \cdot h_{\text{сл}} - 3. \quad (4.27)$$

Объем забойного блока (см. формулу (2.22)):

$$V_{\text{заб}} = \frac{0,75 h_3 A_3 a_{\text{пер}}}{k_p}. \quad (4.28)$$

Для данного экскаватора радиус черпания на уровне стояния составляет $R_{\text{чу}} = 16,5$ м, стоимость машино-смены (см. разд. 0) – $C_{\text{мс}}^{(\text{э})} = 115000$ руб. Сменная производительность рассчитывается в зависимости от объема забойного блока по формулам раздела 2.6.1.

В табл. 4.6 показаны результаты расчета технико-экономических показателей выемочно-погрузочных работ при установке автосамосвала ниже уровня установки экскаватора при различных значениях мощности отрабатываемого слоя взорванной горной массы. Наибольшая сменная производительность и наи-

меньшие затраты на экскавацию достигаются при мощности отрабатываемого слоя около 4 м.

Таблица 4.6

Результаты расчета технико-экономических показателей

Мощность слоя, м	2	4	6
Объем забойного блока, м ³	288	375	310
Сменная производительность, м ³ /смену	6151	6342	6206
Затраты на экскавацию, руб./ м ³	18,7	18,1	18,5

Аналогичные расчеты можно выполнить и при других вариантах установки экскаватора и автосамосвала. По результатам более детальных исследований доказана следующая закономерность – **при слоевой отработке развала взорванной горной массы наибольшая производительность обратных гидравлических лопат и наименьшие затраты на экскавацию достигаются при мощности слоя равной 0,5 максимальной глубины черпания при нижней установке автосамосвала относительно экскаватора и 0,4 максимальной глубины черпания с установкой автосамосвала на уровне стояния экскаватора.**

В частности, для некоторых других марок экскаваторов с типовыми размерами стрелы и рукояти при геометрической вместимости ковша от 5 м³ (Liebherr-984C) до 21 м³ (Terex RH-200) мощность слоя представлена в табл. 4.7.

Таблица 4.7

Рациональная мощность слоя, м

Место установки автосамосвала		Тип экскаватора		
		Liebherr-984C	Liebherr-994	Terex RH-200
Нижняя установка	от	3,0	4,0	4,5
	до	3,5	4,5	5,0
Верхняя установка	от	2,0	3,0	3,5
	до	2,5	3,5	4,0

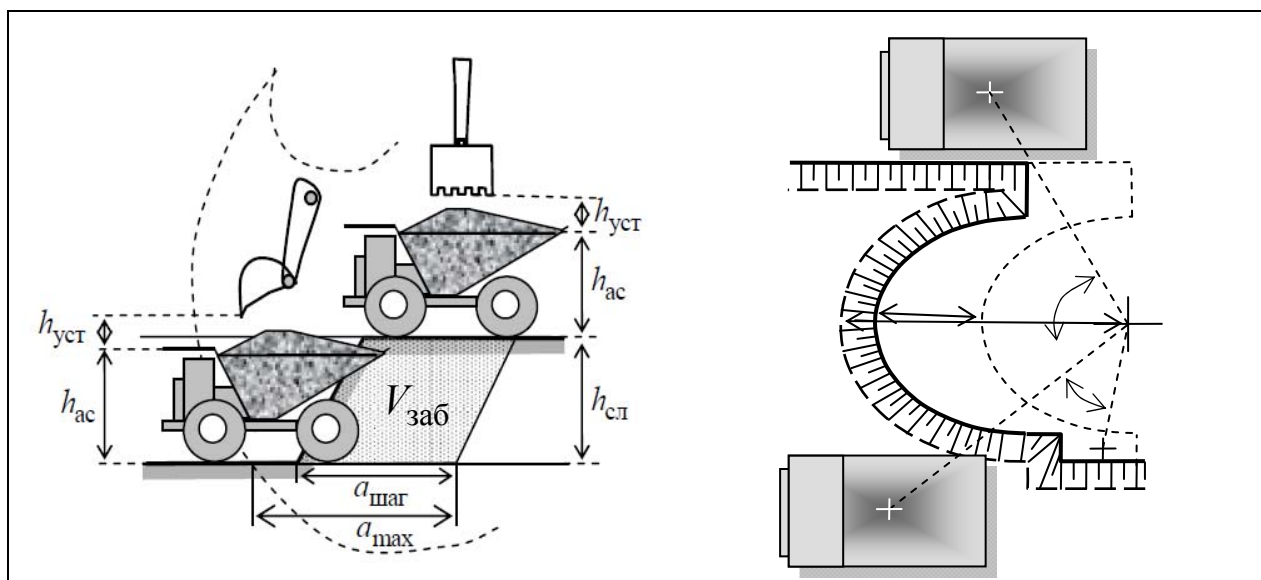


Рис. 4.9. Схемы к расчету объема забойного блока обратной гидравлической лопаты

Горно-геологические условия угольных разрезов Кузбасса обуславливают большое разнообразие возможных вариантов организации выемочных работ. Укрупненная оценка эксплуатационной производительности экскаватора по коэффициенту снижения производительности при различных сочетаниях уровней черпания горной массы (нижнее черпание или черпание на уровне стояния экскаватора) и уровней установки автосамосвала (на уровне подошвы отрабатываемого слоя, на уровне стояния экскаватора, выше уровня стояния экскаватора) представлена в табл. 4.8.

Таблица 4.8

Коэффициенты снижения производительности
при различных сочетаниях признаков уровня черпания
и уровня установки автосамосвала

	Признак уровня установки автосамосвала		
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>
<i>A</i>	1,00	0,77	0,72
<i>B</i>	0,62	0,55	0,61

Такая укрупненная оценка производительности экскаваторно-автомобильного комплекса может быть использована при оператив-

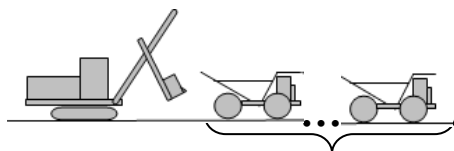
ном планировании производительности непосредственно на разрезах, а также при проектировании соответствующих технологических схем выемочных работ.

4.7. Количественный состав транспортного звена экскаваторно-автомобильных комплексов

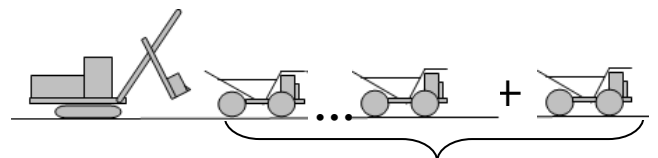
Существует два варианта формирования количественного состава транспортных средств. Первый вариант соответствует определению эксплуатационного количества автосамосвалов $N_a^{(эксп)} = N_a$, приходящихся на один экскаватор, по классическому детерминированному методу с использованием формул (2.37) или (2.38) раздела 2.7.1. В связи с неравномерностью продолжительности рейса автосамосвалов этот вариант подразумевает простои как автосамосвалов в связи с более ранним их прибытием в забой по сравнению с расчетным временем, так и простои экскаватора в связи с опозданием прибытия автосамосвала. Поскольку продолжительность внезабойного времени рейса имеет нормальное распределение, то среднее время простоя (ожидания), приходящееся на один рейс, будет одинаковым как для экскаватора, так и для отдельного автосамосвала. По данным обработки хронометражных наблюдений в практических условиях продолжительность этого времени составит

$$t_{ож}^{(э)} = t_{ож}^{(а)} = 0,05 t_{вз}, \quad (4.29)$$

где $t_{ож}^{(э)}$ – средняя продолжительность простоя экскаватора в ожидании автосамосвала, мин; $t_{ож}^{(а)}$ – средняя продолжительность простоя автосамосвала в ожидании экскаватора, мин; $t_{вз}$ – продолжительность внезабойного времени рейса автосамосвала, мин.



Вариант I – $N_a^{(эксп)} = N_a$



Вариант II – $N_a^{(эксп)} = N_a + 1$

Рис. 4.10. Условная структура транспортных звеньев экскаваторно-автомобильного комплекса:

I – классический вариант; II – вариант «один в очереди»

Второй вариант применяется с целью увеличения производительности экскаваторно-автомобильного комплекса – эксплуатационное количество автосамосвалов принимается на один больше по сравнению с расчетным количеством ($N_a^{(эксп)} = N_a + 1$), что носит условное название «один в очереди». Предпосылки эффективности варианта заключаются также в том, что простой экскаватора обходится разрезу значительно дороже, чем простой автосамосвала. Простой экскаватора в ожидании автосамосвала уменьшаются примерно в три раза по сравнению с базовым вариантом (именно поэтому увеличивается производительность комплекса), а средняя продолжительность простоя автосамосвала за один рейс увеличивается на время погрузки автосамосвала, т. е.:

$$t_{ож}^{(э)} = 0,016 t_{вз} ; \quad t_{ож}^{(а)} = 0,05 t_{вз} + t_{п}, \quad (4.30)$$

где $t_{п}$ – время погрузки автосамосвала, мин.

Продолжительность времени нахождения оборудования в состоянии ожидания в совокупности со стоимостными показателями его содержания определяют соответствующий ущерб. При формировании количественного состава транспортного звена по классическому методу (вариант I) ущерб на один рейс Y_I (руб./рейс) составит

$$Y_I = \frac{t_{ож}^{(э)}}{60 T_{см}} (C_{см}^{(э)} + C_{см}^{(а)}) = \frac{0,05 t_{вз}}{60 T_{см}} (C_{см}^{(э)} + C_{см}^{(а)}), \quad (4.31)$$

где $C_{см}^{(э)}, C_{см}^{(а)}$ – стоимость машино-смены соответственно экскаватора и автосамосвала, руб.; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч.

При формировании транспортного звена по принципу «один в очереди» (вариант II) ущерб Y_{II} (руб./рейс) будет связан только с большей продолжительностью времени простоя автосамосвалов:

$$Y_{II} = \frac{1}{60 T_{см}} \left[(0,05 t_{вз} + t_{п}) C_{см}^{(а)} + 0,016 t_{вз} C_{см}^{(э)} \right]. \quad (4.32)$$

Использование количества автосамосвалов по принципу «один в очереди» будет эффективным в случае

$$\Delta = Y_I - Y_{II} > 0. \quad (4.33)$$

Пример расчета сравнительной эффективности вариантов комплектования транспортного звена экскаваторно-автомобильного комплекса на базе ЭКГ-32 при использовании карьерных автосамосвалов БелАЗ-75306 представлен в табл. 4.9. При этом основные исходные данные приняты такие же, как в примере, приведенном в разделе 2.7.1.

Результаты расчета свидетельствует о том, что принцип «один в очереди» при принятых условиях имеет очень небольшую экономическую эффективность по сравнению с базовым вариантом комплектования – 133 руб. на один рейс. Тем не менее он показателен в том смысле, что сам факт ожидания одним автосамосвалом окончания погрузки предыдущего автосамосвала не является признаком неправильного комплектования количественного состава транспортного звена. Обоснованный вывод можно сделать только по результатам анализа технико-экономических показателей, рассмотренных выше, и проверки выполнимости неравенства (4.33).

Таблица 4.9

Исходные данные и результаты расчета

Наименование показателей	Вариант I	Вариант II
	$N_a^{(\text{эксп})} = N_a$	$N_a^{(\text{эксп})} = N_a + 1$
Количество автосамосвалов, шт.	8	9
Стоимость машино-смены экскаватора, тыс. руб.	209200	209200
Стоимость машино-смены самосвала, тыс. руб.	56900	56900
Время погрузки автосамосвала, мин	2,2	2,2
Внезабойное время рейса автосамосвала, мин	31,5	31,5
Среднее время простоя а/с за один рейс, мин	1,6	3,7
Среднее время простоя экскаватора за один рейс, мин	1,6	0,5
Продолжительность смены, ч	12	12
Ущерб, руб./рейс	581	448
Сравнительная эффективность, руб./рейс	нет	133

Условие эффективности (4.33) варианта «один в очереди» можно упростить путем простых математических преобразований (4.31), (4.32) и определить такую продолжительность внезабойного

времени рейса $\bar{t}_{вз}$, выше которой вариант «один в очереди» обеспечивает не только увеличение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса, но и экономическую эффективность:

$$t_{вз} > \bar{t}_{вз} = 30 t_{п} \frac{C_{см}^{(a)}}{C_{см}^{(э)}}. \quad (4.34)$$

Более детальный анализ формулы (4.34) показывает, что при существующих типоразмерах экскаваторов и автосамосвалов величина внезабойного времени рейса $\bar{t}_{вз}$ составляет 20–30 мин. **Применение количества автосамосвалов по принципу «один в очереди» наиболее эффективно при относительно больших расстояниях транспортирования горной массы. При этом теоретически производительность экскаваторно-автомобильного комплекса может быть увеличена более чем на 10 % по сравнению с базовым вариантом.**

4.8. Формирование грузопотоков при отработке сложных породугольных блоков

Возможность обогащения разубоженных углей на разрезах значительно расширяет перечень технологических вариантов отработки пластов. Наряду с традиционным селективным способом отработки пластов применяются различные варианты, предусматривающие в той или иной мере совместное извлечение угля и породы. Классификационные признаки способов отработки сложных породугольных блоков и способов выемки полезного ископаемого представлены в табл. 4.11*.

Таким образом, в процессе отработки сложных породугольных блоков в общем случае может формироваться три грузопотока горной массы, отличающиеся ее качеством и, следовательно, направлением перемещения: чистый уголь – на склад готовой продукции, разубоженный уголь – на обогащение, вскрышная порода и высокозольный уголь – в отвал. Очевидно, что технологическая задача определения направления перемещения отгружаемой из забоя горной массы будет определяться ее качеством.

* Более подробно о способах отработки сложных блоков и способах выемки полезного ископаемого см. [13].

Таблица 4.10

Классификационные признаки
технологических вариантов выемочных работ

Способ отработки сложного блока	Способ выемки полезного ископаемого (ПИ)	Классификационные признаки		
		Выемка кондиционного ПИ	Выемка разубоженного ПИ	Количество грузопотоков горной массы, их направление
Валовый	Сплошной валовый	-	+	Один: - разубоженное ПИ на обогащение
Раздельный	Раздельно-валовый	-	+	Два: - порода в отвал; - разубоженное ПИ на обогащение
	Селективный	+	-	Два: - порода в отвал; - кондиционное ПИ на склад готовой продукции
	Селективно-валовый	+	+	Три: - порода в отвал; - разубоженное ПИ на обогащение - кондиционное ПИ на склад готовой продукции

Непосредственно при выполнении выемочных работ в забое с использованием автомобильного транспорта возможны визуальный и автоматизированный **первичный контроль качества** угля в кузове автосамосвалов.

Визуальный контроль применяется только в тех случаях, когда различные по качеству сорта горной массы, находясь в забое, заметно отличаются друг от друга по внешним признакам (цвет, степень разрыхленности и т.д.). Например, при отработке сложных породугольных блоков на разрезах пустая порода, разубоженный уголь и кондиционный уголь в большинстве случаев имеют различные внешние признаки. В силу субъективности визуальный контроль является приближенным, и возможности его весьма ограничены.

Применение автоматизированного контроля полностью связано с наличием специализированных средств автоматизации. При использовании карьерных автосамосвалов, оснащенных встроенными средствами взвешивания горной массы в кузове автосамосвала, такая возможность существует в том случае, когда плотность полезного ископаемого и плотность засоряющих пород заметно различаются между собой.

Паспортная загрузка автосамосвала, которая регламентирует последовательность и количество загружаемых ковшей горной массы (рис. 4.11), обеспечивает постоянство ее объема. Следовательно, за счет разницы между плотностью чистого полезного ископаемого и засоряющей породы по количеству горной массы с известным коэффициентом разрыхления в кузове можно судить о величине коэффициента засорения находящегося там полезного ископаемого.

Разубоженный уголь имеет два предельных значения коэффициента засорения (R_{\min} и R_{\max}), которые определяются равенством прироста стоимости товарного угля и прироста затрат, связанных с процессом обогащения. Для углей разрезов Кузбасса эти значения составляют $R_{\min} = 0.19\text{--}0.27$ и $R_{\max} = 0.7\text{--}0.8$.

Предельные значения коэффициента засорения однозначно определяют диапазон изменения количества разубоженного угля в кузове автосамосвала ($Q_{\text{раз}}$, т), предназначенного для обогащения, который должен удовлетворять следующему неравенству:

$$Q_{\min} \leq Q_{\text{раз}} \leq Q_{\max}. \quad (4.35)$$

При этом Q_{\min} и Q_{\max} определяются соответственно по формулам

$$Q_{\min} = \frac{V_{\text{пасп}}}{\left[\frac{R_{\min}}{\gamma_{\text{пор}}} + \frac{R_{\min}}{\gamma_{\text{у}}} \right] k_{\text{р}}}; \quad Q_{\max} = \frac{V_{\text{пасп}}}{\left[\frac{R_{\max}}{\gamma_{\text{пор}}} + \frac{R_{\max}}{\gamma_{\text{у}}} \right] k_{\text{р}}}, \quad (4.36)$$

где $V_{\text{пасп}}$ – паспортная вместимость кузова автосамосвала, м^3 ; $\gamma_{\text{пор}}$, $\gamma_{\text{у}}$ – удельный вес засоряющей породы и чистого угля, $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления горной массы в кузове, ед.

В случае когда условие (4.36), выполняется горная масса отправляется на обогащение. Если условие не выполняется, то горная

масса отправляется либо в отвал, либо на склад добытого полезного ископаемого, не требующего обогащения.



Рис. 4.11. Паспорт загрузки карьерного автосамосвала

На рис. 9.22 в качестве примера показана зависимость количества разубоженного угля в кузове автосамосвала БелАЗ-75215 вместимостью 155 м³ от коэффициента засорения при $\gamma_1 = 2,2$ т/м³, $\gamma_0 = 1,35$ т/м³, $k_p = 1,4$. Горная масса направляется на обогатительную фабрику при условии, что $122 \text{ т} < Q < 160 \text{ т}$, на склад кондиционного угля при $Q < 122 \text{ т}$, а в отвал при $Q > 160 \text{ т}$.

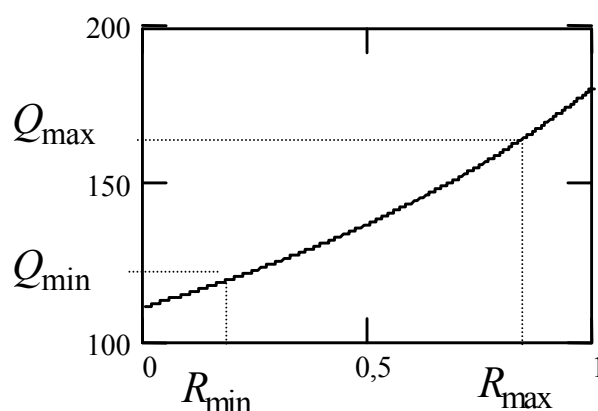


Рис. 4.12. Расчетная зависимость количества горной массы Q (т) в кузове автосамосвала БелАЗ-75215 от коэффициента засорения R (дол. ед.)

Подобный подход является простейшим примером использования геофизических методов контроля и является одним из практически доступных средств обеспечения текущей эффективности извлечения полезных ископаемых путем формирования грузопотоков при отработке сложных породугольных блоков.

4.9. Условие эффективности временных автомобильных отвалов

Формирование производственной программы на разрезах осуществляется с учетом горно-геологических и горнотехнических условий, эксплуатационных возможностей оборудования, состояния рынка угля и других факторов, которые в той или иной мере влияют на ее выполнение. Однако, изменение рыночных условий, недостаточная разведанность отрабатываемых запасов, изменчивость горно-геологических условий разработки, аварийные остановки оборудования и другие непредвиденные обстоятельства привносят в планирование необходимость текущей и оперативной корректировки производственной программы вскрышных работ, что приводит к объективным трудностям выполнения плана по добыче. Поэтому нередко выполнение плановых заданий входит в противоречие с существующими условиями и средствами их выполнения.

На разрезах, где преобладающие объемы вскрыши перемещаются с использованием автомобильного транспорта, расстояние транспортирования породы на отвалы является одним из основных управляемых факторов, с помощью которого возможно сгладить негативное влияние непредвиденных обстоятельств. При этом управление расстоянием транспортирования может быть обеспечено путем поэтапного перемещения вскрыши с организацией временных отвалов в границах карьерного поля на кратко- или среднесрочный период работы разреза с относительно меньшими расстояниями транспортирования. Это позволяет интенсифицировать подготовку запасов к выемке в нужные периоды времени. В частности, на разрезах Кузбасса при среднем коэффициенте горной массы $10\text{--}11 \text{ м}^3/\text{т}$ доля общих объемов выполненных работ по уборке «старых» отвалов, ранее размещенных в границах карьерного поля, составляет в среднем $0,4 \text{ м}^3/\text{т}$, что по отношению к объемам вскрыши составляет более 30 млн. м^3 .

Временное отвалообразование может если не исключить, то смягчить негативное влияние непредвиденных обстоятельств путем переноса затрат на складирование вскрыши на более поздний период времени и обеспечения дополнительного объема добычи в настоящий момент времени.

Такие технические решения, являясь объективно необходимыми, не могут быть предусмотрены проектами в силу неполной определенности условий работы разрезов. При эксплуатации разреза по утвержденному проекту они должны приниматься на основе текущего состояния и планируемого режима горных работ на период существования временного отвала с обязательным учетом фактора времени и определением срока окупаемости дополнительных затрат, связанных с временным складированием вскрыши.

Экономическая целесообразность временного складирования на T лет некоторого объема вскрыши в границах карьерного поля определяется путем сравнения текущих затрат на его отгрузку и перемещение во временный отвал C_1 , а также будущих затрат C_2 по отгрузке и транспортированию в постоянный отвал с учетом фактора времени с затратами C_0 , связанными с отгрузкой и перемещением этого объема в существующий постоянный отвал. При этом необходимо учитывать также ожидаемую дополнительную прибыль ΔP (руб.), получаемую в текущий момент времени в результате высвобождения некоторой части средств на перемещение вскрыши во временный отвал. Таким образом, критерием эффективности будет служить неравенство

$$C_1 + \frac{C_2}{(1+r)^T} - \Delta P < C_0, \quad (4.37)$$

где r – годовая норма дисконта, дол. ед.

Принципиальная схема формирования временного отвала при отработке отдельных экскаваторных блоков, представленная на рис. 4.13, является наиболее распространенной на разрезах. Ее технико-экономическая оценка сводится к сравнению базового варианта с проектным вариантом.

Базовый вариант заключается в перемещении породы автомобильным транспортом в постоянный отвал при дальности транспортирования L_0 (км). В проектном варианте перемещение вскрыши осуществляется в два этапа. На первом этапе она перемещается во

временный отвал при дальности транспортирования L_1 , (км), а на втором этапе через T лет повторно грузится и перемещается в постоянный отвал при дальности транспортирования L_2 (км). Объем породы, отгружаемый из забоя ($V_{\text{бл}}$, м^3), существенного значения не имеет, поскольку время его отгрузки относительно небольшое.

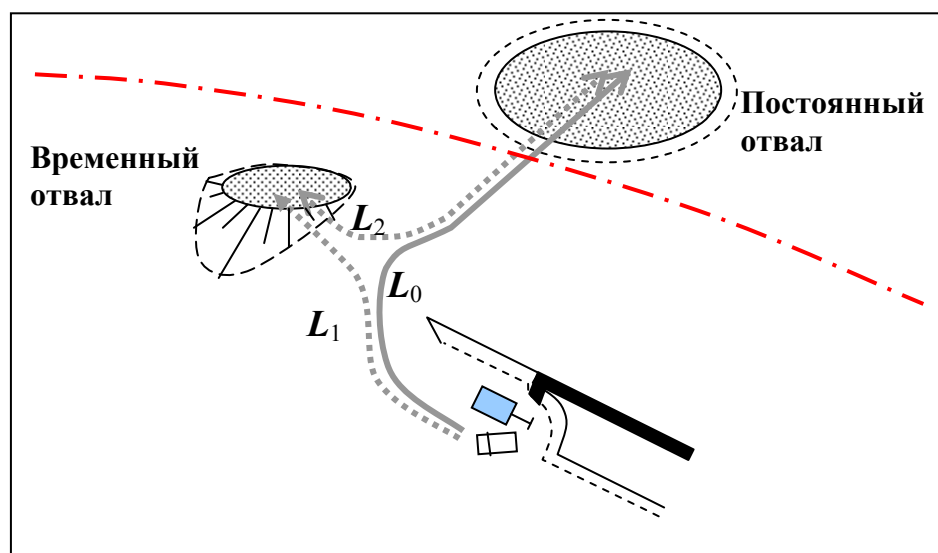


Рис. 4.13. Условная схема размещения временного отвала при использовании автомобильного транспорта

Экономическая эффективность технического решения о временном размещении запланированных объемов вскрыши в границах карьерного поля составит

$$\Xi = C_0 - \left[C_1 + \frac{C_2}{(1+r)^T} - \Delta P \right], \quad (4.38)$$

где T – продолжительность времени, в течение которого вскрыша находится во временном отвале, лет.

В записанных формулах целесообразно перейти к удельным затратам c_0, c_1, c_2 (руб./ м^3) и дополнительной прибыли Δp (руб./ м^3), приходящимся на 1 м^3 горной массы. После простых математических преобразований минимальный экономически обоснованный промежуток времени, в течение которого рассматриваемый объем вскрыши должен находиться во временном отвале, составит

$$T_{\min} = \frac{1}{\ln(1+r)} \ln \left(\frac{c_2}{c_0 - c_1 + \Delta p} \right). \quad (4.39)$$

Величина T_{\min} является периодом компенсации или периодом окупаемости дополнительных затрат, связанных с временным складированием вскрыши при поэтапном ее перемещении.

Удельные затраты c_0, c_1, c_2 будут отличаться только затратами на транспортирование:

$$c_0 = c_3 + c_{0\text{тр}} + c_{\text{отв}}; \quad (4.40)$$

$$c_1 = c_3 + c_{1\text{тр}} + c_{\text{отв}}; \quad (4.41)$$

$$c_2 = c_3 + c_{2\text{тр}} + c_{\text{отв}}, \quad (4.42)$$

где $c_{0\text{тр}}, c_{1\text{тр}}, c_{2\text{тр}}$ – удельные затраты на транспортирование, определяемые по формулам раздела 2.7.2 в зависимости от расстояний перемещения горной массы, руб./м³.

Величина удельной прибыли Δp (руб./м³), которая приходится на 1 м³ горной массы, в учебных расчетах может быть определена по формуле

$$\Delta p = (c_{0\text{тр}} - c_{1\text{тр}}) \left(\frac{C_{\text{ср}}}{c_{\text{доб}}} - 1 \right), \quad (4.43)$$

где $C_{\text{ср}}$ – средняя цена угля, руб./т; $c_{\text{доб}}$ – себестоимость добычи, руб./т.

После элементарных преобразований формула для расчета продолжительности периода окупаемости дополнительных затрат (4.39), связанных с временным складированием вскрыши при поэтапном ее перемещении, примет вид

$$T_{\min} = \frac{1}{\ln(1+r)} \ln \left(\frac{(c_3 + c_{2\text{тр}} + c_{\text{отв}}) c_{\text{доб}}}{(c_0 - c_1) C_{\text{ср}}} \right). \quad (4.44)$$

В соответствии с условной схемой взаимного расположения отрабатываемого вскрышного блока, постоянного внешнего и временного внутреннего отвалов, изображенной на рис. 4.13, в табл. 4.11 представлены исходные данные и результат расчета срока окупаемости временно складированной вскрыши.

Таблица 4.11

Исходные данные и результаты расчета

Показатель	Значение
Расстояния транспортирования, км	
до постоянного отвала	4,0
до временного отвала	1,5
от временного до постоянного отвала	3,0
Удельные затраты, руб./м ³	
на экскавацию	17
на транспортирование до постоянного отвала	40
на транспортирование до временного отвала	20
на транспортирование от временного до постоянного отвала	32
на бульдозерное отвалообразование	2
Средняя цена угля, руб./т	1000
Себестоимость добычи угля, руб./т	900
Годовая норма дисконта, дол. ед.	0,15
Срок окупаемости, лет	6,0

Существование на разрезе временного отвала не означает, что в нем можно размещать вскрышу из любых забоев. Для эффективного оперативного управления грузопотоками необходимо выполнить расчеты по каждому забою отдельно.

Более детальное исследование условий эффективности временного отвалообразования показывает, что **сокращение расстояния транспортирования при перемещении вскрыши во временный отвал на 1,5–3,0 км при последующем ее перемещении в постоянный отвал на расстояние до 3 км предопределяет минимальный срок окупаемости временного складирования породы до 6 лет.**

4.10. Эффективность строительства установки для обогащения разубоженного угля

Оценку эффективности проектных вариантов развития горнодобывающего предприятия, которые могут отличаться качеством продукции, проводят на основе расчета и анализа интегральных показателей эффективности, к которым относятся:

- чистый дисконтированный доход (ЧДД) или интегральный эффект или интегральная приведенная прибыль;
- индекс доходности (ИД);

- внутренняя норма доходности (ВНД);
- срок окупаемости инвестиций ($T_{ок}$).

С позиций сравнительной экономической оценки проектных вариантов с учетом качества продукции карьеров рассмотрим только показатель чистого дисконтированного дохода, который определяется как сумма текущих эффектов за весь расчетный период, приведенная к базисному году.

Если в течение расчетного периода не происходит инфляционного изменения цен или расчет производится в базовых ценах, то ЧДД (руб.) для постоянной нормы дисконта r (дол. ед.) вычисляют по формуле

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (Z_t - Z_t - K_t) \frac{1}{(1+r)^t}, \quad (4.45)$$

где r – годовая норма дисконта, дол. ед.; Z_t – результаты, достигаемые в t -м году (стоимость реализованной продукции), руб.; Z_t – текущие затраты, осуществляемые в том же году, для получения планируемых результатов, руб.; K_t – капитальные вложения в t -м году, руб.; T – горизонт расчета (полная длительность календарного периода учета эффекта рассматриваемого проекта), годы.

Реализация проекта экономически эффективна при положительном значении чистого дисконтированного дохода. При рассмотрении различных вариантов проекта предпочтение отдается тому из них, у которого величина чистого дисконтированного дохода больше.

Влияние качества полезного ископаемого, формируемого в процессе добычных работ и при обогащении сырья, на величину чистого дисконтированного дохода связано с тем, что доходная и затратные составляющие записанной формулы в той или иной степени зависят от коэффициента разубоживания при добыче R , потерь балансовых запасов P и содержания полезного компонента в товарной продукции α .

Например, для однокомпонентного полезного ископаемого результат Z_t , получаемый в t -м году осуществления проекта, рассчитывают в виде годовой выручки от реализации товарной продукции по ожидаемой цене C_t . Поэтому реализация товарной продукции в год t составит

$$Z_t = \frac{1-P}{1-R} \cdot \gamma(R) \cdot Q_{t\phi} \cdot C_t(\alpha), \quad (4.46)$$

где $\gamma(R)$ – выход концентрата как функция разубоживания полезного ископаемого, поступающего на обогащение, дол. ед.; $C_t(\alpha)$ – цена товарной продукции как функция содержания полезного компонента, руб./т; $Q_{t\phi}$ – количество погашаемых в t -м году балансовых запасов, т.

Текущие затраты и капитальные вложения по проектным вариантам также зависят от качественно-количественных показателей добываемого сырья, объемов и технологии его переработки. Более детальная расшифровка взаимосвязи качества добываемого сырья и качества товарной продукции возможна лишь при наличии конкретных данных о проектных вариантах строительства горнодобывающего предприятия, применяемой технике, технологии переработки и другой информации, необходимой для расчета интегральных показателей эффективности проекта. Тем не менее, следует подчеркнуть, что на стадии проектирования показатели качества добываемого сырья, полноты извлечения запасов и качества товарной продукции, отличающиеся в общем случае по различным вариантам проекта, принимаются такими, которые обеспечивают максимальную экономическую эффективность реализации проекта при выполнении требований промышленной и экологической безопасности производства.

На стадии эксплуатации месторождений в рамках реконструкции предприятий также могут приниматься перспективные или долговременные технические решения по повышению качества продукции, которые связаны с дополнительными капитальными вложениями и оценкой инвестиций с учетом планируемых показателей качества. В этом случае экономическая эффективность оценивается в сравнении с существующим состоянием техники, технологии и организации производства (базовый вариант) с учетом фактора времени. Одинаковые составляющие доходной и затратной частей приведенных показателей эффективности можно не вовлекать в расчет сравнительной эффективности и ограничиться только теми составляющими, которые различны в базовом и проектном вариантах.

Рассмотрим пример оценки технического решения по повышению качества продукции с учетом фактора времени.

1. Базовый вариант. Структура добываемого угля на разрезе включает в себя уголь основной селективной добычи в количестве D_c при отработке мощного простого пласта при цене C_c и разубоженный уголь при отработке пласта сложного строения средней мощности в количестве D_p . Разубоженный уголь, как самостоятельная продукция, не может быть реализован в силу высокого уровня засорения породой. Поэтому селективно добываемый уголь усредняется с разубоженным (при соответствующем ухудшении качества), реализуется по более низкой цене $C_{уср}$, но за счет увеличения объема реализуемой продукции позволяет получать больший доход по сравнению с реализацией только угля селективной добычи. Затраты на усреднение составляют $Z_{уср}$. Основные показатели базового варианта представлены в табл. 4.12.

2. Проектный вариант предусматривает строительство и ввод в эксплуатацию установки по обогащению разубоженного угля при капитальных затратах в размере $K = 500$ млн. руб. Затраты на обогащение 1 т исходного сырья составят $Z_{об} = 30,0$ руб./т, выход концентрата $\gamma_k = 0,4$ дол. ед., цена концентрата $C_k = 600$ руб./т. Прямая реализация товарной продукции будет состоять из суммы реализации угля селективной добычи и концентрата:

$$D_c \cdot C_c + D_p \cdot \gamma_k \cdot C_k = 848 \text{ млн. руб.}$$

Основные качественные и количественные показатели реализуемого угля проектного варианта (при такой же структуре добычи, что и в базовом варианте) представлены в табл. 4.13.

Таблица 4.12

Показатели базового варианта*

Уголь	Количество, млн. т	Зольность, %	Цена, руб./т
Селективная добыча	1,0	10,0	800
Валовая добыча	0,2	35,0	—
Реализуемый уголь	1,2	14,2	620

*Затраты на усреднение приняты в размере $Z_{уср} = 3,0$ руб./т.

Прямая реализация в базовом варианте будет составлять $(D_c + D_p) \cdot C_{\text{уср}} = 744$ млн. руб., а условный прямой эффект $(D_c + D_p) \cdot (C_{\text{уср}} - Z_{\text{уср}}) = 740,4$ млн. руб. Термин «условный эффект» в данном случае означает, что одинаковые по вариантам элементы затрат (на буровзрывную подготовку, экскавацию, транспортирование горной массы и отвалообразование вскрышных пород) не участвуют в расчете.

Таблица 4.13

Показатели проектного варианта

Реализуемый уголь	Количество, млн. т	Зольность, %	Цена, руб./т
Селективная добыча	1,0	10,0	800
Концентрат ОУ	$0,2 \cdot 0,4 = 0,08$	15,0	600
Всего	1,08	10,4	848

Интегральный эффект за некоторый период работы разреза T (лет) для базового варианта может быть рассчитан по формуле

$$\mathcal{E}_6 = \sum_1^T \frac{(D_c + D_p) \cdot (C_{\text{уср}} - Z_{\text{уср}})}{(1+r)^t}. \quad (4.47)$$

Интегральный эффект за такой же период работы разреза T (лет) для проектного варианта составит

$$\mathcal{E}_{\text{пр}} = \sum_1^T \frac{D_c \cdot C_c + D_p \cdot \gamma_k \cdot C_k}{(1+r)^t} - K; \quad (4.48)$$

где K – капитальные затраты.

В данном случае предполагается, что единовременные капитальные затраты относятся на начальный момент реализации проектного решения, поэтому они не дисконтируются.

Очевидно, что сравнительная эффективность проектного и базового вариантов $\Delta \mathcal{E} = \mathcal{E}_{\text{пр}} - \mathcal{E}_6$ будет зависеть от расчетного периода времени. В табл. 4.14 представлены значения условных эффектов (при норме дисконта $E = 0,1$) по базовому и проектному вариантам и их сравнительная эффективность при различной продолжительности расчетного периода.

$$\mathfrak{E} = c_{\text{в}} V_{\text{вскр}} \left(\frac{\sin \gamma_2}{\sin \gamma_1} - 1 \right), \quad (4.49)$$

где $V_{\text{вскр}}$ – объем вскрыши, м^3 ; $c_{\text{в}}$ – себестоимость вскрышных работ, $\text{руб.}/\text{м}^3$.

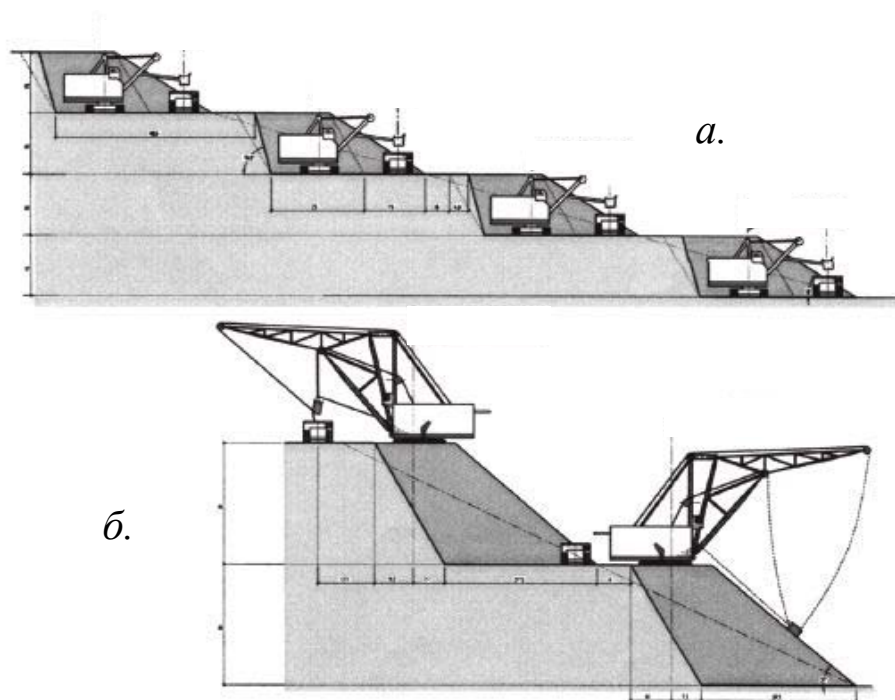


Рис. 4.14. Системы разработки с использованием карьерных экскаваторов (а) и кранлайнов (б)

Например, при увеличении угла наклона борта с $\gamma_1 = 20^\circ$ до $\gamma_2 = 22^\circ$ при годовом объеме вскрышных работ $V_{\text{вскр}} = 10$ млн. м^3 и себестоимости вскрыши $c_{\text{в}} = 100$ $\text{руб.}/\text{м}^3$ приближенное значение экономического эффекта за счет снижения текущего коэффициента вскрыши составит $\mathfrak{E}_{\text{год}} = 95$ млн. руб.

Дополнительная литература по разделу

[3, 4, 5, 14, 6, 18, 8, 7, 11, 15, 13]

Контрольные вопросы

1. По каким признакам можно судить о существовании оптимального удельного расхода ВВ?
2. Существо технологических способов снижения обводненности взрывных блоков.

3. Условия применения предварительного контурного взрывания как средства снижения обводненности взрывных блоков.
4. Условия применения осушающих машин при удалении воды из обводненных скважин перед их зарядкой.
5. Какие скважины на взрывном блоке называют пионерными? С какой целью могут буриться пионерные скважины?
6. Поясните последовательность выполнения работ при подготовке обводненных взрывных блоков к зарядке.
7. Поясните алгоритм принятия решения по выбору типового варианта зарядки скважин.
8. Последовательность выполнения работ при подготовке обводненных взрывных блоков к зарядке.
9. Какова цель предварительного контурного взрывания перед бурением основной системы скважин при подготовке высоких уступов?
10. Определение резерва взорванной горной массы на разрезе. Его производственное назначение.
11. Какие последствия влечет за собой увеличение или уменьшение резерва взорванной горной массы.
12. Поясните смысл термина «зона взаимного влияния экскаваторов по фактору взрывных работ».
13. Как влияет количество экскаваторов, работающих в зоне взаимного влияния, на общий объем резерва взорванной горной массы.
14. Назовите основные факторы, влияющие на общий объем резерва взорванной горной массы.
15. Под какой экскаватор надо взрывать вскрышные уступы реже – с емкостью ковша 60 м^3 или 10 м^3 ?
16. В чем заключается существо формирования транспортного звена экскаваторно-автомобильного комплекса по принципу «один в очереди»?
17. При каких значениях внезабойного времени рейса автосамосвала формирование транспортного звена экскаваторно-автомобильного комплекса по принципу «один в очереди» является эффективным? На сколько может быть увеличена производительность экскаваторно-автомобильного комплекса?
18. Виды грузопотоков горной массы при отработке сложноструктурных блоков.
19. Существо первичного контроля качества горной массы визуальным и автоматизированным методами.
20. При каком условии временное отвалообразование вскрышных пород в границах карьерного поля является эффективным?
21. Что означает термин «период окупаемости временного отвала»?

5. Учет инфляционных процессов при выполнении учебных расчетов

В настоящем учебном пособии стоимостные показатели, используемые в расчетах, соответствуют уровню цен 2013 года. К ним относятся затраты на эксплуатацию оборудования и соответствующие стоимости машино-смен оборудования, цены на уголь, цены на взрывчатые материалы и другие показатели. Со временем перечисленные показатели изменяются в большую сторону, что связано с влиянием факторов, которые обуславливают инфляцию – повышение общего уровня цен. Поэтому при выполнении расчетов за пределами указанного периода целесообразно пользоваться фактическими данными на текущий момент времени, чтобы результат был корректным с количественной точки зрения.

Вместе с тем на предприятиях не всегда возможно получить фактические экономические показатели именно в том виде, который используется в рекомендуемых методиках. Кроме того, ряд показателей на разрезах может рассматриваться как коммерческая тайна, что также существенно затрудняет их получение. В этом случае при выполнении расчетов приближенные значения текущих экономических показателей можно определить путем корректировки базовых данных по 2013 г. с использованием среднего коэффициента инфляции за некоторый предыдущий период времени.

Для коэффициента инфляции близкими по экономическому смыслу являются понятия коэффициента-дефлятора и индекса цен, которые отражают количественное влияние инфляции при пересчете стоимостных показателей через цены базисного года. В частности, коэффициент-дефлятор определяется и подлежит официальному опубликованию в порядке, установленном Правительством РФ.

Фактические (2010–2013 гг.) и прогнозные индексы цен на материально-техническую продукцию для горнодобывающих предприятий представлены в табл. 5.1. Среднее значение индексов цен за приведенный период времени составляет 106,1 %, а коэффициент инфляции соответственно $i = 1,061$ дол. ед. На основе базовых данных об экономических показателях и с использованием коэффициента инфляции определяются приближенные значения соответствующих показателей на момент выполнения расчетов.

Например, расчет выполняется в 2017 г. и требуется определить прямые удельные затраты на вскрышные ($\bar{c}_в$, руб./м³) и до-

бычные (\bar{c}_d , руб./т) работы по их базовым значениям. За базовый год примем 2014 г., а за базовые значения удельных затрат – результаты их расчета по полной себестоимости добычи, представленные в разделе 3.1.1 ($c_b = 135$ руб./м³, $c_d = 56$ руб./т). Удаленность периода расчета от базового периода составляет $t = 3$ года, поэтому приближенные значения прямые удельные затраты на вскрышные и добычные работы в 2017 г. составят:

$$\bar{c}_b = c_b \cdot i^t = 135 \cdot 1,061^3 = 161 \text{ руб./м}^3; \quad (4.50)$$

$$\bar{c}_d = c_d \cdot i^t = 56 \cdot 1,061^3 = 67 \text{ руб./т}. \quad (4.51)$$

Таблица 5.1

Фактические (2009 – 2013 гг.) и прогнозные (2015 г.) индексы цен

Годы	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Индексы цен на материально-техническую продукцию для горнодобывающих предприятий, %	106,3	109,0	104,8	105,6	105,7	105,3

Данный подход нельзя использовать к тем экономическим показателям, которые существенно зависят от изменяющихся во времени горнотехнических условий разработки месторождения. Наиболее ярким примером такого показателя является себестоимость добычи угля, которая зависит от текущего коэффициента вскрыши. Приближенный расчет себестоимости добычи можно выполнить по фактически существующему коэффициенту вскрыши по формуле (3.2) с учетом скорректированных удельных затрат на вскрышные и добычные работы [формулы (4.50), (4.51)].

Заключение

Экономическая эффективность технологических решений при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом является необходимым условием их практического применения. Требования к обоснованности, точности и оперативности сравнительной оценки возможных вариантов технологических решений постоянно возрастает. Обеспечить выполнение этих требований возможно путем установления адекватных формальных связей между экономическими показателями и горнотехническими параметрами того или иного процесса производства с последующим использованием средств автоматизации расчетов.

В учебном пособии мы постарались проиллюстрировать на конкретных примерах существование таких функциональных связей и возможность их применения при выполнении учебных расчетов с использованием доступных для студентов аппаратных и программных средств автоматизации вычислений.

Следует сказать, что с предметной точки зрения некоторые из рассмотренных примеров выходят за рамки тех методологических принципов, которые рассматриваются в традиционных технологических дисциплинах для студентов специализации «Открытые горные работы». Являясь более детализированными и полностью формализованными, они позволяют более глубоко понять технико-экономические закономерности характерные для соответствующего технологического процесса.

Естественно, что рассмотренный перечень примеров является далеко не полным. Поэтому дальнейшее углубление знаний в этом направлении, на наш взгляд, должно быть связано с более детальным изучением затратных и доходных механизмов в процессах горного производства, а также освоением современных средств автоматизации расчетов при решении горных задач, основанных на цифровых моделях месторождений полезных ископаемых.

Предметный указатель

А

Акциз 14

Б

Блок забойный 48

В

Вариантов метод 10
Водообильность скважины 29
Высота столба воды 29

Д

Диаметр средней естественной
отдельности 23
Дисконт 20
доходы дисконтированные 20

З

Затраты дисконтированные 20

К

Контроль качества
первичный 99
Коэффициент
обводненности 29
Коэффициент вскрыши граничный
..... 61
Крепость породы 23
Критерий оптимальности 11

П

Период окупаемости временного
отвала 105
Пионерные скважины 33
Показатели эффективности 10
Прибыль 15
Приточные скважины 30
Прочность породы 23

Р

Резерв взорванной горной массы 83

С

Себестоимость
вскрышных работ 13
добычи 13
добычных работ 13
продукции 11
производственная 12
производственного процесса ... 13
угольной продукции 13
участковая 12
эксплуатации оборудования 13
Скорость восстановления столба
воды 30
Слабоприточные скважины 30
Структура цены 14

Т

Технологический цикл
зарядной машины 45
осушающей машины 40
Технологические решения 10
Технологический цикл
бурстанка 34

У

Удельный расход 70
рациональный 72

Ц

Цена
продукции 14
публикуемая 17
расчетная 17

Ш

Шаг дисконтирования 20

Список использованной литературы

1. Бирюков, А. В. Статистические модели в процессах горного производства. / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 1996. – 228 с.
2. Кокин, С. В. Затраты на бурение при использовании предварительно контурного взрывания обводненных блоков на разрезах / С. В. Кокин, А. А. Сысоев // Труды XI международной научно-практической конференции: Экономическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. / – Кемерово, 2009. – С. 108–110.
3. Литвин, О. И. Обновление экскаваторного парка – решение главной задачи по созданию крупной компании мирового уровня / О. И. Литвин, А. А. Романов // Уголь. – 2008. – № 9., – С. 3–6.
4. Литвин, О. И. Техническое перевооружение экскаваторного парка в компании «Кузбассразрезуголь» / О. И. Литвин // Горн. журн. – 2008. – № 5. – С. 18–20.
5. Литвин, О. И. Сравнительная оценка производительности обратных гидравлических лопат в различных горнотехнических условиях / О. И. Литвин, А. А. Сысоев // Уголь. – 2008. – № 10. – С. 8–9.
6. Литвин, О. И. Результаты обработки хронометражных наблюдений технологического цикла обратных гидравлических лопат / О. И. Литвин, А. С. Никифорова // Вестн. КузГТУ. – 2008. – № 3. – С. 10–11.
7. Литвин, Я. О. Расчет затрат на перемещение горной массы карьерными автосамосвалами / Я. О. Литвин // Вестн. КузГТУ. – 2011. – № 1. – С. 31–33.
8. Литвин, Я. О. Особенности планирования объемов автомобильной вскрыши для размещения во временных отвалах / Я. О. Литвин // Уголь. – 2010. – № 12. – С. 58.
9. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов. Вторая редакция / М-во экон. РФ; М-во фин. РФ; ГК по стр-ву, архит. и жил. политике; рук. авт. кол. В. В. Косов, В. Н. Лившиц, А. Г. Шахназров А. Г. – Москва. ОАО «НПО»; Изд-во Экономика, 2000. – 421 с.
10. Сысоев, А. А. Инженерно-экономические расчеты для открытых горных работ : учеб. пособие / А. А. Сысоев; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2005. – 176 с.
11. Сысоев, А. А. О планировании объемов автомобильной вскрыши для размещения во временных отвалах / А. А. Сысоев, Я. О. Литвин // Вестн. КузГТУ. – 2011. – № 4. – С. 45–47.

12.Сысоев, А. А. Параметры предварительного контурного взрывания при осушении взрывных блоков / А. А. Сысоев, С. В. Гришин, С. В. Кокин // Взрывное дело: сб. – Москва, № 102/59. – 2009.

13.Сысоев, А. А. Управление качеством продукции карьеров : учеб. пособие / А. А. Сысоев, О. И. Литвин ; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2008. – 256 с.

14.Сысоев, А. А. Рациональная мощность слоя при отработке вскрышных уступов обратными гидравлическими экскаваторами / А. А. Сысоев, О. И. Литвин // Вестн. КузГТУ. – 2008. – № 2. С. 35–38.

15.Трубецкой, К. Н. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов : в 2 т. / К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснинский, В. В. Хронин. – 2-е изд., перераб. и доп. – Москва: Изд-во академии горных наук, 2001. – 519 с.

16.Холикулов, Х. Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения / Х. Ш. Холикулов // Горн. журн. – № 1. – 2009. – С. 12–15.

17. Хохряков, В. С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок : учеб. пособие / В. С. Хохряков. – Екатеринбург : Изд-во УГГА, 1996. – 180 с.

18.Хохряков, В. С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов / В. С. Хохряков. – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1992. – 383 с.

Приложения

Приложение 1. Примерные цены на угли разрезов Кузнецкого бассейна

(2013 г)

Марки, сортотомарки угля	Средняя расчетная норма, %		Расчетная цена (без НДС) руб./т.
	зола	влага	
Марка СС			
ССР	9,2	6,4	1719
ССРОК 1	12,0	12,0	1602
ССПК, ССПКО	6,4	6,3	1876
ССО	8,2	6,9	1881
СССШ	19,0	10,8	1757
ССМСШ, ССОМСШ	10,5	6,5	1909
ССМСШ в	22,4	9,8	1673
Марка КС			
КСР	12,0	6,2	1544
КСНОМ	8,2	6,9	1876
Марка Д			
ДР	13,2	14,9	1286
ДРОК1	15,3	17,5	1116
ДПК, ДПКО	11,0	12,5	1444
ДМСШ, ДОМСШ	12,5	16,6	1369
Марка ДГ			
ДГР	15,0	10,6	788
ДГРОК1	16,7	14,0	708
ДГРОК2	17,4	21,0	654
ДГПКОМ	15,0	10,5	735
Марка Г			
ГР	15,9	8,9	889
Марка Т			
ТР	18,3	6,7	1645
ТРОК1	20,6	11,9	1549
ТРОК2	22,6	18,0	1338
ТПК, ТПКО, ТПКОМ	19,0	7,5	2154
ТМСШ. ТОМСШ	18,1	6,7	1653

Приложение 2. Примерные цены на взрывчатые материалы

(2013 г)

Наименование	Ед. изм.	Цена АС без НДС	Цена из-готовл.	Цена, руб.	Тариф, доставки	Цена полная +дост. без НДС
			1 т руб. без НДС	без НДС полная		
Шашки ПТП-300	руб./т			255000	3763	258764
Шашки ПТП-500	руб./т			232500	3763	236264
Шашки ПТП-750	руб./т			217500	3763	221264
Гранулит УП-1 СБС	руб./т	6694		6694	5043	11737
Д 60 (1.3кг) СБС	руб./т			52500	5043	57543
Д 32 (0.25кг), Д 90 (3 кг)	руб./т			48750	5043	53793
Патрон. ЭВВ ДЭМ (СБС)	руб./т			75900	5043	80943
Эмульсолит П СБС	руб./т	5817	10650	16467	3366	19833
Сибирит -1200 с доставкой	руб./т	5328	8175	13503		13503
Сибирит -1200 марки Б	руб./т	5328	8175	13503		13503
Сибирит ПСМ-7500	руб./т	5688	10455	16143	975	17118
Сибирит -1200 (сторонним)	руб./т	5328	10219,5	15547,5		15547
Гранулит НП с доставкой	руб./т	6768	3420	10188		10188
Гранулит УП-1 (СБС)	руб./т	6645	3150	9795	1218	11013
Гранулит УП-1 КрБрПВ	руб./т	6696	3150	9846	1218	11064
Гранулит УП-1(насыпь)	руб./т	6696	3210	9906	1065	10971
Гранулит УП-1(мешок)	руб./т	6696	3210	9906		9906
Гранулит УП (сторонним)	руб./т	6696	6384	13080	1155	14235
ДШЭ-12	руб./км			8250		8250
РПД	руб./шт.			66		66
Соединитель 143.000-02	руб./шт.			3		3
Соединитель 143.000-000	руб./шт.			7,5		7,5
Соединитель 313.000-02	руб./шт.			7,5		7,5
СИНВ С,П,Ш.Старт	руб./шт.			97,5		97,5

Приложение 3. Методика расчета параметров БВР

1. Проектный удельный расход ВВ

Проектное значение удельного расхода ВВ ($q_{\text{пр}}$, кг/м³) устанавливается путем введения поправки к рациональному его значению (см. раздел 4.1.3), учитывающей обводненность взрывных скважин:

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{р}} \cdot [1 + 0,15 \cdot (d_{\text{е}} - 1) \cdot k_{\text{обв}}] \quad (\text{ПЗ.1})$$

где $q_{\text{р}}$ – рациональное значение удельного расхода ВВ, установленного в соответствии с разделом 4.1.3, кг/м³; $k_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности скважин, дол. ед.; $d_{\text{е}}$ – диаметр средней естественной отдельности, м.

2. Элементы конструкции скважинных зарядов

Элементы конструкции скважинных зарядов включают в себя:

- общую массу и длину скважинного заряда;
- массу и длину отдельных частей заряда (в случае использования промежуточных рассредоточения в конструкции зарядов);
- длину забоечной части скважины;
- длину перебура или недобура скважины по отношению к подошве взрываемого уступа.

Элементы конструкции скважинного заряда рассчитываются в следующем порядке.

1. Длина перебура ($l_{\text{п}}$, м) или недобура ($l_{\text{н}}$, м):

$$l_{\text{п}} = 3 \cdot d_{\text{скв}} \cdot d_{\text{е}} + 1; \quad l_{\text{н}} = 5 \cdot d_{\text{скв}}^{0,75} \cdot d_{\text{е}}^{-0,5}. \quad (\text{ПЗ.2})$$

где $d_{\text{скв}}$ – диаметр взрывных скважин, м; $d_{\text{е}}$ – диаметр средней естественной отдельности, м;

2. Длина скважин:

$$l_{\text{скв}} = \frac{h_{\text{у}}}{\sin \beta} + l_{\text{п}}; \quad l_{\text{скв}} = \frac{h_{\text{у}}}{\sin \beta} - l_{\text{н}}, \quad (\text{ПЗ.3})$$

где $h_{\text{у}}$ – высота взрываемого уступа, м; β – угол наклона скважин, град.

3. Длина забоечной части скважины:

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 25) \cdot d_{\text{скв}}. \quad (\text{ПЗ.4})$$

Если $l_{\text{скв}} \leq (10 \div 12) d_{\text{скв}}$ (неглубокие скважины), то величина забойки

$$l_{\text{заб}} = 0,5 l_{\text{скв}}. \quad (\text{ПЗ.5})$$

4. Длина колонки сплошного заряда ВВ:

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}. \quad (\text{ПЗ.6})$$

5. Масса сплошного заряда ($Q_{\text{зар}}$, кг):

$$Q_{\text{зар}} = P \cdot l_{\text{ВВ}}, \quad (\text{ПЗ.7})$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг/м.

6. Длина промежутка рассредоточения скважинного заряда (при глубине скважин более 15 м):

$$l_p = (13,5 - 0,5 f) d_{\text{СКВ}}, \quad (\text{ПЗ.8})$$

где $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважин, м; f – коэффициент крепости взрываеваемой породы по шкале проф. М. М. Протоdjаконова.

7. Для рассредоточенных зарядов длина забойки ($l_{\text{заб.р}}$) и колонки ВВ ($l_{\text{ВВ.р}}$) составляют:

$$l_{\text{заб.р}} = l_{\text{заб}} \cdot \left(1 - \frac{L_p}{l_{\text{ВВ}}} \right) \quad (\text{ПЗ.9})$$

$$l_{\text{ВВ.р}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб.р}} - L_p \quad (\text{ПЗ.10})$$

Соответственно масса рассредоточенного заряда

$$Q_{\text{зар}} = P \cdot l_{\text{ВВ.р}} \quad (\text{ПЗ.11})$$

8. При рассредоточении одним промежутком на две части длина нижней и верхней частей составляет:

$$l_{\text{ВВ.р}}^{(\text{нижн})} = (0,6 \div 0,7) l_{\text{ВВ.р}}; \quad l_{\text{ВВ.р}}^{(\text{верхн})} = (0,3 \div 0,4) l_{\text{ВВ.р}}. \quad (\text{ПЗ.12})$$

Соответственно масса нижней и верхней частей рассредоточенного скважинного заряда составит:

$$Q_{\text{ВВ.р}}^{(\text{нижн})} = (0,6 \div 0,7) Q_{\text{ВВ}}; \quad Q_{\text{ВВ.р}}^{(\text{верхн})} = (0,3 \div 0,4) Q_{\text{ВВ}}. \quad (\text{ПЗ.13})$$

3. Размеры и форма сетки скважин

Теоретически форма сетки скважин устанавливается с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа. Если этот угол находится в пределах от 30° до 60°, то принимается прямоугольная сетка скважин. В противном случае – шахматная.

В настоящее время при проектировании массовых взрывов на разрезах такая оперативная информация отсутствует. Вместе с тем анизотропия трещиноватости вскрышных пород такова, что в 70 % случаев более целесооб-

разно шахматное расположение взрывных скважин. В этом случае размеры сетки скважин рассчитываются по следующим формулам:

расчетное расстояние между скважинами в ряду:

$$a = \left(\frac{Q_{\text{зар}}}{0,87 q_p l_{\text{СКВ}} \sin \beta} \right)^{0,5}, \quad (\text{ПЗ.14})$$

где β – угол наклона скважин, град;

расчетное расстояние между рядами скважин:

$$b = 0,87 a. \quad (\text{ПЗ.15})$$

Проектные значения расстояний между рядами скважин и между скважинами в ряду (значения, которые закладываются в проект взрыва) могут округляться с точность до 0,5 м таким образом, чтобы проектный удельный расход ВВ был близок к расчетному.

4. Линия сопротивления по подошве уступа

Линия сопротивления по подошве уступа принимается не менее расстояния, обеспечивающего безопасное бурение первого ряда скважин и не более максимально допустимого значения, обеспечивающего проработку подошвы уступа, т. е.

$$W_6 \leq W \leq W_{\text{max}}, \quad (\text{ПЗ.16})$$

$$W_6 = H \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \beta) + C_1; \quad W_{\text{max}} = (50 - 8,5 \cdot d_e) \cdot d_{\text{СКВ}}, \quad (\text{ПЗ.17})$$

где W_6 – линия сопротивления по подошве уступа из условия обеспечения безопасного бурения первого ряда, м; W_{max} – максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа, м; α – угол откоса уступа, град; β – угол наклона скважин, град; C_1 – минимально допустимое расстояние оси скважины от верхней бровки уступа, м.

5. Время замедления и схемы взрывания

Короткозамедленное взрывание применяют для обеспечения минимального сейсмического воздействия на здания, сооружения и горные выработки, повышения качества дробления горной массы, формирования развала горной массы желаемых геометрических параметров. Короткозамедленное взрывание реализуется с помощью различных схем взрывания, которые, в свою очередь, определяются последовательностью и временем инициирования отдельных скважинных зарядов.

Примерное время замедления (t_3 , мс) рекомендуется определять в зависимости от расстояния между скважинами и крепости взрывааемых пород:

$$t_3 = (14 - 0,75f)\sqrt{ab}, \quad (\text{ПЗ.18})$$

где a, b – размеры сетки скважин, м; f – крепость пород по шкале проф. М. М. Пртодяконова.

На рис. ПЗ.1 показана наиболее характерная схема монтажа взрывной сети на поверхности блока с замедлениями 42 и 67 мс и с внутрискважинным замедлением 500 мс. Предпочтительность данной схемы обусловлена тем, что при отказе в магистральном ряду возможно повторное взрывание, а при отказе в группе сводятся к минимуму дополнительные работы.

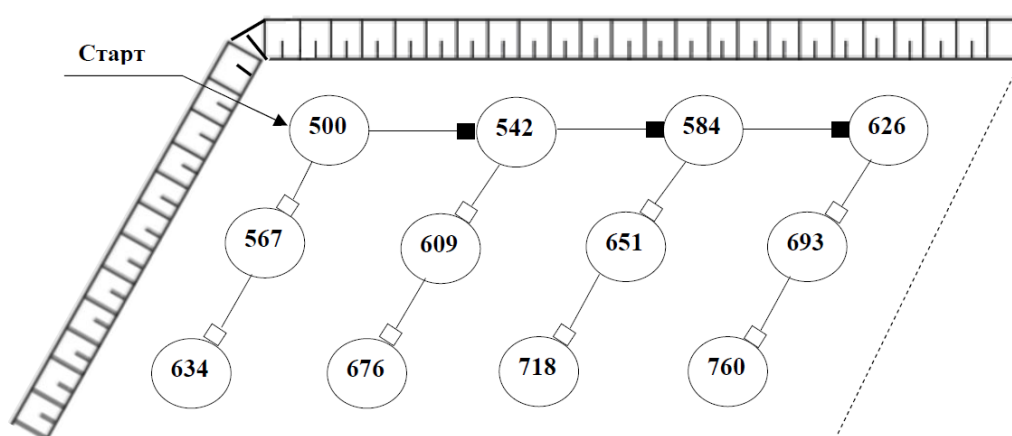


Рис. ПЗ.1. Схема монтажа взрывной сети на поверхности блока с замедлениями 42 и 67 мс и с внутрискважинным замедлением 500 мс.

Как уже отмечалось основным недостатком системы СИНВ является разброс времени срабатывания капсюля-детонатора, которое составляет около 10 % от номинального времени замедления. Это приводит к тому, что при относительно больших внутрискважинных замедлениях (до 500 мс) часть скважинных зарядов может взрываться практически одновременно и негативно влиять на сейсмический эффект.

Приложение 4. Расчет радиусов опасных зон

В силу своей специфики расчет опасных зон при ведении взрывных работ является чисто техническим расчетом без выхода на какие-либо экономические показатели. В соответствии с едиными правилами безопасности необходимо рассчитывать радиусы зон, опасных по разлету кусков породы, сейсмическому воздействию взрыва на здания и сооружения, воздействию воздушной волны, а также условия ведения взрывных работ, обеспечивающих их безопасность.

Радиус зоны, опасной по разлету кусков породы, регламентируется в зависимости от параметров скважинных зарядов и прочности взрывааемых пород, а также от величины линии наименьшего сопротивления (ЛНС).

В первом случае радиус зоны рассчитывается по формуле

$$R_{\text{разл}} = 1250 \frac{l_{\text{ВВ}}}{l_{\text{СКВ}}} \sqrt{\frac{0,1 \sigma_{\text{СЖ}} d_{\text{СКВ}}}{1 + a}}, \quad (\text{П4.1})$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – высота колонки заряда ВВ в скважине, м; $l_{\text{СКВ}}$ – длина скважины, м; $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, м; a – расстояние между скважинами, м; $\sigma_{\text{СЖ}}$ – прочность взрывааемых пород на сжатие, МПа.

Кроме того, радиус зоны не должен быть меньше значений, которые определяются в зависимости от ЛНС из табл. П4.1. К исполнению принимается большее значение радиуса зоны.

Радиус зоны, опасной по сейсмическому воздействию взрыва, равен расстоянию до ближайших объектов. Расчетное количество одновременно взрывааемых скважин в серии определяется по формуле

$$N_{\text{расч}} = \left[\frac{R_{\text{с}}}{K_{\Gamma} K_{\text{с}} \sqrt[3]{Q_{\text{СКВ}}}} \right]^{\frac{4}{3}}, \quad (\text{П4.2})$$

где $R_{\text{с}}$ – расстояние до охраняемого объекта, м; K_{Γ} – коэффициент, учитывающий влияние свойств пород в основании охраняемого объекта, ед.; $K_{\text{с}}$ – коэффициент, учитывающий тип охраняемого объекта, ед.; $Q_{\text{СКВ}}$ – величина заряда в скважине, кг.

Таблица. П4.1

Минимальный радиус зоны, опасной по разлету кусков породы

ЛНС, м	2	4	6	8	10	12	15
Минимальный радиус, м	200	300	300	400	500	500	600

Тогда суммарная величина заряда в серии $Q_{\text{рас}}$ (кг) определится как

$$Q_{\text{рас}} = Q_{\text{скв}} N_{\text{рас}} \cdot \quad (\text{П4.3})$$

Коэффициенты, необходимые при использовании записанных формул, приведены в табл. П4.2. и П4.3.

Таблица. П4.2

Таблица коэффициента K_{Γ}
для пород в основании охраняемого объекта

Скальные породы, плотные ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8
Необводненные скальные и глинистые грунты глубиной не более 10 м.	12
Почвенные обводненные грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	21

Радиус зоны опасной по действию ударной воздушной волны рассчитывается по формуле

$$R_{\text{в}} = K_{\text{в}} \sqrt[3]{Q_{\text{с}}}, \quad (\text{П4.4})$$

где $Q_{\text{с}}$ – суммарная величина заряда в серии одновременно взрывааемых скважин, кг; $K_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий влияние величины заряда в серии, ед.

При этом коэффициент $K_{\text{в}} = 20 - 50$ при $Q_{\text{с}} < 20$ т и $K_{\text{в}} = 200$ в противном случае.

Таблица. П4.3

Таблица значений коэффициента $K_{\text{с}}$
для охраняемых объектов различного типа

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным каркасом	1
Одиночные кирпичные здания высотой 2-3 этажа	1,5
Небольшие жилые поселки	2

Алгоритм вычислений соответствует последовательности записанных формул и ограничений.

Приложение 5. Перечень программ в среде MS Excel, представленных в электронной версии учебного пособия

Раздел	Тема, ссылка на программу
2	Технико-экономические показатели оборудования
2.2	буровые станки
2.3	осушающие машины
2.6	экскаваторы
2.7	карьерные автосамосвалы
3	Укрупненные затратные показатели
3.3	расчет участковой себестоимости
4.1	Расчет параметров БВР
4.1	удельный расход ВВ (лист 1)
Приложение 3	конструкция заряда ВВ (лист 2)
	качество подготовки горной массы (лист 3)
4.2	Приближенный расчет затрат на буровзрывные работы
4.4	Эффективность контурного взрывания
4.5	Резерв взорванной горной массы
4.5.1	общий объем резерва ВГМ для группы экскаваторов
4.5.2	рекомендуемые объемы взрывных блоков
Приложение 4	Радиусы опасных зон при ведении взрывных работ

**Сысоев Андрей Александрович
Литвин Олег Иванович
Литвин Ярослав Олегович**

**ИНЖЕНЕРНО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ ПРИ ОБОСНОВАНИИ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ
НА РАЗРЕЗАХ**

Учебное пособие

Авторская редакция

КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.