

СПРАВОЧНИК

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ



«ГОРНОЕ БЮРО»

*Памяти академика
Николая Васильевича Мельникова
посвящается*

СПРАВОЧНИК
ОТКРЫТЫЕ
ГОРНЫЕ
РАБОТЫ

МОСКВА
«ГОРНОЕ БЮРО»
1994

ББК 33.22
С74
УДК 622.271(035)

Авторы:

проф докт техн наук **К.Н. Трубецкой**,
проф докт техн наук **М.Г. Потапов**,
проф докт техн наук **К.Е. Виницкий**,
проф докт техн наук **Н.Н. Мельников**,
канд техн наук **Б.Г. Алешин**,
проф докт техн наук **Ю.И. Анистратов**,
канд техн наук **О.И. Благов**,
докт техн наук **Э.Л. Галустьян**,
канд техн наук **Е.С. Гладченко**,
проф докт техн наук **И.Г. Ищук**,
инж **В.А. Каландаришвили**,
докт техн наук **А.П. Красавин**,
проф докт техн наук **Б.Н. Кутузов**,
канд техн наук **В.В. Манкевич**,
проф докт техн наук **Н.Н. Медников**,
проф докт техн наук **В.А. Мироненко**,
докт техн наук **Ю.А. Норватов**,
проф докт техн наук **Р.Ю. Подэрни**,
канд техн наук **С.П. Решетняк**,
канд техн наук **Н.П. Сеинов**,
канд техн наук **А.И. Сухорученков**,
проф докт техн наук **П.И. Томаков**,
канд техн наук **И.А. Тынтеров**,
проф докт техн наук **С.Е. Чирков**,
канд техн наук **А.И. Шендеров**,
канд техн наук **В.В. Школяренко**

Ведущий редактор **Р.С. Яруллина**

А Н Н О Т А Ц И Я

В справочнике приведены сведения, относящиеся к технологии, технике и показателям работы предприятий открытых горных разработок различных горнодобывающих отраслей.

По процессам горного производства приведены эксплуатационные данные принципиального порядка: технические характеристики оборудования, условия применения, нормативные данные, сведения о достигнутых показателях. Изложены методы расчета основных параметров и показателей машин и технологических комплексов.

Отражены прогрессивные технологии и техника, соответствующие современному уровню и ближайшей перспективе. Приведены данные о зарубежной практике открытых горных работ.

Рассмотрены основные технологические схемы горного производства и принципы их формирования.

Описаны основные способы и средства охраны окружающей среды при открытом способе разработки.

Предназначен для широкого круга научных инженерно-технических работников, студентов горных учебных заведений.

Справочник. Открытые горные работы/
С74 **К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников и др.**
— М.: Горное бюро, 1994. 590 с.: ил.
ISBN 5-900697-01-0

С 2501000000 Без объявл.—94

ББК 33.22

ABSTRACT

This reference book provides the data on technology, equipment and performance of enterprises exploiting open pits in different branches of mining industry.

The following principal operating data concerning mining processes are given: equipment specifications, operating conditions, standards, information on performance achieved. The methods for evaluation of the main parameters and performances of mining machines and technological complexes are discussed.

Advanced up-to-date and near future technology and machinery are discussed. The data on foreign open-pit mining practice are given.

The main technological schemes and principles of their formation are examined. The main methods and means of environment protection at open pit mining are described.

This reference book is intended for research and engineering staff, as well as for students of mining high schools.

ANNATATION

Im Nachschlagebuch sind die Daten angeführt, die sich auf die Technologie, Technik und Produktionskennziffern von Tagebaubergwerken verschiedener Bergbauzweige beziehen

Zu den einzelnen Betriebsvorgängen sind deren wichtigste Kennwerte angeführt, sowie technische Kennzahlen der Ausrüstungen, Einsatzbedingungen, Normengrößen, Angaben über die erreichten Leistungen. Die Berechnungsmethoden der Grundparameter und — leistungen der Maschinen und technologischen Komplexen sind dargelegt

Es sind die fortschrittlichen Verfahrens — und Maschinenteknik beschrieben, die dem heutigen Stand und der absehbaren Perspektive entsprechen. Es sind Angaben aus der ausländischen Praxis im Tagebau angeführt

Es sind die Grundtechnologieschemen vom Bergbaubetrieb und die Grundsätze deren Formierung geprüft

Die Umweltschutzverfahren und — mitteln im Tagebau sind beschrieben

Dieses Nachschlagebuch ist für den Breiten Kreis von Wissenschaftler, Ingenieure und Techniker, Studenten der Bergbaulehranstalten bestimmt

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящим справочником научно-инженерная фирма «Горное Бюро» открывает издание научно-технической литературы по горному делу.

Первая книга посвящена открытому способу разработки месторождений твердых полезных ископаемых, как преобладающему во всех горнодобывающих отраслях в мире. Всестороннее совершенствование открытых разработок стало основным направлением научно-технического прогресса в горном деле. Его развитию благоприятствуют надежные запасы полезных ископаемых, накопленный в мире богатый опыт горного производства и развивающееся машиностроение.

За последние годы проведен ряд теоретических и прикладных исследований, создано новое горное и транспортное оборудование, в практике проектирования и на предприятиях накоплен богатый опыт ведения открытых горных работ в различных горно-геологических условиях. Это выводит открытый способ разработки на новый современный уровень развития и делает необходимым издание справочного материала научно-технического характера, соответствующего этому уровню.

Настоящий справочник представляет собой развитие одноименного труда, издававшегося на протяжении многих лет акад. Н.В. Мельниковым, и составлен его учениками и последователями — ведущими специалистами в области открытого способа разработки месторождений.

Открытый способ разработки применяется в разнообразных горно-геологических и горнотехнических условиях. В результате велики типоразмерные ряды оборудования, используемого в основных

и вспомогательных технологических процессах, многообразны технологические схемы горного производства, различны методы расчета параметров и показателей оборудования, в широком диапазоне изменяются показатели использования горного и транспортного оборудования.

Это разнообразие сведений, соответствующих современному мировому уровню и ближайшей перспективе, отражено в настоящем справочнике. Приведенные рекомендации относительно параметров и условий применения различного оборудования и технологических схем основаны на сложившихся к нашему времени научных и практических представлениях.

В 16 разделах справочника последовательно изложены основные вопросы технологии и техники открытых горных работ с учетом апробированных достижений отечественной и зарубежной науки и техники, по каждому из которых могут быть даны рекомендации для широкого применения, а также с учетом передовых тенденций.

Заметное место в справочнике занимает раздел, посвященный проблеме охраны окружающей среды при открытом способе разработки, поскольку решение данной проблемы во многом определяет перспективу развития этого высокоэкономичного способа добычи минеральных ресурсов.

В целом справочник является наиболее полным к настоящему времени трудом, обобщающим научные и практические достижения в области открытого способа разработки месторождений, развитию и совершенствованию которого посвятил большую часть своей жизни и своего таланта Николай Васильевич Мельников.

Роль и место открытых горных работ

Открытый способ разработки как генеральное направление развития горнодобывающих отраслей промышленности России сохраняется для обеспечения топливом и минеральным сырьем потребностей энергетики, черной и цветной металлургии, химической индустрии, строительства, машиностроения, вычислительной техники, коммунально-бытового и сельского хозяйств и др.

В 1991 г. добыча угля открытым способом в Российской Федерации осуществлялась из 63 разрезов и составила 216,1 млн т или 61 % общей добычи.

Однако дальнейшее опережающее развитие открытого способа добычи угля в России пока сдерживается имеющимся производственным потенциалом, уровнем применяемых технологий и оборудования.

Фонд угольных разрезов России характеризуется неравномерностью. При средней производственной мощности разреза 3,32 млн т/год угля она колеблется от 0,12 до 29,08 млн т/год, при этом разрезы с мощностью до 1,5 млн т/год составляют 42 % от общего их количества, в то время как на их долю приходится лишь 9,8 % от всей добычи угля открытым способом.

Одним из наиболее освоенных и перспективных бассейнов по добыче открытым способом энергетических и коксующихся углей в России является Кузнецкий бассейн. Достаточно крупные запасы угля позволяют строить и развивать в этом горнопромышленном регионе угольные разрезы производственной мощностью до 30 млн т/год и более и поддерживать существующий уровень добычи угля открытым способом (125 млн т/год) в бли-

жайшие 5-8 лет, с тем чтобы начиная с 1995-2000 гг. формировать необходимые условия для дальнейшего наращивания открытой добычи угля.

Угольный разрез "Березовский" № 1 Канско-Ачинского топливно-энергетического комплекса по своим проектным данным (мощность 55 млн т/год угля) и оснащенности уникальным оборудованием, примененной впервые в отечественной угольной промышленности поточной технологии с использованием роторных экскаваторов производительностью 5250 м³/ч и конвейерной доставкой угля от забоев до ГРЭС, имеет возможность догнать крупнейший в мире разрез "Богатырь" (Республика Казахстан), добывающий свыше 32 млн т/год угля, и вместе с ним стать прообразом угледобывающего предприятия будущего.

В связи с резким сокращением капитальных вложений развитие добычи угля открытым способом в ближайшей перспективе будет осуществляться в первую очередь за счет интенсификации открытых горных работ на действующих разрезах, их реконструкции и технического перевооружения. Наибольшее развитие и в дальнейшем должны получить Канско-Ачинский, Кузнецкий, Иркутский и Южно-Якутский бассейны в Российской Федерации, Экибастузский — в Республике Казахстан и др.

За рубежом прогнозируется также дальнейший рост удельного веса добычи угля открытым способом: в Германии до 60 %, Индии — до 66 %, Китае — 30 %, Польше — 30 %. К 1995 г. удельный вес добычи угля открытым способом в США увеличится до 51,5 %.

Развитие железорудной базы черной металлургии б. СССР за последние 10 лет характеризовалось стабилизацией высокого (86-88 %) уровня удельного веса открытого способа добычи руд черных металлов, возросшей долей крупномасштабных карьеров, увеличением глубины разработок, усложнением в целом горно-геологических и горнотехнических условий добычи руд, что в свою очередь привело к непрерывному возрастанию трудоемкости выемки и транспортирования горных пород, снижению производительности горного и транспортного оборудования и увеличению себестоимости добычи руд.

России принадлежит ведущее место по производству железной руды в странах СНГ, доля которой в 1992 г составила 47 % (231 млн т из 489 млн т). При этом наибольшая часть разведанных запасов сосредоточена в пределах Курской магнитной аномалии (КМА). Здесь в настоящее время разведано 18 железорудных месторождений с прогнозными запасами (до глубины 700 м) неокисленных кварцитов с содержанием железа 32-38 % около 850 млрд т и богатых железных руд (до глубины 1200 м) с содержанием железа 50-65 % более 80 млрд т. Помимо железных руд в недрах КМА содержатся промышленные запасы высококачественных бокситов (содержание глинозема 49-52 %), сырье для использования в качестве флюсов и формовочных материалов, производства огнеупоров, щебня, гравия, обнаружены редкоземельные элементы. В надрудной толще сосредоточены огромные запасы высококачественного мела, мергеля, песков различной крупности, а вмещающие породы представлены также гранитогнейсами и метапесчаниками.

В настоящее время открытым способом разрабатываются три месторождения: Лебединское, Стойленское и Михайловское.

Лебединский и Михайловский горно-обогатительные комбинаты являются крупнейшими в мире. Производительность Лебединского ГОКа в 45 млн т/год сырой руды может быть в ближайшей перспективе увеличена до 55 млн т/год руды за счет вовлечения в добычу запасов же-

лезистых кварцитов с больших глубин и прилегающих залежей.

Основная продукция Лебединского ГОКа, разрабатывающего в настоящее время неокисленные железистые кварциты с содержанием железа 33,3 %, представляется товарным концентратом, дообогащенным концентратом, высококачественным концентратом и железорудными окатышами с содержанием железа от 66 до 71 %.

На базе высококачественного металлургического сырья Лебединского ГОКа построен впервые в России Оскольский электрометаллургический комбинат, на котором производством стали осуществляется методом прямого восстановления железа, а не путем применяемой ранее так называемой доменной металлургии.

На Михайловском ГОКе ежегодно добывается 9 млн т богатой руды и 30 млн т неокисленных кварцитов.

Открытый способ разработки получил широкое применение в цветной металлургии. В настоящее время этим способом разрабатывают 60 месторождений цветных и редких металлов и 7 месторождений — комбинированным открыто-подземным способом. Открытым способом добывается 62 % руд этой базовой отрасли народного хозяйства, которая производит все цветные и редкие металлы, прокат, сплавы, фольгу, полупроводниковые материалы, углеграфитовую продукцию, баритовые и пиритные концентраты, серную кислоту, минеральные удобрения, соду, поташ, цемент и другие виды товарной продукции.

Крупнейшим промышленным комплексом России по добыче и производству никеля, меди, кобальта, селена, серы и благородных металлов является Норильский горно-металлургический комбинат (ныне Российский государственный концерн по производству цветных и драгоценных металлов "Норильский никель"), разрабатывающий уникальные Талнахское и Октябрьское месторождения, богатые медно-никелевыми рудами. В состав этого комбината входит никелевый карьер "Медвежий ручей". К числу аналогич-

ных глубоких карьеров (глубиной свыше 300 м, а на некоторых даже 400 м) цветной металлургии стран СНГ следует также отнести медно-молибденовый Агараковский, медно-молибденовый Кальмакырский, медно-рудный Коунрадский, медно-серный Сибайский, молибденовый Сорский, никелевый Центральный и ряд других.

В число перспективных объектов разработки месторождений открытым способом следует отнести: медные — Удоканское (Россия), Бошекульское и Актогайское (Казахстан); свинцово-цинковые — Горевское, Озерное, Холоднинское (Россия); вольфрамовое Верхне-Кайрактинское и молибденовое Коктенкольское (оба Казахстан) и др.

Разработка месторождений горно-химического сырья осуществляется 35 карьерами и 20 рудниками, удельный вес открытого способа превышает 55 %.

Открытым способом также разрабатываются все уникальные месторождения алмазов (5 карьеров) и добывается около 20 % урана.

Около 99 % сырья в промышленности строительных материалов в странах СНГ добывается открытым способом. При этом годовой объем открытых горных работ достиг в последнем десятилетии почти 2 млрд м³. Свыше 2000 карьеров производственной мощностью от нескольких сот тысяч до 50 млн т/год и более добывают свыше 30 видов полезных ископаемых: асбест, графит, каолин, слюду, тальк, керамическое, стекловое, цементное, нерудное сырье, гранитные и мраморные блоки для производства облицовочных материалов и др.

Применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности (табл. 1.1) и высокий удельный вес открытого способа добычи полезных ископаемых обусловлены следующими его основными преимуществами (по сравнению с подземным способом) экономического, технического, технологического, экологического, организационного и социального характера:

кардинальной экономией производственных ресурсов, выражающейся в повышении производительности труда от 3-4

раз по рудным карьерам до 10-11 раз — угольным и снижении себестоимости продукции в 3-4 раза;

сокращением в 2-3 раза и более сроков строительства предприятий одинаковой мощности;

снижением потерь полезных ископаемых в недрах до 1-5 %;

безопасными и более комфортными условиями труда.

В ближайшей перспективе минерально-сырьевая база будет характеризоваться дальнейшим снижением качества полезных ископаемых, резким увеличением глубины их разработки, значительным усложнением горно-геологических и экономико-географических условий промышленного освоения месторождений. Удельный вес открытого способа сохранится на уровне 75 % за счет увеличения его в первую очередь в угольной промышленности и цветной металлургии.

Крупномасштабные объемы горных работ могут быть выполнены при условии поддержания карьеров большой мощности, переоснащения их высокопроизводительными, автоматизированными средствами для выполнения основных и вспомогательных процессов открытых горных работ, обеспечивающих комплексное освоение месторождений и восстановление (сохранение) окружающей среды. Вместе с тем важную роль будут играть малые и средние по мощности карьеры в первую очередь в промышленности нерудных строительных материалов, цветной металлургии, промышленности по производству минеральных удобрений и черной металлургии.

Для дальнейшего развития открытых горных работ на основе их интенсификации и повышения производительности труда необходимо разработать и создать новые комплексы горного и транспортного оборудования: буровые агрегаты для бурения скважин глубиной 30-35 м и диаметром 125, 160, 350 и 420 мм, с удлиненной мачтой для бурения на глубину 50-60 м, а также станки наклонного бурения для заоткоски уступов и бортов карьеров; гидравлические и механические лопаты с

Таблица 1.1
Объемы добычи основных твердых полезных ископаемых открытым способом в б. СССР

Полезное ископаемое	Добыча по годам, млн т						
	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991
Уголь	301,9	318,2	327,2	338,4	332,6	322	316,8
Железная руда	455,4	464,6	470,7	473,5	466,7	463,3	402,7
Марганцевая руда	12,6	12,7	12,8	12,8	12,9	13	12,7
Флюсы	101,3	101,2	100,9	104,1	105,4	108,3	101,2
Фосфатная руда	63,2	63,5	64	64,5	65	66	56*
Цементное сырье	180	183	187	190,5	200	209,6	178*
Асбестовая руда	47,4	48,8	48,6	50,4	49	48,2	46

* Оценка

ковшами вместимостью до 30 м³, драглайны с ковшами вместимостью до 100-125 м³ и длиной стрелы до 125 м, колесные карьерные погрузчики грузоподъемностью 15-40 т, ряд компактных роторных экскаваторов производительностью от 320 до 6500 м³/ч и более с комплектом соответствующего оборудования непрерывного действия (перегрузателями, конвейерами, отвалообразователями), самоходные колесные скреперы с ковшом вместимостью 25-40 м³, автосамосвалы грузоподъемностью до 200-250 т, тяговые агрегаты и большегрузные вагоны, колесные и гусеничные бульдозеры мощностью 600-900 кВт с навесными рыхлителями и др. Для глубоких карьеров с рабочей зоной больших размеров получают применение комбинированные виды транспорта, базирующиеся на рациональном сочетании карьерного транспорта цикличного и непрерывного действия с дробильно-перегрузочными пунктами производительностью 4000 т/ч и более.

Опережающее развитие открытых горных разработок, создание проектов уникальных карьеров с глубиной разработки до 700-800 м и объемом до 200-300 млн м³/год горной массы, а также дальнейшее развитие малых и средних по мощности карьеров в различных регионах и отраслях горной промышленности выдвигают перед горной наукой в области открытой

разработки месторождений новые научные проблемы и задачи:

изучение физических и других свойств горных пород и массивов (в том числе на основе сейсмических методов оценки их структурной и петрографической неоднородности), взаимодействия с ними современных и принципиально новых рабочих органов для разрушения, выемки, погрузки и перемещения пород;

разработка научных основ автоматизированного проектирования, создания и эксплуатации глубоких карьеров;

разработка принципов создания для глубоких карьеров новой техники, в том числе на основе технологии с применением конвейерного, автомобильного, железнодорожного и комбинированного транспорта и одно- и разновременного (последовательного) сочетания открытого и подземного способов разработки, открытого способа и скважинной добычи, открытого способа и штолен и др.;

изучение устойчивости откосов уступов и бортов глубоких карьеров, разработка методов их определения и искусственного повышения устойчивости путем формирования распорных призм, применения внутреннего отвалообразования при разработке крутых месторождений и др.;

создание системы автоматического контроля и регулирования загазованно-

сти и запыленности атмосферы глубоких карьеров;

разработка методов и технических средств выемки горных пород и перемещения их в отвалы и к потребителям, организация внешних и внутренних отвалов при особо мощных грузопотоках вскрышных пород;

дальнейшее развитие работ по расширению использования управляемого обрушения мягких и разрушенных скальных пород в технологических процессах;

разработка ресурсосберегающих и малоотходных технологий открытых горных разработок на основе создания и применения мобильного оборудования циклического и непрерывного действия, обеспечивающих комплексное освоение месторождений и повышение производительности труда;

разработка эффективных способов освоения техногенных месторождений по отраслям и регионам;

разработка научных основ создания новых технологий и техники для открытых горных разработок на основе совмещения процессов (от разрушения, выемки до перемещения, складирования-отвалобразования) и использования результатов фундаментальных исследований в области плазменных, лазерных, импульсных и других способов разрушения горных пород, новых источников энергии, материалов и др.;

разработка экономических критериев создания новой техники и технологии от-

крытых горных разработок при комплексном освоении месторождений, включая использование вскрышных пород в народнохозяйственных целях.

Минерально-сырьевая база следующего столетия будет характеризоваться частичным истощением крупных месторождений с относительно высоким качеством полезных ископаемых. Это вызовет необходимость освоения средних месторождений с бедным содержанием компонентов, вовлечения мелких месторождений с высоким содержанием, доработки некондиционных забалансовых и потерянных запасов на ранее разрабатываемых месторождениях, освоения морской минеральной сырьевой базы.

Реализация указанных научных направлений и создание необходимых для горной промышленности Российской Федерации производственных мощностей тяжелого, строительного, дорожного и других отраслей машиностроения позволят на базе имеющихся минеральных ресурсов обеспечить научно-технический прогресс в области техники и технологии открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, комплексного их освоения — решающего направления увеличения производства минерального сырья при сокращении объемов выемки горной массы и, следовательно, — вредного воздействия горного производства на окружающую среду.

2

Характеристика горных пород

2.1. Общие сведения о горных породах и их свойствах

Горные породы — это природные минеральные агрегаты, слагающие литосферу земной коры. Состав горных пород, их строение и условия залегания зависят от геологических процессов, при которых они сформировались.

По происхождению горные породы принято подразделять на осадочные, магматические и метаморфические. К осадочным относятся горные породы, образовавшиеся в результате разрушения и осаднения различных горных пород и последующей их цементации, а также благодаря жизнедеятельности организмов; к магматическим — образующиеся при кристаллизации застывающей магмы. Метаморфические горные породы возникли в результате преобразования осадочных и магматических пород под влиянием длительного воздействия высоких температур и давления. Около 90 % земной коры слагают магматические и метаморфические горные породы. Осадочные горные породы составляют остальные 10 % объема земной коры, однако ими покрывается около 75 % земной поверхности.

Практически все горные породы могут быть использованы как полезные ископаемые. К рудным относятся горные породы с кондиционным содержанием полезного компонента.

Горные породы характеризуются плотностными, упругими, прочностными, тепловыми, электрическими, магнитными и другими свойствами.

Наиболее часто встречаются горные породы со следующими значениями основных физических характеристик:

Плотность, кг/м ³	1000—4700
Модуль продольной упругости, Па	$5 \cdot 10^8$ — $1,5 \cdot 10^{11}$
Коэффициент Пуассона	0,1—0,4
Предел прочности, Па	
при сжатии	До $3 \cdot 10^8$
при растяжении	До $5 \cdot 10^7$
Теплопроводность, Вт/(м К)	0,2—10
Удельная теплоемкость, кДж/(кг К)	0,5—1,5
Коэффициент линейного теплового расширения k^1	$2,0 \cdot 10^{-6}$ — $4,0 \cdot 10^{-4}$
Удельное электрическое сопротивление, Ом м	10^2 — 10^{12}
Относительная диэлектрическая проницаемость	2—30
Магнитная восприимчивость	10^7 —3

Свойства горных пород обусловлены их составом, строением, состоянием и термодинамическими условиями. Увеличение пористости породы приводит к снижению плотности, прочности, упругости, теплопроводности, диэлектрической проницаемости и повышению влагоемкости, водопроницаемости. Теплоемкость, коэффициент теплового расширения, модуль объемного сжатия, твердость и другие свойства определяются минеральным составом пород; прочность, упругость, теплопроводность, электропроводность — строением и минеральным составом пород. Механические свойства в первую очередь обусловлены силами связей между частицами породы, их трещиноватостью; тепловые и электрические — ориен-

тировкой минеральных зерен, наличием непрерывных проводящих каналов в горных породах. Ориентировка зерен, трещин, пор, слоев, прожилков приводит к анизотропии горных пород. При этом модуль продольной упругости, предел прочности при растяжении, теплопроводность, электрическая проводимость, диэлектрическая проницаемость больше вдоль слоев и трещин, а пределы прочности при сжатии и сдвиге — поперек слоистости и трещиноватости.

На свойства горных пород оказывают влияние размеры зерен и кристаллов. У мелкозернистых и мелкокристаллических горных пород выше прочностные и упругие свойства, ниже электропроводимость и теплопроводность. Наличие аморфной стекловидной фазы в породах снижают их прочность и теплопроводность. Горные породы, как правило, плохие проводники теплоты и электричества. Большими теплопроводностью и электропроводимостью обладают малопористые породы, содержащие минералы-проводники (рудные минералы, гранит и др.). По магнитной восприимчивости большинство горных пород относится к диа- и парамагнетикам. Упругие свойства пород определяют параметры акустических свойств.

На показатели свойств горных пород оказывает влияние масштабный фактор. С увеличением размеров испытываемых образцов показатели прочности и упругости, как правило, уменьшаются. Изменяются и показатели других свойств.

Свойства горных пород зависят также от механического, теплового, электрического, магнитного, радиационного воздействий и насыщения пород жидкостями, газами и т.д. При насыщении скальных пород водой увеличиваются упругие параметры, теплопроводность, теплоемкость, электрическая проводимость; при насыщении водой пород, в состав которых входят легкорастворимые минералы, а также глинистых пород их упругие и прочностные свойства уменьшаются. Изменение свойств пород под воздействием давления вызвано уплотнением пород, деформацией пор, увеличением площади

контакта зерен, возрастанием сопротивления сдвигу по трещинам и также другими поверхностями ослабления пород. С увеличением давления обычно повышаются электропроводимость, теплопроводность, прочность и т.д.

Под действием горного давления прочность горных пород на сдвиг и сжатие может увеличиться во много раз. В условиях трехосного неравнокомпонентного напряженного состояния наибольшее влияние на прочность оказывает значение минимального главного напряжения. Промежуточное по значению главное сжимающее напряжение оказывает влияние на увеличение прочности, когда оно направлено перпендикулярно к поверхностям ослабления (слоистости, трещиноватости и т.д.). Повышение температуры, как правило, снижает упругие и прочностные и усиливает пластические характеристики пород, уменьшает теплопроводность, увеличивает теплоемкость и диэлектрическую проницаемость. Появление внутренних термонапряжений вследствие различного теплового расширения отдельных минералов приводит к возрастанию или уменьшению упругих и прочностных свойств пород в зависимости от направления результирующих напряжений. Перестройка кристаллической решетки минералов от нагрева, например полиморфные превращения, вызывает аномальные точки на графике зависимости свойств от температуры. Так, для кварцитов наблюдаются минимальные значения модуля Юнга и максимальные значения коэффициента линейного расширения в точке полиморфного перехода α -кварца в β -кварц (573°C). Воздействие теплоты приводит также к спеканию, дегидратации, плавлению, возгонке, испарению отдельных минералов, что соответственно изменяет свойства пород.

При ведении горных работ горные породы подразделяют на скальные, полускальные, плотные, мягкие, сыпучие, разрушенные, которые характеризуются различными горнотехнологическими свойствами — крепостью, абразивностью, твердостью, контактной прочностью, со-

противляемостью резанию, буримостью, взрываемостью и др. Всю совокупность физических и горнотехнологических свойств горных пород, описывающих их поведение в процессе разработки месторождений полезных ископаемых, принято называть физико-технологическими свойствами пород. Некоторые из них широко используют для выбора параметров и расчета производительности различных горных машин, показателей технологических процессов, определения производственной мощности добывающего предприятия, его отдельных забоев и участков, планирования и безопасности ведения работ.

Таблица 2.1.

Шкала крепости горных пород по М.М. Протоdjяконову

Категория	Степень крепости	Порода	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец Менее крепкие, нежели указанные выше кварциты Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы Очень крепкие песчаники и известняки Кварцевые рудные жилы Крепкий конгломерат Очень крепкие железные руды	10
IIIa	"	Известняки (крепкие) Некрепкий гранит Крепкие песчаники Крепкий мрамор Доломит Колчедан	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	"	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс Мерзлый грунт, антрацит Обыкновенный мергель Разрушенный песчаник, сцементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	То же	Щебенистый грунт Разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос — глинистый грунт	1,0
VIIa	"	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс, другие разжиженные грунты	0,3

бот, нормирования труда горнорабочих и т.д. С этой целью применяют классификации горных пород по различным их свойствам.

2.2. Шкалы, группы, категории и классификации горных пород

На различные процессы горного производства физико-технологические свойства горных пород влияют неодинаково. Так, например, на сопротивляемость горных пород разрушению основное влияние оказывают их крепость (табл. 2.1), прочность при сжатии (табл. 2.2), сдвиге и рас-

Таблица 2.2.

Классификация горных пород по прочности при одноосном сжатии (Рекомендации Международного бюро по механике горных пород)

Класс прочности	Прочность при одноосном сжатии, МПа*	
	от — до	средняя
I	< 4	3
II	4—6	5
III	6—10	8
IV	10—15	12
V	15—23	18
VI	23—35	28
VII	35—52	40
VIII	52—80	60
IX	80—120	90
X	120—180	135
XI	180—270	200
XII	> 270	300

* Определяется при одноосном сжатии образцов диаметром 40—45 мм с отношением высоты образца H к диаметру D равным единице

тяжении (табл. 2.3). Износ породоразрушающего инструмента зависит от твердости порообразующих минералов.

Шкала относительной твердости порообразующих минералов (Шкала Мооса) приведена ниже.

Тальк	1	Ортоклаз	6
Каменная соль (галит)	2	Кварц	7
Кальцит	3	Топаз	8
Плавленый шпат	4	Корунд	9
Апатит	5	Алмаз	10

Наличие большого количества кварца и других твердых минералов (табл. 2.4) способствует повышенному изнашиванию бурового инструмента.

Процесс изнашивания усиливается, если выше агрегатная контактная прочность пород (табл. 2.5). При оценке скорости бурения горных пород различными машинами и породоразрушающими инструментами широко используются единая классификация горных пород по буримости (табл. 2.6) и классификация, реко-

мендуемая СНиП-82 (табл. 2.7). Категории буримости пород или их группа по СНиПу определяются по затратам основного времени бурения 1 м скважины или шпура в регламентированном специальными инструкциями ЕНВ режиме. В.В. Ржевский классифицирует горные породы по относительной трудности разрушения (табл. 2.8, 2.9), показатель которой P_p определяется по эмпирическому выражению

$$P_p = 0,05 [k_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p) + 10^{-3}\gamma g],$$

а также по показателю трудности бурения (табл. 2.10)

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \cdot 10^{-3}\gamma,$$

где $k_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород (см. табл. 2.9); $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, σ_p — пределы прочности породы при одноосном сжатии, сдвиге и одноосном растяжении, МПа; γ — плотность, кг/м³; g — ускорение свободного падения, м/с².

Таблица 2.3.

Классификация горных пород по прочности при растяжении*)
(по М.М. Прогодяконову (младшему), М.И. Койфману, С.Е. Чиркову)

Типичная горная порода	Прочность при растяжении, МПа	
	от — до	средняя
Весьма слабые		
Весьма слабые глинистые породы и суглинки Песчано-глинистые отложения Большинство слабых меловых пород Некоторые разновидности меломергелей КМА Большинство трепелов и диатомитов	< 0,15	0,1
Весьма слабые пористые известняки Весьма слабые аргиллиты и глинистые сланцы Весьма слабые алевролиты	0,15—0,25	0,2
Весьма слабые, плохо сцементированные песчаники Выщелоченные весьма низкой крепости мармитовые и другие железные руды Весьма слабые туфы и туфовые лавы Рыхлые полностью выветрелые изверженные и метаморфические породы Весьма слабые бурые угли Весьма слабые каменные угли, некоторые коксовые, “сажистые” и др	0,25—0,40	0,3
Слабые		
Некоторые плотные сравнительно крепкие мергелистые глины Слабые глинистые мергели Слабые пористые известняки Крепкие разновидности меловых пород, плотные разновидности лессов Большинство известняков-ракушечников (оолитовые, детритусо-оолитовые и др) Слабые аргиллиты и глинистые сланцы Большинство глинистых сланцев Разрушенные сланцы различного минерального состава Алевролиты	0,4—0,6	0,5
Слабые глинистые и другие песчаники Выветрелые каолинизированные изверженные породы Некоторые туфовые лавы Слабые мармитовые руды	0,6—1,0	0,8
Марганцевые руды повышенной крепости (карбонатные, окварцованные) Большинство разновидностей гипсов Слабые и средней крепости бурые угли Слабые каменные угли средних степеней метаморфизма (марки К и др)	1,0—1,5	1,2
Средней крепости		
Мергели средней и повышенной крепости Плотные известняки малой и средней крепости	1,5—2,3	1,8
Глинистые сланцы и аргиллиты средней крепости Большинство слабых талькохлоритовых, тальковых, серицитовых, глинистых сланцев Выветрелые окварцованные слюдистые, хлоритовые, серицитовые сланцы Некоторые горючие сланцы, в том числе горючие сланцы с конкрециями известняка Алевролиты средней крепости Сильно измененные граниты и другие сильно измененные и рассланцованные изверженные породы Некоторые серпентинизированные змеевики Большинство разновидностей каменной соли Некоторые ангидриты Мармитовые руды средней крепости Пористые бурые железняки средней крепости Баритовые руды Некоторые сурьмяные руды Большинство бокситовых пород	2,3—3,5	2,8
Слабосцементированные корундовые руды Некоторые наиболее крепкие и вязкие бурые угли Наиболее крепкие каменные угли малых степеней метаморфизма марок Д, Г Большинство антрацитов	3,5—5,2	4,0

Продолжение табл. 2.3.

Типичная горная порода	Прочность при растяжении, МПа	
	от — до	средняя
Повышенной крепости		
Известняки повышенной крепости Доломиты повышенной крепости Наиболее крепкие разновидности мергелей Плотные и крепкие глинистые сланцы Аргиллиты	5,2—8,0	6,0
Окварцованные окремненные и опаловые глинистые сланцы Большинство кварцево-хлоритовых, кварцево-серпентинитовых, кварцево-хлорито-эпидотовых и слюдяных сланцев Бiotитово-хлоритовые сланцы с прослойками Плотные и крепкие алевролиты Песчаники повышенной крепости Измененные частично выветрелые, главным образом крупнозернистые граниты, гранодиориты, диориты, лопариты	8,0—12,0	9,0
Большинство габбро, сиенитов, трахитов Некоторые кварцевые порфиры, альбитофиры, кератофиры Пористые базальты Некоторые диабазы Некоторые, в том числе рудные пироксениты Некоторые андезиты и андезито-базальты Некоторые перидотиты Большинство серпентинитов и дунитов Измененные гнейсы Кварцево-турмалиновые породы Конгломерат изверженных пород с кремнистым цементом Некоторые авгито-эпидото-гранатовые и другие скарны, главным образом крупно- и среднезернистые Слабо измененные туфо-брекчии Окремненные туфы Пористые, ожелезненные, сильнотрещиноватые разновидности кварца Большинство мраморов Крепкие баритовые руды Крепкие ангидриты Мартитовые и другие железные руды повышенной крепости Некоторые измененные корундовые руды	12,0—18,0	13,5
Весьма крепкие		
Крепкие метаморфизованные сланцы (типа кровельных), параллельно слоистости Крепкие яшмовидные кремнистые сланцы Наиболее крепкие алевролиты Весьма крепкие песчаники с контактным кварцевым и регенерационным цементом Особо крепкие разновидности мраморов Наиболее крепкие известняки и доломиты Особо крепкие разновидности мергелей Плотные яшмовидные бокситы Сильно окремненные известняки	18,0—27,0	20,0
Плотные кремни и другие плотные кремнистые породы Плотный жильный кварц Крепкие граниты, гранит-порфиры, пегматиты, микропегматиты, кварцевые диориты, гранодиориты, гнейсы Крепкие перидотиты Крепкие метабазиты	27,0—40,0	33,0
Наиболее крепкие разновидности пироксенов Крепкие гнейсы и кристаллические сланцы Крепкие гранатовые и другие скарны Большинство кварцитов Крепкие мартитовые и магнетитовые и магнетито-мартитовые роговики Джеспилиты Крепкие краснополосчатые роговики Плотные крепкие эгириновые породы Плотные нефриты Плотные яшмы Весьма крепкие мартитовые руды Наиболее крепкие разновидности ангидритов Плотные руды, в том числе сливные корундовые	> 40,0	50,0
*) Предел прочности при растяжении определяется по ГОСТ 21153 3—85 и ОСТ 12 14 261—85		

Таблица 2.4.
Классификация горных пород и минералов по абразивности
(по Л.И. Барону и А.В. Кузнецову)

Класс абразивности	Характеристика породы по абразивности	Показатель абразивности, мг	Характерные породы, входящие в данный класс
I	Весьма малоабразивные	< 5	Известняки, мраморы, мягкие сульфиды без кварца (галенит, сфалерит, пирротин), апатит, каменная соль, глинистые сланцы
II	Малоабразивные	5—10	Сульфидные и барито-сульфидные руды, аргиллиты, мягкие сланцы (углистые, глинистые, хлорито-аспидные)
III	Ниже средней абразивности	10—18	Джеспилиты, роговики (рудные и нерудные), кварцево-сульфидные руды, магматические тонкозернистые породы, кварцевые и аркозовые тонкозернистые песчаники, железные руды, окремненные известняки
IV	Средне-абразивные	18—30	Кварцевые и аркозовые мелкозернистые песчаники, диабазы, крупнозернистый пирит, арсенопирит, жильный кварц, кварцево-сульфидные руды, магматические мелкозернистые породы, окварцованные известняки, ждаспериоды
V	Выше средней абразивности	30—45	Кварцевые и аркозовые средне- и крупнозернистые песчаники, плагиограниты, ийолит-уртиты, мелкозернистые граниты и диориты, порфириды, грейзены, лампрофиты, габбро, гнейсы, скарны (рудные и нерудные), березиты, листовиты
VI	Повышенной абразивности	45—65	Граниты, диориты, гранодиориты, граносиениты, порфириды, нефелиновые сиениты, кератофиры, пироксениты, монзониты, амфиболиты, кварцевые и окварцованные сланцы, гнейсы
VII	Высокоабразивные	65—90	Порфириды, диориты, граниты, гранитоидные нефелиновые сиениты
VIII	В высшей степени абразивные	>90	Корундосодержащие породы

Таблица 2.5.
Классификация горных пород по контактной прочности
(по Л.И. Барону и Л.Б. Глатману)

Класс породы по контактной прочности	Характеристика	Показатель контактной прочности, МПа
I	Слабые	< 300
II		300—400
III	Ниже средней крепости	400—500
IV		500—650
V	Средней крепости	650—900
VI		900—1250
VII	Крепкие	1250—1750
VIII		1750—2450
IX	Очень крепкие	2450—3400
X		3400—4500
XI	Крепчайшие	4500—5600
XII		> 5600

Таблица 2.6.
Единая классификация горных пород по буримости

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
		Станок СБР-160	
I	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лесс рыхлый влажный Песок Суесь рыхлая. Торф и растительный слой без корней	Менее 0,13	
II	Гравий. Суглинок легкий, лессовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью мелкой гальки и щебня		
III	Галька размером 10—40 мм. Глина мягкая жирная. Песчано-глинистые грунты. Дресна. Лесс. Суглинок тяжелый. Щебень различных размеров	0,13	0,27
IV	Галька размером 41—100 мм Глина солонцеватая, моренная Галечно-щебнистые грунты с включением гальки, щебня и валунов. Соли мелко- и среднезернистые Суглинки тяжелые с примесью щебня. Угли весьма мягкие	0,28	0,44
V	Алевриты глинистые, слабосцементированные. Аргиллиты слабые Конгломераты осадочных пород Марганцевые окисленные руды. Мергель глинистый. Мерзлые породы I-II категорий Песчаники слабосцементированные с песчано-глинистым цементом Угли мягкие Мелкие желваки фосфорита	0,45	0,69
VI	Гипс пористый Доломиты, затронутые выветриванием Железная руда-синька Известняки оталькованные. Мерзлые породы III-V категорий Меловые породы мягкие. Мергель неизменные. Руды охристо-глинистые с включением желваков бурого железняка до 50 % . Пемза. Сланцы углистые Трепел Угли средней крепости с ясно выраженными плоскостями напластования	0,70	0,97
VII	Алевриты плотные глинистые Гипс плотный. Глины песчаные. Доломиты неизменные. Маргитовые руды мягкие Змеевики оталькованные Известняки мягкие Ил плотный мелководный. Конгломераты слабых осадочных пород с известково-глинистым цементом. Мергель известковистый Опоки тонкозернистые Сильвиниты с прослойками каменной соли Сланцы сильновыветрелые аспидные, хлоритовые, слюдяные Сланцы охристые и углистые с прослойками глины Соль каменная с мергелистыми прослойками и включением ангидрита Солончак плотный. Угли выше средней крепости	0,98	1,33
VIII	Антрациты и другие крепкие угли. Аргиллиты средней плотности Глины отвердевшие. Железные руды мягкие. Змеевики с включением асбеста Колчеданы зоны выщелачивания Карналлит. Ракушечник. Свинцово-цинковые окисленные руды. Сильвиниты мелкокристаллические. Сланцы метаморфизованные хлоритовые, кальцито-хлоритовые, серицитовые, кварцево-серицитовые и серицито-хлоритовые, глинистые, углесто-глинистые, слабые песчаные. Туфы выветрелые Мерзлые породы VI-VII категорий	1,34	1,75

Продолжение табл. 2.6.

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
IX	Алевролиты песчано-глинистые Антрациты плотные и весьма крепкие вязкие угли Совершенно выветрелые каолинизированные граниты, гранодиориты, диориты Диабазы совершенно выветрелые Выветрелые железные руды пористые, известняки мергелистые Лимониты Мел плотный Песчаники выветрелые каолинизированные и глинистые крупнозернистые Совершенно выветрелые каолинизированные порфиристы, сиениты Соль калийная Туфы, затронутые выветриванием	1,76	2,26
X	Апатитовая сахаровидная руда Брекчии рудные Граниты сильновыветрелые Гипсоангидрид Дуниты сильновыветрелые Руды бурожелезняковые оолитовые Змеевики сильновыветрелые Известняки мергелистые средней крепости Конгломераты с глинистым цементом Сланцы глинистые, кристаллические, слюдяные, серицитовые и талькохлоритовые, углистые и горючие Сульфидные брекчиевидные и сульфидно-никелевые руды Фосфориты слабосцементированные желваковые Церусситовые руды Перидотиты сильновыветрелые Песчаники с глинистым цементом	2,27	2,90
XI	Алевролиты с включением кварца Амфиболиты выветрелые Аргиллиты плотные Березиты выветрелые Бокситы слабо уплотненные Брекчии джаспероидно-кварцевые и роговиковые кварцевые в значительной степени раздробленные Гнейсы биотитовые и пироксеновые разрушенные Сильновыветрелые гранодиориты, диабазы Дуниты выветрелые Руды гематитовые и мартитовые Змеевики выветрелые Известняки крупнозернистые, мраморизованные, доломитизированные Кварциты выветрелые минерализованные Колчеданные руды крупнозернистые Перидотиты выветрелые Песчаники с известковым цементом Роговики выщелаченные железистые Сланцы известково-глинистые, серицитовые, кварцево-серицитовые, амфиболовые, плотные глинистые Сульфидные свинцово-цинковые руды Медно-никелевые руды Туфы альбитофировые Филлиты неокварцованные	2,91	3,39
		Станок СБШ-250 (диаметр долота 243 мм)	
XII	Выветрелые андезиты Апатито-нефелиновая руда Аргиллиты весьма плотные Ангидриты Базальты, затронутые выветриванием Березиты слабовыветрелые Бокситы плотные Выветрелые габбро, гнейсы, граниты, диабазы Диориты выветрелые крупнозернистые Доломиты плотные Дуниты сильно серпентизированные Змеевики неизменные Известняки среднезернистые плотные доломитизированные Кварцево-турмалиновые выветрелые породы и кварцевые жильные породы с преобладанием сульфидов Кварцево-карбонатные породы Кварциты слабовыветрелые минерализованные Медно-колчеданные руды Конгломераты с галькой из изверженных пород с известковым цементом Липариты сильновыветрелые Песчаники аркозовые медистые Полиметаллические руды среднезернистые Порфиры сильновыветрелые кварцевые Роговики пироксен-плагиоклазовые Выветрелые сиениты, скарны Сланцы бескварцевые хлоритовые, хлорито-серицитовые, крепкие глинистые Фосфориты пластовые Слабые хромитовые руды в серпентинитах	3,40	4,00

Продолжение табл. 2.6.

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
XIII	Амфиболиты среднезернистые Андезиты крупнозернистые выветрелые Березиты невыветрелые Габбро крупнозернистые выветрелые Слабовыветрелые граниты, гранодиориты, диабазы Диориты выветрелые среднезернистые Железные руды магнетитовые крупнозернистые и маргитовые плотные Змеевики плотные Известняки мелкозернистые доломитизированные и слабоскарнированные Кварциты крупнозернистые выветрелые Кератофиры оруденелые кварцевые Колчедан медный Липариты выветрелые крупнозернистые Магнетиты мелкокристаллические Мончикиты выветрелые Руды пентландитовые и пирротиновые медноникелевые Песчаники медистые мелкозернистые с известково-кремнистым цементом Пироксениты оруденелые Руды полиметаллические с кварцем Порфиры выветрелые крупнозернистые кварцевые Роговики оруденелые баритовые Сиениты выветрелые крупнозернистые Сидериты неизменные Руды сульфидные массивные Хромитовые руды в серпентинитах	4,01	4,99
XIV	Андезиты среднезернистые выветрелые Березиты плотные Габбро измененные Крупнозернистые гнейсы, граниты, гранодиориты Джаспероиды дробленые и интенсивно трещиноватые Диабазы крупнозернистые Руды крупнозернистые магнетито-гематитовые Змеевики весьма плотные Известняки тонкозернистые, баритизированные плотные и доломитизированные очень плотные Кварцевые золотоносные жилы с большим содержанием сульфидов Кварциты трещиноватые минерализованные Липариты выветрелые среднезернистые Магнетиты окварцованные Меднопорфировые крупнозернистые руды Опоки кремнистые Пегматиты слюдяные оловосодержащие Перидотиты слабовыветрелые Песчаники плотные среднезернистые Пироксениты измененные Порфиры выветрелые среднезернистые кварцевые Рудовики оруденелые Сиениты среднезернистые Скарны слабовыветрелые Сланцы окварцованные глинистые, углисто-глинистые, хлоритовые, серицитовые, крепкие глинистые, песчанистые, филлиты Сульфидно-магнетитовые руды Титано-магнетитовые руды крупнозернистые Гуфопесчаники Плотные хромитовые руды в серпентинитах	5,00	5,86
XV	Альбитофиры Амфиболиты мелкозернистые Березиты окварцованные золотосодержащие Среднезернистые граниты, гранодиориты Джаспероиды трещиноватые Джеспилиты, затронутые выветриванием Диабазы среднезернистые Доломиты окварцованные Руды рассланцованные магнетитовые, гематитовые и окремненные бурые железняки Мраморы Кварц жильный трещиноватый Кератофиры неизменные Колчедан окварцованный Конгломераты из галек изверженных пород с кремнистым цементом Руды браунит-псиломелановые Мончикиты, не затронутые выветриванием Пироксениты оловосодержащие Руды полиметаллические мелкозернистые с преобладанием пирита Гранитпорфиры весьма плотные мелкозернистые кварцевые Руды свинцово-цинковые сурьмяные с прожилками кварца Скарны с орудением Сланцы аспидные Туфы порфировые Туффиты известковые пористые Туфобрекчии альбитофиры Филлиты	5,87	7,11

Таблица 2.6. (окончание)

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения I м скважины (шпура), мин	
		от	до
XVI	Альбитофиры кварцевые Базальты пористые Габбро среднезернистые Габбро-амфиболиты Среднезернистые гнейсы Диориты с включением рудных минералов Дуниты среднезернистые Магнетитовые руды с включением скарных минералов Известняки сильно окварцованные Кварцево-турмалиновые порошлы и кварцевые жилы с небольшим содержанием сульфидов Кварциты вторичные и с прослойками железной руды Кварциты мелкозернистые Колчеданы сильно окварцованные Лициариты мелкозернистые Руды браунитовые Перидотиты среднезернистые Песчаники среднезернистые Песчаники кремнистые Порфиры среднезернистые кварцевые Порфиры среднезернистые Роговики гидро-гематитовые Сидериты окремненные Скарны гранато-пироксеновые Фосфориты окремненные Хромитовые руды мелкозернистые	7,12	8,32
XVII	Альбитофиры плотные кварцевые Базальты среднезернистые Мелкозернистые габбро, граниты, гранодиориты Грейзены среднезернистые Джаспероиды сильно окремненные Джеспилиты плотные Диабазы мелкозернистые Диориты окварцованные Руды мелкозернистые магнетито-гематитовые Змиевики окремненные Известняки кремнистые Кварц жильный без сульфидов Микрокварциты с сульфидами Колчеданы тонкозернистые, окварцованные Пегматиты слабые Песчаники кремнистые плотные Порфиры очень плотные кварцевые Роговики с кварцево-турмалиновыми прожилками Сиениты плотные и нефелиновые Скарны датолитогеденбергитовые Сланцы кремнистые Трахиты среднезернистые Яшмы плотные	8,33	9,95
XVIII	Андезиты плотные Базальты мелкозернистые Гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые, окварцованные Мелкозернистые диориты Кварцевые брекчии с кварцевым цементом Микрокварциты с прожилками кварца Кератофиры мелкозернистые Песчаники плотные кварцитовидные Сиенит-порфиры Порфиры кварцевые Порфиры мелкозернистые весьма плотные Роговики железистые Сиениты весьма плотные мелкозернистые Скарны мелкозернистые Сланцы яшмовидные кремнистые Титано-магнетитовые руды мелкозернистые Трахиты мелкозернистые весьма плотные Яшмы весьма плотные	9,96	11,64
XIX	Альбитофиры сильноокварцованные мелкозернистые Весьма плотные андезиты, базальты Микрограниты Джеспилиты очень плотные Весьма плотные диабазы, диориты Руды плотные гематитовые, микрокварциты неизменные Колчеданные мелкозернистые окварцованные брекчиевидные руды Песчаники неизменные кварцитовидные Порфириты весьма плотные, совершенно не затронутые выветриванием Роговики весьма плотные железистые Скарны окремненные Титано-магнетитовые руды весьма плотные Яшмы неизменные	11,65	13,55
XX	Неизменные сливные андезиты, джеспилиты Базальты Железные руды неизменные гематито-сливные Кварц сливной Кремень Микрокварциты очень плотные сливные Роговики магнетито-рогово-обманковые и магнетитовые Скарны интенсивно окремненные Титано-магнетитовые неизменные — сливные руды Яшмы в высшей степени плотные — сливные	13,56	16,04

Таблица 2.7.
Классификация горных пород по СНиП—82

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Алевриты:			
низкой прочности	1500	До 2,6	IV
малопрочные	2200	2,7—3,4	V
Ангидрит прочный	2900	3,5—4,6	VI
Аргиллиты:			
плитчатые, малопрочные	2000	2,7—3,4	V
массивные, средней прочности	2200	3,5—4,6	VI
Бокситы средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
Гипс малопрочный	2200	< 2,6	IV
Глина			
мягкая и тугопластичная без примесей	1800	—	II
то же, с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора до 10 %	1750	—	II
то же, с примесью более 10 %	1900	—	III
полутвердая	1950	—	III
твердая	1950—2150	—	IV
Гравийно-галечные грунты при размере частиц, мм.			
< 80	1750	—	II
> 80	1950	—	III
Грунт растительного слоя.			
без корней и примесей	1200	—	I
с корнями кустарника и деревьев	1200	—	II
с примесью гравия, щебня, строительного мусора до 10 %	1400	—	II
Грунты вечно- и сезонномерзлые моренные, аллювиальные, делю- и пролювиальные отложения			
растительный слой, торф, заторфованные грунты	1150	—	IV
пески, супеси, суглинки и глина без примесей	1750	—	IV

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Грунты ледникового происхождения (моренные), аллю-, делю- и пролювиальные отложения.			
моренная глина с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	III
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
пески, супеси и моренные суглинки с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	II
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
грунты всех видов с содержанием крупнообломочных включений от 35 до 50 %	2100	—	V
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VI
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VII
пески, супеси, суглинки и глины с примесью гравия, дресвы и щебня до 20 % и валунов до 10 %	1950	—	V
моренные грунты аллювиальные, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений до 35 %	2000	—	V
пески, супеси и моренные суглинки с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	II
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
грунты всех видов с содержанием крупнообломочных включений от 35 до 50 %	2100	—	V
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VI
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VII
пески, супеси, суглинки и глины с примесью гравия, гальки, дресвы и щебня до 20 % и валунов до 10 %	1950	—	V
моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений до 35 %	2000	—	V

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНИПу
то же, с примесью гравня, гальки, дресвы, щебня, более 20 % и валунов более 10 %, гравийно-галечные и щебенисто-дресвяные грунты, а также моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений от 35 до 50 %	2100	—	IV
Грунты ледникового происхождения (моренные), аллю-, делю- и пролювиальные отложения			
моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VII
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VIII
Диабаз			
сильновыветрившийся, малопрочный	2600	6,3—8,5	VIII
слабовыветрившийся, прочный	2700	8,6—11,5	IX
не затронутый выветриванием, очень прочный	2800	11,6—15,4	X
Доломит			
мягкий, пористый выветрившийся, средней прочности	2700	3,5—4,6	VI
прочный	2800	4,7—6,2	VII
очень прочный	2900	6,3—8,5	VII
Дресва в коренном залегании (элювий)	2000	2,7—3,4	V
Дресвяный грунт	1800	< 2,6	IV
Змеевик (серпентин)			
выветрившийся, малопрочный	2400	2,7—3,4	V
средней прочности	2500	3,5—4,6	VI
очень прочный	2600	4,7—6,2	VII
Известняк			
выветрившийся, малопрочный	1200	2,7—3,4	V
мергелистый, средней прочности	2300	3,5—4,6	VI
мергелистый, прочный	2700	4,7—6,2	VII
доломитизированный, прочный	2900	6,3—8,5	VIII
окварцованный, очень прочный	3100	8,6—11,5	IX

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Кварцит			
сильновыветрившийся, средней прочности	2500	4,4—6,2	VII
средневыветрившийся, прочный	2600	6,3—8,5	VIII
слабовыветрившийся, очень прочный	2700	8,6—11,5	IX
невыветрившийся, очень прочный	2800	11,6—15,4	X
невыветрившийся, мелкозернистый, очень прочный	3000	15,5 и более	XI
Конгломераты и брекчии			
на глинистом цементе, средней прочности	2100	2,7—3,4	V
на известковом цементе, прочные	2300	3,5—4,6	VI
на кремнистом цементе, прочные	2600	4,7—6,2	VII
то же, очень прочные	2900	6,3—8,5	VIII
Коренные глубинные породы (граниты, гнейсы, диориты, сиениты, габбро и др)			
крупнозернистые, выветрившиеся и дресвяные, малопрочные	2500	2,7—3,4	V
среднезернистые, выветрившиеся, средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
мелкозернистые, выветрившиеся, прочные	2700	4,7—6,2	VII
среднезернистые, выветрившиеся, средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
мелкозернистые, выветрившиеся, прочные	2700	4,7—6,2	VII
крупнозернистые, не затронутые выветриванием, прочные	2800	6,3—8,5	VIII
среднезернистые, не затронутые выветриванием, очень прочные	2900	8,6—11,5	IX
мелкозернистые, не затронутые выветриванием, очень прочные	3100	11,6—15,4	X
порфиновые, не затронутые выветриванием, очень прочные	3300	15,5 и более	XI
Коренные излившиеся породы (андезиты, базальты, порфириты, трахиты и др)			
сильновыветрившиеся, средней прочности	2600	4,7—6,2	VII
слабовыветрившиеся, прочные	2700	6,3—8,5	VIII
со следами выветривания, очень прочные	2800	8,6—11,5	IX
без следов выветривания, очень прочные	3100	11,6—15,4	X
то же, очень прочные	3300	15,5 и более	XI

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Кремень, очень прочный	3300	15,5 и более	XI
Лесс			
мягкопластичный	1600	—	I
тугопластичный	1800	—	II
твердый	1800	—	III
Мел			
низкой прочности	1550	< 2,6	IV
малопрочный	1800	2,7—3,4	V
Мергель			
низкой прочности	1900	До 2,6	IV
малопрочный	2300	2,7—3,4	V
средней прочности	2500	3,5—4,6	VI
Мрамор прочный	2700	4,7—6,2	VII
Опока	1900	< 2,6	IV
Пемза	1100	2,7—3,4	V
Песок			
без примесей	1600	—	I
то же, с примесью гальки, щебня, гравия или строительного мусора до 10 %	1700	—	II
барханный и дюнный	1600	—	II
Песчаник			
выветрившийся, малопрочный	2200	2,7—3,4	V
глинистый, средней прочности	2300	3,5—4,6	VI
на известковом цементе, прочный	2500	4,7—6,2	VII
на известковом или железистом цементе, прочный	2600	6,3—8,5	VIII
на кварцевом цементе, очень прочный	2700	8,6—11,5	IX
кремнистый, очень прочный	2700	11,6—15,4	X
Ракушечник			
слабосцементированный, низкой прочности	1200	< 2,6	IV
сцементированный, малопрочный	1800	2,7—3,4	V

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Сланцы			
выветрившиеся, низкой прочности	2000	< 2,6	IV
глинистые, малопрочные	2600	2,7—3,4	V
средней прочности	2800	3,5—4,6	VI
окварцованные, прочные	2300	4,7—6,2	VII
песчаные, прочные	2500	6,3—8,5	VIII
окремнелые, очень прочные	2600	11,6—15,4	X
кремнистые, очень прочные	2600	> 15,5	XI
Солончак и солонец			
пластичные	1600		II
твердые	1800	< 2,6	IV
Суглинок			
мягкопластичный без примесей	1700	—	I
то же, с примесью гальки, щебня, гравия или строительного мусора до 10 % и тугопластичный без примесей	1700	—	I
мягкопластичный с примесью более 10 %, тугопластичный с примесью до 10 %, а также полутвердый и твердый без примеси и с примесью до 10 %	1750		II
полутвердый и твердый с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора более 10 %	1950	—	III
Супесь пластичная без примесей, твердая без примесей, а также пластичная и твердая с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора до 10 %	1650	—	I
Торф			
без древесных корней	800—1000	—	I
с древесными корнями толщиной 30 мм	850—1000	—	II
то же, более 30 мм	900—1200	—	II
Трепел			
низкой прочности	1550	< 2,6	IV
малопрочный	1770	2,7—3,4	V
Туф	1100	2,7—3,4	V

Таблица 2.7. (окончание)

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП154В), мин	Группа грунта или породы по СНИПу
Чернозем			
пластичный	1300	—	I
пластичный с корнями кустарника	1300	—	II
твердый	1200	—	III
Щебень			
при размере частиц до 40 мм	1750	—	II
при размере частиц до 150 мм	1950	—	III
Шлак			
котельный рыхлый	700	—	I
котельный слежавшийся	700	—	II
металлургический выветрившийся	700	—	III
металлургический неветрившийся	1500	< 2,6	IV

Таблица 2.8.

Классификация горных пород по трудности разрушения (по В.В. Ржевскому)

Класс	Категория	Примеры пород
I Полускальные, плотные и мягкие породы $P_p=1-5$	1—2	Супеси, суглинки, глины, мергель, угли бурые и каменные мягкие и средней крепости, выветрелые аргиллиты, алевролиты
	2—3	Сланцы песчанистые, фосфориты, антрациты и другие крепкие угли, алевролиты плотные, аргиллиты
	3—4	Сульфидные руды, перидотиты серпентизированные, пироксениты, сланцы карбонатно-глинистые, гипсо-ангидриты, глинистые доломиты, сидериты
	4—5	Известняки, глинистые сланцы, порфириды ороговикованные, ангидриты, песчаники с глинистым цементом, габбро-норнты, мартиты пористые
II Легкоразрушаемые скальные породы $P_p=5,1-10$	5—6	Аргиллиты тонкозернистые весьма плотные, доломиты, апатито-нефелиновая руда, порфириды диабазовые, сланцы песчанистые мраморизованные, песчаники серые
	6—7	Известняки, скарны магнетит-гранатовые, кварциты ожелезненные пористые, габбро-нориты, перидотиты серпентизированные, сиенит-порфиры
	7—8	Порфириды эпидотизированные, базальты, фосфориты, граниты крупно- и среднезернистые, диабазы, пегматиты, скарны, гнейсы и гранодиориты крупнозернистые, сиениты среднезернистые
	8—9	Гнейсы гранат-биотитовые, гранит-порфиры, кварциты железистые полуокисленные, песчаники мелкозернистые, халькопириты, гранито-гнейсы, гранат-магнетитовые скарны, мергель кремнистый, порфириды диабазовые, доломиты оруденелые
	9—10	Магнетитовые руды, роговики оруденелые, пирротины, гранатовые скарны, лабрадориты, песчаники окремненные, гранат-магнетитовые скарны, базальты пористые

Продолжение табл. 2.8.

Класс	Категория	Примеры пород
III Скальные породы средней трудности разрушения $P_p=10,1-15$	10—11	Граниты мелкозернистые, гранито-гнейсы, кварциты, диориты, порфири- ты, долериты, базальты среднезернистые, гранодиориты
	11—12	Железистые кварциты, габбро-диабазы, брекчии роговиково-кварцевые, гнейсы и граниты мелкозернистые, пироксен-гранатовые скарны
	12—13	Габбро, граниты, кварциты железистые, кварцевые порфиры, уртиты, ан- дезиты плотные, песчаники оруденелые, джеспилиты плотные, грейзены
	13—14	Кварциты безрудные, скарны, кварцевые джеспилиты, мелкозернистые габбро, альбитофиры плотные, сиенит-порфиры
	14—15	Базальты лабрадорские, роговики железистые, руды мелкозернистые маг- нетито-гематитовые
IV Трудноразрушаемые скальные по- роды $P_p=15,1-20$	16—18	Скарны сканолитовые, диорит-порфириды, андезитовые порфириды, рого- вики, сканированные пироксеном, гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые окварцованные
	18—20	Скарны окремненные, диорит-порфириды, скарнированные пироксеном роговики, нефриты, альбитофиры сильно окварцованные мелкозернистые, джеспилиты очень плотные, базальты мелкозернистые, андезиты весьма плотные
V Весьма трудноразрушаемые скаль- ные породы $P_p=20,1-25$	20—25	Микрокварциты очень плотные сливные, скарны интенсивно окремнен- ные, кварц сливной, неизменные сливные андезиты, джеспилиты, базаль- ты, кремль, микрограниты, железные руды неизменные гематитослив- ные

Таблица 2.9.

Значения коэффициента $k_{тр}$, учитывающего трещиноватость горных пород в масси-
ве при определении показателя трудности разрушения породы P_p

Категория пород по трещиноватости	Средний размер структурного породного блока, см	Породы и типичные горно-геологические условия	Значения $k_{тр}$
I Чрезвычайно трещиноватые	< 10	Сильновветрелые осадочные и метаморфические полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 70$ МПа) в зонах интенсивных тектонических нарушений, полускальные и скальные нарушенные породы (после взрывания) в верхней части нижележащего уступа высотой 2—6 м	0,005—0,1
II Сильнотрещиноватые	10—20	Слоистые и сланцевые осадочные и метаморфические полускальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 70$ МПа) и наименее прочные скальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 100$ МПа) породы в геосинклинальных областях	0,2—0,3
	20—50	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 70$ МПа), магматические и метаморфические скальные породы средней прочности ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p = 100-150$ МПа) в зонах сильных тектонических нарушений	0,4—0,5
III Среднетрещиноватые	50—70	Слоистые и сланцеватые осадочные и метаморфические полускальные и скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 100$ МПа) в платформенных областях, массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 70$ МПа) в зонах умеренной тектонической деятельности	0,6—0,7
	70—100	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p < 70$ МПа) в платформенных областях, магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p = 100-150$ МПа) в зонах умеренной тектоники	0,7—0,8

Таблица 2.9 (окончание)

Категория пород по трещиноватости	Средний размер структурного породного блока, см	Породы и типичные горно-геологические условия	Значения $k_{тр}$
IV. Малотрещиноватые	100-120	Скальные осадочные, метаморфические и магматические породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p = 100+150$ МПа) в платформенных областях	0,8—0,9
	120—150	Магматические, метаморфические и осадочные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p = 150+200$ МПа) в платформенных областях; периферийные части эффузивов	0,9—0,95
V. Практически монолитные	> 150	Магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_p \geq 200+250$ МПа) в платформенных областях; центральные части молодых эффузивов; исключительно крупноблочные песчаники и известняки	0,95—1,0
Примечание. У раздельнозернистых пород типа песков значение $k_{тр}$ близко к нулю.			

Таблица 2.10.

Классификация горных пород по буримости (по В. В. Ржевскому)

Класс	Категория	Примеры пород
I. Легкобуримые $P_6=1+5$	1—2	Глина сланцеватая, галечно-щебенистые породы, марганцевые окисленные руды, мергель глинистый, угли мягкие, мерзлые песок, супесь, торф
	2—3	Алевролиты и аргиллиты слабосцементированные, выветрелые доломиты, известняки оталькованные, сланцы углистые, гипс пористый, песчаники слабосцементированные песчано-глинистым цементом, мерзлые тяжелые суглинки, жирные глины, дресва и породы категории 1
	3—4	Алевролиты плотные глинистые, гипс плотный, доломиты неизменные, мармитовые и другие железные руды мягкие, змеевики оталькованные, известняки мягкие, ракушечник, глины отвердевшие, угли выше средней крепости, мерзлые породы категории 2
	4—5	Аргиллиты средней плотности, алевролиты песчано-глинистые, антрациты и другие крепкие угли, колчеданы зоны выщелачивания, свинцово-цинковые окисленные руды, совершенно выветрелые каолинизированные граниты, гранодиориты, диориты, мерзлые породы категории 3
II Средней трудности бурения $P_3=6-10$	5—6	Гипсоангидрит, руды бурожелезняковые оолитовые, песчаники с глинистым цементом, брекчии рудные, апатит сахаровидный, аргиллиты плотные, алевролиты с кварцевыми включениями, бокситы слабоуплотненные, сильновыветрелые граниты, дуниты, амфиболиты
	6—7	Доломиты плотные, аргиллиты весьма плотные, ангидриды, руды гематитовые и мармитовые, сульфидные свинцово-цинковые и медно-никелевые руды, выветрелые андезиты, апатито-нефелиновая руда
	7—8	Амфиболиты среднезернистые, кварцево-карбонатные породы, фосфориты пластовые, песчаники аркозовые медные, андезиты крупнозернистые выветрелые
	8—9	Габбро измененные, скарны выветрелые, колчедан медный, березиты плотные, андезиты плотные, андезиты среднезернистые выветрелые
	9—10	Крупнозернистые гнейсы, граниты, гранодиориты, диабазы, сиениты среднезернистые, змеевики плотные

Таблица 2.10. (окончание)

Класс	Категория	Примеры пород
III Труднобури- мые II ₆ -11-15	11—12	Среднезернистые граниты и гранодиориты, амфиболиты мелкозерни- стые, альбитофиры неизмененные, мрамор, сланцы аспидные
	12—13	Доломиты и березиты окварцованные, песчаники мелкозернистые с изве- стковым цементом, альбитофиры кварцевые, габбро-амфиболиты
	14—15	Базальты пористые, габбро и гнейсы среднезернистые, песчаники крем- нистые, фосфориты окремненные, известняки кремнистые, кварциты мелкозернистые
IV Весьма труд- нобуриемые II ₆ -16-20	16—17	Базальты среднезернистые, мелкозернистые габбро, граниты, гранодио- риты, альбитофиры плотные кварцевые, джеспилиты плотные, грейзены среднезернистые, микрокварциты с сульфидами
	18—20	Роговики железистые, диориты мелкозернистые, андезиты плотные, гнейсы плотные, гнейсы биотитовые, биотитгранатовые и пироксеновые окварцованные, базальты мелкозернистые, железистые руды мелкозер- нистые магнетито-гематитовые
V Исключительно труднобури- мые II ₆ -21-22	21—22	Скарны окремненные, микрограниты, альбитофиры сильноокварцован- ные мелкозернистые, весьма плотные андезиты, базальты, диабазы и ди- ориты, джеспилиты очень плотные
	23—25	Кремень, кварц сливной, микрокварциты очень плотные сливные, скар- ны интенсивно окремненные, неизмененные сливные андезиты, джеспил- литы, базальты, железные руды неизмененные гематитосливные, яшмы наиболее плотные

Предел прочности при сдвиге $\sigma_{сдв}$ крепких пород определяется редко. Приблизительное его значение можно рассчитывать по формуле

$$\sigma_{сдв} = 0,5\sqrt{\sigma_{сж}\sigma_p}.$$

При выборе взрывчатого вещества (ВВ), диаметра скважин, расстояния между ними, размера заряда кроме проч-
ности при растяжении и сжатии важны
показатели вязкости горных пород (табл.
2.11), их трещиноватости (табл. 2.12),
акустической жесткости и плотности, оп-
ределяющие энергоемкость взрывного
разрушения (табл. 2.13).

Трудность экскавации также зависит
от ряда характеристик подготовленного
для этой цели массива. К ним относятся
степень дробления, плотность породы, со-
стояние массива (талые, мерзлые и т.п.),
интегрально определяющие сопротивле-
ние черпанию и трудность разработки
массива (табл. 2.14, 2.15). Интенсивность
изнашивания зубьев экскаватора связана
с абразивностью горных пород. Высокие

ее значения приводят к быстрому изна-
шиванию элементов транспортных
средств и дробильных агрегатов.

Устойчивость бортов карьеров и усту-
пов (табл. 2.16) определяется величинами
сцепления и угла внутреннего трения в
монолите и по поверхностям ослабления
(трещины, контакты слоев). Здесь особен-
но важно знать ослабляющее влияние
трещиноватости.

По данным Г. Л. Фисенко для поверх-
ностей, не совпадающих с поверхностями
ослабления, по результатам натуральных ис-
пытаний установлена зависимость между
сцеплением в образце и в массиве породы:

$$C_m = \frac{C}{1 + a \ln H/l},$$

где C_m и C — сцепление соответственно в
массиве и образце; a — коэффициент, за-
висящий от прочности породы в образце и
от характеристики трещиноватости (табл.
2.17); H/l — отношение высоты борта к сред-
нему размеру элементарных блоков.

Углы внутреннего трения (градус) гор-
ных пород различного литологического
наименования (по Г. Л. Фисенко) приве-
дены ниже

Таблица 2.11

Классификация горных пород по реологическим свойствам (по Б.М. Усаченко, К.П. Шкуриной, Г.Н. Фаламову)

Класс ползучести	Горная порода	Коэффициент крепости по М.М. Протодяконову	Реологические показатели			Степень ползучести
			χ/β	$a, \%$	$\eta, \text{Па с}$	
I	Известняки, песчаники, песчаные сланцы, алевролиты на карбонатном и кремнисто-карбонатном цементе	> 10	< 0,16	< 20	$10^{19}-10^{20}$	Весьма слабая
II	Песчаники, песчаные сланцы и алевролиты, аргиллиты на кремнисто-глинистом, глинисто-карбонатном цементе	5—10	0,16—0,25	20—30	$10^{18}-10^{19}$	Слабая
III	Песчаники, песчано-глинистые и глинистые сланцы, алевролиты на слюдисто-карбонатно-глинистом и слюдисто-глинистом цементе, аргиллиты	3—5	0,25—0,4	30—60	$10^{17}-10^{18}$	Средняя
IV	Выветрелые песчаники, песчано-глинистые сланцы, глинистые и углито-глинистые сланцы, алевролиты на глинистом цементе, аргиллиты	1,5—3	0,4—0,63	60—150	$10^{15}-10^{17}$	Сильная
V	Глинистые сланцы, "кучерявчики", аргиллиты, уплотненные глины	< 1,5	0,63—1,0	> 150	$10^{14}-10^{15}$	Весьма сильная

Примечание. χ и β — реологические параметры горных пород, $a = \frac{\epsilon_t - \epsilon_0}{\epsilon_0}$, ϵ_t — деформация на конечный момент времени t , ϵ_0 — упругая деформация, η — эффективная вязкость

Скальные и полускальные породы

Кварцевые порфириды, сиениты,	
гранодиорит порфиры, вторичные кварциты,	
песчаники	35—37
Бурый уголь	36
Известняки, метаморфические	
кристаллические сланцы, порфириды,	
серпентиниты, алевролиты	31—33
Выветрелые и каолинизированные	
гранодиориты, сиениты, диориты,	
гранодиорит-порфиры	30—31
Филлиты, глинистые сланцы, габбро-диабазы,	
аргиллиты	26—27

Несвязные и глинистые породы

Щебень	40
Гравий и галька	38
Пески кварцевые и полевошпатовые	
крупнозернистые	36
среднезернистые	34
мелкозернистые	32
Пески слюдистые	28
Глины песчаные гидрослюдистые, опоковые	30—31
Лессовидные суглинки, лессы,	
красно-бурые глины	26—29
Песчаные каолиновые глины	22—25
Гидрослюдистые жирные глины	20—22
Песчаные слюдистые глины	17—20
Каолиновые жирные глины	16
Монтмориллонитовые глины	10—20

Таблица 2.12.

Категория массивов горных пород по степени трещиноватости Межведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности)	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель трещиноватости	Содержание (%) в массиве отдельных размеров, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	0—0,1	< 10	~ 0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1—0,5	0,1—0,25	10—70	< 30	< 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5—1,0	0,25—0,4	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0—1,5	0,4—0,6	100	80—100	40—100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	> 1,5	0,6—1,0	100	100	100

Таблица 2.13.

Группы пород по трудности взрывания (по Г.П. Демидюку)

Группа породы	Характеристика пород	Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову	Удельная энергоемкость взрывного разрушения A_p , МДж/м ³
1	Мягкие	1—2	3,36
2	Средние, легковзрываемые	3—4	4,20
3	Довольно крепкие, средневзрываемые	5—8	4,60
4	Крепкие трудновзрываемые	9—12	5,88
5	Очень крепкие, весьма трудновзрываемые	13—16	7,14
6	В высшей степени крепкие, трудновзрываемые	17—20	7,98

Примечание. Значения A_p приведены для энергии, перешедшей в полную идеальную работу взрыва при $r/h=1$, где r — радиус открытой воронки взрыва, h — глубина заложения центра заряда (его ЛН С — h)

Таблица 2.14.
Категории горных пород по трудности экскавации
(ЕНВ на открытые горные работы, 1989 г.)

Категория пород по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м ³	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
Способ разработки			
Без предварительного рыхления			
I	Горф и растительный грунт с корнями диаметром до 30 мм	1000—1250 (1600)	16—25 (60)
	Плотный растительный грунт с корнями	1400	
	Песок	1500	
	Супесок	1600	
	Песок и растительный грунт со щебнем или галькой	1650	30—100
	Пески глауконитовые, кварцево-полевошпатовые и др	1800—2100	
	Лессовидный суглинок	1600	
	Окисленные марганцево-песчанистые руды	1500	
	Гравий, галька и щебень размером до 40 мм	1750	
Алевролиты	1500		
II	Бентонитовая глина	1200—1300 (1800)	120 (150)
	Торф и растительный грунт с корнями диаметром свыше 30 мм	1400—1500	125
	Слабые (мягкие) бурые и каменные угли	1150—1450	150
	Контрониты и контронитизированные породы и руды	1600—1800	150
	Мягкий мел	1500—2200	170
	Тяжелый плотный суглинок	1750	160
	Плотная ашаритовая руда	1700	160
	Трепел	1650	150
	Мягкие бурые железняки и мягкие змеевики	1750	160
	Жирная глина и слабые карбонатные марганцевые руды	1800	160
	Дресва изверженных пород, скарнов и мармитовых руд	1800—2200	190
	Лесс с гравием и галькой	1800	170
	Супесок и суглинок с примесью щебня и гальки	1900	180
	Продукты разрушения ультраосновных пород, в том числе слабый скалит	1900	180
	Валунистые охристые руды	1900	180
	Окисленные марганцевые руды	2000	

Продолжение табл. 2.14.

Категория пород по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м ³	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Кварцево-глауконитовые пески с желваками фосфорита	2000—2100	200
С частичным рыхлением — взрыванием			
III	Тuff и пемза	1150 (2000)	210 (250)
	Крепкие бурые и каменные угли	1500—1750	170
	Сетчатые змеевики слаборазрушенные	1800—1800	220
	Глинисто-углистые сланцы	1750	220
	Плотная глина	1800	220
	Известняк-ракушечник, разрушенные кристаллические и валунистые известняки	1500—2200	230
	Плотный отвердевший лесс и отвердевший солончак	1800	230
	Рыхлая хромитовая руда, разрушенные дуниты и перидотиты	1800—2400	250
	Мягкий мергель, опоковидный песчаник и слабоцементированный конгломерат	1900	280
	Крупная галька размером до 900 мм чистая или с примесью валунов массой до 10 кг	1950	280
	Крепкий плитчатый аргиллит	1800—2200	200
	Морена с примесью крупных валунов	2000	290
	Плотный мел	2000—2800	290
	Плотные бурые железняки	2000	290
	Сланцевая тяжелая ломовая глина	2000	290
	Бейделлитовые глины и выщелоченные серпентины	1900—2200	290
	Глины и тяжелый суглинок с валунами массой до 50 кг	2000	290
	Глинистый сильнотрещиноватый выветрелый песчаник, выветрелые диабазы	2000	290
	Слабые бокситы	2000	290
	Плотные белые, серые гипсы	2200	
	Крепкие алевролиты	2200	290
	Плотные монолитные карбонатные марганцевые руды	2100—2500	290
Рыхлые мармитовые руды с прослойками крепких пород	2800—3500	300	
Каменный уголь с прослойками углистых сланцев, глин и "плиты"	1800—2200	280	

Продолжение табл. 2.14.

Категория породы по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м ³	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Брекчиевидная баритовая руда	2500	280
	Сильно ожелезненные и окремненные сланцы	2060—2150	
Со сплошным рыхлением — взрыванием			
IV	Фосфоритная плита	2350 (2500)	310 (325)
	Крепкие бокситы	2500	320
	Андезиты	2300—2400	—
	Крепкие магнетитовые скарны	2500	320
	Крепкие песчаники на кремнистом, известковом и кварцевом цементе	2300—2500	320
	Окварцованные монзониты, змеевика и серпентиниты	2500-2700	330
	Массивный аргиллит	2100—2300	300
	Крепкие роговообманковые, хлоритовые и талькохлоритовые сланцы	2500—2900	340
	Крепкие мраморизованные известняки, плотный доломит	2500—2700	—
	Туфогенные породы, порфириты и кератофиры	2500—2700	330
	Крупно- и среднезернистые граниты, габбро, сиениты, диориты, диабазы, гранодиориты	2600—2800	340
	Мартитовые, гидротематитовые и магнетитовые бедные руды	2850	350
	Уортиты и ийолиты	2900—3000	350
	Сфеновая руда	3100	350
	Медные (порфиновые, молибденовые и песчанистые) руды	2500—2800	350
	Плотные железистые роговики	2150—3000	350
	Плотный кристаллический магнетит	2900—3000	350
	Медно-никелевые руды	3000	350
Свинцово-цинковые руды	2900	350	
V	Крепкие мелкозернистые граниты, сиениты, габбро, гранодиориты, дунитовые серпентиниты, габбродиабазы, габбродиориты	3100—3300 (3500)	370 (400)
	Мелкозернистые хромовитые руды и пироксениты	2800—3800	380
	Мелкозернистые крепкие магнетитовые и магнетито-мартитовые руды	3400	380
	Плотные сидерито-мартитовые руды	3500	380

Таблица 2.14. (окончание)

Категория пород по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м ³	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Джеспилиты	3400—3500	380
	Мелкозернистая магнетито-гематитовая руда	3600—3800	350
	Массивные брекчиевидные колчеданные руды	3600—4200	420
	Магнитные железняки с прослойками скарна	3800—4200	430
	Свинцово-цинково-баритовые руды	3100—4300	420

Таблица 2.15.

Категории горных пород по трудности разработки одноковшовыми экскаваторами

Категория	Горная порода	Коэффициент трудности разработки
I	Сыпучие пески, легкие супески, легкий растительный грунт	1,0
II	Песчанистые суглинки, легкий гравий, рыхлый лесс, растительная земля с корнями кустарников	1,3
III	Глины, суглинки, средний гравий, средней плотности лесс, растительная земля с корнями деревьев	1,7
IV	Тяжелые глины, суглинки и лесс, сухие солончаки, крепкий гравий, трепел, мел, металлургические шлаки, цементированный мусор	2,6
V	Слабые каменные породы	5,3

Таблица 2.16.

Классификация горных пород по их устойчивости в бортах карьеров (по Г.Л. Фисенко)

Категория породы	Общая характеристика	Основные представители пород данной группы	Основные показатели устойчивости откосов
I — крепкие (скальные)	$\sigma_{сж} > 80$ МПа, слаботрещиноватые, слабоветрелые, не набухают, в бортах карьеров не подвергаются пластическим деформациям	Невыветрелые и слабоветрелые изверженные и метаморфические породы, кварцевые песчаники, известняки и кремнистые конгломераты	Характеристики сопротивления по поверхности ослабления ρ' и C' и элементы залегания этих поверхностей
II — средней крепости (полускальные)	$\sigma_{сж} = 8-80$ МПа, трещиноватые, интенсивно выветриваются, не набухают, не размокают, непластичны	Выветрелые разновидности изверженных и метаморфических пород, глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковые песчаники, аргиллиты, алевролиты, мергель, известковистые конгломераты и брекчии, известняк-ракушечник, угли	Характеристики прочности пород в образце ρ и C и по поверхностям ослабления ρ' и C' , элементы залегания поверхностей ослабления, характер и интенсивность трещиноватости

Таблица 2.16. (окончание)

Категория породы	Общая характеристика	Основные представители пород данной группы	Основные показатели устойчивости откосов
III — слабые (глинистые)	$\sigma_{сж} < 8$ МПа, набухают, пластичные, интенсивно выветриваются и осыпаются, оползают	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические, а так же выветрелые разности осадочных пород II группы, все разновидности глин, супесей и суглинков, глинистые пески и галечники, мел, лесс, делювиальные и моренные отложения	Характеристики ρ , C , ρ' и C' , интенсивность трещиноватости, залегание поверхности ослабления, водонасыщенность и напорные воды
IV — несвязные (сыпучие)	Сцепление отсутствует, углы внутреннего и естественного откоса изменяются в пределах 28-38°, пластически не деформируются, не размокают и не оползают	Каменистые и щебеночные накопления у основания откоса пород I и II групп, чистые галечники и пески	Угол внутреннего трения (или угол естественного откоса), зависящий от коэффициента трения по поверхности частиц (обломков) и от их формы
V — илы и пльвуны	Сцепление менее 0,02 МПа, в водонасыщенном состоянии внутреннее трение отсутствует	Современные илесто-глинистые озерные, болотные и лагунные осадки, рыхлые водонасыщенные пылеватые пески и глины, водонасыщенные почвы, заторфленные осадки, водонасыщенные легкие и пылеватые суглинки	В откосах высотой более 3—5 м неустойчивы, не могут служить устойчивым основанием отвалов
Примечание. $\sigma_{сж}$ — сопротивление породы одноосному сжатию, ρ и ρ' — углы внутреннего трения соответственно в образце и породы по поверхности ослабления; C и C' — сцепление породы соответственно в образце и по поверхности ослабления			

Таблица 2.17.
Коэффициенты a для различных пород

Группа породы	Порода и характер ее трещиноватости	Сцепление в образце, МПа	Коэффициент a
III	Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения, сильновыветрелые полностью каолинизированные изверженные	0,4—0,9	0,5
	Уплотненные песчано-глинистые в основном с нормальносекущей трещиноватостью	1,0—2,0	2
II	Сильнокаолинизированные изверженные	3,0—8,0	2
	Уплотненные песчано-глинистые с развитой косесекущей трещиноватостью; каолинизированные изверженные	3,0—8,0	3
	Средней крепости слоистые, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	10,0—15,0 15,0—17,0 17,0—20,0	3 4 5
I	Крепкие, преимущественно с нормально секущей трещиноватостью	20,0—30,0 > 30,0	6 7
	Крепкие изверженные с развитой косесекущей трещиноватостью	> 20,0	10

2.3. Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям

Классы горных пород по прочностным свойствам, категории буримости и группы по СНиПу сравнивались с коэффициентами крепости шкалы проф. М. М. Протодяконова (табл. 2.18), как наиболее широко используемой в практической деятельности горных предприятий стран СНГ.

Надежные корреляционные связи между различными классификационными признаками горных пород отсутствуют, поэтому даются лишь приближенные сравнения. Наиболее тщательно взаимосвязи устанавливались между коэффициентами крепости по проф. М. М. Протодяконову и пределом прочности горной породы при одноосном сжатии. Со ссылкой

на М. М. Протодяконова часто использовалась формула

$$f = \sigma_{сж} / 10,$$

где f — коэффициент крепости по М. М. Протодяконову; $\sigma_{сж}$ — предел прочности при одноосном сжатии, МПа

Однако в последующие годы вследствие совершенствования методов определения и технологии изготовления испытываемых образцов получены более высокие и точные данные о прочности горных пород. Поэтому после тщательного анализа Л. И. Барон предложил следующее соотношение

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{30} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{3}},$$

которое и было использовано при сравнении коэффициентов крепости с пределами прочности в сопоставительной табл. 2.18.

Таблица 2.18.
Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям

Категория	Степень крепости	Горная порода	Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову (см. табл. 2.1)
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец Менее крепкие пещели указанные выше кварциты Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы Очень крепкие песчаники и известняки Кварцевые рудные жилы Крепкий конгломерат Очень крепкие железные руды	10
IIIa	"	Известняки (крепкие) Некрепкий гранит Крепкие песчаники Крепкий мрамор Доломит Колчедан	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник Железные руды	6
IVa	"	Песчанистые сланцы Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец Некрепкие песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	"	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс Мерзлый грунт, антрацит Обыкновенный мергель Разрушенный песчаник, цементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	"	Щебенистый грунт Разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос — глинистый грунт	1,0
VIIa	"	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс, другие разжиженные грунты	0,3

Продолжение табл. 2.18.

Предел прочности, МПа		Контактная прочность, МПа (см. табл. 2.5)	Категория пород по единой классификации (см. табл. 2.6)	Группа пород по СНиП—82 (см. табл. 2.7)
при одноосном сжатии (см. табл. 2.2)	при одноосном растяжении (см. табл. 2.3)			
> 270	> 40	> 5600	XX	XI
		4500—5600	XIX	
			XVIII	X
			XVII	
180—270	27—40	3400—4500	XVI	IX
120—180		2450—3400		
	80—120	18—27	1750—2450	XV
12—18			1250—1750	XIV
		XIII	VII	
		XII		
52—80	8—12	900—1250	XI	VI
35—52	5,2—8,0	650—900	X	
			IX	
23—35	3,5—5,2	500—650	VIII	V
		400—500		
15—23	2,3—3,5	300—400	VIII	IV
	1,5—2,3		VII	
10—15	1,0—1,5	< 300	VI	III
6—10	0,6—1,0		V	
	0,4—0,6			
4—6	< 0,4		IV	
< 4			III	
	II		II	
	I			
				I

Список литературы

1. Горная энциклопедия в 5-ти томах. Том 2. — М : Советская энциклопедия, 1986. — с. 141.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. — М : Недра, 1985.
3. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Часть 2. — М.: НИИтруда, 1989.
4. Барон Л.И. Коэффициенты крепости горных пород. — М.: Наука, 1972.

3

Главные параметры карьера

3.1. Границы открытых разработок (предельная глубина)

При выборе способа разработки в практике встречается четыре случая:

1. Целесообразность разработки месторождения открытым способом очевидна (мощные горизонтальные и пологие залежи, расположенные на небольшой глубине от поверхности);

2. Целесообразность разработки месторождения подземным способом очевидна (маломощные залежи, расположенные на большой глубине от поверхности);

3. Разработка месторождения возможна открытым или подземным способом (мощные залежи при большой толщине покрывающих вскрышных пород);

4. Возможность применения комбинированной разработки месторождения, т.е. разработки части (как правило, верхней) месторождения открытым способом, а остальной части (глубинной) — подземным способом (залежи полезного ископаемого, выходящие непосредственно на поверхность, и крутые с большой глубиной падения, реже — горизонтальные и пологие, прикритые небольшой толщиной наносов в долине и мощной толщиной покрывающих пород в нагорной части).

В первом, втором и третьем случаях вопрос о разграничении способов разработки отсутствует. Однако для оконтуривания карьерных полей (и участков) в первом и третьем случаях необходимо определять граничные коэффициенты вскрыши.

В четвертом случае должны быть установлены границы между открытыми и подземными работами.

Основным критерием при определении границ открытых разработок является граничный коэффициент вскрыши, на основе сравнения которого с другими видами коэффициента вскрыши определяется предельная (конечная) глубина открытых работ и производится оконтуривание карьерных полей. Наибольшее распространение в мировой практике проектирования карьеров получил метод определения конечных границ карьеров, основанный на сравнении граничного и контурного коэффициентов вскрыши.

3.1.1. Виды коэффициента вскрыши

Для оценки пригодности месторождения к разработке открытым способом и определения экономически целесообразной глубины открытых работ, а также для планирования горных работ, расчета требуемого количества горнотранспортного оборудования на период эксплуатации и текущего планирования производственной себестоимости полезного ископаемого служит коэффициент вскрыши.

Под коэффициентом вскрыши k понимают количество вскрышных пород, исчисляемое на единицу полезного ископаемого при разработке открытым способом. Коэффициент вскрыши носит название весового, если вскрышные породы и полезное ископаемое измеряются в тоннах (т/т), и объемного, если они измеряются в кубических метрах ($\text{м}^3/\text{м}^3$). Коэффициент вскрыши измеряют также отношением объема вскрышных пород к 1 т полезного ископаемого ($\text{м}^3/\text{т}$).

В производственной практике, исследованиях и проектировании находят при-

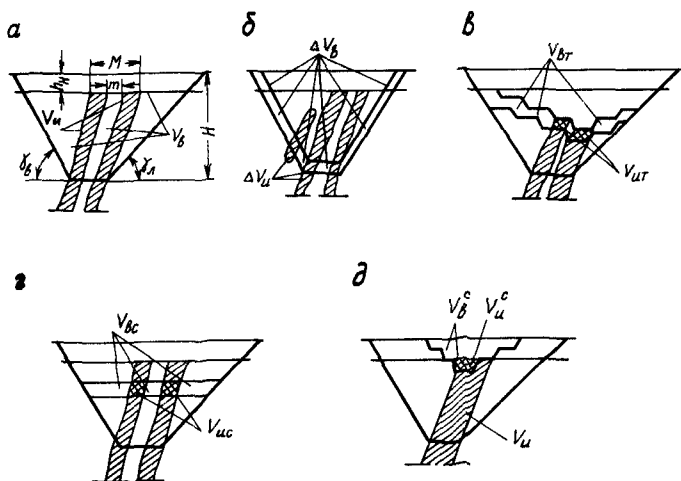


Рис. 3.1. Схема к расчету коэффициента вскрыши:

а — среднего; *б* — контурного; *в* — текущего; *г* — слоевого; *д* — эксплуатационного и первоначального

менение все три вида измерений коэффициента вскрыши.

Различают следующие виды коэффициента вскрыши: граничный, средний, контурный, текущий, слоевой, эксплуатационный, первоначальный и плановый.

Граничный коэффициент вскрыши — максимально допустимый по условию экономичности открытых разработок коэффициент вскрыши. По величине он соответствует объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономичности открытых горных работ. Граничный коэффициент вскрыши называют еще предельным, допустимым, экономически допустимым и иногда критическим, экономическим, расчетным и т.п.

По величине граничного коэффициента $k_{гр}$ вскрыши устанавливают границы открытых горных работ.

Средний коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород (m^3) в конечных контурах карьера или его участка к объему полезного ископаемого (m^3) в этих же контурах или на этом же участке (рис. 3.1, *а*),

$$k_{ср} = V_b / V_n,$$

где V_b и V_n — общий объем соответственно вскрышных пород и полезного ископаемого в конечных контурах карьера (или его участка), m^3 .

Если значения V_b и V_n получены по материалам геолого-разведочных работ, то $k_{ср}$ называют *геологическим*.

В проектной практике рассчитывают действительные значения V_b в конечных контурах карьера и V_n за вычетом потерь; в этом случае $k_{ср}$ называют также *промышленным*.

Контурный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород (m^3), прирезаемых к карьере при увеличении глубины его в процессе проектирования на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого (m^3) в этом слое (уступе),

$$k_k = \Delta V_b / \Delta V_n,$$

где ΔV_b и ΔV_n — объем соответственно вскрышных пород и полезного ископаемого, прирезаемый к карьере при увеличении его конечной глубины, m^3 .

При проектировании или исследовании контуры карьера распрямляются обычно слоями, равными или кратными высоте уступа. В связи с этим контурный коэф-

фициент вскрыши часто называют погоризонтным, пригоризонтным и иногда слоевым, горизонтальным. В проектной практике нередко пользуются линейными показателями контурного коэффициента вскрыши, определяемыми на каждом геологическом разрезе. В этом случае контурный коэффициент вскрыши называют линейным контурным.

Для наклонных и крутых залежей увеличение глубины карьера вызывает расширение его контуров по всем бортам (рис. 3.1, б); для горизонтальных и пологих залежей объемы ΔV_b и ΔV_n прирезаются за счет увеличения размеров карьера в плане или только по отдельным бортам.

Величина контурного коэффициента вскрыши существенно зависит, в первую очередь, от глубины карьера, а также горизонтальной мощности залежи, ее угла падения, простирания залежи в пределах рассматриваемой глубины, угла наклона бортов карьера, рельефа поверхности карьерного поля. При этом с увеличением глубины разработок коэффициент k_k , как правило, возрастает и на конечной глубине карьера, приравнивается к значению $k_{гр}$.

Согласно формуле акад. К. Н. Трубецкого, k_k рассчитывается с учетом разноса торцовых бортов карьера, включений пустых пород внутри полезного ископаемого с помощью простых линейных измерений на геологических разрезах с достаточной для установления границ карьера точностью (при достаточной разведанности месторождения и точности выбора углов наклона бортов карьера):

$$k_k = \frac{2H \operatorname{ctg} \beta (2H \operatorname{ctg} \beta + L + M)}{L m_1} + \frac{m_2}{m_1},$$

где H — исследуемая глубина карьера, м; L — простирание месторождения, соответствующее исследуемой глубине карьера, м; M — горизонтальная мощность месторождения на той же глубине, м; m_1 — горизонтальная мощность месторождения по полезному ископаемому, м; m_2 — горизонтальная мощность породных включений внутри полезного ископаемого, м;

β — средний результирующий угол наклона бортов карьера, градус.

Текущий коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород (m^3), фактически перемещаемых из массива в отвалы за какой-либо период времени (месяц, квартал, год), к фактически добываемому за этот же период времени объему полезного ископаемого (m^3) (рис. 3.1, в), $k_{тек} = V_{вт} / V_{ит}$.

Текущий коэффициент вскрыши характеризует принятый порядок развития горных работ на действующем или проектируемом предприятии по месяцам, кварталам и годам, а также служит основанием для планирования производственной себестоимости полезного ископаемого.

Слоевой коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород (m^3) в границах горизонтального слоя карьера к объему полезного ископаемого (m^3) в этом же слое (рис. 3.1, з), $k_{сл} = V_{всл} / V_{исл}$.

Слой представляет собой часть объема горной массы между двумя смежными горизонтами работ в конечных контурах карьера. Обычно высоту слоя принимают равной высоте уступа.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши — расчетное отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за определенный период эксплуатационных работ в карьере или на его участке (рис. 3.1, д). Если учесть объемы за весь период эксплуатации карьера, то этому соответствует *средний эксплуатационный коэффициент* вскрыши.

$$k_{эк} = \frac{V_b^c - V_b^c}{V_n^c - V_n^c},$$

где V_b^c — объем вскрышных пород, перемещенных в отвал за период строительства карьера; V_n^c — объем полезного ископаемого, добытого за период строительства карьера.

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши служит критерием для планирования горных работ и расчетов требуемого количества горного и транспортного оборудования на период эксплуатации.

Значения среднего эксплуатационного коэффициента вскрыши резко отличаются от значений среднего коэффициента вскрыши только при ограниченных размерах карьера в плане, большой мощности покрывающих пород, а также при сравнительно больших объемах горно-капитальных работ, связанных с применением специального оборудования (например, транспортно-отвальных мостов).

Первоначальный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород (m^3), вынимаемых за период строительства карьера, к общему объему извлекаемого полезного ископаемого (m^3) в конечных контурах карьера (см. рис 3.1, д), $k_{пер} = V_b^c / V_{и}$.

Плановый коэффициент вскрыши $k_{пл}$ используется при текущем планировании объемов вскрышных работ и производственной себестоимости полезного ископаемого $C_{тек}$ (руб.), когда в процессе производства открытых горных работ погашаются затраты на вскрышные работы:

$$C_{тек} = C_{тек}^и + k_{пл} C_{тек}^в,$$

где $C_{тек}^и$ — текущая себестоимость добычи единицы полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышные работы), руб.; $C_{тек}^в$ — текущая себестоимость единицы вскрышных работ, руб.

Плановый коэффициент вскрыши называют иногда стоимостным. При выполнении запланированных объемов горных работ значения планового коэффициента вскрыши совпадают с значениями текущего коэффициента вскрыши.

3.1.2. Определение граничного коэффициента вскрыши

Широкое применение в практике проектирования получило определение граничного коэффициента по формуле

$$k_{гр} = \frac{C_n - C_o}{C_b}, \quad (3.1)$$

где C_n — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого подземным способом, руб/ m^3 ; C_o — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на производство вскрышных работ, руб/ m^3 ; C_b — себестоимость извлечения и перемещения единицы вскрышных пород, руб/ m^3 .

Выполненные в последние годы многочисленные исследования и опыт проектирования реконструкции дорабатываемых карьеров показывают, что определение границ карьеров с использованием формулы (3.1) приводит, как правило, к необоснованному сокращению области применения открытого способа разработки. Формула (3.1) может использоваться для предварительных (оценочных) или ориентировочных расчетов граничного коэффициента вскрыши.

Согласно формуле акад. В. В. Ржевского, при комплексной разработке месторождения, когда часть вскрышных пород может быть оценена как попутно добываемое полезное ископаемое (например, известяки, мел, глины, пески и др.),

$$k_{гр} = \frac{C_n - C_o}{C_b} + \frac{q_n}{q} k_d,$$

где q и q_n — запасы основного и попутного добываемого полезного ископаемого на расчетном горизонте или участке карьера, m^3 ; k_d — допустимый коэффициент вскрыши на попутно добываемое полезное ископаемое (устанавливается из условия независимой его добычи или по отпущенным ценам), m^3/m^3 .

При попутной добыче бедных (некондиционных) руд и их последующей переработке (по В. В. Ржевскому)

$$k_{гр} = \frac{C_n(1 + \frac{q_6 r_6}{qr}) - C_o}{C_b},$$

где q_6 — попутно добываемые запасы бедной руды на расчетном горизонте или участке карьера, m^3 ; r_6 — среднее извлечение концентрата из попутно добываемой ру-

ды, %; r — извлечение концентрата из кондиционной руды, %.

Когда не представляется возможным установить значение C_{π} для данных условий (например, месторождение целесообразно разрабатывать только открытым способом), тогда допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого, по предложению проф. А. И. Арсентьева, устанавливается на основе оптовой государственной цены на полезное ископаемое (или продукты его переработки)

$$C_{\pi} = C - \frac{KE_n}{A \left[1 - \frac{1}{(1 + E_n)^{T_n}} \right]},$$

где C_{π} — допустимая полная себестоимость добычи полезного ископаемого (или производства концентрата, металла, или другого продукта), руб/т; C — оптовая цена на полезное ископаемое (или концентрат, металл и т.д.) руб/т; K — капитальные вложения в промышленное строительство предприятия (карьера или комбината), руб; E_n — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений; T_n — нормативный срок окупаемости капиталовложений; A — производительность карьера по руде (или комбината по концентрату, металлу или другим продуктам), т/год.

Если известна норма прибыли ϵ , то определение допустимой себестоимости значительно упрощается:

$$C_{\pi} = \frac{C}{1 + \epsilon}.$$

Согласно формуле проф. П. Э. Зуркова, при различных уровнях потерь и разубоживания полезного ископаемого при подземном и открытом способах разработки

$$k_{\text{гр}} = \frac{(C_{\pi} - C_{\text{и}})k_{\text{п}}l_{\text{п}} - (C_{\text{о}} - C_{\text{и}})k_{\text{о}}l_{\text{о}}}{C_{\text{в}}k_{\text{о}}l_{\text{о}}},$$

где $C_{\text{и}}$ — отпускная цена полезного ископаемого, руб/м³; $l_{\text{о}}$ и $l_{\text{п}}$ — коэффициент

разубоживания полезного ископаемого соответственно при открытой и подземной разработке; $k_{\text{о}}$ и $k_{\text{п}}$ — коэффициенты извлечения полезного ископаемого при открытой и подземной разработке.

Для установления целесообразности повторной разработки открытым способом отдельных участков, отработанных ранее подземным способом, известна формула проф. Б. П. Юматова:

$$k_{\text{гр}} = \frac{\sum_{i=1}^n \epsilon_i K_i C_i 10^{-2} - \left(\frac{C_{\text{о}}}{\gamma_{\text{р}}} + C_{\text{о}p} + \sum_{i=1}^n \gamma_{\text{к}} C_{\text{к}} \right)}{C_{\text{в}}} \gamma_{\text{р}},$$

где n — число извлекаемых из руды компонентов; ϵ_i — содержание данного компонента в руде %; K_i — суммарное извлечение данного компонента при обогащении и металлургической переработке, %; C_i — цена металла данного компонента, руб/т; $\gamma_{\text{р}}$ — плотность руды, т/м³; $\gamma_{\text{к}}$ — выход концентрата данного компонента из руды, доли единицы; $C_{\text{о}p}$ — затраты на обогащение руды, руб/т; $C_{\text{к}}$ — себестоимость металлургической переработки концентрата данного компонента, руб/т.

Для месторождений нагорного типа, когда стоимостные показатели могут быть приняты неизменными с глубиной разработки, акад. К. Н. Трубецкой предложил формулу

$$k_{\text{гр}} = \frac{(C_{\pi} + E_n K_{\pi}) - (C_{\text{о}} + E_n K_{\text{о}})}{C_{\text{в}} + E_n K_{\text{в}}},$$

где K_{π} — удельные капитальные затраты на единицу годовой производительности по полезному ископаемому при подземном способе, руб/м³; $K_{\text{о}}$ — удельные капитальные затраты на производство добычных работ при открытым способом разработки, руб/м³; $K_{\text{в}}$ — удельные капитальные затраты на производство вскрышных работ, отнесенные к производительности карьера по вскрыше, руб/м³.

При существенной разнице в основных технико-экономических показателях переработки на обогатительных фабриках (выход концентрата, себестоимость и

удельные капиталовложения) полезного ископаемого, добытого открытым и под-

земным способами институт Гипроруда определяет $k_{гр}$ по формуле:

$$k_{гр} = \frac{\gamma_o (C_{п} + E_{н}K_{п} + P_{п} + E_{н}K_{р}') - (C_o + E_{н}K_o + P_o + E_{н}K_{р}'')}{\gamma_n (C_{в} + E_{н}K_{в})},$$

где γ_o и γ_n — выход концентрата при переработке полезного ископаемого, добытого соответственно открытым и подземным способами, %; $P_{п}$ и P_o — себестоимости обогатительного передела единицы полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м³; $K_{р}'$ и $K_{р}''$ — удельные капитальные затраты по обо-

гатительному переделу единицы полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м³.

Согласно формуле акад. К. Н. Трубецкого, с учетом влияния на граничный коэффициент вскрыши различных технико-экономических показателей открытых и подземных работ:

$$k_{гр} = \frac{\gamma_o (C_{п}' + C_{вод}' + C_{под} + C_{вен} + E_{н}K_{п} + P_{п} + E_{н}K_{р}') - (C_o' + C_{тр}' + C_{вод}'' + C_{пр} + E_{н}K_o + P_o + E_{н}K_{р}'')}{\gamma_n (C_{в}'' + C_{тр}'' + E_{н}K_{в})} + \frac{(C_3' + C_{р}') - (C_3'' + C_{р}'')}{C_{в}'' + C_{тр}'' + E_{н}K_{в}} \quad (3.2)$$

где $C_{п}'$ — неизменные с глубиной эксплуатационные расходы (себестоимость рыхления, погрузки и др.) на добычу единицы полезного ископаемого подземным способом, руб/м³; $C_{вод}'$ и $C_{вод}''$ — расходы на водоотлив соответственно на подземных и открытых работах в зависимости от глубины разработки, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м³; $C_{под}$ — себестоимость доставки единицы полезного ископаемого на обогатительную фабрику из рудника (шахты) в зависимости от глубины разработки, руб/м³; $C_{вен}$ — расходы на вентиляцию рудника в зависимости от глубины разработки, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м³; C_o' и $C_{в}''$ — неизменные с глубиной расходы (себестоимость рыхления, экскавации, отвалообразования и др.) соответственно на единицу полезного ископаемого и вскрышных пород при открытом способе работ, руб/м³; $C_{тр}'$ и $C_{тр}''$ — соответственно

себестоимость транспортирования единицы полезного ископаемого на обогатительную фабрику и вскрышных пород в отвалы в зависимости от глубины карьера и применяемого вида карьерного транспорта, руб/м³; $C_{пр}$ — расходы на проветривание в зависимости от глубины карьера, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м³; $P_{п}$ и P_o — себестоимость обогащения полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м³; $K_{р}'$ и $K_{р}''$ — удельные капитальные затраты на обогащение полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м³; C_3' и C_3'' — плата за землю, занимаемую соответственно под подземные и открытые горные работы, отнесенная к единице полезного ископаемого, руб/м³; $C_{р}'$ и $C_{р}''$ — затраты на восстановление и рекультивацию нарушенной соответственно подземными и открытыми

работами поверхности, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м³.

Для условий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых, по предложению д-ра техн. наук В. Г. Шитарева и канд. техн. наук О. Н. Салманова,

$$k_{гр} = \frac{Z_{д,доп(б)} + \Delta Z_{д,доп(п)} - Z_{д(б)} - \Delta Z_{д(п)}}{Z_b},$$

где $Z_{д,доп(б)}$ и $Z_{д(б)}$ — соответственно предельно допустимые и необходимые (без погашения вскрышных работ) затраты на добычу открытым способом единицы (т) полезного ископаемого, принятого за базовое, руб/т; $\Delta Z_{д,доп(п)}$ и $\Delta Z_{д(п)}$ — установленные в расчете на единицу (т) базового полезного ископаемого соответственно предельно допустимые и необходимые дополнительные затраты на добычу всех минерально-сырьевых ресурсов, кроме затрат на добычу базового полезного ископаемого руб/т; Z_b — затраты на выполнение единицы (м³) горно-подготовительных (вскрышных) работ, руб/м³.

Показатель $Z_{д,доп(б)}$ рассчитывается как разность между ценностью конечной продукции, получаемой из 1 т добываемого полезного ископаемого и определяемой на основе действующих цен, и затратами, необходимыми на ее получение в процессе переработки минерального сырья. Численное значение показателя $\Delta Z_{д,доп(п)}$ определяется как разность между суммарной ценностью всех видов попутной продукции и затратами на их получение в цикле переработки добываемых разновидностей минерального сырья, отнесенная к 1 т базового полезного ископаемого.

Установление граничного коэффициента вскрыши и границ карьера предполагает использование метода последовательного приближения, когда первоначально установленные ориентировочные значения параметров уточняются итеративным расчетом и переоконтуриванием карьера до получения результата с заданной точностью.

3.1.3. Определение глубины карьера в простых природных условиях

При проектировании разработки однородных пластовых полезных ископаемых с выдержанными элементами залегания, когда поверхность карьерного поля принимается за равнину, а отметки дна карьера (или исследуемого участка) одинаковыми, задача определения глубины карьера легко решается аналитическими методами. Их можно также использовать на первоначальных этапах проектирования карьера, когда требуется определение ориентировочной конечной глубины карьера.

При значительной мощности наносов необходимо учитывать разницу в затратах на разработку коренных пород и наносов, что может быть учтено через граничный коэффициент вскрыши или расчетным способом, предложенным проф. П. И. Городецким. Расчетная формула глубины (м) карьера с учетом сокращения расходов на разработку наносов в этом случае

$$H = \frac{k_{из} k_{гр} M}{ctg \beta_b + ctg \beta_l} + \frac{C_b - C_n}{C_b} h_n,$$

где $k_{из} = 0,95 \div 0,97$ — коэффициент извлечения руды из слоя; M — горизонтальная мощность залежи, м; β_b и β_l — углы откоса бортов карьера соответственно со стороны всячего и лежащего боков залежи, градус; C_b и C_n — затраты на производство вскрышных работ соответственно по коренным породам и наносам, руб/м³; h_n — мощность наносов, м.

Согласно упрощенной расчетной формуле проф. Б. П. Боголюбова, учитывающей только горизонтальную мощность залежи, углы откосов бортов карьера и величину граничного коэффициента вскрыши, глубина карьера (м)

$$H = \frac{k_{из} M k_{гр}}{ctg \beta_b + ctg \beta_l}.$$

По данной формуле определена проектная глубина Ковдорского, Каражальского и многих других карьеров.

Для пологих месторождений, когда разнос лежащего бока залежи не производится, под величиной β_n понимается угол падения залежи.

Если углы откосов бортов принять равными (что возможно при разработке наклонных и крутых залежей), то приведенная выше формула еще более упрощается; она известна в практике проектирования как формула проф Б. П. Боголюбова:

$$H = 0,5k_{из} M k_{гр} \operatorname{tg} \beta$$

Обычно при разработке наклонных и крутых залежей выемка полезного ископаемого осуществляется на дополнительную глубину ниже установленной границы карьера без разноса бортов по вскрышным породам. Тогда полная глубина (м) карьера

$$H = \frac{M(k_{из}k_{гр} + 1) - D}{\operatorname{ctg} \beta_a + \operatorname{ctg} \beta_n}, \quad (3.3)$$

где D — минимально возможная ширина дна карьера, м.

Так как приведенными формулами не учитываются объемы вскрыши от разноса торцовых бортов карьера, ими при определении конечной глубины карьера пользуются только при длинных вытянутых по простиранию залежах и относительно небольшой глубине карьера, а также в пределах одного расчетного блока для исследуемого поперечного профиля.

Для относительно коротких залежей в условиях равнинной местности глубина карьера (м) с учетом разноса торцовых бортов карьера определяется по формуле акад. В. В. Ржевского:

$$H = \sqrt{\left(\frac{a}{2b}\right)^2 + \frac{(k_{гр} + 1)S_n - S}{b}} - \frac{a}{2b},$$

где $a = \sum l_x \operatorname{ctg} \gamma_x$;

$b = \pi \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}$;

S — полная площадь дна карьера, м²;
 S_n — площадь полезного ископаемого по дну карьера, м²; l_x — длина участка борта карьера (по дну), м; γ_x — угол откоса бор-

та этого участка, градус; $\gamma_{ср}$ — усредненный угол откоса бортов карьера.

Для крутых и наклонных залежей, когда углы откосов бортов незначительно отличаются один от другого, используют усредненные углы

$$\gamma_{ср} = \frac{\gamma_1 l_1 + \gamma_2 l_2 + \dots}{l_1 + l_2 + \dots}.$$

Тогда формула (3.3) принимает вид:

$$H = \operatorname{tg} \gamma_{ср} \left(\sqrt{0,025P^2 + 0,32k_{гр}S_n - 0,16P} \right),$$

где P — периметр дна карьера, м.

3.1.4. Определение глубины карьера в сложных природных условиях

Для определения глубины карьера в сложных природных условиях широкое применение в практике проектирования получил метод вариантов, а также графоаналитические методы, поскольку аналитические методы не обеспечивают требуемой точности.

Для определения границ карьера методом вариантов поперечные геологические разрезы по месторождению разделяют по глубине на расчетные горизонты высотой, равной или кратной высоте рабочих уступов (рис. 3.2). Выбирается несколько (обычно не менее двух—четырёх) “вероятных” вариантов глубины карьера и соответствующих контуров открытых горных работ, подробный технико-экономический анализ которых позволяет выявить наиболее эффективный вариант. В качестве критерия оценки вариантов обычно принимают условие минимума суммарных затрат на разработку месторождения открытым и подземным способами либо условие максимума экономии от применения открытых горных работ, максимума прибыли, равенства граничного и контурного коэффициентов.

Метод вариантов наиболее точен и полнее учитывает изменение большого

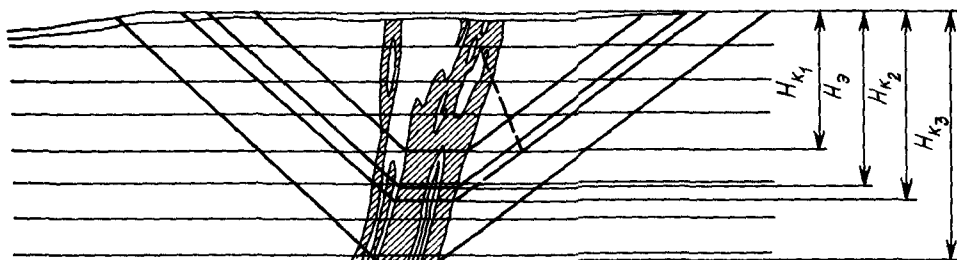


Рис. 3.2. Схема к определению конечной глубины карьера методом вариантов

числа переменных технико-экономических показателей в зависимости от конкретных условий каждого сравниваемого варианта. Однако он наиболее трудоемок.

Применение ЭВМ обеспечивает рассмотрение в допустимые сроки большого числа вариантов и выбора из них оптимального.

Нередко в практике проектирования применяют такой метод. Установив величину граничного коэффициента вскрыши применительно к конкретным условиям, для каждого последовательно рассматриваемого по глубине слоя (горизонта) определяют контурный коэффициент вскрыши. Глубина залегания рассматриваемого слоя, на которой контурный коэффициент вскрыши для этого слоя равен граничному, принимается в качестве конечной глубины карьера.

Конечная глубина карьера для месторождений сложного геологического строения, крутопадающих на большую глубину, месторождений ограниченной протяженности достаточно точно определяется графоаналитическими методами. При этом морфологические и топографические особенности месторождения учитываются обычно графическими построениями, а технико-экономический анализ намеченных вариантов карьера проводится с помощью аналитических зависимостей, увязывающих основные экономические показатели с геометрическими. Иногда отдельные показатели (например, составляющие себестоимость) в зависимости от глубины горных работ определяются аналитическими расчетами, а положение суммарной кривой на графике устанавливается сложением составляющих,

как например, в методе определения глубины карьера проф. А. С. Фиделева.

Графоаналитический метод установления границ карьера — определения глубины карьера в сложных горнотехнических и гидрогеологических условиях комбинированной разработки месторождения акад. К. Н. Трубецкого включает выполнение следующих этапов:

1. В соответствии с горнотехническими и климатическими условиями разработки месторождения, установленной (или намечаемой) производительностью и сроком существования карьера принимается основное горнотранспортное оборудование (прогрессивное существующее или перспективное) для открытых работ. Аналогично принимаются для подземной отработки нижней части месторождения система разработки и горнотранспортное оборудование. Все это определяет выбор ориентировочных стоимостных показателей для конкурирующих способов разработки в конкретных условиях.

2. Рассчитывается граничный коэффициент вскрыши по формуле (3.1) и устанавливаются соответствующие ему ориентировочная глубина и контуры открытых работ. Ориентировочная глубина карьера может определяться и из условий равенства граничного и среднего коэффициентов вскрыши.

3. Карьер условно разбивается по глубине на расчетные горизонты (кратные высоте рабочих уступов), что позволяет в дальнейшем определять целесообразные границы перехода с одного на другой более экономичный вид карьерного транспорта и тем самым расширить границы открытых работ.

4. Для рациональных способов вскрытия месторождения и нескольких (при "ручном" счете два—три) "вероятных" вариантов глубины карьера, выбранных для ориентировочного контура, исследуется режим горных работ и определяются годовые объемы полезного ископаемого и вскрыши, объемы горно-капитальных работ, средний, контурный и эксплуатационный коэффициенты вскрыши, срок существования карьера.

Анализ режима позволяет перейти к обоснованному определению затрат на производство добычных и вскрышных работ.

5. В зависимости от вариантов карьера с "вероятной" глубиной назначаются соответствующие "вероятные" варианты подземных рудников (шахт), в пределах которых также устанавливаются расчетные горизонты.

6. Для исследуемых расчетных горизонтов определяются расстояния транспортирования на обогатительную фабрику полезного ископаемого при открытом и подземном способах разработки и вскрышных пород из карьера в отвалы. Для этих горизонтов технико-экономическим расчетом определяются затраты на транспортирование 1 т груза всеми рассматриваемыми конкурентноспособными видами транспорта. После этого строятся графики изменения себестоимости транспортирования с глубиной разработки, позволяющие определять наиболее экономичный для соответствующей глубины вид транспорта и себестоимость транспортирования этим транспортом.

7. При сильных водопитоках для каждого исследуемого горизонта определяется себестоимость водоотлива, а при глубине разработки выше 200—300 м — затраты на проветривание карьера и вентиляцию рудника.

8. Рассчитывается неизменная с глубиной доля себестоимости (на основании расчетной или фактической калькуляции определяются себестоимости рыхления, погрузки, отвалообразования и др.).

9. Устанавливаются удельные капиталовложения на производство добычных и вскрышных работ при открытом и на про-

изводство добычных работ при подземном способах разработки. Причем до составления проекта разработки данного месторождения пользуются укрупненными показателями.

10. В соответствии с площадями земли, занимаемыми под открытые и подземные работы, для всех принятых "вероятных" вариантов определяются плата за землю и затраты на восстановление и рекультивацию нарушаемой горными работами поверхности.

11. Определяются основные технико-экономические показатели переработки (выход концентрата, себестоимость обогащения и затраты на обогатительный передел) полезного ископаемого для вариантов с открытым и подземным способами разработки.

12. Для каждого "вероятного" варианта глубины карьера по формуле (3.2) устанавливаются значения граничных коэффициентов вскрыши в зависимости от вида транспорта.

13. Найденные значения граничных коэффициентов вскрыши являются основой для построения графика граничного коэффициента вскрыши в зависимости от глубины разработки и вида транспорта.

14. Строится совмещенный график граничного, среднего, контурного, эксплуатационного и при необходимости других коэффициентов вскрыши в зависимости от глубины разработки и вида транспорта.

Конечной глубине карьера должна соответствовать отметка, на которой нисходящий график граничного коэффициента вскрыши пересекает график такого коэффициента вскрыши, по которому предусматривается погашение затрат на горно-капитальные и вскрышные работы.

Глубина карьера для различных этапов (промежуточная глубина) определяется отметкой, на которой график граничного коэффициента пересекает график усредненного эксплуатационного или контурного или текущего (в зависимости от срока отработки, конкретных условий и требуемой степени точности расчетов) коэффициента вскрыши.

По найденным значениям конечной и промежуточной глубины и углов откоса бортов устанавливаются соответствующие конечные и промежуточные контуры карьера.

Примеры проектных решений по конечной глубине и размеру карьерных полей на угольных и рудных месторождениях приведены в табл. 3.1 и 3.2.

Таблица 3.1.
Проектная глубина и размеры угольных карьеров

Карьер	Мощность залежи, м	Угол падения залежи, градус	Коэффициент вскрыши, м ³ /т		Проектная глубина, м	Длина карьерного поля, км
			средний	граничный		
Краснобродский	18—35	65—90	4,8	10—11	352	7,5
Новосергеевский	14—30	45—90	6,31	10—11	370	8,0
Киселевский	—	—	6,4	10—11	215	6,5
Бачатский	14—68	45—90	4,2	12,0	550—600	9,8
Кумертауский	20—120	—	1,35	4,0	120	3,0
Ирша-Бородинский	18—42	—	1,0	—	70	4—6,5

Таблица 3.2.
Коэффициенты вскрыши и проектная глубина рудных карьеров

Карьер	Угол падения залежи, градус	Коэффициент вскрыши, м ³ /м ³			Проектная глубина карьера, м
		средний	контурный	граничный	
Сибайский	0—40	8,8	13,9	15,7	420
Учалинский	70—80	6,2	14,8	15,0	255
Златоуст-Беловский	7—10	7,24	—	12,0	280
Карагайлинский	60—80	8,2	—	12,0	285—360
Оленегорский	65—80	1,97	—	12,0	385
Стойленский	Горизонтальный	4,60	—	—	135
Соколовский	70—80	4,3	—	12,0	460
Сарбайский	40—55	5,78	12,1	12,1	650
Каражальский	0—50	4,5—5,0	10,0	10,0	236
Качарский	40—50	4,4	—	12,0	720
Коршуновский	Около 90	3,6	13,0	13,0	360—560

3.1.5. Определение границ карьеров в условиях рыночной экономики

В странах с рыночной экономикой, в случаях, когда разработка верхней части месторождения целесообразна открытым способом, а остальной части (глубинной) — подземным способом, границы между открытым и подземными работами опре-

деляются из условия равенства граничного коэффициента вскрыши контурному коэффициенту вскрыши. При этом граничный коэффициент вскрыши (т/т) определяется по формуле:

$$k_{гр} = \frac{C_n - C_o}{C_b}, \quad (3.4)$$

где C_n и C_o — текущие затраты (включая амортизацию) на разработку 1 т руды со-

ответственно подземным и открытым (не включают затраты на вскрышу) способами, долл/т; $C_в$ — текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород, долл/т.

Если целесообразность разработки всего месторождения открытым способом очевидна и подземный способ не рассматривается, то $k_{гр}$ (т/т) определяется по формуле:

$$k_{гр} = \frac{Цq - B}{C}, \quad (3.5)$$

где $Ц$ — цена 1 кг металла, долл/кг; q — количество металла, извлекаемого из 1 т руды, кг/т; B — текущие затраты (включая амортизацию) на 1 т руды (исключая затраты на вскрышу), долл/т; C — текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород, долл/т.

При определении конечной глубины карьера используется графоаналитический метод. Основными параметрами при этом являются граничный коэффициент вскрыши, угол наклона нерабочего борта и бортовое содержание, которые определяются аналитически.

Графическая часть включает построение поперечных разрезов по месторождению. Для простых залежей она может производиться вручную, для более сложных с помощью компьютера. При ручном способе конечные контуры карьера отстраиваются максимальными под углом нерабочего борта, таким образом, чтобы контурный коэффициент вскрыши не превышал граничного коэффициента вскрыши, определенного по формуле (3.4) или (3.5) при заданном бортовом содержании (от бортового содержания зависит величина $k_{гр}$). Впоследствии методом интерполяции конечные границы карьера сглаживаются между разрезами.

Автоматизированные методы включают разделение поперечных разрезов на блоки с указанием для каждого из них прибыли. При этом для вскрышных пород и некондиционных руд (текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород) эти значения принимаются отрицательными, а для руды (стоимость полезных компонентов) — положительными.

После применения различных формализованных способов определяются гра-

Таблица 3.3.

Коэффициент вскрыши и проектная глубина зарубежных рудных карьеров

Карьер, страна	Запасы руды, млн т	Среднее геологическое содержание металлов, %	Мощность (или форма) рудного тела, м	Угол падения залежи, градус	Граничный (контурный) коэффициент вскрыши, т/т	Глубина карьера проектная, м
Bingham, США	376	Cu-0,62	Шток	—	2,5	900
Berclay, США	100	Cu-0,67	Серия крутопадающих жил	75—90	3,2	330
Chuquibambuta, Чили	595	Cu-1,59	330—440	—	0,9	—
Toguerpala, Перу	400	Cu-1,0	150—200	90	4,08	—
Pima, США	220,7	Cu-0,65	61	41	3,0	360
Morenci, США	600	Cu-0,8	Шток	—	2,2	375
Mishn, США	59	Cu-0,6	70	36—40	4,1	240
Chino, США	88	Cu-1,4 Mo-0,96	Шток	—	2,5	300
Kraigmont, Канада	8,1	Cu-1,76	75—90	50—80	11,0	300
Femks, Канада	20,4	Cu-0,53	40—50	10—30	4,1	—

ницы карьера, в контурах которого суммарная прибыль максимальна.

При оптимизации границ карьера, когда подземный способ не рассматривается, применяются различные способы. Например, на разрезе отстраиваются различные варианты конечных контуров. Для каждого положения подсчитываются объемы руды и вскрыши, а также прибыль от разработки в пределах рассматриваемого контура карьера. Контур с наибольшим значением прибыли считается оптимальным.

Более сложные методы оптимизации автоматизированы и основаны на разделении на блоки (метод "проб и ошибок", "плавающего конуса" и др.). Однако принцип получения максимальной прибыли в контурах сохраняется.

Все рассмотренные способы оценки конечных контуров карьера имеют свою степень точности и предназначаются для укрупненных предварительных расчетов.

При детальном проектировании конечные контуры карьера определяются из условия возможности получения максимального чистого дисконтированного дохода (NPV) за весь срок отработки месторождения, либо максимального значения NPV от комбинированной разработки месторождения открытым и подземным способами.

Основные проектные показатели ряда зарубежных рудных карьеров приведены в табл. 3.3.

3.2. Производительность карьера

3.2.1. Основные положения.

Производственная деятельность карьеров характеризуется рядом показателей, среди которых важнейшими являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, производительность по вскрыше или производительность по горной массе.

Под производственной мощностью карьера следует понимать утвержденный в проекте постоянный на фиксированный

период объем полезного ископаемого соответствующего качества, поставляемый потребителю с определенной степенью равномерности.

Производственная мощность карьера является параметром, сопряженным с потребителем (обогажительная фабрика, электростанция и др.) и пунктами сосредоточения добычных грузопотоков (станции примыкания к магистральным железным дорогам и др.).

Под производительностью карьера по полезному ископаемому подразумевается годовой объем добытого полезного ископаемого, который может отличаться от производственной мощности в большую или меньшую сторону из-за изменения спроса, горнотехнических условий, ценовой политики и т.д.

Производительность карьера по вскрыше это годовой объем вскрышных пород, извлекаемых с целью обеспечения производственной мощности.

Производительность по горной массе характеризует масштаб хозяйственной деятельности предприятия, численность трудящихся, единичную мощность оборудования, потребление электроэнергии и других видов энергоносителей, а также степень нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Вопрос о производственной мощности карьера рассматривается при технико-экономическом обосновании (ТЭО) условий на полезное ископаемое при определении балансовых запасов месторождения.

Обоснование этого параметра производится в ТЭО на новое строительство, реконструкцию и расширение мощности действующих предприятий и представляет собой многоэтапную задачу:

1. Определение потребности полезного ископаемого и его качественных показателей;

2. Проверка на ограничения по минимальному сроку службы предприятия;

3. Проверка на ограничения по интенсивности горных работ (скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронта и др.);

4. Проверка на ограничения по пропускной и провозной способности вскрывающих выработок;

5. Определение оптимальной производственной мощности, обеспечивающей максимальную прибыль с учетом добычи попутных полезных ископаемых и ценности компонентов, ущерба от нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Производительность карьера по вскрыше при проектировании и долговременном планировании определяется горно-геометрическим анализом, представляемым в виде поэтапного и календарного графиков режима горных работ: $V, P = f(H)$ и $V, P = f(T)$ (по методу акад. В. В. Ржевского) или графиков $\sum V = f(\sum P)$ (по методу проф. А. И. Арсентьева), где H — глубина горных работ, T — соответствующее глубине время, V, P — годовые объемы соответственно по вскрыше и полезному ископаемому.

3.2.2. Определение производственной мощности карьеров

Потребители топливно-энергетического и минерального сырья, нерудных полезных ископаемых определяются при разработке регионального развития и размещения отраслей промышленности с учетом отпускных цен, тарифов на перевозки, а также ценобразующих факторов.

Развитие промышленности в последние 10—30 лет в б. Союзе происходило при дефиците полезных ископаемых и сравнительно низких тарифах на перевозки, что определило проектирование и строительство карьеров с максимальной производственной мощностью на месторождениях с большими запасами. При этом время отработки запасов принималось не менее периода амортизации основных промышленно-производственных фондов предприятия — горного и транспортного оборудования, а также капитальных выработок, зданий, дорог, ЛЭП и других сооружений.

В период 70—80-х годов были установлены отношения между производственной мощностью карьеров и минимальным периодом эксплуатации (табл. 3.4), которые регламентировались отраслевыми нормами технологического проектирования.

При пользовании данными табл. 3.4. подразумевается выполнение условия:

$$\frac{3}{P_k} \frac{1-\eta}{1-\rho} = T \geq N_{\min},$$

где 3 — балансовые запасы месторождения; P_k — производственная мощность карьера, определенная исходя из потребности; η и ρ — предельно допустимые (нормируемые) коэффициенты соответственно потерь и объемного разубоживания.

Если в состав ГОКа входит несколько карьеров с более коротким периодом эксплуатации, то срок эксплуатации каждого из них не ограничивается. Однако общий срок службы карьеров должен быть не менее, указанного в табл. 3.4, а суммарная производственная мощность (за вычетом времени на развитие и затухание горных работ) должна быть постоянной.

С целью сокращения периода окупаемости капитальных вложений целесообразен ввод мощности очередями, пусковая мощность которых зависит от проектной производственной мощности:

Полная проектная мощность по полезному ископаемому (для железорудных карьеров), млн т/год	До 4	4—20	Более 20
Пусковая мощность, % от полной проектной	100	50	30

Пусковая мощность очередей определяется также вводом в эксплуатацию крупных машин, например экскаваторов ЭРШРД-5250 (добычные работы), ЭШ40.85с (вскрышные работы) или вводом в эксплуатацию очередей обогатительной фабрики или электростанции.

Нормированы также и периоды освоения проектной производственной мощности карьеров (табл. 3.5).

Таблица 3.4.
Минимальный срок эксплуатации карьера с учетом времени на развитие и затухание горных работ

Производственная мощность, млн т	Срок эксплуатации карьера, лет		
	Черная металлургия	Цветная металлургия	Угольная промышленность
0,1—1,5	Огнеупорные глины и формовочные пески		
	7—30	—	—
2,0—7,0	Доломит, известняк		
	20—25		
0,2—0,5	Марганцевая руда		
	5—10	—	—
0,5—1,0	20—25	—	—
1,0—1,5	25—35	—	—
1,5—3,0	30—35	—	—
До 1 1—2 2—5 5—10 10—15 15—20 20—30 Более 30	Железная руда		
	—	10	—
	15—20	10—15	—
	—	15—20	—
	20—25	20—25	35—40
	30—35	—	40—45
	40	30—40	45—50
	50	40—45	50—60
Более 30	Более 50	Не менее 50	Более 60

Если первоначально назначенная производственная мощность удовлетворяет условию отработки запасов месторождения в период не менее периода амортизации основных фондов или скорректирована соответствующим образом, то исходя

из технологических соображений определяются обеспечивающие эту производственную мощность параметры системы разработки — скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронта — а также необходимое число добычных и

Таблица 3.5.
Нормативы и сроки освоения проектной производственной мощности карьеров (для железорудных карьеров)

Производственная мощность, млн т/год	Период освоения, мес	Объем добычи, % от производственной мощности		
		1 год	2 год	3 год
До 5	9	85	100	—
5—15	15	70	99	100
15—30	18	65	98	100
30	24	60	90	100

вскрышных экскаваторов, число вскрывающих выработок и мощность карьерных грузопотоков.

Эти параметры вычисляются из условия обеспечения производственной мощности, а также по горнотехническим факторам, причем последние играют роль ограничений, учет их может привести и к снижению производственной мощности.

Разработка крутых залежей. *Скорость понижения горных работ* определяется погоризонтно (высота горизонта равна высоте уступа) или поэтапно (высота этапа кратна высоте уступа) в зависимости от производственной мощности P_k , через запасы полезного ископаемого горизонта (этапа) Z и высоту уступа (этапа) h :

$$v_n = P_k \frac{h}{3} \frac{1 - \rho}{1 - \eta}.$$

Максимальная скорость понижения горных работ v_n определяется временем вскрытия нового горизонта: временем разноса бортов на уже вскрытом горизонте, проведения съезда и разрезной траншеи на вновь подготавливаемом горизонте (рис. 3.3).

При разработке пластовых месторождений перечисленные горные работы выполняются одним экскаватором с производительностью Q последовательно, тогда минимальное время подготовки нового горизонта:

$$t_{\min} = (V_p + V_T + V_c) / Q = (S_p L_{\phi} + S_T L_{\phi} + V_c) / Q,$$

где V_p , V_T , V_c — объемы соответственно по разносу борта, по разрезной траншее, съезду; S_p и S_T — площади поперечного сечения

соответственно объема горных пород по разносу борта и разрезной траншеи; L_{ϕ} — длина фронта горных работ.

При погрузке в средства железнодорожного транспорта L_{ϕ} равна длине залежи при однофланговом вскрытии горизонта и половине длины залежи при двухфланговом вскрытии горизонта.

При погрузке в автотранспорт для сокращения периода времени t_{\min} длина фронта работ L_{ϕ} может быть принята 300—400 м.

При разработке мощных залежей с большими размерами в плане и погрузке в автотранспорт возможно повышение скорости подготовки нового горизонта за счет использования поперечных заходов экскаватора и сокращения L_{ϕ} .

Максимальная скорость понижения горных работ по этим факторам $v_{n\max} = h / t_{\min}$.

С целью выполнения производственной мощности должно выполняться условие $v_n \leq v_{n\max}$.

Практически $v_{n\max}$ при погрузке в железнодорожный транспорт составляет 10—12 м/год, при погрузке в автомобильный транспорт — 20—30 м/год и только в отдельных случаях достигает 40—50 м/год.

Скорости подвигания фронта в сторону лежачего и висячего боков залежи в зависимости от скорости понижения и соответственно от производственной мощности карьера следующие:

в сторону лежачего бока залежи

$$v_{\phi,л} = v_n (\operatorname{ctg} \beta_{л} - \operatorname{ctg} \alpha_n);$$

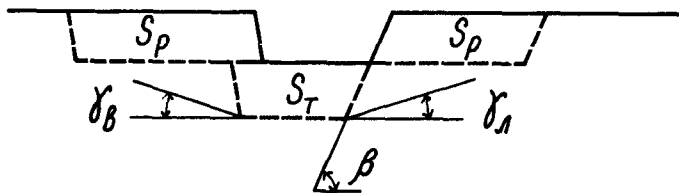


Рис. 3.3. Схема к расчету скорости понижения горных работ

обеспечению производственной мощности соответствуют неравенства

$$V_n \leq V_{n \max} \text{ и } V_v \leq V_{v \max}.$$

При выполнении неравенств достигаются необходимые скорости подвигания фронта горных работ на горизонтах, определенные через производственную мощность,

$$v_{\phi \text{ л}} \leq v_{\phi \text{ л max}} \text{ и } v_{\phi \text{ п}} \leq v_{\phi \text{ п max}}.$$

Разработка горизонтальных залежей. Скорость подвигания фронта горных работ при транспортных, транспортно-отвальных схемах и перевалке вскрышных пород определяется исходя из заданной производственной мощности P_k , мощности залежи полезного ископаемого H и длины фронта L_ϕ

$$v_\phi = \frac{P_k}{HL_\phi} \frac{1 - \rho}{1 - \eta}.$$

Годовые объемы вскрышных пород, разработка которых обеспечит производственную мощность,

$$V = v_\phi H_v L_\phi = P_k k_b \frac{1 - \rho}{1 - \eta},$$

где k_b — коэффициент вскрыши.

В случае использования технологических схем разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными, экскаваторно-железнодорожными или экскаваторно-конвейерными комплексами система технологических ограничений аналогична системе при эксплуатации крутых залежей:

$$N \leq N_{\max}, V \leq N_{\max} Q, v_\phi \leq v_{\phi \max}.$$

При транспортно-отвальных схемах с использованием консольных отвалообразователей и схемах с перевалкой вскрышных пород карьерное поле обычно делится

на участки, на каждом из которых работает одна крупная машина или комплекс машин. Как правило, такой комплекс является вскрышным, для эксплуатации его определяется максимальная мощность вскрыши, обрабатываемая с перемещением пород во внутренний отвал H_v , и годовая производительность Q . Эти параметры определяют скорость подвигания фронта работ $v_{\max} = Q / (L_\phi H_v)$ и соответственно производительность участка по полезному ископаемому $P = v_{\max} h L_\phi$.

При использовании высокопроизводительного оборудования скорость подвигания фронта — 100—150—200 м/год.

Периоды времени для организации разработки пород в следующей заходке (простой или перегоны машин, перемещение транспортных коммуникаций, врезка в заходку и др.), соизмеримые с временем отработки заходки, не позволяют увеличить скорость подвигания фронта горных работ пропорционально сменной производительности экскаваторов.

Ограничения по пропускной и провозной способности определяются при формировании карьерных грузопотоков, числа вскрывающих выработок и транспортной схемы. Мощность вскрышных и добычных грузопотоков, обеспечивающих производственную мощность карьера, должна быть меньше или равна провозной способности отдельных участков схемы. Ориентировочные параметры карьерных грузопотоков приведены в табл. 3.6.

Наибольшее значение годовой добычи полезного ископаемого, при котором удовлетворяются приведенные выше условия и одно из неравенств становится равенством, может быть принято за максимальную производственную мощность, а соответствующий объем вскрышных пород — за максимальную производительность карьера по вскрыше.

Принятие производственной мощности несколько меньшей, чем ее максимальное значение, приводит к технологическим изменениям при эксплуатации карьера, к которым относятся:

уменьшение скорости понижения горных работ, что позволяет расширить диа-

Таблица 3.6.
 Параметры карьерного транспорта и возможная мощность транспортных потоков
 (по В. С. Хохрякову)

Транспорт	Параметры, условия и тип подвижного состава	Возможная мощность транспортного потока	
		т/ч	млн т/год
Автомобильный	Автосамосвалы грузоподъемностью 27—30 т	2700—3600	17—22
	Автосамосвалы грузоподъемностью 75—80 т	6500—8000	40—50
	Автосамосвалы грузоподъемностью 110—180 т	10 000—16 000	60—80
Железнодорожные	Однколейный путь и грузоподъемность состава 400—600 т	2000—3000	12—15
	То же, двухколейный путь	5000—6000	32—35
	Двухколейный путь и грузоподъемность состава 1000—1200 т	10 000—12 000	45—50
Конвейерный	Ширина ленты 800—1000 мм, скорость движения ленты 6—8 м/с	4000—5000	18—25
	Ширина ленты 1600—2400 мм, скорость движения ленты 4—6 м/с	7000—14000	30—50
Гидравлический (напорный)	Диаметр трубопровода 500—600 мм, скорость движения гидросмеси 3—4 м/с	700—800	3,5—5,0
Конвейерные поезда	При грузоподъемности поезда 150—200 т и скорости движения 2,5—3 м/с	8000—11000	30—40
Скиповой	Глубина карьера 200—400 м, скорость движения скипа 6—10 м/с и грузоподъемность скипа		
	27 т	800—1200	4,5—5,0
	40 т	1600—1800	7—9
	80 т	3000—3500	12—16

пазон комплексов машин, например, использовать комплексы с железнодорожным транспортом, увеличить возможность регулирования режима горных работ путем стабилизации и смещения объемов вскрыши на более поздние периоды, обеспечить более высокое качество добытых полезных ископаемых за счет селекци и усреднения;

снижение интенсивности ведения технологических процессов, что облегчает организацию горных работ, ремонт машин и горных выработок.

При этих условиях возможно снизить эксплуатационные затраты на разработку

месторождения и увеличить ценность полезного ископаемого.

С другой стороны, снижение производственной мощности приводит к большой разнице между значениями ограничивающих параметров и их фактическими значениями, а практически, — к низкому использованию основных фондов предприятия и уменьшению прибыли.

Наибольшая прибыль соответствует оптимальной производственной мощности карьера. Выбор оптимального значения производственной мощности — это сложная задача определения экстремума целевой функции многих переменных.

Практически при проектировании нового строительства и реконструкции оптимальная мощность карьера устанавливается анализом и сопоставлением нескольких возможных вариантов, формируемых интуитивно.

3.2.3. Производственная мощность и производительность карьера

Установление производственной мощности карьеров производится в условиях неопределенности значений многих исходных параметров, к числу которых относятся форма залежи и размер запасов полезного ископаемого, прочность горных пород. Это объясняется их вероятностным характером и возможными отклонениями от средних значений, принимаемых при проектировании и долгосрочном планиро-

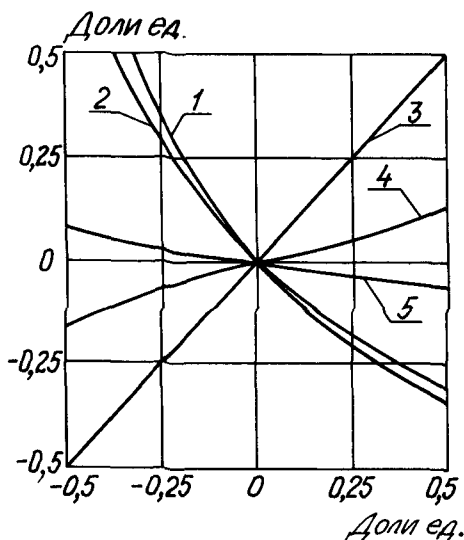


Рис. 3.5. График относительного изменения производительности карьера по руде от относительного отклонения параметров карьера:

1 — длина экскаваторного блока; 2 — ширина рабочей площадки; 3 — площадь рудной залежи и производительность экскаваторов; 4 — угол направления понижения горных работ; 5 — высота уступа

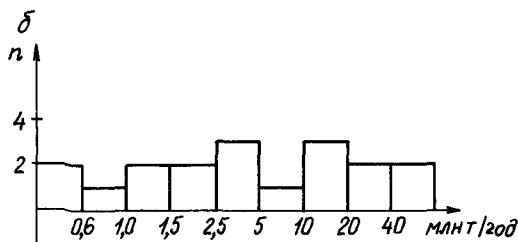
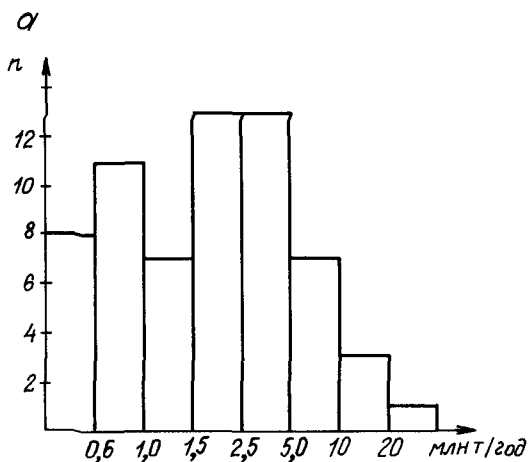


Рис. 3.6. Диаграмма распределения карьеров РФ по производительности по полезному ископаемому: а — угольные карьеры; б — железорудные карьеры

вании. Также на величину производственной мощности влияют потребность в полезном ископаемом, своевременность поставок оборудования, проведения вскрывающих выработок.

Возможная степень отклонения производственной мощности по руде при изменении технологических параметров определена применительно к карьерам цветной металлургии в исследованиях В. В. Квитка (рис. 3.5).

Практически производственная мощность и производительность карьеров находятся в широких пределах (рис. 3.6, табл. 3.7).

Таблица 3.7.
Показатели по карьерам

Показатели	Годы		
	1980	1985	1990
Железородные карьеры			
Михайловский			
Производственная мощность, млн т/г	30,54	37,43	39,4
Производительность по руде, млн т/г	27,21	34,82	38,06
Производительность по вскрыше, млн м ³ /г	31,7	37,38	26,5
Лебединский			
Производственная мощность, млн т/г	—	42,87	43,7
Производительность по руде, млн т/г	33,12	36,43	43,6
Производительность по вскрыше, млн м ³ /г	16,7	20,7	19,5
Угольные разрезы			
Азейский			
Производственная мощность, млн т/г	—	13,7	10,0
Производительность по углю, млн т/г	11,5	13,3	11,7
Производительность по вскрыше, млн м ³ /г	15,16	25,9	29,7
Бородинский			
Производственная мощность, млн т/г	—	25,0	29,0
Производительность по углю, млн т/г	20,15	24,6	29,6
Производительность по вскрыше, млн м ³ /г	22,69	25,24	28,5
им. 50-летия Октября			
Производственная мощность, млн т/г	—	3,8	6,8
Производительность по углю, млн т/г	4,26	6,3	7,52
Производительность по вскрыше, млн м ³ /г	29,5	40,8	44,1

3.3. Устойчивость уступов, бортов, отвалов карьеров

Основные характеристики массива, обуславливающие устойчивость бортов и уступов в карьерах, — прочность, геологическое строение, структура, тектоническая нарушенность и степень обводненности.

В геомеханических расчетах прочность массива оценивают по удельному сцеплению в массиве C и углу внутреннего трения в массиве φ в зависимости от характеристик пород (см. табл. 2.16), полученных для образцов.

$$C = \lambda C_{об},$$

где λ — коэффициент структурного ослабления; $C_{об}$ — удельное сцепление в образце, МПа.

Вопрос о значении коэффициента структурного ослабления λ не имеет однозначного решения. Г. Л. Фисенко предложил эмпирическую формулу

$$\lambda = \frac{1}{1 + a \ln(HI_{тр})}$$

где a — коэффициент (см. табл. 2.17); H — высота борта, м; $I_{тр}$ — интенсивность трещиноватости пород, м⁻¹.

Таблица 3.8.

Типизация поверхностей анизотропии по их влиянию на устойчивость откосов

Тип контакта	Степень влияния на устойчивость откоса	Положение в массиве относительно откоса
Активный	Является потенциальной поверхностью скольжения	Подрезается откосом, падает под углом $\beta_a > \varphi'$
Пассивный	Частично участвует в формировании общей поверхности сдвига	Не подрезается откосом, либо подрезается при $\beta_a > \varphi'$
Нейтральный	Не участвует в формировании поверхности сдвига	Любое

Примечание. Условные обозначения: β_a — угол наклона поверхности анизотропии, градус; φ' — угол внутреннего трения на поверхности анизотропии.

Таблица 3.9.

Классификация массивов по степени их однородности

Класс	Массив	Геологическое строение, структура, анизотропия	Типичное месторождение полезных ископаемых
1	Однородный	Монолитные, умеренно трещиноватые породы различных литотипов	Вкрапленные руды, жильные, штокверковые, линзообразные и другие залежи
2	Условно однородный (квазиоднородный)	То же, но включающие нейтральные контакты	Пластовые и жильные угольные, рудные, нерудные залежи
3	Неоднородный	Слоистые, трещиноватые, тектонически нарушенные породы, включающие активные и пассивные контакты	Участки месторождений различных типов, лежащий бок пластовых месторождений, крылья мульд

Угол внутреннего трения в массиве φ принимается по результатам лабораторных и натурных определений на основании полученных графиков сопротивления сдвигу пород.

Степень однородности массива зависит от наличия или отсутствия поверхностей анизотропии. По степени участия в геомеханических процессах поверхности анизотропии (контакты) объединены в три группы (табл. 3.8).

Степень монолитности массива (наличие или отсутствие поверхностей анизотропии) есть критерий его качества с точки зрения сопротивляемости деформациям сдвига (при прочих равных условиях). Выделены три класса массивов горных пород вне зависимости от их генезиса (табл. 3.9). В первых двух классах поверхность сдвига гипотетическая (формируется в процессе разрушения откоса); в послед-

нем — сдвиг реализуется полностью или частично по поверхности анизотропии.

Деформирование карьерных откосов обусловлено влиянием природных и горно-технических факторов. В результате развиваются деформации откосов (табл. 3.10).

Цель прогнозирования деформаций — выявление степени устойчивости откоса и вероятного механизма его разрушения. В однородных (квазиоднородных) породах гипотетическая поверхность скольжения — криволинейная или круглоцилиндрическая. Откосы, сложенные изверженными или метаморфическими породами, деформируются при наличии активных контактов. При наличии в однородных породах круто- и наклоннопадающих пассивных контактов сдвиг реализуется только в тех случаях, когда формируются общая и дополнительная (между

Таблица 3.10.
Классификация деформаций откосов и их причины

Класс и подкласс	Деформации и их генетический признак	Причины и условия развития процесса
I	Обрушения	а) Подрезка откосом активных контактов
I 1	Контактные	
I.2	Бесконтактные	б) Завышение параметров откоса в однородных (квазиоднородных) породах
I 3	Смешанные	в) Сочетание пунктов а) и б)
II	Оползни	
II 1	Покровные	а) Активный контакт между рыхлыми и коренными породами
II 2	Контактные (зонные)	б) Подрезка откосом активных контактов, увлажнение контактной зоны
II 3	Бесконтактные	в) Завышение параметров откоса в рыхлых породах
II 4	Смешанные	г) Сочетание пунктов б) и в)
II 5	Фильтрационные	д) Вынос на поверхность слабосвязных частиц
II 6	Консистентные	е) Насыщение водой рыхлых связных пород
III	Осыпи	
III 1	Естественные	а) Завышение угла откоса в выветривающихся породах
III 2	Техногенные	б) Дробящее и сейсмическое действие взрывов
IV	Промоины	
IV 1	Эрозионные	а) Неорганизованный сброс сточных вод
V	Просадки	
VI	Пустотные	а) Осушение, уплотнение пористых пород, наличие карстов, подземных выработок
V 2	Компенсационные	б) Отжатие (выпор) слабых водонасыщенных пород (эффект "тюбика")
Примечание. Использована классификация Г. Л. Фисенко		

блоками) поверхности скольжения. При наличии горизонтальных и пологих поверхностей анизотропии механизм разрушения откоса зависит от соотношения ха-

рактеристик в однородной и неоднородной частях массива. Переход оползневого процесса в катастрофическое обрушение возможен в случаях а и б (см. табл. 3.10).

Таблица 3.11.
Оползни на угольных разрезах

Карьер, борт	Параметры до деформации			Параметры обрушения		Скорость, мм/сут		Продолжительность "жизни"
	H , м	β , градус	L , м	a , м	V , тыс.м ³	v_1	v_2	
Реттиховский, р	70	14	520	70	5000	2—3	35—40	17 дней
Волчанский, р	140	20	100	120	10 000	30	100	Несколько мес
Алмалык, нр	130	26	220	Н.д	6000	Н.д	Н.д	Н.д
Копейский, р	60	33	150	60	400	10	140	9 дней
Батурицкий, р	55	37	270	50	500	Н.д	Н.д	После закола
Коркинский, нр	55	19	200	60	1600	8—9	10—12	Около 2 мес
Трояново-2, р	55	6	3000	70	50 000	0,2	Н.д	Н.д
Карьер 3, нр (урановый)	110	22	950	120	25 000	Н.д	Н.д	Н.д

Примечание. Условные обозначения: H, β, L — соответственно высота, угол наклона борта и длина обрушения; a, V — ширина и объем при змы обрушения; v_1, v_2 — скорость соответственно в стадии сползания и перед обрушением; Н д — нет данных; р, нр — соответственно рабочий и нерабочий борта.

Таблица 3.12.
Оползни на рудных карьерах

Карьер	Угол падения залежи, градус	Число деформаций по видам				Объем, тыс. м ³	Дополнительная вскрышка, тыс. м ³
		обрушения	оползни	оплывины	просадки		
Сорский	90	10	—	1	5	—	—
Златоуст-Беловский	10	10	3	—	10	90	23 000
Зыряновский	60	2	2	—	—	1800	1178
Гайский №1	45	14	7	—	—	330	1480
Сибайский	2—50	20	10	—	—	500	1460
Блявинский	45—50	3	12	—	—	150	1300
Учалинский	70—80	37	2	—	—	600	1300
Медвежий ручей	5—40	1	1	—	—	—	—

* Крупномасштабные деформации СЗ и В участков произошли в 1992 г.

Такие деформации в большей степени характерны для угольных разрезов (табл. 3.11). На рудных карьерах дефор-

мациям подвержены в основном отдельные уступы и их группы (табл. 3.12). В рыхлых породах чаще происходят опол-

Таблица 3.13
Оползни в рыхлых породах

Предприятие, карьер, борт	$\frac{H, м}{\beta^\circ}$	$\frac{a, м}{L, м}$	V, тыс. м ³	Тип (см. табл. 3.10)	Причины деформирования, порода
Роздольское ПО Центральная траншея, северный	$\frac{20}{31,5}$	$\frac{80-100}{550}$	450	11,2	Активный контакт в неогеновых и четвертичных породах, прослой мергеля, напоры
Северо-западный	$\frac{18}{21}$	$\frac{50-60}{150}$	75	11,4	Прослой бентонитовых глин, завышены параметры борта
Южный карьер, южный	$\frac{25}{33}$	$\frac{150}{300}$	500	11,4	Неогеновые глины, прослой мергелей, вода
Северный карьер, разрезная траншея	$\frac{45}{33}$	$\frac{250-300}{500}$	300	11,4	Завышены параметры при наличии обводненных пассивных и активных контактов
Яворовское ПО разрезная траншея, южный	— —	$\frac{60}{200}$	100	11,3	Сочетание слоев четвертичных пород и неогена
То же	$\frac{27}{37-42}$	$\frac{80}{300}$	300	11,4	Пассивные контакты (бентонитовые глины), завышены параметры борта
Примечания. 1 Условные обозначения см. табл. 3.11. 2 Оползни классифицированы по принятой типизации.					

зни, которым подвержены как уступы, так и борта открытых выработок (табл. 3.13).

3.3.1. Методы расчета устойчивости откосов

Инженерные методы расчета, используемые при проектировании карьерных откосов, базируются на теории предельного равновесия.

При расчете коэффициента устойчивости откоса методом алгебраического сложения сил (АСС) предполагают сдвиг по криволинейной (круглоцилиндрической), плоской (частный случай), волнистой и другим монотонным поверхностям. Коэффициент n определяют из соотношения:

$$n = \sum T_{уд} / \sum T_{сд},$$

где $\sum T_{уд} = g \sum P_i \cos \beta_{ai} \operatorname{tg} \varphi_i + \sum C_i L_i + A$ — суммарная удерживающая сила, $\sum T_{сд} = g \sum P_i \sin \beta_{ai} + B$ — суммарная сдвигающая сила; P_i — масса i -го бло-

ка; β_{ai} — угол наклона поверхности анизотропии блока; φ_i — угол внутреннего трения на поверхности анизотропии i -го блока; L_i — длина i -й поверхности анизотропии; A, B — дополнительные внешние нагрузки.

Если поверхность скольжения плоская, то $A = B = 0$.

$$n = \frac{gP \cos \beta_a \operatorname{tg} \varphi' + C'L}{gP \sin \beta_a}, \quad (3.6)$$

а при $C' = 0$

$$n = \operatorname{ctg} \beta_a \operatorname{tg} \varphi, \quad (3.7)$$

где P — масса призмы обрушения i -го блока; C', φ' — соответственно удельное сцепление и угол внутреннего трения на поверхности анизотропии; $C'L$ — сила сцепления на плоской поверхности анизотропии длиной L .

В характеристики C, C' и φ, φ' вводят коэффициент запаса устойчивости (табл. 3.14).

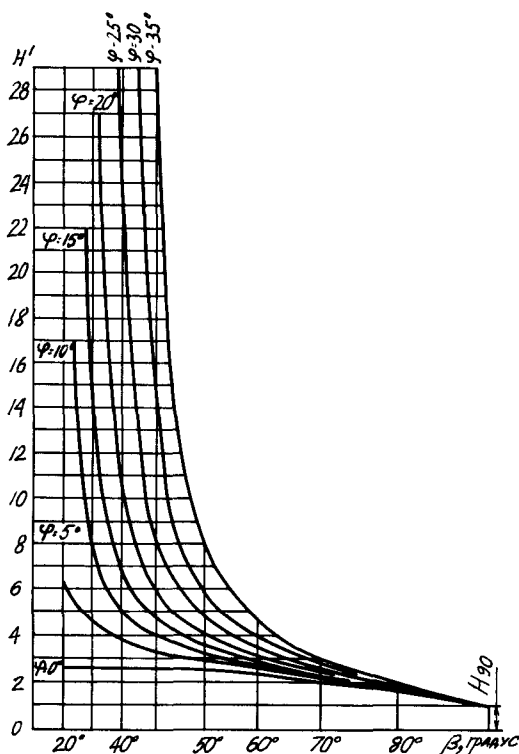


Рис. 3.7. График плоского откоса (Г.Л. Фисенко)

Определение предельных параметров откосов по характеристикам сопротивления сдвигу. *Породы однородные и квазиоднородные.* По графику плоского откоса (ГПО) (ВНИМИ) предельную высоту $H_{пр}$ (или угол откоса) определяют, вычислив:

глубину трещины отрыва $H_{90} = 2C \times \text{ctg}(45^\circ - \varphi/2) / g\gamma$, где γ — плотность по-

род, т/м^3 ; C — удельная сила сцепления в массиве, МПа;

коэффициент высоты $H' = H / H_{90}$.

По графику (рис. 3.7) находят расчетное значение угла нерабочего борта β , соответствующее углу внутреннего трения в массиве φ .

Аналогичный результат получается методом “связность-трение” ($C - T$) по формуле

$$H_{пр} = \frac{H_c}{1 - \frac{\text{tg}\varphi}{\text{tg}\beta}}, \quad (3.8)$$

$$\text{где } H_c = \frac{x + \pi C}{g\gamma} \text{ctg}(45^\circ - \varphi/2). \quad (3.9)$$

Величина x зависит от угла β :

β	30—35°	40—60°	65—80°
x	4	3	2

Последовательность действий:

1. Конструируют борт по параметрам уступов и берм;
2. Измеряют конструктивный угол наклона борта β ;
3. Рассчитывают по формуле (3.8) предельную высоту борта $H_{пр}$;
4. Если $H_c > H_{пр}$, то увеличивают ширину берм и повторяют расчет для β .

Предельная высота откоса при наличии активного контакта с характеристиками φ' , C' и β_a рассчитывается по формуле

$$H_{пр}' = \frac{2C'}{g\gamma} \left[\frac{1 + \text{ctg}\beta_a \cdot \text{ctg}(\beta_a - \varphi')}{\text{ctg}\beta_a - \text{ctg}\beta} \right]. \quad (3.10)$$

Таблица 3.14.

Коэффициент запаса устойчивости

Общая характеристика породы	Срок стояния	
	< 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт, глинистые или трещиноватые	1,2	1,3
То же, преобладание песчаных и гравелистых	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	—
Рабочие уступы и отвалы	1,2	—
Нерабочие уступы, глинистые и трещиноватые	1,5	2,0
То же, но песчаные и глинистые	1,15	1,2

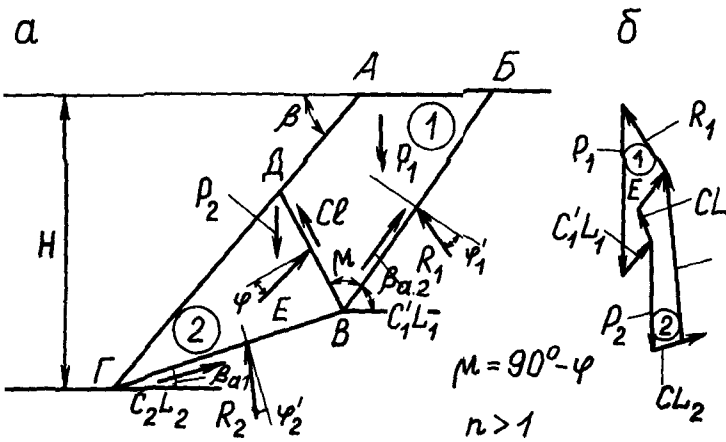


Рис. 3.8. Схемы к расчету устойчивости откоса методом многоугольника сил: а — поперечное сечение откоса векторами действующих сил; б — многоугольник сил

Формула (3.10) применима при $C' \neq 0$. Если $C' = 0$, то устойчивость не зависит от параметров откоса.

Расчет устойчивости откосов графическим и графо-аналитическим методами с использованием многоугольника сил (МС) применяют при резком изломе поверхности сдвига, способствующем делению призмы обрушения на блоки (рис. 3.8) с поверхностями скольжения под углами падения β_{a1} и β_{a2} .

Приведено решение задачи для двух блоков — АБВД и ВГД. По геометрическим параметрам откоса определяют значения P_1, P_2, L_1, L_2, l и находят активные силы (веса блоков, сцепление на поверхностях скольжения БВ, ВГ и ВД). У реактивных сил R_1, R_2, E известны только направления действий. Векторы сил в многоугольнике параллельны векторам в откосе. Построение начинают с P_1 (блок 1) и P_2 (блок 2). Возможны три случая: многоугольник перезамкнут ($n > 1$, см. рис. 3.8), разомкнут ($n < 1$), точно замкнут ($n = 1$).

Методика позволяет рассчитывать параметры многослойных бортов и отвалов по характеристикам каждого слоя.

Расчет устойчивости откосов в пространственной постановке задачи. При наличии двух сопряженных активных контактов с различными параметрами и характеристиками сопротивления сдвигу (общий случай) применение графо-аналитического способа упрощает решение задачи. Коэффициент устойчивости

$$n = \frac{\text{ctg } \beta_{1a} \text{tg } \varphi_1'}{\sin \Theta} + \frac{\text{ctg } \Theta (\text{tg } \varphi_2' \pm \sin \varepsilon \text{tg } \varphi_1')}{\cos \varepsilon} + \frac{C_1' S_1 + C_2' S_2}{g P \sin \beta_{1a} \sin \Theta}, \quad (3.11)$$

где Θ — угол между линией сдвига и направлением простираения поверхностей ослабления; ε — угол, определяемый уг-

лом раскрытия желоба и углами падения β_1, β_2 пересекающихся поверхностей ослабления массива; S_1, S_2 — площади сопряженных ослабленных контактов; φ'_1, φ'_2 и C'_1, C'_2 — соответственно углы внутреннего трения и удельные сцепления на поверхностях ослабления S_1 и S_2 .

Неизвестные угловые и линейные параметры определяются с помощью стереопроекции.

Параметры уступов, разрабатываемых без предварительного рыхления. В рыхлых породах высота рабочих уступов h_p соизмерима с глубиной связности H_c и рассчитывается по формуле

$$H_p = 5,14C \operatorname{ctg} (45^\circ - \varphi/2) / \gamma g, \quad (3.12)$$

где C — сила сцепления.

При применении бестранспортной технологии зависимость между параметрами системы разработки и откоса уступа описывается равенством

$$R_3 = (H_p - H_c) \operatorname{ctg} \varphi + A + П, \quad (3.13)$$

где R_3 — максимальное расстояние перевалки породы на забойной стороне; A и $П$ — ширина соответственно заходки и транспортной полосы.

Определение ширины предохранительных берм. Согласно требованиям ЕПБ (НПО ОБТ-М. 1992) ширина предохранительной бермы определяется в соответствии с нормами технологического проектирования и уточняется проектом по результатам исследований физико-механических свойств горных пород. При этом должна обеспечиваться механизированная уборка осыпи. Так как при длительном стоянии уступов осыпи неизбежны, проектная ширина берм a_6 должна иметь резерв, т.е. $a_6 = a_k + it$, где a_k — конечная ширина бермы, м; i — интенсивность отработки бермы, м/год; t — время стояния уступа, лет.

3.3.2. Рациональные профили и конструкции нерабочих бортов глубоких карьеров, устойчивость отвалов

Профиль борта зависит от геологического строения массива (рис. 3.9). В однородных

(квазиоднородных) породах наиболее экономичен двугранный профиль с максимально возможным по технологическим факторам углом наклона в границах призмы упора. В неоднородных массивах профиль борта и его конструкция должны согласовываться с элементами залегания поверхностей анизотропии.

Устойчивость отвалов. Основные регулируемые параметры отвалов: одноярусных — высота; многоярусных — углы наклона, высота отвала и его ярусов. Устойчивость отвала зависит от прочности пород отвала и залегающих в его основании, угла наклона площадки, на которой формируют отвал. С целью сокращения нарушаемых площадей отвалы следует отсыпать максимальной высоты. Типы отвалов и методы расчета их устойчивости приведены в табл. 3.15, специальная технология формирования

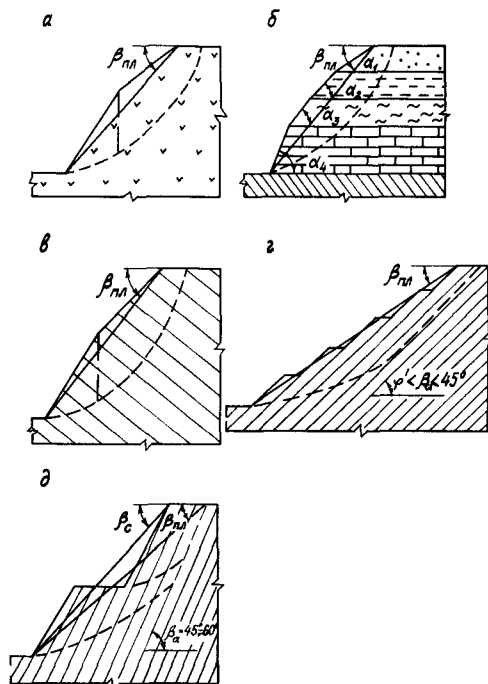


Рис. 3.9. Профили нерабочих бортов глубоких карьеров:

$a, в$ — двугранный; $б$ — многогранный; $г$ — плоский; $д$ — ступенчатый; $\beta_{пл}, \beta_c$ — углы наклона бортов соответственно с плоским и ступенчатым профилем

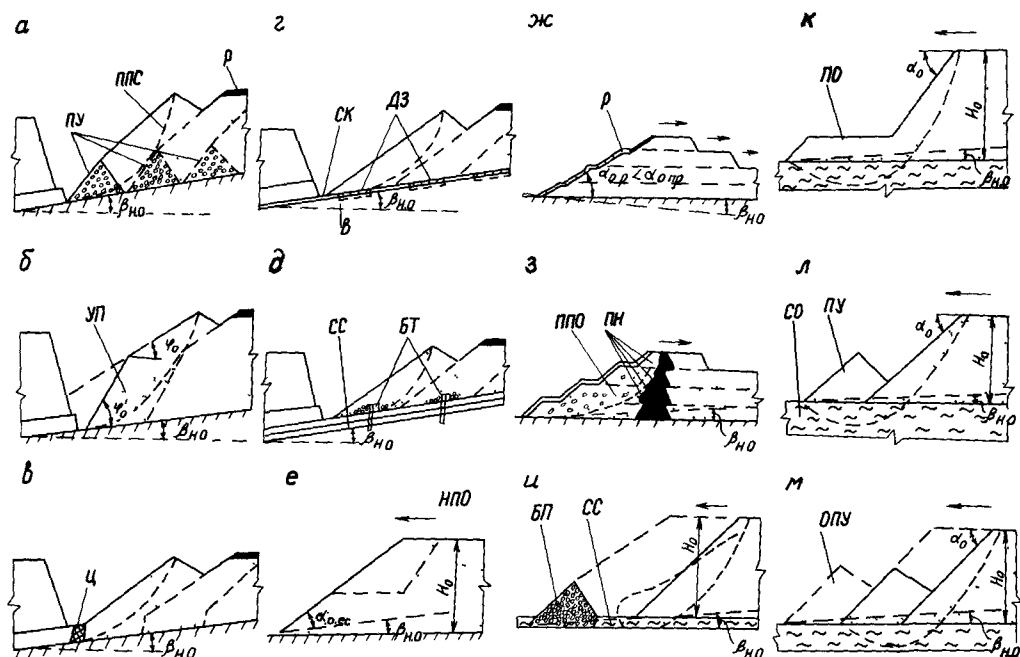


Рис. 3.10. Схемы формирования устойчивых отвалов:

ППС – потенциальная поверхность скольжения; СК – слабый контакт; ДЗ – дренирующая засыпка; УП – уплотненная порода; Ц – целик; СС – слабый слой; БТ – барьер торможения; НПО – направление подвигания отвального фронта; Р – рекультивация; ПО – передовой отвал; ППО – потенциальная призма оползания; ПН – пионерная насыпь; БП – барьерная призма; ОПУ – опережающая призма упора; ПУ – призма упора; В – выемка; β_{HO} – угол наклона основания; α_0 и H_0 – соответственно угол и высота откоса отвала; α_{opr} – предельный угол; α_{op} – угол откоса рекультивируемого отвала; α_{oc} – угол естественного откоса; α_{op} – угол откоса в уплотненной породе

ния отвалов на слабых основаниях — в табл. 3.16 и на рис. 3.10.

Фактическая высота отвалов изменяется в диапазоне значений — от 10—15 м до 120—150 м. Максимальную высоту имеет нагорный отвал Мукуланского карьера, отсыпaeмый в балке (около 1400 м).

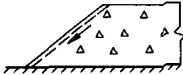
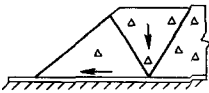
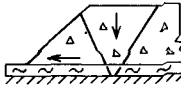
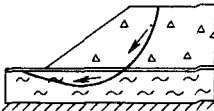
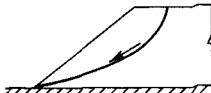
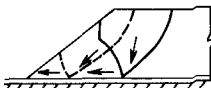
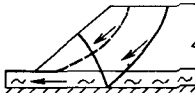
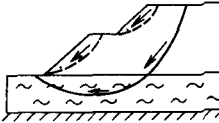
Геомеханическая классификация деформаций сдвига карьерных откосов. При выполнении геомеханических расчетов достаточно знать степень нарушенности массива, положение в нем потенциальной поверхности скольжения и вероят-

ный механизм разрушения. Такие факторы, как генезис месторождения и поверхностей анизотропии, литотипы пород, назначение откоса и другие, на результаты расчета не оказывают влияния. В табл. 3.17 приведена классификация деформаций сдвига, основу которой составил механизм разрушения откоса в результате обрушения или оползания.

Обеспечение устойчивости уступов в глубоких карьерах достигается контурным взрыванием, отработкой приконтурных заходок, а также рядом инженерных мероприятий (табл. 3.18).

Таблица 3.15.

Схемы деформирования отвалов на прочном и слабом основаниях

Класс отвала и характеристика пород. Механизм деформирования	Схема деформирования	Метод расчета
I 1 Сыпучие породы на прочном основании Осадка в результате уплотнения		—
I 2 То же, на слабом основании Осадка со сдвигом вдоль контакта		МС
I 3 То же, на слабом слое Осадка, сдвиг вдоль слабого слоя с выпором		МС
I 4 То же, на слабом основании Вращение с выпором		АСС
II 1 Слабые породы на прочном основании Вращательный сдвиг		ГПО, АСС
II 2 То же, на слабом контакте Вращательный сдвиг (1) или вращательно-плоский сдвиг (2)		1 ГПО 2 МС
II 3 То же, на слабом слое Вращательный сдвиг (1) или вращательно-плоский сдвиг с выпором (2)		То же
II 4 То же, на слабом основании Вращательный сдвиг (1) или вращение с выпором (2)		“

Примечание. Угол наклона основания $\beta_{но} = \pm 10^\circ$

Таблица 3.16.
Технологические схемы формирования устойчивых отвалов (см. рис. 3.10)

№ рис.	Технологическая схема вскрышных и отвальных работ	Особенности формирования отвала
3 10, а	Раздельная выемка и перевалка пород на внутренний отвал	Отсыпка ПУ из твердых пород и покрытие рыхлыми, с рекультивацией
3 10, б	Валовая выемка и перевалка, с подвалкой породой рабочего борта	Разгрузка ковша на высоте 10—20 м, формирование ПУ в уплотненных породах
3 10, в	То же, с подвалкой рабочего уступа	Оставление временного целика полезного ископаемого с последующей его выемкой
3 10, г	Валовая выемка, в том числе с кратной перевалкой	Рыхление основания взрывами или устройство выемок
3 10, д	То же	Устройство барьеров торможения
3 10, е	Доставка породы на внешний отвал	Объединение ярусов после уплотнения пород (на предельном контуре)
3 10, ж	Раздельная выемка твердых и рыхлых пород	Одновременная отсыпка всех ярусов от периферии к центру
3 10, з	То же	Отсыпка прочных пород в ПУ
3 10, и	Раздельная выемка и доставка пород в барьерную призму	Формирование с опережением БП, управляемое оползнеобразование
3 10, к	Валовая выемка и доставка породы на внешний отвал	Опережающая отсыпка предотвала
3 10, л	То же	Параллельная отсыпка ПУ и ПАД с опережением ПУ
3 10, м	“	Опережающая отсыпка ПУ в дальней заходке и наращивание ПАД в ближней

Примечание ПАД — призма активного давления

Таблица 3.17.
Геомеханическая классификация деформаций сдвига карьерных откосов


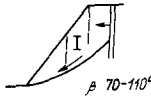
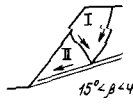
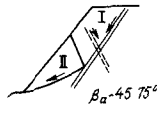
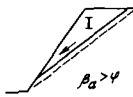
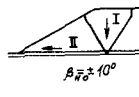
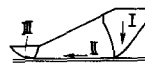


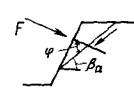


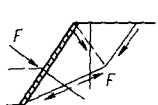


Механизм смещения массива	Степень нарушенности массива	Расчетная схема	Метод расчета
Вращение блока	Однородная (квазиоднородная среда, активный контакт)		ACC, ГПО, С—Т
Отрыв с вращением блока	Крутое падение пассивного контакта		ACC
Вращение призмы — I, скольжение — II	Пассивный контакт в основании ПУ		MC
Скольжение призмы — I, вращение — II	Пассивный контакт в основании ПАД		MC
Свободное скольжение единого блока	Активный контакт		Формулы (3 6) (3 7) (3 10)
Оседание призмы — I, скольжение — II	Пассивный контакт в подошве откоса		MC
То же и выпор призмы — III	То же, под подошвой откоса (глубинный контакт)		MC
Вращение призмы — I, выпор — II	Слабые породы в основании однородного откоса		ACC
Скольжение в зажиме блока	Два сопряженных активных контакта		Формула (3 11)

Таблица 3.18.
Способы укрепления откосов

Группа	Характеристика пород	Способ укрепления	Расчетная схема
1	Крепкие, крупноблочные, контакты крутые	Анкеры	
2	То же, контакты наклонные и пологие	Сваи	
3	То же, контакты крутые и наклонные	Анкеры	
4	Крепкие, мелкоблочные, слоистые, контакты крутые и пологие	Сваи, анкеры, защитные стенки	
5	Средней и малой крепости, слоистые, однородные	Сваи, защитные стенки	
6	Рыхлые связные, однородные или слоистые	Подпорные стенки, контрфорсы	
<p>Примечание. F — оползневое давление, β_a — угол наклона поверхности ослабления, r_0, r_1 — радиусы кривизны поверхностей скольжения</p>			

Список литературы

1. Теория и практика открытых разработок. 2-е изд. перераб. и доп. / Н. В. Мельников, Э. Н. Рзентович, Б. А. Симкин и др. — М.: Недра, 1979.
2. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров — М.: Недра, 1970.
3. Галустьян Э. Л. Геомеханика открытых горных работ. — М.: Недра, 1992.
4. Ильин А. И., Гальперин А. М., Стрельцов В. И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. — М.: Недра, 1986.
5. Певзнер М. Е. Деформации горных пород на карьерах. — М.: Недра, 1992.
6. Попов В. Н., Байков Б. Н. Технология отстройки бортов карьеров. — М.: Недра, 1991.
7. Попов И. И., Окатов Р. П., Низаметдинов Ф. К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. — Алма-Ата, Наука, 1986.

4

Вскрытие карьерных полей

4.1. Основные положения

Вскрытие карьерного поля осуществляется проведением открытых или подземных горных выработок, представляющих собой систему элементов, в которых располагаются транспортные коммуникации технологических грузопотоков (табл. 4.1).

В зависимости от условий на карьере может быть два — вскрышной и добычной — или несколько технологических потоков, разделяемых по числу забоев в разрабатываемой зоне карьера и пунктов приема горной массы, а также по их связи между собой (табл. 4.2). Системы разработки и вскрытия взаимосвязаны (табл. 4.3).

Таблица 4.1.

Элементы системы горных выработок для вскрытия карьерных полей

Горная выработка	Назначение
Наклонная траншея (внешняя траншея)	Обеспечение связи горизонтов в рабочей зоне карьера с поверхностью или нижележащим горизонтом
Горизонтальная траншея (разрезная траншея)	Создание фронта горных работ на горизонте
Наклонная транспортная берма (внутренняя траншея, съезд, насыпь)	Обеспечение связи между горизонтами внутри эксплуатационного пространства карьера
Горизонтальная транспортная берма	Связь в пределах горизонта, размещение пунктов примыкания к наклонной трассе транспортных коммуникаций рабочих горизонтов, тупиков и петлевых соединений транспортных путей
Крутая траншея	Связь концентрационного горизонта с поверхностью
Ствол	Связь рабочей зоны глубоких карьеров с поверхностью
Штольня	Связь эксплуатационного пространства нагорных карьеров с поверхностью, на равнинах — со стволом
Рудоспуск	Гравитационная доставка полезного ископаемого на рабочей зоне карьера на транспортный горизонт
Рудоскат	Гравитационная доставка полезного ископаемого из рабочей зоны карьера к пункту погрузки

Таблица 4.2.
Технологические потоки на карьере

Наименование	Вид грузопотока	Средства вскрытия
Отдельный	Горная масса от одного забоя направляется на отдельный отвал, участок общего отвала или к бункеру для полезного ископаемого	Отдельная наклонная траншея, наклонная транспортная берма, рудоспуск, рудоскат, штольня
Объединенный	Горная масса от нескольких забоев объединяется в один грузопоток и далее направляется в пункт приема для складирования или переработки	Групповая или общая наклонная траншея, наклонная берма или ствол
Разветвленный	Горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов приема горной массы	Общая наклонная траншея, наклонная берма, ствол
Комбинированный	Горная масса от нескольких забоев объединяется транспортом доставки ее из карьера и на поверхности направляется на несколько пунктов приема горной массы	Общая наклонная траншея, наклонная берма, ствол

Таблица 4.3.
Связь систем разработки с вскрытием карьерных полей

Система разработки	Система вскрытия основных горных выработок
Бестранспортная, транспортно-отвальная	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого
Экскаватор—карьер	Вскрывающие выработки не требуются
Транспортная	
с перевозкой вскрышных пород в выработанное пространство	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого, горизонтальные транспортные бермы и насыпи для грузопотоков вскрышных пород
с перевозкой вскрышных пород на внешние отвалы	Наклонные траншеи и наклонные бермы для грузопотоков вскрышных пород и полезного ископаемого
Комбинированная	Наклонные траншеи, горизонтальные и наклонные бермы для грузопотока вскрышных пород и полезного ископаемого

4.2. Расчет параметров карьера для размещения вскрывающих выработок

Основными параметрами карьера для решения вопросов размещения вскрывающих выработок являются: максимальный разнос бортов карьера по поверхности, максимальная глубина, объем горной массы в карьере.

Для пластовых вытянутых по простиранию залежей горизонтальная мощность (м) залежи

$$m_r = m_n / \sin \alpha_3,$$

где m_n — нормальная мощность залежи по геологическим разрезам, м; α_3 — угол наклона залежи;

максимальный разнос бортов карьера по поверхности под рабочими углами

при условии $M = m_{гк}k_{гp}$;
максимальная глубина карьера

$$H_{\max} = \frac{1}{2} M \operatorname{tg} \beta_{\max},$$

где β_{\max} — угол откоса борта карьера при погашении (табл. 4.4).

Для неправильной формы ограниченных в плане залежей метод расчета аналогичен приведенному выше.

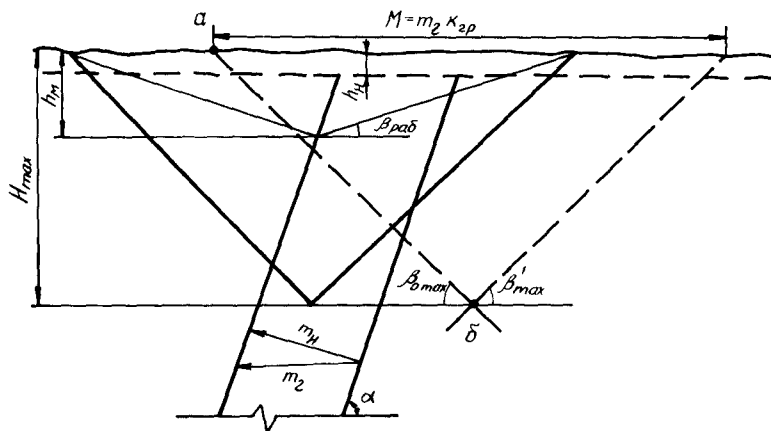
Для округлых в плане жильных и штокообразных залежей измеряют или вычисляют размеры рудного тела по длинной ($m_{д}$) и короткой ($m_{к}$) осям (рис. 4.1);

Таблица 4.4.

Углы откосов бортов карьера при погашении

Группа пород	Характеристика пород, слагающих борт	Угол откоса борта карьера, градус
Крепкие скальные $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Крепкие слаботрециноватые	55
	Крепкие интенсивно трещиноватые	40—50
Средней прочности $8 \text{ МПа} < \sigma_{сж} < 80$ МПа	Выветрелые	40—50
Слабые несвязные $\sigma_{сж} < 8$ МПа	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные, глинистые, пески, галечники	20—30

а



б

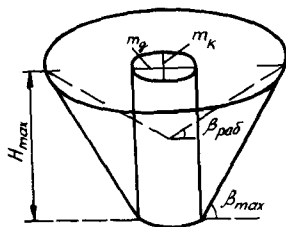


Рис. 4.1. Схема и расчеты основных параметров карьерного поля при разработке:

а — наклонных и крутых пластовых, вытянутых по простиранию залежей; б — ограниченных и округлых в плане жильных и штокообразных залежей

максимальный разнос бортов карьера по поверхности под рабочими углами по осям

$$M_{\text{д}} = m_{\text{д}} k_{\text{гр}};$$

$$M_{\text{к}} = m_{\text{к}} k_{\text{гр}};$$

максимальная глубина.

$$H_{\text{max}} = \frac{1}{2} m_{\text{к}} \text{tg} \beta_{\text{max}}.$$

Объем (м^3) горной массы в карьерном поле:

для пластовых наклонных и крутых вытянутых по простиранию залежей

$$V = \frac{1}{4} M^2 \text{tg} \beta_{\text{max}} \left(\frac{1}{6} \pi M + \Pi \right);$$

для ограниченных в плане залежей ($m_{\text{д}}/m_{\text{к}} > 2$)

$$V = \frac{1}{24} \pi m_{\text{к}}^3 \text{tg} \beta_{\text{max}} + \frac{1}{4} m_{\text{к}}^2 (m_{\text{д}} - m_{\text{к}}) \text{tg} \beta_{\text{max}};$$

для округлых в плане залежей ($m_{\text{д}}/m_{\text{к}} < 2$)

$$V = \frac{1}{14} \pi m_{\text{д}} m_{\text{к}}^2 \text{tg} \beta_{\text{max}},$$

где Π — простирание рудного тела, м.

Объем полезного ископаемого в контурах карьера:

для пластовых наклонных и крутых вытянутых по простиранию залежей

$$V_{\text{п.и}} = m_{\text{г}} \Pi (H_{\text{max}} - h_{\text{н}}) - \frac{1}{4} m_{\text{к}}^2 \Pi \text{tg} \beta_{\text{max}};$$

для ограниченных в плане залежей

$$V_{\text{п.и}} = (m_{\text{к}} m_{\text{д}} - m_{\text{к}}^2) (H_{\text{max}} - h_{\text{н}}) - \frac{1}{2} m_{\text{к}} \text{tg} \beta_{\text{max}} + \frac{1}{4} m_{\text{к}}^2 \text{tg} \beta_{\text{max}} (m_{\text{д}} - m_{\text{к}}) + \frac{1}{24} \pi m_{\text{к}}^3 \text{tg} \beta_{\text{max}};$$

для округлых в плане залежей

$$V_{\text{п.и}} = \frac{1}{4} \pi m_{\text{к}} m_{\text{д}} (H_{\text{max}} - h_{\text{н}}) - \frac{1}{2} m_{\text{к}} \text{tg} \beta_{\text{max}} + \frac{1}{24} \pi m_{\text{к}}^2 m_{\text{д}} \text{tg} \beta_{\text{max}},$$

где $h_{\text{н}}$ — мощность наносов, м.

4.3. Конструкция бортов карьера и угол его откоса

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта карьера $\beta_{\text{раб}}$ отстраивается внутри рабочей зоны и представляет собой линию, соединяющую нижнюю бровку разрезной траншеи внутри экскаваторной заходки на наклонных и крутых месторождениях, или нижнюю бровку пласта полезного ископаемого на горизонтальных и пологих пластовых и россыпных месторождениях с верхней бровкой уступа верхнего рабочего горизонта,

$$\text{tg} \beta_{\text{раб}} = \frac{H_{\text{р.з}}}{nh + B_{\text{р.п}}(n-1) + nh \text{ctg} \alpha},$$

где $H_{\text{р.з}}$ — высота рабочей зоны; $B_{\text{р.п}}$ — ширина рабочей площадки; n — число горизонтов в рабочей зоне; h и α — соответственно высота и угол откоса уступа (табл. 4.5).

Угол рабочего борта карьера при разработке горизонтальных и пологих месторождений в зависимости от применяемой системы разработки вскрышных и добычных работ изменяется и составляет:

40—65° при глубине карьера 15—40 м и системах разработки с перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство механическими лопатами и драглайнами,

10—40° при глубине карьера 65—175 м при комбинированной системе разработки с перевалкой и перевозкой вскрышных пород в выработанное пространство,

30—40° при транспортных системах разработки с мягкими вскрышными породами при любой глубине разработки.

Нерабочий борт конструктивно в профиле представляет собой сочетание транспортных берм, берм безопасности и откосов погашенных уступов

$$\beta_{\text{max}} = \text{arccctg} \left[\frac{nh \text{ctg} \alpha + b_{\text{б}}(n-1) + \Sigma b_{\text{т}}}{H} \right],$$

где n , h , α — соответственно число уступов в контуре карьера, их высота и угол откоса; $b_{\text{б}}$ — ширина бермы безопасности

Таблица 4.5.
Угол откосов уступов

Группа пород	Характеристика пород, слагающих уступ	Высота рабочего уступа, м	Угол откоса уступа, градус		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	сдвоенного и строенного
I Крепкие скальные $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Весьма крепкие Крепкие слаботрещиноватые и слабовыветрелые	12—15	< 80	70—75	65—70
		12—15	70—75	60—65	55—60
II Средней крепости $8 \text{ МПа} < \sigma_{сж} < 80$ МПа	Крепкие трещиноватые Выветрелые интенсивно трещиноватые Сильновыветрелые Интенсивно трещиноватые или рассланцованные	12—15	65—70	55—60	50—55
		12—15	60—65	50—55	45—50
		10—12	55—60	45—50	40—45
		10—12	45—50	40—45	35—40
III Слабые и связные $\sigma_{сж} < 80$ МПа	Частично дезинтегрированные изверженные Глинистые, колчеданно дезинтегрированные разности всех пород Глинистые песчано-гравийные отложения	8—10	55—60	40—50	35—40
		8—10	40—50	25—40	25—30
		8—10	40—45	35—40	30—35

Примечания. 1 При падении слоев, рассланцованных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30—35° (если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) уступам следует придавать угол откоса, соответствующий углу падения этих поверхностей ослабления, но не более приведенных в таблице 2. Таблица составлена с учетом применения специальной технологии постановки уступов в предельное положение

(по ЕПБ $b_6 = 1/3h$); Σb_T — суммарная ширина транспортных берм; H — глубина карьера.

Технически допустимый угол откоса борта карьера без транспортных и предохранительных берм

$$\beta_{\max} = \arctg[\text{ctg}\alpha + (H - h) / (3H)].$$

Для карьера глубиной 600 м при уступах высотой 30 м с углом откоса уступа 45, 50, 60 и 70° угол откоса борта карьера будет соответственно 37, 43, 48 и 55°.

В устойчивых массивах на глубоких карьерах были достигнуты углы откоса бортов карьера, близкие к предельным по устойчивости, а именно 47—52°, что возможно благодаря применению:

сдвоенных или строенных уступов в конечном положении;

предварительного целеобразования наклонными скважинами, пробуренными по конечному контуру рабочего горизонта; совмещения предохранительных берм с бермами периодической очистки и отстойки их параллельно транспортной берме на расстоянии по высоте, допустимой по правилам безопасности (наклонные бермы).

При использовании специальных средств укрепления откосов бортов карьера угол откоса может быть увеличен до 59°.

4.4. Карьерное поле и этапы его отработки

Размеры и форму карьерного поля выбирают с учетом предполагаемой технологии разработки, комплексной механизации

ции и направления перемещения фронта горных работ.

Длина фронта работ должна обеспечить необходимую производительность карьера в течение всего срока отработки карьерного поля.

По длине фронт работ подразделяют на блоки, в которых предусматривается работа выемочного оборудования.

Контур эффективности открытых горных работ на наклонных и крутых месторождениях по глубине разделяется на этапы со сроком отработки 15—20 лет, соразмерным сроком полной модернизации оборудования или перехода на новую технологию: с одним видом транспорта; с комбинированным транспортом (например автомобильно-железнодорожным, автомобильно-конвейерным); с использованием для вскрытия подземных горных выработок и вследствие этого реконструкции карьера.

Углы откосов бортов карьера промежуточных этапов принимают несколько меньшими, чем при погашении, но значительно большими, чем рабочих бортов карьера. Горизонты на каждом этапе отработываются по обычной технологии; при подходе к границе этапа работы временно консервируются. Для возможности возобновления горных работ у промежуточного борта через горизонт или два оставляется минимальная рабочая площадка.

При центральном сдвоенном фронте транспортирование полезного ископаемого обеспечивается по центральной и фланговым траншеям.

4.5. Элементы и форма трассы траншей

Трасса в профиле состоит из элементов: подъемов (уклонов) горизонтальных участков, радиусов сопряжения наклонных и горизонтальных участков, пунктов примыкания транспортных коммуникаций с рабочими горизонтами карьера в плане — из прямых участков радиусов закругления, тупиков при железнодорожном транспорте, петлевых соединений отрезков трассы при автомобильном транспорте. При кон-

вейерном транспорте трасса в плане состоит из прямолинейных отрезков, прямо пропорциональных конструктивной длине конвейерных ставов. Максимальный уклон для каждого вида транспорта устанавливается по условию безопасности в эксплуатации (торможения и трогания с места).

По длине трасса разделена на участки, при железнодорожном транспорте — на перегоны, ограниченные средствами СЦБ. Наиболее нагруженная часть трассы называется *ограничивающим перегонном*.

Наибольший подъем, на котором конкретный колесный вид транспорта в грузовом направлении движется со скоростью, соответствующей установившемуся движению, называют *руководящим*.

Профиль в зависимости от вида примыкания к трассе путей с горизонтов карьера имеет три формы: с примыканием на руководящем подъеме, с примыканием на смягченном подъеме и с примыканием на площадках.

Форма трассы в плане *простая*, если она не меняет направление на всем протяжении, и *сложная*, если она состоит из нескольких участков разного направления.

Если протяженность трассы превышает длину борта карьера, на котором производится трассирование, то возможны следующие два варианта:

1. Трасса размещается на одном борту карьера, а ее простые отрезки разного направления соединяются тупиками и петлями максимально допустимых радиусов, соответствующих виду транспорта;

2. Трасса переводится с одного борта на другой до полного размещения ее на всю глубину карьера, при этом трасса приобретает спиральную форму.

Длина тупика

$$L = (l_1 + 15) + l_2 + T,$$

где $l_1 + 15$ — длина поезда с учетом пути торможения, м; l_2 — длина стрелочной зоны; $T = R_B \operatorname{tg} \varphi / 2$ — проекция вертикальной сопрягающей кривой, м; $R_B = 2000 \div 3000$ м — радиус вертикальной сопрягающей кривой, м, при укладке в пределах кривой стре-

лочных переходов $R_B = 5000$ м; $\varphi = i_1 \pm i_2$ — угол поворота вертикальной кривой, градус (i_1 и i_2 — сопрягающие уклоны).

Для современных железнодорожных составов необходимая длина площадки примыкания в тупике составляет 200—250 м. Максимально возможная глубина вскрытия одной траншеи

$$h_{\max} = (L_K + 2l_{\Pi})i,$$

где h_{\max} — максимальная высота уступа, м; L_K — длина карьерного поля, м; l_{Π} — длина площадки, м; i — уклон пути.

Петлевое соединение наклонных участков трассы предполагает создание поворотной площадки с радиусом $R = 15 \div 30$ м при автомобильном транспорте и $R = 120 \div 200$ м при железнодорожном транспорте.

В конструктивном плане петля состоит из следующих элементов: главной кривой с радиусом R_0 , двух прямых вставок длиной l_1 и l_2 и двух криволинейных вставок с радиусами R_1 и R_2 (рис. 4.2, а). На практике часто используют упрощенную конст-

рукцию петли, где центр O главной кривой переносится от вершины угла поворота трассы внутрь склона (рис. 4.2, б). В этом случае длина петли минимальна, так как элементы l_1 и l_2 отсутствуют. Трасса в пределах петли имеет уклон i , меньший чем на прямых участках выездной полутраншеи.

Значения смягченного уклона и других параметров петли зависят от допустимой внутри ее скорости движения автосамосвалов (табл. 4.6).

Спиральную трассу применяют при всех видах колесного транспорта в случаях, когда простую и петлевую трассы применить невозможно (рис. 4.3).

Общая протяженность спиральной трассы L_T при коэффициенте ее удлинения $k_y = 1,3 \div 1,5$ и руководящем подъеме i_p , а также протяженность ее отдельного участка l_{TP} , вскрывающего один уступ высотой h , устанавливаются по формулам:

$$l_{TP} = k_y h / i_p; L_T = n_y l_{TP},$$

где n_y — число вскрываемых уступов.

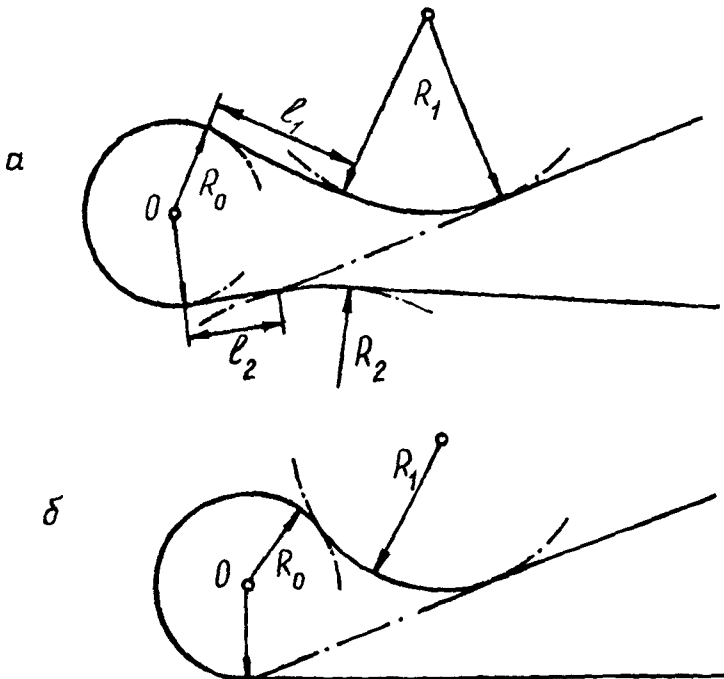


Рис. 4.2. Элементы петлевого соединения трассы

Таблица 4.6.
Конструктивные показатели петли

Показатели	Скорость движения автосамосвалов, км/ч		
	20	25	30
Минимальный радиус главной кривой R_0 , м	15,0	20,0	30,0
Максимально допустимый уклон дороги в пределах петли i , %	4,0	3,5	3,0
Поперечный подъем дороги на повороте, %	6,0	6,0	6,0
Расширение дороги на повороте, м	3,0	3,5	4,0
Минимальный радиус криволинейных вставок R_1 и R_2 , м	20,0	25,0	30,0

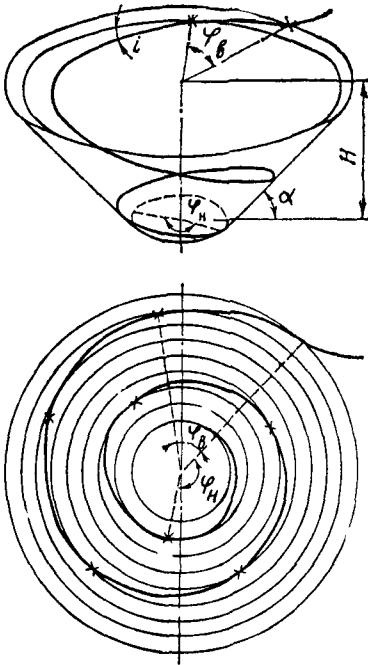


Рис. 4.3. Элементы спиральной трассы

4.6. Вскрытие карьерных полей наклонными горными выработками

Классификация горных выработок для вскрытия карьерных полей приводится в табл. 4.7.

Вскрытие карьерных полей внешними наклонными траншеями производят на расположенных на относительно небольшой глубине горизонтальных или пологих месторождениях, а также при разработке верхних горизонтов наклонных и крутых пластовых месторождений (рис. 4.4).

Отдельные траншеи закладывают вкрест простирания и реже по простиранию.

При этом способе вскрытия каждый уступ обеспечен транспортом независимо. Грузопотоки горной породы с каждого уступа полностью рассредоточены и имеют независимый один от другого выход на поверхность.

В условиях равнинной местности отдельными внешними траншеями вскрывают не более трех-четырех уступов.

Вскрытие групповыми внешними траншеями применяется на месторождениях с горизонтальным, пологим залеганием пласта, или с мощными рудными телами.

Внешние групповые траншеи обычно закладывают на флангах карьерного поля по простиранию или вкрест простирания.

Вскрытие общими внешними траншеями применяют при разработке горизонтальных, пологих и наклонных месторождений значительной мощности, а также верхних горизонтов мощных залежей любой формы и размеров.

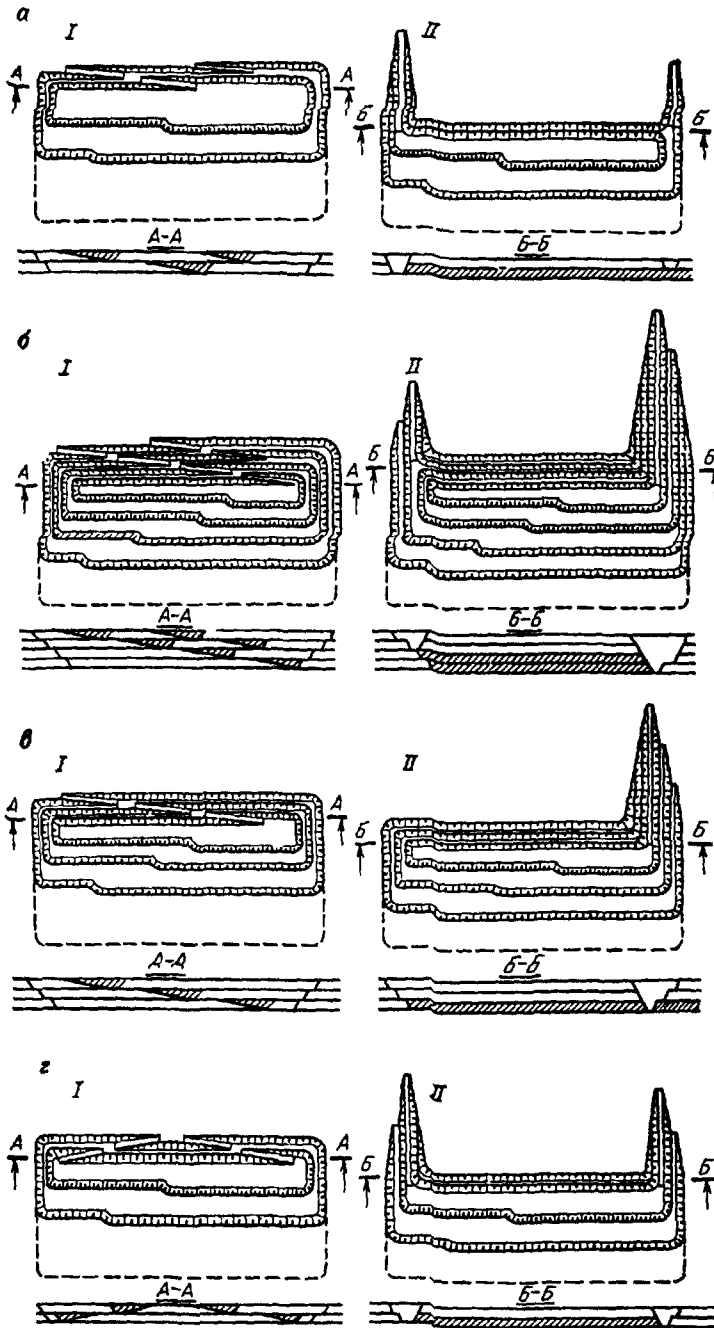


Рис. 4.4. Вскрытие карьерных полей капитальными выработками:

I — наклонными транспортными бермами; II — наклонными траншеями; а — отдельными; б — групповыми; в — общими; г — парными

Таблица 4.7.
Вскрывающие горные выработки*

Признак	Основание для разделения	Наименование
Вид выработки	Форма сечения	Траншея, полутраншея, берма, ствол, штольня
Расположение горных выработок	Контур карьерного поля	Внешние Внутренние
	Горизонтальная поверхность	Вертикальные, крутые, наклонные
Число обслуживаемых горизонтов	Один	Отдельные Групповые Общие
	Несколько	
	Все	
Назначение	Обслуживание груза и порожняка	Одинарные
	Обслуживание только груза и только порожняка	Парные
Стационарность	Постоянное положение	Капитальные Скользкие
	Временное положение	

* Пополненная классификация проф. Е. Ф. Шешко

Внешнее заложение общих траншей осуществляют при разработке месторождений на глубине не более 40—60 м. Траншеи при внешнем заложении обычно располагают на флангах карьерного поля, реже в центре, разделяя карьерное поле на два крыла.

При этом учитывается способ примыкания путей транспортных берм с рабочих горизонтов к траншее. Транспортные бермы внешних траншей при двухпутном железнодорожном и двухстороннем автомобильном транспорте могут обеспечивать независимое обслуживание грузопотоков с рабочих горизонтов.

Вскрытие месторождений внешними парными траншеями применяют с целью создания поточного движения транспорта в условиях отдельных, групповых и общих внешних траншей при большом грузообороте карьера.

Вскрытие месторождений с косогорным рельефом поверхности осуществляется полутраншеями (рис. 4.5).

Каждый уступ или группа породных уступов при этом имеет внешние независимые отвалы, которые возводятся в непосредственной близости от уступов.

Вскрытие карьерных полей отдельными наклонными бермами (внутрен-



Рис. 4.5. Вскрытие месторождения с косогорным рельефом поверхности полутраншеями:

а — отдельными; б — общими с тупиковой формой трассы; в — общими с петлевой формой трассы

ними траншеями) позволяет рассредоточить грузопотоки горной породы с каждого горизонта с обособленным их выходом на поверхность. Взаимная независимость траншей создает условия для лучшей организации эксплуатационных работ.

Вскрытие групповыми наклонными бермами применяют для глубоких горизонтальных и пологих пластовых месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным числом уступов.

Вскрытие общими внутренними транспортными бермами применяют для наклонных и крутых месторождений, распространяющихся на большую глубину, а также для месторождений, расположенных в гористой местности. При вскрытии общими внутренними бермами грузопотоки породы и полезного ископаемого сосредоточены по направлению.

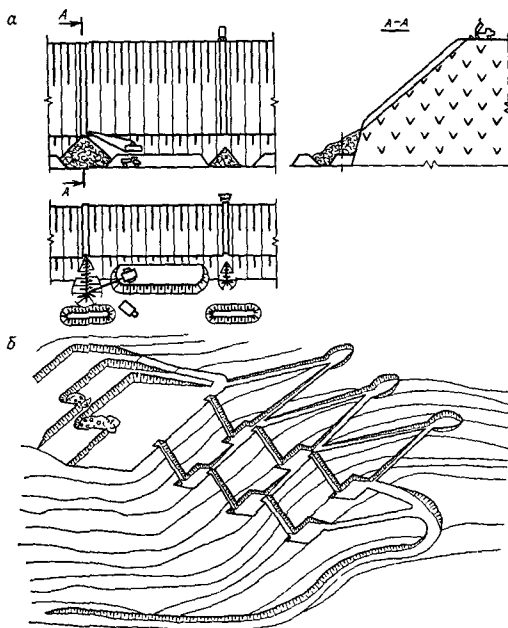


Рис. 4.6. Схемы крутых траншей для гравитационной доставки: *а* — одноступенчатая; *б* — многоступенчатая

4.7. Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями

При использовании конвейерных, скиповых подъемников и гравитационного транспорта в технологических потоках вскрытие карьерного поля осуществляется крутыми траншеями, угол наклона которых определяется параметрами транспорта: конвейерный — 16° , скиповой — $45\text{--}90^\circ$, гравитационный — рудоскаты $40\text{--}30^\circ$.

Траншеи для конвейерных подъемников могут располагаться под любым углом к контуру карьера; для скипового и рудоскат строго перпендикулярно к контуру бортов карьера.

Для использования эффекта самозатормаживания при гравитационной доставке горной массы угол наклона уменьшается к основанию (в верхней — 40° , в средней — 35° , в нижней — 30°). При большой высоте переспуска горной массы рудоскаты имеют ступенчатую форму, в которых высота и угол откоса каждой части устанавливаются с учетом надежной и безопасной его работы (рис. 4.6).

4.8. Вскрытие карьерных полей подземными горными выработками

При использовании в технологических потоках гравитационной доставки вскрытие рабочих зон карьера осуществляется рудоспусками, которые располагаются внутри карьерного поля в рабочей зоне таким образом, чтобы обеспечивались минимальные затраты на доставку по ним руды из забоев. Угол наклона рудоспуска выбирается из условий размещения устья рудоспуска в рабочей зоне карьера и перегрузочного узла в штольне, но не менее 45° . По условиям эксплуатации наиболее эффективны вертикальные рудоспуски с расширенной до размеров камеры с несколькими погрузочными люками нижней аккумулялирующей частью рудоспуска (рис. 4.7).

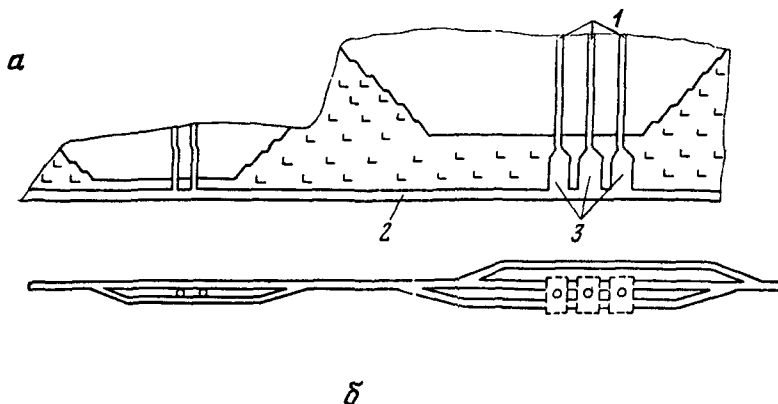
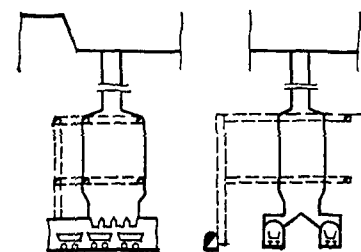


Рис. 4.7. Схема вскрытия карьерных полей месторождений Расвумчорр-Цирк и Плато-Расвумчорр подземными горными выработками (а):

1 — рудоспуски; 2 — штольня; 3 — погру-
зочные камеры рудоспусков; б — кон-
струкция камер

Сечение штольни выбирается в зави-
симости от параметров используемого в
ней транспорта. Для стока воды уклон
штольни в сторону устья должен состав-
лять 1—2%. При разработке месторожде-
ний с равнинной поверхностью для вскры-
тия рабочей зоны второго и последующих
этапов разработок, когда размещение
подъемника невозможно на борту карье-
ра, применяют наклонные стволы с вы-
ходом ствола в рабочую зону карьера на кон-



центрационный горизонт второго этапа
разработки. Наклонный ствол оборудует-
ся одним или двумя конвейерными подь-
емниками для доставки руды и вскрыш-
ных пород. У устья квершлага или самого
наклонного ствола предусматривается пе-
регрузочная площадка с установкой дро-
бильного агрегата. Сечение наклонного
ствола определяется параметрами кон-
вейерных подъемников и необходимых
обслуживающих механизмов (рис. 4.8), а

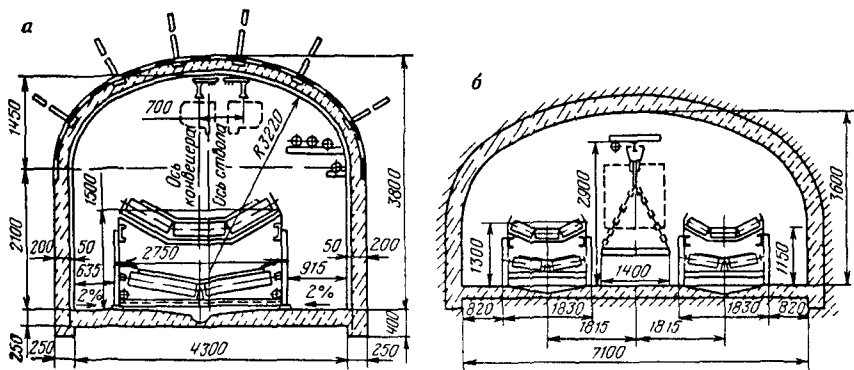


Рис. 4.8. Сечение наклонного ствола для конвейерного подъемника с одним (а) и дву-
мя (б) конвейерными стовами

глубина заложения — границей перехода на комбинированный транспорт, срок его службы — временем отработки следующего этапа.

Применение наклонных стволов для вскрытия рабочей зоны карьера возможно при колесных видах транспорта, в частности железнодорожном, который используется как внутрикарьерный или как часть транспорта в технологическом потоке для доставки горной массы из карьера в комбинации с внутрикарьерным автомобильным. В этом случае у устья наклонного ствола сооружаются станции для обмена составов и перегрузочный пункт.

При вскрытии карьерного поля подземными горными выработками шаг углубления составляет при использовании наклонного ствола с конвейерным транспортом 100—150 м.

4.9. Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля

Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля осуществляется *разрезными траншеями* с целью создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования.

Место расположения разрезных траншей подчинено направлению размещения трассы в контурах этапа. При часто используемой на таких месторождениях спиральной трассе разрезная траншея на каждом горизонте располагается по предельному контуру этапа с всерным развитием фронта работ на каждом вскрываемом горизонте в месте примыкания внутренней траншеи к разрезной (рис. 4.9).

При разработке рабочих горизонтов панелями разрезная траншея проводится вдоль фронта работ с одновременной нарезкой панели поперечными разрезными траншеями на ширину панели.

Схемы разработки горизонта с панельной подготовкой разрезными траншеями на горизонтальных наклонных и крутых пластовых месторождениях показаны на

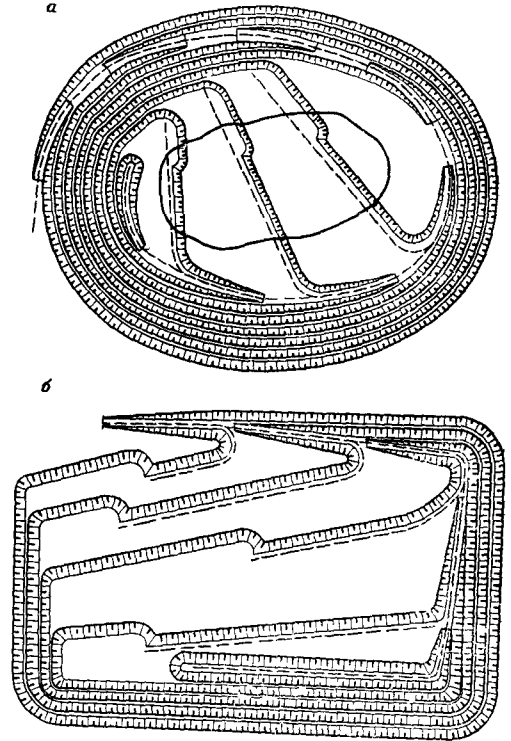


Рис. 4.9. Схемы размещения разрезной траншеи в рабочей зоне карьера при спиральной форме трассы (а) и всерном развитии фронта работ в пределах горизонта (б)

рис. 4.10, на нагорных месторождениях с косогорным рельефом — на рис. 4.11.

Рабочие горизонты при разработке мощных пластовых залежей могут вскрываться короткими поперечными траншеями (рис. 4.12).

Для интенсификации вскрытия глубоководных месторождений, а также для вскрытия ограниченной в плане рабочей зоны карьерного поля при обработке месторождения этапами возможно использование для вскрытия рабочих горизонтов вскрывающей выработки в виде сектора (рис. 4.13).

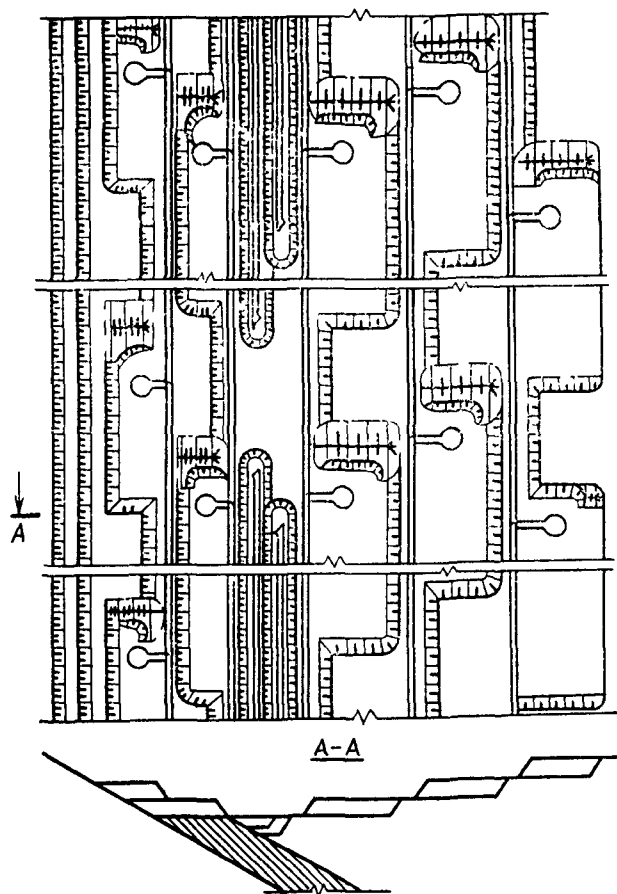


Рис. 4.10. Схемы вскрытия рабочих горизонтов при отработке наклонного пластового месторождения панелями

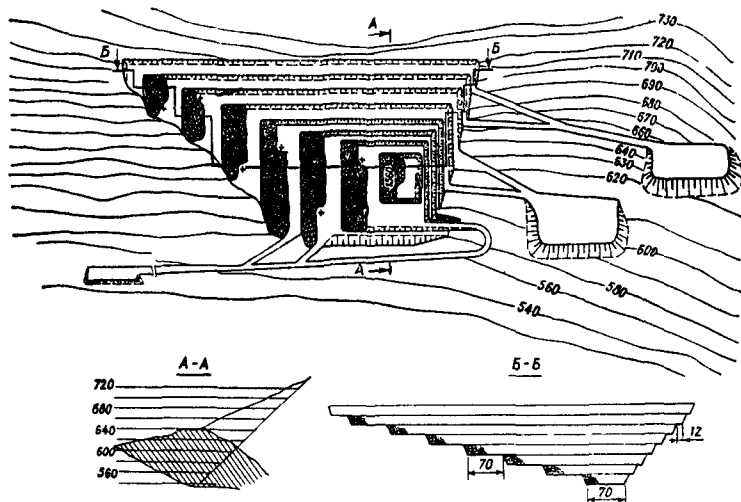


Рис. 4.11. Схемы вскрытия рабочих горизонтов при отработке нагорного месторождения панелями

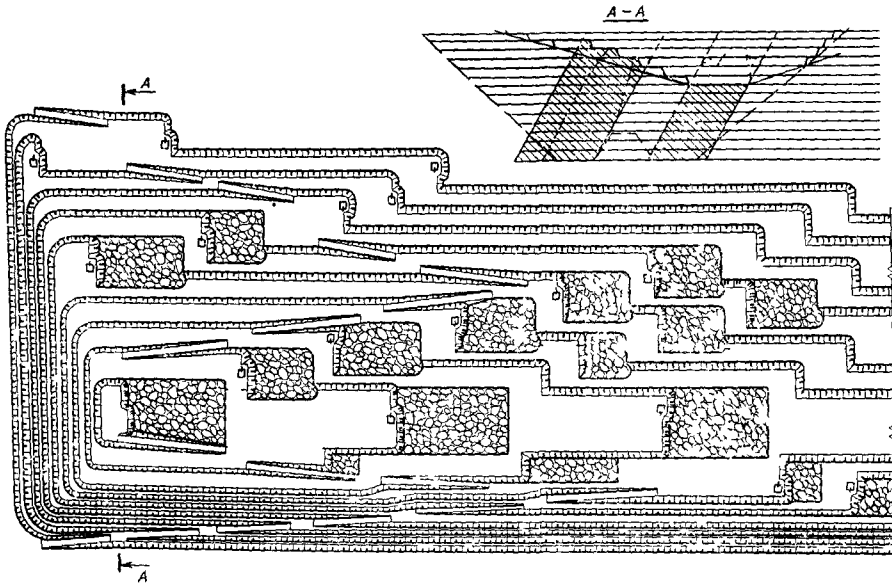


Рис. 4.12. Вскрытие рабочих горизонтов короткими поперечными траншеями при разработке мощных пластовых залежей

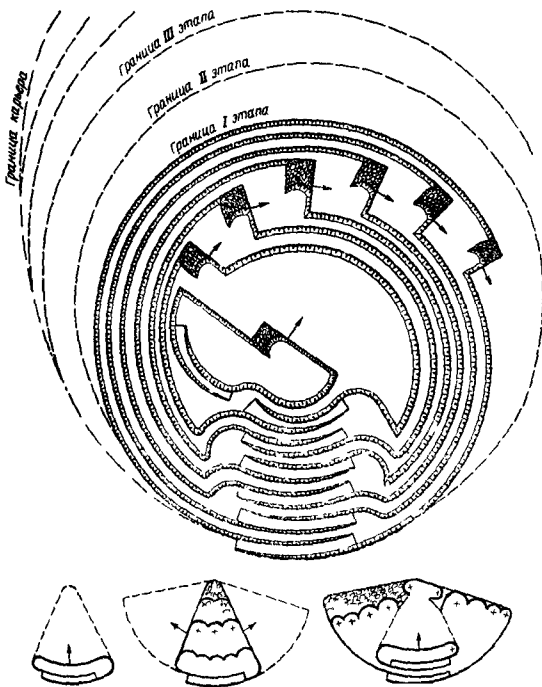


Рис. 4.13. Вскрытие рабочих горизонтов карьера разрезными траншеями в виде сектора

4.10. Расчет объемов вскрывающих горных выработок

Параметры капитальных наклонных траншей и полутраншей: ширина основания; уклон i (табл. 4.8), который определяется типом используемого транспорта; глубина H вскрываемого горизонта; угол откосов бортов траншеи α (табл. 4.9).

Минимальная ширина основания капитальных траншей определяется суммой габаритов транспортных сосудов, безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок, кюветов и других элементов транспортных путей; учитываются также условия устойчивости основания и бортов траншей, которые в основном в мягких четвертичных поро-

дах. В случае использования электровозного транспорта предусматривают площадку для размещения опор контактной сети. Опоры могут располагаться у основания откоса или между путями при двухпутной траншее. В последнем случае ширина основания двухпутной траншеи увеличивается на 2,1 м (рис. 4.14).

На криволинейных участках железнодорожного пути ширина основания траншей (табл. 4.10) при радиусах кривых более 200 м увеличивается на 0,2 м, а при радиусах кривых менее 200 м — на 0,3 м.

Ширина основания траншей при автомобильном транспорте также зависит от физико-механических свойств пород основания и откосов и ширины проезжей части автодорог (табл. 4.11). Автодороги на

Таблица 4.8.

Характерные подъемы капитальных горных выработок

Вид карьерного транспорта	Величина подъема транспортных сосудов
Наклонные траншеи	
Железнодорожный (электрическая тяга)	0,025—0,040
Автомобильный	0,060—0,080
Крутые траншеи	
Бесклетевой подъем с тягачами	7—15°
Ленточные конвейеры	15—16°
Клетевой подъем	15—25°
Скиповой подъем	25—90°

Таблица 4.9.

Угол (градус) откосов бортов наклонных траншей

Порода	Влажность грунта	
	Сухая и естественная влажность	Очень влажный
Торф	35	30
Растительный слой, чернозем	46	33
Глинистые породы, суглинок средней плотности	40	30
Глинистые породы слабые, суглинок слабый	46	27
Плотная глина и суглинок	45	40
Мергель средней плотности	45	40
Очень плотная глина	45	37
Мелкий песок с примесью ила	40—45	25—38
Гравелистые породы	37	33

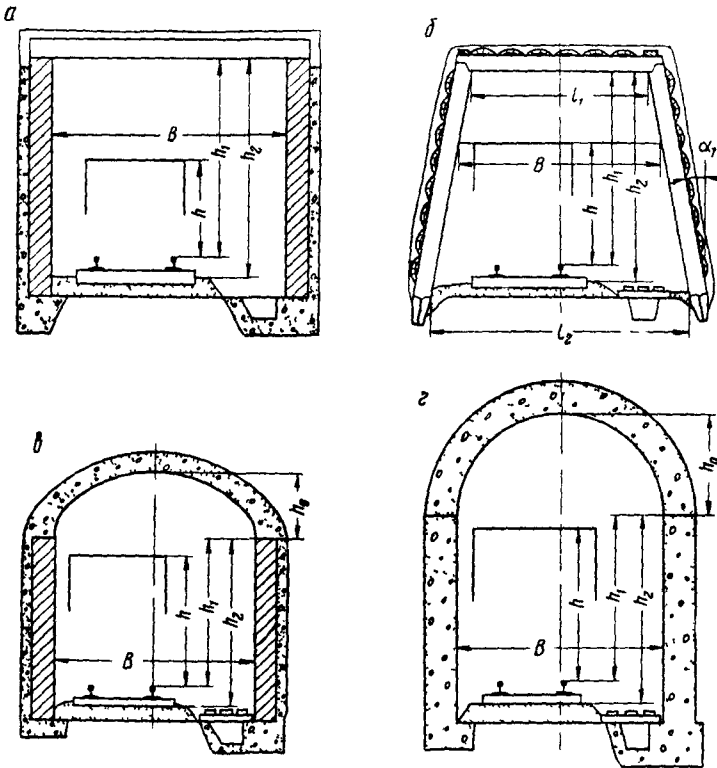


Рис. 4.14. Поперечные сечения подземных горизонтальных и наклонных выработок: *a* — прямоугольная; *б* — трапецевидная; *в* и *г* — сводчатые; *B* и *l*₁ — ширина выработки соответственно в свету и в верхней части; *h* — высота транспортного сосуда от головки рельс; *h*₀ — высота свода; *h*₁ — высота выработки от головки рельс до основания свода, *h*₂ — высота выработки от основания пути; α_γ — угол наклона боковых стоек трапецевидной крепи

Таблица 4.10.

Ширина *b* (м) основания наклонных траншей для железнодорожного транспорта

Породы	Один путь		Два пути	
	Электровозная тяга	Тепловозная тяга	Электровозная тяга	Тепловозная тяга
Мягкие	13	12	18	16
Скальные	11	10	15	14

Таблица 4.11.

Ширина *b* (м) основания наклонных траншей при двухполосном движении средств автотранспорта

Породы	Грузоподъемность автосамосвалов, т		
	27—40	75—120	120—180
Мягкие	25—26	30—35	35—37
Скальные	20—21	27—32	32—35

косогорах имеют односкатный уклон от бровки косогора. На внешней стороне подошвы полутраншей на расстоянии 0,5 м от бровки устанавливают через каждые 3 м (на кривых через 2 м) надолбы или тумбы из камня или железобетона; вместо тумб иногда сооружают земляные банкеты с соответствующим уширением основания полутраншей. При малых радиусах закруглений устраивают виражи с односкатным профилем и уклоном от 2 до 6 % в сторону центра кривой. Если центр кривой расположен со стороны склона, то автодороге придают поперечный уклон 10 % и предусматривают соответствующее ограничение скорости движения.

Ширина основания капитальной траншеи, установленная по условиям размещения транспортных коммуникаций,

проверяется также по условиям проведения траншей (табл. 4.12, 4.13).

Расчетными элементами подземных вскрывающих выработок являются форма и размер поперечного сечения (рис. 4.15).

Расстояние от крепи до габарита подвижного состава в горизонтальных подземных выработках на прямолинейных участках должно быть с одной стороны не менее 700 мм для прохода людей, а с другой стороны — 250 мм при деревянной и металлической крепях и 200 мм при каменной или бетонной крепи. В двухпутных выработках зазор между габаритами встречных поездов должен составлять не менее 200 мм. На участках, где производятся сцепка и расцепка вагонов, зазоры между крепью и габаритом принимают не

Таблица 4.12.

Ширина основания b (м) наклонных траншей в зависимости от типа экскаватора, применяемого для их проходки

Угол откоса борта траншей α , градус	Экскаватор			
	Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И
35	8	10	10	12
45	9	10	11	14
50	10	11	12	15
60	10	12	14	17
70	11	13	15	19
80	12	15	17	20

Примечание. Угол откоса борта траншей в мягких породах 35—45°, в скальных породах — 50—80°.

Таблица 4.13.

Ширина основания b (м) горизонтальных разрезных траншей в скальных породах

Высота уступа, м	Автомобильный транспорт		Железнодорожный транспорт			
	Грузоподъемность, т		Один путь		Два пути	
			Вид тяги			
	25—40	75—100	Электровозная	Тепловозная	Электровозная	Тепловозная
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
20	38	45	31	30	36	34

Примечание. Ширина разрезной траншеи определена из условия величины развала горной массы после взрывания первой заходки и сохранения транспортной полосы

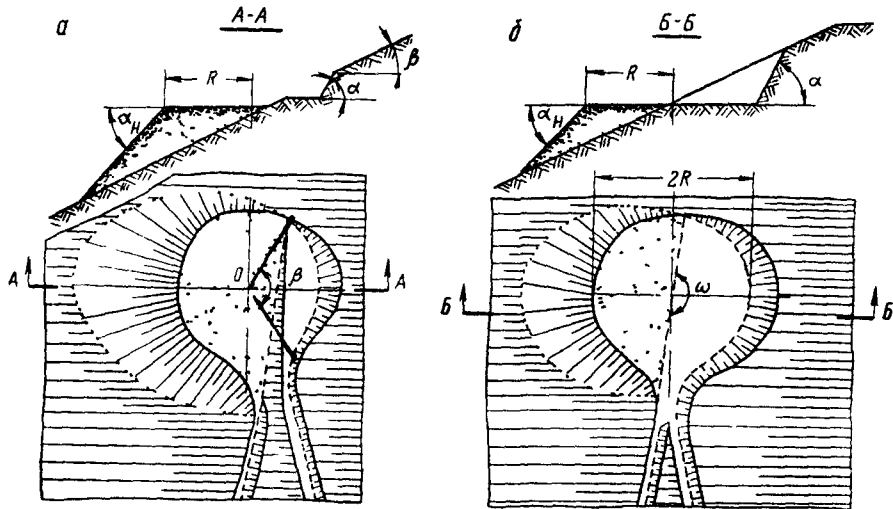


Рис. 4 15. Конструкция петли на косогоре:
 а — на насыпи; б — в полувыемке — на полунасыпи

менее 700 мм с каждой стороны. На участках остановки пассажирских поездов по всей длине поезда оставляют свободный проход шириной не менее 1000 мм.

Подвеска контактного провода производится на высоте 1,8 м от головки рельсов в выработках, где курсируют пассажирские поезда или имеется отгороженный проход, в остальных подземных выработках высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м. Расстояние от места крепления контактного провода в держателе до верха выработки должно составлять 200 мм.

На криволинейных участках пути выработки расширяются с внешней стороны. В двухпутных выработках при этом увеличивается также расстояние между путями для того, чтобы при любом положении подвижного состава зазор был не менее 200 мм.

Форма вертикальных и наклонных подземных вскрывающих выработок определяется свойствами пород, в которых ведется проходка. Чаще всего принимается круглое сечение. Выработки, предназначенные для спуска полезного ископаемого (рудоспуски), пройденные в крепких породах, не армируются. Диаметр их ус-

танавливается из условия обеспечения необходимой пропускной способности, а также зависит от крупности, механических свойств и физического состояния транспортируемой руды.

Сечение выработки, предназначенной для подъема полезного ископаемого, определяется размерами подъемных сосудов, их расположением и зазорами между ними и крепью. Зазоры регламентируются Правилами безопасности и Правилами технической эксплуатации шахт и составляют 40—250 мм.

Конструктивно наклонные общие и групповые траншеи могут быть и с независимыми выходами объединенных на выходе в один поток транспортных коммуникаций в траншее.

Горно-строительный объем траншеи с независимым выходом меньше, чем с объединенным, на 30 %. Организация транспорта в траншее с независимым выходом проще, а ее пропускная способность и безопасность работы транспорта выше, поэтому траншеи с объединением потоков внутри для использования на практике не рекомендуются. Расчетные формулы для определения объемов наклонных внешних траншей приведены в табл. 4.14.

Таблица 4.14.

Расчетные формулы для определения объема внешних траншей

Определяемый объем	Формулы
Одиночная траншея с вертикальным торцом	$V = H^2/i(b/2 + H/3\text{tg}\beta)$
То же с учетом откоса торцевой части (учитывается при автомобильном и конвейерном транспорте)	$V = H^2/i(b/2 + H/i\text{tg}\beta) + H^2/i\text{tg}\beta(b/2 + h/(2i\text{tg}\beta))$
То же, с обратным откосом	$V = H^2/i(b/2 + H/(3i\text{tg}\beta)) - H^2/i\text{tg}\beta(b/2 + 2H/(3i\text{tg}\beta))$
Одиночная полутраншея на косогоре с углом α	$V = \frac{Hb^2\sin\beta\sin\alpha}{2i\sin(\beta\alpha)}$
Траншея на два уступа с вертикальным торцевым откосом и общим выходом на поверхность	$V = 4h^2/i(b/2 + 2h/(3i\text{tg}\beta)) + b_T h_1^2/i$
То же, при вскрытии n -го горизонта	$V = H_n^2/i(b/2 + H_n/(3i\text{tg}\beta)) + b/2i(H_1^2 + H_2^2 + \dots + H_{n-1}^2)$
То же, с независимым выходом путей на поверхность	$V = 4h^2/i(b/2 + 2h/(3i\text{tg}\beta)) + b_T h_1^2/(2i)$
Внешняя траншея с учетом объема кривой примыкания на одном борту	$V = h(R^2 - Rh\text{ctg}\beta) (\text{tg}\alpha/2 - \pi\varphi/360) + b/2(h_1^2/l_p + \frac{h^2 - h_1^2}{l_1}) + \frac{1}{3i\text{tg}\beta}(h_1^3/l_p + \frac{h^3 - h_1^3}{l_1})$ Здесь $h_1 = h - l_{\text{кр}}, l_1 = \frac{\pi}{2}l_{\text{кр}}$
То же, при наличии кривых на обоих бортах	$V = 0,43h(R^2 - Rh\text{ctg}\beta) + b/2(\frac{h^2}{l_p} + \frac{h^2 - h_1^2}{l_1}) + \frac{1}{3i\text{tg}\beta}(\frac{h^3}{l_p} + \frac{h^3 - h_1^3}{l_1})$
Примечание. Обозначения H — глубина траншеи, h — высота уступа, β — угол откоса борта траншеи, b — ширина подошвы траншеи, b_T — ширина транспортной бермы на первый уступ, l_p — руководящий подъем	

Объем работ по сооружению наклонных транспортных берм выполняется в эксплуатационный период, поэтому учет их объема может производиться только для периода строительства карьера; их объем рассчитывается по формуле объема наклонной траншеи полного профиля с глубиной вскрываемого горизонта.

Объем капитальной траншеи, сооружаемой в сложных условиях рельефа местности, определяют по методу вертикальных параллельных сечений. Площади сечений S_1, S_2, \dots, S_n подсчитывают при помощи планиметра. Полный объем траншеи

$$V = \frac{0+S_1}{2}l_1 + \frac{S_1+S_2}{2}l_2 + \dots + \frac{S_{n-1}+S_n}{2}l_{n-1},$$

где S_1, S_2, \dots, S_n — площади поперечных сечений траншей в характерных местах про-

филя, l_1, l_2, \dots, l_{n-1} — расстояние между отдельными поперечными сечениями, м.

Объем выемки для петли. При расположении петли на косогоре или на борту карьера возможны следующие конструкции петли: на площадке, создаваемой в выемке; на площадке, создаваемой на насыпи; на площадке, расположенной одновременно в полувыемке и на полунасыпи (рис. 4.16).

Объем (м^3) горных работ по сооружению выемки или насыпи приближенно рассчитывают по формулам:

для полувыемки

$$V = 2/3k_{\text{в}}\psi R^3\lambda;$$

для полунасыпи

$$V = 2/3k_{\text{н}}\psi_1 R^3\lambda.$$

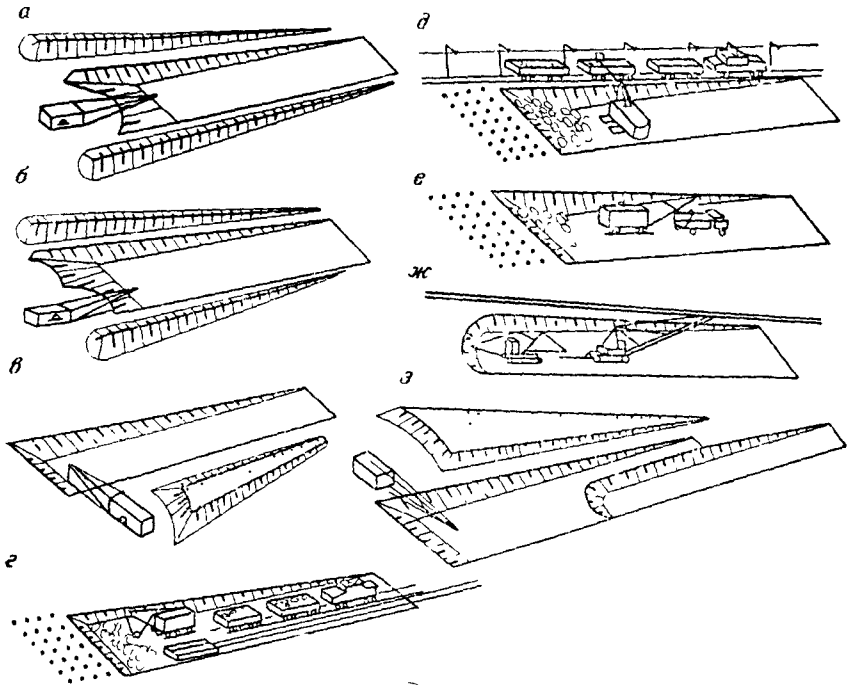


Рис. 4.16. Способы проведения наклонных траншей:

a, б — драглайном с размещением отвалов на двух бортах при различной ширине траншеи; *в* — то же, с размещением отвалов на одном борту траншеи; *г, д* — одноковшовым экскаватором с применением ж.-д. транспорта; *е* — то же, с применением автомобильного транспорта; *ж* — роторным экскаватором с конвейерным транспортом; *з* — комбинированным способом (бестранспортным и с использованием транспорта)

Величины ψ и ψ_1 определяют из выражений

$$\psi = \frac{\sin\alpha \sin\beta_k}{\sin(\alpha - \beta_k)}; \psi_1 = \frac{\sin\alpha_n \sin\beta_k}{\sin(\alpha_n - \beta_k)},$$

где β_k — угол откоса борта карьера или косогора, градус; α — угол откоса борта

выемки, градус; α_n — угол откоса насыпи, градус.

Коэффициентом λ учитываются торцовые участки полувыемки или полунасыпи. Значения коэффициента λ для определения объема полувыемки принимают следующими:

Угол откоса выемки или насыпи, градус.....	99—75	75—60	60—45	45—30	>30
Коэффициент λ	1,02	1,08	1,13	1,18	1,22

Объем (m^3) крутой траншеи для конвейерного или скипового подъемника:

$$V = (b + hctg\alpha)hL,$$

где b — ширина дна траншеи, м; h — заглубление траншеи в массив борта карье-

ра, м; α — угол откоса бортов траншеи, градус; L — длина трассы подъемника, м.

Объем (m^3) рудоската

$$V = (b + hctg\alpha)hHtg\beta,$$

где H — высота переспуска горной массы, м; β — угол наклона рудоската, градус.

Объем (m^3) рудоспуска:
круглого, вертикального, наклонного

$$V = \frac{1}{4} \pi D^2 H \operatorname{tg} \beta,$$

где D — диаметр рудоспуска ($D > d_{\max}$);
 H — глубина, м; β — угол наклона, гра-
дус; d_{\max} — максимальный диаметр куска
транспортируемой горной массы, м;
наклонного арочного сечения и штольни

$$V = b(h + 0,26b)L,$$

где b — ширина выработки, м; h — верти-
кальная высота стенки, м; L — длина вы-
работки, м.

Объем (m^3) горизонтальных разрезных
траншей по вскрытию рабочих горизонтов

$$V_r = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) h L,$$

где b — ширина дна траншеи, м; h — вы-
сота вскрываемого горизонта, м; L — дли-
на разрезной траншеи, м; α — угол откоса
борта траншеи, градус.

Объем горизонтальной полутраншеи
для месторождений с косогорным релье-
фом

$$V_{\text{пт}} = \frac{b^2 \sin \alpha \sin \beta_k}{2 \sin(\alpha - \beta_k)} L,$$

где α и β_k — углы откоса соответственно
уступа и косогора.

4.11. Способы проведения горных выработок

Внешние наклонные траншеи на карьерах
с мягкими породами проводятся драглай-
нами, роторными экскаваторами с отвало-
образователем или скреперами, на
карьерах с крепкими породами — одно-
ковшовыми экскаваторами (рис. 4.17).
Для сооружения траншей возможно при-
менение взрывов на выброс. Породы
вскрыши при сооружении внешних тран-
шей, если позволяют условия, размещают
на поверхности с одной или двух сторон
вдоль траншеи или перемещают средства-
ми транспорта на отвалы.

Рудоспуски с поверхности проводятся
с помощью проходческого копра. Крепле-
ние применяют только при проходке.

Проведение рудоспусков снизу вверх про-
изводится с помощью проходческих комп-
лексов КПВ-1 и КПВ-2, позволяющих
осуществлять бурение и зарядку шпу-
ров с отбойкой, гравитационной достав-
кой горной массы к основанию рудоспуска
и ее погрузкой на горизонте штольни.
Скорость проходки с помощью этих комп-
лексов достигает 60 м/мес.

С появлением средств бурения сква-
жин большого диаметра проведение рудо-
спуска упростилось. Сооружение рудо-
спуска заключается в бурении пилотной
скважины диаметром 200—350 мм сверху
вниз на всю длину рудоспуска и в расши-
рении ее бурением снизу вверх до требуе-
мых размеров. При этом буровая мелочь
попадает на горизонт штольни или специ-
альной выработки и там загружается в
средства транспорта.

Сооружение подземных выработок бу-
рением возможно под любым углом на-
клона. В настоящее время зарубежные
фирмы США, ФРГ, Швеции выпускают
оборудование для бурения подземных
горных выработок диаметром до 7 м и ско-
ростью проходки в крепких породах до
9 м/смену.

Достигнуты большие успехи в прове-
дении вертикальных стволов прямым бу-
рением с промывкой забоя глинистым рас-
твором. Таким способом за рубежом был
пробурен ствол в крепких породах на глу-
бину 860 м со скоростью бурения 0,4 м/ч.

В настоящее время созданы и успешно
эксплуатируются проходческие буровые
комбайны для проведения горизонталь-
ных подземных выработок диаметром от
2,5 до 9 м. На одном из рудников Австрии
комбайном была пройдена выработка в
крепких породах с пределом прочности
при сжатии 110—120 МПа, диаметром
3,5 м, со средней скоростью 38 м/сут.

Технологические схемы проведения
горизонтальных разрезных траншей раз-
деляются по использованию транспорта
для перевозки горной массы — на бес-
транспортные и с использованием транс-
порта, по способу проведения траншей —
на полное сечение и послышное (табл.
4.15—4.17).

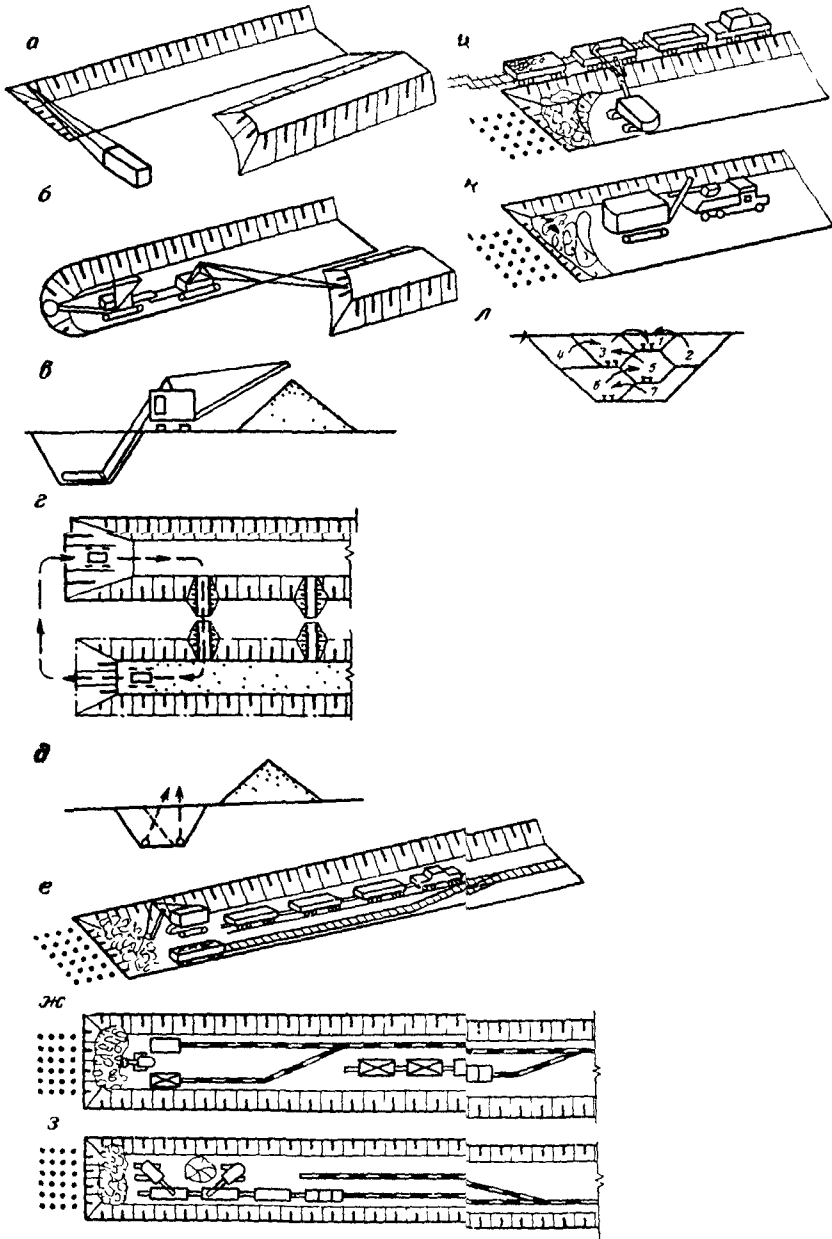


Рис. 4.17. Способы проведения горизонтальных разрезных траншей:
 а — драглайном; б, в — роторным и цепным экскаваторами; г — скрепером; д — взрывом на выброс; е, ж, з, и — одноковшовым экскаватором с погрузкой в ж.-д. транспорт соответственно повагонно на один путь, повагонно на два пути двумя экскаваторами, одноковшовым экскаватором с верхней погрузкой в ж.-д. транспорт; к — одноковшовым экскаватором с погрузкой в автотранспорт; л — при большой глубине траншей; 1—7 — порядок слоевого проведения траншей;

Таблица 4.15.

Параметры горизонтальных траншей при проведении их драглайном с размещением породы на двух бортах (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки R_p , м	Высота разгрузки H_p , м	Глубина H и ширина B поверху при ширине траншей понизу, м		Высота отвала H_0 , м
				19	23	
ЭШ15.40	25	44,5	13,0	<u>9,0</u> 45,0	<u>8,9</u> 48,5	10,4
	35	40,5	19,5	<u>8,6</u> 43,6	<u>7,3</u> 43,9	9,4—9,2
ЭШ8.60	35	54,0	28,0	<u>13,3</u> 57,0	<u>12,5</u> 58,0	13,2
ЭШ10.60	25	60,0	19,0	<u>16,3</u> 66,0	<u>15,0</u> 65,9	15,4—15,1
	35	54,0	28,0	<u>13,3</u> 57,0	<u>12,5</u> 58,8	13,2
ЭШ10.70	30	65,7	29,0	<u>17,8</u> 69,9	<u>16,3</u> 69,6	16,6—16,2
ЭШ15.90	30	83,0	42,0	<u>23,7</u> 86,8	<u>22,6</u> 87,6	20,8

Примечание. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

Таблица 4.16.

Параметры горизонтальных траншей при проведении их драглайнами боковым забоем (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки R_p , м	Высота разгрузки H_p , м	Глубина H и ширина B поверху при ширине траншей понизу, м					
				19	21	23	24	25	26
ЭШ15.40	25	44,5	13,0	<u>12,3</u> 48,9	<u>11,7</u> 49,5	<u>11,1</u> 50,0	<u>10,6</u> 50,3	<u>10,6</u> 50,6	<u>10,3</u> 51,0
	35	40,5	19,5	<u>18,9</u> 52,7	<u>18,2</u> 53,0	<u>12,6</u> 53,6	<u>12,3</u> 53,8	<u>11,9</u> 54,0	<u>11,7</u> 54,3
ЭШ8.60	35	54,0	28	<u>21,5</u> 71,2	<u>20,8</u> 71,1	<u>20,2</u> 72,1	<u>19,8</u> 72,1	<u>19,4</u> 72,1	<u>19,1</u> 72,5
	25	60	19	<u>18,1</u> 63,0	<u>17,4</u> 63,2	<u>16,7</u> 63,3	<u>16,4</u> 64,0	<u>16,2</u> 64,8	<u>15,9</u> 64,6
ЭШ10.60	35	54	28	<u>21,5</u> 71,2	<u>20,8</u> 71,5	<u>20,2</u> 72,1	<u>19,8</u> 72,1	<u>19,4</u> 72,1	<u>19,1</u> 72,5
ЭШ10.70	30	65,7	29,0	<u>24,6</u> 78,9	<u>23,9</u> 79,0	<u>23,4</u> 79,8	<u>23,0</u> 79,9	<u>22,7</u> 80,1	<u>22,3</u> 80,3
ЭШ15.90	30	83,0	42,0	<u>34,2</u> 101,9	<u>33,3</u> 101,9	<u>32,5</u> 101,9	<u>32,1</u> 102,1	<u>31,8</u> 102,2	<u>31,5</u> 102,5

Примечание. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

Таблица 4.17.

Параметры траншей для проведения их драглайнами и размещения породы на одном борту (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки R_p , м	Радиус черпания $R_{ч}$, м	Высота разгрузки H_p , м	Глубина H и ширина B поверху при ширине траншей понизу, м						Высота отвала H_o , м
					19	21	23	24	25	26	
ЭШ5.40	25	44,5	46,0	13,0	8,4 39,4	8,0 40,4	7,7 41,7	7,4 42,0	7,2 42,5	7,0 43,0	13,0
	35	40,5	46,0	19,5	14,1 53,0	13,7 54,3	13,3 55,3	13,0 55,6	12,8 56,1	12,3 56,0	18,0— 18,8
ЭШ8.60	35	54,0	62,0	28,0	21,0 70,0	21,0 72,0	20,4 72,6	20,2 73,1	19,8 73,1	19,8 74,1	25,4
	25	60,0	53,0	19,0	14,6 54,5	13,8 54,5	13,4 55,6	13,0 55,6	13,0 55,6	12,8 57,1	19,0
ЭШ10.60	35	54,0	62,0	28,0	21,0 70,0	21,0 72,0	20,4 72,6	20,2 73,1	19,8 73,1	19,8 74,1	24,4— 25,9
ЭШ10.70	30	65,7	66,7	29,0	24,8 79,3	24,2 80,0	23,7 80,6	23,5 81,0	23,0 81,0	22,8 81,4	29,0
ЭШ15.90	30	83,0	81,0	42,0	32,9 99,0	32,4 100,0	31,7 100,0	31,3 100,1	31,3 100,1	31,0 100,4	36,6— 37,5

Примечание. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

4.12. Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию

В объем горно-строительных работ входит сооружение: системы элементов, включающих наклонные капитальные и горизонтальные разрезные траншеи; наклонных и горизонтальных берм для размещения транспортных коммуникаций и забоев с рабочими площадками для размещения горного и транспортного оборудования; вскрышных и добычных технологических потоков; для обеспечения установленной на момент сдачи карьера в эксплуатацию производительности и необходимого объема вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

Вскрытые запасы в зависимости от принятой системы разработки и комплексной механизации технологического добычного потока могут занимать часть ширины рабочей площадки по всей длине фронта работ или часть ее длины. Объем этих запасов должен обеспечивать 3-ме-

сячную работу карьера по добыче полезного ископаемого без вскрышных работ.

При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений с перемещением вскрышных пород в выработанное пространство объем разрезных траншей по вскрышным породам (V_2) и полезному ископаемому (V_1) в профиле и по длине фронта работ должен быть таким, чтобы обеспечить размещение вскрышных пород в выработанном пространстве от первой и последующих заходок по целику по принятой технологии добычных работ, обеспечивающей полноту извлечения полезного ископаемого установленного качества по сортам.

При разработке наклонных и крутых месторождений объем разрезных траншей по вскрышным породам (V_2) и полезному ископаемому (V_1) в профиле и по длине фронта работ L_{ϕ} должен обеспечить производительность вскрышных и добычных работ с соблюдением установленной технологии горных работ.

Список литературы

1. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. — М.: Недра, 1988.

2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть II. — М.: Недра, 1985.

3. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. — М.: Недра, 1981.

5

Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых

5.1. Классификация систем открытой разработки

5.1.1. Общие положения

Принятая система разработки должна обеспечивать безопасную и экономичную комплексную разработку всех полезных ископаемых, полное извлечение запасов, охрану окружающей среды.

Наиболее распространенными являются классификации (табл. 5.1—5.3) проф. Е.Ф. Шешко — по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы; акад. Н.В. Мельникова — по способу транспортирования вскрышных пород на отвалы; акад. В.В. Ржевского — по направлению подвигания фронта горных работ.

Таблица 5.1.

Классификация систем открытой разработки по Е.Ф. Шешко

Группа систем А — с поперечным перемещением породы в отвал без транспортных средств	Группа систем Б — с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвалы при помощи транспортных средств	Группа систем В — комбинированные
А-1 — с непосредственной перевалкой вскрышных пород	Б-4 — с транспортированием породы на внутренние отвалы на сравнительно короткие расстояния по путям с благоприятным профилем	В-7 — с частичным транспортированием породы на внутренние или внешние отвалы
А-2 — с кратной экскаваторной перевалкой вскрышных пород	Б-5 — с транспортированием породы на внешние отвалы на более значительное расстояние обычно по путям с неблагоприятным профилем	В-8 — с частичным бестранспортным перемещением породы на внутренние отвалы
А-3 — с забойными отвалообразователями	Б-6 — с транспортированием породы частично на внутренние и частично на внешние отвалы	
А-0 — с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения		

Таблица 5.2
Классификация систем открытой разработки по Н.В. Мельникову

Система разработки	Основной технологический процесс по вскрыше	Отвалообразование	Направление развития фронта работ в плане	Высота рабочей зоны	Фронт работ	
Бестранспортная	Рыхление Выемка и отвалообразовании	Внутреннее	Одностороннее по простиранию	Постоянная	Одинарный	
			То же, вкрест простирания			Переменная
			То же, смешанное			
			Двустороннее по простиранию			
			То же, вкрест простирания			
			То же, смешанное			
Транспортно отвальная	Выемка Дробление Отвалообразование	Внутреннее	Одностороннее по простиранию	Постоянная		
			То же, вкрест простирания			
			Двустороннее по простиранию			
			То же, вкрест простирания			
			Веерное			
			Смешанное			
Транспортная	Рыхление Погрузка Дробление Транспортирование Отвалообразование	Внешнее	Одностороннее по простиранию	Переменная	Сквозной	
			Внутреннее			То же, вкрест простирания
		Комбинированное				Двустороннее по простиранию
						То же, вкрест простирания
		Внешнее	Веерное По периметру карьера Смешанное			
То же	Постоянная Переменная					
Специальная						
Комбинированная	Любая комбинация систем разработки					

Таблица 5.3.
Классификация систем открытой разработки по В.В. Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс под-группы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная однобортовая То же, двухбортовая
				СДД	
		СП	Сплошные поперечные	СПО	Сплошная поперечная однобортовая То же, двухбортовая
				СПД	
СВ	Сплошные веерные	СВЦ	Сплошная веерная центральная То же, рассредоточенная		
		СВР			
СК	Сплошные кольцевые	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная То же, периферийная		
		СКП			
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая То же, двухбортовая
				УДД	
		УП	Углубочные поперечные	УПО	Углубочная поперечная однобортовая То же, двухбортовая
				УПД	
УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная		
УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная		
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	—	То же, в различных сочетаниях		
Примечание. К наименованию системы добавляется "с внешними или внутренними отвалами"					

5.2. Элементы системы разработки при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

5.2.1. Общие положения

Технологические схемы с перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы применяют при разработке горизонтальных или пологих залежей полезного иско-

паемого с углами падения не более 12° , иногда до $15-17^\circ$. Эти схемы ограничиваются мощностью залежи, обычно до 20—30 м и вскрышных пород до 40—45 м. Они также применяются при отработке выходов наклонных и крутых залежей с перевалкой вскрышных пород на борт карьера.

При перевалке вскрышных пород в выработанное пространство используют экскаваторы с большими линейными пара-

метрами — драглайны и механические лопаты вскрывного типа. Здесь различают простую перевалку, при которой вся порода экскавируется 1 раз и укладывается непосредственно в отвал, и кратную — при которой часть вскрыши экскавируется повторно из первичного отвала. Кратная перевалка вскрышных пород характеризуется коэффициентом переэкскавации:

$$k_{\text{пер}} = V_{\text{пер}} / V,$$

где $V_{\text{пер}}$ — объем породы, подлежащей переэкскавации, м^3 , V — объем породы, вынимаемой из целика, м^3

Основным расчетным элементом этих схем разработки является предельная высота вскрышного уступа, разрабатываемая данным экскаватором

5.2.2. Высота вскрышного уступа (мощность вскрыши) при перевалке пород в выработанное пространство

Высота вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта полезного ископаемого определяется исходя из равенства объемов пород, вынимаемых из целика, к объему пород, размещаемых в отвале, с учетом коэффициента их разрыхления.

Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта приведены на рис 5.1—5.3, а расчетные формулы — в табл 5.4.

Высота H (м) вскрышного уступа при образовании вторичного отвала в два яруса (рис 5.4)

$$H = \frac{H_{\text{н}} + H_{\text{в}}}{k_{\text{р}}},$$

где $H_{\text{н}}$ и $H_{\text{в}}$ — высота соответственно нижнего и верхнего ярусов, м, $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления пород

Высота нижнего и верхнего уступов ограничивается рабочими размерами драглайна на переэкскавации

$$H_{\text{н}} = [R_{\text{ч}} - (c/2 + b + B + h \operatorname{ctg} \alpha)] \operatorname{tg} \alpha_0 \leq H_{\text{ч макс}};$$

$$H_{\text{в}} = [R_{\text{р}} - (c/2 + d)] \operatorname{tg} \alpha_0 \leq H_{\text{р макс}},$$

где c — ширина хода экскаватора, м; b — берма безопасности, м, l — расстояние от

ходовой части драглайна до нижней бровки верхнего уступа отвала, м, $H_{\text{ч}}$ и $H_{\text{р}}$ — соответственно глубина черпания и высота разгрузки драглайна на переэкскавации, м.

Высота вскрышного уступа при перевалке пород вскрыши на пологих залежах определяется с учетом того, что при разработке пласта с продвижением фронта работ по падению пласта (рис. 5.5, а) объем внутреннего отвала уменьшается, а по восстановлению пласта (рис. 5.5, б) — увеличивается. Высота вскрышного уступа при ра-

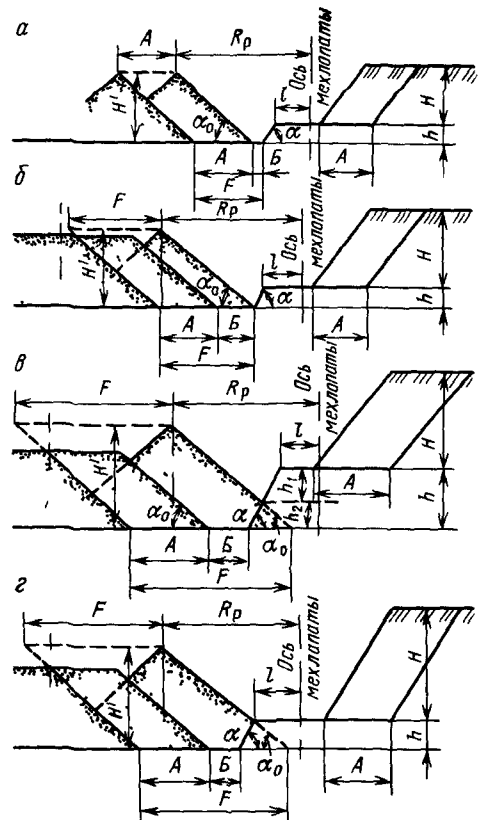


Рис. 5.1. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород мехлопаты

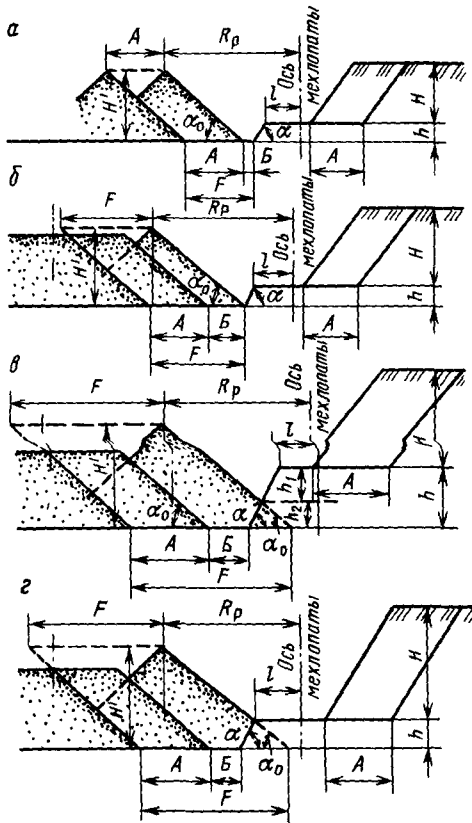


Рис. 5.2. Схема к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном без деления на подступы

боте по падению пласта с кратной перевалкой пород:

$$H = \frac{2H'F - F^2 \sin(\alpha + \varphi) \sin(\alpha_0 + \varphi)}{2k_p A \sin 2\alpha_0} - \frac{h_n^2 [\operatorname{ctg}(\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_0 - \varphi)]}{2k_p A};$$

$$H' = \frac{[R_p - l - \frac{h + h_n}{\sin(\alpha + \varphi)} \cos \alpha] \sin(\alpha_0 - \varphi) + h_n}{\cos \alpha_0},$$

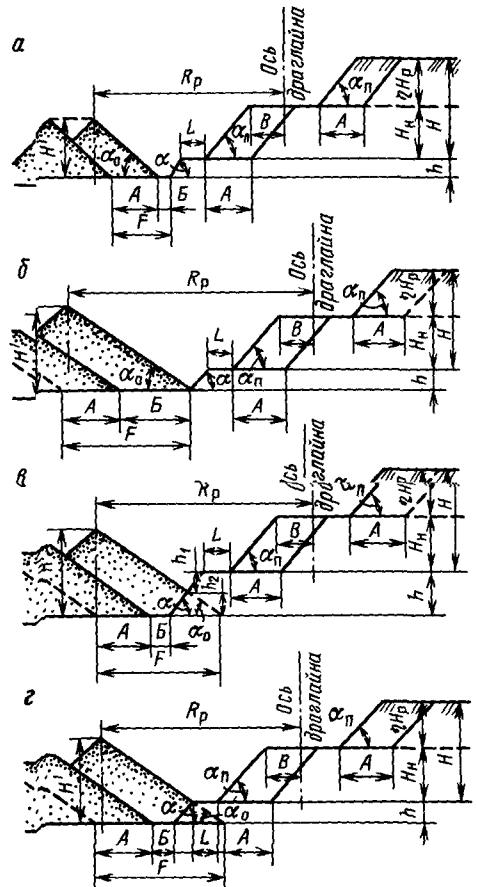


Рис. 5.3. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном с делением уступа на подступы

где $F = \frac{A + B}{\cos \varphi} + h_n [\operatorname{ctg}(\alpha + \varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_0 - \varphi)]$;

φ — угол падения пласта, градус; h_n — высота подвалки пласта, м.

При отработке наклонного пласта по восстановлению знаки перед φ меняются.

Для усложненных технологических схем по данным НИИОГР рекомендуется определять высоту вскрышного уступа

Таблица 5.4.
 Предельная высота вскрышного уступа при перевалке пород в отвал
 по различным схемам экскавации

Схема перевалки вскрышных пород в отвал	Предельная высота вскрышного уступа при работе		
	механической лопаты (см. рис. 5.1)	драглайна	
		без разделения на подступы (см. рис. 5.2)	с разделением на подступы (см. рис. 5.3)
Простая — с непосредственной перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором (см рис 5 1, а — 5 3, а)	$H = \frac{R_p - (l + B) + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_0}$	$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + B + 0,25A)}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_0 + \operatorname{ctg} \alpha_B}$	$H = \frac{R_p - (B + L + h \operatorname{ctg} \alpha + B + 0,25A) + \eta H_p \operatorname{ctg} \alpha_B}{k_p \operatorname{ctg} \alpha_0 \operatorname{ctg} \alpha_B}$
Усложненная без подвалки угольного пласта — с перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором и последующей ее перээкскавацией специально установленным или тем же экскаватором (см рис 5 1, б — 5 3, б)	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0}{k_p A}$ где $H' = (R_p - l - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_0$, $F = A + B$	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_0}$ где $H' = (R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_0$ $F = A + B$	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_0}$ где $H' = (R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha) + \eta H_p \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_0$ $F = A + B$
Усложненная с частичной подвалкой угольного пласта (см рис 5 1, в — 5 3, в)	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h_n^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A}$ где $H' = [R_p - l - h \operatorname{ctg} \alpha + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)] \operatorname{tg} \alpha_0$, $F = A + B + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h_n^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_0}$ где $H' = [R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)] \operatorname{tg} \alpha_0$, $F = A + B + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h_n^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_B \operatorname{tg} \alpha_0}$ где $H' = [R_p - B - L - h \operatorname{ctg} \alpha + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0) + \eta H_p \operatorname{ctg} \alpha_B] \operatorname{tg} \alpha_0$ $F = A + B + h_n(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,
Усложненная с полной подвалкой угольного пласта (см рис 5 1, г — 5 3, г)	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A}$ где $H' = (R_p - l + h \operatorname{ctg} \alpha) \operatorname{tg} \alpha_0$ $F = A + B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_0 \operatorname{ctg} \alpha_B}$ где $H' = (R_p - B - L + h \operatorname{ctg} \alpha_0) \operatorname{tg} \alpha_0$, $F = A + B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,	$H = \frac{H'F - 0,25F^2 \operatorname{tg} \alpha_0 - 0,5h^2(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)}{k_p A + F \operatorname{ctg} \alpha_0 \operatorname{ctg} \alpha_B}$ где $H' = (R_p - B - L + h \operatorname{ctg} \alpha_0 + \eta H_p \operatorname{ctg} \alpha_B) \operatorname{tg} \alpha_0$ $F = A + B + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \alpha_0)$,

Примечание. Принятые обозначения H — высота вскрышного уступа на прямолинейном участке фронта работ, м, H' — высота первичного отвала, м, h — мощность угольного пласта, м, h_n — высота подвалки угольного пласта, м, H_p — высота разгрузки экскаватора при максимальном радиусе разгрузки, м, A — ширина заходки, м, l — расстояние от оси экскаватора до линии обрушения угольного уступа, м, B — расстояние оси драглайна от линии обрушения вскрышного уступа, м, L — ширина транспортной площадки на кровле пласта, м, B — ширина площадки на почве пласта, м, k_p — коэффициент разрыхления породы в отвале, α и α_B — углы устойчивого откоса уступа соответственно угольного и вскрышного, градус, α_0 — угол откоса отвала, градус, $\eta = 0,7-0,8$ — коэффициент, определяющий максимально допустимую высоту верхнего подступа в зависимости от высоты разгрузки экскаватора

Таблица 5.5.
Поправочный коэффициент ω

Оборудование, используемое в технологической схеме	Подвижение фронта			
	по падению		по восстанию	
	$h < 10$ м	$h > 10$ м	$h < 10$ м	$h > 10$ м
Мехлопата	0,039	0,033	-0,013	-0,015
Драглайн	0,017	0,005	0,003	0,009
Драглайн с работой по Украинской схеме	0,0088	0,0061	0,0068	0,0101

Таблица 5.6.
Приращение мощности вскрыши в зависимости от радиуса кривизны фронта работ

Экскаватор	Ширина заходки, м	Приращение мощности вскрыши* \pm (%) при радиусе закругления, м					
		100	200	300	500	700	1000
ЭВГ35 65	20—40	65—75	34—38	22—25	15	11	6
ЭШ10 70А	20—40	—	32—43	21—26	12—14	9—10	6
ЭШ20 90	30—50	—	45—55	30—35	18—29	13—15	10
ЭШ25 100	30—50	—	50—60	35—40	20—23	14—17	10—12
ЭШ65 100	40—60	—	60—70	40—45	20—25	17—18	12—13
ЭШ100 100	30—50	—	50—60	35—40	20—23	14—17	10—12

* Положительное значение ΔH — при выпуклом фронте, отрицательное — при вогнутом

где ΔL — приращение длины отвального фронта по сравнению с длиной фронта по вскрыше.

Изменение мощности обрабатываемой вскрыши определяется (рис. 5.6, табл. 5.6):

$$\frac{H_x}{H} = \frac{R + R_p \pm l + 0,5A \pm x}{R - 0,5H \operatorname{ctg} \alpha_b}$$

$$\frac{H_x}{H} = \frac{R - R_p \pm l - 0,5A \pm x}{R + 0,5H \operatorname{ctg} \alpha_b}$$

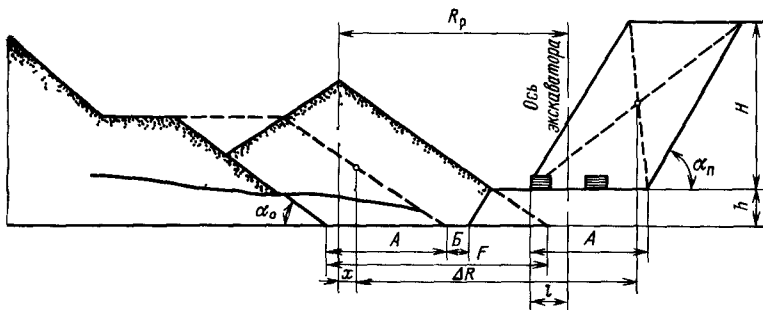


Рис. 5.6. Схема к определению элементов криволинейного фронта

где R — радиус кривизны фронта работ, м;
 x — расстояние между осями, проходящими через гребень отвала и центр тяжести сечения отвала, м;

для простой бестранспортной схемы перевалки вскрыши

$$x = \frac{(H' - 0,5 A \operatorname{tg}\alpha_0)^2}{2(H' - 0,25A \operatorname{tg}\alpha_0)} \operatorname{ctg}\alpha_0;$$

для усложненной бестранспортной схемы без подвалки пласта полезного ископаемого

$$x = \frac{[H' - 0,5(A + B) \operatorname{tg}\alpha_0]^2 \operatorname{ctg}\alpha_0}{2H' - 0,5(A + B) \operatorname{tg}\alpha_0};$$

для усложненной бестранспортной схемы с подвалкой пласта

$$x = \frac{0,25(2H' \operatorname{ctg}\alpha_0 - F)^2 \operatorname{tg}\alpha_0 - hD[(H' - \frac{2}{3}h) \operatorname{ctg}\alpha_0 - \frac{1}{3}h \operatorname{ctg}\alpha]}{2FH' - hD - 0,5F^2 \operatorname{tg}\alpha_0},$$

где $F = F + B + h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_0)$; $D = h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_0)$.

Высота вскрышного уступа на действующих предприятиях приведена в табл. 5.7.

5.2.3. Определение объема переэкскавации при перевалке вскрышных пород во внутренний отвал

При усложненных схемах перевалки переэкскавацию вскрышной породы производят драглайном, установленным на нижнем ярусе вторичного отвала или на первичном отвале. Переэкскавации подлeжит часть объема вскрышной породы из первичного отвала, определяемой коэффициентом переэкскавации:

$$k_{\text{пер}} = \{ H' [B + h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_0)] - 0,25[B + h(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_0)]^2 \operatorname{tg}\alpha - 0,5h^2(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_0) \} \frac{1}{H_{\text{кр}}A}.$$

Таблица 5.7.

Фактическая высота вскрышного уступа на угольных разрезах при перевалке пород в выработанное пространство

Разрез	Высота уступа, м	Разрез	Высота уступа, м
Кузнецкий бассейн		Месторождения Дальнего Востока	
Сибиргинский	40	Павловский-2	30—40
Междуреченский	35	Ерховецкий	40
Томусинский	32		
Иркутский бассейн		Подмосковный бассейн	
Черемховский	20—25	Грызловский	32
Мугунский Тугнуйский	32 30—35	Днепровский бассейн (Украина)	
Канско-Ачинский бассейн		Коростышевский	23,6
Бородинский	20	Морозовский	36

Коэффициенты переэкскавации при перевалке пород вскрыши в выработанное пространство по некоторым угольным бассейнам за 1990 г. следующие:

Бассейн.....	Кузнецкий	Подмосковный	Канско-Ачинский
Коэффициент переэкскавации.....	1,99	1,56	1,09
Бассейн.....	Иркутский	Днепровский (Украина)	Карагандинский (Казахстан)
Коэффициент переэкскавации.....	0,42	1,12	1,42

5.2.4. Ширина заходки экскаватора и длина фронта работ при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

Рекомендации по ширине заходки экскаватора приведены в табл. 5.8 (по данным Центрогипрошахта) и в табл. 5.9 (по данным НИИОГР), а по длине фронта работ — в табл. 5.10.

Таблица 5.8.

Рациональная ширина заходки при усложненной схеме экскавации и минимальном объеме переэкскавации

Экскаватор	Минимальная ширина заходки, м
ЭШ5.45; ЭШ6.45	15
ЭШ8.60; ЭШ10.70	20
ЭШ15.90; ЭШ20.90	32
ЭШ14.75	30,5
ЭШ20.100	41
ЭШ40.85	36
ЭШ100.100	51

Таблица 5.9.

Ширина вскрышной заходки из условия рационального использования вместимости отвала и лучшей организации добычных работ

Экскаватор	Максимальный радиус черпания $R_{чmax}$, м	Ширина заходки A , м	$A/R_{чmax}$
ЭВГ-35.65	65	30—40	0,48—0,65
ЭШ10.70	66,5	30—40	0,45—0,60
ЭШ15.90	83	40—50	0,42—0,60
ЭШ20.100	95	40—50	0,42—0,60
ЭШ40.85	82	40—50	0,49—0,61
ЭШ100.100	95	40—50	0,42—0,52

Таблица 5.10.

Рациональная длина фронта работ при перевалке пород вскрыши в выработанное пространство при мощности пласта 5–15 м (по данным НИИОГР)

Вскрышное оборудование	Длина фронта работ, км, при применении на добычных работах	
	железнодорожного транспорта	автомобильного транспорта
Мощность вскрыши < 30 м		
ЭШ10 70А, ЭШ13 50, ЭШ14 75	1,2—1,6	0,6—1,2
ЭШ15 90, ЭШ20 90, ЭШ25 100, ЭШ40 85, ЭВГ-35 65	1,8—2,6	1,2—1,6
ЭШ100 100, ЭШ65 100	2,4—3,2	1,6—2,0
Мощность вскрыши > 30 м		
ЭШ10 70А, ЭШ13 50, ЭШ14 75	1,8—2,6	1,2—1,6
ЭШ15 90, ЭШ20 90, ЭШ25 100, ЭШ40 85, ЭВГ 35 65	2,4—3,0	1,6—1,9
ЭШ100 100, ЭШ65 100	3,0—4,0	1,9—2,4

5.3. Элементы транспортно-отвальной системы разработки при применении консольных отвалообразователей

Параметры элементов системы разработки горизонтальных и пологих залежей за-

висят от расположения отвалообразователя и положения вскрытых запасов полезного ископаемого для ведения добычных работ в зимний период, что положено в основу классификации технологических схем (табл. 5.11).

Для схемы I-A-I (рис. 5.7) максимальная высота вскрышного уступа, отрабаты-

Таблица 5.11.

Классификация основных технологических схем разработки с консольными отвалообразователями (по М.Г. Новожилову)

Наличие и место расположения вскрытых запасов зимнего периода	Место установки отвалообразователя	Характерные особенности работы схемы
I Под отвальной консолью отвалообразователя	A На кровле пласта	1 Ширина заходки по вскрыше и отвальная равны на величину запасов не влияет ширина заходки по добыче
II Под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора	A То же B На почве пласта	1 Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную, зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ 2 Ширина заходки по вскрыше равна отвальной, зимние запасы создаются за счет уменьшения ширины заходки по добыче
III Под отвальной и приемной консольями отвалообразователя	A На кровле пласта	1 Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную, зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ
IV Зимние запасы не создаются (сезонная работа по добыче или круглогодичная по вскрыше)	A То же B На почве пласта	1 Равномерное продвижение вскрышного и отвального фронтов, равенство заходок по вскрыше и на отвале

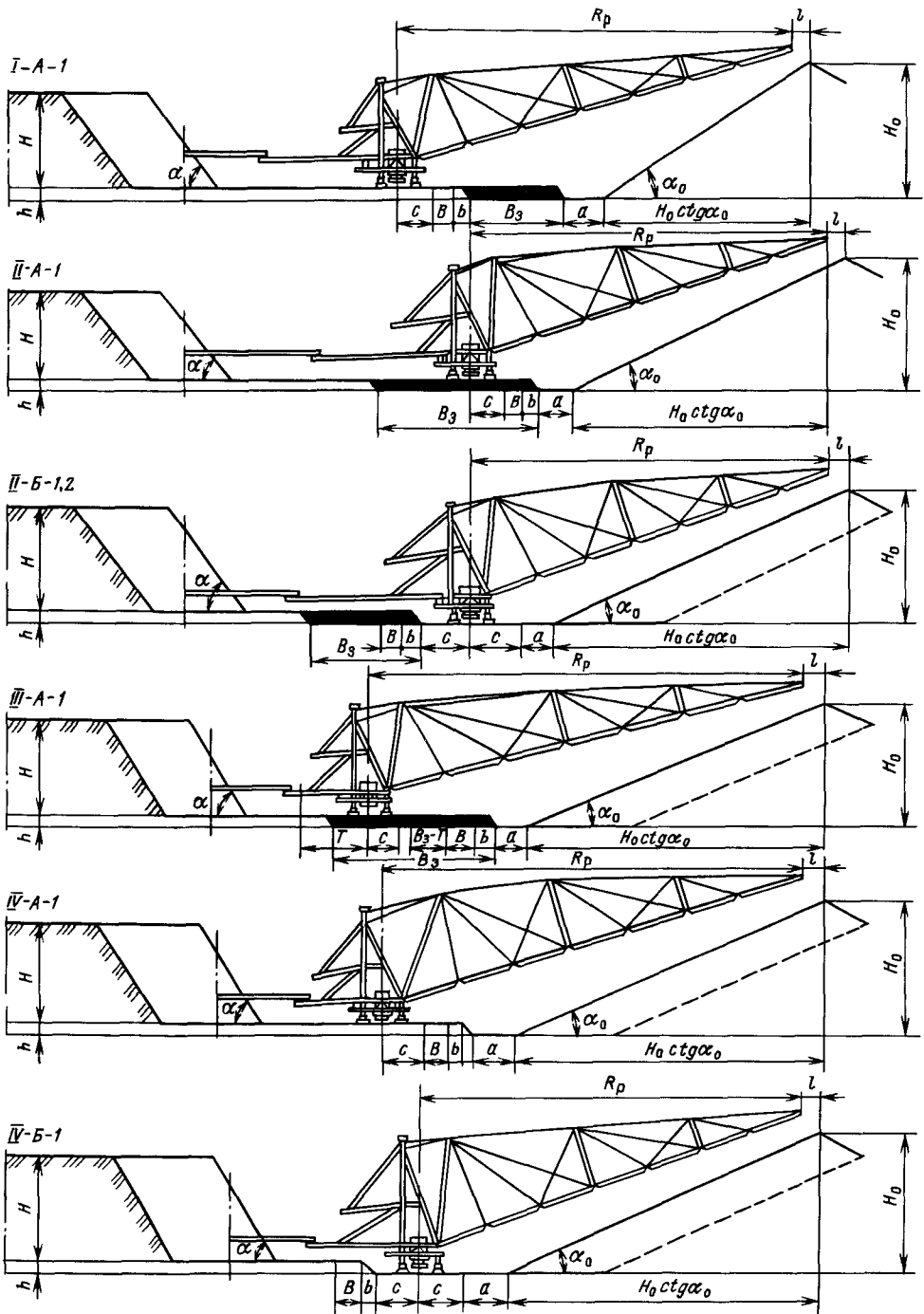


Рис. 5.7. Элементы транспортно-отвальной системы разработки

ваемого с применением консольного отвалообразователя с радиусом разгрузки R_p ,

$$H = \frac{1}{k_p} (R_p - B_3 - 0,25A \operatorname{tg} \alpha_0 - e + l) \operatorname{tg} \alpha_0,$$

где $e = a + b + c + B + h \operatorname{ctg} \alpha_n$; k_p — коэффициент разрыхления породы в отвале; A — ширина заходки; B_3 — ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого; c — половина ширины площадки, необходимой для безопасного движения отвалообразователя; B — ширина транспортной бермы; b — берма безопасности; a — ширина призабойной зоны; α_0 — угол откоса отвала; l — дальность полета породы; h и α_n — мощность и угол откоса уступа по полезному ископаемому.

Ширина полосы зимних запасов определяется по выражениям:

при челноковой работе комплекса (рабочий ход в обоих направлениях)

$$B_3 = \frac{Q_{\text{год}}}{L h k_{\text{изв}} \gamma} \frac{t_3}{N};$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостом переходе оборудования комплекса

$$B = \frac{Q_{\text{год}}}{L h k_{\text{изв}} \gamma} \frac{t_3}{N} - A,$$

где $Q_{\text{год}}$ — годовая производительность карьера по добыче; L — длина фронта работ по добыче; h — мощность полезного ископаемого; $k_{\text{изв}}$ — коэффициент извлечения полезного ископаемого; t_3 — время простоя вскрышного комплекса в зимний период; N — плановое время работы комплекса; γ — плотность полезного ископаемого.

Схема II-A-1 характеризуется расположением зимних запасов под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора при размещении отвалообразователя на кровле пласта.

Высота отвала H_0 для данной схемы работ — величина переменная. Расстояние между осями экскаватора и отвалообразователя изменяется, т.е. ширина заходки

изменяется за счет телескопичности вскрышного комплекса T .

Ширина отвальной заходки A_0 и высота вскрышного уступа определяются из выражений:

при челноковой заходке вскрышного комплекса по фронту

$$A_0 = A \frac{N - t_3}{N};$$

$$H = \frac{1}{k_p} \frac{N - t_3}{N} (R_p - 0,25A \operatorname{tg} \alpha_0 - l + e) \operatorname{tg} \alpha_0;$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостом переходе оборудования комплекса

$$A_0 = \frac{AT(N - t_3)}{NT - At_3};$$

$$H = \frac{1}{k_p} \frac{T(N - t_3)}{NT - At_3} \times$$

$$\times (R_p - 0,25A \frac{T(N - t_3)}{NT - At_3} \operatorname{tg} \alpha_0 + e) \operatorname{tg} \alpha_0.$$

Схема II-B-1 отличается от схемы II-A-1 тем, что отвалообразователь располагается на почве пласта, но работа комплекса и расчет параметров осуществляются аналогично схеме II-A-1.

Схема II-B-2 отличается от предыдущей тем, что отвалообразователь не перемещается к экскаватору после отработки зимних запасов, ширина заходки по вскрыше и отвальная равны. Высота вскрышного уступа

$$H = \frac{1}{k_p} (R_p - 0,25A \operatorname{tg} \alpha_0 - a - c + e) \operatorname{tg} \alpha_0.$$

Схема III-A-1 характеризуется наличием зимних запасов под отвальной и приемной консолью отвалообразователя. При этом возможно иметь ширину зимних запасов, превышающую величину телескопичности.

Параметры системы разработки рассчитываются по аналогии со схемой II-A-1,

но с учетом сомножителя T/B при значении t . Схемы *IV-A-1* и *IV-B-1* не предусматривают подготовку зимних запасов полезного ископаемого, расчеты высоты вскрышного уступа выполняются по формулам схем соответственно *I-A-1* и *II-B-2*.

Более эффективны схемы с холостым переходом оборудования комплекса, особенно при использовании отвалообразователя на шагающе-рельсовом ходу.

Максимальная высота отрабатываемого уступа может быть достигнута при схеме *IV-B-1* или *II-B-2*.

При недостаточной устойчивости подстилающих пород, а также значительной мощности полезного ископаемого рекомендуется схема *IV-A-1*.

Минимальную длину фронта рекомендуется принимать из следующих соотношений:

Производительность вскрышного комплекса, м ³ /ч	500—700	1000—2000	3000—5000	7000—8000
Длина фронта, м	700—1000	900—1200	1000—1500	1200—1800

5.4. Элементы системы разработки при перемещении горной массы железнодорожным транспортом

5.4.1. Общие положения

К элементам системы открытой разработки относят: рабочую зону, уступ, рабочую площадку уступа, фронт работ уступа и карьера, заходку.

Рабочей зоной по В.В. Ржевскому называется зона карьера, в которой выполняются основные технологические процессы открытых горных работ. Рабочая зона может охватывать один, два или все борта карьера. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме поверхность, имеющую разнообразную пространственную конфигурацию и различное по времени положение в пространстве карьерного поля. В рабочей зоне карьера выделяются зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных (нарезных) работ. Размеры рабочей зоны характеризуются площадью в плане и высотой, равной сумме высот разрабатываемых уступов. Рабочая зона является обобщающим элементом системы разработки, включающим остальные.

При разработке горизонтальных и пологих залежей рабочая зона, имея полное

развитие по высоте и в плане, смещается в заданном направлении. При этом отсутствует необходимость проведения горно-подготовительных работ. Такие рабочие зоны обычно непрерывны как по вскрышным, так и по добычным работам и сравнительно устойчивы по размерам (сплошные зоны).

При разработке наклонных и крутых залежей в начальный период рабочая зона увеличивается в плане и по высоте. После достижения контуров карьерного поля на поверхности рабочая зона смещается по вертикали. При этом обычно уменьшаются ее размеры и сокращаются годовые объемы работ по горной массе (углубляющиеся рабочие зоны). Характерными признаками таких рабочих зон являются переменное число рабочих уступов и их размеры.

Интенсивность разработки месторождения характеризуется такими показателями, как скорость продвижения фронта и скорость понижения горных работ.

5.4.2. Высота уступа

Высота уступа по ЕПБ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом не должна превышать:

максимальную высоту черпания экскаваторов — при разработке одноковшо-

выми экскаваторами типа "механическая лопата" без применения взрывных работ;

более чем в 1,5 раза высоту черпания экскаваторов (при этом высота развала не должна превышать высоту черпания экскаватора) — при разработке однокоровыми экскаваторами типа "механическая лопата" крепких пород с применением взрывных работ при одно- и двухрядном взрывании;

высоту или глубину черпания экскаватора — при разработке драглайнами, многокоровыми и роторными экскаваторами.

При разработке однокоровыми экскаваторами типа "механическая лопата" крепких пород с применением взрывных работ при многорядном взрывании высота развала горной массы не должна более чем в 1,5 раза превышать высоту черпания экскаватора. При экскавации горной массы из таких развалов должны осуществляться дополнительные меры, предотвращающие произвольное обрушение образующихся козырьков и навесей.

Разработка угольных пластов механическими лопатами допускается одним уступом высотой до 30 м, а в отдельных случаях с разрешения Госгортехнадзора России — до 40 м при условии взрывания уступов скважинами, пробуренными под углом 65°, и регулярной оборки уступа от навесей.

При проведении однокоровыми экскаваторами траншей высота их, независимо от числа одновременно взрывааемых рядов скважин, может быть принята равной высоте разрезаемого уступа.

В соответствии с ЕПБ высота уступа (подустапа), разрабатываемого механической лопатой при верхней погрузке, должна обеспечивать видимость транспортных сосудов из кабины машиниста экскаватора.

Все требования ЕПБ относительно механических лопат распространяются на гидравлические экскаваторы.

Определение высоты уступа (по Н.В. Мельникову). Высоту уступа H (м) в зависимости от линейных параметров экс-

каватора и характера взрывных работ приближенно определяют по формуле

$$H = 0,7a \sqrt{\frac{\sin\alpha \sin\alpha_p}{k_p \eta' (1 + \eta'') \sin(\alpha - \alpha_p)}}$$

где $a = 0,8(R_ч + R_p)$ — ширина развала горной массы после взрыва, м; $R_ч$ — радиус черпания экскаватора, м; R_p — радиус загрузки экскаватора, м; α — угол откоса уступа, градус; α_p — угол откоса развала горной массы, градус; k_p — коэффициент разрыхления породы; η' — отношение линии наименьшего сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа, обычно равно 0,55—0,70 (для условия мгновенного взрывания); η'' — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления, обычно равно 0,75—0,85 (для условий мгновенного взрывания).

Высоту уступа H (м) при верхней погрузке однокоровыми экскаваторами (рис. 5.8) выбирают из условия, чтобы развал горной массы был убран за один проход экскаватора:

$$H = 1,05R_{ч,y} \sqrt{\frac{\psi}{\eta k_p}}$$

где $R_{ч,y}$ — радиус черпания на уроне стояния экскаватора;

$$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha \operatorname{tg}\alpha_p}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\alpha_p}$$

η — отношение линии наименьшего сопротивления к высоте уступа (обычно $\eta = 0,55 \div 0,70$); k_p — коэффициент разрыхления.

При этом должно соблюдаться условие $H \leq H_p - h - c$, где H_p — высота разгрузки экскаватора; h — высота думпкара (автосамосвала); $c = 0,5 \div 0,7$ м — минимальный зазор при установке ковша на разгрузку.

Высота уступа по отраслевым нормативам и фактические данные по ряду карьеров приведены в табл. 5.12—5.15.

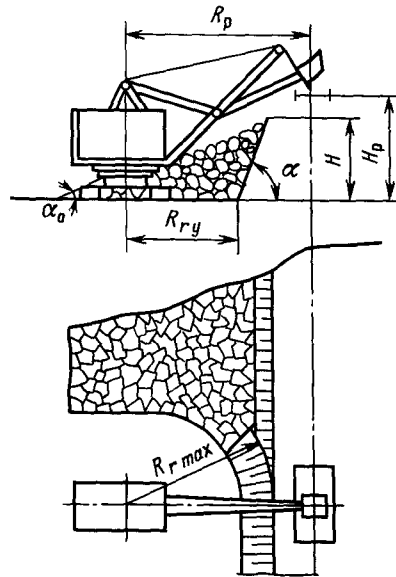


Рис. 5.8. Схема экскаваторных работ с верхней погрузкой

Таблица 5.12.

Рекомендуемая высота уступа (м) по нормам технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов

Порода	Число рядов скважин	Экскаватор			
		Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4,6(5)	ЭКГ-8И
Рыхлые	—	8	9	10	13
Скальные при диаметре скважин, мм:					
105—125	3	1 ⁰ —8	12—10	—	—
	4	10—8	12—10	15—12	—
	5	8	10—8	12—10	—
150—170	2	10—8	12—10	15—12	20—18
	3	10—8	12—10	12—10	20—18
	4	—	10—8	12—10	18—15
200—250	2	—	—	15—12	20—18
	3	10—8	12—10	12—10	18—15
	4	—	8	10	15
270—300	2	—	—	15—12	20—18
	3	—	—	12—10	18—15
	4	—	—	10	15

Таблица 5.13.
Типовые высота уступа и параметры забоя при применении механических лопат с погрузкой на уровне стояния (по данным НИИОГР)

Элемент забоя	ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И; ЭКГ-10	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15; ЭКГ-8Ус	ЭКГ-6,3Ус; ЭКГ-8У
Максимальная высота черпания экскаватора, м	10,3	12,5	15,6	17,1
Максимальная высота уступа при отработке, м.				
без буровзрывных работ	10	12,5	15	17
с буровзрывными работами —				
без подпорной стенки	15	20	22	25
с подпорной стенкой	12,5	17	18,7	21
Ширина заходки по целику при отработке, м:				
без буровзрывных работ	14	18	22	25
с буровзрывными работами без подпорной стенки —				
за один проход	9—11	10—17	15—23	15—20
за два прохода	15—24	12—37	17—40	16—43
с подпорной стенкой —				
за один проход	9—12	10—19	16—24	15—22
Расстояние от оси хода экскаватора до бровки забоя, м				
внешней	5	5,8	7,2	7,5
внутренней	9	12,2	14,8	13,5

Таблица 5.14.

Типовые высота уступа и параметры забоя при применении механических лопат с верхней погрузкой (по данным НИИОГР)

Элемент забоя	ЭКГ-4У (ЭКГ-5Ус)			ЭКГ-6,3У			ЭКГ-8У		
	Угол устойчивого откоса уступа, градус								
	34	35	70	34	45	70	34	75	70
Угол откоса рабочего уступа, градус	60	60	80	60	60	80	60	60	80
Высота уступа (глубина траншеи), м	8,0	10,5	11,0	13,0	16,5	18,0	12,0	16,0	18,0
Ширина полосы безопасности, м	7,5	4,5	2,4	11,5	7,5	3,5	11,5	7,5	3,5
Расстояние от оси ж-д пути до линии естественного обрушения, м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Расстояние от оси экскаватора до бровки уступа, м									
внешней	11,5	11,5	11,0	14,0	14,0	14,0	14,0	14,0	14,0
внутренней	7,5	7,5	13,0	9,0	9,0	17,0	11,0	11,0	20,0
Нормальная ширина заходки, м	19,0	19,0	24,0	23,0	23,0	31,0	25,0	25,0	34,0

Таблица 5.15.

Фактическая высота уступов на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Высота уступа (м) при разработке пород		
		наносы	скальная вскрыша	руда
Северный	Первомайский	10—12	12	12
	Анновский	10—12	10—15	12—15
Центральный	№ 1	10	10—15	15
	№ 2	10—15	10—15	12—15
	№ 3	10—15	10—15	15
Ново-Криворожский	№ 2	10	12—15	12—15
	№ 3	10	12—15	12—15
Южный	—	10	12—15	15
Ингулецкий	—	10	12	15
Полтавский	—	9	12	15

5.4.3. Ширина заходки механической лопаты

В крепких породах ширину A (м) заходки (табл. 5.16) после взрыва принимают мак-

симально возможной, обеспечивающей наименьшее число передвижек железнодорожных путей, $A = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}$.

При разработке мягких пород без применения взрывных работ $A \approx 1,5R_{ч.у}$.

Таблица 5.16.

Ширина экскаваторной заходки (по данным Гипроруды)

Экскаватор	Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	Ширина экскаваторной заходки $(1,5-1,7) R_{ч.у}$, м
ЭКГ-5	9,0	14,1—17
ЭКГ-8И	12,2	18—21,6
ЭКГ-4У	14,5	21—25,2
ЭКГ-12,5	14,8	22,2—26,6
ЭКГ-6,3У	21,4	30—36

5.4.4. Параметры забоев гидравлических экскаваторов

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием “прямая лопата”

$$H_{у\max} = (R_{ч\max} - L_x) \operatorname{tg} \alpha_k \leq H_{ч\max},$$

где $R_{ч\max}$ — максимальный радиус черпания (см. рис. 5.8); L_x — длина гусеничной тележки, через которую учитываются конструктивные параметры экскаватора и ширина предохранительной площадки между гусеницами и откосом уступа; α_k — угол откоса уступа, скорректированный по отношению к расчетному α_p по зависимости на графике рис. 5.9; $H_{ч\max}$ — максимальная высота черпания.

Ширина заходки при отработке уступа максимальной высоты $H_{у\max}$ и угле устойчивого откоса α_p , а также при угле между осью хода и внешней кромкой забоя, равной 45° ,

$$A = 1,7L_x.$$

Предельные значения высоты уступа в зависимости от угла устойчивого откоса приведены в табл. 5.17.

При отработке уступа с углом устойчивого откоса $\alpha > \alpha_p$ и высотой, меньшей чем $H_{у\max}$, соответствующей α_p , ширина заходки может быть увеличена до размера

$$A = 1,7 [L_x + H_y (\operatorname{ctg} \alpha_p - \operatorname{ctg} \alpha)].$$

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием “обратная лопата” и нижним черпанием зависит от угла устойчивого откоса с учетом дополнительной нагрузки на мас-

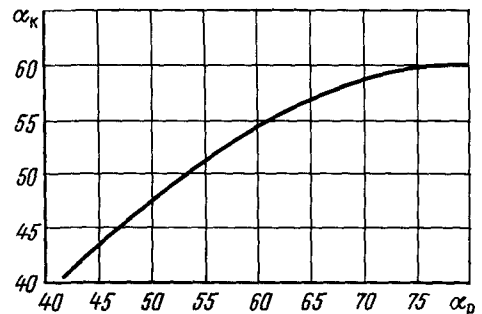


Рис. 5.9. График зависимости угла откоса уступа α_k от угла устойчивого откоса α_p

Таблица 5.17.

Высота уступа и ширина заходки гидравлических экскаваторов

Угол устойчивого откоса α_p , градус	ЭО-5124	ЭО-6123	ЭГ-12А	ЭГ-20
Высота уступа				
45	4,5	5,0	8,2	10,5
50	5,2	5,7	9,3	12,1
55	5,9	6,5	10,5	13,9
60	6,6	7,2	11,8	15,3
65	7,3	7,9	12,6	16,9
70	7,7	8,4	13,5	17,9
75	7,9	8,6	—	—
80	8,3	9,0	—	—
Ширина заходки				
При $\alpha = \alpha_p$ и $H_y = H_{y \max}$	7,0	8,5	11,1	13,4

сив, возникающей при работе экскаватора, а также от глубины копания H_k .

Расчетные формулы для определения значений высоты уступа приведены в табл. 5.18 применительно к экскаватору ЭГО-8. При расчетах для более мощных экскаваторов следует принимать меньшее из возможных значений, для экскаваторов с меньшей вместимостью ковша — большие значения.

Ширина заходки при нижнем черпании

$$A = 1,7(B_x + 3) + H_y \operatorname{ctg} \alpha,$$

где B_x — ширина хода экскаватора.

5.4.5. Ширина рабочей площадки при железнодорожном транспорте

В соответствии с “Типовыми технологическими схемами ведения горных работ на угольных разрезах” ширина рабочей площадки $Ш$ (м) уступа рассчитывается по следующим формулам (рис. 5.10, табл. 5.19):

при разработке мягких пород без буровзрывных работ (рис. 5.10, а)

$$Ш = A + C_2 + E + C_1 + П_3 + П + b_n + O;$$

Таблица 5.18.

Высота уступа, обрабатываемого экскаватором ЭГО-8 нижним черпанием

Угол устойчивого откоса, градус	Коэффициент разрыхления породы	Погрузка в автосамосвалы на горизонте стояния экскаватора	Погрузка в железнодорожные составы на горизонте стояния экскаватора
45—50	1,00	(0,75—0,85) H_k	(0,60—0,65) H_k
55—65	1,00	(0,78—0,87) H_k	(0,63—0,67) H_k
55—60	1,35—1,45	(0,78—0,82) H_k	(0,67—0,7) H_k
65—70	1,25—1,3	(0,8—0,85) H_k	(0,75—0,78) H_k
65—70	1,10—1,20	(0,84—0,9) H_k	(0,78—0,82) H_k

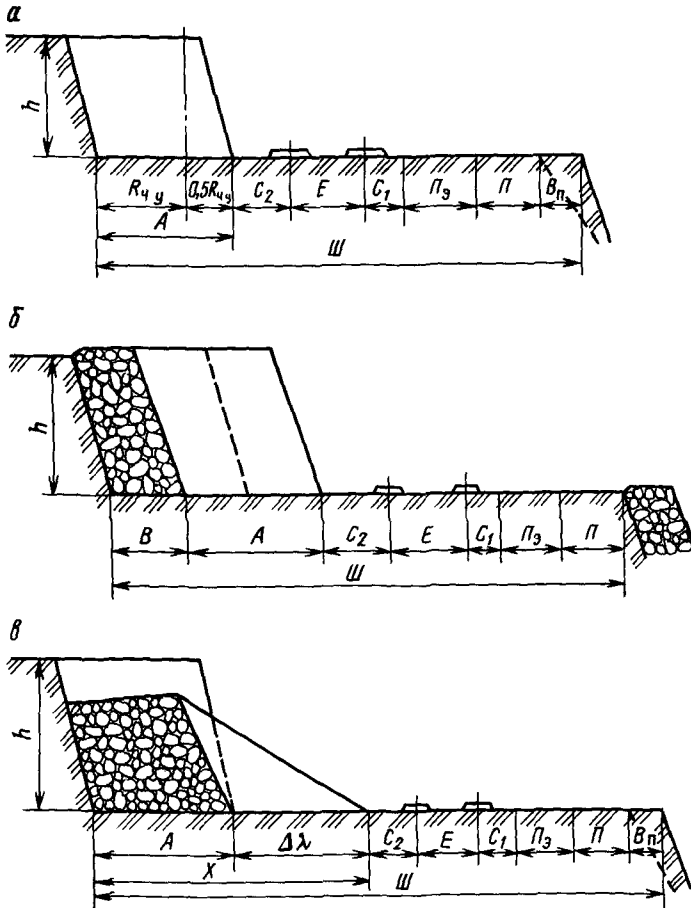


Рис. 5.10. Схемы к расчету ширины рабочей площадки при железнодорожном транспорте

при взрывании пород с подпорной стенкой (рис. 5.10, б)

$$Ш = B + A + C_2 + E + C_1 + П_3 + П + O;$$

при взрывании пород без подпорной стенки (рис. 5.10, в)

$$Ш = A + \Delta X + C_2 + E + C_1 + П_3 + П + b_{п},$$

где A — ширина заходки по целику, м; B — ширина подпорной стенки, м; C_2 — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа или развала, м; E — расстояние между осями железнодорожных путей, м; C_1 — расстояние от оси

железнодорожного пути до полосы для размещения дополнительного оборудования, м; $П_3$ — ширина полосы для размещения устройства электроснабжения, м; $П$ — ширина полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта, м; $b_{п}$ — ширина полосы безопасности (призмы обрушения), м; X — ширина развала горной массы после взрыва, м; ΔX — приращение ширины развала горной массы, м; O — ширина резервной полосы, м.

Фактическая ширина рабочей площадки может отличаться от расчетной. При ее увеличении создаются благоприятные ус-

Таблица 5.19.

Типовые размеры элементов рабочих площадок при железнодорожном транспорте (по данным НИИОГР)

Элемент рабочей площадки	Экскаватор		
	ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И	ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15; ЭКГ-8У
Минимальное расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа или развала, м	3,5	5,0	6,0
Расстояние между осями железнодорожных путей, м	$\frac{4,5^*}{7,0}$	$\frac{4,5}{8,0}$	$\frac{4,5}{8,0}$
Расстояние от оси железнодорожного пути до полосы дополнительного оборудования, м	2,5	2,5	2,5
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	6	6	6

* Над чертой — при применении электровозной и дизель-электрической тяги, под чертой — при применении контактных электровозов

Таблица 5.20.

Фактическая ширина рабочей площадки на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Ширина рабочей площадки, м, при породах		
		наносы	скальная вскрыша	руда
Северный	Первомайский	55	38—100	38—100
	Анновский	125	38—100	38—100
Центральный	№ 1	30—45	45—60	45—60
	№ 2	25—30	25—30	25—30
Ново-Криворожский	№ 2	50	30—40	30—40
	№ 3	45	30—40	30—40
Южный	—	20—40	40—80	60—90
Ингулецкий	—	49	50	50
Полтавский	—	30—90	0—55	0—80

ловия для работы горного и транспортного оборудования. Некоторые данные о фактической ширине рабочих площадок приведены в табл. 5.20.

5.4.6. Длина фронта работ при железнодорожном транспорте

Длина фронта горных работ карьера складывается из протяженности фронтов от-

дельных уступов и должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому, по горной массе, а также для подготовки новых горизонтов. Обычно стремятся иметь на один транспортный выход один экскаватор на горизонте. При большой протяженности фронта работ на уступе (2—3 км и более) целесообразно на нем применять несколько экскаваторов. В таких случаях фронт ра-

бот уступа делят на экскаваторные блоки. Обычно минимальная длина блоков при железнодорожном транспорте составляет 300—500 м при разработке скальных пород и 200—400 м при выемке мягких пород.

Фронт работ карьера по длине подразделяют на активный и пассивный. К активному относят фронт работ, на котором есть готовые к выемке запасы горной массы, к пассивному — находящиеся в консервации уступы с временно нерабочими площадками, на которых расположены склады, съезды и пр.

Протяженность фронта работ по “Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки” и “Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки” приведена в табл. 5.21.

Рекомендуемая длина фронта работ при погрузке одноковшовыми экскаваторами и железнодорожном транспорте по данным Центрогипрошахта приведена в табл. 5.22.

Длина экскаваторного блока зависит от модели и производительности экскаватора. Она определяется по условиям транспортного обслуживания, производства буровых и путевых работ (табл. 5.23).

Фактическая протяженность фронта работ на карьерах во многом определяется размерами месторождения и карьерного поля (табл. 5.24 и 5.25).

Интенсивность ведения горных работ характеризуется скоростью подвигания фронта работ и скоростью понижения горных работ. Расчетные их значения по данным Центрогипрошахта приведены в табл. 5.26 и 5.27, а по действующим карьерам в табл. 5.28 приведена скорость понижения горных работ.

Таблица 5.21.

Минимальная длина (м) активного фронта работ на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м ³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
2,5	600	300
4,6; 5,0	1000	500
6,3, 8,0	1200	600
10; 12,5	1400	700

Таблица 5.22.

Рекомендуемая длина (м) фронта работ

Условия эксплуатации	Первый этап	Последующие этапы
Наклонные и крутые залежи		
Конечная глубина карьера, м:		
100—150	1,2—2,2	1,2—2,2
150—250	1,2—2,2	2,5—3,0
250—300 и более	1,2—2,2	< 3,0—4,5
Пологие и горизонтальные залежи		
Число экскаваторов на уступе:		
1	2,5—3,0	3,0—4,0
2	2,5—3,5	3,5—5,0

Таблица 5.23.

Минимальная длина экскаваторного блока при железнодорожном транспорте

Экскаватор	Производительность экскаватора, тыс. м ³ /год м ³ /сут	Ширина заходки по целику, м	Высота уступа, м	Минимальная длина блока (м) по условиям		
				транспортного обслуживания	буровых работ	ремонт и передвижки ж.-д. путей
Крепкие породы						
ЭКГ-4,6(5)	$\frac{600}{2560}$	14,5	10	350	800	440
			12		660	370
			15		525	290
ЭКГ-8И	$\frac{900}{3930}$	20,0	15	500	585	325
			18		490	270
			20		435	240
ЭКГ-4,6(5)	$\frac{800}{3420}$	14,5	10	350	700	590
			12		585	490
			15		470	390
ЭКГ-8И	$\frac{1300}{5625}$	20,0	15	500	560	470
			18		470	390
			20		420	350
ЭКГ-4,6(5)	$\frac{1150}{4920}$	14,5	10	350	715	850
			12		600	710
			15		475	565
ЭКГ-8И ЭКГ-12,5	$\frac{2200}{9350}$	20,0	15	500	660	800
			18		565	660
			20		500	600
Рыхлые породы						
ЭКГ-4,6(5)	$\frac{1500}{6400}$	13,0	10	350	—	1200
ЭКГ-8И ЭКГ-12,5	$\frac{2800}{12100}$	17,5	13	500	—	1450

Таблица 5.24.

Фактическая длина фронта работ уступа на угольных разрезах

Разрез	Средняя длина фронта работ на уступе, км		Вид транспорта	
			Уголь	Вскрыша
	Уголь	Вскрыша	Уголь	Вскрыша
Бачатский	3,0	6,0	Железнодорожный, автомобильный	Железнодорожный, автомобильный
Краснобродский	4,8	6,5	То же	То же
Черниговский	0,7	2,2	“	“
Сибиргинский	5,4	5,6	Автомобильный	Автомобильный
Кедровский	2,3	2,7	“	Железнодорожный, автомобильный
Междуреченский	5,1	5,0	“	То же
Бородинский	4,6	5,6	Железнодорожный, автомобильный	Железнодорожный
Сафроновский	7,8	8,0	То же	Автомобильный
Нерюнгринский	2,5	3,7	Автомобильный	“
Лучегорский	3,0	3,0	Железнодорожный	Железнодорожный
Коржинский	0,3	1,4	Железнодорожный, конвейерный	“
Восточный	2,5	2,8	Конвейерный	“
Северный	7,5	8,0	Железнодорожный	“

Таблица 5.25.
Фактическая длина фронта работ на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Общая длина фронта работ, км			Средняя длина фронта работ на один экскаватор, м	Годовой объем горной массы, добываемой с 1 км фронта работ, тыс. м ³
		Всего	В том числе			
			по вскрышным породам	по руде		
Северный	Первомайский	18,9	16,0	2,9	829	1754
	Анновский	15,4	13,4	2,0	888	1918
Центральный	№ 1	8,3	6,4	1,9	—	1741
	№ 2	3,5	2,7	0,8	651	877
	№ 3	5,8	3,9	1,9	—	1135
Ново-Криворожский	№ 2	7,0	4,6	2,4	720	1208
	№ 3	6,6	3,8	2,8	—	2462
Южный	—	16,0	10,5	5,5	845	1365
Ингулецкий	—	29,2	11,5	17,7	1836	806
Полтавский	—	14,0	10,6	3,4	737	2614

Таблица 5.26.
Расчетная скорость подвигания фронта работ

Экскаватор	Высота уступа (м) в породах		Длина экскаваторного блока, м	Скорость подвигания фронта работ уступа (м/год) в породах		
	мягких	полускальных и скальных		мягких	полускальных	скальных
ЭКГ-5А	11,0	16,5	600	480	297	210
			1000	288	178	126
			2000	144	89	63
			3600	80	49	35
ЭКГ-8И	13,1	19,7	600	508	310	217
			1000	305	186	130
			2000	152	93	65
			3600	85	52	36
ЭКГ-12,5	15,6	23,4	1200	318	190	134
			2000	191	114	81
			3600	107	63	45
			5200	73	44	31
ЭКГ-20	18,0	27,0	1200	377	221	155
			2000	226	133	93
			3600	126	74	52
			5200	87	51	36

Таблица 5.27.
Скорость понижения горных работ при железнодорожном транспорте

Тип и число экскаваторов			Высота уступа, м	Длина фронта, км	Рекомендуемая скорость пони- жения работ при угле паде- ния залежи 50°, м/год
на подготовке нового горизонта	на разносе борта				
Полускальные породы					
ЭКГ-5	ЭКГ-3,2У	ЭКГ-5	10,5		
1	1	1		1,6—2,2	7,8—4,8
2	1	2		1,6—4,0	13,6—4,9
ЭКГ-5	ЭКГ-4У	ЭКГ-5	10,5		
1	1	1		1,6—2,2	8,1—5,2
2	1	2		1,6—4,0	14,1—5,4
ЭКГ-8	ЭКГ-4У	ЭКГ-8	13,0		
1	1	1		1,6—2,8	9,4—4,8
2	1	2		2,2—4,6	16,5—4,9
ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3У	ЭКГ-12,5	15,0		
1	1	1		2,2—3,4	8,8—5,2
2	1	2		2,2—5,2	15,2—5,8
ЭКГ-12,5	ЭКГ-10У	ЭКГ-12,5	15,0		
1	1	1		2,2—3,4	9,6—5,8
2	1	2		2,2—5,2	16,7—6,6
ЭКГ-20	ЭКГ-10У	ЭКГ-20	18,0		
1	1	1		2,2—4,0	10,9—5,6
2	1	2		2,8—5,2	15,1—7,2
Скальные породы					
ЭКГ-5	ЭКГ-4У	ЭКГ-5	10,5		
1	1	1		1,6	6,3—5,4
2	1	2		1,6—3,4	11,4—4,6
ЭКГ-8	ЭКГ-4У	ЭКГ-8	13,0		
1	1	1		1,6—2,2	7,5—4,0
2	1	2		2,2—4,0	9,6—4,1
ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3У	ЭКГ-12,5	15,0		
1	1	1		2,2—2,8	7,1—4,6
2	1	2		2,2—5,2	12,9—4,3
ЭКГ-20	ЭКГ-6,3У	ЭКГ-20	18,0		
1	1	1		2,2—3,4	8,1—4,0
2	1	2		2,8—5,2	11,1—4,3

Таблица 5.28.

Фактическая скорость понижения горных работ на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Скорость понижения горных работ, м/год	Доля объема перевозки по видам транспорта, %	
			ж.-д.	автомобильный
Северный	Первомайский	12,5	36,6	63,4
	Анновский	7,5	35,3	64,7
Центральный	№ 1	6,0	15,4	84,6
	№ 2	5,3	15,4	84,6
	№ 3	10,7	31,6	68,4
Ново-Криворожский	№ 2	10,6	29,6	70,4
	№ 3	16,4	29,6	70,4
Южный	—	6,4	100,0	—
Ингулецкий	—	7,7	9,4	90,6
Полтавский	—	6,3	23,9	76,1

5.5. Элементы системы разработки при перемещении горной массы автомобильным транспортом**5.5.1. Общие положения**

Расчет параметров элементов системы разработки при использовании автомобильного транспорта методически схож с расчетом аналогичных параметров при применении железнодорожного транспорта, однако имеет и определенные особенности. Высокая маневренность автосамосвалов, менее жесткие требования к размещению транспортных коммуникаций на рабочих площадках и другие особенности технологии горных работ при автомобильном транспорте приводят к изменению некоторых параметров элементов системы разработки.

5.5.2. Высота уступа и ширина заходки при перемещении горной массы автомобильным транспортом

Высота уступа при использовании механических лопат. Требования к высоте уступа регламентированы Единными прави-

лами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (см. разд. 5.4). При разработке пород механическими лопатами с погрузкой в автотранспорт высоту уступа принимают такую же, как и при использовании аналогичных моделей экскаваторов с погрузкой в средства железнодорожного транспорта. При разработке сложноструктурных залежей с целью снижения потерь и разубоживания полезного ископаемого целесообразно принимать высоту добычных уступов не более 12 м. Высота уступов на действующих угольных разрезах приведена в табл. 5.29.

Ширина заходки механической лопаты при погрузке горной массы в автотранспорт. Экскавация мягких и скальных взорванных пород может производиться заходками нормальной ширины, равными $A = (1,5 \div 1,7)R_{ч.у}$, м. При погрузке мягких пород часто применяют узкие заходки шириной $A = (0,7 \div 1)R_{ч.у}$. При погрузке взорванных пород находят применение широкие заходки, равные ширине развала горной массы после взрыва. В этом случае для маневров автосамосвалов используется выработанное пространство.

Таблица 5.29.

Фактическая высота вскрышного уступа на угольных разрезах

Разрез	Вид транспорта	Высота уступа, м
Бачатский	Железнодорожный, автомобильный	12, 15
Краснобродский	То же	12—16
Черниговский	“	10, 15
Кедровский	Автомобильный	15
Сибиргинский	“	15
Междуреченский	Железнодорожный, автомобильный	17
Бородинский	Железнодорожный	10—15
Нерюнгринский	Автомобильный	15, 20
Холбольдинский	Железнодорожный, автомобильный	15
Мугунский	Автомобильный	15
Лучегорский	Железнодорожный	12,5
Лермонтовский	Автомобильный	10
Коркинский	Железнодорожный	10
Тюльганский	Железнодорожный, автомобильный	10
Степной	Железнодорожный	15—20
Северный	“	15

5.5.3. Ширина рабочей площадки при автомобильном транспорте

Расчет ширины рабочей площадки (по данным Центрогипрошахта). Ширина рабочей площадки $Ш_{рп}$ (м) определяется по следующим формулам:

при погрузке мягких пород механической лопатой в автосамосвалы (рис. 5.11, а, табл. 5.30)

$$Ш_{рп} = A + c_2 + E + П_1 + c_1 + b_n;$$

при петлевом развороте автосамосвалов должно выполняться условие:

$$Ш = c_1 - c_2 \geq 2R_p;$$

при погрузке взорванных пород в автосамосвалы (рис. 5.11, б, см. табл. 5.30)

$$Ш_{рп} = X + c_2 + E + П_1 + c_1 + b_n;$$

при отгрузке горной массы из развала в две заходки и петлевым развороте автосамосвалов должно выполняться условие:

$$Ш - c_1 - c_2 - X/2 \geq 2R_p,$$

где A — ширина заходки экскаватора, м; c_2 — расстояние от оси дороги до нижней бровки уступа или развала, м; E — расстояние между осями движения на двухполосной автодороге, м; $П_1$ — полоса для размещения дополнительного оборудования, м; c_1 — расстояние между полосой для размещения дополнительного оборудования и полосой безопасности, м; b_n — полоса безопасности, м; R_p — радиус разворота автосамосвала, м; X — ширина развала горной массы после взрыва, м.

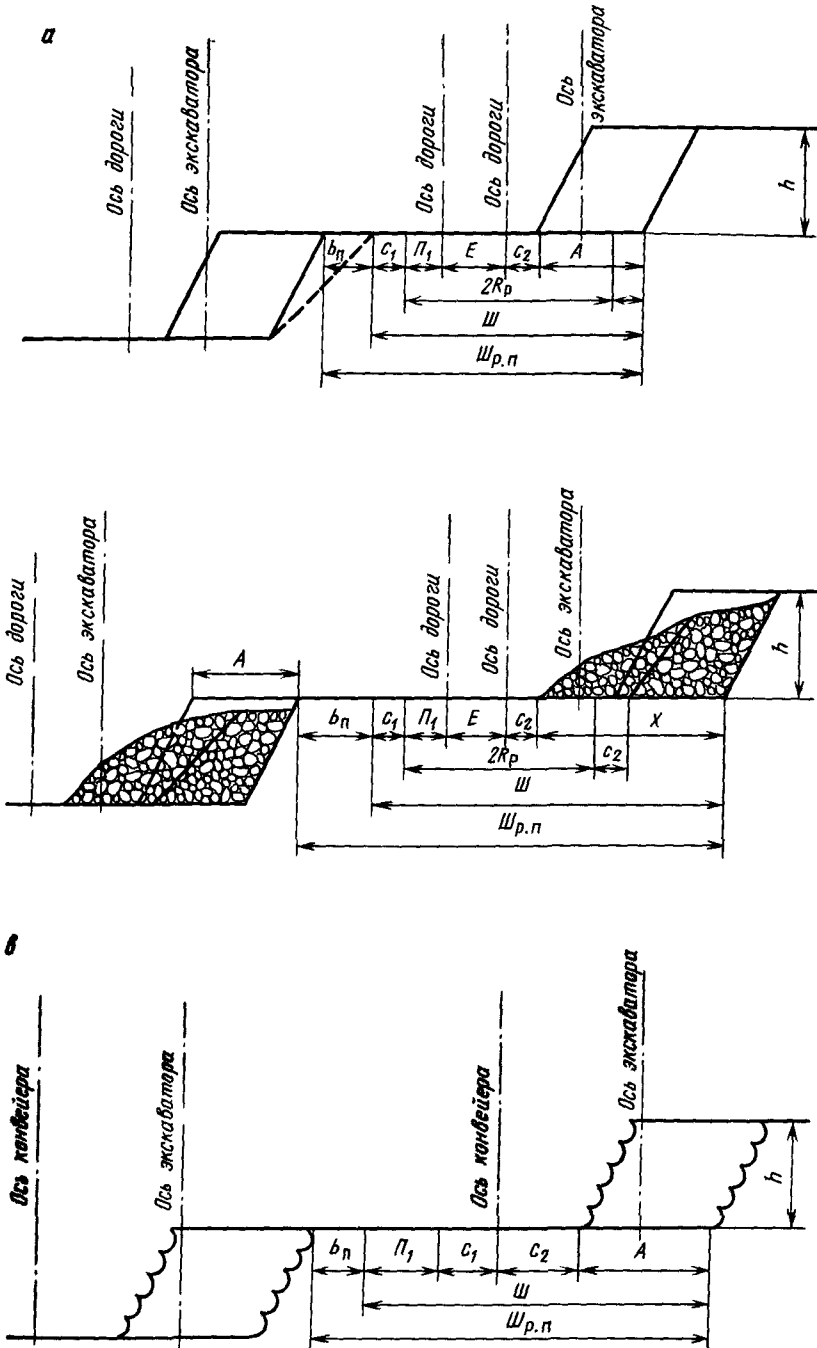


Рис. 5.11. Схемы к расчету ширины рабочей площадки при автомобильном и конвейерном транспорте

Таблица 5.30.
Размеры элементов рабочих площадок при автотранспорте
(по данным Центрогипрошахта)

Экскаватор	c_2	E	Π_1	c_1
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б, ЭКГ-8И	3	4,5—5	3	3
ЭКГ-8И; ЭКГ-6,3Ус; ЭГ-12	3—4	5	3	3—3,5
ЭКГ-12,5, ЭКГ-15; ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус; ЭКГ-20	3,5—4	6—6,5	3	3,5—4,5

5.5.4. Длина фронта работ при автомобильном транспорте

Протяженность фронта работ на один экскаватор при автотранспорте обычно меньше, чем при железнодорожном транспорте. В соответствии с нормами технологи-

ческого проектирования эти данные приведены в табл. 5.21.

Длина активного фронта работ на один экскаватор при автомобильном транспорте в соответствии с Нормами технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов приведена в табл. 5.31.

Таблица 5.31.
Минимальная длина (м) активного фронта работ на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Рыхлая порода	Скальная порода
1—2	100	—
2,5—3	150	250
4,6—5	300	400
8—10	350	500

5.6. Элементы системы разработки при перемещении горной массы конвейерным транспортом

Ширина рабочей площадки (по данным Центрогипрошахта) при работе роторных

экскаваторов с погрузкой горной массы на конвейер (рис. 5.11, а, табл. 5.32)

$$Ш_{р.п} = A + c_2 + c_1 + \Pi_1 + b_n,$$

где A — ширина заходки экскаватора, м;
 c_2 — расстояние от оси конвейера до ниж-

Таблица 5.32.
Размеры элементов рабочих площадок при конвейерном транспорте
(по данным Центрогипрошахта)

Экскаватор	A	c_2	c_1	Π_1
ЭРП-1250	16	10	5,5	6
ЭР-1250	18	10	5,5	6
ЭРШРД-5000	30	13,5	8,5	6
ЭР-5000	40	13,5	8,5	6

ней бровки уступа, м; P_1 — полоса для размещения дополнительного оборудования, м; c_1 — расстояние между осью конвейера и полосой безопасности, м; b_n — полоса безопасности, м.

Максимальная высота уступа H_y (м) при работе роторных экскаваторов при верхнем черпании зависит от схемы выемки и определяется (по В.В. Ржевскому):

при выемке вертикальными стружками

$$H_{y \max} = L_c \sin \beta + c + h_b + 0,5d_p;$$

при выемке горизонтальными стружками

$$H_{y \max} = L_c \sin \beta + c + 0,5d_p,$$

где L_c — длина роторной стрелы, м; c — высота закрепления опорного шарнира стрелы, м; β — угол подъема стрелы экскаватора, градус; $h_b = (0,5 - 0,7)d_p$ — высота вертикальных стружек, м; d_p — диаметр роторного колеса, м.

Максимальная ширина заходки роторного экскаватора с невыдвижной стрелой

$$B_{\max} = L_{\text{стр}}(\cos \beta_1 + \cos \beta_3 \sin \epsilon) + (R_p + e)(1 + \sin \epsilon) - \frac{H_y - h_b}{\operatorname{tg} \alpha},$$

где e — расстояние от опорного шарнира роторной стрелы до оси вращения экскаватора, м; β_1 и β_3 — углы подъема стрелы ротора при отработке соответственно верхнего и нижнего слоев; ϵ — угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя.

5.7. Параметры элементов системы разработки на некоторых зарубежных карьерах

Фактические данные по параметрам элементов системы разработки на рудных карьерах некоторых зарубежных стран приведены в табл. 5.33.

Таблица 5.33.

Параметры элементов систем разработки на некоторых зарубежных карьерах

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Вид забойного транспорта
Mintack	США	Гаконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	60,5	11,3	4,9—10,7	Автомобильный
Eree	"	"	То же	10,7	60,5	8,2	6,1—12,2	Железнодорожный и автомобильный
Hebing Taconite	"	"	"	13,7	< 90	15,1	7,6—12,2	Автомобильный
Jerritcanyon Lowernork	"	Золото	Кварцит	4,5	< 90	9,4	4,6, 9,7	"

Продолжение табл. 5.33.

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Вид автомобильного транспорта
National	“	Таконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	< 90	15,1	6,1—10,7	“
Bingham	“	Медесодержащие халькоперит, борнит, халькозин	Порфиры, известняки, монцититы	15,2	64	15,2	21—25,6	Автомобильный, железнодорожный
Peter Mitchel	“	Таконит	Ледниковые наносы	10,7	50—60	12	8,4—9,2	Автомобильный
Eagle Mountain	“	Магнетит, гематит	Кварциты, кварц	13,7	30,5	12—17	4,6—9,1	“
Climax	“	Молибденовый концентрат	Ледниковые наносы, песчаники, кварциты	12,2	60	12,0	11,3, 9	“
Mountright	Канада	Железная руда	Песчаники, кварциты	12,2	30,0	27,0	6,1—7,6	“
Carol	Канада	Железная руда	Кварциты, сланцы, песчаники	13,7—18,3	45,1	27,0	7,6	“
Palabora	ЮАР	Медная руда	Кварциты	12 2 15,2	30,0	24,0	7,5, 19	Автомобильный (троллейбусы)

Окончание табл. 5.33.

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м ³	Вид забойного транспорта
Malanjhand	Индия	Медная руда	Песчаники, конгломераты	12,0	35,0	9,0	4,6, 9,2	Автомобильный
Jwaneng	Ботсвана	Алмазы	Наносы, кемберлиты	12	60	11,0	7,6	“
Araç	Бразилия	Ниобий	Песчаники	10	35	8,0	4,6	“
Mount Tom Driçe	Австралия	Железная руда	Алевролиты, диабаз	13,6	65	12	3,4, 9,2	“
Paraburdo	Австралия	Железная руда	Сланец, диабаз	13,3	67	11,8	9,1	“

Список литературы

1. Изменения норм технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. Минуглепром СССР. — Новосибирск, 1988.

2. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Издание четвертое, переработанное и дополненное. — М.: Недра, 1982.

3. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. Минуглепром СССР. — М.: 1986.

4. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. — Ленинград, 1986

5. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. — М.: Минцветмет, 1986.

6. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Части I и II. — М.: Недра, 1985.

7. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — Челябинск, 1991.

6.1. Основные положения

Наибольшее распространение на открытых горных работах получил шарошечный способ бурения. Таким способом выполняется до 82,5 % всех объемов бурения, шнековым — около 15,7 % и ударным — до 1 %. Остальные 0,8 % приходятся на термический и ударно-канатный.

На угольных разрезах стран СНГ при дроблении крепких пород применяют преимущественно скважины диаметром 214 мм, в рудной промышленности — 243 мм. Ведутся работы по созданию и совершенствованию буровых станков на диаметр скважины 270—320 мм и более. В мировой практике бурения взрывных скважин наиболее популярны и эффективны скважины диаметром 200—311 мм.

На открытых разработках широко применяют направленное (наклонное) бурение скважин параллельно откосу уступа, сокращающее удельные расходы на бурение и ВВ и улучшающее равномерность дробления горной массы.

На ряде угольных месторождений мира успешно применяют горизонтальное бурение скважин с рабочих площадок. Оно особенно эффективно на слоистых уступах, где твердые породные прослойки располагаются непосредственно над пластом полезного ископаемого, а общая масса покрывающих пород характеризуется средней крепостью.

В связи с ростом производственной мощности карьеров и ведением вскрышных работ мощной высокопроизводительной горнотранспортной техникой с высокими линейными параметрами и развитием бестранспортной системы разработки с

применением драглайнов значительное распространение получают уступы высотой 25—50 м, для чего требуется бурение наклонных скважин глубиной до 50—60 м.

6.1.1. Типаж буровых станков

Общие технические требования к станкам для бурения взрывных скважин в горнодобывающей промышленности определяются ГОСТ 26698—85.

Стандарт устанавливает три подгруппы станков для открытых горных работ:

1. СБШ — станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения) — пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 160 до 400 мм при крепости пород $f = 6 \div 18$;

2. СБУ — станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмоударного бурения) — трех типоразмеров с условными диаметрами скважины — 100, 125, 160 мм при $f = 10 \div 20$;

3. СБР — станки вращательного бурения резовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения) — двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины 160 и 200 мм при $f = 1 \div 6$.

Типоразмеры станков, определяемые главным параметром, — условным диаметром пробуриваемой скважины, базируются на десятом ряде предпочтительных чисел и предусматриваются для бурения скважин диаметрами 100, 125, 160, 200, 250, 320 и 400 мм.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробури-

ваемой скважины в миллиметрах, например СВШ-320-36, диаметр скважины — 320 мм, глубина скважины — 36 м. Угол наклона скважины к вертикали устанавливается для всех станков 0, 15 и 30°, допускаются и дополнительные углы наклона.

Изготавливаются станки и с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по преобладающему способу бурения.

Буровая мелочь из скважины при всех способах бурения удаляется, как правило, продувкой ее сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью. При вращательном способе бурения резанием для удаления породы из скважины часто используют витые штанги — шнеки (шнековое бурение). Наряду со шнеком иногда применяют и одновременную продувку скважины сжатым воздухом.

Различают буровые станки:

узкоспециализированные, рассчитанные на применение одного вида бурового инструмента постоянного диаметра при одном способе очистки скважин;

специализированные, отличающиеся от первых применением буровых инструментов различного диаметра;

комбинированные, позволяющие использовать различные виды и размеры бурового инструмента, а также различные способы очистки скважин.

На открытых горных работах для бурения по углю и в породах с $f=1\div 6$ применяют станки вращательного бурения резцовыми коронками, в средней и повышенной крепости породах с $f=6\div 18$ — шарошечные станки, в труднообрушаемых породах с $f=10\div 20$ крупноблочного строения — станки ударно-вращательного бурения.

Принципы комбинированных буровых станков реализованы в конструкциях опытных станков СВШК-200 и СБР-200-36.

6.1.2. Основные характеристики буримости горных пород

Буримость горных пород количественно оценивается скоростью бурения v или

временем бурения единицы длины скважины t_0 .

В практике известен ряд специализированных классификаций (шкал) буримости для различных способов бурения и типоразмеров бурового инструмента. Они необходимы, главным образом, для нормирования буровых работ и могут быть использованы с этой целью совместно с единой классификацией горных пород Центрального бюро нормативов по труду (ЦБНТ), предназначенной для установки норм выработки (времени) и нормативов на бурение скважин станками шарошечного и вращательного бурения резанием на карьерах.

При оперативном нормировании буровзрывных работ (БВР) применяется классификация горных пород по СНиП-82.

Приближенная оценка производительности буровых станков может быть произведена по сопоставлению коэффициента крепости f и категорий пород единой классификации с удельной энергоемкостью (табл. 6.1).

Для сопоставления пород по буримости (механическим способом) относительный показатель трудности бурения породы Π_6 (по В.В. Ржевскому) рекомендуется принимать исходя из выражения

$$\Pi_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7\gamma,$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ — пределы прочности горных пород соответственно на сжатие и сдвиг, МПа ($\sigma_{сж} = 34\div 450$ МПа, $\sigma_{сдв} = 0,01\div 75$ МПа); γ — плотность породы, т/м³.

Горные породы при механических способах бурения в соответствии с величиной Π_6 подразделяют по буримости на пять классов, в каждый из которых входят пять категорий: I класс — легкобуримые ($\Pi_6=1\div 5$); II класс — средней буримости ($\Pi_6=5,1\div 10$); III класс — труднобуримые ($\Pi_6=10,1\div 15$), IV класс — весьма труднобуримые ($\Pi_6=15,1\div 20$), V класс — исключительно труднобуримые ($\Pi_6=20,1\div 25$). Породы с показателями $\Pi_6 > 25$ относятся к внекатегорийным.

Удельное сопротивление горной породы разрушению при механическом спосо-

Таблица 6.1
Сопоставление коэффициента крепости и категории породы по шкале ЦБНТ с удельной энергоемкостью бурения

Порода	Коэффициент крепости породы f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория породы единой классификации
Кимберлиты	4—6	1,08—3,24	VI
Аргиллиты	4—6	2,16—4,32	VI-IX
Каройские сланцы	5	2,16—6,84	VI-XII
Кремнистые фосфориты	10—12	4,32—5,76	IX-XI
Глубо плитчатые фосфатокремнистые сланцы	8—10	4,68—6,48	X-XII
Массивные мелкозернистые доломиты	8—10	5,4—6,84	XI-XII
Массивные стекловидные кремни	12—14	4,68—9,0	X-XIII
Каолинизированные вторичные кварциты	4—7	1,8—2,52	VI
Каолинизированные гранодиориты	4—5	2,16—3,24	VII
Вторичные кварциты по эффузивам	7—10	2,52—3,24	VII
Мрамор кристаллический серый	6—10	3,6—6,46	VIII-XI
Песчаники	9	3,6—4,32	VIII-IX
Каолинизированный сиенитодиорит	8—12	3,6—4,68	IX-X
Вторичные кварциты по гранодиоритам	12	3,6—4,68	IX-X
Скарны гранатовые	10—12	5,04—6,46	X-XI
Вторичные кварциты по гранодиоритам, моноклинные	14—15	6,48—7,2	XII-XIII
Вторичные кварциты моноклинные	12—16	6,48—7,3	XII-XIII
Сиениты крупноблочные	12—14	7,3—8,28	XIII
Гранодиорит-порфиры	15—17	7,2—8,64	XIII
Гранодиориты	17	9,0—12,6	XIV-XV
Диоритовые порфириды	17—18	12,6—14,4	XV-XVI
Ороговикованные песчаники	20	10,8—14,4	XV-XVI
Ороговикованные туфоалевролиты	12—20	14,4—19,8	XVI-XVIII
Песчаники на известковом цементе	6—8	5,04—6,46	XI-XII
Аспидные сланцы	8—10	6,46—8,28	XII-XIII
Хлоритовые сланцы	8—10	5,04—6,46	XI-XII
Карбонатомagnetитовые роговики	10—14	5,76—7,2	XI-XII
Песчаник крепкий	10—12	8,64—9,36	XIII
Маргитогематитовые роговики	16—20	8,64—11,52	XIII-XV

бе оценивается по среднему приведенному пределу прочности породы при разрушении механическим способом бурения (МПа) из выражения

$$\sigma_{мб} = 0,5(\sigma_{сж} + \sigma_{ск}),$$

где $\sigma_{ск} = 2,4 \div 53$ МПа — предел прочности на скалывание, МПа. Значения $\sigma_{мб}$ находятся в диапазоне $18 \div 198$ МПа.

Интенсивность бурения взрывных скважин определяется технической скоростью бурения, которая зависит: от свойства породы разрушаться под воздействием бурового инструмента (основной фактор); от вида и формы бурового инструмента, способа, усилия и скорости его воздействия на забой скважины; диаметра скважины и в ряде случаев от ее глубины; способа, скорости и тщательности удаления из забоя буровой мелочи.

D , мм	169	184	200	229	251	269,9	311/320	350	381	400
$P_{ос\ max}$, кН	135	160	200	250	280	325	400	455	500	550
$k_0 = P_{ос\ max} / D$, кН/мм	0,8	0,87	1,0	1,1	1,12	1,2	1,286	1,3	1,31	1,375
f_{max}	11,4	12,4	14,28	15,7	16,0	17,25	18,4	18,56	18,7	19,6
$n_{вр}$, с ⁻¹	1,33	1,25	1,16	1,08	1,0	0,91	0,83	0,66	0,75	0,5

Конкретные рекомендации по величинам $k_0 = P_{ос\ max} / D$ приводятся в каталогах долот.

Глубина внедрения (мм) зуба шарошки с углом заострения зуба α (градус) в породу крепостью f

$$h = \frac{1,5 \cdot 10^2 P_{ос}}{Df (tg^2 \alpha + \mu_1) k_s},$$

где $\mu_1 = 0,25 \div 1,0$ — коэффициент трения металла шарошки о породу; $k_s = 1 \div 1,3$ — коэффициент затупления зуба (большее значение для пород более высоких крепости и абразивности).

f	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18	18—20	Свыше 20
k_1	12	11	10	9	8	6	4	2

6.2. Расчет технических и энергетических параметров бурения

6.2.1. Станки шарошечного бурения

Требуемое осевое усилие (кН) на долото диаметром D (мм) для разрушения породы крепостью f

$$P_{ос} = 10^{-2} k f D = 10^{-3} k \sigma_{сж} D,$$

где $k = 6 \div 8$ — большие значения для более крупных долот; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы при одноосном сжатии, МПа.

Усредненные рекомендации ряда фирм-изготовителей долот по максимальному допустимому усилию нагружения долота $P_{ос\ max}$ и соответствующей данному усилию предельной частоте вращения долота $n_{вр}$ (с⁻¹), при которых обеспечиваются удовлетворительные условия их эксплуатации, приведены ниже.

Максимальная глубина погружения зуба (штыря) шарошки в породу должна составлять $0,75—0,8$ его высоты, равной $10—15$ мм для штыревых и $15—25$ мм для зубчатых долот.

Требуемый момент вращения (Н·м) долота

$$M_{кр} = 2,84 \cdot 10^3 k_1 D (0,22 P_{ос})^n,$$

где n — показатель, зависящий от качества очистки скважины ($n = 1,25$ — для очень хорошей; $n = 1,5$ — для удовлетворительной; $n = 1,75$ — для плохой); k_1 — коэффициент, зависящий от крепости буримой породы:

Как правило, вращательно-подающий механизм современного бурового станка обеспечивает удельный момент $M_{кр}$ до $40 \text{ Н} \cdot \text{м}$ на 1 кН осевого усилия $P_{ос}$. На практике соотношение $M_{кр} / P_{ос}$ редко превышает $20—30 \text{ Н} \cdot \text{м} / \text{кН}$.

Мощность (кВт) привода вращателя

$$N_{вр} = 2\pi \cdot 10^{-3} M_{кр} n_{вр} \eta_{вр}^{-1} = 10^{-3} M_{кр} \omega_{вр} \eta_{вр}^{-1},$$

где $\eta_{вр} = 0,85 \div 0,7$ — КПД трансмиссии вращателя; $\omega_{вр}$ — угловая скорость, рад/с.

Мощность (кВт) привода подачи

$$N_{под} = P_{ос} v_{под} \eta_{под}^{-1},$$

где $v_{под}$ — скорость подачи бурового става, м/с; $\eta_{под} = 0,5 \div 0,7$ — КПД механизма подачи.

Теоретическая скорость (м/с) шарошечного бурения

$$v = 3k_{ск} h n_{вр}, \quad (6.1)$$

где $k_{ск} = 0,5 \div 0,3$ — коэффициент, учитывающий уменьшение скорости бурения за счет неполного скола породы между зубьями (большее значение для менее плотных пород); h — глубина внедрения зуба, м.

Требуемое количество сжатого воздуха, подаваемое в забой, определяется из условия обеспечения требуемой скорости выноса v_b (м/мин) разрушенных частиц породы в затрубном пространстве, рекомендуется не менее $1500 \text{ м}^3/\text{мин}$ для плотных пород и не более $2100 \text{ м}^3/\text{мин}$ для среднеплотных. Допускается скорость до $2800 \text{ м}^3/\text{мин}$ для влажных плотных пород при скорости бурения $24—25 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Для сухих забоев наиболее употребителен диапазон скоростей $v_b = 1220—1520 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Теоретическая подача воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$)

$$Q = Fv_b = 0,25\pi v_b (D^2 - D_{ш}^2),$$

где F — площадь затрубного пространства, м^2 ; D и $D_{ш}$ — диаметры соответственно долота и штанги, м.

Давление компрессора рекомендуется выбирать в диапазоне $0,4—0,7 \text{ МПа}$. При использовании долот с периферийными продувочными каналами, имеющими сменные вкладыши, последние следует выбирать минимальных размеров, допускаемых по запасу избыточного давления на выходе из ресивера. Потери давления в буровом стае составляют $0,07—0,14 \text{ МПа}$, а в долоте и подшипниковых каналах могут достигать $0,5 \text{ МПа}$, повышаясь с увеличением подачи воздуха и уменьшением сечения вкладышей.

Мощность привода компрессора (кВт), обеспечивающего сжатие воздуха от давления p_1 (Па) на входе до давления p_2 (Па) на выходе из компрессора и подачу его в систему продувки скважины в объеме Q ($\text{м}^3/\text{мин}$),

$$N_{ком} = 4,2Qp_1 (\eta_k \eta_n)^{-1} \lg p_2 / p_1,$$

где $\eta_k = 0,6 \div 0,7$ и $\eta_n = 0,92 \div 0,95$ — КПД соответственно компрессора и передачи.

6.2.2. Станки вращательного бурения с режущим долотом

Осевое усилие (кН) на режущем инструменте диаметром D (м), необходимое для его внедрения на глубину h (м),

$$P_{ос} = 0,25 \cdot 10^3 k_3 D h \sigma_{мб},$$

где $k_3 = 1,5 \div 0,7$ — коэффициент, учитывающий затупление инструмента (большие значения для более тупого инструмента и меньших толщин стружки); $\sigma_{мб}$ — приведенный предел прочности породы, МПа.

На практике для режущих долот удельные осевые нагрузки на 1 м диаметра долота устанавливаются в пределах $100—300 \text{ кН}^2/\text{м}$.

Момент вращения (кН·м), необходимый для разрушения породы режущей коронкой,

$$M_1 = 62,5D^2 \sigma_{мб} h z (1 + \mu_1 k_3),$$

где z — число перьев коронки; h — толщина стружки, срезаемой резцом, м,

$$h = v (zn_{\text{вр}})^{-1}, \quad (6.2)$$

v — теоретическая скорость бурения [см. формулу (6.4.)], м/с; $n_{\text{вр}}$ — частота вращения шнека (с^{-1}).

Минимально допустимая частота вращения шнека (с^{-1}) диаметром D_1 (м) и углом подъема винтовой линии β (градус)

$$n_0 \geq [g(\sin\beta + \mu_1 \cos\beta)(2\pi^2 \mu_2 D_1)^{-1}]^{0.5},$$

где μ_1 и μ_2 — коэффициенты трения породы соответственно о сталь и породу; g — ускорение свободного падения, $\text{м} \cdot \text{с}^{-2}$.

Производительность ($\text{м}^3/\text{с}$) шнека

$$Q_{\text{ш}} = 0,25 \pi (D_1^2 - d^2) k s \psi (n_{\text{вр}} - n_0),$$

где d — диаметр вала шнека, м; ψ — коэффициент заполнения объема шнека; $k = 0,8-0,9$ — коэффициент просыпания породы в зазор между шнеком и стенками скважины; s — шаг винта, м.

Необходимая частота вращения бурового става

$$n_{\text{вр}} \geq \frac{D^2 k_p v_{\text{max}}}{k(D_1^2 - d^2) s \psi} + n_0,$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы; v_{max} — максимальная скорость бурения, на которую рассчитан станок, м/с.

Момент ($\text{кН} \cdot \text{м}$), необходимый для обеспечения подъема породы шнеком с глубины H (м),

$$M_2 = 0,125 \pi \mu_1 D_1 (D_1^2 - d^2) \cdot$$

$$H \psi \gamma k_p^{-1} g (\tg\beta + \mu_2),$$

где μ_1 — коэффициент трения шнека о стенки скважины; γ — плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Мощность (кВт) двигателя вращателя станка шнекового бурения при угловой скорости шнека $\omega_{\text{вр}}$ ($\text{рад}/\text{с}$) и КПД механизма вращателя η

$$\begin{aligned} N_{\text{вр}} &= (M_1 + M_2) \omega_{\text{вр}} \eta^{-1} = \\ &= 2\pi (M_1 + M_2) n_{\text{вр}} \eta^{-1}. \end{aligned}$$

6.2.3. Станки ударно-вращательного бурения

Требуемое осевое усилие (МН) для внедрения лезвия с углом заострения α (градус) долота диаметром D (м) на глубину h (м) в породу с прочностью $\sigma_{\text{мб}}$ (МПа)

$$P_y = k_1 D h \sigma_{\text{мб}} (\tg \alpha/2 + \mu_1) k_3,$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий форму вооружения долота ($k_1 = 2$ для зубильного; $k_1 = 4$ для крестового и штыревого); μ_1 — коэффициент трения стали коронки долота о породу (μ_1 от 0,5 при воздушно-водяной продувке, до 1 при сухой); $k_3 = 1,2-1,3$ — коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки.

Глубина погружения лезвия коронки в породу при единичном ударе

$$h = P_y [k_1 D \sigma_{\text{мб}} (\tg \alpha/2 + \mu_1) k_3]^{-1}.$$

Требуемая частота ударов (ударов/об) долота по забою на 1 оборот долота

$$z_0 = \pi D (2k_1 h \tg \theta/2)^{-1},$$

где $\theta \geq \alpha$ — угол скола породы с забоя, градус.

На практике z_0 для пневмоударников составляет 8—15 ударов/об.

Необходимая частота вращения бурового инструмента (с^{-1}) при частоте ударов пневмоударника z (с^{-1})

$$n_1 = z z_0^{-1}.$$

Теоретическая скорость чистого бурения (м/с)

$$v = h n_{\text{вр}}. \quad (6.3)$$

Теоретическая мощность (Вт) пневмоударника с учетом единичного удара A (Дж)

$$N_{\text{п}} = A z = 0,5 P_y h z.$$

6.2.4. Производительность буровых станков

Сменная производительность (м/смену) бурового станка

$$Q_{\text{см}} = k_{\text{и см}} T_{\text{см}} v_{\text{т}}$$

или

$$Q_{\text{см}} = T_{\text{см}} k_{\text{и см}} (t_{\text{б}} + t_{\text{в}})^{-1} = \\ = T_{\text{см}} k_{\text{и см}} (v^{-1} + t_{\text{в}})^{-1},$$

где $k_{\text{и см}}$ — коэффициент использования нормативного времени смены $T_{\text{см}}$ (с) для бурения за вычетом вероятных простоев станка, в среднем $k_{\text{и см}} = 0,6 \pm 0,8$; $v_{\text{т}}$ — техническая скорость бурения, в среднем $v_{\text{т}} = (0,75 \pm 0,8) v$, м/с; v — теоретическая скорость бурения, м/с; $t_{\text{б}}$ — удельные затраты времени на бурение, с/м; $t_{\text{в}}$ — сумма удельных затрат времени на выполнение вспомогательных технологических операций (переезд от скважины к скважине с учетом снятия станка с домкратов; на замену долота; наращивание бурового става и т.д.), с/м.

$$t_{\text{в}} = K_{\text{x}} + t_{\text{s}}/l_{\text{д}} + t_{\text{с}}/H,$$

где K_{x} — показатель, характеризующий удельные затраты времени на холостые пробеги вращательно-подающего органа станка в процессе бурения (зависит от глубины скважины H (м), длины штанги $l_{\text{ш}}$ (м), скорости спуско-подъемных операций рабочего органа $v_{\text{пд}}$ (м/с) и проходки на долото $l_{\text{д}}$ (м), с/м; t_{s} — время замены долота, с; $t_{\text{с}}$ — продолжительность вспомогательных операций, проводимых после подъема става и до начала бурения очередной скважины, с (зависит от расстояния между соседними скважинами на уступе и скорости перемещения станка на главную ось бурения v_{x} (м/с), затрат времени на съём станка с домкратов и на постановку его на домкраты на новой скважине и др.).

Значения K_{x} определяются:

при бурении в крепких породах, когда долото меняется раньше, чем закончена проходка скважины ($l_{\text{д}} < H$),

$$K_{\text{x}} = t_{\text{п}} + t_{\text{с}}/2l_{\text{ш}} (1 + H/l_{\text{д}});$$

при бурении одним долотом многих скважин ($l_{\text{д}} \gg H$)

$$K_{\text{x}} = t_{\text{п}} + t_{\text{с}}/(2l_{\text{ш}});$$

при бурении одной штангой без наращивания уступа глубиной H ($l_{\text{ш}} = H$ или $l_{\text{ш}} \gg H$)

$$K_{\text{x}} = t_{\text{п}}/H = 1/v_{\text{пд}},$$

где $t_{\text{п}}$ — удельные затраты времени на холостые хода шпинделя, независимые от длины штанги, с/м; $t_{\text{с}}$ — время наращивания и разборки одной штанги, с; $l_{\text{ш}}$ — длина штанги, м; $t_{\text{пд}}$ — время подъема одной штанги из скважины, с; $v_{\text{пд}}$ — скорость подъема штанги из скважины, м/с.

Техническая (с учетом вспомогательных операций) скорость бурения $v_{\text{т}}$ (м/с) в среднем на 20—25 % ниже чистой скорости бурения v или

$$v_{\text{т}} = (1/v + K_{\text{x}} + t_{\text{s}}/l_{\text{д}} + t_{\text{с}}/H)^{-1}.$$

Время цикла (с) бурения одной взрывной скважины (до начала бурения следующей)

$$T_{\text{ц}} = H (1/v + t_{\text{п}} + t_{\text{s}}/l_{\text{д}} + t_{\text{с}}/H)^{-1} + t_{\text{с}}.$$

Теоретическая скорость бурения v (м/с) определяется:

для станков шарошечного бурения по формуле (6.1) или из эмпирического выражения

$$v = 5 \cdot 10^{-6} P_{\text{ос}} n_{\text{вр}} (\Pi_{\text{б}} D^2)^{1/2};$$

для станков вращательного бурения резанием по формуле (6.2) или по выражению

$$v = 4,2 \cdot 10^{-4} P_{\text{ос}} n_{\text{вр}} (\Pi_{\text{б}}^2 D^2)^{1/2}; \quad (6.4)$$

для станков ударно-вращательного бурения по формуле (6.3) или по выражению

$$v = 1,5 \cdot 10^{-7} N_{\text{п}} (\Pi_{\text{б}} D^2 k_{\text{ф}})^{-1} = \\ = 1,5 \cdot 10^{-7} A z (\Pi_{\text{б}} D^2 k_{\text{ф}})^{-1},$$

где $P_{\text{ос}}$ — осевое усилие подачи, кН; $n_{\text{вр}}$ — частота вращения долота, с⁻¹; D — диаметр долота, м; $N_{\text{п}}$ — мощность пневмударника, Вт; A — энергия единичного удара, Дж; z — частота ударов пневмударника, с⁻¹; $k_{\text{ф}}$ — коэффициент, учитывающий форму коронки (для трехперых $k_{\text{ф}}=1,1$; для крестовых $k_{\text{ф}}=1,0$; для штыре-

вых $k_{\Phi}=0,9$); P_6 — относительный показатель трудности бурения породы.

Месячная (м/мес) и годовая (м/год) производительности:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{см}} n; \quad Q_{\text{год}} = Q_{\text{мес}} N$$

или

$$Q_{\text{год}} = \sum_0^i Q_{\text{мес } i}$$

где n и N — соответственно среднее число рабочих смен в календарном месяце и число рабочих месяцев в году.

Сменная производительность бурового станка по обуренной горной массе $Q_{\text{о см}}$ (м³/смену) определяется с учетом среднего выхода горной массы с 1 м скважины B (м³/м):

$$Q_{\text{о см}} = Q_{\text{см}} B,$$

где $B = W/L$; W — объем взорванной горной массы, м³; L — суммарное число метров скважин, пробуренных, заряженных и взорванных, м.

Соответственно определяются месячная и годовая производительность.

Сменная норма выработки (м/смену) при бурении скважин

$$H_{\text{в}} = (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{лн}}) (t_{\text{о}} + t_{\text{в}})^{-1},$$

где $T_{\text{см}}$ — установленная продолжительность смены, мин/смену; $T_{\text{пз}}$ — время для выполнения подготовительно-заключительных операций на смену, мин/смену; $T_{\text{лн}}$ — время на личные надобности персонала, мин/смену; $t_{\text{о}}$ и $t_{\text{в}}$ — время, необходимое для выполнения соответственно основных и вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины, мин/м.

Себестоимость (руб/м) бурения 1 м скважины

$$C = C_{\text{см}}/Q_{\text{см}} + C_{\text{д}}/l_{\text{д}},$$

где $C_{\text{см}}$ — затраты на бурение в течение смены (зарплата рабочих, амортизационные отчисления, материалы, электроэнергия и др.) без затрат на долота, руб/смену; $Q_{\text{см}}$ — среднемесячная производительность бурового станка в смену, м/смену; $C_{\text{д}}$ — оптовая цена долота, руб.; $l_{\text{д}}$ — проходка на долото, м.

6.2.5. Нормативы времени бурения

Нормативы времени бурения 1 м скважин станками типов СБШ-200, разработанные ЦБНТ, приведены в табл. 6.2—6.5.

Таблица 6.2

Нормативы основного времени бурения 1 м скважины (мин) станками шарошечного бурения типа СБШ (по данным ЦБНТ)

Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	ЗСБШ-200-60	ЗСБШ-200-32		СБШ-250МНА-32	СБШ-250МН		СБШ-320
	Диаметр долота, мм						
	215,9	215,9	244,5	244,5	244,5	269	320
VIII	2,02	1,89	1,98	1,35	1,35	—	—
IX	2,63	2,46	2,71	1,66	1,66	2,16	—
X	3,34	3,12	3,46	2,04	2,04	2,57	—
XI	4,14	3,87	4,34	2,47	2,47	3,15	—
XII	5,09	4,76	5,38	2,99	2,99	3,78	2,68
XIII	6,21	5,8	6,45	3,62	3,62	4,5	3,27
XIV	7,46	6,97	7,74	4,38	4,38	5,4	4,09
XV	8,94	8,36	9,13	5,21	5,21	6,26	4,74
XVI	10,65	9,95	10,77	6,19	6,19	7,47	5,45
XVII	12,56	11,74	12,60	7,32	7,32	8,91	6,26
XVIII	14,82	13,85	14,74	8,63	8,63	10,62	7,2
XIX	17,2	16,07	17,09	10,18	10,18	12,33	8,28
XX	19,6	18,32	19,65	11,91	11,91	14,67	9,52

Таблица 6.3

Нормативы вспомогательного времени на бурение 1 м скважины (мин) станками типа СБШ (по данным ЦБНТ)

Операция	ЗСБШ-200-60		ЗСБШ-200-32		СБШ-250МНА-32		СБШ-250МН	
	Глубина скважины, м							
	<16	16—24	<16	16—24	<16	16—24	<16	16—24
Подъем и разборка бурового става	0,19	0,28	0,18	0,27	0,46	0,49	0,63	0,70
Осмотр и продувка скважины	0,19	0,24	0,14	0,19	0,08	0,10	0,08	0,10
Наращивание бурового става	0,34	0,36	0,34	0,36	0,33	0,38	0,33	0,38
Осмотр, замена долота и его приработка по категориям горных пород (шкала ЦБНТ):								
VIII-IX	0,05	0,06	0,06	0,07	0,05	0,05	0,05	0,05
X-XII	0,09	0,15	0,09	0,14	0,05	0,05	0,05	0,05
XIII-XV	0,13	0,19	0,12	0,18	0,11	0,11	0,11	0,11
XVI-XVIII	0,14	0,21	0,14	0,21	0,13	0,13	0,13	0,13
XIX-XX	0,15	0,22	0,14	0,21	0,15	0,15	0,15	0,15
Подготовка к переезду, передвижение станка от скважины, кабеля, установка станка, горизонтирование	0,41	0,38	0,39	0,33	0,41	0,37	0,38	0,34
Перехват штанги патроном	0,33	0,33	0,33	—	—	—	—	—
Вспомогательные по категориям пород:								
VIII-IX	1,51	1,65	1,44	1,55	1,33	1,39	1,47	1,57
X-XII	1,55	1,74	1,47	1,62	1,33	1,39	1,47	1,57
XIII-XV	1,59	1,78	1,50	1,66	1,39	1,45	1,53	1,63
XVI-XVIII	1,60	1,80	1,52	1,69	1,41	1,47	1,55	1,65
XIX-XX	1,61	1,81	1,52	1,69	1,43	1,49	1,57	1,67

Таблица 6.4

Нормативы основного времени бурения 1 м скважины (мин) станками СВБ-2М (по данным ЦБНТ)

Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	Частота вращения бурового става, с ⁻¹		Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	Частота вращения бурового става, с ⁻¹	
	2,0	3,3		2,0	3,3
III	0,45	0,45	IX	2,8	2,2
IV	0,7	0,55	X	3,5	2,8
V	1	0,65	XI	4,2	3,4
VI	1,3	0,8	XII	6,04	4,1
VII	1,7	1,3	XIII	6,05	4,9
VIII	2,2	1,75			

Таблица 6.5
 Нормативы вспомогательного времени на бурение 1 м скважины (мин)
 станками СВБ-2М (по данным ЦБНТ)

Операция	Глубина скважины, м		Операция	Глубина скважины, м	
	<10	>10		<10	>10
Подъем бурового става	0,26	0,30	Замена долота по категориям горных пород		
Наращивание и рассоединение шнеков	0,65	0,76	III-XI	0,05	0,05
Переезд от скважины к скважине, подтягивание кабеля	0,15	0,15	XII-XIII	0,10	0,10
Чистка скважины по категориям горных пород			Вспомогательные по категориям горных пород		
III-IV	0,05	0,06	III-IV	1,16	1,32
V-VI	0,10	0,11	V-VI	1,21	1,37
VII-X	0,15	0,17	VII-X	1,26	1,43
XI	0,20	0,23	XI	1,31	1,48
XII-XIII	0,25	0,28	XII-XIII	1,41	1,59

6.2.6. Показатели работы буровых станков

Показатели работы станков вращательно-бурения шарошечными долотами и рез-

цовыми коронками, а также стойкость долот на горных предприятиях угольной и рудной отраслей приведены в табл. 6.6—6.8.

Таблица 6.6
 Показатели работы буровых станков 2СБШ-200Н (по данным СКБ СГО)

Показатели	АО Хакас-уголь разрез Чер- ногорский	ПО Востсиб- уголь разрез Че- ремховский	ПО Якут- уголь разрез Нерюнг- ринский	Разрезы Кузбасса	
				Северный	Сибиргин- ский
Средневзвешенный коэффициент крепости f	6	5	6,7	4,5	10
Выход горной массы, м ³ /м	31,2	59	26,4	32,9	21,7
Стойкость долот, м	791	723	461	1465	205,5
Сменная производительность, м	137	106	114	226	120
Годовая производительность списочного станка, тыс м	38,9	35,8	57	39,6	35,5

Продолжение табл. 6.6

Показатели	Разрезы Кузбасса		ПО Урал- руда Бакальское РУ	Уральский асбестовый ГОК	ПО Каратау рудник Жа- натас
	Красногор- ский	Междуре- ченский			
Средневзвешенный коэффициент крепости f	8	10	13	13,4	11,8
Выход горной массы, м ³ /м	30	23,1	23	46,4	28,46
Стойкость долот, м	536	393	132,7	384	214
Сменная производительность, м	137	115	—	59	71
Годовая производительность списочного станка, тыс м	58,1	44,8	15,2	25,2	17,4

Таблица 6.7

Показатели работы буровых станков СВБ-2М и СБР-160 на разрезах угольной промышленности (по данным Специального конструкторского бюро самоходного горного оборудования (СКБ СГО))

Показатели	"Богаатырь"		Северный	
	СВБ-2М	СБР-160	СВБ-2М	СБР-160
Средневзвешенный коэффициент крепости f	2	2	3,3	3,1
Выход горной массы, м ³ /м	28,1	45	20,3	19,5
Стойкость долот, м	2280	2521	341	610
Сменная производительность станка, м	196	245	306	465
Годовая производительность списочного станка, тыс м	18,721	43,950	42,318	54,500

Продолжение табл. 6.7

Показатели	Красногорский	Кедровский	Черемховский	Харанорский	Тулунский
	СВБ-2М	СБР-160	СВБ-2М	СВБ-2М	СБР-160
Средневзвешенный коэффициент крепости f	8	5	3	3,5	4,3
Выход горной массы, м ³ /м	10	31,6	45	27,3	16
Стойкость долот, м	165,8	1404	628	349,6	315
Сменная производительность станка, м	126	151,6	155,3	223,7	162
Годовая производительность списочного станка, тыс м	39,715	16,800	8,114	20,106	25,200

Таблица 6.8

Показатели работы буровых станков СВШ-250МН (по данным СКБ СГО)

Показатели	ГМК Печенганикель, рудник Ждановский	Соколовско-Сарбайский ГОК, карьер Сарбайский	Качканарский ГОК, карьер Западный	Ковдорский ГОК, рудник Железный	Михайловский ГОК
Средневзвешенный коэффициент крепости f	14,6	14,9	14,0	10,5	15,6
Выход горной массы, м ³ /м	31,1	34,2	23,1	33,9	38,0
Стойкость долот, м	150	187	134	246	81
Сменная производительность, м	43,7	59,0	44,5	77,0	62,9
Годовая производительность списочного станка, тыс м	30,4	29,3	24,1	34,2	15,8

Продолжение табл. 6.8

Показатели	Лебединский ГОК	ИнГЭК	Уральский асбестовый ГОК	ПО Апатит рудник Центральный	Полтавский ГОК
Средневзвешенный коэффициент крепости f	16,3	16,0	13,4	11,0	17,1
Выход горной массы, м ³ /м	33,0	34,4	46,4	35,1	36,4
Стойкость долот, м	66	112	420	153	130
Сменная производительность, м	39,0	51,0	62,8	139,0	71,0
Годовая производительность списочного станка, тыс м	21,9	21,8	24,4	48,9	20,8

6.3. Технические характеристики и описание буровых станков

6.3.1. Станки вращательного бурения шарошечными долотами

Станки типа СБШ (табл.6.9) предназначены для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах и состоят из следующих основных узлов: гусеничного хода с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; машинного отделения с маслостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; мачты; рабочего органа; механизма вращения и подачи бурового става; механизма свинчивания-развинчивания штанг; сепаратора; пылеулавливающей установки или емкости для воды; кабины машиниста; гидро- и пневмосистем. Подъем и опускание мачты осуществляются с помощью двух гидроцилиндров, горизонтирование станка — с помощью трех или четырех гидродомкратов.

Станок 5СБШ-200-36 является модернизированным вариантом станка 2СБШ-200Н и состоит из ходовой части типа УГ-60, платформы с двумя передними и одним задним гидродомкратами, машинного отделения, кабины, рабочего органа, гидро- и пневмосистем, пылеподавляющей или пылеулавливающей установки, мачты. Кассетирующее устройство крепится впереди мачты.

Станок 3СБШ-200-60 также создан на базе 2СБШ-200Н, имеет патронный привод подачи, аналогичный приводу станка 5СБШ-200-36, однако в последних экземплярах гидропатрон заменен тремя выносными гидроцилиндрами; измененную конструкцию мачты, причем кассета располагается внутри мачты. Конструкция ходовой части — малоопорная, экскаваторного типа с литой рамой и встроенными редукторами. Управление двигателем вращения — от тиристорного привода, имеется тиристорное управление пуском асинхронных двигателей хода.

Станок оснащен оригинальной трехступенчатой системой пылеулавливания с полным удалением штыба от устья скважины, состоящей из вентилятора, пылеосадительной камеры, циклонов и камеры рукавных фильтров. На станке предусмотрены система автоматизированного управления режимами бурения и кабельные барабаны. Ведутся работы по модернизации станка в высоковольтном исполнении.

Станок СБШ-250МН-32 имеет торцовую схему вращательно-подающего механизма и предназначен для бурения скважин диаметром 250 мм с осевым усилием 300 кН глубиной до 32 м в породах с $f = 8 \div 14$. Станок имеет тиристорный привод вращения, горизонтируется тремя домкратами. К основным конструктивным особенностям станка относятся: наличие верхнего привода вращения бурового става; непрерывная подача бурового става на

длину 8 м; воздушно-водяная система пылеподавления; высокий уровень механизации вспомогательных операций при сборке-разборке бурового става. Основные недостатки станка: низкая скорость спуско-подъемных операций и передвижения, недостаточная надежность, отсутствие сухого пылеподавления.

На базе СБШ-250МН-32 созданы буровые станки: СБШ-250-МНА-32, СБШ-250-55 и СБШ-250МНР.

Станок СБШ-250-МНА-32 отличается наличием системы автоматического регулирования подачи компрессора и механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг, позволяющего наращивать

буровой став из кабины машиниста без применения ручного труда.

Станок СБШ-250-55 характеризуется следующими особенностями: наличием мачты с двумя сепараторами, что позволяет бурить скважины глубиной до 55 м; трехкратной канатно-полиспастной системой — двухлебедочной с приводами постоянного тока и тиристорным управлением; применением штанг диаметром 219 мм вместо 203 мм, что увеличивает скорость потока воздуха в затрубном пространстве с 25 до 45 м/с и позволяет бурить скважины диаметром до 270 мм; автоматизацией режима бурения и полной механизацией вспомогательных операций по наращива-

Таблица 6.9

Техническая характеристика станков буровых шарошечных

Показатели	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
Диаметр долота, мм	215,9 244,5	215,9	215,9 244,5*
Глубина скважины, м, не более	32	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0, 15, 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/1	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	250	300	300
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2—4,0	0,25—2,5	0,2—2,16
Крутящий момент на вращателе, кН м	6,65—2,12	3,2—5,2	6,0
Подача компрессора, м ³ /с	0,417	0,417	0,417—0,53
Мощность электродвигателей, кВт			
установленная	350	410	400
вращателя	60	52	68
компрессора	200	200	200
хода	32	44	44
Ходовое оборудование	Э-1252	УГ-60	Э-1602
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1,0
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1
Габариты, мм	9180×4600×13840	10200×5000×14300	10100×5300×18400
Масса станка, т	55	66	65

Продолжение табл. 6.9

Показатели	СБШ-250МНА-32 (СБШ250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	244,5 269,9	244,5 269,9	320
Глубина скважины, м, не более	32	55	36
Направление бурения к вертикали, градус	0, 15, 30	0, 15, 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/8	10/10	17,5/17,5
Осевое усилие, кН, не более	300	350	600
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2—2,5	0,2—2,5	0—2,1
Крутящий момент на вращателе, кН м	4,2	4,2	8,7
Подача компрессора, м ³ /с	0,417—0,53	0,53	0,834
Мощность электродвигателей, кВт			
установленная	400	400	712
вращателя	68	68	100
компрессора	200	200	2 × 200
хода	44	44	44
Ходовое оборудование	УГ 60М	УГ-70М	ЭГ 400
Скорость передвижения, км/ч	0,737	0,84	0,33
Давление на грунт МПа	0,12	0,12	0,11
Габариты, мм	9200×5450×15350	11200×5240×17730	12500×5450×25200
Масса станка, т	71,5	85	140
* Только с компрессором подачи 0,53 м ³ /с			

нию бурового става; усиленной конструкцией гусеничного хода с двумя вариантами исполнения: с асинхронными двигателями и двигателями постоянного тока.

Станок СБШ-250МНР предназначен для шарошечного бурения вертикальных взрывных скважин и последующего термического расширения их заряжаемой части в породах и рудах ($f > 12$). В качестве рабочего органа используют терморасширитель с огнеструйной горелкой воздушно-керосинового типа. Удлиненная мачта позволяет бурить скважины без наращивания штанг на уступах высотой до 17 м.

Техническая характеристика станка СБШ-250МНР

Диаметр расширяемой части скважин, мм	400
Глубина скважин, м	19
Угол наклона скважины к вертикали, градус	0
Верхний предел частоты вращения става, с ⁻¹	2,5
Габариты станка, м	
высота с поднятой мачтой	23,06
длина с поднятой мачтой	10,11
длина с опущенной мачтой	22,7
высота с опущенной мачтой	7,41
ширина	5,8

Станок СБШ-320-36 предназначен для бурения скважин диаметром 320 мм глубиной до 36 м в породах с $f > 18$. Ходовое оборудование — двухгусеничное с индивидуальным приводом. На раме расположено машинное отделение, в передней части которого размещены электрические шкафы управления, маслонасосная станция, блоки гидроаппаратуры, водяные насосы и другое вспомогательное оборудование, в задней части — два винтовых компрессора, а в нише хвостовой части станка — два кабельных барабана.

Усилие подачи создается лебедками и передается на опорный узел через канат, огибающий последовательно несколько раз приводные барабаны лебедок. Сбегающие ветви каната при бурении натягиваются весом буровой головки, а при подъеме става — натяжным устройством за счет веса рычагов и усилия пружин. Подача выполняется одним канатом, концы которого закреплены на правой и левой блочных обоймах опорного узла. Привод лебедки осуществляется от гидромотора при бурении или извлечении прихваточного в скважине бурового инструмента или от электродвигателя при спуско-подъемных операциях. В 1992 г. выпущена опытная партия модернизированных станков СБШ-320В-36 для угольного разреза Нерюнгринский.

Изготовители станков: ЗСБШ-200-60 — Бузулукский завод тяжелого машиностроения, 5СБШ-200-36 — Барвенковский машзавод (Украина), СБШ-250 и СБШ-320 — Воронежский завод горно-обогатительного оборудования.

6.3.2. Станки вращательного бурения резцовыми коронками

Станки вращательного бурения резцовыми коронками (табл. 6.10) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин по углю и породам с коэффициентом крепости $f = 2+8$ на угольных разрезах, карьерах стройматериалов, горнохимического сырья, черной и цветной металлургии.

Машины состоят из следующих основных узлов и систем: гусеничного хода; рамы с кузовом и кабины машиниста; мачты с направляющими для перемещения бурового става и вращателя; кассеты для хранения шнеков; механизма свинчивания-развинчивания; механизма подачи бурового става; гидроцилиндров выравнивания станка и подъема мачты; компрессорной станции; гидро- и пневмосистем; электрической части.

Станок СБВ-2М выпускался в 70-х годах и получил широкое распространение. Это машина на гусеничном ходу с электрическим приводом. Передвижение станка и подъем рабочего органа осуществляются одним приводом, состоящим из электродвигателя, редуктора и системы зубчатых и цепных передач. По трубчатым направляющим мачты передвигается вращатель. Для наклона мачты в транспортное положение используют подъемную лебедку.

Станок СБР-160А-24 имеет мачту высотой 12 м, что позволяет использовать шнеки длиной 8,4 м, подача штанг и разборка става механизированы, предусмотрены гидравлическая подача бурового става, гидроцилиндры подъема и опускания мачты.

Станок имеет ходовую часть ХГ-30, гусеничного типа с электроприводом, буровой став вращается от трехскоростного асинхронного двигателя через редуктор. На станке устанавливается компрессор для комбинированной шнеко-воздушной очистки скважины. Управление станком — из кабины, размещенной в передней части станка.

Станок СБР-160Б-32 создан на базе станка СБР-160А-24, налажен его серийный выпуск. Эта модель отличается большей глубиной бурения, для чего применена кассета, установленная снаружи мачты. Станок имеет кабельный барабан.

Гидрофицированный буровой станок 2СБР-160-24 создан взамен СБР-160А-24. На станке используются укороченные шнековые штанги длиной 4 м с резбовыми соединениями, что позволяет полностью механизировать процесс сборки-разборки

Таблица 6.10
Техническая характеристика
станков вращательного бурения резцовыми коронками

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	СБР-200-32 (48) (проект)
Диаметр скважины, мм	160	160, 200	160	160 (шарошечным долотом) 200 (резцовой коронкой)
Глубина скважины, м	24	32	24	46
Направление бурения к вертикали, градус	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Частота вращения бурового инструмента, с ⁻¹	1,7, 2,2, 3,3	1,7, 2,2, 3,3	0,7, 1,4, 2,1, 3,0	2,8
Установленная мощность, кВт	184	184	112	150
Мощность вращателя, кВт	36/40/5	36/40/50	—	—
Крутящий момент, кН·м	12	12	—	—
Усилие подачи, кН	80	80	70	120
Скорость бурового инструмента, м/с				
подачи	0—0,05	0—0,05	0—0,09	0—0,09
подъема	0,5	0,5	0,37—0,53	0,37—0,53
Ходовая часть				
мощность привода, кВт	15×2	18×2	15×2	—
скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1,0	1,0
преодолеваемый уклон, градус	15	15	18	15
давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008	0,01
Габариты, мм, не более				
в рабочем положении	7495×4900×12980	8100×4900×12980	7670×3840×9240	—
в транспортном положении				
длина	12640	12640	9180	—
высота	4800	5100	3980	—
Масса, т	25	35	18	33

става. Подача и вращение става осуществляются от гидравлических двигателей. Гусеничный ход типа ХГ-18 приводится асинхронными электродвигателями.

Создаваемый станок СБР-200-32 (48) имеет аналогичную 2СБР-160-24 конструкцию, оснащен кабельным барабаном, системами автоматизации и диагностики. Станок может бурить долотами резания и шарошечными, для этого предусмотрено подключение прицепного компрессора.

Изготовитель станков СБР-160А-24 и СБР-160Б-32 — Карпинский машзавод, 2СБР-160-24 и СБР-200-32 (48) — Кыштымский машзавод.

6.3.3. Станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками

Станки ударно-вращательного бурения типа СБУ (табл. 6.11) предназначены для

Таблица 6.11
Техническая характеристика станков типа СБУ

Показатели	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-52
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	105	100; 125	125; 160
Глубина скважины, м, не менее	35	35	35	32	52
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0—45
Пневмоударник	П-105С; П-125	П-105С; П-125	П-105С	П-125	П-125
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Частота вращения бурового става, мин ⁻¹	46	46	46	22,5; 45	31—62, 62—90; 90—135
Номинальный крутящий момент, Н·м	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при Р=0,5 МПа):					
вверх/вниз	6/8,5	6/8,5	6/8,5	25/25	50/70
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневно-колесный	Салазки	Гусеничный	Гусеничный
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Габариты станка в транспортном положении, мм	4000×2300× ×2340	4000×2300× ×2400	2620×1000× ×1080	4200×3020× ×7100	5500×3200× ×2100
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

проходки (проведения) вертикальных и наклонных скважин в породах с коэффициентом крепости $f = 6 \div 16$.

Кыштымским машзаводом изготавливаются типоразмеры буровых станков с погружными пневмоударниками СБУ-100 и СБУ-125. Станки типоразмера СБУ-100 выпускаются трех модификаций: СБУ-100Г-35 на гусеничном ходу, СБУ-100П-35 на пневмоколесном ходу и СБУ-100Н-35 на раме-салазках. Машины имеют рабочий орган, состоящий из вращателя, цилиндра подачи, траверсы и направляющих, люнета, штанги и пневмоударника с коронкой (СБУ-100Н-35, СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35); ходовую часть; сухую пылеулавливающую установку; маслостанцию; гидродомкраты го-

ризонтирования; шкафы с электроаппаратурой (СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35).

Станок СБУ-100Г-35 состоит из следующих узлов: рабочего органа, включающего в себя пневмоцилиндр подачи, оснащенного направляющими, вдоль которых перемещается вращатель. Механизм подачи пневмопоршневой — неподвижный цилиндр, относительно которого перемещается поршень со штоком, связанный через плиту с вращателем. Гусеничный ход — с индивидуальным приводом на каждую гусеницу. Привод ходовой части — асинхронный электродвигатель и червячный редуктор с тормозным устройством. Управление ходом — от дистанционного переносного пульта. Сухая пылеулавливающая установка состоит из пыле-

осадительной камеры, циклона, фильтра тонкой очистки и вентилятора.

Станок СБУ-100П-35 является модификацией СБУ-100Г-35. Он может транспортироваться с помощью любого транспортного средства и жесткой сцепки.

Станок СБУ-100Н-35 отличается большими габаритами и массой, рабочий орган по компоновке и принципу действия аналогичен СБУ-100Г. Источник питания станков — смешанный вид энергии: сжатый воздух от передвижных или стационарных компрессорных станций и электроэнергия от промышленной сети или передвижных дизель-генераторных станций.

Созданы новые образцы буровых станков 2СБУ-100Н-32 на базе СБУ-100Н-35 и СБУ-100ГА-50 на базе СБУ-100Г-35 и СБУ-125А-32. Конструктивные особенности 2СБУ-100Н-32 — диаметр скважины 105 мм; масса станка уменьшена до 0,35 т. Конструктивные особенности СБУ-100ГА-50 — глубина скважины 50 м; усилие подачи на забой 12 кН; длина штанги и ход непрерывной подачи 2,19 м; частично механизированы операции по сборке-разборке бурового става.

Станок СБУ-125А-32 состоит из рабочего органа, включающего в себя мачту, вращатель, цепную систему подачи и касетирующее устройство для механизированной сборки-разборки бурового става. Вращатель состоит из двухскоростного электродвигателя и планетарного редуктора. Подача инструмента на забой и спуско-подъемные операции осуществляются с помощью цепного податчика с приводом от пневмодвигателя и червячного редуктора. Гусеничный ход с индивидуальным приводом на каждую гусеницу.

Станок СБУ-125А-55 предназначен для бурения взрывных скважин для заоткоски уступов на карьерах. Особенности станка — гидравлический привод вращателя; надвигание мачты станка вдоль ее продольной оси до упора в почву, что облегчает процесс забуривания и бурения наклонных скважин; полная механизация вспомогательных операций. Питание станка сжатым воздухом осуществляется от передвижных компрессорных станций подачей 10 или 25 м³/мин.

6.3.4. Требования безопасности к шуму, вибрации и запыленности рабочего места оператора бурового станка

Шумовые характеристики станка — это уровни звукового давления в октавных полосах (дБ) и уровень звука (дБА), измеренные на расстоянии 0,5 м от стационарного пульта управления бурением и на высоте 1,5 м над уровнем пола или почвы, которые не должны превышать значений, приведенных в табл. 6.12 (согласно ГОСТ 12.1.003—85).

Вибрационная характеристика станка — это средние квадратические значения виброскорости (м·с⁻¹) или их логарифмические уровни (дБ) относительно значения виброскорости 5·10⁸ м·с⁻¹ в октавных полосах со средними геометрическими частотами 2; 4; 8; 16; 31,5 и 63 Гц, измеренные на полу кабины машиниста и на расстоянии 0,5 м от основания сиденья машиниста. Средние квадратические значения виброскорости или их логарифмические уровни не должны превышать значений, указанных в табл. 6.13.

Таблица 6.12
Уровень шума на рабочих местах

Станок	Уровень звукового давления (дБ) в октавных полосах со средними геометрическими частотами								Уровень звука, дБА
	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000	
СБШ-320	102	95	91	88	85	82	80	78	89
СБШ-250, СБШ-200	99	92	86	83	80	78	76	74	85
СБР, СБУ	99	92	86	83	80	78	76	74	85

Таблица 6.13
Вибрационная характеристика буровых станков

Станок	Средняя геометрическая частота октавных полос, Гц	Виброскорость	
		Среднее квадратическое значение $\times 10^{-2}$, м.с ⁻¹	Логарифмический уровень среднего квадратического значения, дБ
СБШ	2	1,12	107
СБУ	4	0,50	100
	8	0,20	92
СБР	16	0,20	92
	31,5	0,20	92
	63	0,20	92

Характеристика запыленности — концентрация пыли (мг), содержащейся в 1 м³ воздуха, измеренная на постоянном рабочем месте и рядом с машиной на расстоянии 2 м от на-

ружного контура. Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должно превышать предельно допустимых концентраций, указанных в табл. 6.14.

Таблица 6.14
Предельно допустимая концентрация вредных веществ в воздухе рабочей зоны

Вещества	Предельно допустимые концентрации (мг/м ³)	Класс опасности
Кремнесодержащие пыли:		
диоксидкристаллическая — кварц, кристобалит, тридимит при содержании ее в пыли свыше 70 % (кварцит, динас и др.)	1	3
диоксидаморфная в виде аэрозоля конденсации при содержании ее в пыли свыше 70 % (возгоны электротермического производства кремния и кремнистых ферросплавов, аэросил—175, аэросил—300 и др.)	1	3
диоксидаморфная в смеси с оксидами марганца в виде аэрозоля конденсации с содержанием каждого из них более 10 %	1	3
диоксидкристаллическая при содержании ее в пыли от 10 до 70 % (гранит, шамот, слюда сырец, углеродная пыль и др.)	2	4
диоксидкристаллическая при содержании ее в пыли от 2 до 10 % (горючие кукурситные сланцы, медносульфидные руды, углепородная и угольная пыль, глина и др.)	4	4
Медно-никелевая руда	4	4
Силикаты и силикатосодержащие пыли:		
асбест природный и искусственный, а также смешанные асбестопородные пыли при содержании в них асбеста более 10 %	2	4
апатит	6	4
Доломит, известняк, фосфорит, оксид железа с примесью оксидов марганца	6	4
Медно-никелевая руда	4	4
Магнезит	10	4
Датолитовая руда	2	4

6.4. Буровой инструмент

6.4.1. Инструмент для станков шарошечного бурения

Шарошечные долота. В зависимости от назначения, определяемого составом и физико-механическими свойствами разбуриваемых горных пород, трехшарошечные долота для бурения скважин на карьерах в соответствии с ГОСТ 20692—

75 изготавливаются семи типов (табл. 6.15). В зависимости от размеров долота и условий бурения долота выполняются с подшипниками качения (роликowymi и шариковыми) или скольжения (табл. 6.16), или с комбинированными.

Долота выпускаются с центральной, а также периферийными — симметричной и ассиметричной — схемами очистки забоя от буровой мелочи. Долота с центральной схемой очистки укомплектовыв-

Таблица 6.15

Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Порода	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твердости	Фрезерованные зубья
Т	Твердые	То же
ТЗ	Твердые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твердые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Таблица 6.16

Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СНГ

Марка долота	Схема опор	Масса долота, кг	Марка долота	Схема опор	Масса долота, кг
Ш76Т Ш76ОК	С-Ш-С С-Ш-С	2	Ш215,9ТПВ2 Ш215,9ТЗПВ Ш215,9ТКЗПВ Ш215,9КПВ1 Ш215,9ОКПВ	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	32
Ш98,4К Ш112КПВ	Ш-Ш-С Ш-Ш-С	4	Ш244,5ТПВ2 Ш244,5КПВ Ш244,5ОКПВ1 Ш244,5ОКПВ2 Ш244,5ОКПВ3	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	45
Ш146ТПВ Ш146КПВ Ш146ОКПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	12	Ш269,9ТПВВ Ш269,9ТЗПВВ Ш269,9ОКПВ2	Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-Р	60
Ш161ТПВ Ш161КПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	15,5	Ш320ТПВВ1 Ш320ТЗПВВ1 Ш320ОКПВ1	Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС	90

Примечание. Римская цифра Ш — число шарошек. Арабские цифры — диаметр долота, мм. Первая буква (буквы) — тип вооружения долота. П — с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания. ПГ — периферийная схема очистки забоя. В — опоры шарошек на подшипниках качения. Р-Ш-Р — ролик-шарик-ролик. С-Ш-С — опора скольжения — шарик — опора скольжения. УПС — упорная пятя скольжения.

ваются унифицированными соплами (вставками) с внутренней левой резьбой на верхнем конце для установки в ниппельной полости долота дополнительных устройств (обратных клапанов, маслоотделительных втулок и др.), повышающих срок службы долота.

По периодам разработки конструкции шарошечные долота относятся к первому, второму и третьему поколениям.

Вооружение шарошек долот М, С, Т — фрезерованные в теле шарошек зубья: долот МЗ и ТЗ — твердосплавные зубки с клиновидной формой рабочей поверхности, долот ТК, К, ОК — зубки с полусферической рабочей головкой. Боковая поверхность долот М, С и Т для повышения долговечности наплавляется зерновым твердым сплавом релит. Тыльные части шарошек, козырьки и спинки лап также

армированы твердосплавными зубками с плоскими торцами.

Рациональные области применения долот указаны в табл. 6.17, а рекомендуемые параметры режимов бурения — в табл. 6.18.

Для улучшения охлаждения и смазки элементов опор к подшипникам подводятся дополнительные каналы.

По расположению и конструкции продувочных каналов долота изготавливаются с центральной и боковой продувкой. Боковая продувка улучшает очистку забоя от плама и снижает эрозионное изнашивание вершин шарошек при бурении в абразивных породах.

Улучшение показателей работы долот достигается выбором рациональных осевого усилия на долото и частоты вращения (см. табл. 6.18).

Таблица 6.17

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости пород	Диаметр долот, мм
М, МЗ	Неабразивные горные породы ниже средней и средней крепости	6	190; 214; 243
С	Плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т.п.	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчаные сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6—8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8—10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8—14	190; 214; 243
ТКЗ	Переменяющиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8—14	190; 214
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	12	76; 97; 112; 145; 190; 214; 269; 320

Таблица 6.18
Рекомендуемые параметры режима бурения долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр буровых труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход продувочного агента	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, м ³ /с	технической воды*, дм ³ /с
Долота на подшипниках качения*							
146	89—114	60—80	80—100	2,5—2	2—1	0,16—0,2	—
161	127	100—130	130—150	2,5—2	2—1	0,25	—
215,9	180	140—180	160—200	2,5—1,3	2—0,83	0,42	< 0,02*
244,5	203	180—220	180—250	2,5—1,3	2—0,83	0,42—0,53	< 0,03
269,9	219	200—270	250—300	2,5—1,3	2—0,83	0,6—0,7	< 0,05
320	273	< 350	< 500	2,5—1,3	2—0,83	0,83—1,0	< 0,06
Долота на подшипниках скольжения							
76	63,5	< 30	< 40	< 2,5	< 2	0,15	< 0,01
98,4	73	< 40	< 60	< 2,5	< 2	0,15	< 0,02*
112	89	< 50	< 80	2,5—1,7	2,5—1,0	0,15	< 0,02*
146	89—114	< 80	< 120	2,5—1,0	2,5—1,0	0,15	< 0,03
161	127	120—140	130—150	2—1,0	1,7—1,0	0,25	< 0,03
215,2	180	160—200	180—220	2—1,0	1,7—0,83	0,42	< 0,05
244,5	203	200—250	220—270	2—1,0	1,7—0,83	0,42—0,53	< 0,05
269,9	219	220—270	250—320	2—1,0	1,7—0,83	0,6—0,7	< 0,06
320	< 273	< 400	500	2—1,0	1,7—0,83	0,8—1,0	< 0,07
* Продувка воздушно-водяной смесью							
Примечания. 1 Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот 2 В высшей степени крепких абразивных или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 с ⁻¹ 3 По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела							

Наддолотные стабилизаторы обеспечивают устойчивую работу долота на забое, улучшают динамические характеристики станка, а также повышают устойчивость стенок скважин.

Необходимый для нормальной работы проход сжатого воздуха через опоры шарошек должен быть обеспечен перепадом давления на долоте в пределах 0,15—0,2 МПа, достигаемым изменением проходного сечения установленных на долоте продувочных сопел как центральных, так и периферийных. Все горнорудные долота имеют унифицированные центральные сопла с верхним резьбовым кон-

цом, позволяющим при очистке скважины воздушно-водяной смесью закреплять в них дополнительные втулки с требуемым проходным сечением, а при очистке сжатым воздухом — маслоотделительную втулку, увеличивающую стойкость опор шарошек.

Маслоотделительные втулки изготавливаются заводом-изготовителем совместно с долотами из расчета одна втулка на 10 долот: МО1 для долот диаметрами 215,9 и 243 мм и МО2 для долот диаметрами 244,5 и 250,8 мм.

Шламозащитные клапаны шарошечных долот. При бурении обводненных

скважин применяют обратные клапаны, предотвращающие зашламовывание долот и полостей бурильных штанг.

Центральные обратные клапаны различаются значением перепада давления в зависимости от типа запорного устройства. Наиболее распространены тарельчатый, шаровой, золотниковый и лепестковый типы клапанов.

Минимальный перепад давления перед долотом имеет тарельчатый обратный клапан, максимальный — шаровой, работающий в режиме вибратора.

Обратные клапаны золотникового и тарельчатого типов увеличивают проходку на долото в обводненных породах на 20—30 %.

Центральные клапаны полностью не исключают проникновение шлама в каналы лап через опору (в зазоры между цапфой, корпусом шарошки и телами качения).

Комбинированные клапаны для долот диаметром 214 мм и более лучше предохраняют долото от шлама, так как в процессе бурения 20—30 % продувочного агента поступает в продувочные каналы лап, предотвращая зашламовывание опор шарошек, одновременно охлаждая их и смазывая.

6.4.2. Инструмент станков вращательного бурения резовыми коронками

Режущие долота в породах с $f < 7$ обеспечивают наиболее высокие технико-экономические показатели бурения.

Режущий инструмент классифицируется:

по форме режущей кромки и расположению резцов по высоте — со сплошной режущей кромкой (бесступенчатая форма забоя); с прерывистой режущей кромкой (ступенчатая форма забоя); с превышением резцов в каждой последующей линии над предыдущими (ступенчатая форма забоя);

по числу режущих лучей (перьев) — двухлучевые (двухперые); трех- и четырехлучевые; с круговым расположением

резцов. Двухлучевые долота чаще имеют сплошное армирование режущей кромки и при шнековой очистке обеспечивают наименьший коэффициент перекрытия скважины. В трещиноватых породах целесообразно применение трехлучевых долот. Четырехлучевые долота и долота с круговым расположением резцов имеют большой коэффициент перекрытия скважины и рекомендуются для бурения с продувкой;

по способу армирования твердым сплавом — вставками по торцу или по передней грани; с несъемными резцами; со сменными резцами. Армирование производится пластинами твердого сплава типа ВК или трубчато-зернообразным твердым сплавом типа ТЗ.

Долота для бурения в мягких породах. Специфика бурения в мягких породах определяется большими скоростями подачи инструмента на забой. При этом резцы снимают крупную стружку, достигающую по глубине 10 мм и более. Поэтому возникает необходимость защиты корпуса от изнашивания на значительной высоте и по всей длине режущей кромки.

Долота для бурения по породам ниже средней крепости, как правило, имеют сплошную режущую кромку, армированную твердым сплавом. Основные их недостатки — сравнительно большая длина режущей части, следовательно, незначительное удельное осевое усилие, а также неравномерный износ.

Для уменьшения энергоемкости процесса разрушения породы на забое скважины применяется ступенчатая форма режущей кромки (РК-4М, табл. 6.19), которая увеличивает устойчивость долота и создает разрыв сплошности забоя. Режущие кромки армированы пластинами твердого сплава и должны периодически затачиваться.

Долота для бурения очень крепких пород. Специфика эксплуатации таких долот требует создания высокого удельного давления на забой за счет максимального сокращения линии контакта с забоем и сохранения его ступенчатости, достигаемой применением сменных резцов. Наиболее распространенной серийной конст-

Таблица 6.19
Техническая характеристика режущих долот типов РК и РД

Показатели	РК-4М	8РД160Ш	10РД160Ш	ЗРД215,9	1РД244,5	ЗРД244,5
Диаметр скважины, мм	160	165	164	216	245	245
Число резцов	2	4	4	8	8	10
Число линий резания	2	4	3	6	7	6
Скорость бурения (механическая/техническая), м/мин	2,5/1,0	1,5/0,6	1,5/0,6	2,5/1,5	1,2/0,7	1,5/0,9
Способ очистки скважины	Шнековый			Продувка		
Коэффициент крепости пород	4	6	7	7	7	7
Стойкость корпуса, м	400	2000	2000	3000	2000	2000
Расход резцов, шт/м	—	0,012	0,012	0,03	0,03	0,03
Габариты, мм						
высота	145	158	167	222	275	255
толщина	20	35	35	204	234	236
ширина	160	160	160	216	245	245
Масса, кг	3,2	4	4,5	15	29	20

рукцией долота со сменными резцами является НПИ-6. Коронка имеет корпус, в пазах которого закрепляются сменные резцы, образующие режущие лопасти. За счет сменных резцов диаметр коронки можно подбирать равным 115, 150, 160 или 214 мм. В комплект поставки входят корпус, 60 опережающих, 45 боковых и 90 калибрующих сменных резцов. Коронка применяется на станках СБР-160А-24 и СБР-160Б-32. Недостатки долота — применение специальных разнотипных резцов и пластин твердого сплава; сложность корпуса.

Эти недостатки устранены в новой конструкции серийных долот КР-160-3 и КРВ-160-3 со съемными резцами. Коронки имеют рациональную форму режущей части (параболоидную), обеспечивающую равномерное изнашивание коронки в каждой точке профиля, и однотипные резцы, хотя и специальной формы.

На некоторых конструкциях долот используют съемные типовые резцы различной конструкции, разработанные для проходческой и добычной техники. Это доло-

та 8РД 160Ш и 10РД 160Ш, оснащенные резцами РК-8Б, коронка КБЛ-160Е, оснащенная резцами ШБМ-1-103А.

Таковыми же резцами оснащаются долота, разработанные для применения на станках шарошечного бурения. Долото 1РД244,5 может применяться в породах с $f \leq 7$. Оно состоит из литого съемного корпуса, оснащенного восемью резцами РК-8Б, и хвостовика, соединенных замковыми пальцами. Долота ЗРД215,9 и ЗРД244,5 предназначены для бурения в породах повышенной влажности в сочетании со шнековневматической очисткой скважин или при бурении только с продувкой в многолетнемерзлых породах повышенной влажности и могут использоваться в породах с крепостью $f \leq 7$.

Шнековый буровой став служит для передачи крутящего момента долоту, а также очистки скважины. Он состоит из секций, каждая из которых состоит из трубы с приваренной к ней спиралью из полосовой стали и хвостовиков. Секции (не имеющие продувки) между собой соединяются валиками, продеваемыми

сквозь отверстия хвостовиков. Аналогичным образом верхний шнек става соединяется с переходником шпинделя, а к нижней штанге присоединяется долото. Штанги для шнекопневматической очистки имеют сквозное внутреннее отверстие, резьбовое соединение и различную форму спирали. Для станков шнекового бурения в основном применяют три типа штанг диаметром по спирали от 107 до 155 мм, длиной от 1800 до 8190 мм и массой от 20 до 270 кг. В зависимости от абразивности и крепости породы долговечность штанги до разрушения составляет 3—4 тыс. м. У штанг с продувкой сжатый воздух подается не только к забою скважины, но и через радиальное отверстие в трубе штанги к межвитковому пространству шнека, что позволяет смещать буровую мелочь к периферии скважины — к зоне более интенсивного движения воздушного потока.

Долота и штанги выпускает Карпинский машзавод и ряд опытных производств при НИИ.

6.4.3. Комбинированный буровой инструмент

Комбинированный буровой инструмент сочетает не менее двух породоразрушающих органов. Комбинированное воздействие на породу различных типов рабочих органов позволяет увеличить эффект разрушения породы и повысить стойкость инструмента.

Термоударный и термошарошечный буровые инструменты представляют собой сочетание огневой горелки и пневмоударника или шарошечного долота.

Ударно-шарошечный буровой инструмент сочетает в себе пневмоударник и шарошечное долото. Испытания долот типов УШ и КПШ показали возможность увеличения производительности при бурении по очень крепким железистым кварцитам в 2,5 раза и снижения стоимости бурения на 26—42 %.

Режуще-ударный буровой инструмент сочетает пневмоударник с насадками в виде кольцевых режущих коронок.

Режуще-шарошечный буровой инструмент применяют при бурении в породах сложного строения с наличием в толще мягких, вязких глинодержащих пород и крепких прослоек. В мягких породах забой следует обрабатывать режущим инструментом, как наиболее производительным, а в крепких — шарошечным.

6.4.4. Инструмент ударно-вращательного бурения

Корпус долот для ударно-вращательного бурения состоит из головки и хвостовика, выполняемых сплошными. Соединение хвостовиков долот с пневмоударником — шпоночное (коронки БК105, БК155) либо шариковое с байонетным затвором (К105, К105Ш, К125, К125Ш). Последнее соединение обеспечивает быструю замену долота и более высокую скорость бурения.

Долота классифицируют:

по форме головок — на лезвийные и штыревые (со сплошной забойной поверхностью). Головка долота оснащается твердосплавными вставками различных форм и размеров (ГОСТ 880—75). Материал вставок — ВК15, реже ВК11В и ВК8В. Угол их заточки 110°;

по способу удаления буровой мелочи из забоя скважины — с центральной, внецентренной и внешней продувкой.

Стойкость многолезвийных долот значительно выше, чем однолезвийных (табл. 6.20).

Долота К-105К, К-125К (табл. 6.21) с четырьмя лезвиями в центральной части имеют выемку, в которой при бурении образуется керн, разрушаемый цилиндрической твердосплавной вставкой со сферической рабочей поверхностью, расположенной на дне выемки. Энергоемкость разрушения такими долотами по сравнению с однолезвийными ниже, а скорость бурения выше.

Штыревые долота армируют цилиндрическими вставками твердого сплава со сферической рабочей поверхностью. На забойной части и боковой поверхности головки долота имеются каналы для удаления буровой мелочи.

Таблица 6.20
Ориентировочная стойкость (м) долот

Долото	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова						
	4—6	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18
БК105	460	140	100	60	30	23	12
К105К	1000	420	200	130	60	40	24
БК125	400	140	60	140	30	20	12
К125	1000	420	200	120	30	40	36
БК155	400	200	126	93	60	36	25

Таблица 6.21
Долота

Показатели	К-105К	К-125К	БК-155
Диаметр, мм	105	125	155
Диаметр хвостовика, мм	52	62	69,5
Длина хвостовика, мм	100	105	140
Материал:			
пластин	Твердый сплав ВК-15		
корпуса	Сталь 45ХН		30ХГСА
Масса кг	3,5	5,9	9,2

Буровые штанги (табл. 6.22) служат для передачи крутящего момента от вращателя к долоту и одновременно для подачи сжатого воздуха к пневмоударнику и забюю скважины.

Погружные пневмоударники (табл. 6.23) с бесклапанной системой воздухо-распределения имеют поршень-ударник, который при рабочем движении в цилиндре,

перемещаясь, саморегулирует подачу сжатого воздуха и обеспечивает продувку коронки при любом положении поршня в цилиндре через каналы поршня и буксы. Коронка вставляется в буксу и фиксируется с некоторой свободой хода от выпадения шариками. Пневмоударники могут работать как на сжатом воздухе, так и на воздушно-водяной смеси.

Таблица 6.22
Буровые штанги

Показатели	СБУ-100Г-35; СБУ-100П-35; СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125-32
Диаметр, мм	83	89	89
Длина, мм	950	4000	4250
Число штанг в комплекте	30—40	8	14
Масса, кг	10,8	53	90

Таблица 6.23
Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, с ⁻¹	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, м ³ с ⁻¹ кВт ⁻¹	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

6.5. Буровые станки зарубежного производства

6.5.1. Техническая характеристика

Зарубежные фирмы на базовых моделях буровых станков предусматривают, как правило, широкий диапазон изменения диаметра и глубины бурения, установленной мощности электрического или дизельного привода и подачи компрессоров.

Наиболее известные производители карьерных буровых станков фирмы: “Ингерсолл-Рэнд”, “Бюсайрус-Ири”, “Гарднер-Денвер”, “Марин”, “Дрилтех” и ряд других в США, а также “Хаусхерр” (Германия), “Атлас-Копко” (Швеция) и “Тамрок” (Финляндия).

Основные параметры ряда наиболее популярных зарубежных моделей гусеничных буровых станков вращательного действия среднего (30—50 т) и тяжелого (50—120 т) типов приведены в табл. 6.24.

В качестве гусеничных ходовых двигателей практически все фирмы применяют индивидуальный гидравлический привод с планетарной бортовой передачей, обеспечивающий исключительную компактность исполнения и высокую маневренность станка.

В качестве привода вращателя на тяжелых станках используют преимущественно электродвигатели, однако на стан-

ках меньших классов подавляющее число моделей полностью гидрофицированы.

Большинство моделей станков выпускают с верхним расположением вращателя, что позволяет более полно использовать длину мачты для увеличения хода подачи бурового става и создания дополнительного усилия на забой.

Существенно реже используют приводы вращателя с роторным столом, передающим момент профильной буровой штанге. Такая система привода применяется на станках, предназначенных для бурения уступа одной штангой без наращивания (например, станки DM-25SP; DM-35SP фирмы “Ингерсолл-Рэнд”, США).

Непрерывная подача бурового долота на забой осуществляется преимущественно реечным или цепно-реечным напорным механизмом с гидравлическим приводом. В некоторых станках осевое усилие на долото создается гидравлическими цилиндрами при помощи цепной полиспастной системы или роликовой цепи с гидравлическим приводом. Такие механизмы обеспечивают непрерывную подачу штанги на полную ее длину (до 20 м). Пылеулавливание — предпочтительно сухое. Мокрое подавление пыли снижает на 20-25 % долговечность долота.

На крупных зарубежных карьерах основной объем буровых работ выполняется шарошечными станками, однако широко

Таблица 6.24

Техническая характеристика гусеничных станков вращательного бурения (шарошечных) зарубежных фирм

Фирма (страна), модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги (м) (число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращателя, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин ⁻¹
"Ингерсолл-Рэнд" (США)						
DM-25 SP*)	89—171	13,4, 19,8(1)	113	27,4	—	60—135
DM-30	130—171	9,1(5)	136	61	108	0—200
DM-35-SP	≤200	19,8(1)	159	30,5	—	40—100
DM-45*)	≤225	7,62(5)	204	48	65	0—200
DM-L*)	≤270	9,1(6)	272	62,5	117	0—120
DM-M2	≤270	10,7(5)	230	25,6	120	0—150
DM-M3	256—311	12,5(5)	408	44	150	0—200
DM-H	229—311	15,2(2), 19,8(1)	498	22,8	230	0—150
"Бюсайрус-Ири" (США)						
35-R*)	≤229	7,6, 9,1(3)	191	60	59	0—130
47-R	≤311	16,7, 18,3(2)	410	38	2×37	0—123
49-RH-120	251—381	15,2(4), 18,3(1)	544	26	153	0—120
59-R-140	273—444	15,2(4), 18,3(1)	635	30,5	153	0—120
60-R	≤381	15,2, 19,8(1)	567	33	91	0—116
61-R IV	≤455	15,2, 19,8(1)	590	30	2×78	0—116
65-R	≤381	15,2, 19,8(1)	703	41	151	0—145
67-R	≤455	15,2, 19,8(1)	725	41	226	0—145
"Марион" (США)						
M3-B	229—311	15,2, 18,3	450	56	113	0—138
M4-CC	≤311	16,7(3)	470	22	64,6	0—110
M5	≤381	16,7(4)	450	39,8	2×65,6	0—110
"Гарднер-Денвер" (США)						
GDCL*)	171-251	9,7(5), 11,1	227	45,7	110	0—225
GDCM	229—311	12,2, 13,7	339	36,6	157	0—150
GD-70	≤311	16,8(1), 9,9(6)	408	21,8	130	0—120
"Гарднер-Денвер" — "Харнишфегер" (США)						
GD-100	≤445	16,6(4), 19,8	567	32	78	0—121
GD-120	≤559	15,2(6), 19,8	680	39,6	97	0—120

Максимальный крутящий момент, кН м	Установленная мощность, кВт	Подача компрессора (м ³ /мин)/давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т	Фирма (страна), модель
						"Ингерсолл-Рэнд" (США)
4,43	207	17/1,76	4	Д	23,7	DM-25 SP ^{*)}
7,3	450	23,6/2,4	3,9	Д	28,2	DM-30
11,6	350	17/0,8	3,2	Д	29,5	DM-35-SP
9,7	373	25/2,4	3,4	Э	31,8	DM-45 ^{*)}
10,2	447	39,6/1	3,0	ЭД	43	DM-L ^{*)}
10,8	450	39,6/0,8	1,6	Э, Д	52,2	DM-M2
14,4	709	73,6/0,7	1,6	Э, Д	97,5	DM-M3
17,6	600	73,6/0,7	1,6	Э	112	DM-H
						"Бюсайрус-Ири" (США)
9	298	24/1,46	3,2	Э, Д	32,7	35-R ^{*)}
—	350	61/0,45	3,2	Э	113	47-R
16,8	600	61/0,45	1,1	Э, Д	141	49-RH-120
20,7	750	97,6/0,45	0,9	Э	183,6	59-R-140
15,6	440	56/0,45	1,7	Э	149	60-R
34,2	840	60/0,28	1,7	Э	152	61-R IV
—	600	56/0,45	1,7	Э	163	65-R
—	770	182/0,45	1,7	Э	170	67-R
						"Марион" (США)
24,5	400	43/0,45	1,12	Э	120	M3-B
12	410	37/0,28	1,6	Э	120	M4-CC
20	558	36,5/0,28	1,6	Э	126	M5
						"Гарднер-Денвер" (США)
9,6	283	18/2; 30/0,7	3	Д	38	GDCL ^{*)}
12,4	560	27/0,7	2,4	Д	64,8	GDCM
13,1	420	67/0,7	1,2	Э	90,7	GD-70
						"Гарднер-Денвер" — "Харнишфегер" (США)
17	566	67/0,7	1,2	Э	114	GD-100
18	680	71/0,4	1,2	Э	136	GD-120

Продолжение табл. 6.24

Фирма (страна), модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги (м) (число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращателя, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин ⁻¹
"Дриптех" (США) — "Тамрок" (Финляндия)						
D-25KS*)	127—171	9,1(3)	126	47	—	0—96
D-40KS*)	152—229	7,6(7)	181	40	—	0—106
D-400SP	152—254	14—18	181	37	—	0—154
D-45KS	152—229	7,6(7)	204	50	—	0—130
D-50KS	152—229	9,1(7)	227	50	—	0—130
D-60KS	229—279	10,7(5)	272	38	134	0—97
D-75KS	229—279	10,7(3)	340	38	134	0—97
D-90KS	229—311	12,2—19,8	408	38	—	0—145
"Роббинс" (США)						
RR 11E	200—273	9,1(5)	363	30	73,4	32—250
RR 15E	270—381	12,2(4)	545	30	220	0—120
"Хаусхерр" (Германия)						
HBM 250/300	200—251	8(4)	300	30	—	0—84
HBM 420	251—381	12(2)	420	19	—	85—100
HBM 550	381—444	15(2)	550	19	—	65—85
*) На станке используется и погружной пневмоударник						

используют сверхлегкие и легкие станки ударного действия как с верхним расположением гидравлических или пневматических перфораторов, так и с погружными пневмоударниками.

Гидравлические вращательно-ударные установки имеют дискретное регулирование энергии удара при бурении в крепких и мягких породах и работают при давлениях в гидросистеме от 1,8 до 22 МПа.

Пневматические буровые установки ударно-вращательного действия оснащают компрессорами высокого давления до 1,8 МПа. Увеличение давления сжатого

воздуха с 0,6 до 1,05 МПа приводит к росту сменной производительности бурения на 70 % при одновременном снижении удельных затрат. В настоящее время рациональным считается давление сжатого воздуха 1,4—1,7 МПа, однако применяется и более высокое давление (до 2,5 МПа).

Станки пневмоударного бурения на карьерах используют в основном для проходки скважин диаметром от 89 до 165 мм, реже до 216 мм. Станки этого типа по сравнению с шарошечными более легкие и недорогие, так как не требуют больших усилий подачи и крутящего момента на долото.

Максимальный крутящий момент, кН м	Установленная мощность, кВт	Подача компрессора (м ³ /мин) / давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т	Фирма (страна), модель
						"Дрилтех" (США) — "Тамрок" (Финляндия)
5,5	293	19,8/0,6	4,3	Д	28,1	D-25KS [*]
6,8	320	22/0,7	2,9	Д	40	D-40KS [*]
8,2	470	25,5/0,7	2,0	Д	51	D-400SP
9,9	337	22/0,7	3,5	Д	41	D-45KS
9,9	320	25,5/0,7	3,5	Д	44	D-50KS
14,1	410	37/0,7	2,4	Д	58	D-60KS
14,1	470	37/0,7	2,4	Д	60	D-75KS
16,9	600	25/0,7	1,26	Э,Д	100	D-90KS
						"Роббинс" (США)
10	500	33/0,8	1,8	Э	66	RR 11E
33	604	66,5/0,8	1,8	Э	128	RR 15E
						"Хаусхерр" (Германия)
10	360	28/0,7	1,8	Э, Д	56	HBM 250/300
15	414	51/0,5	1,5	Э	75	HBM 420
20	465	56/0,5	1,5	Э	86	HBM 550

6.5.2. Конструктивные особенности буровых станков

Станки фирмы "Ингерсолл-Рэнд" полностью гидрофицированы и снабжены одним мощным первичным двигателем (высоковольтным электрическим или дизельным), обеспечивающим привод компрессора и насосной станции. Последняя подает гидроэнергию ко всем потребителям станка, многие из которых работают в раздельном режиме. Такая схема позволяет существенно снизить установленную мощность электро- и гидромашин и более рационально распределять энергию меж-

ду внутренними потребителями станка. Вращатели станков приводятся от регулируемых аксиально-поршневых моторов. Системы подачи — цепные от гидромоторов или гидроцилиндры с цепными или канатными полиспастами.

Наиболее прогрессивные технические решения реализованы в модели станка DM-M2, имеющего оригинальную систему подачи — гидроцилиндры и канатный полиспаст, нагружающую мачту преимущественно растяжением, вследствие чего она имеет низкую металлоемкость (0,7 т/м). Фирма выпускает также семейство сверхлегких гусеничных станков для

Таблица 6.25

Техническая характеристика дизельных гусеничных буровых установок с гидроперфораторами фирмы "Тамрок" (Финляндия)

Модель	Диаметр, мм		Гидроперфоратор			
	долота	штанги	Рабочее давление, МПа	Частота ударов, с-1	Ударная мощность, кВт	Момент, Н м
ДНА-550С	51—89	32—45	7,5—17	62	15,5	630
ДНА-600С	64—102	38—51	11—16	54	16	670
СНА-600С	64—102	38—51	11—16	54	16	670
СНА-1100	89—152	76—102	9,0—13	34	22	1340
СНА-1100+20	89—152	76—102	9,0—13	35	22	1340
ТЕРМИТ-600*	89—250	178	—	—	—	4400
"	89—152	—	9,0—13	54	16,5	2200

* Вращательное бурение шарошечным или режущим долотом

бурения скважин малого диаметра наружными пневматическими и гидравлическими перфораторами.

Станки фирмы "Бюсайрус-Ири" отличаются большими мощностью электродвигателей и массой. На станках используют системы привода вращателя и подачи долота на постоянном токе, установленные на подвижной каретке, перемещающейся вдоль мачты с помощью бесцепного зубчато-реечного механизма (модели 49-R, 65-R и 67-R). Значительная конструктивная длина каретки (5-6 м у крупных станков) и большая ее масса ухудшают параметры мачты и приводят к увеличению массы машины, достигающей 170 т у модели 67-R.

На разрезах Ю. Якутии и Кузбасса эксплуатируют станки моделей 60/61-R, имеющие реечно-цепную подачу.

Станки фирмы "Марион" имеют электрический верхний вращатель, цепную подачу, приводимую от радиально-поршневых гидромоторов. Три станка М4-СС успешно работали в течение ряда лет в Ю. Якутии на разрезе Нерюнгринский.

Станки фирмы "Гарднер-Денвер" типов GD-100 и GD-120 по конструкции во многом сходны с моделями 60/61-R фирмы "ВЕ", но отличаются весьма громоздкой системой цепных передач приводов подачи и хода от общего электродвигате-

ля. Фирма продала права производства этих моделей экскаваторостроительной фирме "Харнишфегер" (США), а сама перешла на производство гидрофицированных легких буровых станков, предназначенных для бурения скважин двумя типами бурового инструмента: шарошечным и ударным с погружными пневмоударниками.

Станки фирмы "Дрилтех" (США) представляют собой семейство гидрофицированных дизельных станков вращательного бурения шарошечными долотами.

На ряде моделей также используют бурение погружными пневмоударниками.

Станки фирмы "Хаусхерр" (Германия) представляют собой полностью гидрофицированные машины с дизельным (реже электрическим) приводом, использующие все виды бурового инструмента вращательного и ударного действия. Ряд моделей среднего класса имеют поворотную платформу, позволяющую с одной позиции на уступе бурить до четырех скважин. Кроме упомянутых в табл. 6.24 моделей у фирмы "Хаусхерр" имеются станки типов НВМ-120-SP и НВМ-160-SP с удлиненной мачтой для бурения уступов без наращивания става.

Станки фирмы "Тамрок" (Финляндия) представлены семейством сверхлег-

Ход подачи, м	Длина (м) штанги/число штанг	Мощность дизели, кВт	Подача (м ³ /мин) компрессора/давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Масса, т	Модель
4,27	3,66/8	106	5,5/1	1,3; 3,5	10,2	ДНА-550С
5,0	3,66/9	125	7/1	1,7; 3,3	10,9	ДНА-600С
5,0	3,66/9	145	7/1	1,7; 3,3	11,1	СНА-600С
4,33	3,66/7	224	10,5/1	1,8; 3,5	15,5	СНА-1100
6,79	6,1/5	224	10,5/1	1,8; 3,5	16	СНА-1100+20
7,98	—	125	5,3/0,7	3,3	13	ТЕРМИТ-600*
4,8	—	125	5,3/0,7	3,3	13	"

ких установок вращательно-ударного бурения скважин диаметром 51—152 мм гидроперфораторами (табл. 6.25). Станки снабжены выдвигаемыми стрелами и поворотными в вертикальной и горизонтальной плоскостях мачтами.

Станки фирмы "Атлас-Копко" представлены семейством сверхлегких станков на гусеничном ходу с дизельным при-

водом для бурения крепких пород (табл. 6.26), оснащаемых как гидравлическими (табл. 6.27), так и пневматическими (табл. 6.28) перфораторами вращательно-ударного действия, а также семейством малогабаритных гусеничных станков (табл. 6.29) для бурения скважин ударно-вращательным способом с помощью погружных пневмоударников (табл. 6.30).

Таблица 6.26

Техническая характеристика дизельных гусеничных установок для бурения скважин гидро- или пневмоперфораторами фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	ROC-512НС-00	ROC-512НС-01	ROC-612НС-00	ROC-612НС-01	ROC-722НС-12	ROC-812НС-3
Мощность дизеля, кВт	69	69	69	69	104	125
Скорость хода, км/ч	2/3,8	2/3,8	1,5/3	1,5/3	1,5/3,7	1,5/3,7
Подача компрессора, м ³ /мин	3,6	3,6	3	3	5	7,2
Давление воздуха, МПа	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8	1,05
Ход подачи, мм	4400	4070	4190	4400	4800	4800
Скорость подачи, м/мин	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	36
Усилие подачи, кН	13	8	13	13	13	20
Длина, мм	3575	3575	4025	4025	4780	4930
Длина в транспортном положении, мм	7000	8200	7520	9000	7400	7300
Ширина, мм	2430	2430	2430	2430	2440	2850
Высота, мм	2785	2980	2850	2850	2630	3300
Масса, т	6,1	5,86	7,9	8,15	11,7	12,9

Таблица 6.27
Техническая характеристика гидравлических перфораторов фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	СОР1032НВ	СОР1238Р	СОР1238МЕ	СОР1550
Ударная мощность, кВт	8	11	11	18
Частота ударов, с ⁻¹	40—60	50—80	40—60	35—48
Частота вращения долота, мин ⁻¹	0—210	0—210	0—210	0—210
Момент, Н м	200	500	500	400
Диаметр долота, мм	35—64	48—76	48—76	76—122
Рабочее давление, МПа	21	12—24	25	23
Габариты, мм	1002×240×225	1002×240×225	1002×240×225	1100×240×225
Масса перфоратора, кг	112	150	151	160

Таблица 6.28
Техническая характеристика пневматических перфораторов фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	СОР-900	ВВС-100Г	ВВС-120Г	ВВЕ 57-01
Диаметр поршня, мм	115	100	120	120
Ход поршня, мм	38—66	60	65	66
Частота ударов, с ⁻¹	51—41	36	35	33
Частота вращения долота, мин ⁻¹	0—300	0—210	0—180	0—(60—150)
Момент, Н м	160—240	—	—	780
Расход воздуха, м ³ /мин	10,4	7,56	9,6	13,68
Масса перфоратора, кг	130	65	69	170

Таблица 6.29
Техническая характеристика гусеничных станков для бурения погружными пневмоударниками фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	ROC-403A	ROC-430H	ROC-936HC
Мощность дизеля, кВт	35	35	316
Скорость хода, км/ч	2,5	1,5—2,5	1,5
Ход подачи, мм	3900	3660	6700
Усилие подачи, кН	12,3	15	30
Скорость подачи, м/мин	25,8	30	30
Частота вращения долота, мин ⁻¹	0—100, 0—70	0—80	0—80
Момент, Н м	900, 1550	2400	5900
Подача компрессора, м ³ /мин	12—20	10—15	23,1
Давление компрессора, МПа	0,7, 1,1, 2	0,7, 1,2, 2	2
Длина мачты в горизонтальном положении, мм	6200	6000	9720
Ширина, мм	2300	3215	2950
Высота, мм	1300	3400	3650
Масса, т	4,6	5,55	19,5

Таблица 6.30
Техническая характеристика погружных пневмоударников
фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	СОР 32	СОР 42	СОР 52	СОР 62
Диаметр долота, мм	85	105	130	150
	90	110	140	155
	100	115	—	165
Длина без долота, мм	925	960	1150	1280
Наружный диаметр, мм	77	96	118	138
Диаметр поршня, мм	60	76	92	112
Ход поршня, мм	100	100	100	105
Рабочее давление, МПа	0,6—1,2	0,6—2,5	0,6—2,5	0,6—2,5
Частота ударов, мин ⁻¹ , при давлении, МПа	0,6	1300	1080	1000
	1,05	1650	1300	1290
	1,8	—	2100	1600
Расход воздуха, м ³ /мин, при давлении, МПа	0,6	2,4	3,9	6
	1,05	4,62	6,9	12
	1,8	—	12	21
Масса без долота, кг	23	35	66	93

6.5.3. Буровой инструмент

Долота для вращательного бурения выпускают двух основных типов — режущего и шарошечного.

Режущие долота имеют две основные разновидности со съемными и несъемными режущими элементами, армируемыми пластинами или зубками из твердого сплава или, в долотах специального назначения, искусственными монокристаллами и натуральными алмазами.

Сменные элементы долот режущего типа изготавливаются фирмами "Сэндвик" (Швеция), "Дженерал Электрик", "Секьюрити" (США) и др. Основные типоразмеры долот режущего типа изготавливаются в диапазоне 149,2—444,5 мм.

Шарошечные долота. Основная тенденция — сокращение типажа долот вследствие широкого применения для вооружения шарошек твердосплавных зубков с новыми формами породоразрушающей поверхности, изготовленных из карбида вольфрама. Такие зубки в широком ассортименте выпускают корпорации "Дженерал электрик" (США), "Сэндвик Рок Тулз" (Швеция) и др.

Для бурения мягких, средней крепости и крепких малоабразивных и абразивных горных пород выпускают долота и их модификации с четырьмя формами зубков, отличающихся породоразрушающей поверхностью: с острой кромкой, запрессованных с большим вылетом, с полусферической головкой с различным радиусом сферы.

Наиболее крупные фирмы-изготовители шарошечных долот: "Секьюрити", "Бэйкер-Хьюс" (США), "Сэндвик Рок Тулз" (Швеция). Фирма "Секьюрити" производит долота с фрезерованным зубчатым вооружением 6 типов, 32 типоразмеров диаметром от 120,6 до 711,2 мм и с твердосплавным 12 типов, 22 типоразмеров от 114,3 до 660,4 мм, а фирма "Бэйкер-Хьюс" долота диаметром от 73 до 444,5 мм соответственно с фрезерованным вооружением 3 типов, 24 типоразмеров и твердосплавным 4 типов, 21 типоразмера. Фирма "Сэндвик" производит долота только с твердосплавным вооружением четырех типов, пяти наиболее популярных в горной промышленности типоразмеров: 229, 251, 270, 311 и 381 мм.

Большинство типов зарубежных долот выпускается по схеме: ролик-шарик-опо-

ра скольжения-упорная пята скольжения (Р-Ш-С-УПС).

Для повышения стойкости опоры фирмы “Бэйкер-Хьюз” и “Секьюрити” предложили дополнительный упорный подшипник скольжения, т.е. опора выполняется по схеме ролик-шарик-дополнительный упорный подшипник скольжения-радиальный подшипник скольжения (Р-Ш-С-С-УПС), что позволило разгрузить замковый шариковый подшипник опоры и повысить долговечность работы долота. Для лучшего охлаждения новой конструкции опоры увеличены проходные сечения воздухоподводящих каналов в цапфах лап и их число, которые подведены непосредственно в большой роликовый подшипник и к подшипникам скольжения.

В долотах малых размеров опора выполнена по схеме: опора скольжения-шарик-опора скольжения (С-Ш-С), а в сверхбольших (>200 мм) размерах — ролик-шарик-ролик (Р-Ш-Р).

Для бурения мягких и средней крепости горных пород с сопротивлением на раздавливание соответственно 180 МПа и от 103 до 340 МПа шарошки долот армируются зубками двух типов с коническо-клиновидной закругленной вершиной, обеспечивающей максимально возможный вылет зубка над телом шарошки и максимальный шаг между зубками. Такая геометрическая форма шарошек обеспечивает наибольшую скорость бурения и повышает проходку на долото.

Для бурения в средней крепости абразивных горных породах с прочностью на раздавливание 280+580 МПа шарошки долот армируют зубками конусоцилиндрической формы с большим углом конуса при вершине (<90°) и увеличенным радиусом скругления головки зубка.

Для бурения в крепких и очень крепких абразивных породах с сопротивлением на раздавливание 400—690 МПа шарошки долот армируют 2-3-миллиметровыми зубками в зависимости от формы их головок, представленных либо сопряжением двух конусов с углами при вершинах 44° у нижнего конуса и 120° у верхнего со скругленной вершиной, либо с полусферической поверхностью, либо с поверхностью, образованной параболоидом вращения.

Упомянутые фирмы изготавливают шарошечные долота для бурения взрывных скважин только с периферийной схемой очистки забоя.

Предельные режимные параметры эксплуатации долот — удельная нагрузка (кН) на 1 мм диаметра долота и соответствующая ей допустимая частота вращения долота (мин⁻¹) обычно рекомендуются фирмой-изготовителем и разнятся весьма незначительно для однотипных долот у конкурирующих производителей.

В табл. 6.31 приведены рекомендации фирмы “Бэйкер-Хьюз” для трехшарошечных долот.

Долота для ударно-вращательного бурения подразделяют на два основных

Таблица 6.31

Рекомендуемые режимные параметры для трехшарошечных долот фирмы “Бэйкер-Хьюз” (США)

Вид вооружения и тип долота		Тип буримой породной формации	Допустимые на долоте	
			нагрузка, кН/мм	частота вращения, мин ⁻¹
Фрезерованный зубок	S	Мягкая, слабоабразивная	0,18—0,54	120—70
	M	Средней крепости и абразивности	0,22—0,9	100—60
	H	Твердая, среднеабразивная	0,72—1,26	80—40
Твердосплавный зубок	ВН 50	Довольно мягкая, слабоабразивная	0,18—0,72	150—50
	ВН 60	Средней крепости и абразивности	0,36—0,9	120—50
	ВН 70	Абразивная, средней крепости и крепкая	0,54—1,08	90—50
	ВН 80	Очень крепкая и абразивная	0,90—1,44	80—50

типа: лезвийные и штыревые. Последние, с карбид-вольфрамовыми штырями, используют преимущественно с погружными пневмоударниками (ППУ).

Среди фирм-изготовителей такого инструмента наиболее известны: "Ингерсолл-Рэнд" (США), "Сэндвик" и "Секорок" (Швеция).

Фирма "Ингерсолл-Рэнд" изготавливает штыревые долота для ППУ 23 типоразмеров диаметрами бурения от 90 до 444,5 мм для взрывных скважин и 4 типоразмера долот "Супердрилл" диаметрами от 508 до 1016 мм для бурения скважин общего назначения.

Список литературы

1. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия. Под редакцией М. И. Щадова, Р. Ю. Подэрни. — М.: Недра, 1989.

Фирма выпустила комбинированный инструмент для бурения как вертикальных, так и горизонтальных скважин диаметром 1524 мм, компонованный в оправке из четырех-шести периферийных и одного центрального ППУ и серийных штыревых долот размерного ряда.

Фирмы "Сэндвик" и "Секорок" выпускают унифицированные штыревые долота для погружных пневмоударников, используемых на буровых станках фирм "Атлас-Копко", "Тамрок", "Ингерсолл-Рэнд" и других с диаметрами бурения от 85 до 305 мм с плоской, выпуклой и вогнутой формами рабочей поверхности торца.

2. Б. А. Симкин, Б. Н. Кутузов, В. А. Буткин. Справочник по бурению на карьерах. — М.: Недра, 1990.

3. Р. Ю. Подэрни. Горные машины и комплексы для открытых работ. Учебник для вузов. — М.: Недра, 1985.

FBI

CONFIDENTIAL

Page 12 of 12

5

4

7

ВЗРЫВАНИЕ

7.1. Основные положения

В последние годы на базе теоретических и экспериментальных исследований сформировались новые прогрессивные направления в области:

применения бестроиловых взрывчатых веществ, приготавливаемых непосредственно на горных предприятиях как гранулированных (игданиты и гранулиты УП), так и водостойчивых эмульсионных ВВ (акватолы, порэмиты, сибириты и др.);

повышения КПД взрыва за счет перераспределения его энергии во времени и пространстве и управление степенью дробления горных пород;

комплексной механизации взрывных работ;

безопасности взрывных работ.

Практика показала, что одним из основных путей увеличения производительности экскавационного и транспортного оборудования и интенсификации вскрышных работ на открытых разработках является повышение качества взрывной подготовки горных пород. Эта проблема сохраняет актуальность в условиях осуществляемого технического перевооружения разрезов и карьеров, особенно с переходом на новые технологические схемы вскрышных работ (циклично-поточную и поточную).

Параметры буровзрывных работ и рациональная степень дробления пород должны устанавливаться на основе минимизации затрат на вскрышные и добычные работы с учетом технологических свойств пород и их влияния на показатели процессов бурения, взрывания, выемки и перемещения, переработки и обогащения. Взрывные работы должны быть безопасными, экономичными и, что особенно важно,

экологичными, с минимальным выбросом пыли и ядовитых газов в атмосферу.

В связи с ростом числа и масштабов массовых взрывов на открытых горных работах получили распространение рациональные схемы многорядного короткозамедленного взрывания, новые формы организации работ по заряданию и взрыванию зарядов.

При этом как в условиях действующих предприятий, так и особенно при проектировании карьеров и разрезов важно правильно оценивать прочностные и структурные свойства горных пород. В табл. 7.1. представлены классификации горных пород по взрываемости, а в табл. 7.2. — расчетный удельный расход ВВ типа аммонит 6ЖВ (граммонит 79/21) для зарядов рыхления и выброса.

Классификация зарядов по результатам их действия следующая.

1. Заряд нормального действия

$$n = r/w = 1,0;$$

2. Заряд усиленного действия

$$n = r/w > 1,0;$$

3. Заряд уменьшенного действия

$$n = r/w < 1,0,$$

где n — показатель действия взрыва; r — радиус воронки взрыва; w — линия наименьшего сопротивления (ЛНС.).

7.2. Элементы теории взрыва и создания промышленных взрывчатых веществ

7.2.1. Классификация взрывов

По своей природе взрывы делятся на:

физические, при которых происходят только физические преобразования без из-

Таблица 7.1.

Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категории (классы по взрываемости)	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	Расстояние между естественными трещинами всех систем в массиве, м	Содержание в массиве отдельных (%) размеров	
			>500 мм	>1500 мм
I	0,12—0,18	≤ 0,10	0—2	0
II	0,18—0,27	0,05—0,25	2—16	0
III	0,27—0,38	0,20—0,5	10—52	0—1
IV	0,38—0,52	0,45—0,75	45—80	0—24
V	0,52—0,68	0,70—1,0	75—98	2—15
VI	0,68—0,88	0,95—1,25	96—100	10—30
VII	0,88—1,1	1,20—1,5	100	25—17
VIII	1,10—1,37	1,45—1,7	100	43—63
IX	1,37—1,68	1,65—1,9	100	58—78
X	1,68—2,03	>1,85	100	75—100

менения химического состава веществ (беспламенное взрывание с помощью жидкой углекислоты и сжатого воздуха, взрывы паровых котлов, баллонов со сжиженным газом, электрические разряды и т.д.).

химические, при которых происходят чрезвычайно быстрые окислительные химические реакции с образованием новых соединений, выделением теплоты 3400—6000 кДж/кг и газов (взрывы ВВ, метана, угольной или другой органической пыли, паров горючих жидкостей).

ядерные, при которых происходят цепные реакции деления ядер с образованием новых элементов.

При взрывных работах в промышленности применяются в основном химические взрывы ВВ.

7.2.2. Характеристика взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ

Взрывчатыми веществами (ВВ) называют индивидуальные химические соединения или смеси веществ, которые обладают свойством быстрой химической реакции под воздействием инициирующего импульса, сопровождающейся образованием

газообразных продуктов и крайне быстрым выделением теплоты от 2 до 7 МДж.

Элементный состав большинства ВВ и взрывчатых смесей представлен в основном углеродом, водородом, азотом и кислородом. Поэтому продукты взрыва таких взрывчатых веществ и смесей могут состоять из следующих газов: CO₂; CO; H₂O; H₂; N₂; NO; NO₂; O₂.

Существуют три наиболее характерные формы превращения ВВ: термическое разложение, горение, детонация.

Термическое разложение происходит при нагреве ВВ ниже температуры вспышки.

Горение возникает при сильных местных нагревах ВВ выше температуры его вспышки (поджигании, разогреве трением и т.п.) и характеризуется медленным (от миллиметров до сантиметров в секунду) распространением по веществу зоны реакции (пламени) в результате прогрева впереди лежащих слоев ВВ.

Детонация — процесс взрывчатого превращения, вызываемый прохождением по взрывчатому веществу ударной волны, распространяющейся с постоянной для данного ВВ и данного физического его состояния сверхзвуковой скоростью.

К взрывчатым химическим соединениям, используемым в качестве ВВ, относят-

Предел прочности пород на сжатие, Па 10^5	Плотность пород, г/см ³	Примерные категории (группы) пород			Категории (классы по взрываемости)
		по М. М. Протодьяконову	по Единой шкале буримости	По СНиПу	
100—300	1,40—2,00	VII-VI	V-VIII	III-V	I
200—450	1,75—2,35	VI-V	VII-X	V-VI	II
300-650	2,25—2,55	V-IV	IX-XII	VI-VII	III
500—800	2,50—2,80	IV-III	XI-XIII	VII-VIII	IV
700—1200	2,75—2,9	III	XIII-XV	VIII-IX	V
1100—1600	2,85—3,0	III-II	XIV-XVI	IX-X	VI
1450—2050	2,95—3,2	II-I	XXV-XVIII	X	VII
1950—2500	3,15—3,40	I	XVII-XX	X-XI	VIII
2350-3000	3,35-3,6	I	XIX-XX	X-XII	IX
2850 и более	>3,5	I	XX	XI	X

ся нитросоединения (тротил и др.), нитроэффры (нитроглицерин и др.) и нитроамины (гексоген, тетрил и др.). Однако вследствие ряда причин (высокая чувствительность, дефицитность сырья, опасность производства, высокая стоимость и т.п.) индивидуальные химические соединения редко используют в качестве промышленных ВВ, зато чрезвычайно широко используют различные взрывчатые смеси.

7.2.3. Общая характеристика промышленных взрывчатых веществ

К промышленным ВВ относятся химические соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически доступные в изготовлении, не меняющие своих физических и химических свойств при хранении и применении (табл. 7.4.—7.7.).

По физическому состоянию промышленные ВВ подразделяют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые, пластичные и льющиеся (под термином льющиеся подразумеваются ВВ, которые благодаря их консистенции можно перекачивать насосами по трубопроводам).

7.2.4. Ассортимент промышленных взрывчатых веществ

В конце 50-х — начале 60-х годов нашего столетия в области развития промышленных ВВ произошла техническая революция: на смену ранее применявшимся порошкообразным (аммониты, детониты) и пластичным (динамиты) взрывчатым веществам пришли гранулированные и водосодержащие взрывчатые смеси, которые вследствие более низкой чувствительности пригодны к механизированному заряданию, имеют широкую сырьевую базу и значительно меньшую стоимость.

Благодаря своим преимуществам новые взрывчатые смеси быстро получили широкое применение. Например, в 1980 г. в США гранулированные взрывчатые смеси составляли около 85 %, водосодержащие взрывчатые смеси — 10 %, порошкообразные и пластичные — 5 % от годового потребления промышленных ВВ.

Гранулированные ВВ в зарубежных странах в основном представлены двухкомпонентной смесью пористой гранулированной аммиачной селитры с жидкими нефтепродуктами (смеси AN-FO). Значительно реже используют трехкомпонентные смеси, когда к смеси AN-FO добавля-

Таблица 7.2.
Расчетный удельный расход взрывчатого вещества БЖВ (граммонита 79/21)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП—82	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Средняя плотность породы, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ q , кг/м ³	
				для зарядов рыхления q_p	для зарядов выброса q_b
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I-II	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1,0—1,4
Лесс	III-IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, вышеложенный мергель	IV-V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV-VI	2,3—3,0	2200	0,35-0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, мергель	VI-VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII-VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6,0—8,0	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VII-X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IV-XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в табл. 7.2 значения q_p и q_b следует умножить на поправочный коэффициент $k_{вв}$, принимаемый по табл. 7.3

Таблица 7.3.
Поправочный коэффициент ($k_{\text{ВВ}}$) для некоторых ВВ

ВВ	$k_{\text{ВВ}}$	ВВ	$k_{\text{ВВ}}$	ВВ	$k_{\text{ВВ}}$
Гранитол-1	1,15	Граммонит 30/70	1,14	Гранулит М	1,13
Гранитол-7А	0,86	Порэмиты	1,20	Акватол АВ	1,20
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Аммонит 6ЖВ	1,00	Гранулотол	1,20
Гранулит С-6М	1,13	Граммонит 79/21	1,00	Ифзанит Т-20	1,20
Скальный аммонит № 1	0,80	Ифзанит Т-80	1,08	Карбатол 15Т	1,42
Алюмотол	0,83	Акватол ГЛТ-20	1,20	Гранулиты УП	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Ифзанит Т-60	1,10	Сибирит	1,20

Таблица 7.4.
Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия размещения	Породы		
	слабые	средней крепости	крепкие и весьма крепкие
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулиты УП	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, Игданит Гранулиты УП	Акватолы Карбатол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Граммониты 50/50, 30/70 Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Алюмотол Порэмиты и сибириты металлизированные
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватолы Граммонит 30/70 Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Алюмотол Гранулотол Ифзаниты Граммонит 30/70 Порэмиты Сибириты	Акватолы Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэмиты и сибириты металлизированные
Камеры сухие и осушенные	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Гранулиты УП	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулиты УП	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М
Шпуры в сухих забоях	Игданит Гранулит М Гранулит АС-4	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Шпуры в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патрированный)	Аммонит 6ЖВ (патрированный)	Аммонит 6ЖВ (патрированный)

Таблица 7.5.
Свойства гранулированных взрывчатых веществ

ВВ	Расчетная характеристика				
	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность ВВ, г/см ³
Алюмотол	-76,2	5266	4266	815*	0,95
Гранулотол	-74,0	3642	2975	1045*	0,9
Гранитол-1	-43,4	3770	3080	820	0,9—0,95
Гранитол-7А	-52,0	4598	3722	800	0,9—0,95
Граммонит 30/70	-45,9	3511	3033	800	0,85—0,9
Граммонит 50/50	-27,2	3678	3509	810	0,85—0,9
Гранулит С-6М	-1,3	3852	3205	980	1,0—1,05

* Показатели в водонаполненном состоянии

Таблица 7.6
Взрывчатые вещества, изготавливаемые на стационарных и передвижных пунктах, расположенных в непосредственной близости к местам потребления (класс 1)

Наименование ВВ	Физическое состояние в момент заряжания
Игданил	Гранулированная смесь твердых и жидких компонентов
Карбатылы ГЛ-10В, ГЛ-15Т, ФТ-10	Густые, текучие при температуре выше 50° суспензии, отвердевающие при остывании в скважине
Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60 и Т-80)	Густые подвижные нерасплаивающиеся суспензии, содержащие до 40 % жидкой фазы, способные выдавливаться сжатым воздухом по зарядным шлангам и отвердевать при остывании
ГЛТ-20	Горячелюющиеся, легко перекачиваемые суспензии, отвердевающие при остывании в скважинах
Акванал А-10 (ипконит А-10, ГЛА-20)	То же
Гранулиты УП-1 и УП-2	Смесь гранулированных, порошкообразных и жидких компонентов
Порэмиты	Эмульсия с сенсибилизирующими добавками
Сибириты	То же

Примечания 1 В соответствии с ГОСТ 26184-84 "Взрывчатые вещества промышленные Термины и определения" ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80 и ВВ ГЛТ-20, имеющие одинаковый состав, объединены под общим названием акватол Т-20 2 Ипконит А-10 и ВВ ГЛА-20, имеющие одинаковый состав, объединены под общим названием акванал А-10 3 Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) содержит в своем составе гранулированную

Экспериментальная характеристика			ВВ
Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Чувствительность к удару, %	
70—80	5,5—6,0*	24—48	Алюмотол
60—80 (10—15)*	5,5—6,5*	8—12	Гранулотол
40—10	5,0—5,5*	4—12	Гранитол-1
40—50	5,0—5,3*	12—24	Гранитол-7А
40—60	3,8—4,5	12—24	Граммонит 30/70
40—50	3,6—4,2	12—24	Граммонит 50/50
80—100	2,5—3,0	4—12	Гранулит С-6М

Размещение зарядов	Способ заряжания	Наименование ВВ
Скважины, шурфы, траншеи	Механизированный, ручной	Игданит
Скважины	Механизированный с использованием специальных зарядных машин	Карбатылы: ГЛ-10В; ГЛ-15Т, ФТ-10
“	То же	Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20; Т-60 и Т-80)
“	“	ГЛТ-20
“	“	Акванал А-10 (ипконит А-10, ГЛА-20)
Скважины, шурфы, траншеи	Механизированный, ручной	Гранулиты УП-1 и УП-2
Скважины	Механизированный с использованием специальных зарядных машин	Порэмиты
“	То же	Сибириты

аммиачную селитру и гранулированный или чешуйчатый тротил. Буква “Т” обозначает тип сенсбилизатора, а цифры — температуру насыщенного раствора. 4. Водосодержащие ВВ — карбатылы, акватылы, ГЛТ-20, акваналы — при использовании в обводненных скважинах необходимо заряжать по технологии “под столб воды” либо с предварительным осушением скважин или влагоизоляция зарядов.

Таблица 7.7.

Свойства взрывчатых веществ, изготавливаемых на стационарных и передвижных пунктах, расположенных в непосредственной близости от мест потребления

ВВ	Расчетная характеристика			
	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг
Игданит	-1,65 + +0,12	3973—4061	3164—3205	980—990
Карбатольт:				
ГЛ-10В	-21,4	5684	4440	844
ГЛ-15Т	-9,6	3427	2975	946
Акватолы Т-20:				
Ифзаниты —				
Т-20	-4,6	3176	2782	937
Т-60	-0,4	3782	3182	720
Т-80	0	3941	3310	913
ГЛТ-20	-3,8	3679	3100	905
Акванал А-10:				
ипконит А-10	0,2—2,3	4520—4860	3520—3790	852—870
ГЛА-20	-4,1	4012	3373	895
Гранулиты УП-1	-1,2 + -2,5	3500—3710	—	960—100
Гранулиты УП-2	-2,5 + -8,1	3180—3480	—	950—980
Порэмиты	-0,9 + -13	3200—4350**	—	890—920
Сибириты	-7,1 + 7,39	2620—2740	—	1000—1040
* Заряды в стальной оболочке. ** Металлизированный				

ют алюминиевый порошок или другие горючие добавки.

Основным недостатком, не позволяющим смеси AN-FO полностью вытеснить другие промышленные ВВ, является то, что данная взрывчатая смесь неводоустойчива и ее применяют только в сухих скважинах. Для взрывных работ в обводненных условиях нужны водоустойчивые ВВ, именно этим качеством и обладают водосодержащие ВВ.

Водосодержащие ВВ по физическому состоянию разделяют на суспензионные (slurry) и эмульсионные (emulsion).

Суспензионные водосодержащие взрывчатые вещества представляют собой смесь гранул аммиачной селитры с насыщенным водным раствором аммиачной се-

литры и сенсibiliзирующими и горючими добавками (тротил, бездымный порох, алюминий и т.п.). Раствор аммиачной селитры, как правило, загущают введением гуаргема, полиакриламида, карбамида и т.п.

Первые водосодержащие суспензионные ВВ сенсibiliзировали гранулированным тротилом или бездымным порохом. Затем для этой цели стали применять водные растворы монометиламина, моноэтанолламина, мелкодисперсный алюминий. Суспензионные ВВ имеют высокую плотность (до 1,5 кг/дм³), высокую объемную концентрацию энергии, но обладают не очень высокой водоустойчивостью.

Эмульсионные ВВ представляют собой эмульсии водного раствора окислителей в

Расчетная характеристика	Экспериментальная характеристика			ВВ
	Плотность, г/см ³	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	
0,8—0,9	160—200	2,8—4,3	0—0	Игданит
				Карбатылы:
1,5—1,6	150—160	4,5—5,0	12—24	ГЛ-10В
1,4—1,6	120—150	4,5—4,8	4—12	ГЛ-15Т
				Акватылы Т-20:
				Ифзаниты —
1,25—1,30	120—150	4,0—4,5	0	Т-20
1,40—1,45	100—120	5,0—5,5	0—4	Т-60
1,45—1,50	90—100	5,2—5,5	0—4	Т-80
1,45—1,50	80—100	4,9—5,0	0—4	ГЛТ-20
				Акванал А-10:
1,40—1,45	225—230	3,8—4,6	0	Ипконит А-10
1,50—1,58	80—100	4,8—5,0	4—12	ГЛА-20
0,85—0,95	200	3,6—4,2	0—12	Гранулиты УП-1
0,43—0,68	160	1,8—2,5	0	Гранулиты УП-2
1,2—1,35	20—30*	4,4—5,2	0	Порэмиты
1,25	25*	4,89—5,10	0	Сибириты

углеводородном горючем. В качестве окислителей используют нитрат аммония или его смеси с нитратом натрия или нитратом кальция. В качестве углеводородных горючих применяют дизельное топливо, различные минеральные масла, мазут и т.п.

Первые патенты на эмульсионные ВВ появились в США в период с 1959 по 1963 гг., а в 1977 г. фирма "Атлас Повдер" (США) начала их промышленный выпуск.

Основные преимущества эмульсионных ВВ: доступность и не дефицитность основных компонентов, безопасность изготовления и применения, низкая стоимость, высокие эксплуатационные характеристики и отличная водостойчивость.

Сенсибилизируют эмульсионные ВВ введением в их состав пузырьков воздуха (механическое аэрирование), полых микросфер (стеклянных, полимерных и т.п.), пористых материалов (вспененный полистирол, перлит), газифицирующих добавок, которые образуют в эмульсии пузырьки газа. Недостаток суспензионных и эмульсионных ВВ — их более высокая стоимость по сравнению со стоимостью смеси АН-ФО. Поэтому с целью снижения стоимости в последние годы в ряде зарубежных стран стали выпускать смеси суспензионных или эмульсионных ВВ с составом АН-ФО, причем содержание последнего в смеси может составлять 25, 50 или 75 %. Смеси, содержащие 25 % АН-ФО, закачивают в скважины насосами, а

смеси с 50 или 75 % AN-FO заряжают в скважины с помощью шнековых питателей засыпкой сверху (через столб воды).

Следует отметить, что введение в состав суспензионных или эмульсионных ВВ смеси AN-FO снижает водоустойчивость получаемого взрывчатого вещества.

7.3. Средства и способы инициирования зарядов промышленных взрывчатых веществ

7.3.1. Классификация средств и способов инициирования зарядов

На открытых горных работах роль инициатора, размещаемого в заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого изготовлена из мощного ВВ (тэна). На конец ДШ привязывают промежуточный детонатор. Для возбуждения взрыва ДШ обязательно применение КД или ЭД.

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называют средствами инициирования.

Для *огневого инициирования* применяют капсулы-детонаторы, огнепроводный шнур и средства зажигания ОШ.

Для *электрического инициирования* используют электродетонаторы (табл. 7.8.), соединительные провода, средства контроля целостности и сопротивления взрывной сети, источники тока для подрыва ЭД.

7.3.2. Источники тока и аппаратура для контроля электрических взрывных цепей

Наиболее широко применяют конденсаторные взрывные приборы (табл. 7.9.). Источником тока в них служит конденсатор, который в течение 10—20 с заряжается от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем быстро, в течение 3—4 мс разряжается в сеть.

По конструкции контрольно-измерительные приборы подразделяют на три группы: стрелочные, звуковые и световые.

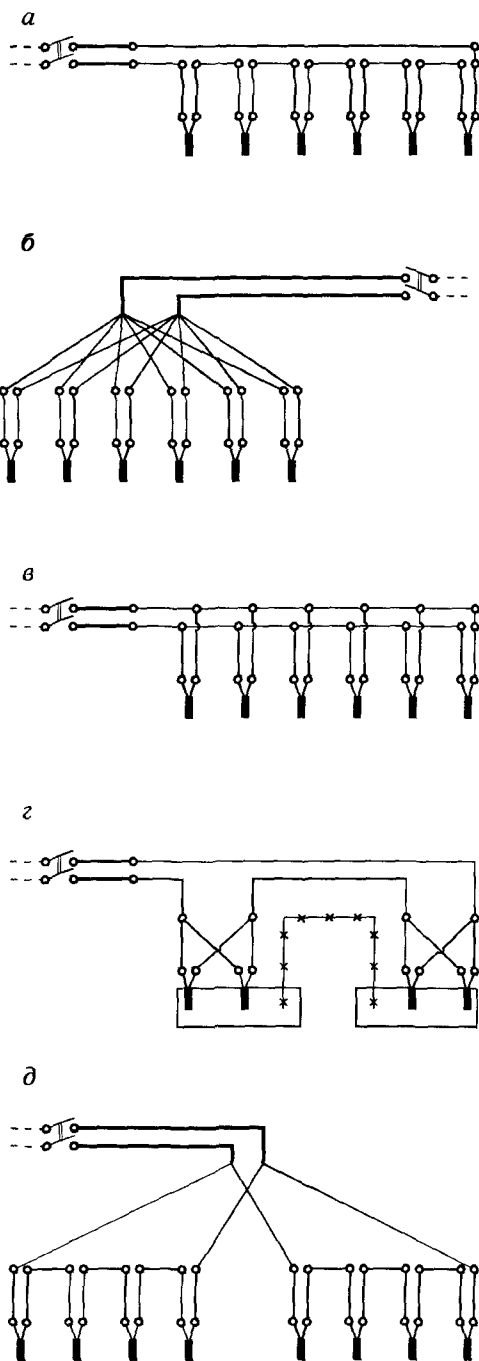


Рис. 7.1. Схема электровзрывных цепей

Таблица 7.8.

Техническая характеристика средств электрического инициирования зарядов ВВ

Электродетонатор	Число серий замедлений	Интервал замедлений, мс	Безопасный ток, А	Примечание
ЭД-8-Ж	—	—	0,18	
ЭД-1-8-Т	—	—	0,92±0,02	Защищен от зарядов статического электричества до 10 кВ и от блуждающих токов < 1 А
ЭД-1-3-Т	1-10 11-14 15-18 19-23 24	20-200 (через 20 мс) 225-300 (через 25 мс) 350-500 (через 50 мс) 600-1000 (через 100 мс) 1,5 с	0,92±0,02	То же ЭД с замедлением 160 мс рекомендуется для обработки металлов взрывом
ЭД-КЗ	1—6	25; 50; 75; 100; 150; 250	0,18	
ЭД-ЗД	1—9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10 с	0,18	Может применяться в сланцевых шахтах, опасных по пыли

Характеристики приборов для определения сопротивления или проводимости электровзрывной цепи приведены в табл. 7.10.

7.3.3. Основные схемы и расчет электровзрывных цепей

Электровзрывная цепь состоит из электродетонаторов с проводами, концевых проводов, идущих от электродетонаторов до поверхности, участковых проводов, соединяющих концевые, и магистральных, идущих к источнику тока (рис. 7.1). Цепь монтируется из изолированных одно- и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяют провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, саперные провода СП-1, СП-2 (табл. 7.11.), установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ.

Провода ПР и ПВ — медные, многопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции сечением жилы 0,75—0,2 мм². Провода АПР и АПВ — одножильные алюминиевые в резиновой (Р), полихлорвиниловой (В) изоляции сечением 3,75—10,5 мм², что соответствует сечению медных проводов 2,5—7,0 мм².

Для устройства элементов цепей с напряжением до 1000 В применяют провода ЭР и ЭВ, при более высоком напряжении — провода СП-1, СП-2, АПР и АПВ.

При взрывных работах можно применять следующие схемы соединения электродетонаторов в цепи: последовательную (рис. 7.1, а), параллельную, где в свою очередь различают параллельно-пучковую схему (рис. 7.1, б), когда все провода от ЭД подсоединяют к двум точкам, и ступенчатую (рис. 7.1, в), когда провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов.

Применение двух ЭД в боевиках и особенно дублирование электровзрывных цепей (применение двух последовательных цепей с двумя ЭД в каждом боевике) практически исключают отказы зарядов и дают 100 %-ную гарантию инициирования всех зарядов ВВ.

Последовательная схема соединения ЭД наиболее эффективна и надежна и ее целесообразно применять во всех случаях, когда можно обеспечить получение номинального тока.

Общее сопротивление электровзрывной сети (Ом) при *последовательном* соединении (см. рис. 7.1, а)

Таблица 7.9.
Техническая характеристика взрывных приборов

Наименование и тип	Исполнение	Напряжение на конденсаторе, В	Габариты, мм	Масса, кг	Максимальное сопротивление взрывной цепи при последовательном соединении электродетонаторов, Ом	Число одновременно взрываемых последовательно соединенных электродетонаторов	Область применения	Изготовитель
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М	Рудничное взрывобезопасное (РВ)	600/650	152×122×100	2	320	100	Взрывание групп последовательно соединенных и одиночных электродетонаторов нормальной чувствительности	ПО "Точприбор", г. Харьков
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М	То же	610/670	195×126×95	2,7	320	100	То же	ПО "Электроточприбор", г. Омск
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3	Рудничное нормальное (РН)	1600	172×86×120	2,3 (с футляром)	600	200	"	ПО "Точприбор", г. Харьков
Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500	То же	3000	230×165×165	11 (с футляром)	2100	800	"	ПО "Электроточприбор", г. Омск

Таблица 7.10.
Техническая характеристика приборов контроля и измерения сопротивления электровзрывной цепи

Наименование и тип	Исполнение	Источник питания	Габариты, мм	Масса, кг	Амплитудное значение тока в цепи мА, не более		Пределы измерения, Ом	Погрешность, %	Область применения	Изготовитель
					в нормальном режиме работы	при любых возможных повреждениях элементов схемы				
Мост переносный постоянного тока Р3043	Рудничное взрывобезопасное (РВ)	Два элемента 373	180×160×62	Не более 1,6	7	50	0,3—30 30-3000	± 5	Измерение сопротивления электродетонаторов (при их проверке перед выдачей в работу) и взрывных цепей	ПО "Краснодарский ЗИП"
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	Рудничное взрывобезопасное (РВ) Искробезопасное (И)	Четыре аккумулятора Д-0,1	135×65×40	Не более 0,3	5	50	320 (предельное сопротивление)	± 5	Контроль допустимого сопротивления взрывной цепи и проверка отдельных ее элементов путем сравнения контролируемого сопротивления с предельным 320 Ом	
Метанометр с измерителем взрывной цепи типа ИМС-1	Рудничное взрывобезопасное (РВ) Искробезопасное (И) Специальный вид взрывозащиты	Три аккумулятора Д-0,55	200×105×90	1,5	10	50	0-20 0-400	± 5	Измерение сопротивления взрывной цепи и электродетонаторов. Контроль содержания газа метана в рудничной атмосфере	ПО "Электроточприбор", г. Омск
Индикатор фотоэлектрический Ю-140	—	Селеновый фотоэлемент Ф-45С	90×60×30	0,2	0,3	0,3	0-10000	—	Проверка электровзрывных цепей, проводов и электродетонаторов в непосредственной близости от зарядов ВВ	ПО "Вибратор", Санкт-Петербург

Таблица 7.11.
Провода, применяемые для взрывных работ

Провод	Изоляция	Число жил	Число проволок в жиле	Сечение жилы, мм ²	Сопротивление 1 км провода при +20°С, Ом	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резиновая	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвиниловая	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	"	1	1	0,75	25	10,3
СП-1	Резиновая в хлопчатобумажной оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60

$$R_{\text{общ}} = R_M + R_c + n (r_k + r_d)$$

где R_M — сопротивление магистрали, Ом; R_c — сопротивление соединительных проводов, Ом; n — число электродетонаторов; r_k — сопротивление одной пары концевых проводов, Ом; r_d — сопротивление одного электродетонатора, Ом.

Ток (А), проходящий через каждый электродетонатор, при условии примерно равного их сопротивления

$$I_d = I_{\text{общ}} = U / R_{\text{общ}},$$

где $I_{\text{общ}}$ — общий ток сети, А; U — напряжение в месте присоединения магистрали к источнику тока, В.

Преимущества — простота и возможность применения источников тока малой мощности.

Недостаток — невысокая надежность, так как в случае обрыва сети или преждевременного взрыва электродетонатора неизбежен отказ всей серии или части электродетонаторов.

Схема параллельно-пучкового соединения (см. рис. 7.1, б) характеризуется тем, что концевые провода собираются в два пучка, подключенных к магистрали.

Рекомендуется сопротивление всех ветвей (Ом) принимать одинаковым. При этом

$$R_{\text{общ}} = R_M + \frac{r_k + r_d}{n};$$

$$I_d = I_{\text{общ}} / n = \frac{U}{n R_{\text{общ}}}.$$

При взрывании от конденсаторных машинок сопротивление взрывной сети не должно превышать:

$$R_{\text{общ}} \leq R_{\text{пр}} / n^2,$$

где $R_{\text{пр}}$ — предельное сопротивление сети для данного типа машинок.

Преимущество — простота исполнения.

Схема параллельно-ступенчатого соединения (см. рис. 7.1, в) характеризуется тем, что концевые провода в разных точках присоединяются к соединительным.

Так как напряжение в точке каждого последующего электродетонатора уменьшается, через электродетонаторы проходят токи разной величины, точные значения которых определить сложно. Приближенно:

сопротивление (Ом) всей сети

$$R_{\text{общ}} = R_M + \frac{n R_c}{2} + \frac{r_k + r_d}{n};$$

ток (А) в электродетонаторе, находящемся посередине группы,

$$I_d = I_{\text{общ}} / n = U / (n R_{\text{общ}});$$

расположенном дальше от магистрали

$$I_d = I_{\text{общ}} / n < U / (n R_{\text{общ}});$$

расположенном ближе к магистрали

$$I_d = I_{\text{общ}} / n > U / (n R_{\text{общ}}).$$

Параллельно-ступенчатое соединение просто по выполнению, но требует более

мощных источников тока и расчет его более сложен.

Схема параллельно-последовательного соединения (рис. 7.1, з) характеризуется параллельным соединением электродетонаторов в группе и последовательным соединением групп.

Общее сопротивление сети (Ом) при равенстве сопротивлений всех групп электродетонаторов

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + R_{\text{с}} + m \frac{r_{\text{к}} + r_{\text{д}}}{n},$$

где m — число групп электродетонаторов; n — число электродетонаторов в группе.

Ток (А) для одного электродетонатора

$$I_{\text{д}} = I_{\text{общ}}/n = U/(n R_{\text{общ}}).$$

Часто употребляют параллельно-последовательную схему с двумя параллельно включенными в каждую группу электродетонаторами. Применение этой схемы в сочетании с соединением зарядов ДШ обеспечивает безотказность взрывания даже при наличии в сети электродетонаторов со скрытыми дефектами.

При взрывании от конденсаторных взрывных машинок сопротивление такой сети (Ом) должно составлять

$$R_{\text{общ}} \leq R_{\text{пр}}/4.$$

Схема последовательно-параллельного соединения (рис. 7.1, д) предусматривает соединение электродетонаторов в группы последовательно, а группы между собой — параллельно.

Формулы для расчета сети при одинаковом сопротивлении групп

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + \frac{R_{\text{с}} + n(r_{\text{к}} + r_{\text{д}})}{m},$$

где $R_{\text{с}}$ и n определяются для одной ветви;

$$I_{\text{д}} = I_{\text{общ}}/m = U/(m R_{\text{общ}}).$$

При взрывании больших групп зарядов применяют смешанные соединения, например *параллельно-пучковую* схему, в которой электродетонаторы в заряде соединяются параллельно-парно, пары электродетонаторов между собой — последовательно, а провода от групп зарядов подключаются к магистрали пучковым способом.

7.3.4. Технология взрывания с помощью детонирующего шнура

Сеть ДШ взрывается не менее чем двумя электродетонаторами или зажигательными трубками, которые прикрепляются на расстоянии 100—150 мм от конца магистральной линии ДШ.

Для возбуждения детонации заряда используют промежуточные детонаторы, изготовленные из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Характеристика детонаторов приведена в табл. 7.12, 7.13. Все шашки взрываются от одной-четырёх ниток детонирующего шнура, пропущенного через осевое отверстие.

Для скважинных зарядов гранулитов, граммонитов, гранулотола и алюмотола боевик выполняется из двух шашек типа ТП-400 и размещается на уровне подошвы уступа. При длине заряда более 12 м рекомендуется устанавливать второй боевик из одной шашки ТП-400 в верхней части заряда. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать два боевика: из трех шашек в нижнюю часть скважины и из двух шашек в верхнюю часть заряда.

В ряде зарубежных стран (США, Швеция, Канада, Китай), где на карьерах распространено инициирование системами типа шведской "Нонель", шашки-боевики для повышения их прочности обклеивают плотной бумагой с гидроизоляцией поверхности или помещают их в сборный пластиковый корпус. В каждой шашке в специальных отверстиях размещают два детонатора, иницируемых самостоятельно от общей магистрали, а в скважине — два боевика, что способствует 4-кратному повышению надежности.

На некоторых карьерах Китая применяют шашки в виде конических зарядов массой 200 г в пластиковом корпусе с осевым отверстием для ДШ. На отрезке ДШ узлами крепится два-пять и более таких боевиков, чем обеспечивается многоточечное инициирование зарядов.

При массовых взрывах на крупных карьерах иницируют одновременно несколько заряженных блоков на разных ус-

Таблица 7.12
Промежуточные детонаторы

Шашки (штучные)	Физическое состояние	Размещение зарядов	Водоустойчивость: допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, г
Прессованные ТП-200	Прессованный тротил	Скважины, шурфы	3 сут	200
Прессованные ТП-400	То же	То же	3 сут	400
Прессованные Т-400Г	“	“	6 сут при гидростатическом давлении 0,2 МПа	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	“	Не ограничено	500

Таблица 7.13.
Характеристика промежуточных детонаторов

Шашки	ВВ	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Масса, г
Прессованные ТП-200	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	Прямоугольник с гнездом глубиной 38-65 мм под ЭД или 34-38 мм под КД	52×101×52	7,5-8,2	200
Прессованные ТП-400	“	1,5-1,55	6,5-6,8	То же	52×101×27	7,5-8,2	400
Прессованные Т-400Г	“	1,52-1,59	6,8-7,0	Прессованный цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×71	14,5	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	1,58-1,64	7,2-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×86	14,5	500

тупах, а все блоки соединяют между собой, как правило, двумя магистральными линиями ДШ. При этом расходуется большее количество ДШ, а надежность массового взрыва особенно при неблагоприятных погодных условиях снижается.

Поэтому технически и экономически целесообразно производить взрывы без применения соединительных магистралей, что достигается взрыванием отдельных блоков по радиосигналу, подаваемому с центрального пункта с помощью системы “Гром” или другими подобными системами.

Устройство “Гром”, разработанное НИИАчерметом, состоит из командного и исполнительного блоков.

Командный блок совместно с приемопередатчиком радиостанции устанавливается за пределами опасной зоны на борту карьера и обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Блок размещают в помещении или специальном автомобиле. Число исполнительных блоков, работающих с одним командным, не ограничивается и зависит от числа взрываемых блоков.

Исполнительный блок с радиоприемником устанавливают в карьере на расстоянии 100—150 м от взрываемого блока под прочным корпусом для защиты его от разлетающихся кусков породы. Этот блок принимает кодированный радиосигнал от командного и передает его на антенну ЭД, иницирующую сеть ДШ взрываемого блока.

Радиосигнал генерирует в радиоприемной системе ЭД импульс тока не менее 3 Амс при максимальном сопротивлении цепи 100 Ом. Замедление между блоками можно регулировать от 0 до 30 с с интервалом 0,2 с, не учитывая замедлений, установленных в каждом блоке с помощью КЗДШ-69. Дальность передачи сигнала на приемное устройство при высоте антенны командного блока 3 м — 8 км при прямой видимости и 4—5 км при отсутствии прямой видимости. Система "Гром" изготавливает НПО Днспрччерметавтоматика. В системе подачи команд на взрыв имеется двойное блокирование от случайного преждевременного взрыва за счет работы передатчика и приемника в заданном интервале времени (10—15 мин), кодирования сигналов на передатчике и их декодирования на приемнике.

7.4. Методы и условия взрывных работ на карьерах

7.4.1. Методы взрывных работ

Метод скважинных зарядов — для разрушения массива применяют вертикальные и наклонные скважины диаметром 100—320 мм, расширяемые на железорудных карьерах огневым способом до 400—500 мм, глубиной 5—20 м и более. Это основной метод взрывания на карьерах.

Метод шпуровых зарядов — для взрывания применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Этот метод взрывания применяют на карьерах производственной мощностью до 100—300 тыс. м³/год, а на крупных — для вспомогательных работ.

Метод котловых, шпуровых и котловых скважинных зарядов — шпуры и

скважины предварительно простреливают небольшими зарядами для размещения в нижней части ВВ большой массы. Применяют редко из-за его неадекватности.

Метод камерных зарядов — сосредоточенные заряды большой массы от нескольких до тысяч тонн размещают в камерах. Метод применяют в основном для взрывания на выброс и сброс при строительстве плотин, дамб, каналов.

Метод малокамерных зарядов (рукавов) — заряды размещаются в горизонтальных углублениях сечением до 30 × 30 см, глубиной до 3 м для взрывания небольших уступов. Применяют редко на карьерах небольшой производственной мощности при отсутствии буровых станков.

Метод наружных (накладных) зарядов — заряды укладывают на разрушаемые объекты (крупные куски породы, козырьки уступов и т.д.).

7.4.2. Горно-геологическая оценка массивов пород в пределах карьерного поля

Исходными для проектирования взрывных работ являются данные о свойствах пород — удельная трещиноватость массивов (размеры отдельности), коэффициент крепости пород, плотность, их однородность и перемежаемость в пределах взрываемого блока, а также степень их обводненности.

Для действующих карьеров удельную трещиноватость определяют на основе доступного районирования карьерного поля. Для этого по каждому горизонту выделяют участки длиной 20 м различной трещиноватости, на которых измеряют число трещин на 10-метровом горизонтальном отрезке и по формуле $n = 10/h$ рассчитывают средний диаметр отдельности (h — число трещин всех систем). Затем по каждому горизонту определяют средневзвешенный диаметр отдельности:

$$d_o^* = (0,05 l_1 + 0,30 l_2 + 0,75 l_3 + 1,25 l_4 + 1,75 l_5) / \sum_1^5 l_i$$

где l_1-l_5 — суммарная протяженность участков пород соответственно I-V категорий трещиноватости по первому горизонту, м.

Установлено, что с углублением горных работ средний диаметр отдельности увеличивается.

Средний диаметр отдельности с увеличением глубины залегания пород

$$d_o = H / (100\alpha') = \beta H / 100,$$

где H — глубина залегания горизонта от границы скальных и рыхлых пород, м; α' — приведенный показатель трещиноватости пород; $\beta = 1/\alpha$ — градиент трещиноватости пород, показывающий интенсивность ее изменения с углублением карьера. Он численно равен среднему

диаметру отдельности (м) на глубине 100 м.

7.4.3. Требования к крупности дробления горной массы

Взорванная горная масса по крупности должна соответствовать следующим требованиям.

Допустимый максимальный размер (м) кусков исходя из вместимости ковша экскаватора V_3 (m^3):

$$L_{\max} \leq 0,75\sqrt[3]{V_3}.$$

Формула справедлива при V_3 до 10 m^3 .

Он может быть принят по следующим данным:

V_3, m^3	1	2	3	4	6	8	10-20
Допустимый максимальный размер куска L_{\max}, m	0,75	0,9	1,0	1,1	1,3	1,5	1,6

Допустимый максимальный размер кусков (м) исходя из вместимости транспортных средств V_T (m^3):

$$0,5\sqrt[3]{V_T}.$$

Допустимый максимальный размер (м) кусков при погрузке в перегрузочные

бункера, приемные отверстия дробилок, грохотов принимают:

$$L_{\max} \leq (0,75-0,85) b,$$

где b — ширина приемного отверстия, м.

Для дробилок допустимый максимальный размер L_{\max} должен иметь следующие значения, м:

Тип конусной дробилки	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500
L_{\max}	0,4	0,75	1,0	1,2
Ширина приемного отверстия щековой дробилки, мм	1200 × 900	1500 × 1200	2100 × 1500	2100 × 1500
L_{\max}	0,7	1,0	1,2	1,2

Допустимый максимальный размер (м) кусков при погрузке на ленточный конвейер

$$L_{\max} \leq 0,5b' + 0,1,$$

где b' — ширина ленты конвейера, м.

Негабаритные куски породы подлежат вторичному дроблению. Выход негабарита при первичном взрывании следует принимать не более 5 % содержания его в массиве.

7.5. Определение основных параметров расположения скважинных зарядов

7.5.1. Схемы расположения и конструкция зарядов

На карьерах применяют отбойку горной массы вертикальными и наклонными скважинными зарядами диаметром 100-320 мм, шпуровыми зарядами диаметром до 75 мм и в редких случаях камерными

зарядами массой до сотен тонн. При отбойке скважинными зарядами применяют следующие схемы расположения вертикальных (рис. 7.2, а) и наклонных (рис. 7.2, б) скважин во взрываемом массиве: 1-3 — однорядное расположение вертикальных и 11-12 — наклонных скважин; 5, 8, 10 — с расширением вертикальных скважин на участке расположения заряда или 3 — котловое; 4,5 — многорядное одноуступное и 6, 14 — с подпорной стенкой для вертикальных и наклонных скважин; 7 — каскадное и 9, 10 — многоуступное расположение вертикальных и наклонных скважин; 8 и 10 — с расширением нижней части вертикальных скважин. Эти схемы могут быть использованы при открытой поверхности откоса уступа или при отбойке на подпорную стенку из ранее взорванной породы.

Перечисленные схемы выбирают исходя из свойств взрываемых пород, производственной мощности карьера, элементов системы разработки и применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Окончательный выбор схемы расположения скважин может быть сделан только на основе анализа данных практики и опытных взрывов.

С учетом указанных ниже изменений условий разработки и свойств массивов с увеличением глубины намечаются следующие тенденции развития схем взрывной подготовки горных пород.

1. Переход на глубоких горизонтах в трудновзрываемых породах от многорядного (четыре-шесть рядов) взрывания вертикальных скважин большого диаметра (250-320 мм) к двух- и однорядному взрыванию наклонных скважин диаметром 190-214 мм, а в дальнейшем и 150-160 мм, особенно при выходе на проектный контур бортов карьера с применением способов контурного взрывания.

2. Заряжание скважин сразу после бурения для обеспечения их минимальных потерь и ритмичной работы взрывников.

3. Применение зарядных и забочных машин, обеспечивающих снижение тру-

доемкости процесса подготовки горного массива к взрыву.

4. Применение короткозамедленного каскадного взрывания, обеспечивающего максимальное снижение сейсмического действия взрыва с тем, чтобы при значительном углублении карьера объем одновременно взрывающейся породы и масштабы взрывов уменьшались незначительно.

5. Применение на верхних горизонтах карьеров, разрабатывающих трещиноватые породы I-III категорий трещиноватости, скважин диаметром 269-320 мм.

6. Применение на железорудных и других карьерах огневого расширения заряжаемой части скважин до 400-500 мм и увеличения за счет этого в 1,5-2,0 раза сетки их расположения.

7. Применение увеличенных удельных расходов ВВ до 1,2-1,5 кг/м³ и более для достижения интенсивного дробления пород, ослабления прочности получаемых при взрыве кусков с целью снижения затрат энергии и материалов на их последующую переработку и улучшения показателей извлечения полезных компонентов в концентрат.

8. Применение схем и способов инициирования скважинных зарядов, обеспечивающих взрывное воздействие на массив в направлениях наименьшего сопротивления действию взрыва.

Взрывные работы, как правило, ведутся по типовому проекту, периодически пересматриваемому с учетом опыта работы и изменения горнотехнических условий.

7.5.2. Диаметр зарядов

Диаметр заряда устанавливается с учетом категорий пород по трещиноватости и допустимых размеров кусков (табл. 7.14).

На небольших карьерах с годовым объемом взрывающейся горной массы 0,5 млн м³ диаметр (мм) заряда

$$d_{\text{зар}} = 125 \sqrt[4]{P_{\text{Г}}},$$

где $P_{\text{Г}}$ — годовой объем взрывающейся горной массы, млн м³.

Рациональный диаметр скважин выбирают на основе технико-экономических

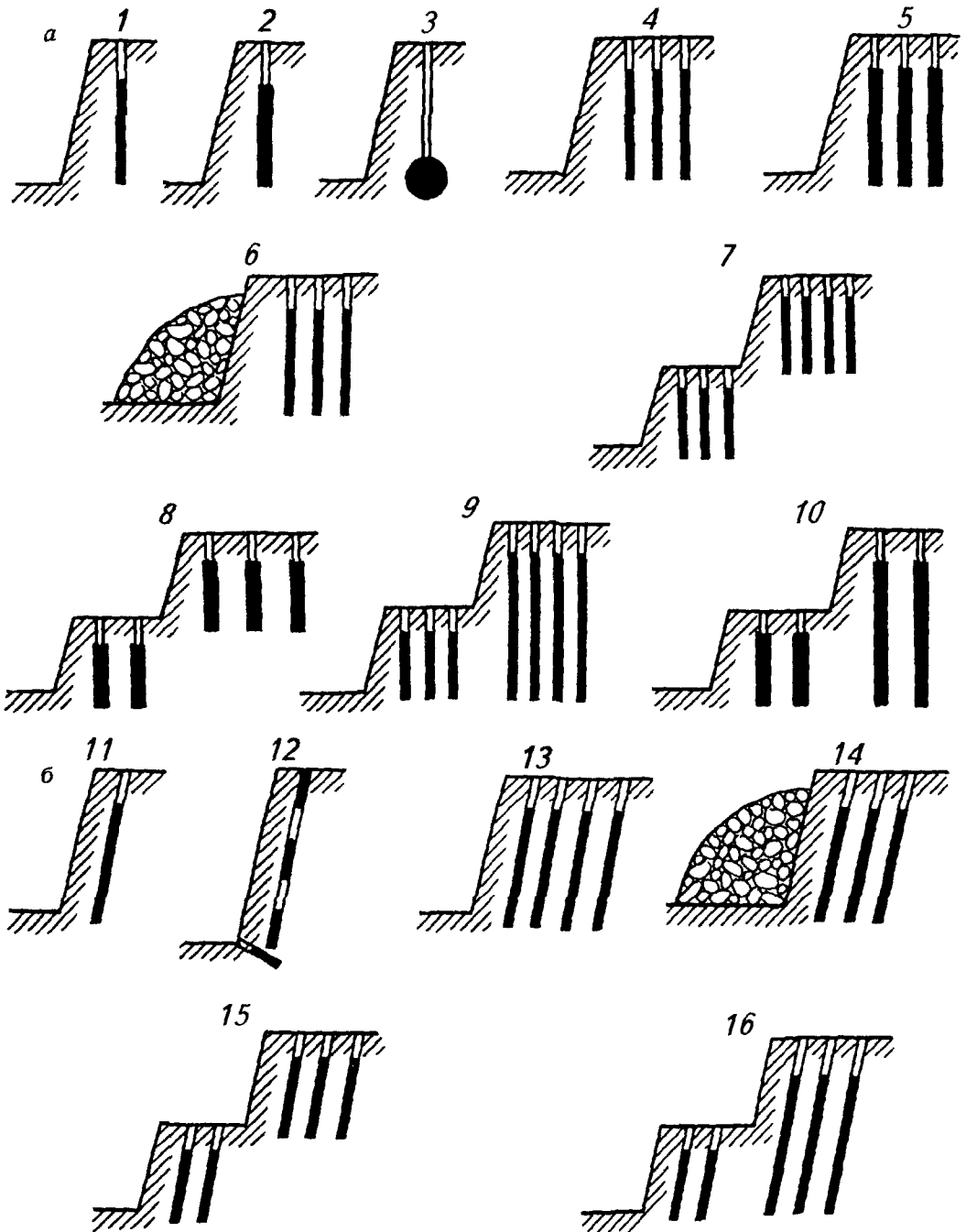


Рис. 7.2. Типичные схемы расположения вертикальных и наклонных скважинных зарядов

Таблица 7.14.

Рекомендуемые параметры взрывания для пород различной трещиноватости

Блочность массива (категория трещиноватости)	Соотношение размеров максимальной отдельности и кондиционного куска	Требуемое воздействие взрыва на массив	Диаметр заряда, мм
Мелкоблочный (I-II)	1	Разделение отдельных практически без их дробления	250-320
Среднеблочный (III)	1-2	Дробление крупных отдельных минимум на две части	190-250
Крупноблочный (IV-V)	>2	Интенсивное дробление крупных отдельных	150 и меньше

расчетов. При этом решающее значение имеют производительность станка и стоимость бурения, а также надежность буровых станков. В тех случаях, когда диаметр не лимитируется с позиций соответствия числа станков производственной мощности карьера по горной массе, следует предпочтение отдавать шарошечным станкам. Техничко-экономические расчеты показывают, что на карьерах с годовой производственной мощностью 3-10 млн м³ в породах средней крепости ($f = 10 \div 14$) при категории пород по трещиноватости III-IV наиболее эффективны станки СБШ-250 МНА, в более слабых породах — 2СБШ-200Н, а на крупных карьерах (>10 млн м³) в крепких породах — станки СБШ-320 с диаметром долот 320 мм.

При отбойке железистых кварцитов на крупных карьерах (Кривой Рог, КМА) применяют огневое расширение заряжаемой части скважин до диаметра 400-500 мм, что при высоких удельных расходах ВВ (1,5-

2,0 кг/м³) обеспечивает интенсивное дробление массивов вследствие их хрупкости, развитой слоистости и трещиноватости.

После определения диаметра заряда (см. табл. 7.14) по коэффициенту крепости выбирают буровой станок (табл. 7.15).

7.5.3. Расчетный удельный расход ВВ

Для каждой породы по категории трещиноватости и коэффициенту крепости f устанавливают расчетный расход ВВ (кг/м³) при диаметре зарядов 200-250 мм:

$$q_p = q_{ст} f k_d \gamma / 2,6,$$

где $q_{ст}$ — эталонный расход граммонита 79/21 при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м³ (табл. 7.16); f — коэффициент крепости пород; k_d — поправочный коэффициент ВВ; γ — плотность пород.

Поправочный коэффициент на кондиционный (допустимый) размер кусков принимается по следующим данным:

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Для высоты уступа 12-15 м, типа ВВ — граммонит 79/21, диагональной схемы КЗВ, размера кондиционного куска 500 мм и диаметра скважин 243 мм расчетный удельный расход ВВ (табл. 7.17)

$$q_p = 0,13 \gamma \sqrt[4]{f} (0,6 + 0,8d_0),$$

где d_0 — средний размер отдельности в массиве, м.

Таблица 7.15.

Показатели бурения различными станками в породах разной крепости

Станок	Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протоdjeяконова					
	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16
2СБШ-200 (2СШБ-200Н)	9,7/78,9	8,02/75,2	8,00/64,9	5,09/41,7	—	3,38/26,0
СБШ-250 МНА	9,2/73,6	8,60/71,7	6,21/52,8	5,40/45,0	4,80/39	4,20/33,0
СБШ-320	—	—	14,22/92	12,4/79,8	8,1/54,8	5,40/49,2
СБР-160	11,1/96,1	—	—	—	—	—

Примечание. Над чертой скорость бурения (м/с); под чертой – производительность станка (м/смену)

Таблица 7.16.

Эталонный расход (кг/м³) граммонита 79/21 для пород разных крепости и трещиноватости

Категория массивов горных пород по степе- ни трещиноватости	Крепость пород <i>f</i>		
	2-5	6-10	11-20
I	0,3	0,35	0,45
II	0,4	0,5	0,6
III	0,65	0,75	0,9
IV	0,85	1,0	1,2
V	1,0	1,2	1,4

Таблица 7.17.

Удельный расход ВВ

Блочность массива (категории трещинова- тости)	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Энергия ВВ	Схема КЗВ
Мелкоблочный (I-II)	Средний (0,6)	Пониженная	Порядная
Среднеблочный (III)	Средний и повышенный (0,6-1,0)	Средняя	Врубовая и диагональ- ная с увеличенным $m =$ a/W
Крупноблочный (IV-V)	Высокий (>1,0)	Средняя и повышенная	То же

Таблица 7.18.

Изменение среднего объема негабарита в зависимости от процента его выхода

Размер кондицион- ного куса, мм	Средний объем негабаритного куска (м ³) при выходе негабарита, %			
	5	10	15	20
500	0,1—0,12	0,15—0,2	0,2—0,3	0,3—0,4
1000	0,7—1,0	1,0—1,5	1,5	2

Таблица 7.19.

Зависимость выхода горной массы с 1 м скважин при скважинах разного диаметра в породах различной трещиноватости

Номинальный диаметр скважины, м	Выход горной массы (м ³) с 1 м скважины в зависимости от категории массивов горных пород по степени трещиноватости				
	I	II	III	IV	V
105	20	15	10	7	6
190	60	50	35	25	20
214	70	55	40	30	25
243	85	70	55	40	35
269	100	85	65	50	40
320	120	100	85	70	55

Переход к удельному расходу ВВ (кг/м³) при другом диаметре $d_{зар}$ осуществляется по формуле

$$q_p = 0,13 \gamma \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_{зар} d_{зар}).$$

С учетом типа ВВ, отличающегося от граммонита 79/21, и поправки на размер кондиционного куска формула приобретает вид

$$q_p = 0,13 \gamma \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_{зар} d_{зар}) \times \left(\frac{0,5}{d_k} \right) 2,5 k_{вв};$$

$k_{вв} = Q_{ст}/Q_{вв}$, где $Q_{ст}$ — масса заряда граммонита 79/21; $Q_{вв}$ — масса заряда, используемого ВВ.

Расчет по данной формуле обеспечивает при равномерном размещении ВВ в массиве выход негабарита до 3 %.

В случае большого выхода негабарита V_n (%) скорректированный удельный расход ВВ

$$q = q_p \frac{V_{нм} - V_n}{V_{нм}},$$

где $V_{нм}$ — содержание негабарита в массиве до взрыва, %.

Средний объем негабаритных кусков (м³) принимают по табл. 7.18, а годовой объем вторичного дробления

$$V_{вт} = P_{г} V_n / 100,$$

где $P_{г}$ — производственная мощность карьера, м³/год; V_n — средневзвешенный по категориям пород выход негабарита, %.

При использовании другого ВВ, отличающегося от граммонита 79/21 по мощности, значения q , указанные в таблицах, следует умножить на поправочный коэффициент $k_{вв}$ приведенный в табл. 7.3.

Как правило, принимают один тип буровых станков, однако для глубоких рудных карьеров при значительном градиенте трещиноватости пород и узких рабочих площадках уступов на верхних горизонтах могут быть применены скважины увеличенного диаметра, а на нижних уменьшенного. При этом следует исходить из реальных сроков отработки горизонтов и срока службы станков. При равной крепости пород и примерно равном их относительном объеме в контуре карьера применяют вращательный, шарошечный, огневой и другие способы бурения. Однако во всех случаях более двух способов бурения на карьере применять нецелесообразно.

Ориентировочные значения выхода горной массы с 1 м скважины для различных по трещиноватости массивов приведены в табл. 7.19.

7.5.4. Расчет параметров скважинных зарядов

Расположение скважин на уступах характеризуется следующими величинами (рис. 7.3.):

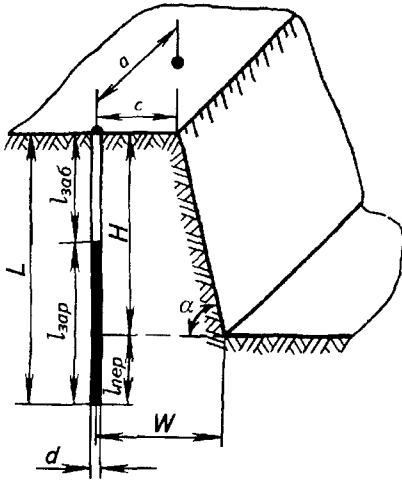


Рис. 7.3. Схема расположения скважинного заряда на уступе

- d — диаметр скважины, мм;
 H — высота уступа, м;
 W — сопротивление по подошве (СПП), м;
 a — расстояние между скважинами в ряду, м;
 c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м;
 $l_{зар}$ и $l_{пер}$ — длина соответственно заряда и перура, м;
 $l_{зab}$ — длина забойки, м;
 L — длина (глубина) скважины, м;
 α — угол откоса уступа, градус.

Определение сопротивления предельного по подошве W (СПП) для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы.

Предельное значение $W_{од}$ для одиночной скважины определяется по формуле С. А. Давыдова:

$$W_{од} = 53k_{\tau}d \sqrt{\frac{\rho_{вв}}{\gamma_{п}k_{вв}}},$$

где k_{τ} — коэффициент трещиноватости, для монолитных пород $k_{\tau} = 1$, для трещиноватых $k_{\tau} = 1,1$; для сильнотрещиноватых $k_{\tau} = 1,2$; d — диаметр скважины, м; $\rho_{вв}$ — плотность заряда ВВ, кг/дм³; $\gamma_{п}$ — плотность пород, т/м³; $k_{вв}$ — коэффици-

ент работоспособности ВВ (по отношению к граммониту 79/21).

Трест Союзвзрывпром предельное сопротивление по подошве одиночной скважины рекомендует определять по формуле

$$W_{ог} = \sqrt{\frac{p}{q_p}},$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м; q_p — проектный (расчетный) расход ВВ, кг/м³.

С учетом взаимодействия зарядов

$$W = W_{од}(0,6 - 0,5m),$$

где m — относительное расстояние между скважинами. Формулы определения $W_{ог}$ справедливы при $m \leq 1,2$.

Кроме того, СПП проверяется из условия безопасного ведения работ по формуле

$$W_б \geq H_{стг}\alpha + c,$$

где α — угол откоса уступа, градус; H — высота уступа, м; c — минимально допустимое расстояние (3,0 м) от оси скважин до верхней бровки уступа, м.

Диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа,

$$d = \frac{(H_{стг}\alpha + c) \sqrt{p}}{30(3-m)}.$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, то целесообразно применять парносближенные или наклонные скважины.

Парносближенные скважины. Парное расположение скважин применяется при больших значениях СПП, когда одиночные скважины даже при $m = 0,6$ не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, вследствие чего в нижней части образуются пороги, а за линией скважин интенсивные заколы. Парносближенные скважины располагают одна от другой на расстоянии четырех-шести диаметров. Они обеспечивают нормальную проработку подошвы при W на 30-40 % большем, чем при одиночных скважинах.

Для парносближенных зарядов СПП определяются как для одиночной скважины эквивалентной вместимости ($2p$) по формуле

$$W_n = \sqrt{\frac{2p}{q_p}}$$

Наклонные скважины бурят параллельно откосу уступа при его большой высоте преимущественно в трудновзрываемых породах и при малом их диаметре. В настоящее время взрывание наклонными скважинами все шире применяют на карьерах, так как этот метод обеспечивает лучшее дробление массива, хорошую проработку подошвы уступа, резко уменьшает заколы за линию скважин.

Угол к вертикали, под которым необходимо бурить скважину,

$$\beta = \arctg \frac{c + H \operatorname{ctg} \alpha - \sqrt{\frac{P}{q_p}}}{H}$$

Глубина перебура принимается равной 10 диаметрам зарядов для слабых пород и 15 диаметрам зарядов для крепких, трудновзрываемых.

Трестом Союзвзрывпром рекомендовано определять глубину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле

$$l_{\text{пер}} = 0,5qW.$$

Длина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала горной массы и использование энергии взрыва на разрушение массива.

Длина забойки принимается равной 15-20 диаметрам скважин или $(0,5-0,75) W$.

Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительном расстоянии $m = 0,6$ предельная СПП увеличивается примерно на 20 % по сравнению со взрывом одиночной скважины. При КЗВ с большим интервалом или при $m > 1,2$ взаимодействия зарядов и соответственно увеличения СПП не происходит.

На практике принимают при вертикальных скважинах $m = 0,8 \div 1,1$, при наклонных $m = 0,9 \div 1,3$.

При диагональных схемах КЗВ фактическое значение m увеличивается до 2-3 и более.

7.5.5. Короткозамедленное взрывание зарядов

При КЗВ с помощью ДШ и пиротехнических замедлителей КЗДШ применяют разнообразные схемы соединения зарядов, которые должны обеспечивать:

надежность передачи детонации по всей сети;

высокую интенсивность дробления; формирование развала горной массы желаемых геометрических параметров; минимальные разрушения вглубь массива;

получение минимального сейсмического эффекта воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты.

Для повышения надежности схем применяют резервные магистрали, периферийные линии и кольцевые схемы ДШ, дублирование боевиков в скважинах. Эти способы увеличивают расход ДШ на взрыв и иногда малоэффективны.

Интервал замедления между взрывами зависит от физико-механических свойств горных пород и определяется экспериментально в пределах 20-50 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшают. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного заряда другим рекомендуется принимать не менее 28-30 их диаметров.

При многорядном расположении скважин используют разнообразные схемы (табл. 7.20), сущность которых заключается в создании взрывом первых зарядов дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу зарядов последующих взрывов, или в создании взрывом первой серии зарядов по контуру взрываемого участка массива раздробленного экрана (щели), который снижает разрушение горной породы за пределами околугорного участка и уменьшает сейсмическое действие взрыва, а также схлопывает трещины в массиве, обеспечивая тем са-

Таблица 7.20.

Рекомендуемые предпочтительные области применения различных схем короткозамедленного взрывания на карьерах

Группы и варианты схем	Условия применения	№ схемы (рис. 7.4)
Продольные порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы	I
	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала	II
	Траншейный забой, легковзрываемые породы	III
Поперечные порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге	IV
	Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости	V
	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала	VI
Диагональные порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	VII
	То же	VIII
Треугольные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	IX
	Те же породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа	X
Трапециевидные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	XI
	То же, но траншейный забой	XII
	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов Трудновзрываемые горные породы	XIII

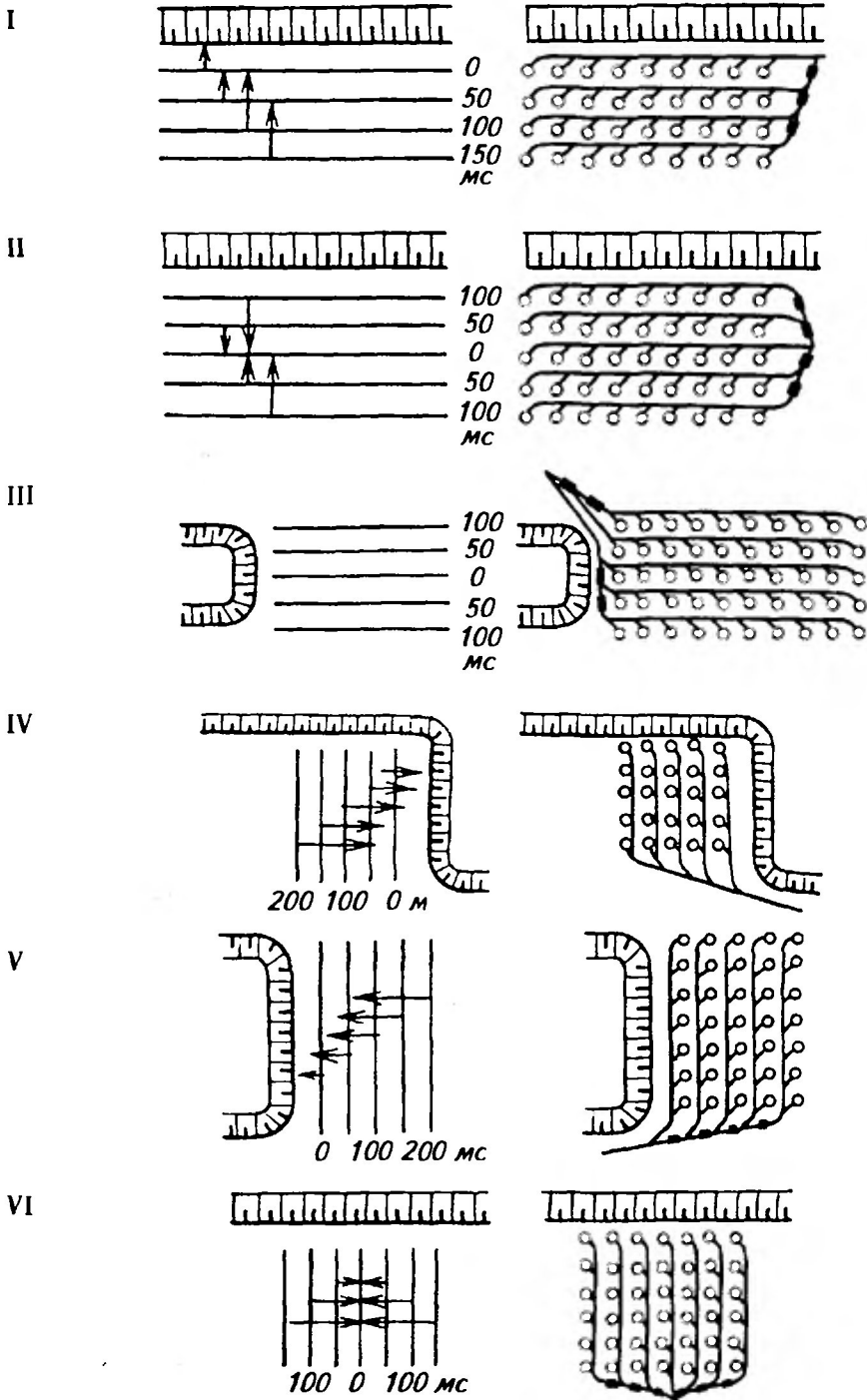
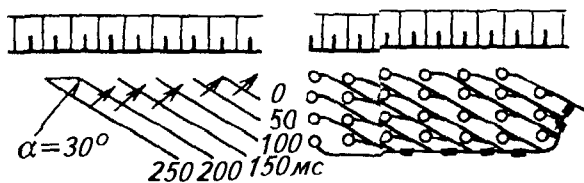
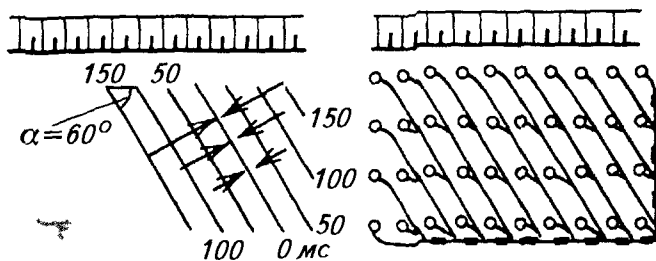


Рис. 7.4. Схемы короткозамедленного взрывания

VII

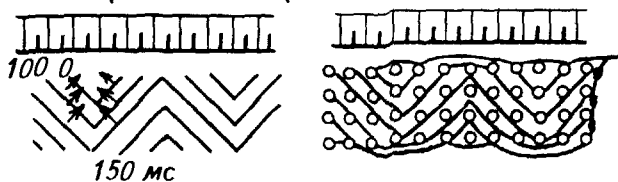


VIII

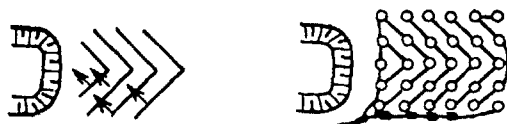


IX

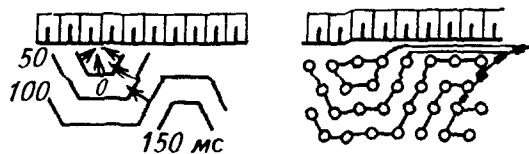
*Схемы с ломаной и кривой линиями
одновременно взрывааемых зарядов*



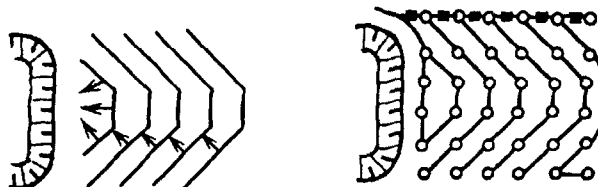
X



XI



XII



XIII

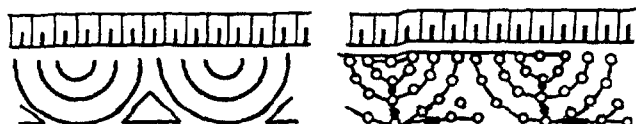


Рис. 7.4. (продолжение)

мым лучшее распространение энергии и дробление при взрыве.

При проходке траншей эффективное дробление обеспечивают врубовые схемы — взрывом одного из рядов, как правило, среднего, образуется вруб, на который и производят взрывание остальных рядов. Скважины врубового ряда бурят по сближенной сетке $a = (0,6 \div 0,7)W$ и перебур увеличивают на 1 м. В породах невысокой крепости скважины врубового ряда можно не сближать.

7.5.6. Рациональная конструкция заряда с воздушными, водовоздушными, водными промежутками и активной забойкой

Под зарядом рациональной конструкции понимается удлиненный скважинный заряд, рассредоточенный по его длине на две или более частей воздушными, водовоздушными и водяными промежутками при одновременном иницировании его частей.

Активная забойка состоит из инертного материала, в середине которого расположены один или несколько небольших зарядов ВВ общей массой около 3 % массы скважинного заряда. Активная забойка предназначена для повышения степени герметизации скважины, способствует увеличению продолжительности воздействия продуктов детонации на разрушаемую среду.

Расчет зарядов с воздушными промежутками и активной забойкой. Масса заряда ВВ в скважине определяется по общепринятым методикам.

В тех случаях, когда размещение заряда при оптимальных соотношениях воздушных промежутков и частей заряда приводит к уменьшению длины забойки (незаряженной части скважины), а последняя регламентирована требованиями техники безопасности, масса заряда $Q_{\text{ф}}$ (кг) уменьшается до значений, позволяющих иметь требуемую длину забойки:

$$Q_{\text{ф}} = Q_{\text{р}} - p \sum h_{\text{в.п.}},$$

где $Q_{\text{ф}}$ — фактическая масса заряда в скважине, кг; $Q_{\text{р}}$ — расчетная масса заряда в скважине, определенная при минимально допустимой длине забойки, кг; p — вместимость скважины, кг/м; $\sum h_{\text{в.п.}}$ — суммарная длина воздушных промежутков в скважине (за вычетом длины воздушного промежутка между зарядом и забойкой), м.

В этом случае достигается уменьшение удельного расхода взрывчатых веществ при улучшении качества дробления горных пород.

Суммарная длина воздушных промежутков $\sum h_{\text{в.п.}}$ (м) определяется по следующим формулам:

для пород $cf > 10$

$$\sum h_{\text{в.п.}} = k(0,15 \div 0,20) l_{\text{зар}};$$

для пород $cf = 8 \div 10$

$$\sum h_{\text{в.п.}} = k(0,20 \div 0,25) l_{\text{зар}};$$

для пород $cf = 6 \div 8$

$$\sum h_{\text{в.п.}} = k(0,25 \div 0,30) l_{\text{зар}};$$

для пород $cf = 2 \div 6$

$$\sum h_{\text{в.п.}} = k(0,30 \div 0,35) l_{\text{зар}},$$

где k — коэффициент, учитывающий направление скважин (для вертикальных скважин $k = 1$, для наклонных скважин, параллельных откосу уступа, $k = 1,2 \div 1,3$ для пород $cf > 8$ и $k = 1,4 \div 1,5$ для пород $cf < 8$; $l_{\text{зар}}$ — длина заряда ВВ, м.

Суммарная длина воздушных промежутков может быть вычислена также из следующих выражений:

для вертикальных скважин

$$\sum h_{\text{в.п.}} = 0,05 (9 - 0,5f) l_{\text{зар}};$$

для наклонных скважин

$$\sum h_{\text{в.п.}} = 0,00125 (340 - f - f^2) l_{\text{зар}}.$$

Количество частей заряда принимается в зависимости от горно-геологических условий и высоты уступа. Для улучшения дробления при высоте уступа 10–20 м достаточно рассредоточить заряд на две-три части.

Длина каждого промежутка $h_{вп}$ (м) определяется в зависимости от диаметра заряда $d_{зар}$ и категории пород по взрываемости:

для трудно взрываемых

$$h_{вп} \approx (8 \div 9) d_{зар};$$

для средневзрываемых

$$h_{вп} \approx (9 \div 10) d_{зар};$$

для легко взрываемых

$$h_{вп} \approx (10 \div 12) d_{зар}.$$

Длина каждого промежутка может быть определена также из выражения

$$h_{вп} = (13,5 - 0,5f) d_{зар}.$$

Число промежутков в скважине определяется делением суммарной высоты воздушных промежутков на длину одного воздушного промежутка:

$$n = \sum h_{вп} / h_{вп}.$$

Оптимальная длина промежутка и их число для конкретных условий уточняются опытным путем.

При рассредоточении скважинного заряда на две части одним промежутком масса нижней части заряда (кг)

$$Q_1 = (0,6 \div 0,7) Q_{\Phi};$$

масса верхней части заряда (кг)

$$Q_2 = (0,4 \div 0,3) Q_{\Phi}.$$

В случае рассредоточения вертикального скважинного заряда на три части и более масса нижней части может быть уменьшена до 50 % массы заряда в скважине, а в наклонных скважинах до 30-40 % массы заряда. Оставшаяся часть заряда Q_n (кг) распределяется на равные доли пропорционально принятому числу воздушных промежутков:

$$Q_n = \frac{Q_{\Phi} - Q_1}{n}.$$

7.5.7. Параметры взрывных работ на открытых работах некоторых горных предприятий

Методы управления интенсивностью дробления массива горных пород позволяют в различных условиях получать требуемые результаты взрыва по дроблению, форме развала, порядку размещения в навале взорванной горной породы. В табл. 7.21-7.23 приведены практические параметры размещения зарядов ВВ в массиве на некоторых горных предприятиях, позволившие получать оптимальные результаты взрывного разрушения.

Таблица 7.21.

Показатели одновременного взрывания зарядов в скважинах, пробуренных на высоту двух уступов на карьерах железорудных горнообогатительных комбинатов

Карьер	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову	Число скважин	Суммарная высота уступов, м	Расстояние между рядами скважин, м	Расстояние между скважинами в ряду, м	Величина перебура, м
ЦГОК	6-10	56	37*	8,2	8,5	3
	6-12	133	30	9,5	8,0	3
ИНГОК	6-12	105	24	9,0	9,0	2
	6-12	66	25	9,0	9,0	2
	6-12	161	20	9,0	9,0	2
	8-12	119	23	10,0	11,0	3

Продолжение табл. 7.21

Карьер	Масса заряда скважин, кг	Число рядов скважин	Общая масса ВВ, кг	Взорванный объем горной массы, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Выход руды с 1 м скважины, м ³
ЦГОК	1080	6	60700	144300	0,42	64,5
	908	5	303000	303000	0,40	69,1
ИнГОК	1050	5	110000	204000	0,538	74,8
	1170	3	77400	133500	0,578	75,0
	700	9	113000	261000	0,433	73,7
	1050	6	125000	301000	0,416	97,3

* Одновременный взрыв на высоту трех уступов

Таблица 7.22.

Параметры взрывных работ на некоторых предприятиях открытой добычи

Предприятие	Порода	Высота уступа H , м	Диаметр зарядов $d_{зар}$, мм	Глубина скважин $l_{скв}$, м
Разрез Ангренский ПО Средазуголь	Галечники, горельник, известняки, песчаники	8—17	110—270	10—19
Разрезы ПО Экибастузуголь	Уголь, алевролиты, аргиллиты, песчаники	От 5-6 до 20-25	От 160 до 220	От 6-7 до 22-27
Каджаранский карьер ЗМК	Диабазы, порфириды, вторичные кварциты	15	243	От 17,5 до 18
Разрез Сафроновский ПО Востсибуголь	Песчаники, алевролиты, аргиллиты	6—32	160 и 214	6—34
Сорский молибденовый комбинат	Биотит роговообманковый, диорит	15	269	17
Жирекенский комбинат	Биотит, гранит	11	243	13,5
Разрез Нерюнгринский ПО Якутуголь	Песчаники, уголь	8—15	244, 269, 320	От 10 до 18
Разрез Красногорский АО Южный Кузбасс	Песчаник крупноблочной структуры	20	220	22—23

Продолжение табл. 7.22

Предприятие	Сетка скважин $a \times b$, м	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	Количество рядов скважин	Обводненность скважин, м
Разрез Ангренский ПО Средазуголь	От 3×4 до 9×10	От 0,25 до 1,1	От 1—2 до 5—6	От 0 до 9—10
Разрезы ПО Экибастузголь	От 3×4 до 7×8	От 0,10—0,20 до 0,8—0,9	От 1-2 до 6-7	От 0 до 12-14
Каджаранский карьер ЗММК	6,5×6	0,6	3	0
Разрез Сафроновский ПО Востсибуголь	От 4×4 до 9×9	От 0,4 до 0,7	3 — 6	От 0 до 10
Сорский молибденовый комбинат	6,5×6,5	0,67	10 (средний)	0
Жирекенский комбинат	7×7	0,73	6 (средний)	4—9
Разрез Нерюнгринский ПО Якутуголь	От 7×7 до 8,5×8,5	От 0,35 до 0,89	До 10	От 0 до 6
Разрез Красногорский АО Южный Кузбасс	От 5×5,5 до 5×6	От 0,84 до 1,19	4—5	От 2 до 5, в отдельных случаях до 10

Таблица 7.23.

Сравнительные показатели отбойки вертикальными и наклонными скважинными зарядами на Гайском ГОКе

Показатели	Карьер № 1	Карьер № 2	Рудник
Число взрывов	87/69	55/38	142/107
Протяженность взорванных скважин, м	83093/67720	27500/22394	110591/90115
Объем взорванной горной массы, тыс м ³	2830,4/2115,7	1027,6/784,3	3858,0/290,0
Выход горной массы на 1 м скважины, м ³	32/29	38/35	35/32
Производительность экскаваторов, м ³ /смену	760/690	910/750	820/710
Примечание. Над чертой — наклонные, под чертой — вертикальные скважинные заряды			

7.6. Метод шпуровых и камерных зарядов

7.6.1. Метод шпуровых зарядов

Шпуровой метод применяют при небольших объемах работ, отдельной (селективной) выемке и малой мощности месторождения полезного ископаемого, добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, разработке особо ценных полезных ископаемых в тех случаях, когда требуется сохранить структуру ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты. Вертикальные, наклонные или горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром 32-70 мм и глубиной до 3-5 м на карьерах бурят ручными или установленными на легких каретках бурильными молотками.

Для лучшего отрыва породы шпуры бурят с перебором, составляющим 10-15 % высоты уступа. Если в подошве уступа залегают более слабые породы, то шпуры бурят на глубину, равную высоте уступа. При наличии в подошве уступа глинистых или слабых прослоек шпуры недобуривают до этого слоя на 15-20 см.

W	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3
k_w	1,0	1,15	1,37	1,8	2,4	3,5	5,4	8,8

7.6.2. Метод камерных зарядов

Камерные заряды применяют весьма редко при высоте уступа не менее 15 м, при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа.

Для камерных зарядов расчетную ЛНС принимают равной (0,75-0,95) высоты уступа; расстояние между зарядами (0,8-1,4) W .

Массу камерного заряда, предназначенного для рыхления массива, обычно определяют по формуле для сосредоточенных зарядов:

Расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрывааемых с замедлениями.

При огневом инициировании расстояние между шпурами в ряду

$$a = (1,2+1,5)W;$$

при электрическом инициировании и с помощью ДШ

$$a = (0,8+1,3)W.$$

Масса шпурового заряда

$$Q = qaHW,$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; H — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м; W — сопротивление по подошве, м.

Для интенсивного дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа значения W не должны превышать: 20-25 диаметров заряда для крепких пород и 25-35 диаметров заряда для средних пород.

При взрывании шпуров с величиной СПП меньше 1 м фактический удельный расход ВВ увеличивается. Поэтому в расчетную формулу определения заряда вводят поправочный коэффициент k_w , значения которого приведены ниже:

$$Q = qk_{вз}W,$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; W — расчетная ЛНС, м; $k_{вз}$ — коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов, вводится в расчет при коэффициенте сближения меньше 1,25 и вычисляется по формуле:

$$k_{вз} = 0,5 \left(1 + \frac{m_{\phi}}{m_p} \right),$$

где m_{ϕ} и m_p соответственно фактический и расчетный коэффициенты сближения зарядов.

Масса зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого

ряда увеличивается на 15-20 % по сравнению с расчетными. Камеру располагают на уровне нижней отметки взрываваемой выемки.

Ширина развала горной массы после взрыва обычно находится в пределах (1,6-2,0) Н, а высота в пределах (0,7-0,8) Н.

Взрывы камерных зарядов на выброс и сброс рассчитывают по формуле М. М. Борескова ($Q = f(n)qW^3$).

При $W > 25$ в формулу М. М. Борескова вводится поправочный коэффициент $\sqrt{W/25}$, предложенный Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром.

Размеры выемки в свету поверху B_v и понизу B_n при взрывах на выброс определяются по формулам:

$$B_v = 2nW + b(m-1);$$

$$B_n = b(m-1),$$

где m — число рядов зарядов; b — расстояние между зарядами в ряду,

$$b = 0,5W(n + 1).$$

Расчетный удельный расход ВВ принимается по табл. 7.2.

Взрыв на выброс обычно производится с дву- или односторонним размещением выброшенной породы.

7.6.3. Контурное взрывание

Контурное взрывание скважин применяется для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров скальных пород при их выходе на проектный контур и весьма широко в гидротехническом строительстве, где допускаются минимальные нарушения стенок каналов и мест врезки в берега собственно плотин. Контурное взрывание выполняют двумя основными методами:

1. Предварительным щелеобразованием, когда по проектному контуру борта карьера или выемки заранее бурят и взрывают ряд сближенных скважин, иногда уменьшенного диаметра (60-100 мм);

2. Завершающим контурным взрыванием, когда разрушаемый объем дорабатывается до проектного контура. Скважи-

ны контурного ряда заряжаются гирляндами рассредоточенных зарядов.

Расчеты показывают, что расстояние между зарядами должно быть $a = (4,5+9)d$ (d — диаметр скважины). На практике расстояние между оконтуривающими скважинами при их диаметре 100 мм и диаметре заряда 32 мм принимают 50-90 см или 16-28 диаметров заряда.

Для расчета расстояния между скважинами рекомендуется формула Гидроспецстроя:

$$Q = 22 dk_3k_y,$$

где d — диаметр скважины, мм; k_3 — коэффициент зажима, при полном зажиме (оконтуривание котлована) $k_3 = 0,25$, при оконтуривании на уступе при числе рядов скважин больше трех $k_3 = 1,0$, при числе рядов скважин до трех $k_3 = 1,1$; k_y — коэффициент геологических условий, при отсутствии ярко выраженной трещиноватости $k_y = 1,0$, при угле между плоскостью господствующей системы трещин и линией оконтуривания 90° $k_y = 0,9$, при угле $20-70^\circ$ $k_y = 0,85$, при совпадении плоскостей трещин с линией оконтуривания $k_y = 1,15$.

Заряд в 1 м скважины принимают равным (кг/м):

Для крепких пород 0,4-0,6
Для средних пород 0,2-0,3

Длину забойки принимают 2-4 м, глубину контурных скважин обычно одинаковой или на 1 м глубже скважин рыхления.

Расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления принимают равным 10-20 диаметрам зарядов рыхления.

Рекомендуемые параметры расположения зарядов при контурном взрывании приведены в табл. 7.24.

Основные результаты, достигнутые на карьерах по добыче цветных металлов по заоткоске уступов скважинами диаметром 105 мм, приведены в табл. 7.25.

При методе завершающего контурного взрывания коэффициент сближения сква-

Таблица 7.24.

Параметры расположения зарядов для метода предварительного щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ аммонит 6ЖВ) (по данным Гидроспецпроекта)

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
		см	в диаметрах заряда
Известняк IV и VII категорий, горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20-50 см в наибольшем ребре	Параллельное	90	28
То же	Под углом 30-70°	70	22
Известняк VII категории, пласты, перемежаемые, сильнотрещиноватые	Параллельное	80	25
То же	Под углом 30-70°	70	22
Песчаник тонкозернистый VI категории, крупноблочный	Вертикальной трещиноватости нет	60-70	19-22
Гранит мелкозернистый X категории, трещиноватый	Господствующая система трещиноватости отсутствует	60	19
Диабаз X категории, трещиноватый, крупноблочный	Параллельное	70	22
То же	Под углом 30-70°	50	16

Таблица 7.25.

Результаты внедрения предварительного щелеобразования на карьерах по добыче цветных металлов

Карьер	Порода			Параметры БВР при заоткоске			Увеличение угла откоса уступа, градус
	Размер блоков, м	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Акустическая жесткость, $A \cdot 10^6$ кг/(м ² с)	Расстояние между скважинами, м		Заряд, кг/м	
				щели	вспомогательного ряда		
Учалинский	0,4—1,4	8—12	5—13	0,9—1,8	2—3	0,2—1,5	5—10
Гайский	0,4—1,4	6—14	5—15	0,3—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Сибайский	0,4—1,4	8—16	5—16	0,9—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Коунрадский	0,4—2,5	6—12	5—13	1,3—1,5	3—4	1,8—2,0	5—10
Сорский	0,1—1,5	9—16	5—12	2,0—3,0	—	1,5—2,0	7—10
Карагайлинский	0,4—2,0	2—20	5—16	1,5—3,5	—	0,2—2,0	7—10

Таблица 7.26.
 Параметры БВР при завершающем контурном взрывании

С забойкой				Без забойки			
d , мм	a , м	W , м	ρ , кг/м	d , мм	a , м	W , м	ρ , кг/м
51—64	0,91	1,22	0,12—0,37	30	0,5	0,7	0,7
76—69	1,22	1,52	0,19—0,74	37	0,6	0,9	0,12
102—104	1,52	1,83	0,37—1,12	44	0,6	0,9	0,17
127—140	1,83	2,13	1,13—1,49	62	1,0	1,3	0,35
152—165	2,13	2,74	1,49—2,23	75	1,2	1,6	0,5
				87	1,4	1,9	0,7
				100	1,6	2,1	0,9
				125	2,0	2,7	1,4
				150	2,4	3,2	2,0
				200	3,0	4,0	3,0

жин или шпуров контурного ряда должен быть не больше 0,75. При взрывании на карьерах этот метод применяется в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе БВР $q \leq 0,5$ кг/м³.

Рекомендуемые параметры расположения скважин приведены в табл. 7.26.

Окончательные параметры контурных зарядов уточняются на основе опытных взрывов и последующими наблюдениями за состоянием отколов уступов.

7.7. Сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов взрывчатых веществ

7.7.1. Сейсмическое действие взрыва

Деформации и разрушение сооружений, расположенных на одинаковых по своим свойствам грунтах, происходят в случае, когда скорость v колебаний превышает некоторое критическое значение $v_{кр}$.

Допустимая скорость колебаний грунта выбирается из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах

повреждений или накопления открытых деформаций (табл. 7.27).

При проведении многократных взрывов вблизи одних и тех же охраняемых объектов безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Основные методы снижения сейсмического действия взрыва — применение замедленного и короткозамедленного взрывания (КЗВ). При замедленном взрывании (если время замедления свыше 1 с) сейсмическое действие взрывов рассчитывается независимо для каждой группы зарядов. При КЗВ с замедлениями 20 мс и больше суммарная масса заряда не ограничивается, если масса заряда в группе не превышает 2/3 массы заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании.

Для расчета радиуса $R_{со}$ сейсмоопасной зоны при КЗВ отдельных зарядов с интервалом замедления между группами не менее 20 мс рекомендуется использовать формулы треста Союзвзрывпром:

в случае однократного взрыва

$$R_{со} = 10 \sqrt[3]{Q/N};$$

в случае многократных взрывов

Таблица 7.27.

Предельно допустимые скорости колебаний грунта в основании некоторых сооружений при много- и однократных воздействиях

Сооружение	Допустимая скорость колебаний, см/с, при взрывах	
	многократных	однократных
Крупнопанельные жилые здания; ветхие каменные здания; исторические и архитектурные памятники	11,5	3
Жилые и общественные здания всех типов, кроме крупнопанельных; административно-бытовые и промышленные здания, имеющие деформации; котельные	3	6
Административно-бытовые и промышленные здания промплощадки; высокие трубы; железнодорожные тоннели, транспортные эстакады	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; гидротехнические тоннели, шахтные копры башенного типа с металлическим карнизом и навесными панелями	12	24
Легкие деревянные здания	5	10
Лечебные и детские учреждения (сады, ясли и др.)	1	—
Здания, стоящие на оползнях или просадочных грунтах	1	—

$$R_{\text{см}} = 29 \sqrt[3]{QN},$$

где N — число групп, на которые замедлениями разделен суммарный заряд Q при условии $N \geq 2$.

7.7.2. Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения

Ударная воздушная волна (УВВ) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося со сверхзвуковой скоростью. Расширяющиеся продукты взрыва сжимают окружающий воздух, причем в каждый момент времени сжатым оказывается лишь воздух, находящийся в определенном объеме. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущенного, представляет собой фронт ударной волны.

Ударная воздушная волна движется за счет первоначально полученной кинетической энергии. Чем больше давление на фронте волны, тем больше ее скорость. При своем движении УВВ теряет первоначально полученную энергию за счет необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется, а также за счет увеличения объема воздуха, вовлекаемого волной в движение по мере ее распространения. Поэтому с удалением УВВ от места ее возникновения давление на фронте волны падает. На расстоянии около $100 R_0$ от центра взрыва скорость фронта волны приближается к скорости звука.

При прогнозировании избыточного давления на фронте слабых УВВ на земной поверхности (табл. 7.28) можно пользоваться формулами треста Союзвзрывпром:

для наружных зарядов

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_m \left(\sqrt{\frac{Q}{r}} \right)^{1,5} 10^5;$$

Таблица 7.28.

Периоды собственных колебаний и разрушающего избыточного давления для некоторых конструкций и сооружений

Конструкция	Период собственных колебаний T_0 , с	Разрушающее избыточное давление, МПа 10^1
Железобетонная стенка толщиной 0,25 м	0,015	280—350
Кирпичная стенка толщиной 0,24—0,37 м	0,01—0,015	25—56
Перекрытия по деревянным балкам	0,3	10—16
Обшивка деревянных панелей сборных домов	—	7—14
Легкие перегородки	0,07	5
Застекление	0,02—0,04	2—5
Оборудование массой до 1 т (вентиляторы, лебедки)	—	40—60
Вагонетки, расположенные к центру взрыва		
торцовой стороной	—	140—170
боковой стороной	—	45—75
Проходческие машины	—	140—250
Воздухопроводы	—	15—35
Электросеть	—	35—42

для скважинных зарядов рыхления

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_m k_3 \sqrt{n} \left(23 \frac{d}{r}\right)^{1,5} 10^5,$$

где k_m — коэффициент, учитывающий влияние метеусловий на интенсивность УВВ; k_3 — коэффициент, учитывающий влияние забойки скважин на интенсивность УВВ, при полном заполнении скважины ВВ до устья $k_3 = 1$, при длине забойки до $20d$ $k_3 = 0,4$; d — диаметр скважины, м; n — число одновременно взрываваемых скважинных зарядов.

Радиус зоны разрушения в зависимости от массы заряда

$$r_p = kQ^n,$$

где k — опытный коэффициент, учитывающий свойства разрушаемых объектов, энергетические характеристики ВВ; n —

показатель степени, зависящий от характера передачи энергии взрыва через среду.

Расстояние, на котором снижается интенсивность воздушной волны взрыва на земной поверхности, рассчитывается по формулам:

$$r_b = k_b \sqrt{Q};$$

$$r_b = k'_b \sqrt[3]{Q},$$

где k_b и k'_b — коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от характера повреждения (табл. 7.29).

Радиус зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека,

$$r_ч = 15 \sqrt[3]{Q}.$$

Таблица 7.29.

Коэффициенты k_B и k'_B для расчета расстояний, безопасных по действию УВВ при взрыве

Степень повреждения	Возможные повреждения	Открытый заряд			Заряд, углубленный на свою высоту			n=3
		Q _т	k _B	k' _B	Q _т	k _B	k' _B	
1	Отсутствие повреждений	<10 >10	50—150 —	— 400	<20 >20	20—50 —	— 200	3—10 —
2	Случайные повреждения застекления	<10 >10	10—30 —	— 60—100	<20 >20	5—12 —	— 50	— 1—2
3	Полное разрушение застекления Частичные повреждения рам, дверей, нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	<10 >10	5—8 —	— 30—50	— —	— 2—4	— —	— 0,5—1
4	Разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, барраков, сараев и т п	—	2—4	—	—	1—2	—	Разрушение в пределах воронки
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	—	1,5—2	—	—	0,5—1	—	—

Примечание Взрыв в воде на глубине, меньшей 1,5 высот заряда, следует рассматривать как взрыв открытого заряда

Для расчета радиуса опасной зоны при взрывах скважинных зарядов рыхления (первая степень безопасности) можно воспользоваться формулой треста Союзвзрывпром:

$$r_B = k_{заб} k_M d \sqrt[3]{n},$$

где k_M — коэффициент метеусловий, для зимы $k_M = 3$, для остальных сезонов $k_M = 2$; d — диаметр скважины, м; n — число мгновенно взрывааемых скважин; $k_{заб}$ — коэффициент забойки, его значение приведено ниже.

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда)	0	5	10	15
$k_{заб}$	3000	2000	600	400

При взрывах на земной поверхности наружных зарядов вблизи охраняемых сооружений безопасное расстояние $r_B = q_0 \sqrt[3]{Q^2}$.

Границы опасной зоны для людей на открытой местности устанавливаются проектом с учетом местных условий, но олжны быть не менее следующих расстояний (м), регламентированных Едиными правилами безопасности:

Метод наружных зарядов	300
Метод шпуровых зарядов	200

Метод скважинных зарядов	200
Метод котловых скважинных зарядов	300
Метод камерных зарядов	300
Метод рукавов	200
Простреливание шпуров	50
Простреливание скважин	100

7.7.3. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения

Низкая эффективность взрыва может быть получена из-за неправильного выбо-

Таблица 7.30.

Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

Результат взрыва	Причина	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный расход ВВ	Увеличить расход ВВ
	Низкое расположение заряда в скважине (недостаточный заряд в каждой скважине)	Расширить сетку скважин, увеличить заряд в скважине, рассредоточить заряды
	Недостаточная мощность применяемого ВВ	Заменить ВВ на более мощное
	Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильный интервал замедления	Изменить последовательность взрывания зарядов и интервал замедления
	Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудно взрываемых породах)	Уменьшить диаметр скважин
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважины	Завышенный расчетный удельный расход ВВ	Уменьшить расход ВВ, увеличить длину забойки
	Недостаточный интервал замедления	Увеличить интервал замедления
	Неправильная последовательность замедления	Изменить последовательность взрыва зарядов
Образование порогов в подошве уступа	Недостаточный перебур скважин	Увеличить перебур скважин
	Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин	Применить ВВ повышенной мощности
	Применение в обводненных скважинах неводоустойчивых ВВ	Применить водоустойчивое ВВ
	Завышена величина СПП	Приблизить скважины к верхней бровке уступа, применить скважины большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины
Образование козырьков	Чрезмерная величина забойки в скважине	Увеличить заряд в скважине, применить рассредоточенные заряды
Повышенный развал горной массы	Повышенный расчетный удельный расход ВВ	Уменьшить удельный расход ВВ
	Значение СПП недостаточно для данного диаметра скважин	Увеличить СПП

ра расчетного расхода ВВ, параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и схемы коммутации взрыва отдельных зарядов (табл. 7.30). При этом происходят повышенный выход негабарита, усиленный выброс породы на верхнюю бровку, образование порогов в подошве уступа и козырьков на верхней его бровке, а также заколов массива за линию скважин, увеличенного развала взорванной породы.

Указанные факторы существенно снижают эффективность всех последующих процессов добычи (погрузки, транспорти-

рования, первой стадии механического дробления).

7.8. Механизация взрывных работ на земной поверхности

7.8.1. Общие сведения

Комплексная механизация взрывных работ представляет собой систему рационально подобранных и взаимосвязанных машин, устройств и приспособлений, обеспечивающих выполнение всех опера-

ций, обусловленных технологическим процессом производства взрывных работ:

погрузочно-разгрузочных, складских и транспортных на складах ВВ;

на пунктах подготовки и загрузки ВВ в зарядные машины;

по заряданию и забойке скважин.

7.8.2. Машины и механизмы для погрузочно-разгрузочных работ

Для механизации погрузочно-разгрузочных, складских и транспортных работ в зависимости от вида поставки ВВ применяются электропогрузчики, дизельные и

автопогрузчики (табл. 7.31), мостовые электрические краны.

Для эффективного использования погрузчиков максимальное расстояние транспортирования не должно превышать 500 м.

В табл. 7.32 приведены примерные варианты погрузочно-доставочных комплексов, рекомендуемых КазПТИ, для различных условий их эксплуатации.

7.8.3. Оборудование для растаривания ВВ

Растаривание ВВ производится либо на стационарных механизированных растарива-

Таблица 7.31.

Техническая характеристика погрузчиков

Показатели	Электропогрузчики			Автопогрузчики	
	4004	ЭПВ612	ЭПВ614	4022	4013
Грузоподъемность, т	0,75	1,25	1,5	2,0	3,2
Высота подъема вил, мм	1600	2750	1500	2800	2800
Скорость передвижения, км/ч	8,5	7	7	10	8
Наименьший радиус поворота по наружному габариту, мм	1550	2100	2100	2200	3700
Габариты, мм					
длина с вилами	2400	2010	2010	3350	4850
ширина	910	1030	1030	1450	2350
высота	1445	2100	1480	2100	2600
Общая масса погрузчика, т	1,74	2,85	2,8	5,2	7,9

Таблица 7.32.

Погрузочно-доставочные комплексы

Индекс	Рекомендуемый комплекс	Число механизмов	Область применения	
			расстояние перевозки, м	расход ВВ на взрыв, т
К1	ЭПВ-1-612	2	50-150	70-100
К2	ЭПВ-1-612,	3	250-500	160-200
	АП 2 4022	1		
К3	ЭПВ-1-612,	4	50-250	200-340
	АП-2-4022	1		
К4	ЭПВ-1-612,	2	50-500	50-60
	автомобиль (Ст)	1		

Таблица 7.33.
Технико-экономические показатели растаривающих установок 1МРП и МПР-30 (по НИИОГРу)

Показатели	Растаривающая установка	
	1МРП	МПР-30
Максимальная производительность (расчетная):		
часовая, т/ч	25	30
сменная, т/смену	120	150
Число рабочих, обслуживающих машину, чел	1	2

ющих пунктах (МРП), либо с помощью передвижных установок МПР-30 (табл. 7.33).

Стационарные механизированные растаривающие пункты (МРП) включают операции по расформированию пакетов, растариванию ВВ из мешков или контейнеров, при необходимости по дроблению слежавшихся кусков, загрузке ВВ в зарядные машины.

Передвижные установки МПР-30 позволяют механизировать операции по растариванию ВВ, поставляемых в мешках, и загрузке растаренного ВВ в смесительно-зарядные машины. Установка МПР-30 монтируется на шасси автомобиля КраЗ-256 (в качестве шасси могут быть использованы с небольшими переделками и другие автомобили подобного типа).

Установки 1МРП рекомендуются при значительных (>2000 т) годовых объемах грузопереработки ВВ; МПР-30 наиболее эффективно применять на разрезах с расходом ВВ, равным 1500-2000 т/год.

7.8.4. Оборудование для приготовления взрывчатых веществ на месте их применения

На крупных карьерах или на участке специализированной организации, ведущей взрывные работы на группе карьеров (по типу объединения Северовостокзолото), с большим объемом потребления ВВ создаются стационарные пункты их приготовления.

В настоящее время игданит является основным типом ВВ, используемым для разработки россыпей Северо-Востока Российской Федерации. Доля его превышает 60 % общего объема потребления ВВ в этом регионе.

Схема дозирования жидкого горючего компонента (ДТ) при изготовлении игданита на агрегате ИСИ-2 следующая. На нагнетательной ветви магистрали жидкого горючего компонента от шестеренного насоса устанавливаются дроссель подачи жидкого компонента и обратный клапан. Для контроля за расходом жидкого горючего компонента в системе его подачи предусматривается установка двух дозаторов, оборудованных соответствующей запорной арматурой.

Из накопительной емкости жидкий компонент самотеком поступает через входные клапаны в дозаторы, после этого входные краны устанавливаются в закрытое положение. Подачу жидкого компонента в смесительный шнек ИСИ-2 через распылительную форсунку осуществляют установкой одного из кранов дозатора в открытое положение с последующим включением насоса. Расход жидкого горючего компонента устанавливается с помощью дросселя, при этом избыточное количество его возвращается через обратный клапан в работающий дозатор. Непрерывное дозирование обеспечивается переменной работой дозаторов посредством переключения одного на другой после опорожнения работающего.

Стационарные пункты по производству бестротилового ВВ простейшего состава

(игданит, гранулиты УП), разработанные институтом Сибгипрошахт и ИГД им. А. А. Скочинского, включают:

1. Линию подготовки гранулированной АС, состоящую из механизированного склада для бестарного хранения АС, обеспечивающего самотечную ее разгрузку из железнодорожных вагонов-хопперов в отсеки; галереи для размещения и обслуживания ленточных конвейеров для АС; здания приготовления ВВ с тремя комплектами технологического оборудования; эстакады с погрузочными бункерами ВВ;

2. Линию подготовки дисперсного компонента, состоящую из механизированного склада для дисперсного компонента; эстакады приемного бункера и транспортирующего устройства для дисперсного компонента;

3. Линию подготовки жидких горючих компонентов (нефтепродукты), состоящую из емкостей для хранения, трубопроводов для их транспортирования в здание приготовления ВВ.

Производственная мощность стационарных комплексов 10-50 тыс. т/год.

В технологическом процессе приготовления бестротилового ВВ ручной труд составляет 5 %, механизированный 95 %.

Процесс механизации приготовления и использования эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) состоит из двух самостоятельных циклов: подготовки компонентов ЭВВ; смешения компонентов и заряжания готовыми ЭВВ взрывных скважин.

Технологический процесс получения эмульсионных ВВ включает: подготовку раствора аммиачной и натриевой селитры; подготовку смеси нефтепродукта и эмульгатора; получение эмульсии; получение ЭВВ.

Установка по производству порэмита, созданная институтом Союзхимпроект (г. Казань) по технологии, разработанной НПО "Кристалл" (г. Дзержинск), включает аппарат для приготовления раствора окислителя, три емкости с погружными насосами для перекачки растворов, предварительный смеситель, аппарат эмульгирования, смеситель, аппараты для приготовления натриевой селитры, смеси

нефтепродуктов и раствора газогенератора, винтовой и центробежный насосы, циклон и бункер с дозатором.

При работе в одну смену стандартная установка обеспечивает выпуск порэмита до 10 тыс. т/год. Для карьеров (разрезов), где потребность в порэмите превышает 25-30 тыс. т/год, используется оборудование соответствующей производительности. При потребностях до 35 тыс. т/год схема комплектуется с применением малогабаритного оборудования.

Технология приготовления взрывчатых веществ на модульных установках заключается в приготовлении взрывчатых веществ из невзрывчатых компонентов на местах их применения в специальных модульных системах. Они представляют собой набор функциональных модулей, легко собираемых в технологическую линию и не требующих специальных трудоемких подготовительных работ.

Институтом горного дела им. А. А. Скочинского разработана, изготовлена и запущена в производство модульная установка УМВВ-20Г для приготовления простейших бестротилового ВВ — гранулитов УП, игданита и т.п.

Установка содержит модули — подготовки аммиачной селитры (АС) и угольного порошка (УП), смешения компонентов, гидроагрегатов, управления и модуль-накопитель АС (2 шт.).

Техническая характеристика установки УМВВ-20Г

Производительность, м ³ /ч	15-20
Установленная мощность, кВт	428
Габариты, мм	8500×8500×8500
Численность обслуживающего персонала, чел./смену	3
Масса, т	50

Технологические операции установки: растаривание и измельчение АС; измельчение УП; смешение компонентов; загрузка ВВ в транспортно-зарядную машину.

Скважины заряжаются любыми зарядными машинами, допущенными для работы с сыпучими и гранулированными взрывчатыми веществами.

СП Нитро-Сибирь при участии ИГД им. А. А. Скочинского разработали установку в модульном исполнении для производства эмульсионных ВВ-сибиритов:

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 5000 т/год ЭВВ при односменной работе;

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 10000 т/год ЭВВ при двухсменной работе;

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 25000 т/год ЭВВ при двухсменной работе;

блок-модуль смесительно-зарядной машины МЗВ-8 (СЗМ-8), устанавливаемый на шасси автомобиля КраЗ-256Б (грузоподъемность 8 т), и МЗВ-20 на шасси БелАЗ-7522 (грузоподъемность 20 т) для транспортирования эмульсии ЭВВ, ее сенсibilизации и закачки в скважину.

Основное оборудование установки размещается в контейнерах. На площадке выполняется строительство фундамента для модулей, монтируемых и подключаемых к источникам воды, пара и электроэнергии.

Модули монтируются отдельными блоками: подготовки сырья; технологический и энергетический; хранения и подготовки газогенерирующей добавки (ГГД); введения алюминиевого порошка в эмульсию.

7.8.5. Оборудование для зарядания, осушения и забойки скважин

Машины для зарядания скважин являются одним из основных средств, обеспечивающих комплексную механизацию работ по загрузке, доставке, дозировке и заряданию ВВ. Основные параметры и типоразмеры машин для зарядания скважин гранулированными, водосодержащими и эмульсионными ВВ заводского и местного изготовления приведены в табл. 7.34.

Выбор типа машины и схемы механизированного зарядания зависит от ассортимента и объема расхода ВВ на один массовый взрыв, расстояния транспортирования и технологии взрывных работ.

Для приготовления, доставки, зарядания водосодержащих ВВ на основе горячего раствора окислителя (ГЛТ, карбатола, ифзаниты) создана машина "Акватол 1У". Она обеспечивает приготовление водосодержащих ВВ непосредственно в бункере-смесителе, а также приготовление горячего раствора окислителя "острым паром", что исключает сооружение на месте работ стационарного пункта. Машина смонтирована на базе автомобиля КраЗ-256Б1.

Техническая характеристика смесительно-зарядной машины "Акватол 1У"

Грузоподъемность, т	10,0
Вместимость, м ³	
бункера-смесителя	8
смесителя-дозатора	0,6
рубашки бункера-смесителя	0,5
бака для раствора структурирующего агента	0,14
Производительность зарядания, кг/с, не менее	14
Зарядный рукав	
длина, м	10 и 30
диаметр, мм	66
Масса машины с грузом ВВ, кг	23500

Институтом Гипроникель создана аналогичной конструкции смесительно-зарядная машина "Акватол-3" на базе большегрузного автосамосвала БелАЗ.

Для работ на горных предприятиях и строительных объектах с объемом потребления до 500 т/год ВВ используются зарядные машины типов ЗШ-120, ЗШ-400 и ЗШ-1200, созданные для подземных рудников.

Основное назначение *осушающих машин* — удаление воды из взрывных скважин с любой степенью обводненности и создание тем самым условий применения неводоустойчивых гранулированных ВВ для дробления обводненных массивов.

Скважины с проточной водой, когда уровень ее быстро восстанавливается после откачки, следует заряжать только абсолютно водоустойчивыми ВВ (гранулол, алюмотол, эмульсионные ВВ). Возможно зарядание таких скважин и менее водоустойчивыми ВВ с условием гидро-

Таблица 7.34.
Техническая характеристика смесительно-зарядных машин

Показатели	МЗП-6	МЗ-3А	МЗ-3Б	МЗ-4А	МЗВ-8* (СЗМ)	МЗВ-20*
Грузоподъемность, т	6	10	10	25	8	20
Производительность, кг/мин	250—300	300	600	500	250—300	250—300
Подача ВВ в скважину	Сжатым воздухом		Шнеком		Насосом	
Численность обслуживающего персонала, чел.	2	2	2	1	2	2
Характеристика заряжаемого ВВ	Сухие		Гранулированные		Эмульсионные	
Завод-изготовитель	Карпинский машиностроительный завод					
* Опытные образцы						

изоляции их в шлангах (рукавах) из полимерных материалов.

Основные типы осушающих машин и их технические характеристики приведены в табл. 7.35.

Из указанных машин серийно изготавливается лишь осушающая машина

УОС-250. Машины МО-1 и НИИКМА изготавливаются только по индивидуальным заказам.

Для механизации забоечных работ используется три типа машин: ЗС-1М, ЗС-2М, выполняющие забойку скважин привозным забоечным материалом, и 2МЗШ

Таблица 7.35.
Техническая характеристика осушающих машин

Показатели	УОС-250	МО-1	Машина НИИКМА
База машины	ГАЗ-6602	МАЗ-509А	БелАЗ-540А
Производительность, скважин/смену	120—150	До 200	150—160
Осушаемые скважины:			
глубина, м	25	23	До 40
диаметр, мм	220—230	160—220	160—220
Способ осушения скважин	Погружной	Воздух+сульфанол	Воздух+алкисульфат натрия
Привод установки	Гидронасос	Компрессор	
Тип привода	12Г1223	ДК9М	6ВКМ
Производительность, м ³ /мин	—	10	25
Габариты установки, мм	5655×2340×2650	6940×2700×3800	7260×3480×3900
Завод-изготовитель	Карпинский машзавод	РМЗ концерна Кузбасс-разрезуголь	ЭММ Михайловского ГОКа

на базе погрузчика ТО-30, выполняющая забойку скважин буровой мелочью.

Техническая характеристика забоечных машин ЗС-1М и ЗС-2М приведена ниже

Забоечная машина	ЗС-1М	ЗС-2М
Производительность, кг/мин	1700	1700
Грузоподъемность, т	5	11
Диаметр скважин, в котором размещается забойка, мм	190	190
Число бункеров	1	2
Вместимость бункера, м ³	4	4,4
Масса машины без груза, т	8,3	12,5
Завод-изготовитель	Карпинский машзавод	

Фактическая производительность машин ЗС-1М и ЗС-2М зависит от расстояния транспортирования забоечного материала. Производительность машин типа 2МЗШ, использующих для забойки скважин буровую мелочь, оставляемую возле скважины, зависит только от сменного объема забоечных работ (табл. 7.36).

Для механизации процесса забойки скважин целесообразнее оснащать рабочий парк машинами 2МЗШ, которые исключают в технологическом процессе затраты времени на загрузку и доставку забоечного материала к месту работы.

7.9. Вторичное дробление негабарита

7.9.1. Взрывные способы вторичного дробления

Дробление негабарита взрывом шпуровых зарядов. При этом способе шпуры бурят глубиной 0,3-0,5 толщины негабарита. Бурение производится легкими бурильными молотками ПР-19, ПР-22 или легкими буровыми каретками на гусеничном или пневмошинном ходу.

Шпуры обычно заряжают во время подготовки массового взрыва и взрывают одновременно с ним. В шпур помещают заряд рассыпного или патронированного ВВ, вводят узел детонирующего шнура, вставляют зажигательные трубки или электродетонатор. Детонирующие шнуры от негабаритов подсоединяют к магистрали, которую в свою очередь соединяют с основной магистралью ДШ массового взрыва. Расчетный удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают 0,2-0,5 кг/м³. С увеличением размеров негабарита расчетный удельный расход ВВ уменьшают.

Дробление негабарита кумулятивными зарядами. Применение кумулятивных зарядов типов ЗКП и ЗКН (табл. 7.37) позволяет в 8-9 раз снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление 1 м³ негабарита. В прессованном заряде ЗКП имеются кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор ДП-1,

Таблица 7.36.

Количество скважин (среднее значение), обрабатываемых забоечными машинами за смену (по НИИОГРУ)

Забоечная машина	Расстояние транспортирования, км					
	2,5	5	7,5	10	15	20
ЗС-1М	<u>270</u>	<u>185</u>	<u>150</u>	<u>120</u>	<u>85</u>	<u>50</u>
	130	90	70	55	40	26
ЗС-2М	<u>270</u>	<u>210</u>	<u>180</u>	<u>150</u>	<u>120</u>	<u>85</u>
	140	110	85	70	55	40
2МЗШ	<u>210</u>	<u>210</u>	<u>210</u>	<u>210</u>	<u>210</u>	<u>210</u>
	310	310	310	310	310	310

Примечание. Диаметры скважин над чертой — 216 мм, под чертой — 320 мм

Таблица 7.37.

Кумулятивные накладные заряды, рекомендуемые для дробления негабарита на карьерах

Заряд	Трофилов- вая шашка	ВВ узла де- тонации	Общая масса ВВ, г	Основные размеры, мм		Стальная облицовка в кумуля- тивной вы- емке	Предель- ная толщи- на дроби- мого куска, м
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ- 180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутству- ет	0,55
ЗКН 260	“	“	260	100	40	“	0,75
ЗКН-500	“	“	500	130	50	“	1,0
ЗКН 1000	“	“	1000	150	75	“	1,2
ЗКН-2000	“	“	2000	190	90	“	1,6
ЗКН-4000	“	“	4000	230	115	“	2,0
ЗКН-25	Прессован- ная	“	48	48	24	Имеется	0,13
ЗКН-50	“	“	76	58	29	“	0,25
ЗКН-100	“	“	125	90	36	“	0,5
ЗКН-200	“	“	247	100	41	“	0,8
ЗКН-400	“	“	475	125	57	“	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессован ный	1229	172	72	“	1,4
ЗКН-2000	“	То же	2179	200	82	“	2,2
ЗКП-4000	“	“	4000	251	105	“	2,8

проволочная скоба для крепления детонирующего шнура.

Применение кумулятивных зарядов для разрушения негабаритов позволяет уменьшить разлет осколков породы и снизить энергию воздушной взрывной волны.

7.9.2. Механические способы вторичного дробления

Крановый бутобой представляет собой установку на базе крана с грузом массой 3-5 т, подвешенным на канате. Для разрушения негабарита груз поднимают на высоту 7-10 м и сбрасывают на негабаритный кусок. Число наносимых ударов может быть 1-4 ударов/мин, при этом кинетическая энергия падающего груза достигает 400-500 кДж.

Для дробления негабарита созданы различного типа пневмо- и гидropневмо-бутобой.

Пневмобутобой Б-2М выполнен как навесное оборудование к экскаватору Э-153 и устанавливается вместо ковша. Сжатый воздух подается от передвижных компрессоров ДК-9.

Техническая характеристика пневмобутобоя Б-2М

Энергия единичного удара, кДж	1100
Частота ударов, мин ¹	600
Ударная мощность, кВт	11,0
Расход воздуха, м ³ /мин	15,0
Масса пневмобутобоя, кг	300

Целесообразно применение пневмо-бутобоев на перегрузочных пунктах при циклично-поточной технологии разработ-

ки, где требуется дробить значительное количество негабаритов мелких фракций.

7.9.3. Электрофизические способы вторичного дробления

Разрушение негабаритов токами высокой частоты. При использовании высокочастотной электромагнитной энергии возможны два способа разрушения негабаритов — тепловым пробоем и неравномерным диэлектрическим нагревом.

Способ теплового пробоя применим для разрушения полупроводящих пород, а способ неравномерного диэлектрического нагрева — для разрушения горных пород-диэлектриков. Используя частоты 70-300 кГц, установкой мощностью 30-100 кВт выполняют тепловой пробой железистых кварцитов при расстоянии между электродами до 2 м. Масса разрушаемых негабаритов до 40 т. Продолжительность теплового пробоя 10-60 с.

В промышленных условиях испытаны самоходные на автомобиле ЗИЛ-150 установки ИГД им. А. А. Скочинского, производительность которых в условиях карьера ЮГОКа достигала 12-15 м³/ч. Среднее время разрушения 1 т руды на габаритные куски составило 40-60 с. Расстояние между электродами 0,5-1,5 м.

Разрушение негабаритов токами промышленной частоты. При дроблении негабаритов таким способом напряжение подводится с помощью двух графитовых электродов, расположенных на расстоянии 40-80 мм. В зоне между электродами происходит электрический пробой и образуется разогревающийся канал электрического тока, который вызывает термоупругие напряжения, разрушающие негабарит.

Для разрушения негабаритов на карьерах применяют установки 2УРН института ВНИПИрудмаш.

Техническая характеристика установок 2УРН

Производительность разрушения, м ³ /ч	14
Мощность установки, кВт	100
Номинальное первичное напряжение, В	6000
Частота, Гц	50
Максимальное напряжение, подводимое к негабариту, В	3000
Энергоемкость разрушения, МДж/м ³	16,2

Установка может быть размещена на бульдозере, тягаче, санях. Установку располагают в 4-5 м от негабаритов, с одной позиции при длине кабеля 50 м она обслуживает зону радиусом 45 м. Установка эффективно разрушает негабариты мартиномагнетитовых и хлоритокарбанатомангнититовых роговиков (Кривбасс), негабариты карлитов и пироксенитов с содержанием железа 15-20 % (Качканарский ГОК). Максимальная сменная производительность установки при разделке негабаритов на Ингулецком и Новокриворожском ГОКах составляет 85-90 м³. Себестоимость разделки 1 м³ негабарита в 1,5-2 раза ниже, чем при взрывном способе.

7.10. Специальные виды взрывных работ

7.10.1. Взрывание скальных перемычек

Для ликвидации перемычек применяют взрывы: на рыхление с последующей выемкой грунта экскаваторами; на выброс для создания первоначальной прорези, которая расширяется водным потоком; на выброс и рыхление для образования первоначальной прорези и сброса оставшейся части перемычки; на полный выброс, когда удаляется взрывом вся масса породы.

Для бурения скважин в скальных перемычках применяют легкие шарошечные или пневмоударные станки. В грунтовых перемычках скважины бурят шнековыми станками; в каменнонабросных перемычках — с обсадкой металлическими трубами.

При взрывании на рыхление применяют, как правило, вертикальные скважины, для лучшей проработки подошвы их

бурят по сближенной в 1,5 раза сетке скважинами. Расчетная глубина рыхления принимается на 0,5-1 м ниже дна.

У откоса перемычки, подпертого водой, сетка скважин уменьшается до 0,5-0,7 расчетной. Взрывание короткозамедленное, порядное с помощью детонирующего шнура.

Для создания прорези в перемычках взрывом на выброс глубиной не более 4 м следует применять вертикальные скважинные заряды выброса, расположенные в один ряд по ее оси. При глубине более 4 м используют сосредоточенные заряды выброса, размещаемые в скважинах увеличенного диаметра. Требуемый диаметр скважин

$$d \geq \frac{W}{20} \sqrt{1+n^2}.$$

Для полного разрушения перемычки заряды располагают вдоль ее оси в один, два или три ряда. При одно- и двухрядном взрывании принимают показатель действия взрыва $n = 2 \div 3$, при трехрядном — $n = 2,5 \div 3$ в среднем и $n = 2 \div 2,5$ в боковых рядах.

7.10.2. Взрывание при добыче каменных блоков

Для обеспечения наибольшего выхода блоков из горной массы нужно соблюдать два основных правила:

1. Взрывание шпуровых зарядов проводить при трех открытых поверхностях;
2. Шпуры располагать вдоль вертикальных трещин или параллельно направлению наилучшего раскола породы.

Расстояние между шпурами в ряду подбирается опытным путем, начиная с 0,2-0,3 м. Диаметр шпура следует принимать не более 35 мм. Недопустимы недобур и перебур по отношению к горизонтальной трещине, являющейся подошвой монолита.

Суммарная масса (кг) зарядов на отрыв блока

$$Q = qV,$$

где q — удельный расход дымного пороха, кг/м³; V — объем отрываемого блока, м³.

Для дымного пороха принимается $q = 0,05 \div 0,3$ кг/м³. Массу заряда в одном шпуре уточняют опытными взрывами.

Пороховые заряды взрываются с помощью ОШ или электровспламенителя. Иницирующий конец шнура завязывают узлом и на сгибах надрезают. Свободную от заряда часть шнура заполняют забоечным материалом, для этого на порох накладывают небольшой бумажный пыж, поверх которого помещают один-два глиняных пыжа, уплотняемых забойником. Остальную часть шнура над глиной забивают измельченной породой.

В настоящее время дымный порох при добыче штучных блоков из-за его чрезмерной огнеопасности все чаще заменяется детонирующим шнуром, одна или две нити которого помещаются в шпуры и взрываются. Шпуры не добуривают до нижней плоскости монолита на 10 % его высоты.

Рекомендуемое расстояние между шпурами (при условии $l/H = 0,9$; $N/(N+2) = 0,8$; $l > 0,6$ м; $n = 2$; $d_{ш} \leq 35$ мм) с учетом направления раскола по отношению к слоистости выбирается следующим:

$a = 0,18 \div 0,21$ м при перпендикулярном расколе и $a = 0,4 \div 0,45$ м, когда под углом 45°, где l — глубина шпура, м; H — высота монолита, м; N — число шпуров в линии откола; n — число нитей ДШ в шпуре.

При взрывании одной нити в шпуре расстояние между шпурами принимается с коэффициентом 0,6.

Для зарядов из двух нитей рекомендуется следующая минимальная ширина выкальваемого блока с учетом направления раскола по отношению к слоистости:

$B = 1,3 \div 1,2$ м при перпендикулярном расколе; $B = 1,1 \div 0,8$ м, когда под углом 45° и $B = 0,6$ м при параллельном расколе.

При значениях B меньше указанных, в шпур следует помещать одну нить или чередовать в шпурах заряды из одной и двух нитей ДШ.

Заряды в одной плоскости раскола взрываются одновременно. При необходимости раскола монолита по нескольким параллельным плоскостям следует взры-

вать заряды ДШ в каждой плоскости отдельно или с замедлением не менее 200 мс.

7.10.3. Взрывные работы в стесненных условиях

При сооружении в стесненных условиях котлованов, траншей, планировке площадок возникает необходимость защиты охраняемых объектов от разлетающихся кусков породы, сейсмического действия взрывов.

Наиболее распространенным способом защиты является установка над взрывае-мой поверхностью специальных укрытий, ограничивающих или предотвращающих разлет кусков породы.

В стесненных условиях применяют шпуровые и скважинные заряды ВВ диаметром до 100 мм.

В настоящее время в практике рыхления мерзлых грунтов и скальных пород в стесненных условиях широкое распространение получили два типа укрытий места взрыва:

1. Газонепроницаемые укрытия из металлических листов, бревенчатых матов, мешков с песком (иногда место взрыва засыпают песком) и т.п.;

2. Газопроницаемые жесткие (решетки, рамы с панцирными сетками и т.д.) и эластичные укрытия (маты из якорных цепей и стальных колец).

По типу конструкции укрытия подразделяют на щитовые, арочные, коробчатые, сетчатые и комбинированные.

При сооружении траншей небольшой ширины (до 4 м) в условиях равнинной местности целесообразней арочные или коробчатые укрытия.

Щитовые укрытия более универсальны по способам их использования.

Наиболее устойчивы деревянные щиты, выполненные из бревен диаметром более 24 см, уложенных в два слоя. Масса 1,5-2 т. Металлические щиты выполняют в виде стального листа, приваренного к сварной конструкции из двутавров или швеллеров 5 × 1,5 м. Масса отдельного

щита 2-2,5 т. В отдельных случаях в качестве щитов можно использовать бракованные плиты железобетонных перекрытий.

Масса (кг) укрытия на 1 м² площади определяется по формуле треста Союзвзрывпром:

$$M = k_y W \gamma N_q^{1/3},$$

где k_y — коэффициент, зависящий от типа укрытий, для газонепроницаемых $k_y = 0,35$, для газопроницаемых $k_y = 0,2$; W — линия наименьшего сопротивления заряда, м; γ — плотность породы, кг/м³; N_q — относительная масса заряда, равная отношению массы данного заряда Q к массе заряда нормального выброса с той же ЛНС и удельным расходом ВВ q_n ,

$$N_q = Q / (q_n W^3).$$

Сплошные стальные укрытия до полного разрушения выдерживают до 100 взрывов, цепные — до 500.

Чаще применяют листовые укрытия, преимущества которых подтверждены многолетней практикой.

Институтом Гидроспецпроект установлено, что для устранения действия газообразных продуктов взрыва укрытия следует устанавливать над взрываемым блоком на высоте

$$H_y = 0,2 q H_p,$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; H_p — глубина рыхления, м.

Для достижения требуемого радиуса опасной зоны по разлету кусков породы необходимо устанавливать щитовое укрытие, чтобы оно перекрывало траекторию разлета кусков, скорость которых превышает допустимую из расчета заданного радиуса опасной зоны. Расстояние от центра крайней скважины до края укрытия ($H_{пер}$) выбирается в зависимости от требуемого радиуса опасной зоны $R_{он}$, удельного расхода q_c верхней части заряда Q_c и схемы короткозамедленного взрыва.

$$H_{пер} = (W_c + H_y) k_{пер},$$

где $k_{пер}$ — коэффициент перекрытия,

$$k_{\text{пер}} = A - B \frac{R_{\text{оп}}}{q_c};$$

A и B — коэффициенты, значения которых приведены ниже.

Схема КЗВ.....	Поскважинная	Врубовая	Порядная
Коэффициенты:			
A	2,04	2,23	2,35
B	61,2	62,3	71,3

q_c — удельный расход ВВ верхней части заряда Q_c , кг/м³,

$$q_c = \beta l_{\text{заб}} \frac{p}{W_c^3},$$

где p — вместимость скважин, кг/м; β — коэффициент, зависящий от свойств ВВ, породы и направления инициирования,

$$\beta = 0,43 \frac{\sqrt[3]{q}}{A' + B' \frac{c}{v_d} - 0,21 \sqrt[3]{q}}.$$

Коэффициенты A' и B' (табл. 7.38) определяются направлением инициирования и скоростью продольных волн в массиве c , м/с; v_d — скорость детонации, м/с.

При необходимости полностью исключить разлет кусков породы коэффициент перекрытия надо увеличить в 1,2 раза, а высоту подбрасывания ограничить величиной:

$$H_n \leq (0,3 \div 0,6) W_c.$$

Таблица 7.38.

Коэффициенты A^1 и B^1

Направление инициирования	$c \leq v_d$		$c \geq v_d$	
	A^1	B^1	A^1	B^1
Прямое	1	1	1	1
Обратное	1	0,43	1	2,43

Список литературы

1. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Изд. МГГУ, 1992. с. 515.
2. Справочник взрывника Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др. Под общей ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. — М.: Недра, 1982.
4. Буровзрывные работы на угольных разрезах. Под общей редакцией Н. Я. Релина. — М.: Недра, 1987.
5. Единые правила безопасности при взрывных работах — М.: НПО ОБТ, 1992.