

Н.Я. РЕШИН

ПОДГОТОВКА
ГОРНЫХ ПОРОД
К ВЫЕМКЕ

ПРОЦЕССЫ
ОТКРЫТЫХ
ГОРНЫХ
РАБОТ

6



«МИР ГОРНОЙ КНИГИ»



ИЗДАТЕЛЬСТВО
МГТУ

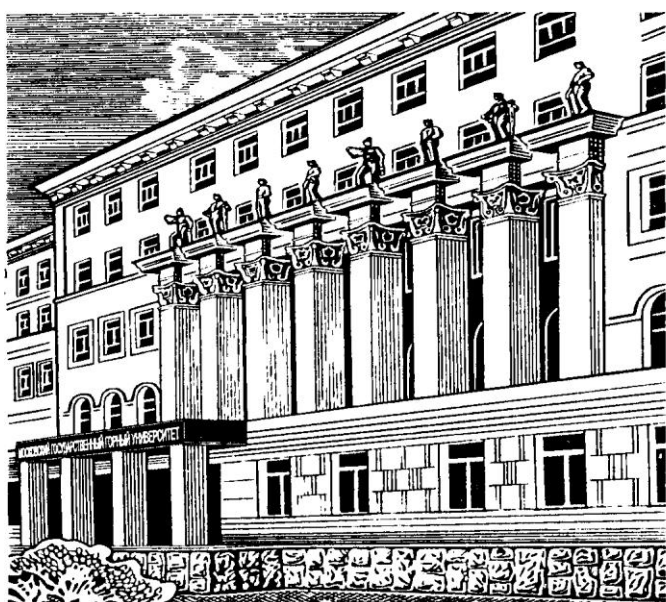


ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

И.А. РЕШИН

6

*90-летию
МГА-МГИ-МГУ
посвящается*



РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

*президент МГТУ,
чл.-корр. РАН*

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

*директор
Издательства МГТУ*

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

академик РАЕН

А.П. ДМИТРИЕВ

академик РАЕН

Б.А. КАРТОЗИЯ

академик РАЕН

А.В. КОРЧАК

академик МАН ВШ

М.В. КУРЛЕНЯ

академик РАН

В.И. ОСИПОВ

академик РАН

В.Л. ПЕТРОВ

академик МАН ВШ

Э.М. СОКОЛОВ

академик МАН ВШ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

академик РАН

В.А. ЧАНТУРИЯ

академик РАН

Е.И. ШЕМЯКИН

академик РАН

Н.Я. РЕПИН

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

*Допущено Учебно-методическим объединением
вузов Российской Федерации по образованию
в области горного дела в качестве учебного
пособия для студентов вузов, обучающихся
по специальности «Открытые горные работы»
направления подготовки «Горное дело»*



МОСКВА



«МИР ГОРНОЙ КНИГИ»



ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА



2009

УДК 622.221
ББК 33.22
Р 41

Издано при финансовой поддержке Федерального агентства по печати и массовым коммуникациям в рамках Федеральной целевой программы «Культура России»

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей № 77.99.60.953.Д.008501.07.07

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением высших учебных заведений Российской Федерации по образованию в области горного дела (письмо № 51-86/6 от 08.10.2008 г.)

Рецензенты:

- д-р техн. наук, проф. кафедры «Горное и нефтяное дело» Л.Н. Кашипар (Российский университет дружбы народов);
- д-р техн. наук, зав. лабораторией «Петрофизика природного камня» В.И. Супрун (Московский государственный горный университет)

Репин Н.Я.

Р 41 Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1: Учебное пособие. — М.: «Мир горной книги», Издательство Московского государственного горного университета, 2009. — 188 с.: ил. (ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ)

ISBN 978-5-91003-036-1 (в пер.)

ISBN 978-5-7418-0553-4

Приведены краткие сведения о технологии добычи полезных ископаемых открытым способом. Дана характеристика горных пород и оценка влияния свойств пород на эффективность их подготовки к выемке. Уделено внимание технике и технологии бурения скважин в карьерах, обоснован выбор режимов бурения. Рассмотрены характеристики современных взрывчатых веществ и средств взрывания. Изложены принципы выбора оптимальных параметров буровзрывных работ, базирующегося на учете свойств породного массива. Описаны технологии буровзрывных работ в некоторых специфических условиях карьеров. Даны основные сведения по организации и обеспечению безопасности буровых и взрывных работ.

Репин Н.Я. — д-р техн. наук, проф. кафедры «Технология, механизация и организация открытых горных работ» Московского государственного горного университета.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы» направления подготовки «Горное дело».

УДК 622.221
ББК 33.22

ISBN 978-5-91003-036-1
ISBN 978-5-7418-0553-4

© Н.Я. Репин, 2009
© «Мир горной книги», 2009
© Издательство МГГУ, 2009
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2009

ВВЕДЕНИЕ

Горно-добывающая промышленность является основой индустриального развития общества. Добываемые из недр Земли уголь, нефть, газ, горючие сланцы, торф обеспечивают топливом электростанции, транспорт и коммунально-бытовой сектор. Руды черных, цветных и редких металлов являются сырьем для металлургической промышленности. Добыча горно-химического сырья, в свою очередь, обеспечивает потребности химической промышленности в сырье и сельского хозяйства в удобрениях, а добыча строительных горных пород служит основой развития строительной индустрии.

Бурное развитие мировой экономики и обеспечение все более высокого уровня жизни людей предопределяют необходимость дальнейшего увеличения объемов добычи сырья и максимально бережного его использования, поскольку запасы всех видов полезных ископаемых в недрах неуклонно сокращаются.

В стоимости конечной продукции перерабатывающих отраслей России — электроэнергии, тепла, металлов, минеральных удобрений, строительных материалов и изделий — затраты на

сырье, поставляемое горно-добывающими предприятиями, составляет от 30—40 до 60—70 %. В связи с этим ведущее место в горной промышленности должно принадлежать экономически наиболее эффективным способам добычи полезных ископаемых при использовании наиболее совершенной техники и технологии горных работ.

Открытый способ добычи твердых полезных ископаемых по сравнению с подземным характеризуется значительно более высокими технико-экономическими показателями и значительно более безопасными условиями труда рабочих. Затраты на добычу полезных ископаемых при открытом способе на большинстве предприятий в 2—3 раза ниже, а производительность труда рабочих в 2,5—3,5 раза выше, чем при подземном. Например, на угольных разрезах в 2006 г. себестоимость 1 т угля находилась в основном в пределах 250—350 руб., а на шахтах — 350—700 руб. Производительность труда рабочих по добыче на разрезах и шахтах составляла соответственно 218,3 т в месяц и 99,8 т в месяц на человека.

Столь высокие экономические показатели открытого способа добычи связаны в первую очередь с одной из очень важных его особенностей — возможностью использования на карьерах крупногабаритного, весьма мощного и высокопроизводительного оборудования. При подземной же добыче применение оборудования подобной мощности невозможно из-за ограниченных размеров подземных горных выработок. И именно благодаря развитию машиностроения в нашей стране, созданию и внедрению современных образцов горно-транспортной техники наряду с переходом к рыночной экономике открытый способ к настоящему времени стал основным способом добычи твердых полезных ископаемых. Его удельный вес при добыче угля достиг почти 65 %, при добыче руд черных и цветных металлов — более 80 %, горно-химического сырья — 100 %, а строительные горные породы уже давно добываются только открытым способом. Превалирующее значение открытого способа в горно-добывающей промышленности сохранится и в перспективе.

Вместе с тем широкое применение открытых горных работ связано с увеличением масштабов нарушения земель, ростом отрицательного их воздействия на состояние подземных вод и атмосферы. Поэтому технология открытых горных работ должна быть ориентирована на максимально возможное снижение уровня их негативного воздействия на окружающую среду, а нарушенные земли должны подлежать рекультивации с возвращением их в сельскохозяйственный или иной оборот.

В связи с этим при их подготовке горные инженеры-открытчики должны научиться принимать правильные технические и технологические решения, обеспечивающие высокую эффективность добычи полезных ископаемых при минимальном отрицательном воздействии горных работ на экологическую обстановку в районе добычи.

Курс «Процессы открытых горных работ» является, в сущности, первым в перечне специальных дисциплин по подготовке горных инженеров-открытчиков, формирование которых завершается изучением курсов «Технология и комплексная механизация открытых горных работ», «Проектирование карьеров», «Эксплуатация карьерного оборудования» и дисциплин специализации. Цель курса состоит в том, чтобы помочь студентам овладеть знаниями, необходимыми при осуществлении процессов подготовки горных пород к выемке, производстве выемочно-погрузочных работ, при перемещении карьерных грузов и складировании горных пород.

Инициатором создания курса «Процессы открытых горных работ» и включения его в учебный план по подготовке горных инженеров-открытчиков был академик В.В. Ржевский. Он подготовил и первый учебник по этому курсу. В течение многих лет он непрестанно работал над его усовершенствованием и последнее (четвертое) издание учебника вышло в свет в 1985 г. За прошедшие после издания этого учебника годы в практике открытых горных работ произошли существенные изменения в техническом и технологическом отношении, что, естественно, требует своего отображения в учебной литературе.

В настоящем учебном пособии освещается первая часть общего курса «Процессы открытых горных работ» — подго-

товка горных пород к выемке. Это пособие является, в сущности, кратким конспектом лекций по «Процессам открытых горных работ», которые в течение целого ряда лет читаются автором для студентов-открытчиков Московского государственного горного университета.

Имея честь принадлежать к научной школе Владимира Васильевича и вполне разделяя научные и методологические идеи, заложенные им при разработке курса «Процессы открытых горных работ», автор считает необходимым сохранить основные концептуальные положения его последнего учебника, развивая и дополняя их в той мере, которая определяется уровнем современного состояния горной науки, техники и технологии в области открытых горных работ. В соответствии с идеей В.В. Ржевского в качестве научной базы данного учебного пособия, как и курса в целом, принято учение о горных породах, являющихся объектом горных работ, поскольку именно свойства пород прежде всего определяют выбор техники, технологии и параметров технологических процессов, а также их технико-экономические показатели и экономику горного предприятия в целом. Поэтому изучение технологических процессов опирается на простых, доступных к определению в условиях каждого карьера данных о свойствах горных пород. Они же используются в качестве основания для инженерных расчетов при проектировании параметров технологических процессов, выборе средств механизации и организации горных работ.

В учебном пособии кратко изложены общие сведения об открытых горных работах, основные положения по технологии разработки месторождений с различными условиями залегания полезных ископаемых, предопределяющими как выбор системы разработки месторождения, так и состав и особенности производственных процессов. Подробно рассмотрены требования, предъявляемые к процессу подготовки горных пород к выемке, и способы подготовки пород с различными свойствами.

При изучении взрывного способа подготовки пород изложены основные данные о технике, технологии и режимах бурения взрывных скважин, об организации буровых работ и методологии расчета их показателей. В необходимом объеме приво-

дятся сведения о применяемых на карьерах в настоящее время взрывчатых веществах и средствах взрывания и об особенностях взрывного разрушения трещиноватого породного массива. Большое внимание уделено методологии оценки взрываемости горных пород и расчета параметров буровзрывных работ, а также оценке влияния технических и технологических факторов на качество подготовки пород. Рассмотрены особенности взрывной подготовки пород в специфических условиях, в частности при взрывании со сбросом породы в выработанное пространство при бестранспортной технологии вскрышных работ, при разработке сложноструктурных забоев и др.

Изложенные в учебном пособии сведения дают студентам возможность с достаточной глубиной изучить комплекс вопросов, связанных с осуществлением процесса подготовки горных пород к выемке, и использовать полученные знания при принятии технических и технологических решений в курсовом и дипломном проектировании.

Параграфы 2.1, 7.1, 7.8, 8.2, 8.7, 8.8 и 8.10 учебного пособия написаны доктором экономических наук Л.Н. Репиным.

Выражаю глубокую благодарность горным инженерам Т.Г. Гавришевой и В.В. Филатову, а также студентам Московского государственного горного университета Михаилу Головченко и Виталию Дмитриеву за неоценимую техническую помощь в подготовке рукописи к изданию.

1. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В мировой практике используются два основных способа добычи твердых полезных ископаемых — подземный и открытый. Другие способы добычи — подводный, скважинная гидродобыча, выщелачивание и др. — пока не играют сколь-нибудь заметной роли в горно-добывающей промышленности.

Подземный способ добычи применяется при значительной глубине залегания полезного ископаемого и не связан с крупномасштабным нарушением земной поверхности. При этом способе добычные работы производятся в забоях подземных горных выработок. Добытое полезное ископаемое перемещается на земную поверхность через систему горизонтальных, вертикальных или наклонных подземных выработок. С этой целью на шахте или руднике строятся (проходятся) вертикальные или наклонные стволы, квершлагги, штреки, уклоны и т.п., с помощью кото-

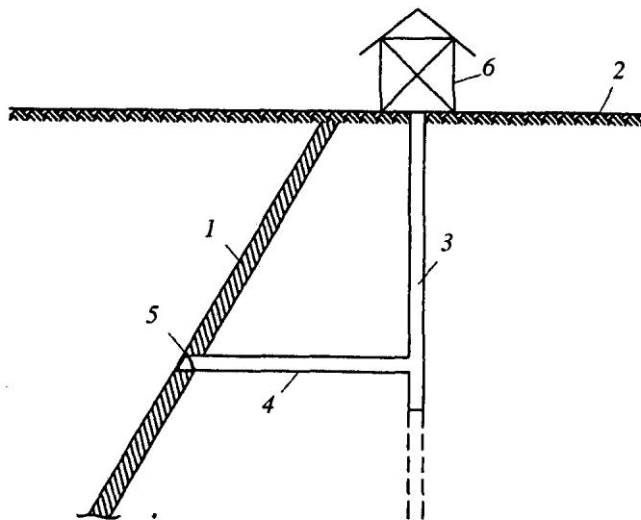


Рис. 1.1. Принципиальная схема подземной добычи полезного ископаемого:

1 — залежь; 2 — наносы; 3 — вертикальный ствол; 4 — квершлаг; 5 — штрек; 6 — надшахтное здание

рых открывается доступ к полезному ископаемому и обеспечивается его доставка на поверхность (рис. 1.1). Таким образом, подземный способ добычи включает этапы строительства подземных горных выработок и собственно добычные работы, одновременно с которыми продолжается развитие эксплуатационных горных выработок.

Подземные выработки служат не только для транспортировки добытого в забоях полезного ископаемого на поверхность. Они используются также для перемещения людей, доставки под землю различного рода грузов (узлы горно-транспортных машин, запасные части, материалы для крепления горных выработок, взрывчатые материалы и т.п.). Через горные выработки осуществляются проветривание шахт и водоотлив.

Капитальные горные выработки, к которым относятся стволы, околоствольные дворы, квершлагы, камеры различного назначения и др., проходятся в период строительства шахты, до сдачи ее в эксплуатацию, т.е. до начала добычных работ. Эти

выработки служат обычно в течение всего срока службы шахты. Другие выработки — штреки, уклоны и пр. — проходятся как в период строительства, так и в период эксплуатации шахты по мере развития горных работ. Во времени проходка этих выработок совмещается с добычными работами, опережая их в пространстве.

Глубина вертикальных стволов достигает 1000 и более метров. Протяженность горизонтальных выработок также составляет сотни и тысячи метров. Однако эти выработки имеют, как правило, довольно ограниченные поперечные размеры. Так, диаметр стволов не превышает обычно 5—6 м, а ширина и высота горизонтальных выработок составляет не более 3—4 м. Размеры подземных выработок не позволяют использовать в шахтах мощную крупногабаритную технику, с чем прежде всего и связана относительно низкая производительность труда рабочих при подземной добыче. Это обстоятельство является одной из отличительных особенностей подземного способа добычи полезных ископаемых.

Другая особенность подземной добычи состоит в том, что строительство горных выработок и осуществление добычных работ не вызывают серьезных нарушений земной поверхности. Исключение составляют случаи разработки расположенных близко к поверхности достаточно мощных угольных пластов, что, например, имеет место в Кузбассе. Тем не менее и подземная добыча связана с изъятием земель из сельскохозяйственного или иного вида использования. Эти земли необходимы для строительства поверхностных сооружений (надшахтных зданий, механических мастерских, административно-бытовых зданий и др.), для размещения отвалов пород, извлекаемых в процессе проходки горных выработок, складов полезного ископаемого, подъездных путей и т.п.

Подземные горные работы оказывают существенное отрицательное влияние на режим и качество подземных вод и поверхностных водных источников, куда обычно сбрасывается откачиваемая из шахты вода. Токсичные вещества, попадающие в

шахтные воды из покрывающих и подстилающих полезное ископаемое пород, разносятся, таким образом, на значительные расстояния, измеряемые десятками километров. При использовании воды из загрязненных поверхностных источников для полива загрязняются токсичными веществами уже и сельскохозяйственные угодья.

Подземная добыча полезных ископаемых сопряжена также с загрязнением атмосферы в основном за счет выбросов загрязненного воздуха при проветривании шахт и пылеобразования на складах полезного ископаемого и отвалах пустых пород (терриконах).

Открытый способ добычи используется при разработке залежей полезных ископаемых достаточно большой мощности при сравнительно небольшой глубине их залегания. В этом случае добыча полезного ископаемого производится после удаления покрывающих его вскрышных пород, которые размещаются во внешних или внутренних отвалах. Перемещение полезного ископаемого из забоев к месту его разгрузки (обычно это склад) осуществляется средствами колесного или конвейерного транспорта через систему открытых наклонных горных выработок (траншей, съездов, полутраншей и др.).

Таким образом, выполняемые при открытом способе разработки месторождений горные работы подразделяются на **вскрышные** и **добычные**. Именно в необходимости удаления покрывающих полезное ископаемое вскрышных пород состоит основная особенность открытого способа добычи и его принципиальное отличие от подземного способа.

При открытой разработке крутых и наклонных месторождений вскрышные породы удаляются из карьера средствами транспорта и, как правило, размещаются во внешних отвалах (рис. 1.2). При разработке пологих и горизонтальных месторождений для размещения вскрышных пород используется выработанное пространство, образующееся после извлечения полезного ископаемого.

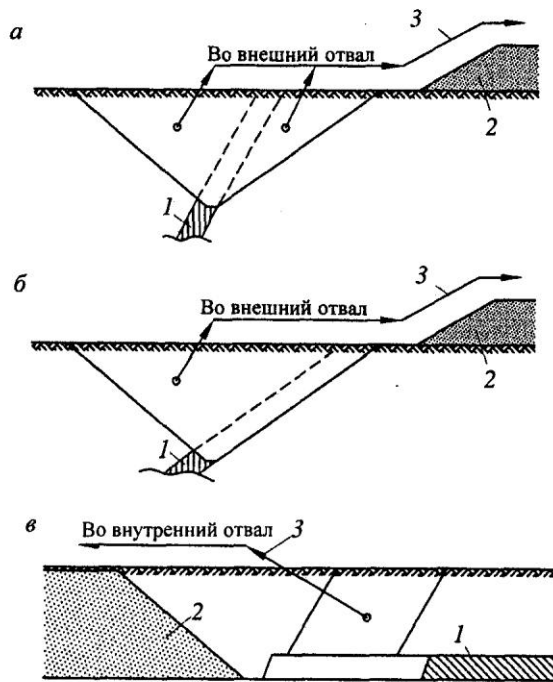


Рис. 1.2. Открытая добыча полезного ископаемого при крутом (а), наклонном (б) и горизонтальном (в) залегании пласта:

1 — пласт полезного ископаемого; 2 — отвал вскрышных пород; 3 — направление грузопотока вскрышных пород

Основным условием возможности применения открытого способа добычи является близость залежи полезного ископаемого к земной поверхности и достаточно большая ее мощность. Чаще всего открытым способом разрабатываются залежи мощностью от 10—15 м до 30—50 м и более. Однако в мировой практике известны примеры открытой разработки тонких угольных пластов мощностью менее 2—3 м при благоприятном (горизонтальном) их залегании на небольшой глубине.

Разрабатываемые открытым способом залежи могут иметь **пластовую или пластообразную форму**. Такие залежи характеризуются обычно четким контактом с вмещающими породами и достаточно выдержанными мощностью и углами падения. Залежи также могут иметь и значительно более сложную, часто не-

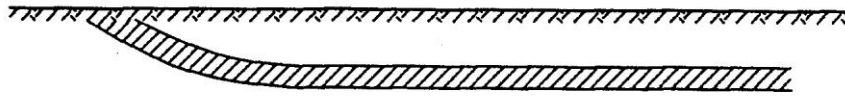


Рис. 1.3. Залежь поверхностного типа

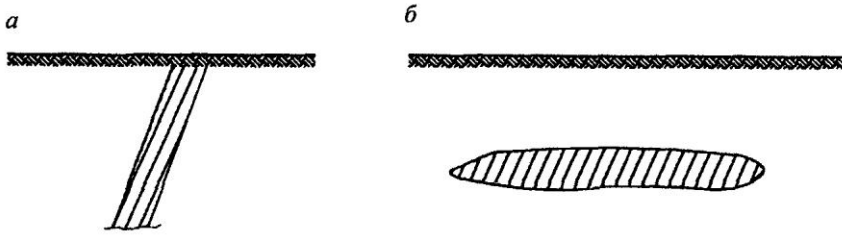


Рис. 1.4. Залежи глубинного типа при крутом (а) и горизонтальном (б) залегании

правильную форму — штоки, линзы, жилы и др. Они могут быть представлены одним пластом или свитой из нескольких, обычно параллельно залегающих пластов, одним или несколькими рудными телами.

Залежи могут выходить непосредственно на земную поверхность или могут быть покрыты сравнительно небольшим слоем вскрышных пород мощностью до 20—30 м (рис. 1.3). Такие залежи относятся к залежам **поверхностного** типа, которые наиболее пригодны для разработки открытым способом, особенно если эти залежи имеют горизонтальное или пологое залегание. Примером таких залежей являются угольные месторождения Канско-Ачинского бассейна.

Залежи **глубинного** типа располагаются значительно ниже господствующего уровня поверхности. Их разработка открытым способом наиболее удобна и целесообразна в том случае, если залежь имеет выход на поверхность (под наносы). Такие условия характерны, например, для большинства угольных месторождений (рис. 1.4, а). Если залежь расположена на значительной глубине (до 200—250 м) и не имеет выхода на поверхность (рис. 1.4, б), то даже при очень большой ее мощности вопрос о выборе способа разработки (открытый или подземный) должен решаться на основе технико-экономического анализа.

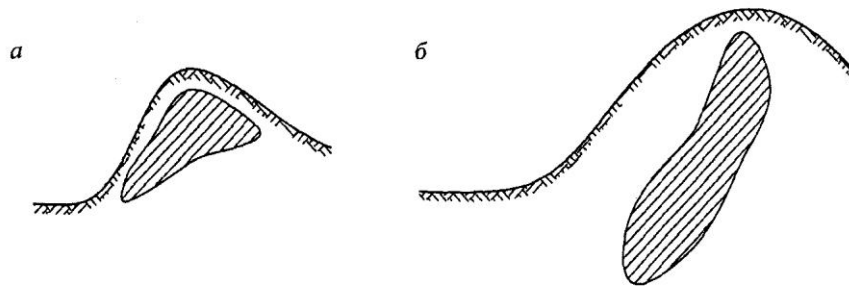


Рис. 1.5. Залежь высотного (а) и высотно-глубинного (б) типа

Открытым способом разрабатываются также залежи **нагорного (высотного)** типа, расположенные выше господствующего уровня поверхности, на возвышенностях или на их склонах (рис. 1.5, а), а также залежи **высотно-глубинного** типа, которые располагаются частично выше господствующего уровня поверхности, а частично — ниже его (рис. 1.5, б).

По **углу падения** разрабатываемые открытым способом залежи могут быть **горизонтальными** или **пологопадающими** (с углами наклона к горизонту до $10\text{--}15^\circ$). Характерная особенность технологии разработки таких месторождений состоит в возможности использования выработанного пространства, образующегося после выемки полезного ископаемого, для размещения отвалов вскрышных пород.

Наклонные залежи имеют обычно угол падения от $10\text{--}15^\circ$ до $25\text{--}30^\circ$. В практике открытых горных работ к наклонным относят те месторождения, при разработке которых становится уже невозможным размещение вскрышных пород в выработанном пространстве по условиям устойчивости внутренних отвалов, либо когда еще отсутствует необходимость в разработке пород лежачего бока залежи для обеспечения устойчивости нерабочего борта карьера.

Таким образом, если при разработке месторождения с прочными и устойчивыми вмещающими породами к наклонным будут отнесены месторождения с углами падения до 30° и даже более, то при менее прочных и менее устойчивых вмещающих породах уже при углах падения $23\text{--}25^\circ$ возникает необходимость

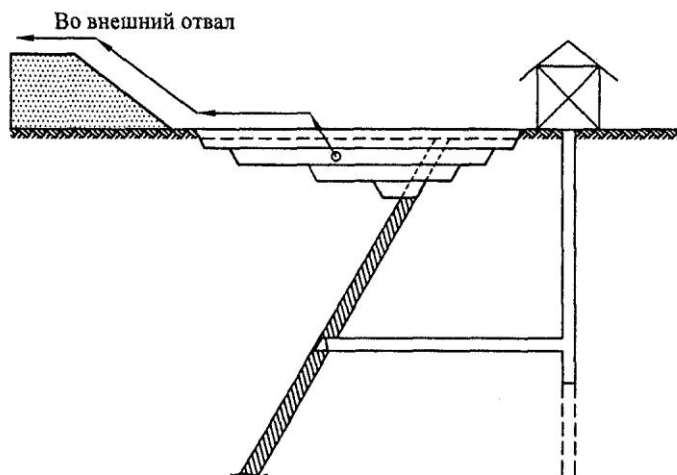


Рис. 1.6. Подземная добыча угля с обработкой верхней части пласта открытым способом

в разработке пород лежачего бока залежи, чтобы обеспечить устойчивость борта карьера. Такие месторождения следует относить уже не к наклонным, а к **крутым**, при разработке которых выемка вскрышных пород осуществляется как со стороны всячего, так и со стороны лежачего бока залежи. Обычно же к **крутопадающим** относят все месторождения с углами падения залежи свыше $25\text{--}30^\circ$.

При выборе способа разработки месторождения большое значение имеет **мощность залежи**. Все залежи по мощности принято разделять на **тонкие** или **весьма маломощные** (мощностью менее $2\text{--}3$ м), **малой мощности** (до $10\text{--}20$ м), **средней мощности** ($20\text{--}30$ м) и **мощные** (свыше 30 м).

Тонкие и маломощные залежи целесообразно разрабатывать открытым способом при горизонтальном или пологом их залегании на небольшой глубине от поверхности. При наклонном же и тем более крутом падении таких залежей их отработка открытым способом возможна на очень небольшую глубину лишь в той их части, которая выходит непосредственно на поверхность или под наносы. Так поступают, в частности, в Кузбассе, где при подземной разработке угольных месторождений

А. С. Жуков

верхняя часть угольных пластов, выходящих под наносы, отрабатывается с дневной поверхности открытым способом (рис. 1.6). Залежи средней мощности и мощные могут эффективно разрабатываться открытым способом как при горизонтальном, так и при наклонном и крутом их залегании. Крайне важно при этом, чтобы наклонная или крутая залежь имела выход на поверхность, а горизонтальная была бы расположена на относительно небольшой глубине (залежи поверхностного типа).

Открытым способом добываются самые различные виды полезных ископаемых — каменные и бурые угли, горючие сланцы, руды черных и цветных металлов, алмазы, горнохимическое сырье, строительные горные породы и др. Вмещающие (вскрышные) породы и полезные ископаемые характеризуются при этом самыми различными свойствами. Они могут быть **мягкими**, не требующими в обычных условиях предварительной подготовки перед их выемкой из массива. Такие породы характерны для отдельных месторождений Канско-Ачинского угольного бассейна, для буроугольных и марганцевых месторождений Украины и др. Породы и полезное ископаемое могут быть **полускальными**, что наиболее характерно для угольных месторождений Восточной Сибири, Урала и части месторождений Кузбасса. Эти породы перед их выемкой должны подвергаться взрывному или механическому рыхлению. Наконец, рудные месторождения обычно представлены наиболее трудными для разработки **скальными** породами, которые при современном уровне техники возможно извлекать из массива только при условии их предварительного взрывного дробления. Скальными породами представлено также большинство угольных месторождений Кузбасса, Южной Якутии и других бассейнов.

Открытый способ разработки применяется в разнообразных климатических условиях — от районов с мягким, теплым или даже жарким климатом до самых суровых условий Заполярья. Климатические условия оказывают существенное влияние на технологию открытых горных работ и предъявляют определенные требования к качеству исполнения горно-транспортного оборудования и обеспечению надежности его работы при низких температурах. Указанные требования связаны с тем, что при

очень низких температурах наружного воздуха металл приобретает повышенную хрупкость, вследствие чего значительно возрастает вероятность поломок деталей и узлов оборудования. Это особенно важно для России, более 60 % территории которой составляют районы с суровым климатом.

Основные преимущества открытого способа добычи полезных ископаемых перед подземным сводятся к следующему.

1. При открытом способе добычи производительность труда рабочих в 2,5—3,5 раза выше, а себестоимость добытого полезного ископаемого в 2—3 раза ниже, чем при подземном способе. Столь высокие показатели достигаются, прежде всего, благодаря применению на карьерах мощного высокопроизводительного оборудования, для которого здесь практически отсутствуют какие-либо ограничения, касающиеся его габаритов, массы и мощности. Например, высота буровых станков достигает 18—25 м, а их масса составляет до 85—140 т. Такие станки могут бурить скважины диаметром до 320—400 мм. Длина стрелы шагающих экскаваторов достигает 120—130 м при их массе до 4500 т и более при вместимости ковша до 100 м³. Масса роторных экскаваторов составляет до 6000 т (для роторных экскаваторов зарубежных фирм — до 8000—13 000 т). Теоретическая производительность таких машин достигает колоссальных величин и составляет до 10 000—19 000 м³ горной массы в час.

2. Открытый способ добычи характеризуется значительно более безопасными и комфортными условиями труда работающих, в 60—70 раз более низким уровнем травматизма и профессиональных заболеваний.

3. Сроки строительства карьеров значительно меньше, чем сроки строительства шахт, а размеры капитальных затрат, приходящиеся на единицу мощности предприятия по полезному ископаемому, при этом в 2—4 раза ниже.

4. Открытый способ добычи обеспечивает более полное использование запасов природных ресурсов, что связано со значительно меньшими потерями полезного ископаемого в процессе добычи. В частности, при подземной добыче угля в недрах остается до 20—30 % запасов и более, тогда как при открытой разработке потери обычно не превышают 10—12 %.

Самым серьезным недостатком открытого способа добычи является его отрицательное воздействие на окружающую среду. Это проявляется, во-первых, в необходимости изъятия из оборота больших площадей земли, которая подвергается полному или частичному нарушению горными выработками, отвалами вскрышных пород, транспортными коммуникациями и др. Площадь отводимых каждому карьеру земель, часто весьма ценных в сельскохозяйственном или ином отношении, измеряется сотнями, а для крупных карьеров — тысячами гектаров. Уже к 1990 г. на территории России в результате горных работ было нарушено около 2 млн гектаров земель. Это особенно болезненно проявляется на территориях с высокой плотностью населения и высокой концентрацией горных предприятий, как, например, в Кузбассе, где площадь земель, нарушенных только угольными разрезами, превысила 40 тыс. гектаров.

Другой недостаток открытых работ (свойственный также и подземному способу добычи) состоит в их отрицательном влиянии на гидрогеологические условия и состояние атмосферы в районе разработок. Влияние на водные ресурсы проявляется в нарушении циркуляции подземных вод, образовании громадных депрессионных воронок, нарушении режима малых рек, озер и других водоемов. Так, например, деятельность Лебединского и Стойленского карьеров Курской магнитной аномалии привела к нарушению водного режима на территории района в радиусе до 40—80 км. В зоне влияния депрессионной воронки пересохли практически все колодцы, родники, обмелели реки, вышли из строя водозаборы. Кроме того, откачиваемая из карьеров вода загрязняет поверхностные водные источники.

Отрицательное воздействие на состояние атмосферы проявляется в результате выбросов вредных газов и пыли при производстве массовых взрывов, при работе автомобильного транспорта, пылении отвалов и т.п. В частности, объем пылегазового облака при взрывах может достигать 15—20 млн м³. Облако может подниматься на высоту до 15—16 км и распространяться на 10—15 км от места взрыва.

В последние десятилетия предпринимаются крупные меры по защите водных ресурсов и воздушного бассейна, а также по

более рачительному использованию отведенных под карьеры земель, восстановлению (рекультивации) ранее нарушенных земель и их возвращению в сельскохозяйственный или иной оборот.

К недостаткам открытого способа добычи следует отнести также и его зависимость от климатических условий, которая особенно сильно проявляется в районах с суровым климатом.

И тем не менее благодаря своим преимуществам открытый способ добычи полезных ископаемых приобрел доминирующее положение в горно-добывающей промышленности. К настоящему времени открытым способом добывается 65 % углей, примерно 85 % руд черных и цветных металлов, почти 100 % горнохимического сырья и все 100 % строительных горных пород. Тенденция дальнейшего увеличения удельного веса открытой добычи сохранится в горной промышленности и в обозримой перспективе, особенно в области добычи углей.

2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1. Основные понятия и термины

Карьером (в техническом понимании) называется совокупность горных выработок на поверхности земли, служащих для открытой добычи полезного ископаемого. В административно-хозяйственном значении **карьер** — это горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения открытым способом. Предприятия угольной промышленности, осуществляющие разработку угольных месторождений открытым способом, называют обычно **разрезами**.

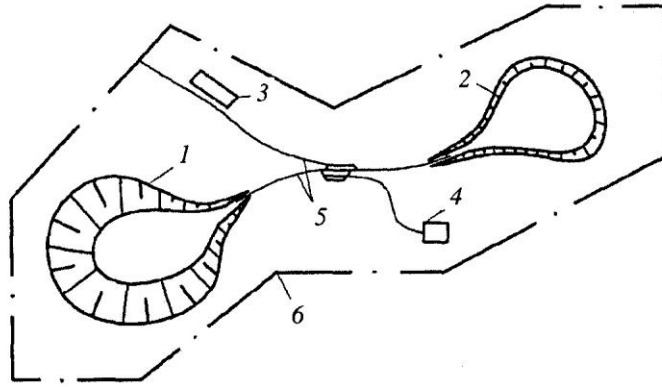


Рис. 2.1. Схема расположения основных объектов карьера в границах земельного отвода:

1 — поле карьера; 2 — отвал вскрышных пород; 3 — промышленная площадка; 4 — обогатительная фабрика; 5 — транспортные коммуникации; 6 — границы земельного отвода

Площадь земельного участка, занимаемого месторождением, отводимая для его разработки открытым способом, называется **карьерным полем**, или **полем разреза**. А участок поверхности земли, занимаемый горным предприятием и включающий карьерное поле, а также площади под отвалами вскрышных пород, под производственными и административно-бытовыми зданиями, транспортными коммуникациями и др., называют **земельным отводом** (рис. 2.1). Площадь земельного отвода, как правило, во много раз превышает площадь карьерного поля и может составлять тысячи гектаров.

В результате выемки вскрышных пород и полезного ископаемого образуется **выработанное пространство**, глубина которого при разработке горизонтальных месторождений определяется положением почвы залежи, а при крутых месторождениях устанавливается исходя из экономических соображений и может достигать нескольких сотен метров.

Открытая разработка месторождений осуществляется обычно горизонтальными слоями с опережением в пространстве вышележащих слоев по отношению к нижележащим. В ре-

зультате профиль карьера приобретает ступенчатую, уступную форму. В связи с этим слой породы, разрабатываемый самостоятельными средствами рыхления, выемки и транспорта, называют **уступом**. Уступы на отвалах называют **отвальными уступами**.

Уступ является одним из важнейших элементов карьера. Именно на уступах осуществляются все технологические процессы — подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование и отвалообразование. По высоте уступ в карьере ограничивается **нижней и верхней площадками**, а со стороны выработанного пространства — **откосом уступа** (рис. 2.2). Линии пересечения откоса уступа с нижней и верхней площадками называют **нижней и верхней бровками** уступа.

Площадка, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, называется **рабочей площадкой**. Чаще всего рабочей является нижняя площадка уступа. Другую площадку принято называть **нерабочей**. Обычно нерабочей является верхняя площадка, хотя при разработке скальных пород на ней располагается буровое оборудование и ведутся работы по бурению, заряданию и взрыванию скважин.

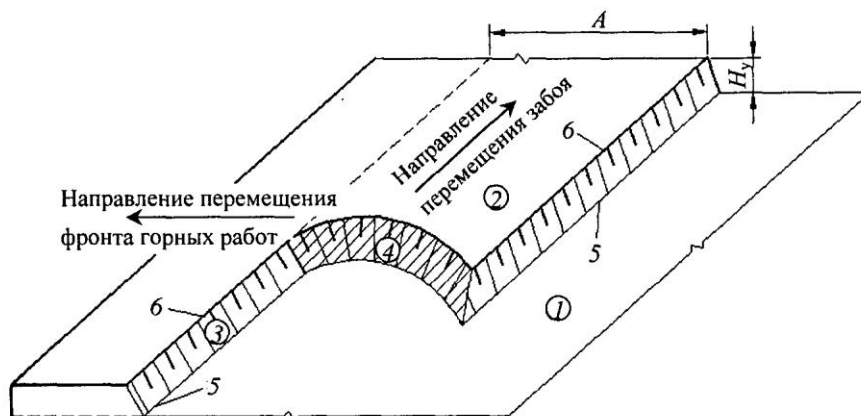


Рис. 2.2. Элементы уступа:

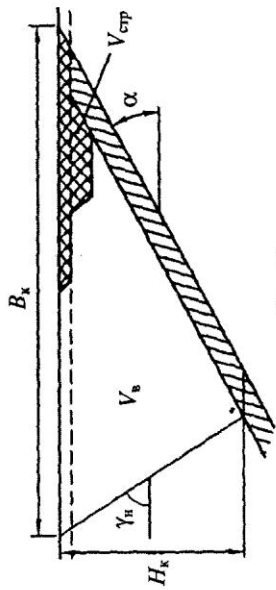
1 и 2 — нижняя и верхняя площадки; 3 — откос уступа; 4 — забой; 5 и 6 — нижняя и верхняя бровки; H_y — высота уступа; A — ширина заходки

Высота уступа зависит от свойств горных пород и параметров применяемого на уступе выемочно-погрузочного и другого оборудования и должна обеспечивать безопасность работ. Обычно высота уступов при транспортной технологии составляет от 10—12 м до 15—20 м, а при бестранспортной достигает 35—40 м и более. При большой высоте уступа его иногда разделяют на два **подустапа**, имеющих один транспортный горизонт. Каждый уступ характеризуется высотной отметкой площадки, на которой располагаются транспортные средства.

При открытой разработке месторождений осуществляются **вскрышные работы**, т.е. работы, связанные с удалением вскрышных пород, и **добычные работы**, связанные с извлечением полезного ископаемого. Отношение количества извлекаемых вскрышных пород к единице добываемого полезного ископаемого называется **коэффициентом вскрыши**. Чаще всего коэффициент вскрыши измеряется в кубометрах на тонну ($\text{м}^3/\text{т}$). В других случаях, например при добыче строительных горных пород, он измеряется в кубометрах на кубометр ($\text{м}^3/\text{м}^3$), а при разработке рудных месторождений — иногда в тоннах на тонну ($\text{т}/\text{т}$). Причем на большинстве месторождений объем вскрышных пород многократно превышает объем полезного ископаемого.

Именно величина коэффициента вскрыши определяет эффективность открытого способа разработки месторождения, поскольку затраты на вскрышные работы составляют до 70 % общих эксплуатационных расходов. При установленной годовой мощности карьера по полезному ископаемому через коэффициент вскрыши определяется годовой объем вскрышных работ, в соответствии с которым устанавливается необходимое количество горно-транспортного и другого оборудования. Коэффициент вскрыши используется при решении ряда важнейших задач открытой разработки месторождений: определение главных параметров карьеров, установление режима горных работ и т.д.

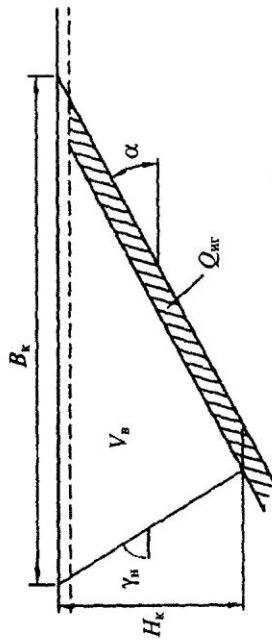
Различают средний геологический ($K_{\text{сг}}$), средний промышленный ($K_{\text{сп}}$), средний эксплуатационный ($K_{\text{сэ}}$), текущий ($K_{\text{т}}$), контурный ($K_{\text{к}}$) и другие виды коэффициентов вскрыши. Их графическая интерпретация при разработке наклонного месторождения представлена на рис. 2.3.



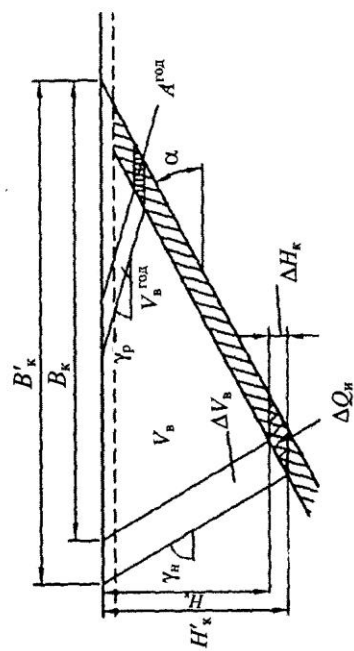
$$K_{co} = \frac{V_b - V_{стр}}{Q_{min}}$$

Рис. 2.3. Схемы к определению коэффициентов вскрыши (K_{cr} , K_{cn} , K_{co} , K_t , K_k):

H_k — конечная глубина карьера; B_k — ширина карьера по верху; α — угол падения залежи; γ_n — угол откоса борта карьера на момент погашения горных работ; γ_p — угол откоса рабочего борта карьера; V_b — объем вскрышных пород в конечных контурах карьера; $V_{стр}$ — объем вскрышных пород, извлекаемых в период строительства карьера; $V_b^{год}$ — годовой объем вскрышных работ в период эксплуатации карьера; Q_{min} — геологические запасы полезного ископаемого; Q_{min} — промышленные запасы; $A^{год}$ — годовой объем добычи; ΔH_k — приращение глубины карьера при расширении его грани; ΔQ_n — приращение запасов при увеличении глубины карьера до H_k ; ΔV_b — приращение объема вскрышных пород при увеличении глубины карьера



$$K_{cr} = \frac{V_b}{Q_{min}}; K_{cn} = \frac{V_b}{Q_{min}}$$



$$K_t = \frac{V_b^{год}}{A^{год}}; K_k = \frac{\Delta V_b}{\Delta Q_n}$$

2.2. Технологические схемы открытых горных работ

Технология разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом имеет два аспекта. Во-первых, это **технология производственных процессов**, которая включает методы и средства осуществления подготовки горных пород к выемке, производства выемочно-погрузочных работ, транспортирования горной массы из карьера до пунктов ее разгрузки и работ по отвалообразованию. Изучению этих производственных процессов как раз и посвящен курс «Процессы открытых горных работ».

Во-вторых, это собственно **технология открытых горных работ**, которая рассматривает системы разработки и способы вскрытия, основные параметры карьеров, схемы развития горных работ, вопросы комплексной механизации, способы управления качеством полезного ископаемого и др.

Выбор технологии открытых горных работ определяется в первую очередь условиями залегания полезного ископаемого (горизонтальные, пологопадающие, наклонные и крутые залежи) и свойствами слагающих месторождение горных пород. При этом система разработки выбирается в соответствии с условиями залегания полезного ископаемого, а свойства горных пород определяют состав производственных процессов и способы их осуществления.

При разработке горизонтальных или очень пологих, неглубоко залегающих месторождений используются **бестранспортные системы разработки**, которые по классификации В.В. Ржевского отнесены к группе **сплошных**. При бестранспортной разработке месторождений вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы, находящиеся в выработанном пространстве, непосредственно в ковше экскаватора или с помощью отвалообразователей или транспортно-отвальных мостов (рис. 2.4). В этом случае на вскрышном уступе транспортные средства отсутствуют. Они используются лишь для доставки из карьера полезного ископаемого.

При большой высоте вскрышных уступов или недостаточных рабочих параметрах вскрышного экскаватора производится

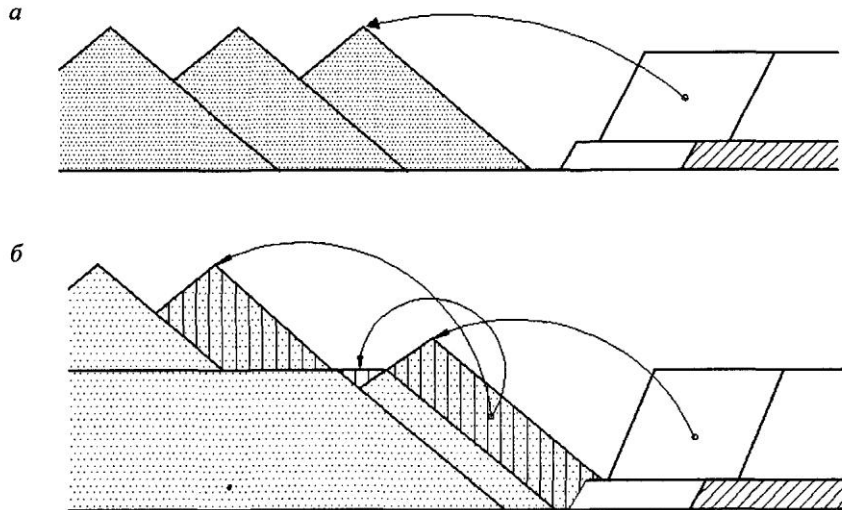


Рис. 2.4. Разработка горизонтальных залежей по простой (а) и усложненной (б) бестранспортной технологии с перевалкой вскрышных пород во внутренний отвал

повторная перевалка (перезакавка) части породы во внутреннем отвале, которая осуществляется с помощью экскаваторов — драглайнов, устанавливаемых на внутреннем отвале. В отличие от **простой бестранспортной системы** (рис. 2.4, а), система разработки с использованием перезакавки пород называется **усложненной бестранспортной системой** (рис. 2.4, б).

При бестранспортной разработке мягких пород в состав производственных процессов входят только выемка породы из массива и ее перевалка в выработанное пространство, а при разработке полускальных и тем более скальных пород помимо выемки и перевалки пород входит также их предварительная подготовка, осуществляемая с помощью взрывания. В этом случае при производстве буровзрывных работ необходимо стремиться к тому, чтобы использовать энергию взрыва не только для дробления породы, но и для перемещения (сброса) силой взрыва возможно большей ее части в выработанное пространство, что позволяет сократить объем экскаваторных работ по перевалке породы и сроки их выполнения.

Перевалка пород в выработанное пространство осуществляется экскаваторами с большими рабочими параметрами, прежде всего с большим радиусом и большой высотой разгрузки, что позволяет перемещать породу в отвал на относительно большое расстояние. К таким экскаваторам относятся механические лопаты с удлиненным рабочим оборудованием – вскрышные экскаваторы (ЭКГ-У, ЭВГ) и шагающие экскаваторы — драглайны (ЭШ). В отечественной практике для перевалки пород используются почти исключительно драглайны. Что касается работ по переэкскавации пород при усложненной бестранспортной технологии, то здесь возможно использовать только драглайны, поскольку никакие другие экскаваторы эту работу выполнять не могут.

Добычные работы при бестранспортной разработке выполняются обычно с помощью карьерных экскаваторов (ЭКГ) с погрузкой полезного ископаемого чаще всего в автомобильный транспорт, располагающийся на нижней площадке добычного уступа. В процессе осуществления вскрышных и добычных работ добычной экскаватор следует за вскрышным на определенном расстоянии от него, обеспечивающем безопасность работ и необходимый запас подготовленного к выемке полезного ископаемого.

Бестранспортная разработка месторождений экономически наиболее эффективна прежде всего потому, что в этом случае из числа технологических процессов исключается наиболее дорогостоящий процесс перемещения вскрышных пород средствами транспорта. Размещение вскрышных пород в выработанном пространстве исключает необходимость в дополнительных земельных участках под внешние отвалы. Кроме того, это значительно облегчает последующую рекультивацию отвалов. Поэтому бестранспортную технологию следует применять во всех случаях, где это только возможно по геологическим условиям.

При разработке наклонных или крутых залежей используются **транспортные системы разработки**, которые по классификации В.В. Ржевского отнесены к группе **углубочных**. При этих системах вскрышные породы средствами транспорта перемещаются из карьеров, как правило, во внешние отвалы, а иногда

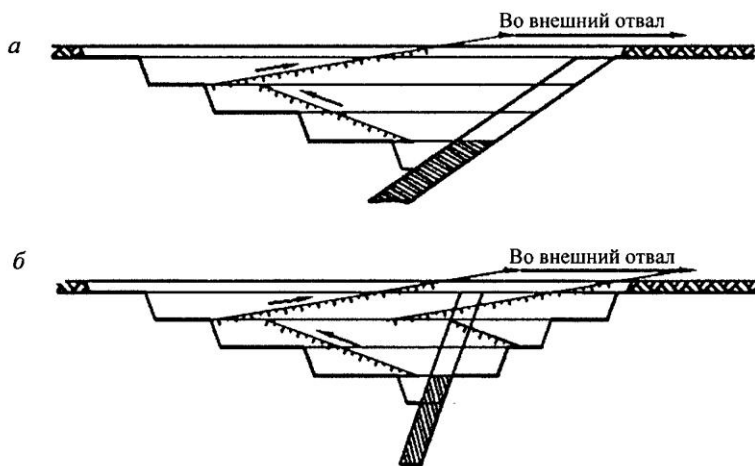


Рис. 2.5. Разработка наклонных (а) и крутых (б) залежей по транспортной технологии с перемещением пород во внешний отвал

и во внешние и во внутренние отвалы (рис. 2.5). Полезное ископаемое доставляется из карьеров к пунктам его приема также с помощью средств транспорта.

При разработке мягких пород в число производственных процессов в этом случае входят выемочно-погрузочные работы, транспортирование пород из забоев в карьере до отвала и укладка пород в отвале (отвалообразование). Выемка таких пород из массива производится обычно без их предварительной подготовки. Разработка полускальных и скальных пород производится с предварительным рыхлением (дроблением), осуществляемым обычно взрывным способом.

Выемочно-погрузочные работы при транспортных системах производятся главным образом с использованием карьерных экскаваторов с нормальным и (реже) с удлиненным рабочим оборудованием (ЭКГ и ЭКГ-У) или гидравлических экскаваторов (ЭГ) с ковшами вместимостью от 5 до 20 м³. Погрузка пород в средства транспорта иногда производится также с помощью шагающих экскаваторов — драглайнов. При разработке мягких пород и полезных ископаемых, характерных, в частности, для угольных месторождений, на выемочно-погрузочных работах наряду с одноковшовыми экскаваторами могут быть применены

многоковшовые (роторные или цепные) экскаваторы, которые обладают очень высокой производительностью, достигающей 10 000—12 000 м³/ч и более.

При транспортных системах разработки перевозка горных пород производится средствами автомобильного, железнодорожного или конвейерного транспорта. Иногда в одном грузопотоке карьера используют не один, а два и даже три вида транспорта. Например, автомобильный и железнодорожный, автомобильный и конвейерный или автомобильный, гравитационный и железнодорожный. В таких случаях автомобильным транспортом порода или полезное ископаемое доставляется из забоев на перегрузочные пункты, расположенные обычно на одном из промежуточных горизонтов карьера, где они перегружаются чаще всего в железнодорожные вагоны или на конвейеры для их дальнейшей транспортировки.

При использовании железнодорожного транспорта на карьере строится система временных и стационарных путей, связывающих забои экскаваторов в карьере с породными отвалами. Общая длина железнодорожных путей карьера достигает иногда многих десятков километров. Подвижной состав железнодорожного транспорта (локомотивы и вагоны-самосвалы) обеспечивают возможность транспортировки самых различных по свойствам пород на большие расстояния, достигающие в отдельных случаях 15—20 км. Применяется железнодорожный транспорт на крупных карьерах с достаточно большим сроком существования, большими размерами в плане с объемом вскрышных работ до 100 млн м³ в год и более.

На карьерах с ограниченными размерами в плане и относительно большой глубиной для перевозки пород наиболее приемлем автомобильный транспорт. Этот вид транспорта применяется на карьерах средней и малой мощности при перевозке пород на относительно небольшие расстояния, в основном до 3—5 км. Благодаря своей мобильности и эффективности работы в сложных горно-технических условиях автомобильный транспорт в последние десятилетия получил широкое распространение на карьерах черной и цветной металлургии и на угольных разрезах.

На карьерах по добыче строительных горных пород он является основным, практически единственным видом транспорта.

В качестве подвижного состава автомобильного транспорта используются в основном автосамосвалы грузоподъемностью от 27 до 180 т и реже — автопоезда, а за рубежом еще и дизель-троллейбусы грузоподъемностью 65—150 т. Эти машины способны преодолевать подъемы до 80—120 ‰, что в 2—2,5 раза больше, чем при железнодорожном транспорте. Временные автомобильные дороги на рабочих уступах и на отвалах не имеют дорожного покрытия. Стационарные же дороги, связывающие карьер с отвалами и другими пунктами разгрузки, сооружаются с соблюдением требований, предъявляемых к постоянным автодорогам, с возведением дорожного покрытия, материал и качество которого выбираются в соответствии с интенсивностью движения и грузоподъемностью автомобилей.

Конвейерный транспорт применяется на карьерах для перемещения мягких пород, а также полускальных и скальных пород после их дополнительного механического дробления на передвижных или стационарных дробилках. Отличительной особенностью конвейерного транспорта является непрерывность (поточность) процесса перемещения горной массы и возможность ее подъема из карьера под углами до 16—18°, а при специальных видах конвейеров — до 40—45°, что позволяет резко сократить расстояние транспортирования.

Комбинированные системы разработки применяют на пологопадающих или горизонтальных залежах с большой мощностью покрывающих пород. По классификации В.В. Ржевского эти системы отнесены к группе **смешанных (углубочно-сплошных) систем разработки**.

В этом случае верхние горизонты карьера отрабатываются по транспортной технологии с вывозкой пород во внешние или внутренние отвалы, а самый нижний вскрышной уступ, расположенный непосредственно над залежью, разрабатывается по бестранспортной технологии с перевалкой породы в выработанное пространство (рис. 2.6). Горные работы в транспортной и бестранспортной зонах осуществляются по технологии, суть которой описана выше.

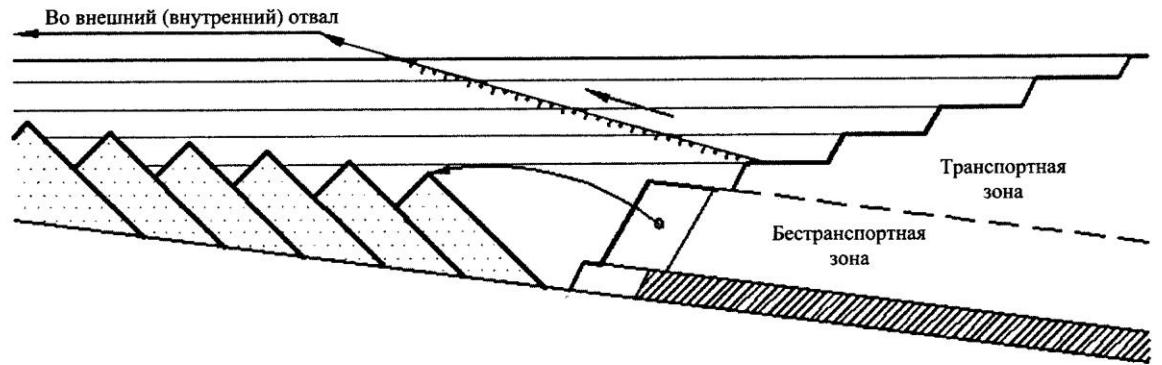


Рис. 2.6. Разработка пологопадающей залежи по комбинированной технологии

Таблица 2.

Состав производственных процессов

Месторождения	Системы разработки	Породы	Производственные процессы				Примечание
			Подготовка горных пород	Выемочно-погрузочные работы	Транспортирование горных пород	Отвалообразование	
Горизонтальные и пологопадающие	Простые бестранспортные	Мягкие Полускальные и скальные	-	+*	-	-	
			+	+*	-	-	
	Усложненные бестранспортные	Мягкие Полускальные и скальные	-	+*	-	+	Перезэкскавация То же
			+	+*	-	+	
Наклонные и крутые	Транспортные	Мягкие Полускальные и скальные	-	+	+	+	
			+	+	+	+	
Пологопадающие и горизонтальные с большой мощностью вскрыши	Комбинированные	Мягкие	-	+	+	+	Транспортная зона Бестранспортная зона Транспортная зона Бестранспортная зона (перезэкскавация)
			-	+*	-	+	
		Полускальные и скальные	+	+	+	+	
			+	+*	-	+	

* Выемка и перевалка пород в выработанное пространство карьера.

На карьерах России применяются в основном транспортные и комбинированные системы разработки. Состав производственных процессов при различных условиях разработки приведен в табл. 2.1.

3. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

При добыче полезных ископаемых открытым способом (так же, как и при подземной добыче) объектом горных работ являются **горные породы**. Горному инженеру необходимо хорошо знать горные породы и их свойства, поскольку исходя именно из учета свойств горных пород выбираются как сама технология горных работ, так и применяемое при этом горное и транспортное оборудование. И прежде всего необходимо знать свойства горных пород в их естественном состоянии, так как разработка горных пород начинается с внешнего воздействия технических средств на естественный породный массив с целью его разрушения. При последующих технологических процессах (выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы, механическое дробление и др.) важно знать и учитывать свойства искусственно измененных горных пород, например пород, находящихся в развале после разрушения массива в результате буровзрывных работ.

Свойства горных пород изменяются в широком диапазоне. Практически невозможно найти две одинаковые по минералогическому составу породы, но с разных месторождений, которые были бы одинаковы по своим свойствам.

Горные породы представляют собой природные минеральные агрегаты, состоящие из одного или нескольких минералов. К горным породам относятся как **полезные ископаемые**, так и **вскрышные породы**, которые объединяются общим понятием —

горная масса. Следует подчеркнуть, что разделение горных пород на вскрышные породы и полезное ископаемое относительно. С развитием техники и технологии добычи и переработки пород, с развитием индустрии их промышленного использования многие виды пород переходят со временем из категории вскрышных в категорию полезных ископаемых и находят применение в народном хозяйстве.

По своему происхождению горные породы разделяются на **осадочные, магматические и метаморфические.** Все эти породы принято называть **коренными.** Они залегают в земной коре в местах своего образования. Как правило, коренные породы покрыты **наносами** той или иной мощности, так называемыми четвертичными отложениями, которые представляют собой измельченные породы, перенесенные и переотложенные посредством различных природных факторов. К ним относится и растительный слой.

• При открытой разработке все горные породы принято делить на три группы.

1. **Мягкие, сыпучие и плотные породы,** выемка которых в обычном (незамерзшем) состоянии осуществляется непосредственно из массива рабочими органами выемочных машин, как правило, без их предварительной подготовки. Лишь сильно обводненные породы перед выемкой подвергаются предварительному осушению.

2. **Полускальные и скальные породы,** непременным условием выемки которых является их предварительное отделение от массива с одновременным дроблением породы до размеров кусков, доступных для эффективной работы выемочных машин (за исключением случаев использования так называемой безвзрывной технологии выемки пород).

3. **Разрушенные горные породы,** которые образуются как результат процесса предварительной подготовки к выемке полускальных и скальных пород, а также мерзлых пород первой группы.

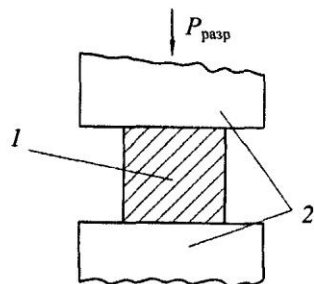
Подавляющая часть горных пород на карьерах представлена скальными и полускальными породами. Доля пород первой группы весьма невелика.

Горные породы характеризуются целым рядом различных физико-технических свойств. При этом различают свойства пород, которыми сложен породный массив и которые можно назвать **свойствами пород «в образце»** или **«в куске»**, и свойства самого породного массива. К наиболее важным физико-техническим характеристикам горных пород «в образце» относятся:

- прочностные свойства, которые характеризуются пределами прочности пород при одноосном сжатии ($\sigma_{сж}$), при растяжении ($\sigma_{раст}$) и при сдвиге ($\sigma_{сдв}$), измеряемые в Па или МПа;
- плотностные свойства, прежде всего объемная масса пород, измеряемые обычно в $кг/м^3$ или в $т/м^3$;
- упругие и акустические свойства, характеризующиеся скоростью распространения в породах упругих волн, м/с;
- абразивные свойства, которые характеризуются способностью породы к изнашиванию контактирующих с ней рабочих органов горных машин (буровых долот, зубьев ковшей экскаваторов и др.);
- тепловые, электрические и другие свойства.

Количественные характеристики указанных свойств горных пород зависят прежде всего от их минералогического состава, крупности зерен и кристаллов и силы связей между частицами породы (для осадочных пород — от свойств цементирующего их материала). Прочностные и упругие свойства породы, ее акустические свойства, электро- и теплопроводность снижаются с увеличением крупности зерен и снижением прочности цемента.

Свойства горных пород «в куске» устанавливаются чаще всего с помощью методов лабораторных испытаний. Так, **предел прочности при одноосном сжатии ($\sigma_{сж}$)** определяется методом



раздавливания образцов правильной (кубической или цилиндрической) формы под прессом (рис. 3.1). При

Рис. 3.1. Схема испытаний при определении $\sigma_{сж}$:

1 — испытуемый образец; 2 — плиты пресса

Рис. 3.2. Схема испытаний при определении $\sigma_{сдв}$:

1 — испытуемый образец; 2 и 3 — верхняя и нижняя (подвижная) матрицы; 4 — роликовая постель; 5 — обойма и вкладыши

этом используются образцы размером $41 \times 41 \times 41$ мм, а величина $\sigma_{сж}$ устанавливается по соотношению

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{разр}}{F}, \quad (3.1)$$

где $P_{разр}$ — разрушающая нагрузка; F — площадь поперечного сечения образца.

С той же целью могут быть использованы методы раздавливания образцов неправильной формы, а также метод соосных пуансонов.

Предел прочности при сдвиге ($\sigma_{сдв}$) определяют в специальных матрицах, обеспечивающих срез образцов под углами 25° , 35° или 45° (рис. 3.2).

При этом

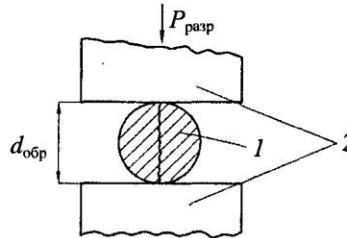
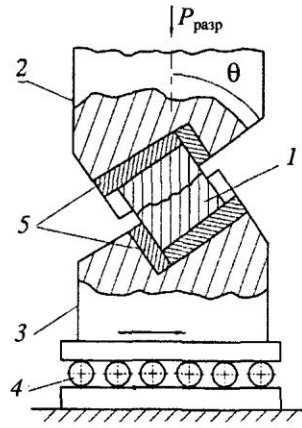
$$\sigma_{сдв} = \cos \theta \frac{P_{разр}}{F}, \quad (3.2)$$

где θ — угол среза образца, град.

Предел прочности при растяжении ($\sigma_{раст}$) определяется либо методом непосредственного разрыва образцов, либо косвенным путем — расколом образцов цилиндрической формы сосредоточенными сжимающими нагрузками (рис. 3.3). Величина $\sigma_{раст}$ в этом случае рассчитывается по выражению

Рис. 3.3. Схема испытаний при косвенном методе определения $\sigma_{раст}$:

1 — испытуемый образец; 2 — плиты пресса



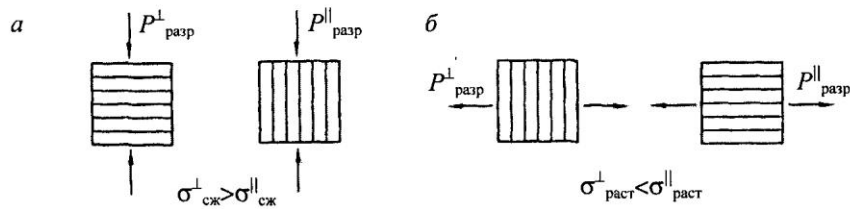


Рис. 3.4. Влияние слоистости на величину предела прочности породы при одноосном сжатии (а) и растяжении (б)

$$\sigma_{\text{раст}} = \frac{P_{\text{разр}}}{l d} K, \quad (3.3)$$

где l и d — длина и диаметр цилиндрического образца; K — поправочный коэффициент (для горных пород $K = 0,64$).

Пределы прочности пород при сдвиге и растяжении значительно ниже предела прочности при одноосном сжатии. При известной $\sigma_{\text{сж}}$ их ориентировочные значения можно установить по соотношениям:

$$\sigma_{\text{сдв}} = 0,2\sigma_{\text{сж}}; \sigma_{\text{раст}} = 0,1\sigma_{\text{сж}}. \quad (3.4)$$

Пределы прочности пород при сжатии изменяются в диапазоне от 0,1 до 450 МПа, при сдвиге — от 0,01 до 75 МПа и при растяжении — от 0 до 43 МПа.

Горные породы «в куске» **анизотропны**. Это является следствием их слоистости и микротрещиноватости, ориентировки зерен, наличия и распределения пор и др. Так, например, прочность породы при одноосном сжатии в направлении, перпендикулярном слоистости, будет выше, чем в направлении, параллельном слоистости, а предел прочности при растяжении, наоборот, в направлении, параллельном слоистости, будет выше, чем в перпендикулярном направлении (рис. 3.4).

Аналогично проявляются также акустические, упругие, электрические и другие свойства горных пород. Анизотропность пород следует учитывать как при их испытаниях, так и, по возможности, при выборе направления приложения нагрузок при внешнем воздействии на породу при ее разрушении.

Плотность, или объемная масса, пород устанавливается путем прямого взвешивания образцов правильной формы при известном их объеме или путем гидростатического взвешивания образцов неправильной формы. В первом случае объемная масса породы определяется по формуле

$$\gamma = \frac{m}{V}, \text{ г/см}^3, \quad (3.5)$$

где m — масса образца, г; V — объем образца, см³.

Во втором случае она вычисляется по соотношению

$$\gamma = \frac{m_1 - m_2}{m_1}, \text{ г/см}^3, \quad (3.6)$$

где m_1 и m_2 — масса образца соответственно в воздухе и в жидкости, г.

Все другие свойства горных пород (упругие, абразивные, электрические, тепловые и т.п.) определяются с использованием соответствующих методик и оборудования, которые здесь не рассматриваются.

К числу важнейших технологических характеристик горных пород прежде всего относятся их прочностные свойства и объемная масса, или плотность. Именно прочностные свойства пород оказывают определяющее влияние на сопротивляемость пород внешним воздействиям в процессе их разрушения (выемка пород, бурение скважин, взрывание, механическое дробление и др.). В конечном счете, от прочности горных пород во многом зависят и все технико-экономические показатели открытых горных работ.

Именно в связи с этим указанные характеристики горных пород были положены акад. В.В. Ржевским в основу предложенного им подхода к общей относительной оценке сопротивляемости пород разрушению по **показателю трудности разрушения (P_p)**.

$$P_p = 0,05 [K_{\text{тр}} (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{раст}}) + 10^{-3} \gamma g], \quad (3.7)$$

где $K_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ — пределы прочности пород соответственно на одноосное сжатие, сдвиг и растяжение, МПа; γ — плотность пород, кг/м³; g — ускорение свободного падения, м/с².

В классификации по показателю P_p все породы разделены на пять классов:

I класс — мягкие, плотные и связные полускальные породы ($P_p = 1-5$);

II класс — легкоразрушаемые скальные породы ($P_p = 5,1-10$);

III класс — скальные породы средней трудности разрушения ($P_p = 10,1-15$);

IV класс — трудноразрушаемые скальные породы ($P_p = 15,1-20$);

V класс — весьма трудноразрушаемые скальные породы ($P_p = 20,1-25$).

Внутри каждого класса породы делятся на 5 категорий. Таким образом, в классификацию включено 25 категорий пород.

При общей оценке прочностных свойств горных пород до настоящего времени достаточно широко используется классификация проф. М.М. Протодяконова по коэффициенту крепости пород (табл. 3.1), величина которого устанавливается в соответствии с выражением $f = \frac{\sigma_{сж}}{100}$ ($\sigma_{сж}$ измеряется в кг/см²) или

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10} \quad (\sigma_{сж} \text{ измеряется в МПа}).$$

Таблица 3.1

Шкала крепости горных пород по М.М. Протодяконову

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

Продолжение табл. 3.1

Категория	Степень крепости	Порода	Коэффициент крепости
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие 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
III ^a	>>	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчедан	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IV ^a	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
V ^a	>>	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

Категория	Степень крепости	Порода	Коэффициент крепости
VI ^a	Довольно мягкие	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
VII ^a	>>	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

Обе эти классификации используются лишь для общей оценки свойств пород и не предназначены для использования при нормировании горных работ.

Основные характеристики горных пород «в куске» определяются еще на стадии разведки месторождения на основе исследования кернового материала, получаемого при разведочном бурении.

Свойства породного массива. Важнейшей технологической характеристикой скального и полускального породного массива является его **трещиноватость** (имеется в виду макротрещиноватость), обусловленная наличием в массиве нескольких систем трещин. Трещиноватость массива оказывает очень большое влияние на эффективность разработки горных пород, а при взрывной подготовке пород это влияние становится определяющим.

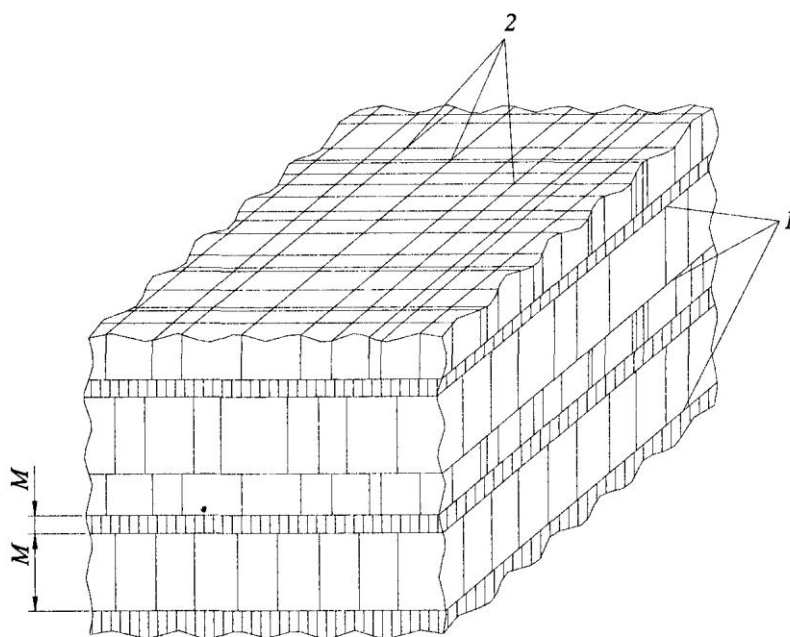


Рис. 3.5. Схема расположения систем трещин в осадочных горных породах:
 1 — система трещин напластования; 2 — первая и вторая системы секущих трещин

Под **системой трещин** понимается множество трещин, примерно параллельных друг другу и обычно сохраняющих ориентировку направления простираения на больших площадях. В любом породном массиве развито несколько систем трещин. Так, для массивов осадочных горных пород характерно наличие трех систем (рис. 3.5): одна система — это трещины напластования, отделяющие один от другого отдельные слои породного массива, а две другие — это взаимноперпендикулярные секущие системы трещин, которые расположены примерно перпендикулярно плоскостям напластования. В изверженных и метаморфизованных породах насчитывается до пяти и более систем трещин. Тогда трещиноватость приобретает зачастую хаотический или полигональный характер.

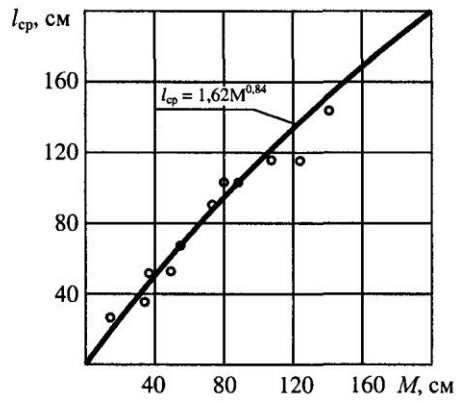


Рис. 3.6. График зависимости среднего расстояния между трещинами ($l_{ср}$) от мощности слоев (M)

Расстояние между трещинами изменяется в широком диапазоне — от нескольких сантиметров до метров. Частота трещин различна для разных систем. В осадочных породах среднее расстояние между трещинами четко связано с

мощностью слоев и увеличивается с ее увеличением (рис. 3.6).

Трещины разделяют породный массив на **естественные отдельныености**, которые часто называют **естественными блоками**. Размеры естественных отдельностей, или так называемая **блочность массива**, а также гранулометрический состав отдельностей зависят от количества систем трещин и расстояния между трещинами в каждой системе. С увеличением количества систем и уменьшением расстояния между трещинами системы блочность массива уменьшается. И наоборот. В горно-технической литературе и в практике широко используется классификация горных пород по степени трещиноватости, предложенная Междуведомственной комиссией по взрывному делу (табл. 3.2).

По этой классификации породные массивы по степени трещиноватости разделены на 5 категорий — от чрезвычайно трещиноватых (мелкоблочных) до практически монолитных (исключительно крупноблочных). Помимо среднего расстояния между трещинами всех систем каждая категория характеризуется показателем **удельной трещиноватости**, то есть количеством трещин, приходящихся на 1 пог. м обнажения массива, и содержанием в массиве блоков определенных размеров (в классификации приняты размеры блоков 300 мм, 700 мм и 1000 мм). И если в чрезвычайно трещиноватых, мелкоблочных породах I категории на 1 пог. м протяженности массива приходится более 10 трещин и содержание в массиве отдельностей крупнее 30 см не превышает 10 % объема массива, а отдельностей размером 70—100 см

Таблица 3.2

Классификация массивов горных пород по степени трещиноватости, предложенная Междуведомственной комиссией по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, 1/м	Содержание (%) в массиве отдельных размеров, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	> 10	< 10	~ 0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1—0,5	2—10	10—70	< 30	< 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5—1,0	1—2	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0—1,5	1—0,65	100	80—100	40—100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	> 1,5	< 0,65	100	100	100

нет вообще, то в исключительно крупноблочных массивах V категории одна трещина приходится на 1,5 м протяженности массива, а размеры практически всех естественных блоков в массиве превышают 1000 мм.

Естественные отдельности в массиве геометрически подобны, что выражается в наличии статистически устойчивых соотношений между их размерами:

$$b^e = 0,8 a^e; c^e = 0,5 a^e, \quad (3.8)$$

где a^e , b^e , c^e — соответственно длина, ширина и толщина естественной отдельности.

При известных ее размерах можно определить **средний диаметр отдельности**:

$$d^e = \frac{a^e + b^e + c^e}{3}. \quad (3.9)$$

Структурную характеристику породного массива принято оценивать обычно **диаметром средней естественной отдельности**:

$$d_{\text{ср}}^e = \frac{d_1^e + d_2^e + d_3^e + d_{n-1}^e + \dots + d_n^e}{n}, \quad (3.10)$$

где d_1^e , d_2^e , ..., d_n^e — средний диаметр слагающих массив естественных отдельностей в принятой статистической выборке (множестве отдельностей); n — количество отдельностей в выборке.

Аналогично определяется и диаметр среднего куска взорванной горной массы.

Трещины в массиве имеют различное происхождение. Образование первичных трещин происходило в процессе формирования горных пород. Это так называемые **петрогенетические трещины**, которые в дальнейшем в процессе тектонических деформаций земной коры дополнялись **тектоническими трещинами**. Близкая к дневной поверхности часть массива коренных пород характеризуется наличием **экзогенных трещин**. Эти трещины формируются в результате изменения параметров решетки петрогенетических и тектонических трещин за счет раз-

грузки выведенной к поверхности части массива от давления, а также за счет процессов выветривания.

Трещины первых двух типов пронизывают породный массив на всю его глубину. Эти трещины могут быть **плотно сомкнутыми** или **зияющими**. В последнем случае расстояние между краями трещин может изменяться от долей миллиметра до нескольких сантиметров. Трещины могут быть заполнены воздухом, водой или продуктами отложения частиц пород, переносимых циркулирующими в массиве подземными водами. Частота этих трещин и их зияние уменьшаются с увеличением глубины разработки. В зоне выветривания увеличивается как среднее значение ширины первичных трещин, так и ее дисперсия. В связи с этим возрастает неоднородность структуры массива. Имеющие значительно большую ширину трещины в этой зоне обычно заполнены вторичными отложениями мягких пород, переносимыми грунтовыми водами из толщи наносов, что очень затрудняет разработку пород данной зоны, особенно их взрывную подготовку. Мощность зоны выветривания составляет обычно от 25—30 м до 50 м, достигая (в частности, на угольных месторождениях) 60—80 м.

Породный массив анизотропен. Важнейшей причиной анизотропии массива является **анизотропия его трещиноватости**, обусловленная неравномерностью распределения трещин. Частота трещин по различным направлениям в массиве различна. И при составлении, например, проекта на взрыв интерес представляет в первую очередь распределение частоты трещин в плоскости, перпендикулярной оси скважинных зарядов (как правило, это плоскость горизонтальная или близка к горизонтальной). Картина распределения частоты трещин в этой плоскости с достаточной точностью может быть описана кривой эллиптической формы, которая может быть названа **кривой анизотропии трещиноватости** (рис. 3.7). Направление большой оси эллипса соответствует направлению, в котором частота трещин в массиве достигает максимального значения, а направление малой оси, наоборот, соответствует направлению с минимальной частотой трещин. Эти направления являются **главными осями анизотропии трещиноватости массива**.

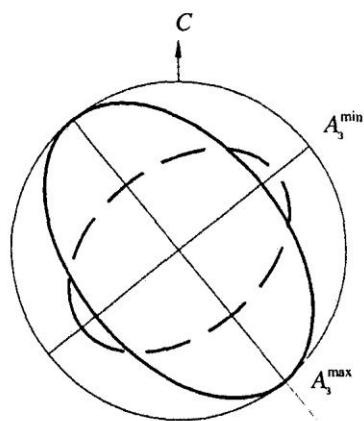


Рис. 3.7. Совмещенные диаграммы распределения трещин (—) и скорости упругих волн (---) в массиве:

A_3^{\max} и A_3^{\min} — азимуты направлений с максимальной и минимальной частоты трещин

Следствием анизотропии трещиноватости массива является анизотропия его акустических свойств или анизотропия так называемого акустического показателя трещиноватости, равного соотношению квадратов скоростей

упругих волн в массиве и в образце породы.

Количественной характеристикой анизотропности массива может служить коэффициент анизотропии, равный отношению максимального и минимального значений частоты трещин:

$$K_a = \frac{n^{\max}}{n^{\min}}, \quad (3.11)$$

где n^{\max} и n^{\min} — соответственно максимальное и минимальное значения частоты трещин.

Величина коэффициента анизотропии для породных массивов угольных месторождений чаще всего находится в пределах от 1,2 до 1,9. С увеличением блочности массива коэффициент анизотропии возрастает. И наоборот.

Наиболее надежным методом изучения трещиноватости массива является метод натуральных измерений на обнажениях уступов и бортов карьеров. Он позволяет не только установить количество систем и расстояния между трещинами систем, их ориентировку, углы и азимуты падения трещин, но и оценить состояние трещин — их раскрытие, заполнение и др. Трудоемкость натуральных измерений может быть значительно снижена за счет применения фотограмметрии. Их сочетание является наиболее плодотворным методом изучения трещиноватости. Но этот метод возможно использовать только после того, как горные работы на месторождении получат достаточное развитие. На

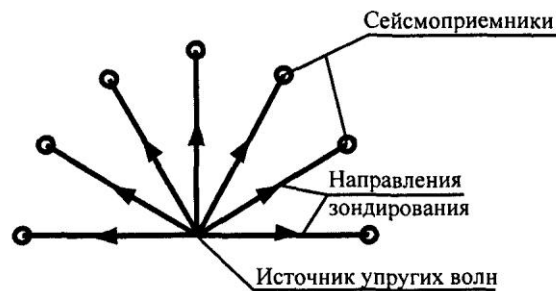


Рис. 3.8. Схема кругового сейсмического зондирования массива

этапе проведения разведочных работ трещиноватость и блочность массива можно ориентировочно оценить по кернам, получаемым при разведочном бурении. Но эта информация весьма ограничена. На стадии разведки угольных месторождений достаточно надежные данные о блочности пород и их прочностных характеристиках возможно получить на основе данных о стадии эпигенеза и глубине залегания пород.

В практическом применении весьма удобен сейсмоакустический метод оценки анизотропности массива. Но он дает возможность получить лишь интегральную характеристику нарушенности массива трещинами и не позволяет установить такие показатели, как количество систем трещин, расстояние между трещинами, их состояние и др. С другой стороны, он позволяет четко определить направления главных осей анизотропии трещиноватости и величину коэффициента анизотропии, что очень важно при проектировании взрывных работ. Реализация метода осуществляется путем проведения кругового сейсмического зондирования массива (рис. 3.8). Полученная при этом кривая распределения скоростей упругих волн вполне определяет как направления главных осей, так и величину коэффициента анизотропии массива. Учитывая, что кривая анизотропии симметрична относительно ее центра, сейсмические измерения возможно ограничить половиной круга.

Свойства разрушенных горных пород. Разрушенные горные породы формируются в результате взрывного разрушения породного массива, применения средств механического рыхле-

ния пород или дополнительного механического дробления взорванных пород в дробилках (например, при применении в карьерах комбинированного транспорта с использованием ленточных конвейеров). Разрушение пород приводит к уменьшению, вплоть до полного исчезновения сил сцепления между отдельными кусками разрушенной породы. Важнейшими характеристиками разрушенных пород являются **крупность кусков**, или **кусковатость горной массы**, и **коэффициент ее разрыхления**. Кусковатость разрушенных пород в карьере иногда оценивают выходом крупных «негабаритных» кусков, которые не помещаются в ковш экскаватора или не проходят в приемное отверстие дробилки. Однако наиболее удобным и наиболее распространенным критерием оценки кусковатости разрушенных пород является **диаметр среднего куска**, который позволяет адекватно характеризовать состояние разрушенной породы применительно к любому технологическому процессу (выемка и погрузка, транспортирование и др.).

При определении кусковатости разрушенных пород и оценке их гранулометрического состава чаще всего используют линейный или планиметрический метод измерений кусков, по результатам которых диаметр среднего куска может быть установлен в соответствии с выражением (3.10) или определен по формуле

$$d_{\text{cp}} = \sum_{i=1}^n x_i \Delta_i, \quad (3.12)$$

где x_i — среднее арифметическое границ размеров i -й фракции; Δ_i — содержание i -й фракции; n — число фракций.

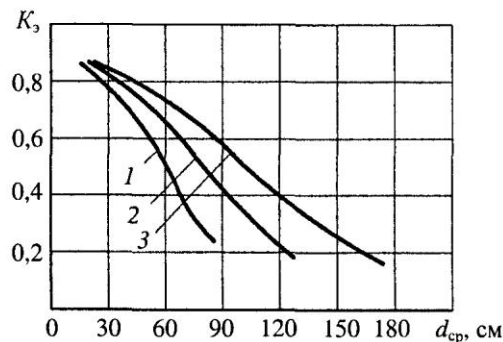
Планиметрический и особенно линейный методы измерений дают завышенные значения содержания мелких фракций, что приводит к уменьшению расчетного диаметра среднего куска разрушенной породы (до полутора раз). Наиболее точен объемный метод измерений кусков, но он более трудоемок.

Разрушенные породы по кусковатости (по линейному размеру куска) В.В. Ржевский делит на пять категорий:

I категория — очень мелко разрушенные породы ($d_{\text{cp}} < 0,15$ м);

Рис. 3.9. Графики зависимости коэффициента экскавации от кусковатости разрушенной породы:

1, 2, 3 — вместимость ковша экскаватора соответственно 4, 8 и 15 м³



II категория — мелко-разрушенные породы ($d_{ср} \approx 0,15—0,25$ м);

III категория — среднеразрушенные породы ($d_{ср} \approx 0,25—0,35$ м);

IV категория — крупноразрушенные породы ($d_{ср} \approx 0,4—0,6$ м);

V категория — весьма крупноразрушенные породы ($d_{ср} \geq 0,7—0,9$ м).

Свойства пород в кусках разрушенного массива близки их свойствам до разрушения. Однако в зоне интенсивного воздействия внешних, в частности взрывных, нагрузок свойства пород «в куске» существенно изменяются. Проявляется это прежде всего в снижении прочностных характеристик пород вследствие увеличения внутри кусков количества микродефектов. При добыче руды снижение ее прочности приводит к росту производительности процессов дробления и измельчения руды на обогатительной фабрике, а развитие микродефектов — к повышению извлечения из руды зерен полезных минералов.

Кусковатость разрушенных пород сказывается в первую очередь на производительности выемочно-погрузочного оборудования, поскольку именно от нее целиком зависит значение коэффициента экскавации при погрузке горной массы экскаваторами или погрузчиками (рис. 3.9).

Коэффициент разрыхления (K_p) определяется отношением объема породы в разрушенном состоянии (V_p) к ее исходному объему в массиве или монолите (V_0):

$$K_p = \frac{V_p}{V_0}. \quad (3.13)$$

Величина коэффициента разрыхления всегда больше единицы и зависит главным образом от кусковатости разрушенной породы, а также от плотности ее укладки. В свою очередь, плот-

ность укладки кусков зависит от объема и формы емкости, в которой размещается разрушенная порода. Из рис. 3.9 хорошо видно, что при одной и той же вместимости ковша экскаватора коэффициент экскавации резко снижается с увеличением крупности кусков разрушенной породы (d_{cp}), а при одной и той же кусковатости породы коэффициент экскавации столь же резко увеличивается с увеличением вместимости ковша.

При правильно установленных параметрах буровзрывных работ развал взорванной породы свободно размещается на рабочей площадке уступа. Когда практически отсутствуют пространственные ограничения в процессе укладки кусков разрушенной породы, коэффициент ее разрыхления в развале составляет обычно 1,3—1,4. По данным Ю.И. Беякова, при таком K_p обеспечивается минимальное удельное сопротивление копанию при выемке взорванной породы экскаватором. Такую же величину коэффициент разрыхления имеет и в ковше экскаватора, когда происходит погрузка очень мелко разрушенных пород.

При неудовлетворительном качестве взрыва, при взрывании «в зажиме» (например, на подпорную стенку) или при сотрясательном взрывании сильнотрещиноватых мелкоблочных массивов коэффициент разрыхления пород в развале снижается до 1,1—1,15 и даже менее. Куски породы при этом оказываются не полностью отделенными друг от друга, силы сцепления между ними в значительной степени сохраняются, что весьма негативно влияет на эффективность выемки пород.

4. ПОДГОТОВКА К ВЫЕМКЕ МЯГКИХ ПОРОД

Разработка горных пород начинается с их подготовки к выемке. Качество подготовки пород оказывает определяющее влияние на производительность выемочно-погрузочного, транспортного и иного оборудования, а в конечном счете — на величину общих затрат на разработку. Поэтому выбору способа под-

готовки пород и обеспечению его эффективности уделяется особое внимание.

Способ подготовки пород выбирается в соответствии с их свойствами. Так, разработка мягких пород может включать их предварительное осушение, предохранение от промерзания или оттаивание промерзших пород. При подготовке полускальных пород могут использоваться механическое или взрывное рыхление, а при подготовке скальных пород — пока только взрывной способ разрушения массива. При разработке различных по свойствам пород затраты на их подготовку составляют от 5 до 40 % общих затрат на горные работы.

Разработка мягких пород (растительный слой, пески, глины, суглинки, супеси и др.) в обычных условиях, при положительных температурах воздуха производится без их предварительной подготовки. Эти породы легко отделяются от массива зубьями ковша экскаватора или рабочими органами других выемочных машин. Однако при высокой влажности массива глинистых пород их выемка сопровождается налипанием пород на стенки и днище ковшей, на внутреннюю поверхность кузовов думпкаров и автосамосвалов, на конвейерные ленты. Это приводит к снижению производительности оборудования и к необходимости периодически проводить его очистку от прилипшей породы. Особые сложности возникают, когда налипание пород сопровождается их примерзанием.

В подобных условиях целесообразно прибегнуть к **предварительному осушению** увлажненных участков породного массива. Для этого возможно использовать дренаж через горизонтальные скважины, которые пробуриваются от подошвы уступа в глубину массива. При слабой водоотдаче пород может применяться вакуумирование этих скважин. Для ограждения разрабатываемых участков обводненных пород от окружающего массива возможно использовать завесы из твердеющих растворов, нагнетаемых в массив через вертикальные скважины, которые бурятся по границе участка. Для предохранения верхних уступов от поверхностных вод при соответствующем рельефе используются дренажные водоотводные каналы.

Предохранение пород от промерзания. Замерзание мягких пород в зимнее время крайне затрудняет их выемку. Экскавато-

ры типа механическая лопата еще способны производить выемку пород без предварительного рыхления при глубине их промерзания не более 0,5—0,7 м. Такая же выемочная техника, как многоковшовые экскаваторы, скреперы и бульдозеры, вообще не способны к разработке даже неглубоко промерзшего слоя породы. А наши карьеры в большинстве своем расположены в районах с суровым климатом, где глубина промерзания измеряется метрами. В этих условиях необходимо принимать меры к предохранению пород от промерзания на тех участках, где предполагается вести горные работы в зимние месяцы.

Для этого могут использоваться следующие способы:

- вспашка и боронование поверхности на глубину 0,3—0,4 м или глубокое рыхление пород на глубину до 1—1,8 м с помощью экскаваторов, что позволяет снизить глубину промерзания в 2—3 раза;
- утепление поверхности рабочих площадок и откосов уступов теплоизоляционными материалами (синтетические материалы, опилки и др.), которые при определенных условиях позволяют снизить глубину промерзания до минимума;
- при разработке россыпных месторождений — обваловка предохраняемой от замерзания площади и заполнение осенью полученной емкости водой на глубину до 1,5 м. Образующийся зимой ледяной покров играет роль утеплителя.

Применяется также химическая обработка поверхности хлористыми солями натрия или калия.

Оттаивание мерзлых пород. Может производиться путем нагнетания в массив различных **теплоносителей**, в основном воды или пара. Теплоносители нагнетаются в массив с помощью устройств, называемых **иглами**, которые вводятся в вертикальные скважины, располагаемые по определенной сетке. Этот способ широко используется при разработке россыпных месторождений. Шаг расстановки игл изменяется обычно от 2,5—3,5 м до 5—6 м. Одна игла обеспечивает оттаивание 20—25 м³ породы. Для повышения эффективности оттаивания используется электро- или гидроразрыв пород или взрывание зарядов ВВ, за счет чего в породе появляются трещины, облегчающие проникнове-

ние в массив теплоносителей и повышающие эффективность оттаивания пород.

Оттаивание **электрообогревом** осуществляется электрическим током напряжением до 380 В, который подается к электродам, размещаемым в шпурах, пробуренных по квадратной или шахматной сетке на расстоянии 0,5—0,7 м один от другого. Электрическая цепь замыкается по талой породе и за счет передачи образующегося при этом тепла лежащему выше мерзлому слою происходит его оттаивание. При **поверхностном электрообогреве** электроды в виде сетки из тонкой медной проволоки укладывают на оттаиваемую поверхность и к ним подают ток от высокочастотного генератора.

При разработке многолетнемерзлых пород используют **естественное оттаивание** за счет солнечной радиации. Скорость оттаивания для континентальных районов северо-востока страны составляет 10—15 см в сутки.

5. ПОДГОТОВКА ПОРОД К ВЫЕМКЕ МЕХАНИЧЕСКИМ РЫХЛЕНИЕМ

Механическое рыхление применяется при подготовке плотных, полускальных и мерзлых пород при относительно небольшой глубине промерзания. Особенно эффективно его применение при послойной селективной разработке забоев, сложенных чередующимися слоями пород и полезного ископаемого при небольшой мощности слоев. В этих условиях механическое рыхление предпочтительнее буровзрывного способа подготовки пород и сопровождается существенно меньшими затратами.

Рыхление производится ковшами экскаваторов или специальными агрегатами — тракторными рыхлителями, которые получили наиболее широкое применение. Такой рыхлитель представляет собой мощный бульдозер с навесным (гораздо ре-

же — с прицепным) рыхлителем, управляемым при помощи гидравлической системы (рис. 5.1). Техническая характеристика некоторых типов тракторных рыхлителей приведена в табл. 5.1.

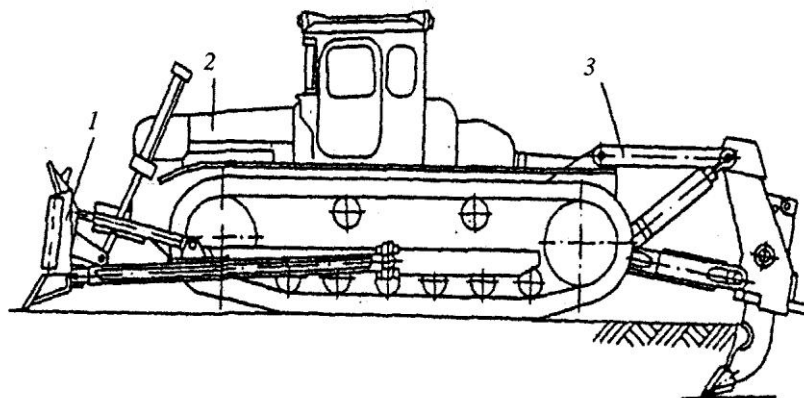


Рис. 5.1. Общий вид бульдозера-рыхлителя ДЗ-126А:

1 — бульдозерное оборудование ДЗ-118; 2 — трактор ДЭТ-250М; 3 — рыхлительное оборудование ДП-9ВХЛ

Таблица 5.1

Техническая характеристика тракторных рыхлителей

Параметры	Базовый трактор				
	Т-130	ДЭТ-250М	Т-330	Т-500	Т-800
Мощность двигателя, кВт	118	243	250	367	523
Тяговый класс, кН	100	250	250	350	750
Тип бульдозерно-рыхлительного агрегата	ДЗ-116ХЛ	ДЗ-126ХЛ	Т-25.01БР-1	Т-500Р-1	50.01
Тип рыхлителя	ДП-26С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	Т-500	Т-800
Число зубьев	1	1—3	1	1	1
Глубина рыхления, мм	450	1200	1400	1520	1780
Ширина наконечника зуба, мм	60	105	114	120—125	125—130
Масса агрегата, т	17,5	40,7	51,3	59,9	90,1

Для подготовки полускальных пород используют мощные однозубые рыхлители. В плотных породах целесообразно применять многозубые рыхлители, обеспечивающие более высокую производительность рыхления. К основным параметрам рыхлителя относятся (рис. 5.2, а): угол заострения зуба (ω), угол резания (γ_p) и задний угол (φ), а также длина зуба, его толщина и расстояние между зубьями (для многозубых рыхлителей). Угол заострения наконечника зуба $\omega = 20\text{—}30^\circ$, задний угол $\varphi \geq 5\text{—}10^\circ$, а угол резания составляет обычно $30\text{—}45^\circ$.

При движении рыхлителя его зуб под действием гидравлической системы заглубляется в горную породу и разрушает ее в границах прорези трапециевидной формы (рис. 5.2, б, в) с углами раскрытия боковых стенок прорези от 40 до 60° , а иногда до 70° . Разрушение породного массива производится параллельными проходами рыхлителя по челноковой схеме (рис. 5.3). Глубина заглубления зуба (h_3) и расстояние между смежными проходами (C) зависят от рыхлимости пород (табл. 5.2) и мощности рыхлителя.

Величина C составляет обычно $1,1\text{—}1,6$ м, а максимальная величина заглубления у мощных рыхлителей достигает почти 2 м (см. табл. 5.1). Рабочая скорость движения рыхлителя составляет $0,5\text{—}1,5$ м/с.

При параллельных проходах рыхлителя между двумя смежными прорезями в нижней их части остаются «целики» неразрушенной породы (рис. 5,2, б, в), в результате чего уменьшается глубина эффективного рыхления (h_3), которая определяет возможную глубину выемки разрушенной породы. Для разрушения этих целиков используются дополнительные перекрестные ходы (перпендикулярно первоначальным проходам), которые позволяют довести глубину эффективного рыхления до величины, практически равной глубине внедрения зуба. Расстояние между перекрестными ходами увеличивается на $20\text{—}50\%$.

Глубину эффективного рыхления можно определить по выражению

$$h_3 = \frac{1}{K_1} \left[K_2 h_3 - \frac{\lg \alpha}{2} (C - b) \right], \text{ м.} \quad (5.1)$$

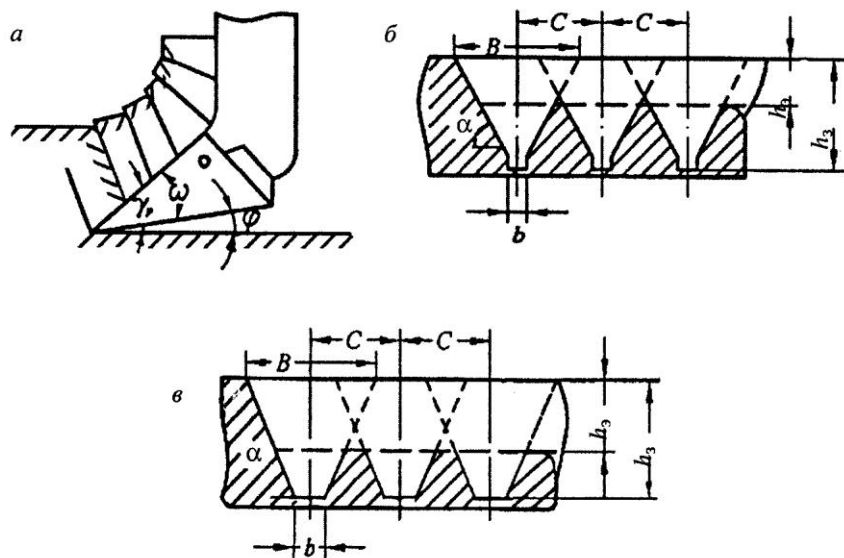


Рис. 5.2. Схема рабочего органа рыхлителя (а) и схемы механического рыхления вязких монолитных пород (б) и хрупких трещиноватых пород (в):

b — ширина нижней части прорези; B — ширина прорези поверху; α — угол раскрытия прорези; C — расстояние между смежными проходами рыхлителей; h_3 — глубина заглупления зуба; h_3 — глубина эффективного рыхления

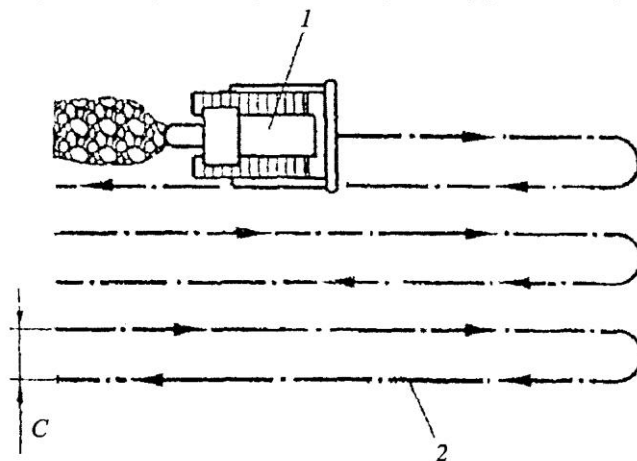


Рис. 5.3. Схема параллельных смежных ходов рыхлителя:
 1 — бульдозер-рыхлитель; 2 — ось хода бульдозера-рыхлителя

Таблица 5.2

Классификация горных пород по рыхлимости

Горная порода	Показатель трудности разрушения породы P_p	Рыхлость пород	Возможное заглубление зуба рыхлителя $h_3, м^*$	Техническая скорость рыхления, м/с*
Плотные породы с валунными включениями, каменный уголь, сцементированная щебенистая масса, разрушенные сланцы	0,5—2,2	Легкорыхлимые	1,2—0,8	0,9—1,5
Мягкие известняки, сланцы, мергель, мел, опоки, гипс, отвердевшие и мерзлые глины	2,2—4,5	Средней рыхлости	0,8—0,6	0,8—1,2
Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники и сланцы	4,5—7	Труднорыхлимые	0,6—0,2	0,4—0,8
Известняки среднетрещиноватые, песчаники, доломиты, мрамор, глинистые сланцы				
Мелкослоистые прочные известняки, железные руды, прослойки крепких пород мощностью до 0,2—0,3 м				
Малотрещиноватые прочные песчаники и известняки, другие прочные породы	Более 7	Очень труднорыхлимые	—	—

* Приведены показатели для рыхлителей средней мощности.

В формуле (5.1) K_1 — коэффициент, учитывающий влияние свойств массива на размеры целиков; K_2 — коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези; h_3 — глубина заглубления зуба, м; α — угол наклона боковых стенок прорези (составляет обычно 40—60° и увеличивается с увеличением прочности пород); b — ширина основания прорези, м.

Значения некоторых из входящих в выражение (5.1) величин приведены ниже.

Рыхлимость пород	K_1	K_2	b
Легкорыхлимые	0,95—1	0,8—0,9	$(1,5—2)b_1^*$
Средней рыхлости	0,9—0,95	0,9—1	$(2—3,5)b_1^*$
Труднорыхлимые	0,8—0,9	1	$(3,5—6)b_1^*$

* b_1 — ширина наконечника зуба рыхлителя.

Таблица 5.3

Показатели работы рыхлителя

Порода	Глубина рыхления, м	Расстояние между смежными проходами, м	Производительность рыхлителя, м ³ /ч
Уголь	0,8—0,9	0,8—1,0	800—1000
Каолиновая глина	0,7—0,8	0,7—0,8	600—700
Сланец трещиноватый	0,5—0,7	0,9—1,1	600—700
Фосфоритная руда	0,6—0,7	1,2—1,4	600—700
Известняк слабый монолитный	0,5—0,7	0,6—0,8	350—450
Известняк прочный трещиноватый	0,4—0,6	0,9—1,0	300—400
Песчаник трещиноватый	0,5—0,7	0,9—1,0	450—500
Мерзлая порода	0,4—0,5	0,8—1,0	200—300

Механическое рыхление производится слоями на горизонтальной или наклонной до 20° поверхности. И если в первом случае рыхление производится при рабочем движении рыхлителя в обоих направлениях, то во втором — только при движении под уклон при холостом перегоне рыхлителя вверх. После завершения рыхления разрушенная порода перемещается бульдозерно-рыхлительным агрегатом в штабель и отгружается из него экскаватором или колесным погрузчиком обычно в автосамосвалы. При хорошем качестве рыхления сравнительно мало-

прочных пород при отработке слоев могут быть использованы скреперы.

При селективной разработке сложных забоев послойное механическое рыхление позволяет снизить потери и разубоживание полезного ископаемого (ввиду отсутствия развала и перемешивания пород и полезного ископаемого, например, при взрывных работах), обеспечивает минимальное переизмельчение и разупрочнение пород, что особенно важно при разработке строительных горных пород, позволяет эффективно управлять кусковатостью разрушенной горной массы. По сравнению с буровзрывными работами механическое рыхление несравненно более безопасно. Вместе с тем небольшая мощность слоев затрудняет непосредственную их выемку экскаваторами и погрузчиками.

Механическое рыхление характеризуется достаточно высокой производительностью и может успешно применяться при добыче угля, фосфоритных и апатитовых руд, при разработке песчаников, сланцев, полускальных известняков и других пород. Некоторые показатели работы рыхлителей средней мощности (по данным Ю.И. Анистратова) приведены в табл. 5.3.

6. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К ПОДГОТОВКЕ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Разрушение горных пород взрывом является в настоящее время основным способом подготовки к выемке полускальных и скальных пород. А при подготовке скальных пород он остается единственным, поскольку взрывному разрушению не могут противостоять никакие породы, вплоть до самых прочных, встречающихся на Земле. С другой стороны, подавляющая часть объемов разрабатываемых на карьерах горных пород представлена именно скальными и полускальными породами, качество подготовки которых оказывает зачастую определяющее

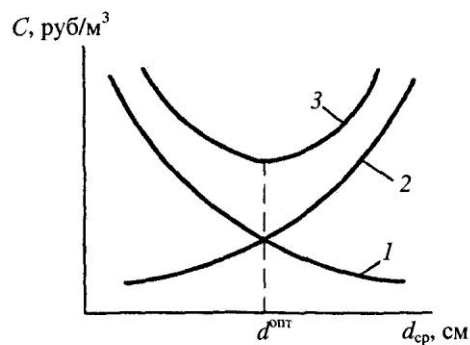


Рис. 6.1. График зависимости затрат на вскрышные работы от кусковатости взорванной горной массы:

1 — затраты на буровзрывные работы; 2 — затраты на выемочно-погрузочные работы, транспортирование горной массы, отвалобразование и др.; 3 — суммарные затраты

влияние на производительность карьерного оборудования и на технико-экономические показатели горных работ в целом. Поэтому горный инженер должен хорошо знать средства и способы достижения наилучших результатов подготовки горных пород взрывом.

Взрывные работы должны обеспечивать:

1) оптимальное качество дробления (кусковатость) взорванной горной массы, при котором достигаются минимальные суммарные затраты по всем технологическим процессам (рис. 6.1).

Оптимальное качество дробления, оцениваемое диаметром среднего куска взорванной горной массы ($d_{ср}$), в каждом конкретном случае должно устанавливаться на основе оптимизации технико-экономических показателей горных работ. Общая закономерность состоит здесь в том, что при разработке породного массива, характеризующегося той или иной блочностью, с увеличением мощности выемочно-погрузочного оборудования допустимо определенное снижение требований к качеству дробления и соответствующее увеличение диаметра среднего куска взорванной горной массы. И наоборот, при применении экскаваторов с ограниченной вместимостью ковша ($E = 5 - 8 \text{ м}^3$) необходимо обеспечивать высокое качество дробления породы. В любом случае нецелесообразно стремиться к чрезмерной интенсификации дробления, поскольку это будет связано с таким удорожанием буровзрывных работ, которое не удастся компенсировать за счет повышения эффективности последующих технологических процессов;

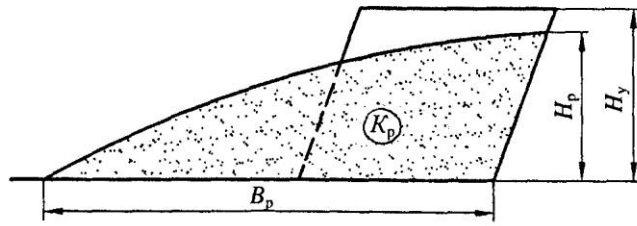
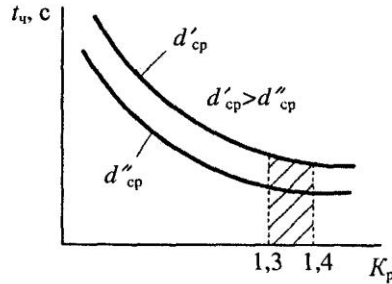


Рис. 6.2. Параметры развала взорванной горной массы:

B_p — ширина развала; H_p — высота развала; K_p — коэффициент разрыхления породы в развале

Рис. 6.3. График зависимости времени черпания экскаватора от коэффициента разрыхления взорванной горной массы



2) наиболее благоприятные параметры развала взорванной горной массы, к которым относятся высота и ширина развала, а также коэффициент разрыхления породы в развале (рис. 6.2).

При транспортной технологии должна быть обеспечена компактность развала, а его ширина и высота должны соответствовать рабочим параметрам выемочно-погрузочного оборудования и создавать наиболее благоприятные условия для осуществления погрузки пород. При бестранспортной технологии, наоборот, необходимо стремиться к достижению наибольшей возможной ширины развала, поскольку при этом удастся за счет энергии взрыва сбросить во внутренний отвал некоторую часть взорванной породы.

Коэффициент разрыхления взорванной породы в развале (K_p) не должен быть меньше, чем 1,3—1,4. При меньших значениях K_p резко возрастает сопротивление копанью, увеличиваются время черпания (рис. 6.3) и общая продолжительность экскаваторного цикла, падает производительность экскаватора;

3) высокое качество проработки взрывом подошвы уступа без образования так называемых порогов и иных неровностей из

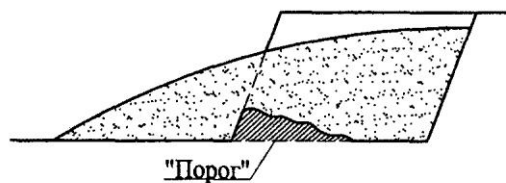


Рис. 6.4. Образование «порога» из неразрушенной части породного массива

невзорванной породы, которые крайне осложняют работу экскаваторов при выемке взорванной породы, подготовку трасс автомобильных дорог и железнодорожных путей, работу буровых станков (рис. 6.4). Качество

разрушения массива в районе подошвы уступа должно обеспечивать сохранение проектных значений высотных отметок рабочих площадок уступов. Причем ликвидация образующихся неровностей вносит серьезные осложнения в организацию горных работ на уступе, сдерживает темпы их развития;

4) требуемое качество и сортность полезного ископаемого, его минимальные потери и разубоживание при взрывании сложноструктурных забоев;

5) минимальные разрушения породного массива за пределами контура взрывающегося блока и четкое оконтуривание вновь образуемого откоса уступа. Это позволяет обеспечить бурение скважин по следующей заходке в точном соответствии с их проектным положением, повышает безопасность работ по бурению и заряданию скважин, а в конечном счете способствует повышению качества буровзрывных работ.

Основным средством достижения указанных результатов является применение наклонных скважин, особенно при разработке высоких уступов;

6) допустимый уровень сейсмического воздействия взрыва, исключающий повреждение окружающих зданий и сооружений;

7) высокую безопасность работ в связи с использованием при их выполнении опасных в обращении взрывчатых веществ и средств взрывания.

Выполнение указанных требований возможно при правильном выборе метода, параметров и технологии буровзрывных работ в соответствии со свойствами горных пород и параметрами основного горно-транспортного оборудования. Проблема обеспечения высокого качества взрывной подготовки пород до на-

стоящего времени до конца не разрешена и остается актуальной для многих карьеров. Объясняется это прежде всего недостаточной изученностью горных пород и их влияния на качество взрыва, изменчивостью свойств пород иногда даже в пределах одного взрываемого блока, недостаточной полнотой геологического сопровождения проектов взрывов и т.д.

Взрывная подготовка горных пород на карьерах осуществляется в настоящее время практически только **методом скважинных зарядов**. Взрывчатое вещество при этом размещается в скважинах, диаметр которых составляет от 105 до 400 мм, а глубина достигает 40—45 м и более. **Метод шпуровых зарядов**, при котором для размещения зарядов ВВ используются шпуровые заряды диаметром от 32 мм до 50—60 мм и глубиной до 5 м, используется на карьерах при выполнении так называемых **вторичных взрывных работ**, в основном при разрушении негабаритных кусков и ликвидации «порогов» и неровностей, образующихся в подошве уступа при **первичном взрывании**.

Таким образом, взрывная подготовка пород включает два последовательно выполняемых этапа: **бурение скважин**, или **буровые работы**, и **взрывные работы**, включающие зарядание скважин, монтаж взрывной сети и непосредственно взрывание.

7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ БУРОВЫХ РАБОТ

7.1. Оценка буримости горных пород

Бурение скважин является процессом трудоемким и дорогостоящим. В сравнительно слабых породах с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову, не превышающем 3—5, бурение скважин осуществляется довольно легко при высокой производительности буровых станков. Но в породах весьма крепких, с коэффициентом крепости 18—20 и более процесс бу-

рения превращается в серьезнейшую проблему при крайне низкой производительности бурения, высокой интенсивности износа бурового инструмента и высокой стоимости бурения.

Эффективность бурения оценивается **скоростью бурения и стойкостью бурового инструмента**, которая определяется количеством метров скважин, пройденных долотом до полного его износа. Именно от двух факторов зависит основной показатель процесса — **стоимость 1 пог. м скважины**.

К числу факторов, определяющих скорость бурения и стойкость бурового инструмента при механических способах бурения, в первую очередь относятся:

- прочностные свойства пород, оцениваемые значениями пределов прочности при различных видах деформаций, и их абразивность, определяющая интенсивность износа бурового инструмента (ввиду крайне ограниченного масштаба воздействия бурового инструмента на горную породу свойства породного массива, прежде всего его трещиноватость, практически не оказывают влияния на процесс бурения);
- вид и конструкция бурового инструмента, качество его изготовления;
- диаметр долота, а в определенной мере и глубина скважин;
- режимные параметры бурения: величина осевого давления на буровой инструмент (усилие, с которым буровой инструмент прижимается к забою скважины), частота его вращения и эффективность очистки скважин от буровой мелочи, а при пневмоударном бурении еще и частота ударов, и энергия единичного удара.

Основным же фактором, от которого зависит эффективность бурения, являются прочностные свойства пород. Причем при разрушении пород буровой инструмент преодолевает в основном два вида сопротивления — пределы прочности при сжатии ($\sigma_{сж}$) и при сдвиге ($\sigma_{сдв}$). Предел прочности при растяжении на процесс бурения не оказывает сколько-либо значимого влияния. Что касается процесса очистки скважин от разрушенной породы

(буровой мелочи), то его эффективность, при прочих равных условиях, определяется плотностью породы.

Исходя из этих предпосылок и с целью сопоставления пород по их буримости, В.В. Ржевский предложил использовать **относительный показатель трудности бурения пород (P_6)**, который может быть определен по эмпирическому выражению

$$P_6 = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \gamma, \quad (7.1)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сдв}$ — пределы прочности породы при одноосном сжатии и сдвиге, МПа; γ — плотность породы, т/м³.

В соответствии с величиной P_6 все горные породы разделены на 5 классов и 25 категорий:

I класс — легкобуримые породы ($P_6 = 1—5$); включают 1, 2, 3, 4 и 5 категории (угли, гипс, мергель, слабые известняки, углистые сланцы, аргиллиты и алевролиты средней прочности и др.);

II класс — породы средней трудности бурения ($P_6 = 5,1—10$); включают 6, 7, 8, 9 и 10 категории (алевролиты и аргиллиты, известняки, слабые и плотные песчаники, доломитизированные известняки, апатито-нефелиновые руды и др.);

III класс — труднобуримые породы ($P_6 = 10,1—15$); включают 11, 12, 13, 14 и 15 категории (окварцованные известняки, диориты, габбро, доломиты, гранодиориты, средние граниты и др.);

IV класс — весьма труднобуримые породы ($P_6 = 15,1—20$); включают 16, 17, 18, 19 и 20 категории (граниты, кварциты, диабазы, гранодиориты и др.);

V класс — исключительно труднобуримые породы ($P_6 = 20,1—25$); включают 21, 22, 23, 24 и 25 категории (базальты, джеспилиты, андезиты и др.).

Породы с показателем $P_6 > 25$ относятся к внекатегорным.

Относительный показатель трудности бурения (P_6) позволяет упростить принятие решений по выбору способа бурения, типа бурового инструмента и его вооружения. Эти решения возможно принимать и на основе оценки пород по коэффициенту крепости по шкале М.М. Протодьяконова. Причем оба эти показателя в количественном отношении в большинстве случаев

либо совпадают, либо отличаются друг от друга не более чем на 10—15%.

Классификация по показателю трудности бурения (P_6) не предназначена для использования при нормировании буровых работ.

7.2. Способы бурения скважин

По способу разрушения горной породы все используемые на карьерах буровые станки делятся на две группы:

- станки, осуществляющие бурение скважин путем **механического разрушения** горной породы в результате непосредственного воздействия на нее бурового инструмента;
- станки, использующие **физические методы** воздействия на горную породу с целью ее разрушения.

На карьерах в настоящее время почти исключительное применение получили станки, реализующие механический способ разрушения породы. Это прежде всего станки шнекового, шарошечного и пневмоударного бурения. В редких случаях и лишь при выполнении работ в специфических условиях применяются станки ударно-канатного бурения, алмазного бурения и др. Названия механических способов бурения, как и названия буровых станков, соответствуют названию используемого бурового инструмента.

По характеру воздействия бурового инструмента на горную породу механические способы бурения подразделяются на бурение ударное, вращательное и ударно-вращательное.

При **ударном бурении** (рис. 7.1) лезвие бурового инструмента под действием ударной нагрузки ($P_{уд}$) внедряется в горную породу, преодолевая ее сопротивление сжатию. При этом под лезвием инструмента

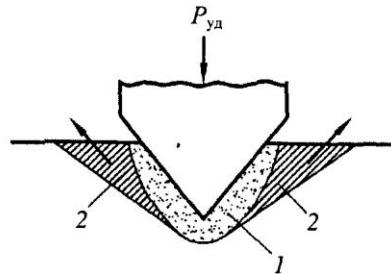


Рис. 7.1. Схема разрушения породы при ударном бурении:

1 — зона раздавливания; 2 — зона скалывания

образуется уплотненная зона, или зона раздавливания, состоящая из мелко разрушенной (вплоть до пылеобразного состояния) породы (1). При дальнейшем углублении лезвия в горную породу по краям зоны уплотнения формируются сдвиговые деформации, под действием которых происходит скалывание достаточно крупных кусочков породы (2). Их размеры составляют от нескольких миллиметров до 1—1,5 см и более. Соотношение объемов породы, разрушаемой за счет раздавливания и скалывания, зависит главным образом от свойств породы, состояния бурового инструмента и режима бурения. Описанный механизм разрушения горных пород в процессе бурения реализуется при работе шарошечных, пневмоударных и ударно-канатных буровых станков.

При **вращательном бурении** резанием лезвие буровой коронки (долота) под действием статического осевого давления ($P_{ос}$) внедряется в горную породу на глубину (h) и под действием усилия вращения долота (S) срезает слой породы (стружку) толщиной, соответствующей заглублению лезвия (рис. 7.2). При внедрении в горную породу буровой инструмент преодолевает сопротивление породы сжатию, а срезание стружки происходит в результате преодоления предела ее прочности при сдвиге. Основной объем разрушения достигается при этом за счет сдвиговых деформаций, в связи с чем затраты энергии на разрушение существенно снижаются, поскольку предел прочности пород при сдвиге в 5—6 раз меньше, чем при сжатии. Однако этот принцип разрушения возможно реализовать только при работе станков шнекового бурения в породах мягких и ниже средней крепости, допускающих внедрение бурового инструмента в породу под действием статической нагрузки.

При **физических способах** бурения для разрушения горных пород могут быть использованы термическое, взрывное, гидравлическое, электрогидравлическое,

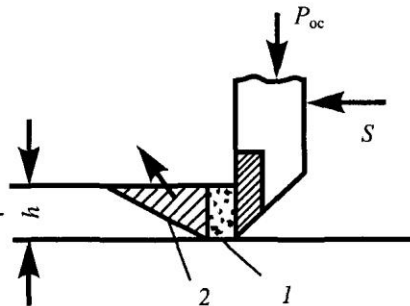


Рис. 7.2. Схема разрушения породы при вращательном бурении:
1 — зона смятия; 2 — зона скалывания

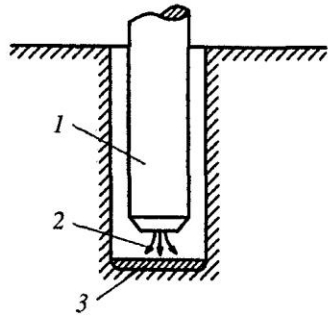


Рис. 7.3. Схема разрушения породы при термическом бурении:

1 — термобур; 2 — газовая струя; 3 — разрушаемый слой породы на забое скважины

лазерное и другие способы воздействия на горные породы. Из всех этих способов к настоящему времени в практическом плане реализован пока только один — **термический** способ бурения. При этом способе

бурения разрушение горной породы происходит под воздействием на поверхность забоя скважины высокотемпературной газовой струи, выбрасываемой из термобура 1 со сверхзвуковой скоростью (рис. 7.3). Под воздействием струи 2 поверхностный слой породы 3 весьма быстро нагревается до значительно более высокой температуры по сравнению с нижележащим слоем. В результате температурного расширения поверхностного слоя на его нижней границе возникают напряжения, которые приводят к отрыву чешуеобразных частиц породы этого слоя от нижележащего. При обнажении нижележащего слоя процесс повторяется.

Наряду с чисто механическими и физическими методами используются (в довольно ограниченных масштабах) также **комбинированные методы воздействия** на горные породы. К их числу относятся комбинации некоторых механических способов разрушения пород и соответствующих породоразрушающих органов — **режуще-шарошечный, ударно-шарошечный и режуще-ударный**, а также комбинации механических и физических способов разрушения, например **термоударный и термошарошечный**. Породоразрушающие элементы комбинированного инструмента участвуют в процессе бурения либо одновременно, либо поочередно и отдельно в соответствии со свойствами проходимых буровым инструментом пород.

Вплоть до середины прошедшего столетия на карьерах бывшего СССР для бурения скважин по всем породам использовался единственный способ — ударно-канатное бурение. В начале 50-х годов на угольных разрезах Северного Урала (трест «Вахрушевуголь», г. Карпинск) были предприняты первые в

стране попытки применить вращательное шнековое бурение по углю и слабым породам вскрыши. Для этого использовались переоборудованные ударно-канатные станки, на укороченную мачту которых крепилось так называемое приспособление для вращательного бурения (ПВБ-150). Эти станки позволяли бурить скважины диаметром 150 мм и глубиной до 15—18 м. Спустя несколько лет Карпинским машиностроительным заводом был освоен серийный выпуск первых станков шнекового бурения типа СВБ-2.

В 1955—1957 гг. на этих же разрезах Московским горным институтом впервые в СССР были проведены опыты по бурению скважин шарошечными долотами диаметром 145 мм с продувкой скважин сжатым воздухом. Опытное бурение производилось в крепких известняках с использованием переоборудованных станков ПВБ-150. В последующие годы в стране были развернуты широкие работы по проектированию и строительству специализированных шарошечных буровых станков и по исследованию этого нового для карьеров СССР способа бурения.

В результате этих усилий шарошечный и шнековый способы бурения заняли на открытых работах доминирующее положение, и в настоящее время на карьерах России практически весь объем буровых работ (около 98%) выполняется станками шарошечного и шнекового бурения. Лишь очень небольшой объем бурения приходится на долю станков пневмоударного бурения.

Действующий ГОСТ устанавливает три подгруппы станков для бурения взрывных скважин на карьерах:

СБР — станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважин шнеком (шнековое бурение) двух типоразмеров с номинальным диаметром бурения 160 и 200 мм;

СБШ — станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважин сжатым воздухом (шарошечное бурение) пяти типоразмеров с номинальным диаметром бурения от 160 до 400 мм;

СБУ — станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважин сжатым воздухом (пневмоударное бурение) четырех типоразмеров с номинальным диаметром бурения от 100 до 200 мм.

7.3. Вращательное шнековое бурение скважин

Областью применения вращательного шнекового бурения резанием являются легкобуримые породы и породы средней трудности бурения, главным образом каменные угли и породы с относительным показателем трудности бурения $P_6 \leq 5-6$. При использовании специального, в частности комбинированного бурового инструмента, и принудительной подачи бурового става на забой вращательное бурение возможно применять в более крепких породах с показателем трудности бурения до 7—8 и даже до 9—10. Буровые станки шнекового бурения применяются преимущественно на угольных разрезах и частично на карьерах по добыче строительных горных пород. На долю этого способа бурения приходится примерно 19% общего объема буровых работ, выполняемых на открытых горных работах России. Предполагается, что и в ближайшем будущем его удельный вес сохранится на этом же уровне.

Разрушение породы при вращательном шнековом бурении скважин осуществляется под воздействием осевого усилия подачи ($P_{ос}$), передаваемого от механизма подачи бурового станка на режущее долото (буровую коронку), и усилия вращения, сообщаемого долоту от двигателя-вращателя, расположенного на мачте станка (рис. 7.4). Два этих фактора обеспечивают внедрение лезвий долота в горную породу и ее разрушение в форме срезания стружки. Величина осевого усилия для разных моделей буровых станков составляет от 40 до 196 кН при частоте вращения до $3,3-4,2 \text{ с}^{-1}$ и крутящем моменте $1,8-7,5 \text{ кН}\cdot\text{м}$. Разрушенная порода («буровая мелочь») выдвигается из скважины с помощью шнеков, причем размеры крупных фракций буровой мелочи могут достигать 30—35 мм.

К режимным параметрам шнекового бурения относятся осевое усилие ($P_{ос}$) и частота вращения бурового инструмента (n_b).

Для бурения скважин в мягких породах ($P_6 < 4$) используются режущие долота со сплошной или прерывистой (ступенчатой) формой лезвия (рис. 7.5, а), поскольку в этих породах даже при сплошной форме лезвия развиваемое буровым станком осевое

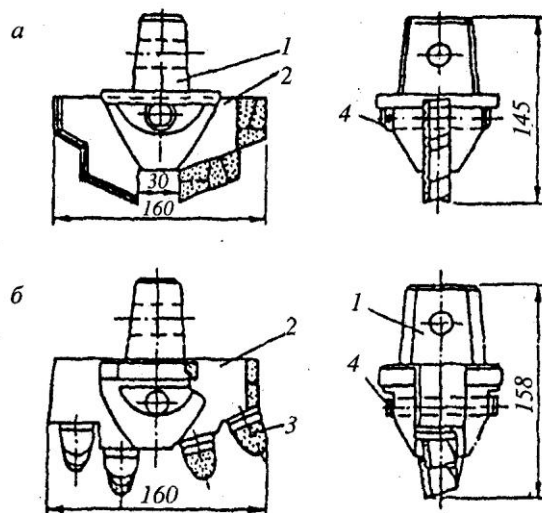
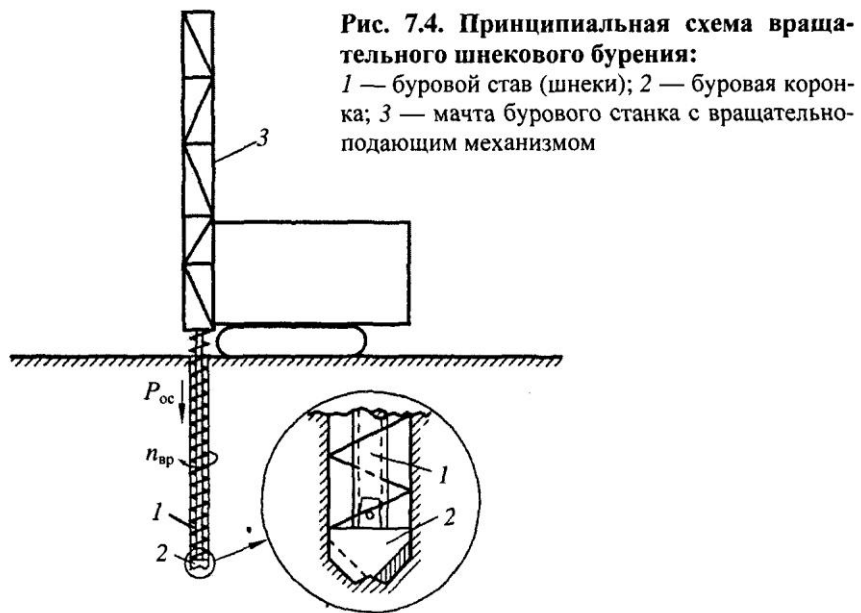


Рис. 7.5. Режущие долота для шнекового бурения:
 а — со ступенчатой формой лезвия; б — со вставными зубками: 1 — хвостовик долота; 2 — съемный корпус; 3 — вставные резцы (зубки), армированные твердым сплавом; 4 — соединительный палец

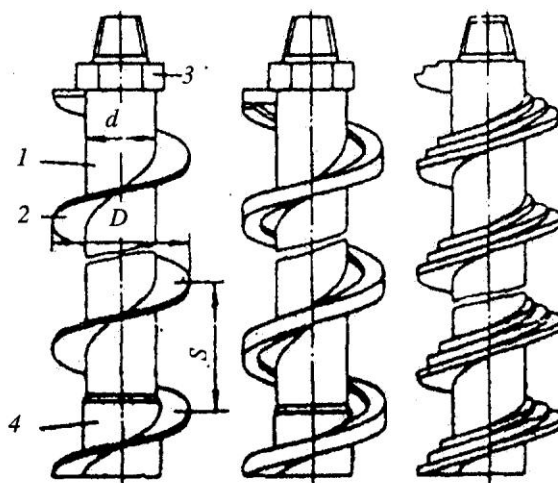


Рис. 7.6. Конструкции шнековых буровых штанг:

1 — труба; 2 — спираль; 3 — хвостовик; 4 — гнездо; d — диаметр трубы; D — диаметр спирали; S — шаг спирали

усилие достаточно для эффективного внедрения лезвий долота в породу. Для снижения интенсивности износа долота и увеличения его стойкости лезвия долота армируются твердым сплавом. При бурении в более прочных породах с показателем $P_6 = 5-6$ и выше требуются более высокие значения удельного давления бурового инструмента на забой скважины, которое обеспечивают долота, оснащенные сменными вставными зубками, армированными твердым сплавом (рис. 7.5, б). Эти долота имеют значительно меньшую площадь контакта лезвий с горной породой, за счет чего при том же значении осевого усилия резко повышаются удельное давление и глубина внедрения резцов в горную породу.

Долото своим хвостовиком (см. рис. 7.5) вводится в гнездо шнека и закрепляется в нем с помощью соединительного пальца. Стойкость долот зависит от прочности и абразивности горных пород и в породах с $P_6 < 5-6$ достигает 1600—2000 м.

Шнековые буровые штанги (рис. 7.6) представляют собой металлические трубы 1 с приваренной к ним спиралью из полусовой стали 2. Каждая штанга с одной стороны заканчивается

хвостовиком 3, а с другой — гнездом 4, с помощью которых они соединяются между собой в единый буровой став. В варианте с шнекопневматической очисткой скважин, облегчающей транспортировку буровой мелочи, по пустотелым штангам осуществляется подача сжатого воздуха к забою скважины. Штанги в этом случае соединяются между собой с помощью резьбовых соединений с конической резьбой. Длина штанг у современных станков составляет 8390 мм при наружном диаметре по спирали 155 мм. Наружный диаметр спирали должен быть примерно на 10 % меньше диаметра долота. Шаг спирали изменяется от 0,5 до 0,7 наружного диаметра спирали.

Стойкость шнековых штанг составляет до 3—4 тыс. м. Для ее повышения внешнюю часть спирали (по периферии) армируют наплавкой твердого сплава.

Буровые станки вращательного бурения резцовыми долотами (рис. 7.7) позволяют бурить вертикальные и наклонные (под углами 0; 15; 30° к вертикали) скважины диаметром 160 мм и глубиной до 32 м (табл. 7.1).

Станки (СБР-160А-24, СБР-160Б-32 и др.) изготавливаются на гусеничном ходу. Высота их мачты в рабочем положении достигает 12,9—18,2 м, а масса составляет от 25 до 48 т.

Таблица 7.1

Основные технологические параметры станков вращательного шнекового бурения

Параметры	Станки режущего типа		Станки комбинированные	
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Условный диаметр скважины, мм	160	160	115, 125	190, 215
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения скважины к вертикали, град.	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196,2
Частота вращения бурового става, с ⁻¹	1,7; 2,3; 3,3	1,7; 2,3; 3,3	0—4,2	0,05—3,0
Длина штанги, мм	8390	8390	4200	12 000
Масса станка, т	25	32	12	48,2

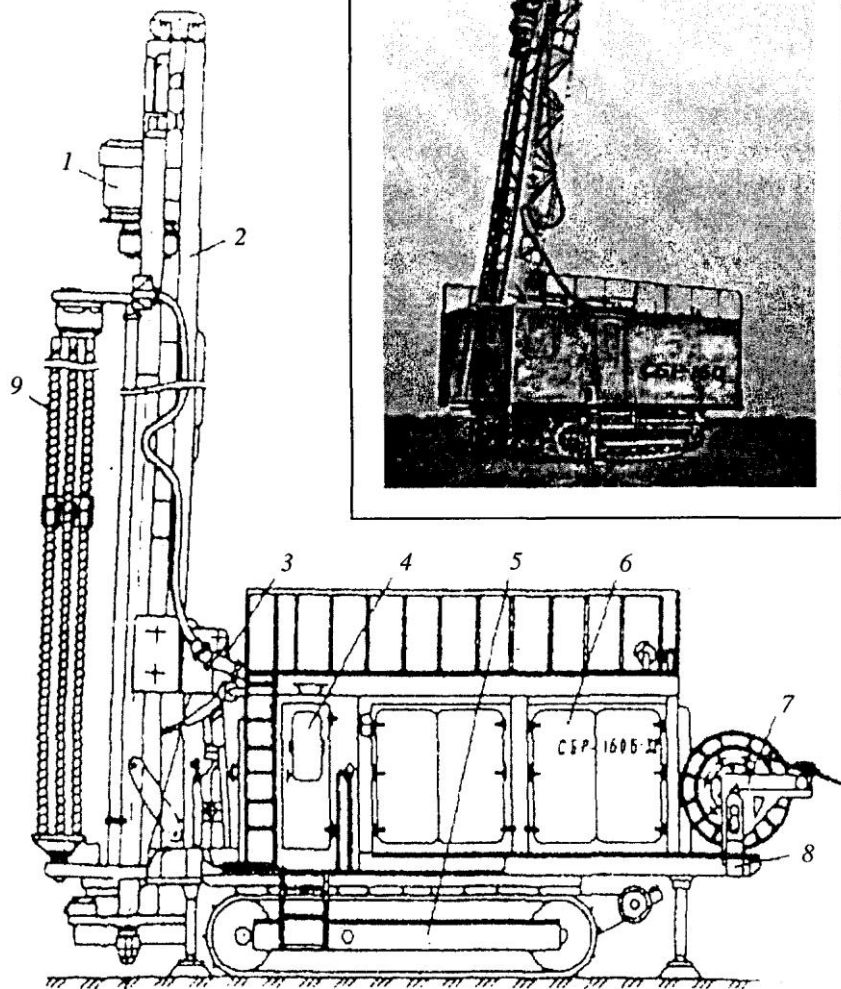


Рис. 7.7. Станок шнекового вращательного бурения СБР-160-32:
 1 — вращатель; 2 — мачта; 3 — гидроцилиндры подъема и опускания мачты;
 4 — кабина; 5 — ходовая часть; 6 — кузов; 7 — кабельный барабан; 8 — рама
 станка; 9 — кассета

Скорость бурения и производительность шнековых станков зависят от свойств пород, параметров и конструкции бурового инструмента и от режимных параметров бурения ($P_{ос}$, n_b). По В.В. Ржевскому, техническая скорость бурения может быть установлена по формуле

$$V_б \approx \frac{7,5 P_{ос} n_b}{100 P_б d_d^2}, \text{ м/ч,} \quad (7.2)$$

где $P_{ос}$ — осевое усилие подачи, кН; n_b — частота вращения бурового става, c^{-1} ; d_d — диаметр долота, м.

Значения $P_{ос}$ и n_b должны выбираться в соответствии со свойствами пород. С увеличением показателя $P_б$ от 1 до 5—6 усилие подачи следует увеличивать с 0,4—0,5 до 4—5 кН на 1 см диаметра долота, а частоту вращения — снижать с 3—3,5 c^{-1} до 2—2,5 c^{-1} . Производительность станков СБР-160, по данным практики, составляет в среднем 150—160 м/смену, а при бурении по мягким породам и углю достигает 240—450 м/смену.

Для бурения скважин в породах с показателем $P_б > 5—6$, особенно в случаях, когда уступы сложены переслаивающимися мягкими и крепкими породами, целесообразно применять станки **комбинированного вращательного бурения** 2СБР-125-30 и СБШК-200 (см. табл. 7.1). Эти станки позволяют использовать как режущие, так и шарошечные и комбинированные долота.

Режущие долота (рис. 7.8) применяют в породах с $P_б$ до 7 и более. Долота имеют крестовую или трехлучевую форму и оснащены 8—10 сменными резцами, армированными пластинками твердого сплава.

Очистка скважин от буровой мелочи осуществляется с помощью как шнеков, так и сжатого воздуха. В последнем случае буровой став состоит из гладких штанг. Такие же штанги применяются и в случае, когда станок 2СБР-125-30 осуществляет бурение с помощью погружного пневмоударника. На станке СБШК-200 в мягких породах используются долота режущего типа с шнекопневматической очисткой скважин, а в более крепких породах ($P_б$ до 10—12) — шарошечные долота диаметром 196 и 215 мм с очисткой скважин сжатым воздухом.

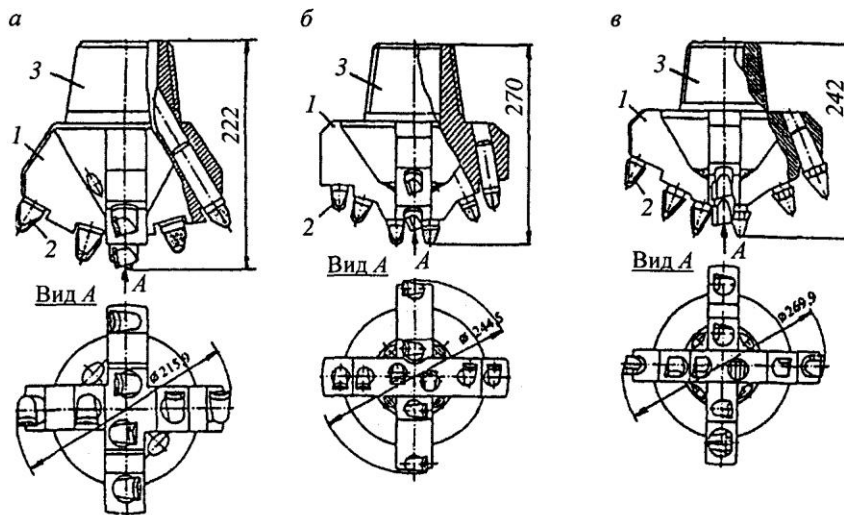


Рис. 7.8. Режущие долота для бурения с очисткой скважин сжатым воздухом:
а — ЗРД-215.9П; *б* — 1РД-244,5П; *в* — 1РД-269.9П: 1 — корпус долота; 2 — сменные резцы, армированные твердым сплавом; 3 — хвостовик

Показанные на рис. 7.8 режущие долота диаметром 215 мм и 269,9 мм могут применяться также и на станках шарошечного бурения с пневматической очисткой скважин.

Комбинированные долота сочетают в себе не менее двух породоразрушающих органов. Из всех видов комбинированных долот к промышленному применению в наибольшей степени подготовлены **режуще-шарошечные долота**, которые прошли широкие испытания на карьерах Восточной Сибири при обурировании сложноструктурных уступов. При проходке через сравнительно мягкие породы их разрушение осуществляется режущими элементами долота, а когда долото проходит крепкие породные прослойки, их разрушение производится шарошками. Таким образом, удастся использовать тот и другой породоразрушающий орган в наиболее подходящих для него условиях. Для повышения эффективности бурения в перемежающихся по крепости породах разработаны конструкции **ударно-шарошечных долот**, в которых объединены пневмоударник и шарошечное

долото, а также **режуще-ударные долота**, сочетающие в себе пневмоударник и режущие коронки. Однако все эти долота отличаются сложностью изготовления, более высокой стоимостью, не лишены конструктивных недостатков и поэтому не находят пока достаточного применения.

Технология шнекового бурения скважин так же, как и шарошечного, состоит в следующем. После установки бурового станка над точкой, где должна находиться скважина, забуривается первая буровая штанга с долотом. Когда скважина будет пробурена на длину этой штанги, бурение останавливается, вращатель станка поднимается вверх, а буровой став наращивается новой штангой. После этого бурение возобновляется до момента, когда в глубь породного массива уйдет и вторая штанга и будет осуществлено очередное наращивание става. И так до тех пор, пока скважина не будет пробурена до проектной глубины. После этого бурение прекращается и производится подъем и разборка бурового става с установкой снятых штанг в специальную кассету. По окончании разборки става устье скважины очищают от осыпавшейся со спирали буровой мелочи, чтобы она не попала в скважину, скважину закрывают пробкой из дерева или какого-либо другого материала, и станок перемещают к месту расположения новой скважины.

7.4. Шарошечное бурение скважин

Шарошечное бурение применяется в породах с относительным показателем трудности бурения P_6 от 5—6 до 18—20. Этот способ бурения успешно используется на карьерах всех отраслей промышленности — угольной, черной и цветной металлургии, горно-химического сырья и др. Его удельный вес в общем объеме буровых работ при открытом способе добычи полезных ископаемых в стране к настоящему времени достиг 80%.

Разрушение породы при шарошечном бурении происходит в результате перекачивания шарошек по забою скважины, которое происходит при вращении долота, и внедрения зубьев шаро-

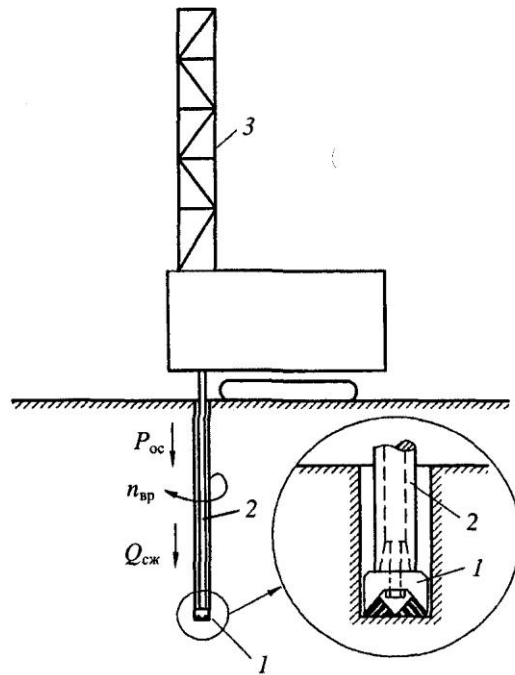


Рис. 7.9. Принципиальная схема шарошечного бурения:

1 — шарошечное долото; 2 — буровой став; 3 — мачта бурового станка с вращательно-подающим механизмом

шек в горную породу под действием осевого усилия. Вращение и осевое усилие передаются шарошечному долоту через буровой став от вращателя и механизма подачи бурового станка (рис. 7.9). Зубья шарошек при перекатывании наносят кратковременные удары по забою скважины с одновременным их внедрением в породу на глубину до 0,75—0,8 высоты зуба. Разрушение породы происходит в форме ее смятия и последующего скалывания достаточно крупных кусочков размером до 10—15 мм (см. рис. 7.1).

Величина осевого усилия подачи $P_{ос}$ у современных отечественных станков изменяется от 0 до 350—600 кН, а частота вращения долота — от 0,2—0,25 с⁻¹ до 2,1—2,5 с⁻¹.

Разрушенная порода (буровая мелочь) выдвигается из скважины на поверхность с помощью сжатого воздуха, подаваемого к

долоту через полые буровые штанги от установленного на станке компрессора. Струя воздуха под давлением в 0,6—0,7 МПа направляется на забой скважины, подхватывает частицы разрушенной породы и со скоростью 20—35 м/с выносит их на поверхность по кольцевому зазору между буровыми штангами и стенками скважины. Количество сжатого воздуха зависит от производительности компрессоров, которая у отечественных шарошечных станков составляет от 0,417 м³/с (25 м³/мин) до 0,834 м³/с (50 м³/мин).

Крупные частицы буровой мелочи осаждаются у устья скважины под пылеприемником, более мелкие фракции выпадают в циклоне, а тонкие пылевидные частицы направляются в тканевые рукавные фильтры, в которых воздух окончательно очищается от пыли. Для улучшения пылеподавления на некоторых буровых станках предусматривается впрыскивание воды или мыльной эмульсии в струю сжатого воздуха, направляемую к забою скважины.

Комплект бурового инструмента для шарошечного бурения состоит из шарошечного долота (которое при бурении слабых пород с $P_6 < 7$ может быть заменено на долото режущего типа) и гладких буровых штанг из толстостенных труб соответствующего диаметра, который должен быть на 20—50 мм меньше диаметра долота. Длина штанг у разных моделей станков изменяется от 8 до 17,5 м. Увеличение длины штанг позволяет сократить затраты времени на операции по наращиванию и разборке бурового става и за счет этого увеличить производительность станка. Крепление долот к штанге и соединение штанг между собой производится с помощью резьбовых соединений с конической резьбой, позволяющей сократить затраты времени на свинчивание и развинчивание штанг.

Для бурения скважин на карьерах используется несколько типов **трехшарошечных долот** (рис. 7.10), различающихся между собой главным образом видом вооружения шарошек (табл. 7.2). Диаметр долот составляет 146; 161; 215; 244,5; 269,9; 320 мм. Вооружение шарошек долот типов М, С и Т представляет собой выфрезерованные в теле шарошки зубья, наплавленные твердым сплавом для повышения стойкости долота (рис. 7.10, а).

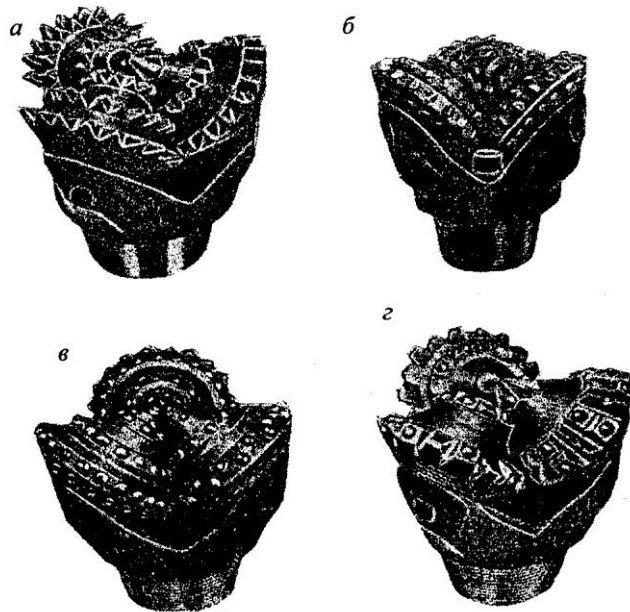


Рис. 7.10. Основные типы шарошечных долот:
a — зубчатое; *б* и *в* — штыревые с клиновидной и полусферической формой рабочей поверхности твердосплавных зубьев; *г* — комбинированное

Эти долота называются **зубчатыми** и используются для бурения скважин в неабразивных породах малой и средней крепости ($P_6 = 6 - 8$). Вооружение шарошек у долот МЗ и ТЗ представлено цилиндрическими зубками из твердого сплава с клиновидной формой рабочей поверхности, которые заделываются в отверстия, просверленные в теле шарошки (рис. 7.10, б). Такие долота предназначены для бурения в абразивных мягких (МЗ) и твердых (ТЗ) породах.

Долота типа ТК, К и ОК также имеют вставные твердосплавные зубки, но с полусферической рабочей поверхностью (рис. 7.10, в). Все долота со вставными зубками из твердого сплава называются **штыревыми**. Применяются эти долота в породах труднобуримых и весьма труднобуримых ($P_6 > 10$). Выпускаются также долота с комбинированным вооружением, представленным фрезерованными и вставными зубками (рис. 7.10, г).

Характеристика шарошечных долот третьего поколения

Тип долота	Вид вооружения шарошек	Область применения долот
М	Фрезерованные зубки, армированные наплавкой твердого сплава	Легкобуримые неабразивные породы — гипс, мергель, песчанистые сланцы и др. ($P_6 = 5-6$)
МЗ	Вставные твердосплавные зубки	Легкобуримые абразивные породы ($P_6 = 5-6$)
С	Фрезерованные зубки, армированные наплавкой твердого сплава	Породы средней трудности бурения — известняки, слабые песчаники, аргиллиты и др. ($P_6 = 6-7$)
Т	То же	Породы средней трудности бурения — более прочные песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки и др. ($P_6 = 6-8$)
ТК	Комбинация фрезерованных и вставных твердосплавных зубков	Породы средней трудности бурения и труднобуримые — крепкие песчаники и известняки, доломиты, вторичные кварциты и др. ($P_6 = 8-12$)
ТЗ	Вставные твердосплавные зубки	Абразивные породы средней трудности бурения и труднобуримые ($P_6 = 8-12$)
К, ОК	То же	Труднобуримые и весьма труднобуримые породы — окременелые известняки, диориты, граниты и др. ($P_6 = 12-16$ — долота типа К; $P_6 > 16$ — долота типа ОК)

В соответствии с ГОСТом отечественные заводы изготавливают семь типов трехшарошечных долот третьего поколения (табл. 7.2).

Шарошечные долота являются наиболее дорогостоящим элементом комплекта бурового инструмента. Их стойкость при этом резко снижается с увеличением крепости пород и в породах с показателем трудности бурения $P_6 > 8$ средняя стойкость долот не превышает 120—170 м. В породах же с $P_6 = 18-20$

стойкость долот падает до 40—60 м и менее. В результате с повышением P_6 от 6 до 20 затраты на буровой инструмент в общей стоимости бурения 1 пог. м скважины возрастают с 15 до 75%.

Основной причиной выхода шарошечных долот из строя является износ вооружения шарошек или их заклинивание на опорах. Сравнительные испытания, проводившиеся на ряде карьеров России и стран СНГ, показали, что стойкость зарубежных долот в 5—12 раз превышает стойкость долот отечественного производства при более высокой скорости бурения. Так, при сравнительных испытаниях на Михайловском ГОКе средняя стойкость долот фирмы «Смит Интернейшнл» (США) составила 470,3 м при средней стойкости отечественных долот 62,7 м. Однако затраты на бурение 1 пог. м скважины при этом оказываются практически одинаковыми из-за очень высоких цен на импортные долота.

Одним из возможных путей снижения затрат на буровой инструмент является создание долот с разборным корпусом многократного использования, предложенных специалистами Красноярской государственной академии цветных металлов и золота. Срок службы такого корпуса может составить от 20 до 40 тыс. м скважин. Он позволяет, не меняя долото целиком, производить только замену вышедших из строя шарошек на новые. При этом могут быть использованы шарошки с различным вооружением, соответствующим условиям бурения.

В породах с показателем трудности бурения $P_6 < 7$ вместо шарошечных долот на шарошечных станках целесообразно использовать долота режущего типа (см. подразд. 7.3). Эти долота многократно дешевле шарошечных. Они состоят из малоизнашиваемого корпуса с длительным сроком службы и сменных зубков, которые легко заменяются по мере их износа (см. рис. 7.8). Применение таких долот позволяет значительно снизить затраты на буровой инструмент.

Станки шарошечного бурения (рис. 7.11) позволяют бурить вертикальные и наклонные (под углами 0; 15 и 30° к вертикали) скважины диаметром от 160 до 320 мм и глубиной от 32 до 60 м (табл. 7.3). И лишь станок СБШ-320-36 предназначен для бурения только вертикальных скважин. Все станки имеют гусенич-

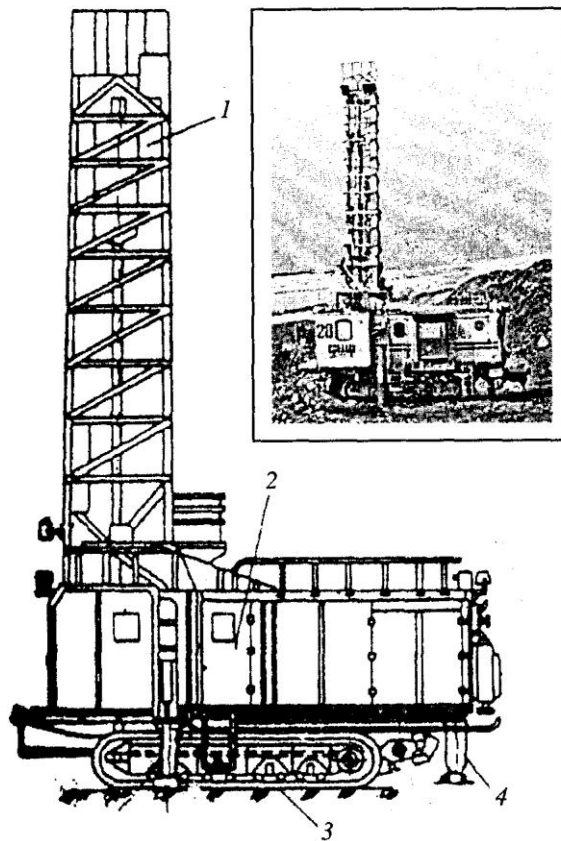


Рис. 7.11. Станок шарошечного бурения СБШ-250МНА-32:

1 — мачта; 2 — машинное отделение; 3 — гусеничные тележки; 4 — гидродомкраты

ный ход. Масса станков изменяется от 40 до 110 т, а высота мачты у разных станков составляет от 14,3 до 25,2 м.

Шарошечные буровые станки, в отличие от шнековых, могут бурить скважины большого диаметра. Это позволяет располагать их по расширенной сетке на большом расстоянии друг от друга (до 10—15 м), за счет чего значительно сокращаются затраты на буровые работы в расчете на единицу объема обуренного массива. Такие возможности существуют прежде всего при подготовке мелкоблочных пород и пород средней блочности. Однако в крупноблочных породах подобное расширение сетки

Основные технологические характеристики станков шарошечного бурения

Параметры	3СБШ-200-60	4СБШ-200-40; 5СБШ-200-40	СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШ-160-48
Диаметр скважины, мм	215; 244,5	215; 244,5	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320	161
Глубина бурения, м	60	40	32	55	36	48
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0	0; 15; 30
Длина штанги, мм	12 000	8000	8000	11 300	17 500	8000
Усилие подачи, кН, не более	0—300	0—300	0—300	0—350	0—600	0—167
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2—2,5	0,25—2,5	0,25—2,5	0,2—2,5	0—2,1	0—2
Подача компрессора, м ³ /с	0,417	0,417	0,417	0,417	0,834	0,42
Масса станка, т	62	59	71,5	85	110	40

скважин может приводить к значительному ухудшению качества взрывных работ и большому выходу крупных негабаритных кусков во взорванной горной массе.

Увеличение диаметра шарошечных долот позволяет увеличить прочность опор шарошек и их вооружения и за счет этого увеличить стойкость долот. Одновременно требуется увеличивать осевое усилие на долото, особенно в труднобуриемых породах, что влечет за собой необходимость увеличения массы станков.

Скорость шарошечного бурения зависит главным образом от свойств пород и режимных параметров процесса бурения, к которым в данном случае относятся **осевое усилие** ($P_{ос}$), **частота вращения долота** (n_B) и **количество подаваемого в скважину сжатого воздуха**. Техническая скорость бурения, по В.В. Ржевскому, может быть определена по формуле

$$V_6 \approx \frac{2,5 P_{ос} n_B}{100 P_6 d_d^2}, \text{ м/ч.} \quad (7.3)$$

Численные значения режимных параметров, входящих в формулу (7.3), принимаются в соответствии со свойствами пород и диаметром долота.

7.5. Пневмоударное бурение

Пневмоударный (ударно-вращательный) способ применяется для бурения скважин малого и уменьшенного диаметра (100—160 мм) в породах с P_6 от 6 до 18—20, прежде всего в породах труднобуриемых и весьма труднобуриемых.

В качестве основного способа пневмоударное бурение на крупных карьерах используется редко. Оно применяется в основном при бурении контурных рядов скважин при постановке уступов в конечное положение и при выполнении взрывных работ в других специфических условиях. При контурном взрывании заряды ВВ малого диаметра производят минимальные разрушения в глубину породного массива и обеспечивают таким образом высокий уровень устойчивости уступов.

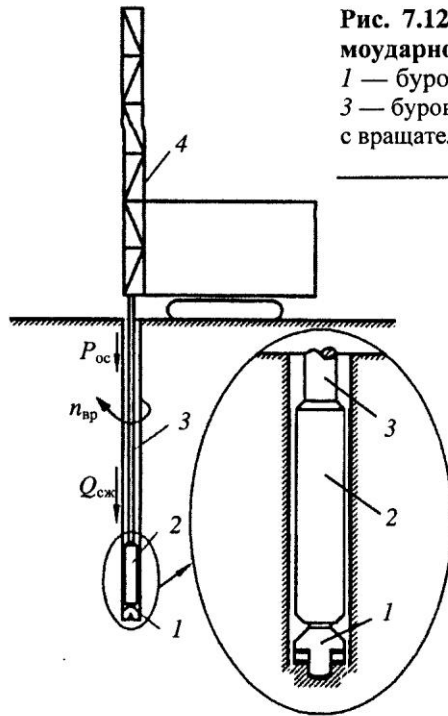


Рис. 7.12. Принципиальная схема пневмоударного бурения:

1 — буровая коронка; 2 — пневмоударник; 3 — буровой став; 4 — мачта бурового станка с вращательно-подающим механизмом

Пневмоударное бурение осуществляется с помощью погружных пневмоударников, находящихся в скважине и перемещающихся в ней вслед за забоем (рис. 7.12). Пневмоударник 2 через переходник жестко связан с буровым ставом 3, через который к пневмоударнику подается сжатый воздух и передается вращение и осевое усилие подачи от соответствующих

механизмов, расположенных на мачте станка 4. Для работы пневмоударника используется сжатый воздух с номинальным давлением от 0,5 до 2,5 МПа, который поступает в буровой став от установленного на станке компрессора. Долото 1 своим коротким хвостовиком жестко закрепляется к нижней части пневмоударника так, что оно может перемещаться на небольшую величину в осевом направлении.

Таким образом, по долоту, прижатому к забою с определенным усилием (во много раз меньшем, чем при шнековом и тем более при шарошечном бурении) и вращающемуся с частотой $0,37—1,5 \text{ с}^{-1}$, поршнем пневмоударника непрерывно наносятся удары, частота которых достигает $21—27 \text{ с}^{-1}$. В результате ударных нагрузок лезвие долота внедряется в поверхность забоя. Разрушение породы происходит при этом за счет смятия и скола (см. рис. 7.1). Образующиеся между ударами гребешки породы срезаются при вращении долота. Буровая мелочь под-

**Техническая характеристика пневмоударников
бесклапанного типа**

Параметры	Пневмоударник		
	П-105К	П-125К	П-160А
Номинальный диаметр бурения, 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
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	5,5	7,5	12
Ударная мощность, кВт	2,5	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без долота, кг	20	31	56

хватывается струей выбрасываемого из пневмоударника обработанного сжатого воздуха и по затрубному пространству транспортируется на поверхность. Все станки пневмоударного бурения оснащены трехступенчатой схемой сухого пылеулавливания.

Нашей промышленностью выпускаются три типа погружных пневмоударников для бурения скважин диаметром 105, 125 и 165 мм (табл. 7.4). Основными режимными параметрами пневмоударников являются работа

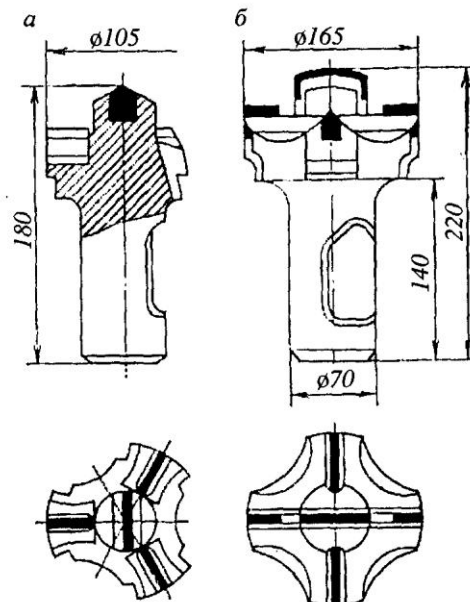


Рис. 7.13. Двухступенчатые долота для пневмоударного бурения:

a и *б* — соответственно трехперое и четырехперое долота

единичного удара и частота ударов, определяющих их ударную мощность. Значения этих параметров возрастают при увеличении давления сжатого воздуха. При современном качестве металла и твердого сплава для долот давление сжатого воздуха нецелесообразно увеличивать свыше 2,4 МПа.

При пневмоударном бурении используются различные по форме и вооружению буровые долота. По типу вооружения долота подразделяются на **лезвийные** и **штыревые**. По числу лезвий, которые армируются пластинками твердого сплава, различают лезвийные долота с **одним лезвием (долотчатые)** и долота **трех- и четырехперые**. По расположению лезвий различают **одноступенчатые** долота и долота **двухступенчатые** с опережающим лезвием (рис. 7.13). Наиболее распространены четырехперые долота типа К-105КА и К-130К диаметром 105 и 130 мм с Х-образным расположением лезвий, которые успешно работают в трещиноватых породах.

В процессе бурения лезвия долот (пластинки твердого сплава) изнашиваются, долото затупляется, что приводит к снижению скорости бурения. Поэтому долота должны своевременно подвергаться перезаточке на специальных заточных станках. До полного износа долото проходит несколько перезаточек. Стойкость долот К-105КА и К-130К при бурении пород с $P_6 = 8—16$ изменяется соответственно от 180—40 пог. м до 200—60 пог. м, а затраты на буровой инструмент составляют порядка 30—35% стоимости 1 пог. м скважины.

Штыревые долота армируются вставными штырями из твердого сплава со сферической поверхностью. Применяются такие долота в наиболее прочных породах. Буровые штанги станков пневмоударного бурения изготавливаются из стальных гладкостенных труб с наружным диаметром от 83 до 108 мм (в соответствии с диаметром долота). Соединение штанг между собой производится в основном с помощью конической резьбы.

Буровые станки пневмоударного бурения (СБУ) нескольких модификаций выпускаются Кыштымским машиностроительным заводом на Урале (рис. 7.14).

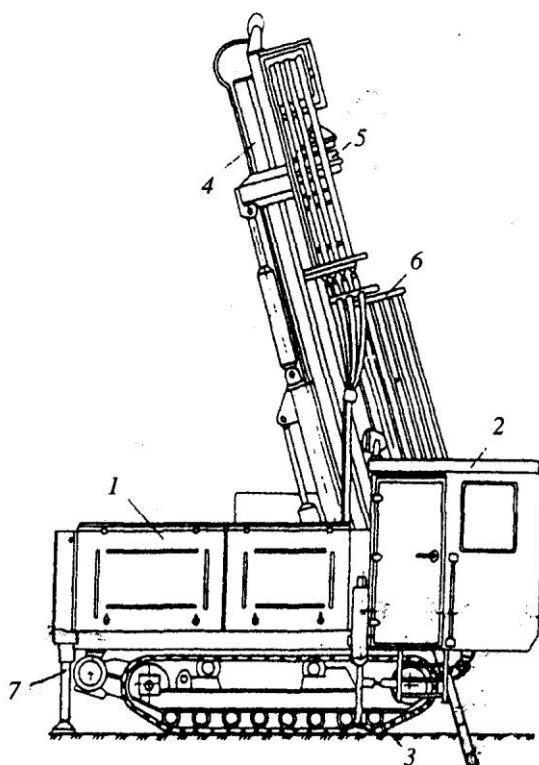


Рис. 7.14. Станок ударно-вращательного бурения СБУ-125У-52:
 1 — машинное отделение; 2 — кабина машиниста; 3 — гусеничные тележки;
 5 — вращатель; 6 — кассета с буровыми штангами; 7 — гидродомкраты

Станки позволяют бурить скважины диаметром 100; 125 и 160 мм глубиной от 24 до 52 м при угле наклона скважин к вертикали 0°; 15° и 30° (табл. 7.5). Масса станков составляет от 5 до 135 т.

Скорость пневмоударного бурения определяется в первую очередь работой единичного удара и частотой ударов пневмоударника. С учетом этих режимных параметров, при известных свойствах пород и диаметре долота примерное значение технической скорости пневмоударного бурения, по В.В. Ржевскому, может быть определено по формуле

$$V_6 \approx \frac{K_1 \omega n_y}{K_2 P_6 d_d^2}, \text{ м/ч,} \quad (7.4)$$

где ω — энергия единичного удара, Дж; n_y — количество ударов в секунду; P_6 — показатель трудности бурения породы; d_d — диаметр долота, м; K_1 и K_2 — коэффициенты.

Величина осевого усилия подачи при пневмоударном бурении влияет на скорость бурения в значительно меньшей степени, чем при шарошечном и шнековом способах. Частота вращения бурового става зависит от свойств породы и частоты ударов пневмоударника (составляет от 8 до 15 ударов на один оборот долота). При повышении P_6 число ударов на оборот долота должно увеличиваться.

7.6. Термическое бурение

Термическое (огневое) бурение скважин основано на воздействии на горную породу высокотемпературной газовой струи, направляемой из термобура на забой скважины со сверхзвуковой скоростью. Буровой станок термического бурения (рис. 7.15) обеспечивает вращение буровой штанги вместе с закрепленным на ней термобуром, подачу бурового става вслед за перемещением забоя скважины и подачу к термобуру рабочих компонентов (горючее, окислитель и вода). В качестве горючего используется дизельное топливо или керосин (в зимнее время), а в качестве окислителя — кислород или чаще сжатый воздух. Вода используется для охлаждения камеры сгорания и сопла термобура.

Горючее и вода из расположенных на станке расходных баков подаются к термобуру по трубопроводам, проложенным внутри буровой штанги, через свободное пространство которой к термобуру поступает окислитель (сжатый воздух). Ввиду сложности устройства буровую штангу для подачи рабочих компонентов делают сплошной неразборной, а ее длина определяет возможную глубину бурения.

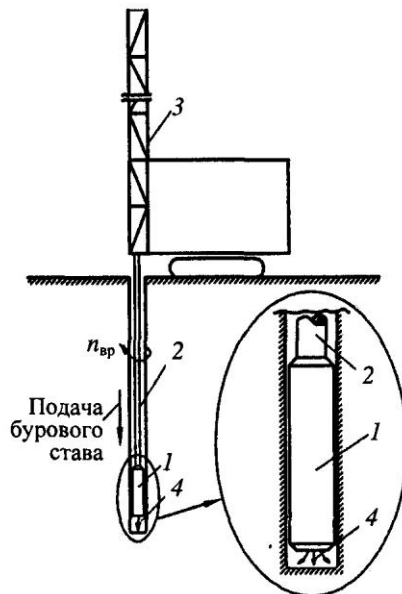


Рис. 7.15. Принципиальная схема термического бурения:

1 — термобур; 2 — буровой став; 3 — мачта станка с вращательно-подающим механизмом; 4 — газовая струя

Сущность термического бурения состоит в следующем. Горючее через форсунку термобура в распыленном виде подается в камеру сгорания, где смешивается с окислителем и сгорает (рис. 7.16). Образующийся газ с температурой свыше 2000 °С через сопло термобура со скоростью, достигающей более 2000 м/с, направляется на забой скважины.

Под воздействием высокотемпературной газовой струи происходит очень быстрый нагрев поверхностного слоя породы (см. рис. 7.3), при температурном расширении которого на его границе с более холодной породой возникают напряжения, вследствие чего происходит отделение нагретой породы от забоя скважины в виде плоских чешуек («шелушение»). В процессе бурения сопло термобура должно находиться на определенном расстоянии от забоя скважины и не касаться его.

Охлаждающая камеру сгорания и сопло термобура вода превращается в пар, который вместе с отработанным газом выносит наверх частицы разрушенной породы по затрубному пространству.

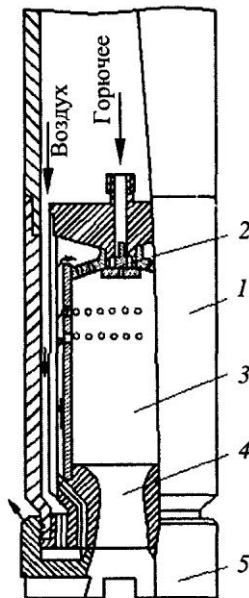


Рис. 7.16. Схема термобура:

1 — корпус термобура; 2 — форсунка; 3 — камера сгорания; 4 — сопловый аппарат; 5 — защитный башмак

Вращение термобура обеспечивает равномерную обработку забоя скважины газовыми струями.

При использовании в качестве окислителя сжатого воздуха (с давлением 0,6—0,8 МПа) применяются термобуры с одним соплом, а при использовании кислорода более целесообразны двух- и трехсопловые термобуры. Стойкость термобуров составляет обычно 800—1000 м.

Расход горючего составляет 80—130 кг/ч, кислорода — 300—350 м³/ч, воздуха — 23—25 м³/мин и воды — от 2 до 4 м³/ч.

Термическому бурению хорошо поддаются породы с высоким содержанием кварца, минералы которого характеризуются наибольшим коэффициентом температурного расширения. Причем эффективность термического бурения практически не зависит от прочности породы. Породы иного минералогического состава термическим способом разрушаются плохо или совсем не поддаются разрушению. Поэтому этот способ бурения нашел применение в основном в кварцитах Курской магнитной аномалии и Кривого Рога.

Практика показала, что по производительности станков и затратам на 1 пог. м скважины этот способ уступает шарошечному бурению. Поэтому в последнее время термическое бурение применяют практически только для расширения скважин, пробуренных шарошечными станками, с 216—244 мм до 350—400 мм и более (рис. 7.17), что позволяет значительно увеличить количество помещаемого в скважину взрывчатого вещества и расширить сетку скважин.

Для расширения скважин используются односопловые термобуры с углом наклона канала сопла 25—30° к оси термобура, за счет чего газовая струя направляется на стенки скважины. Сначала вблизи забоя скважины вращающимся термобуром в течение 3—5 мин создается вруб необходимого диаметра. Затем термобур с вращением постепенно перемещается вверх, рас-

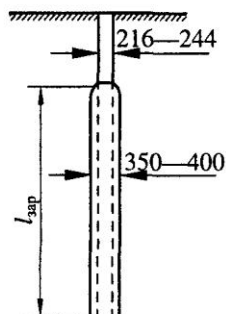


Рис. 7.17. Схема термического расширения скважин

ширяя скважину до отметки, соответствующей верхней части проектного заряда ВВ. Буровая мелочь при этом частично выдается на поверхность, а частично опускается на дно скважины. Поэтому после завершения расширения термобур опускают вниз и производят очистку скважины. Продолжительность очистки составляет обычно 10—15 мин. Эффективность термического разрушения породы при расширении скважин в 5—10 раз выше, чем при собственно термическом бурении.

Станки термического бурения СБО-160/20, СБТМ-20 и др. имеют гусеничный ход и высокую мачту, обеспечивающую возможность бурения скважин на полную глубину одной буровой штангой.

Техническая скорость термического бурения приближенно может быть определена по эмпирической формуле А.П. Дмитриева:

$$V_6 \approx 7,5 \cdot 10^{-6} \cdot q - 17,4, \quad (7.5)$$

где q — удельный тепловой поток, поступающий в породу, Дж/(м²·с): при использовании в качестве окислителя кислорода $q = (5—5,7)10^6$ Дж/(м²·с), а при использовании сжатого воздуха — $q = (2,8—4,65)10^6$ Дж/(м²·с).

7.7. Режимы бурения

Под **режимом бурения** понимается определенное сочетание количественных значений режимных параметров процесса бурения. Выше отмечено, что при шнековом бурении к режимным параметрам относятся осевое усилие (усилие подачи) и частота вращения долота; при шарошечном бурении — осевое усилие, частота вращения долота и количество подаваемого в скважину сжатого воздуха, а при пневмоударном бурении — энергия единичного удара пневмоударника и частота ударов, а также осевое усилие и частота вращения долота.

При шнековом и шарошечном бурении важнейшим режимным параметром является осевое усилие, поскольку только от его величины зависит глубина внедрения породоразрушающих

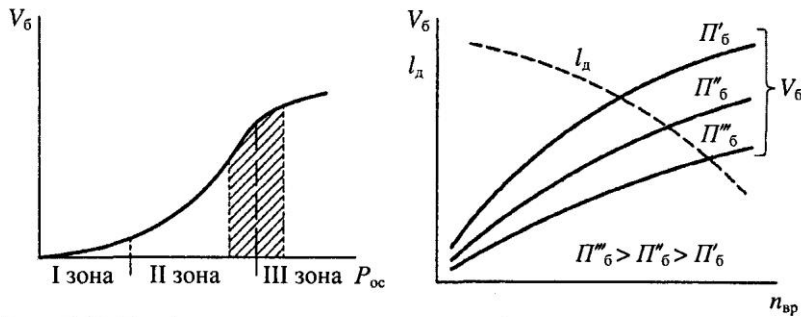


Рис. 7.18. График зависимости скорости бурения от осевого усилия

Рис. 7.19. График зависимости скорости бурения (V_6) и стойкости долота (l_d) от частоты его вращения $n_{вр}$ (Π_6 — показатель трудности бурения породы)

элементов долот в горную породу и общая эффективность ее разрушения. При малых значениях осевого усилия, когда удельное давление бурового инструмента на породу не достигает предела ее прочности на сжатие, разрушение породы может происходить лишь в форме поверхностного истирания (рис. 7.18, зона I). С ростом осевого усилия удельное давление на породу достигает значения $\sigma_{сж}$, а разрушение постепенно приобретает объемный характер (зона II — переходная). В зоне II, особенно в правой ее части (на рис. 7.18 заштрихована), объем разрушения и скорость бурения интенсивно увеличиваются пропорционально росту осевого усилия. Именно в этой зоне осевых нагрузок и должно происходить бурение. Одновременно с повышением скорости бурения стойкость бурового инструмента здесь может даже возрастать. В зоне III при очень больших осевых нагрузках, когда удельное давление на породу значительно превосходит величину $\sigma_{сж}$, зубья или штыри долота при шарошечном бурении полностью погружаются в породу, забой скважины не успевает освободиться от буровой мелочи, которая подвергается повторному измельчению, и темп роста скорости бурения падает.

С увеличением частоты вращения долота ($n_в$) скорость шарошечного и шнекового бурения сначала растет по зависимости, близкой к прямолинейной, но в дальнейшем темп роста

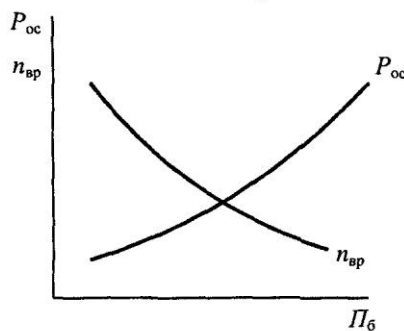


Рис. 7.20. График зависимости оптимальных значений усилия подачи ($P_{ос}$) и частоты вращения долота ($n_{вр}$) от показателя трудности бурения породы

скорости существенно снижается (рис. 7.19). Одновременно возрастает темп износа долота, а его стойкость сни-

жается, особенно в породах прочных и абразивных. При принудительной смазке шарошечных долот их стойкость мало зависит от $n_{вр}$. Поэтому частота вращения долота должна обеспечивать достаточно высокую скорость бурения при допустимой интенсивности износа долота.

Величина осевого усилия и частота вращения регулируются с помощью вращательно-подающих механизмов буровых станков (см. табл. 7.1 и 7.3).

Количество подаваемого в скважину сжатого воздуха при шарошечном бурении должно быть достаточным для эффективного удаления частиц разрушенной породы с забоя скважины. С увеличением количества воздуха возрастает скорость восходящего потока в затрубном пространстве и его способность выносить с забоя скважины все более крупные частицы буровой мелочи, чем предотвращается их повторное измельчение. В результате долото работает по очищенному от буровой мелочи забою скважины и это приводит к увеличению скорости бурения. На современных буровых станках производительность компрессоров постоянна и подача сжатого воздуха не регулируется.

В конкретных условиях бурения (определяемых свойствами пород, диаметром долота, типом и состоянием его вооружения) из множества возможных сочетаний режимных параметров всегда существует одно, обеспечивающее наиболее высокие технико-экономические показатели бурения. Этот режим бурения называется **оптимальным**. Наиболее надежно оптимальный ре-

жим бурения может быть установлен экспериментальным путем. Но существует одна совершенно четкая закономерность: с увеличением показателя трудности бурения (P_6) величину осевого усилия необходимо увеличивать, а частоту вращения долота — снижать (рис. 7.20). В менее прочных породах бурение целесообразно вести при более высокой частоте вращения и меньшем осевом усилии.

В связи с этим режимы бурения в достаточно слабых породах принято называть **скоростными**, а в крепких — **силовыми**.

Требуемая для обеспечения оптимального режима бурения величина осевого усилия, приходящаяся на 1 см диаметра долота, в зависимости от свойств пород составляет от 9 до 22 кН (табл. 7.6).

В труднобуримых и весьма труднобуримых породах отечественные буровые станки из-за недостаточной их мощности и недостаточной прочности опор шарошечных долот не обеспечивают полностью достижение требуемых усилий подачи. Поэтому при выборе режимов шарошечного бурения возможно руководствоваться рекомендациями, приведенными в табл. 7.7.

Таблица 7.6

Удельные усилия подачи при шарошечном бурении

Показатель трудности бурения пород P_6	Диаметр долота, мм	Требуемое для оптимального режима бурения усилие подачи, кН/см
8	215,9	9
10	244,5	11
12	244,5—269,9	13
14	269,9	18
16 и выше	320	22

Таблица 7.7

Диаметр до- лота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход продувочного агента сжатого возду- ха, м ³ /с	технической воды*, дм ³ /с
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК		
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	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							
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	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. 2. В высшей степени крепких абразивных или сильноотрицательных породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 с⁻¹. 3. По мере изнашивания вооружения долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

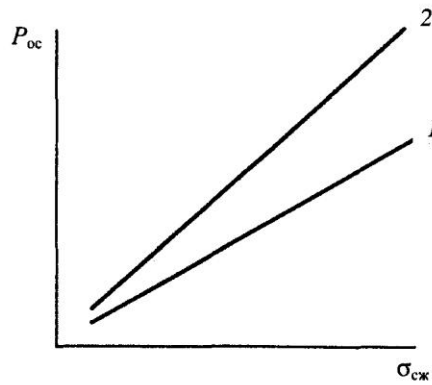


Рис. 7.21. График зависимости осевого усилия $P_{ос}$ от прочности породы $\sigma_{сж}$ при шнековом бурении:

1 — породы с повышенной абразивностью; 2 — породы с ниже средней и малой абразивностью

При шнековом бурении долотами режущего типа на величину осевого усилия помимо прочности пород значительное влияние оказывает их абразивность (табл. 7.8). С увеличением абразивности пород оптимальная величина осевого усилия снижается. При этом зависимость осевого усилия от прочности пород имеет близкий к прямолинейному характер (рис. 7.21).

Режим пневмоударного бурения характеризуется усилием подачи, частотой вращения бурового става, но главное — работой единичного удара пневмоударника и частотой ударов. Два последних параметра, которые в основном и определяют скорость бурения, зависят от давления сжатого воздуха, подаваемого к пневмоударнику (рис. 7.22). Энергия единичного удара должна увеличиваться с увеличением прочностных характеристик породы.

Таблица 7.8

Рекомендуемая величина усилия на долото при шнековом бурении резанием

Тип долота	Осевое усилие (кН) при прочности пород, МПа					Абразивность породы
	20	40	60	80	100	
РД-125Ш	17	34	50	67	84	Ниже средней и малая
8РД-160Ш	22	43	65	86	108	
3РД-215,9В	43	86	130	173	224	
РД-125Ш	9—12	18—23	28—35	37—46	47—58	
8РД-160Ш	12—15	24—30	36—45	48—60	60—75	
3РД-215,9В	24—30	48—60	72—90	96—120	123—150	

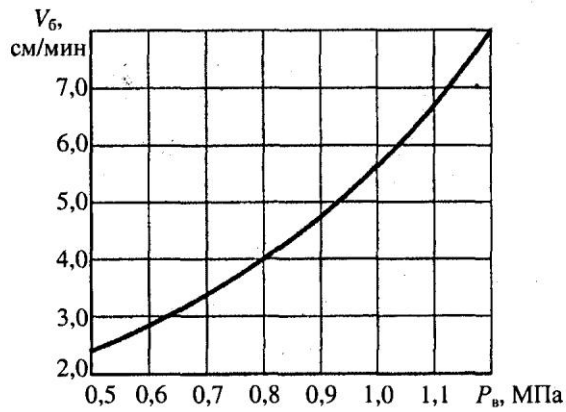


Рис. 7.22. График зависимости скорости пневмоударного бурения от давления сжатого воздуха (показатель трудности бурения породы $\Pi_6 = 14-16$)

Частота вращения бурового инструмента должна выбираться в соответствии со свойствами

пород, частотой ударов пневмоударника и диаметром долота. Оптимальная частота вращения в породах с $\Pi_6 = 14-20$ составляет от 0,3 до 0,7 c^{-1} , в породах с $\Pi_6 = 10-14$ — от 0,7 до 1,0 c^{-1} и при $\Pi_6 < 10$ — от 1,0 до 1,5 c^{-1} . Нижние значения n_b следует принимать при бурении скважин диаметром 160—200 мм и частоте ударов 1700—1900 в минуту, а верхние — при скважинах диаметром 105—125 мм и частоте ударов 2000—2200 в минуту.

Зависимость скорости пневмоударного бурения от осевого усилия подачи имеет экстремальный характер (рис. 7.23). Сначала с увеличением усилия подачи скорость бурения растет до определенного предела, а при дальнейшем его увеличении она начинает снижаться, что объясняется повышением интенсивности абразивного износа долота и ухудшением условий передачи энергии удара горной породе. Чрезмерное увеличение усилия подачи может привести к прекращению процесса бурения.

Оптимальная величина P_{oc} при пневмоударном бурении составляет 0,2—0,3 кН на 1 см диаметра долота.

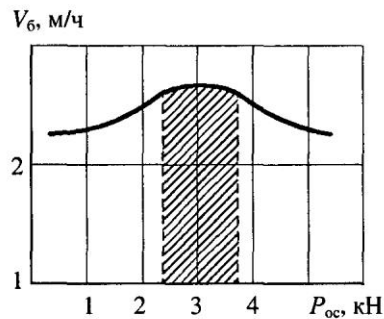


Рис. 7.23. График зависимости скорости пневмоударного бурения от усилия подачи ($\Pi_6 = 14-16$) (штриховкой показана зона оптимального усилия подачи)

В связи с неоднородностью породного массива долото в процессе бурения скважины встречается с разными по свойствам породами, поэтому каждый раз возникает необходимость в соответствующей корректировке режима бурения. При достаточно простом строении уступа регулирование режима бурения и поддержание его в оптимальном диапазоне может осуществлять машинист бурового станка с помощью **системы ручного управления**. Однако в сложных условиях делать это вручную становится весьма затруднительно или просто невозможно. Поэтому современные буровые станки, прежде всего шарошечные, оснащаются **системами автоматического управления процессом бурения (САУ)**. Эти системы позволяют автоматически устанавливать оптимальные режимы бурения при непрерывном изменении свойств горных пород в процессе бурения скважины с учетом текущего состояния (степени износа) бурового инструмента. При этом в качестве критерия оптимизации режима бурения может быть использован минимум затрат на бурение 1 пог. м скважины или минимум энергозатрат и др., а задача САУ состоит в оптимизации усилия подачи и частоты вращения в соответствии с изменением свойств пород.

Испытания системы автоматизированного управления при работе станка 2СБШ-200Н, проведенные на угольном разрезе «Красногорский» в Кузбассе в породах с $\sigma_{сж} = 60—180$ МПа, показали, что увеличение скорости бурения по сравнению с ручным управлением достигало 46%, снижение затрат на бурение 1 пог. м скважины составляло 24%, а увеличение стойкости шарошечных долот — до 30%.

7.8. Организация буровых работ и производительность буровых станков

Организация буровых работ подразумевает подготовку блока к бурению и собственно бурение скважин. Подготовка блока включает освобождение верхней площадки уступа в пределах блока от находящихся на ней машин и оборудования, линий

электропередачи, транспортных коммуникаций и др. и последующую тщательную планировку площадки с помощью бульдозера. Планировка должна обеспечить беспрепятственный доступ бурового станка к любой точке площадки. При необходимости планируется трасса для передвижения станков к обуриваемому блоку и последующей доставки на блок оборудования и материалов, включая взрывчатые вещества. Затем выполняются мероприятия по бесперебойному обеспечению буровых станков электроэнергией, буровым инструментом, необходимыми расходными материалами и др. На блок перегоняется необходимое количество станков, производится их подключение к трансформаторной подстанции, и станки подготавливаются к бурению. Мачты станков устанавливаются из транспортного в рабочее положение, производится осмотр технического состояния станков, замена бурового инструмента и др.

Обустройство подготавливаемого к массовому взрыву блока производится в соответствии с проектом взрыва (паспорт буровзрывных работ), который составляется на основе геолого-маркшейдерской характеристики блока. Установленное проектом положение скважин выносится на блок с точностью не менее $\pm 0,3$ м. Точки расположения каждой скважины тем или иным способом закрепляются на поверхности блока с тем, чтобы исключить возможность случайного перемещения репера. У точки расположения каждой скважины проставляются ее номер и проектная глубина. После выполнения всех подготовительных работ, которые в зависимости от размеров блока занимают от нескольких часов до нескольких дней, станки приступают к бурению. При использовании на блоке двух или более станков их рассредоточивают по блоку с выделением для каждого станка отдельного фронта работ.

Чтобы исключить отклонение скважин (в их нижней части) от проектного положения буровой станок у каждой скважины с помощью гидродомкратов устанавливается в горизонтальное положение. При этом при бурении наклонных скважин продольная ось станка должна быть ориентирована строго перпендикулярно линии откоса уступа. Это особенно важно при обуривании высоких уступов (35—40 м и более), когда недостаточно

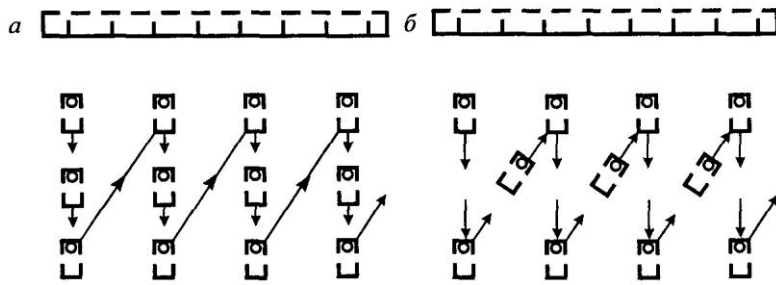


Рис. 7.24. Схемы перемещения бурового станка в процессе обуривания блока

точная установка станка может привести к значительному отклонению скважин в нижней части уступа, которое может достигать нескольких метров, что крайне отрицательно сказывается на результатах взрыва.

При современной мощной выемочной технике на карьерах, как правило, используется многорядное расположение скважин, особенно при бестранспортной технологии вскрышных работ, когда количество рядов скважин доходит до 7—8 и более. В этих условиях важно выбрать наиболее целесообразную схему перемещения станков в процессе обуривания блока.

При бурении наклонных скважин независимо от формы сетки (шахматная или прямоугольная) буровой станок перемещается по блоку, по **поперечно-возвратной схеме**, двигаясь от верхней бровки уступа в глубину блока (рис. 7.24, а). После завершения бурения одного поперечного ряда станок переезжает на следующий и т.д. При вертикальных скважинах может использоваться эта же схема перемещения станка. Если же вертикальные скважины располагаются в три ряда по шахматной сетке, станок может перемещаться по **поперечно-диагональной схеме** (рис. 7.24, б).

После завершения бурения скважины ее устье необходимо закрыть пробкой, чтобы предотвратить падение в скважину кусков породы или каких-либо предметов, которые могут перекрыть скважину и сделать невозможным ее зарядание взрывчатым веществом.

Для обеспечения безопасности при бурении вертикальных скважин по первому, ближайшему к откосу уступа ряду буровой станок должен устанавливаться за пределами призмы обрушения, на расстоянии не менее 3—5 м от верхней бровки уступа. Линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) может оказаться при этом значительно больше, чем предусмотрено проектом взрыва, что весьма отрицательно отражается не только на качестве проработки подошвы уступа, но и на качестве взрывных работ в целом. При бурении наклонных скважин этой проблемы не существует, а станок всегда находится за пределами опасной зоны.

Производительность бурового станка определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{T_{см} - (T_{п.з} + T_p)}{t_o + t_v}, \text{ м/смену}, \quad (7.6)$$

где $T_{см}$, $T_{п.з}$, T_p — соответственно продолжительность смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в течение смены, ч; t_o — основное время на бурение 1 пог. м скважины, ч; t_v — затраты времени на выполнение вспомогательных операций, приходящиеся на 1 пог. м скважины, ч.

Суммарные затраты времени на подготовительно-заключительные операции и регламентированные перерывы составляют обычно от 0,9 до 1,5 ч. Основное время на бурение 1 пог. м скважины зависит от скорости бурения:

$$t_o = \frac{1}{V_6}, \text{ ч}, \quad (7.7)$$

где V_6 — техническая скорость бурения, м/ч.

Удельные затраты времени на выполнение вспомогательных операций (наращивание и разборка става, снятие станка с домкратов, переезд к новой скважине, постановка на домкраты, замена долота и др.) в соответствии с нормативами составляют: при шнековом бурении 1,2—1,6 мин/м (0,02—0,027 ч/м), при шарошечном, в зависимости от типа станка, — от

1,3—1,4 мин/м (0,022—0,023 ч/м) до 1,5—1,8 мин/м (0,025—0,03 ч/м) и при пневмоударном бурении — от 4 до 8 мин/м (0,06—0,12 ч/м).

Внутрисменные перерывы (простои) связаны главным образом с аварийными остановками станка и его ремонтом, внеплановыми отключениями электроэнергии и т.п. Помимо внутрисменных имеются и целосменные простои станков, вызванные плановыми и внеплановыми ремонтами, перегонами станков с одного блока на другой, отсутствием фронта работ и т.д. В результате потери рабочего времени у станков составляют в целом до 35 %. Поэтому с учетом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования буровых станков на карьерах составляет от 0,35—0,4 до 0,55—0,6, а годовая производительность станка может быть определена по выражению

$$Q_{б.год} = \frac{T_{см} N_{к.с}}{t_0 + t_b} K_{и.с}, \text{ м/год}, \quad (7.8)$$

где $N_{к.с}$ — календарное количество рабочих смен в году; $K_{и.с}$ — коэффициент производительного использования станка ($K_{и.с} = 0,35—0,6$).

Годовая производительность шнековых буровых станков типа СБР на угольных разрезах в породах с $P_6 = 2—3$ достигает 44—55 тыс. м и шарошечных станков 2СБШ-200Н в породах с P_6 до 8—10 — до 45—58 тыс. м. Производительность станков СБШ-250МН на рудных карьерах в породах с $P_6 = 13—15$ составляет 25—30 тыс. м/год (табл. 7.9).

Опыт эксплуатации на российских карьерах буровых станков зарубежных фирм-производителей «Бюсайрус-Ири», «Марион» и др. показал, что их производительность в 3—5 раз превышает производительность аналогичных по параметрам отечественных станков СБШ-250МН и СБШ-320 при более высокой долговечности и надежности в эксплуатации. В условиях Кузбасса и Якутии американские станки 60-R и М-4СС работали практически без ремонтов по 13—15 лет.

Таблица 7.9

Показатели работы буровых станков на отдельных горно-добывающих предприятиях

Показатели	СБР			2СБШ-200Н			СБШ-250МН	
	Угольные разрезы			Рудные карьеры				
	«Богатырь»	«Северный»	«Красногорский»	«Междуреченский»	«Урал-асбест»	«Сарбайский»		
Среднее значение L_6	2	3	8	10	13	15		
Сменная производительность, м	До 245	До 306	137	115	59	59		
Годовая производительность, тыс. м	44,0	54,5	58,1	44,8	25,2	29,3		
Средняя стойкость долот, м	2520	610	536	393	384	187		

Буровые станки российских производителей (Воронежский, Бузулукский и другие заводы), несмотря на большой опыт их изготовления и эксплуатации, значительно уступают зарубежным. Основные недостатки наших станков — это их низкая надежность, невысокая производительность, плохая ремонтпригодность, а основное преимущество — относительно невысокая стоимость. То же самое относится и к буровому инструменту. Поэтому важнейшей задачей дальнейшего развития отечественной буровой техники является доведение ее до среднемирового уровня по важнейшим показателям — производительности, надежности и ремонтпригодности.

Главной тенденцией в производстве буровых станков в последние годы как за рубежом, так и в России было неуклонное увеличение диаметра бурения, максимальное значение которого за последние несколько десятилетий возросло с 190—220 мм до 320—450 мм. Увеличение диаметра скважин позволяет вести бурение по расширенной сетке, вследст-

вие чего значительно возрастает выход горной массы с 1 пог. м скважины и сокращаются затраты на бурение в расчете на 1 м³ обуренной породы. Это вполне оправданно при взрывной подготовке мелкоблочных, легко взрывааемых породных массивов. При разработке крупноблочных трудно- и весьма трудно взрывааемых пород, которые обычно характеризуются еще и высокой прочностью, увеличение расстояний между скважинами неизбежно приводит к ухудшению качества дробления пород, увеличению выхода негабарита и снижению показателей всех последующих технологических процессов. С увеличением же глубины карьеров таких пород становится все больше.

Надежно обеспечить высокое качество подготовки крупноблочных трудно взрывааемых пород возможно только путем применения скважин уменьшенного и даже малого диаметра, о чем убедительно свидетельствуют данные практики и результаты многочисленных экспериментальных исследований.

Ряд зарубежных фирм уже давно выпускают станки с диаметром бурения от 130 до 200 мм. В нашей стране лишь несколько лет назад объединением «Рудгормаш» был создан гидрофицированный станок СБШ-160-48, который предназначается для бурения скважин диаметром 160 мм в породах с показателем трудности бурения не более 14.

Проблема бурения скважин уменьшенного диаметра в крепких крупноблочных породах остается одной из наиболее актуальных и сложных. Решить ее на основе применения чисто механических способов бурения (шарошечного или пневмоударного) вряд ли возможно. Вероятнее всего, это решение лежит в использовании комбинированного воздействия на горную породу, в частности электро-физико-механического принципа разрушения, разрабатываемого в ИГД им. А.А. Скочинского, или в применении взрывного, гидравлического и иных способов разрушения пород при бурении.

8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

8.1. Взрыв. Взрывчатые вещества и средства взрывания

После завершения буровых работ и высвобождения блока от находящегося на нем оборудования выполняется второй этап процесса взрывной подготовки пород — взрывные работы, включающие зарядание скважин взрывчатым веществом, монтаж, проверку взрывной сети и собственно взрыв скважинных зарядов, результаты которого должны удовлетворять изложенным выше требованиям (см. подразд. 6).

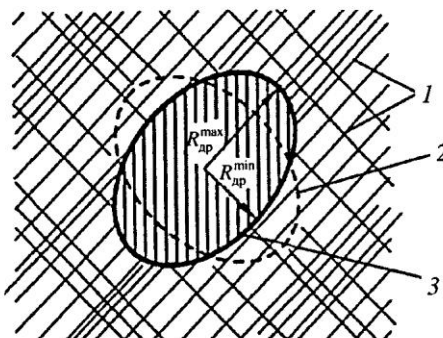
Взрыв — это чрезвычайно быстрое, практически мгновенное химическое превращение взрывчатого вещества с выделением большого количества тепла и газообразных продуктов. Основные характеристики взрыва:

- скорость взрывного разложения взрывчатого вещества (скорость детонации) — от 2000 до 8000 м/с (для большинства промышленных взрывчатых веществ — 3000—6000 м/с);
- количество выделяющегося при взрыве тепла — от 3500 до 5300 кДж/кг;
- количество образующихся газов — от 600 до 1000 л/кг;
- температура газов — от 2500 до 4500 °С.

Газообразные продукты взрыва, характеризующиеся весьма высокой температурой, в начальный момент взрыва создают колоссальное давление на окружающую среду, которое обеспечивает огромное разрушительное действие взрыва. **Полная энергия взрыва** расходуется на выполнение полезной работы по дроблению и перемещению породы и на бесполезные ее формы — переизмельчение породы на контакте с зарядом, на сейсмические колебания массива и на образование воздушной звуковой волны, а также на различного рода потери — местный нагрев породы, выброс горячих газов в атмосферу и т.п. На полезную

Рис. 8.1. Взаимосвязь между трещиноватостью массива и формой зоны дробления:

1 — следы систем секущих трещин; 2 — кривая анизотропии трещиноватости; 3 — граница зоны регулируемого дробления



работу расходуется меньшая часть потенциальной энергии взрыва. Основная же ее доля тратится непроизводительно.

На контакте заряда с горной породой, где давление продуктов взрыва многократно превосходит предел ее прочности на сжатие, образуется так называемая **зона сжатия**, в пределах которой порода переизмельчается до практически пылеобразного состояния. Радиус этой зоны составляет лишь несколько радиусов заряда. Дальше этой зоны формируется **зона дробления**, где происходит разрушение естественных отдельностей на более мелкие куски, причем интенсивность их дробления снижается по мере удаления от центра заряда. В совокупности обе эти зоны образуют **зону регулируемого дробления**. В соответствии с экспериментальными данными среднее значение радиуса этой зоны в сильнотрещиноватых осадочных породах с $\sigma_{сж} = 40—60$ МПа составляет около 55—57 радиусов заряда, в породах средней трещиноватости с $\sigma_{сж} = 60—80$ МПа — 39—42 радиуса заряда и в крупноблочных малотрещиноватых породах с $\sigma_{сж} = 90—100$ МПа — 30—32 радиуса заряда.

За пределами зоны регулируемого дробления разрушение естественных отдельностей носит случайный характер, а основная их часть остается неразрушенной. Поэтому эту зону называют **зоной нерегулируемого дробления**, которая является источником появления в развале взорванной породы наиболее крупных фракций.

Форма зоны регулируемого дробления в сечении, перпендикулярном оси скважинного заряда, определяется степенью анизотропности породного массива (см. подразд. 3). Экспери-

ментально установлено, что в этом сечении зона дробления в общем случае имеет форму, близкую к форме эллипса (рис. 8.1). Соотношение максимального ($R_{др}^{max}$) и минимального ($R_{др}^{min}$) радиусов зоны дробления, которое может быть названо **коэффициентом формы зоны дробления**, зависит от коэффициента анизотропии массива (K_a). Эта зависимость применительно к породам осадочного происхождения с достаточной точностью описывается выражением

$$K_{\phi} = 0,5 (1 + K_a).$$

Для сильнотрещиноватых мелкоблочных массивов с минимальной анизотропностью коэффициент формы зоны дробления близок к единице, а сама зона может рассматриваться как круговая. Для пород средней блочности величина K_{ϕ} составляет порядка 1,15—1,25 и для крупноблочных пород с высоким коэффициентом анизотропии $K_{\phi} = 1,3—1,4$. При известных значениях среднего радиуса зоны регулируемого дробления и коэффициента формы зоны легко вычислить истинные ее размеры.

Задача взрыва и его эффективность, характеризующаяся прежде всего качеством дробления или кусковатостью взорванной породы, зависит главным образом от интенсивности трещиноватости массива. В сильнотрещиноватых мелкоблочных породах, где средний диаметр естественных отдельностей не превышает размера кондиционного куска, основная задача взрыва заключается в том, чтобы встряхнуть и разрыхлить массив, нарушить естественное сцепление между отдельностями и создать благоприятные условия для работы выемочно-погрузочного оборудования. Здесь, в принципе, отсутствует необходимость в дроблении естественных отдельностей.

И наоборот, при крупноблочном строении породного массива взрывные работы должны обеспечивать интенсивное дробление максимально возможно большего количества крупных отдельностей. Подобные результаты взрыва могут быть достигнуты в случае, если эти отдельности окажутся в

зоне регулируемого дробления, которая ограничивается частотой и состоянием естественных трещин. Когда трещины плотно сомкнуты, а зияющие трещины заполнены кристаллизованными вторичными материалами или грунтовой водой, волна напряжений от взрыва зарядов ВВ преодолевает эти трещины с малыми потерями энергии. Количество энергии, которое проходит через эти трещины, оказывается достаточным для разрушения других, более удаленных от заряда отдельныхностей. Если же раскрытые трещины заполнены воздухом или мягкими вторичными отложениями, то при ширине уже в 2—3 мм такие трещины, играя роль экрана, практически полностью отражают волну напряжений или пропускают ее в чрезвычайно ослабленном состоянии, в котором она не способна к разрушению отдельныхностей, находящихся за границей трещины. Идеальной при взрывании таких пород является ситуация, когда каждая крупная отдельность пронизывается зарядом ВВ, что, в принципе, возможно при использовании скважин малого диаметра и расположении их по сгущенной сетке.

Взрывчатые вещества (ВВ) — это химические соединения или механические смеси, которые под действием внешнего импульса способны чрезвычайно быстро, практически мгновенно превращаться в другие соединения с выделением большого количества тепла и газообразных продуктов. В состав ВВ горючие компоненты (углерод, водород) и окислитель (кислород) входят на молекулярном или атомном уровне, чем объясняется высокая скорость реакции взрыва и высокая концентрация энергии в единице объема ВВ. В этом состоит принципиальное отличие ВВ от обычных горючих материалов (дерево, уголь и др.), которые при горении окисляются за счет кислорода воздуха. Процесс горения таких материалов протекает медленно, но с выделением большого количества тепла (например, при сжигании угля количество выделяемого тепла составляет около 30 тыс. кДж/кг). Взрывчатые же вещества не горят, а детонируют с чрезвычайно высокой скоростью. И хотя количество выделяемо-

го при взрыве тепла во много раз меньше (3500—5300 кДж/кг), мгновенный характер выделения энергии предопределяет чрезвычайно большую мощность взрыва ВВ.

По своему составу все взрывчатые вещества делятся на **индивидуальные химические соединения (однокомпонентные ВВ)** и **смесевые ВВ**. Индивидуальные химические соединения, или однокомпонентные ВВ (тротил, гексоген, аммиачная селитра и др.), могут применяться самостоятельно, но чаще используются как компоненты механических смесей. Смесевые ВВ представляют собой механические смеси нескольких индивидуальных ВВ с введением в их состав различного рода добавок. В качестве окислителя в этих ВВ используются обычно аммиачная, калиевая или натриевая селитра, а в качестве горючего — такие взрывчатые компоненты, как, например, тротил, а также богатые углеродом и водородом твердые или жидкие невзрывчатые добавки (тонкоизмельченный уголь, соляровое масло, пудра легкоокисляющихся металлов, например Al и Mg, древесная мука и др.). Используя различные соотношения входящих в смесевые ВВ компонентов, возможно регулировать их взрывчатые характеристики.

В соответствии с областью применения выделяются **бризантные ВВ**, которые составляют группу **промышленных ВВ**, и **инициирующие ВВ**, обладающие высокой чувствительностью и используемые при изготовлении средств взрывания (капсулей-детонаторов, электродетонаторов и др.).

По физическому состоянию промышленные ВВ делятся на **гранулированные, порошкообразные, водосодержащие (льющисея)** и **литые**. На карьерах в настоящее время применяются практически только гранулированные и водосодержащие ВВ.

Важной характеристикой взрывчатых веществ является **кислородный баланс**, который определяется выраженным в процентах отношением избытка или недостатка кислорода в составе ВВ к его количеству, необходимому для полного окисления горючих элементов. Кислородный баланс может быть **нулевым, положительным или отрицательным**.

При нулевом кислородном балансе количество содержащегося в составе ВВ кислорода равно его количеству, необходимому для **полного** окисления горючих элементов до их высших окислов. В этом случае при взрыве выделяется максимально возможное количество энергии при минимальном количестве образующихся при взрыве ядовитых газов. Если в составе ВВ кислорода не хватает до полного окисления горючих элементов, то такое ВВ имеет **отрицательный**, а при избытке кислорода — **положительный** кислородный баланс. В обоих этих случаях количество выделяемой энергии будет меньше, чем при нулевом балансе. При этом при взрыве ВВ с недостатком кислорода образуется ядовитая окись углерода (СО), а при избытке кислорода — весьма ядовитые окислы азота, которые загрязняют атмосферу.

Технологические качества ВВ характеризуются их **скоростью детонации, бризантностью, работоспособностью, плотностью, водоустойчивостью и чувствительностью к внешнему воздействию**, определяющей уровень безопасности при обращении с ВВ.

Как в отечественной, так и в зарубежной практике открытых горных работ в качестве промышленных ВВ исключительное применение получили **гранулированные аммиачно-селитренные ВВ**, представляющие собой смесь гранулированной аммиачной селитры с горючими и другими компонентами. Эти ВВ сравнительно дешевы, имеют достаточно хорошие взрывчатые характеристики и невысокую чувствительность к внешним воздействиям, что позволяет механизировать зарядание скважин. Из индивидуальных ВВ на карьерах используется практически только гранулированный тротил (алюмотол или гранулотол), который из-за его дороговизны целесообразно применять лишь в сильно обводненных породах с проточной водой.

Применяемые на карьерах **промышленные ВВ** по своему составу, физическому состоянию и основным характеристикам могут быть разделены на несколько групп (табл. 8.1).

№ п/п	Тип и название ВВ	Основные компоненты ВВ	Характеристика ВВ				
			Скорость детонации, км/с	Бризантность, мм	Работоспособность, см ³	Плотность, г/см ³	Кислородный баланс*
1. Бестротиловые гранулированные ВВ							
1.1	Игданит	Гранулированная АС** + дизельное топливо	2,2—2,8	15—20	320—330	0,8—0,9	+
1.2	Гранулиты: АС-4; АС-4В; АС-8; АС-8В; АС-М; М и др.	Гранулированная АС + соляровое масло + алюминиевая пудра или порошок	2,5—3,6	18—26	320—420	0,8—0,92	+
2. Тротилосодержащие гранулированные ВВ							
2.1	Граммониты: 79/21 (82/18); 50/50; 30/70	Гранулированная АС + гранулированный или чешуйчатый тротил	3,6—4,5	20—25	330—370	0,9—1,1	+(79/21) -(50/50 и 30/70)
2.2	Гранулотол	Гранулированный тротил	5,5—5,6	32—34	285—295	0,9—1,0	-
3. Водосодержащие ВВ							
3.1	Акватол Т-20 (горячелюущее ВВ)	Гранулированная АС + гранулированный тротил + горячий насыщенный раствор АС ($t = 80—110$ °С)	4,5—5,0	24—26	н/д	1,35—1,4	-

3.2	Карбатылы (горячелюущее ВВ); ГЛ-10В; ГЛ-15Т; ФТ-10	Горячий расплав АС и карбамида + гранулотол + АС + вода (до 200 °С)	4,0—5,0	24—30	320—470	1,5—1,65	-
4. Эмульсионные ВВ (эмулиты)							
4.1	Порэмиты	Мельчайшие капли насыщенного раствора АС (или смеси АС и НС***), покрытые тонкой пленкой жидкого горючего + АС + сенсибилизатор	4,2—5,3	н/д	н/д	1,2—1,35	-
4.2	Сибириты	То же	4,9—5,1	н/д	н/д	1,25	-

* Кислородный баланс (+) — положительный, (-) — отрицательный;
 ** АС — аммиачная селитра;
 *** НС — натриевая селитра.

Выбор типа ВВ в конкретных условиях определяется свойствами пород и состоянием обводненности массива. В обводненных породах, особенно при проточности грунтовых вод, необходимо применять только водоустойчивые ВВ, к которым относятся взрывчатые вещества третьей и четвертой групп, а также некоторые ВВ второй группы (гранулотол и граммонит 30/70). ВВ, предназначенные для сухих скважин (первая и вторая группы), в этих условиях возможно применять лишь при использовании специальных способов зарядания скважин, например в полиэтиленовые рукава. В породах ниже средней крепости целесообразно применение взрывчатых веществ типа игданита и гранулитов, а в породах средней крепости и крепких следует ориентироваться на тротилсодержащие ВВ с высоким содержанием тротила (граммониты 50/50 и 30/70), а также на ВВ третьей и четвертой групп.

Важнейшей тенденцией в развитии ассортимента ВВ для открытых горных работ в последние два десятилетия был переход карьеров на применение взрывчатых веществ, изготавливаемых на месте их использования. При изготовлении простейших ВВ типа гранулитов это позволяет резко снизить их стоимость по сравнению с ВВ заводского приготовления и упростить условия транспортирования и хранения компонентов ВВ, каждое из которых в отдельности не является взрывчатым веществом. Одновременно повышается уровень безопасности работ в связи с пониженной чувствительностью этих ВВ к внешним воздействиям, что позволяет обеспечить полную механизацию процесса зарядания скважин. Затраты горных предприятий на приобретение ВВ снижаются в несколько раз. Например, в 2006 г. в Южном Кузбассе затраты на 1 т ВВ собственного изготовления составляли около 5300 руб. в то время как затраты на приобретение заводских ВВ колебались от 10700 руб. (граммонит 79/21) до 24800 руб. (гранулированный тротил).

В США и ряде других стран уже в 80-х годах прошедшего столетия удельный вес ВВ местного приготовления доходил до 85—90% общего их потребления. В России к 1990 г. было построено около 50 пунктов по приготовлению простейших ВВ

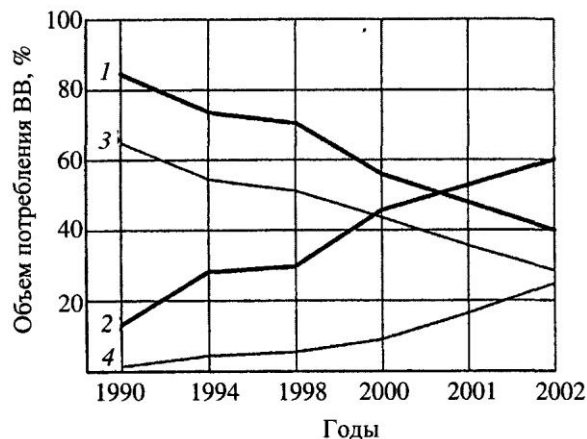


Рис. 8.2. Динамика объемов потребления ВВ:

1 — ВВ заводского изготовления (в т.ч. 3 — тротилосодержащие); 2 — ВВ местного приготовления (в т.ч. 4 — эмульсионные ВВ)

типа игданита, а удельный вес этих ВВ в общем объеме потребления составил около 12% (рис. 8.2). К 2002 г. потребление ВВ местного приготовления на карьерах России достигло почти 60%, а использование ВВ заводского изготовления за это время снизилось с 88 до 40%. Только в Кузбассе на построенных здесь установках уже в 2004 г. было произведено около 100 тыс. т простейших и эмульсионных ВВ.

Средства и способы взрывания на карьерах. Для возбуждения (инициирования) взрыва заряда промышленного ВВ необходим внешний импульс, который передается заряду от взрыва инициирующего ВВ, заключенного в капсуле-детонаторе, электродетонаторе или детонирующем шнуре. В свою очередь, капсуль-детонатор и электродетонатор взрываются от теплового импульса, который они получают в первом случае от горячей сердцевины огнепроводного шнура, а во втором — от капельки воспламенительного состава (электровоспламенителя). При взрывании с помощью детонирующего шнура капсуль-детонатор или электродетонатор используются для возбуждения детонации ВВ, заключенного внутри шнура, которая передается заряду промышленного ВВ.

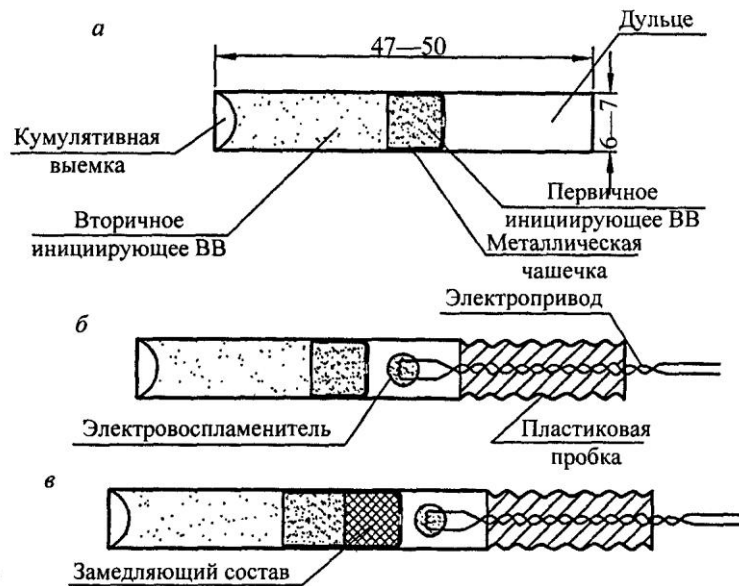


Рис. 8.3. Схемы устройства капсулей-детонаторов (а) и электродетонаторов мгновенного (б) и короткозамедленного (в) действия

Таким образом, в зависимости от способа инициирования взрыва различают следующие способы взрывания: **огневое**, **электрическое**, **взрывание детонирующим шнуром** и взрывание с использованием так называемых **неэлектрических систем инициирования (НСИ)** типа «Нонель» и ее отечественных аналогов. При этом различают взрывание **мгновенное**, когда все заряды в блоке взрываются одновременно, **замедленное**, когда взрывание отдельных зарядов или отдельных серий зарядов производится через промежутки времени, измеряемые секундами, и **короткозамедленное**, когда эти промежутки измеряются тысячными долями секунды — миллисекундами. При современных масштабах взрывных работ, когда количество скважинных зарядов на блоке нередко измеряется сотнями, а общее количество заряжаемого в них ВВ составляет десятки и даже сотни тонн, на карьерах используется только **короткозамедленное взрывание**. Что касается замедленного взрывания, то оно на карьерах не разрешено Правилами безопасности.

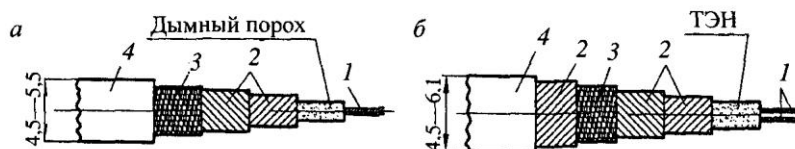


Рис. 8.4. Огнепроводный шнур полимерный (а); детонирующий шнур (б):

1 — направляющие нити; 2 — оплетка из хлопчатобумажной, льняной или синтетической нити; 3 — слой водоизоляционной мастики; 4 — наружное водоизоляционное покрытие

К средствам огневого взрывания относятся капсуль-детонаторы, огнепроводный шнур и средства его зажигания.

Капсюль-детонатор (КД) представляет собой цилиндрическую гильзу, снаряженную зарядами первичного и вторичного инициирующих ВВ (рис. 8.3, а). В качестве первичного инициирующего ВВ используются азид свинца или гремучая ртуть, обладающие исключительно высокой чувствительностью, а в качестве вторичного — тетрил. Кумулятивная выемка усиливает инициирующее действие капсуль-детонатора, а в свободную часть гильзы (дульце) вводится **огнепроводный шнур (ОШ)**. Сердцевина огнепроводного шнура, представленная дымным порохом, заключена в несколько слоев оплетки (чаще цвета асфальта) с гидроизоляцией (рис. 8.4). ОШ поджигается от тлеющего фитиля или от индивидуального источника огня, а при групповом зажигании 10—30 отрезков шнура — от зажигательного патрона. Скорость горения ОШ составляет 1 см/с или 0,5 см/с. Капсюль-детонатор с закрепленным в нем отрезком ОШ называется **зажигательной трубкой**.

Средства электрического взрывания включают электродетонаторы, источники тока, электрические провода и средства контроля электрической сети. **Электродетонатор (ЭД)** представляет собой капсуль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем и двумя отрезками концевых электрических проводов длиной от 2 до 4 м (рис. 8.3, б). По времени срабатывания различают электродетонаторы **мгновенного**, **замедленного** (с замедлениями от 0,9 с до 10 с) и **короткозамедленного действия (ЭДКЗ)** с замедлениями от 25 до 500 мс через 25

и 50 мс. Замедление достигается с помощью столбика замедляющего состава, который помещается между электровоспламенителем и первичным инициирующим ВВ (рис. 8.3, в). В качестве источника тока при электрическом взрывании используются взрывные машинки либо осветительные или силовые линии электропередачи.

К средствам взрывания детонирующим шнуром относятся сам детонирующий шнур (ДШ), пиротехнические замедлители (РП) и средства огневого или электрического взрывания шнура. **Детонирующий шнур** (см. рис. 8.4) предназначен для передачи детонации от КД или ЭД к заряду ВВ или от одного заряда к другому. Сердцевина ДШ представлена высокобризантным ВВ типа ТЭН в количестве 12—14,5 г на 1 пог. м. шнура (у маломощного детонирующего шнура — 5,5—7,0 г на 1 пог. м). Скорость детонации ДШ очень высокая и составляет порядка 6200—6500 м/с. Внешне детонирующий шнур отличается от огнепроводного красным цветом или светлым тоном оплетки с вплетенной в нее нитью красного или кремового цвета. Капсюли-детонаторы (зажигательные трубки) или электродетонаторы привязываются к детонирующему шнуру шпагатом или клейкой лентой.

В связи с низкой чувствительностью промышленных ВВ для обеспечения надежности детонации скважинных зарядов при взрывании детонирующим шнуром используются **промежуточные детонаторы (ПД)** в виде тротиловых шашек массой от 0,4 до 0,9 кг. Шашки в форме цилиндра привязываются к отрезку ДШ и опускаются вместе с ним в скважину перед ее заполнением взрывчатым веществом.

При короткозамедленном взрывании с использованием ДШ в качестве средств замедления применяются пиротехнические замедлители (реле). В течение длительного времени на карьерах использовались реле типа КЗДШ и РП-8 с замедлениями 10, 20, 35, 50, 75, 100 и 125 мс, которые характеризовались значительными отклонениями фактического времени замедления от номинального. В последние годы Новосибирским заводом «ИС-КРА» налажен выпуск новых видов двухсторонних пиротехнических реле РП-Н и РП-Д. Реле типа РП-Н (рис. 8.5, а) состоит из двух капсюлей-детонаторов с замедляющим составом, соеди-

ненных между собой с помощью пластмассовой втулки. В дульцах капсулей-детонаторов методом обжимки закреплены отрезки ДШ длиной 30—50 см. Реле РП-Н выпускаются с тремя значениями номинального времени замедления — 20, 35 и 50 мс и отличаются друг от друга цветом втулки: 20 мс — красный, 35 мс — белый и 50 мс — черный. Реле ввязывается в магистральную линию ДШ морским узлом или внакладку с помощью изоляционной ленты или шпагата.

Реле РП-Д (рис. 8.5, б) также состоит из двух КД с замедлителями, смонтированными в соединительные втулки и связанными между собой с помощью ударно-волновой трубки. Реле врезаются в магистральную линию ДШ путем ввода концов ДШ в свободные концы соединительных втулок. РП-Д имеет 6 серий замедлений (20, 30, 45, 60, 80, 100 мс), которые идентифицируются цветом соединительных втулок: 20 мс — оранжевый цвет, 30 мс — желтый, 45 мс — красный, 60 мс — синий, 80 мс — зеленый и 100 мс — коричневый.

Средства взрывания при использовании неэлектрических систем инициирования типа «Нонель», СИНВ и ЭДИЛИН включают волноводы или ударно-волновые трубки (УВТ), поверхностные соединительные блоки, внутрискважинные капсули-детонаторы, промежуточные детонаторы и средства инициирования волновода.

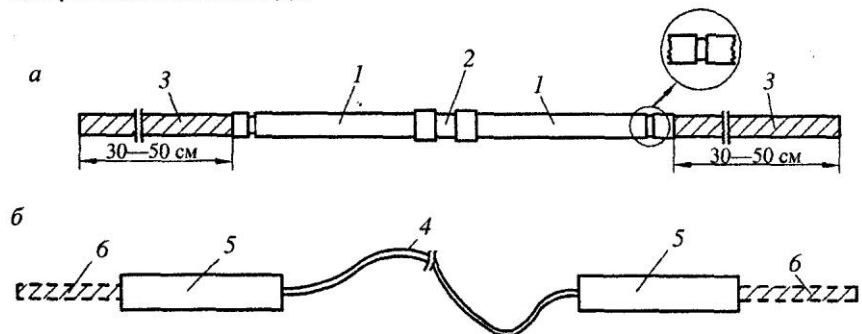


Рис. 8.5. Двухсторонние пиротехнические реле РП-Н (а) и РП-Д(б):
 1 — капсули-детонаторы с замедлителями; 2 — пластмассовая втулка; 3 — закрепленные в капсулях-детонаторах отрезки ДШ; 4 — ударно-волновая трубка (волновод); 5 — соединители с смонтированными в них капсулями-детонаторами с замедлителями; 6 — магистральная линия ДШ

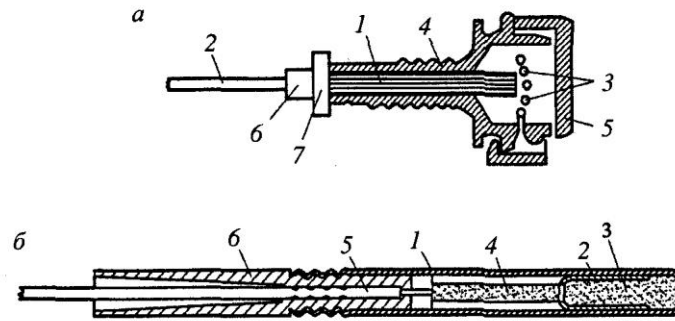


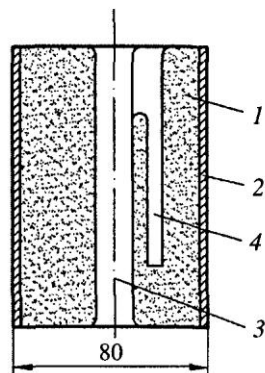
Рис. 8.6. Поверхностный соединительный блок (а): 1 — капсюль-детонатор мгновенного или короткозамедленного действия; 2 — волновод; 3 — гнезда для крепления отрезков волноводов; 4 — корпус пластмассовый; 5 — крышка с защелкой; 6 — пластиковая пробка; 7 — втулка; **внутрискважинный капсюль-детонатор (б):** 1 — металлический корпус; 2 — металлическая чашечка; 3 — инициирующее ВВ; 4 — замедляющий состав; 5 — волновод; 6 — пластмассовая пробка

Волновод представляет собой гибкую пластиковую трубку диаметром 3,6 мм, на внутренней поверхности которой напылено тонкодисперсное взрывчатое вещество в количестве 14—26 мг на 1 пог. м. От взрыва капсюля-детонатора, электродетонатора или с помощью специального стартового устройства в волноводе возбуждается ударная волна, скорость распространения которой составляет 2400 м/с. Ввиду крайне малой концентрации ВВ волновод при этом не разрушается. Он не чувствителен к механическому или тепловому воздействию, что обеспечивает высокий уровень безопасности при выполнении работ.

Поверхностные соединительные блоки (рис. 8.6, а) предназначены для соединения отдельных поверхностных участков волноводов в единую сеть и для обеспечения необходимого времени замедления и необходимой последовательности срабатывания поверхностной взрывной сети. Блоки поставляются потребителю в заводском исполнении и представляют собой пластмассовый корпус с запрессованным в нем минаксюлем-детонатором короткозамедленного или мгновенного действия и отрезком волновода. Время замедления блоков в системе «Нонель Юнитед» составляет 0, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс. Корпус

Рис. 8.7. Промежуточный детонатор типа ДПУ:

1 — ВВ; 2 — оболочка; 3 — канал для закрепления промежуточного детонатора на волноводе или ДШ; 4 — гнездо для внутрискважинного капсюля-детонатора



блока имеет замковое устройство, позволяющее закрепить в нем до 5 отрезков волноводов, по которым ударная волна распределяется от блока по соответствующим направлениям.

Внутрискважинные капсюли-детонаторы (рис. 8.6, б) имеют прочный металлический корпус с плотно закрепленным отрезком волновода длиной, соответствующей глубине скважины. Внутренняя начинка капсюля-детонатора включает заряд вторичного инициирующего ВВ и столбик замедляющего состава. Количество ступеней замедления внутрискважинных капсюлей-детонаторов системы «Нонель» достигает двадцати — от 75 до 500 мс с интервалом через 25 мс. Ввиду отсутствия первич-

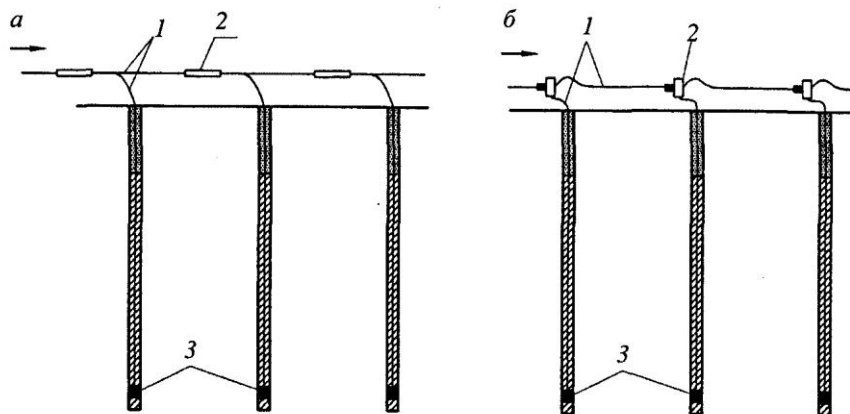


Рис. 8.8. Принципиальные схемы монтажа взрывной сети:

а — при взрывании с помощью детонирующего шнура: 1 — детонирующий шнур; 2 — пиротехническое реле; 3 — промежуточные детонаторы (тротиловые шашки); б — при использовании системы «Нонель»: 1 — волновод; 2 — поверхностные соединительные блоки; 3 — промежуточные детонаторы с внутрискважинными капсюлями-детонаторами (стрелками указано направление детонации)

ного инициирующего ВВ в капсулях-детонаторах они достаточно безопасны в обращении и в принципе не должны детонировать при механических повреждениях.

В качестве **промежуточного детонатора** при взрывании с помощью систем типа «Нонель» используются тротиловые или тротилогексогеновые шашки массой до 850—1000 г типа Т-900Г, ТГФ-500Э, ТГФ-850Э и др., а также специально разработанные для этих систем промежуточные детонаторы типа ДПУ, имеющие гнездо для размещения в шашке внутрискважинного капсуля-детонатора (рис. 8.7).

В настоящее время при короткозамедленном взрывании на карьерах используются два рассмотренных выше способа инициирования скважинных зарядов — детонирующим шнуром или с помощью систем НСИ типа «Нонель», СИНВ и ЭДИЛИН. Принципиальные схемы монтажа взрывной сети в том и другом случае показаны на рис. 8.8.

Инициирование с помощью детонирующего шнура в течение нескольких десятилетий второй половины XX столетия было практически единственным способом короткозамедленного взрывания при скважинной отбойке горных пород. В этот период проявились серьезные недостатки способа, связанные в основном с недостаточным уровнем надежности выпускаемых отечественными предприятиями детонирующих шнуров и пиротехнических замедлителей, а также с нарушениями взрывных сетей в процессе взрыва. В результате на крупных карьерах, таких, как, например, карьеры Качканарского ГОКа, ежегодно происходило до 500—600 отказов зарядов, что крайне отрицательно сказывалось на качестве взрывной подготовки пород, создавало серьезную потенциальную опасность при выемочно-погрузочных работах и приводило к значительному экономическому ущербу.

Поэтому с начала 90-х годов на карьерах России началось внедрение неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов при короткозамедленном взрывании, прежде всего системы «Нонель», разработанной специалистами Швеции. Принципиальная особенность этой системы так же, как и отечественных систем СИНВ и ЭДИЛИН, состоит в том, что на первом

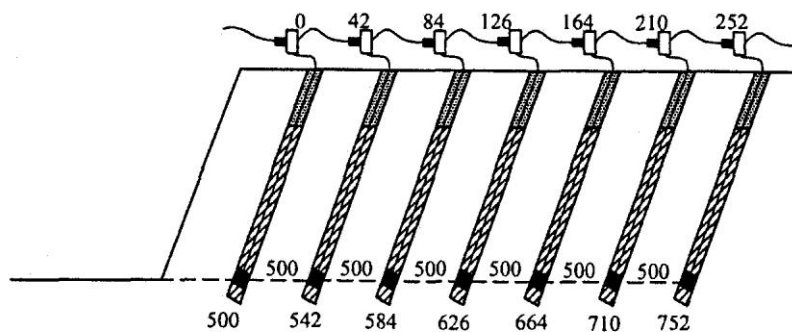


Рис. 8.9. Временные интервалы срабатывания поверхностной взрывной сети и взрывания скважинных зарядов (время замедления поверхностных блоков — 42 мс и внутрискважинных капсулей-детонаторов — 500 мс)

этапе инициирования срабатывает поверхностная взрывная сеть, включающая волноводы и поверхностные соединительные блоки. При этом разрушению подвергаются только соединительные блоки и то лишь частично, в связи с чем практически исключается повреждение элементов поверхностной сети. Импульс от взрыва капсулей-детонаторов соединительных блоков направляется по волноводам к внутрискважинным капсулям-детонаторам, которые обеспечивают задержку детонации на период до 500 мс. Таким образом, скважинные заряды начинают взрываться на втором этапе инициирования после того, как поверхностная сеть на всем взрываемом блоке полностью выполнила свою функцию, передала импульс внутрискважинным капсулям-детонаторам, взрыву которых уже ничто не может помешать. Из варианта схемы взрывания, представленной в качестве примера на рис. 8.9, видно, что при использовании соединительных блоков с замедлением 42 мс поверхностная сеть полностью сработает и запустит все внутрискважинные капсули-детонаторы через 252 мс после начала инициирования. А взрыв первой скважины (или первого ряда скважин) при времени замедления внутрискважинных КД 500 мс произойдет только через 248 мс после того, как сработает поверхностная сеть.

При высочайшем качестве изготовления элементов системы «Нонель» (один отказ на 1 млн изделий) эта система при правильном выборе интервалов замедлений соединительных блоков обеспечивает исключительно высокую надежность взрывания и позволяет практически полностью устранить отказы, что убедительно подтверждается опытом применения системы на российских карьерах. Однако она требует более высокой культуры и особой тщательности выполнения работ по монтажу взрывной сети.

К настоящему времени отечественными заводами налажен выпуск российских аналогов системы «Нонель» — систем СИНВ и ЭВИЛИН, которые также характеризуются достаточно высокой надежностью. Объемы взрывных работ с применением неэлектрических систем инициирования неуклонно возрастают. Предполагается, что уже к 2010 г. их удельный вес в общем объеме взрывных работ достигнет порядка 80—90%.

8.2. Взрываемость горных пород

Взрываемость горных пород, характеризующая сопротивляемость пород взрывному разрушению, оценивается величиной **удельного расхода ВВ**, под которым понимается количество ВВ, приходящееся на 1 м^3 породы (в $\text{г}/\text{м}^3$ или в $\text{кг}/\text{м}^3$) и необходимое для достижения заданного эффекта разрушения. Принято различать **эталонный** ($q_э$), **проектный** ($q_п$) и **фактический** ($q_ф$) удельный расход ВВ.

В соответствии с методологией В.В. Ржевского взрываемость горных пород определяется величиной **эталонного удельного расхода ВВ**. Эта методология опирается на известные положения о том, что полезная часть энергии взрыва расходуется на **дробление породы** с созданием новых поверхностей и на ее **перемещение** с преодолением сил инерции и приданием кускам породы кинетической энергии. Дробление естественных отдельностей с образованием новых поверхностей связано с преодолением пределов прочности пород при сжатии ($\sigma_{сж}$), рас-

тяжении ($\sigma_{\text{раст}}$) и сдвиге ($\sigma_{\text{сдв}}$). В общем случае доля участия сжимающих, растягивающих и сдвиговых напряжений в разрушении естественных отдельностей неодинакова и зависит от условий взрывания. Однако для **относительной оценки взрываемости пород** их участие возможно считать равнозначным.

Расход энергии взрыва на **дробление породы** пропорционален площади вновь образованной поверхности, которая, в свою очередь, пропорциональна **степени дробления** естественных отдельностей ($n_{\text{др}}$):

$$n_{\text{др}} = \frac{d_{\text{ср}}^e}{d_{\text{ср}}}, \quad (8.1)$$

где $d_{\text{ср}}^e$ — диаметр средней естественной отдельности, м; $d_{\text{ср}}$ — диаметр среднего куска взорванной породы, м.

Показатель степени дробления ($n_{\text{др}}$) увеличивается с увеличением диаметра средней естественной отдельности, т.е. с увеличением блочности массива. И наоборот. Практика показывает, что чаще всего $n_{\text{др}} = 2-4$. В мелкоблочных породах с диаметром средней естественной отдельности, близким к диаметру кондиционного куска, показатель степени дробления близок к единице. В таких условиях возможно использовать так называемое сотрясательное взрывание, когда массив встряхивается взрывом и разваливается при незначительном количестве разрушенных естественных отдельностей.

Расход энергии на **перемещение породы** пропорционален ее плотности.

Таким образом, расчет эталонного удельного расхода ВВ по методике В.В. Ржевского основан на использовании объективных характеристик горных пород, легко устанавливаемых в результате лабораторных испытаний:

$$q_3 = 0,2 (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{раст}}) + 0,002 \gamma, \text{ г/м}^3, \quad (8.2)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{сдв}}$, $\sigma_{\text{раст}}$ — предел прочности породы при сжатии, сдвиге и растяжении, МПа; γ — плотность породы, кг/м^3 .

Предполагается, что определяемое по выражению (8.2) значение эталонного удельного расхода ВВ соответствует неким

эталонным условиям взрывания, когда взрывному разрушению подвергается монолитный куб породы с ребром 1 м зарядом эталонного ВВ (аммонит №6ЖВ или граммонит 79/21), расположенным в центре куба. Величина заряда в граммах, обеспечивающая разрушение куба на 8 частей размером по 0,5 м, и будет определять **эталонный удельный расход ВВ**.

По величине эталонного удельного расхода ВВ все горные породы по **взрываемости** разделены на 5 классов и 25 категорий:

I класс — **легковзрываемые породы** — $q_3 < 20 \text{ г/м}^3$ (категории 1, 2, 3, 4, 5);

II класс — **породы средней трудности взрывания** — $q_3 = 20,1—40 \text{ г/м}^3$ (категории 6, 7, 8, 9, 10);

III класс — **трудновзрываемые породы** — $q_3 = 40,1—60 \text{ г/м}^3$ (категории 11, 12, 13, 14, 15);

IV класс — **весьма трудновзрываемые породы** — $q_3 = 60,1—80 \text{ г/м}^3$ (категории 16, 17, 18, 19, 20);

V класс — **исключительно трудновзрываемые породы** — $q_3 \geq 80 \text{ г/м}^3$ (категории 21, 22, 23, 24, 25).

Эта классификация в определенной мере согласуется с классификацией массивов горных пород по степени трещиноватости, предложенной Междуведомственной комиссией по взрывному делу (см. подразд. 3). Породы мелкоблочные, чрезвычайно трещиноватые и породы средней блочности правомерно при этом отнести соответственно к породам легковзрываемым и средней трудности взрывания; породы среднетрещиноватые, крупноблочные — к породам трудновзрываемым, а породы весьма крупноблочные и исключительно крупноблочные — к породам весьма трудновзрываемым и исключительно трудновзрываемым.

При более укрупненной оценке взрываемости породы I и II категорий по классификации Междуведомственной комиссии возможно отнести к легковзрываемым, породы III категории — к породам средней взрываемости, а породы IV и V категорий — к трудновзрываемым.

Эталонный удельный расход ВВ используется не только в качестве классификационного признака при классификации пород по взрываемости, но и в качестве основы при расчете проектного удельного расхода ВВ.

8.3. Проектный и фактический удельный расход ВВ

Проектный удельный расход ВВ (q_n) используется при подготовке проекта буровзрывных работ и при расчете массы зарядов ВВ. При его определении необходимо исходить из учета горно-технических условий производства буровзрывных работ и необходимости обеспечения требуемых результатов взрыва. Это прежде всего касается обеспечения необходимого качества дробления породы, которое определяется в первую очередь величиной принимаемого при расчете удельного расхода ВВ.

Величину q_n возможно принимать на основании практических данных, полученных при производстве взрывов в аналогичных условиях, или определить ее расчетом. В связи с отсутствием строгих аналитических методов расчета q_n в последнем случае могут быть использованы эмпирические формулы, в той или иной мере учитывающие конкретные условия производства взрывных работ. По методологии В.В. Ржевского проектный удельный расход ВВ устанавливается на основе эталонного удельного расхода ВВ при учете условий взрывания через ряд эмпирических коэффициентов:

$$q_n = q_э K_T K_d K_{o.n} K_з K_v K_{ВВ}, \text{ г/м}^3, \quad (8.3)$$

где $q_э$ — эталонный удельный расход ВВ, г/м³; K_T — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; K_d — коэффициент, учитывающий требуемую кусковатость взорванной породы ($d_{ср}$); $K_{o.n}$ — коэффициент, учитывающий количество открытых поверхностей взрываемой части породного массива; $K_з$ — коэффициент, учитывающий степень сосредоточения ВВ в массиве; K_v — коэффициент, учитывающий высоту уступа (или объем взрываемой зарядом породы); $K_{ВВ}$ — коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ.

Величина коэффициента K_T зависит от блочности массива и увеличивается с увеличением среднего расстояния между трещинами ($l_{ср}^{тр}$):

$$K_T \approx 1,2 l_{cp}^{TP} + 0,2 . \quad (8.4)$$

Коэффициент K_d определяется на основе изложенного выше подхода к определению q_3 , при котором условно принята степень дробления $n_{др} = 2$ при диаметре среднего куска $d_{cp} = 0,5$ м. Тогда

$$K_d = \frac{0,5}{d_{cp}}, \quad (8.5)$$

где d_{cp} — требуемая кусковатость взорванной горной породы, м.

Однако определение требуемой кусковатости взорванной породы является достаточно сложной задачей технико-экономического характера (см. подразд. 8.4). Поэтому при подобного рода ориентировочных расчетах проектного удельного расхода ВВ величину коэффициента K_d возможно увязать с трещиноватостью (блочностью) массива и некоей усредненной степенью дробления естественных отдельностей и принимать для пород I категории по трещиноватости $K_d = 1—1,2$; для пород II категории — $K_d = 1,2—1,5$; III категории — $K_d = 2—2,5$; IV категории — $K_d = 2,5—3$; V категории — $K_d = 3,5—4$.

Открытые поверхности взрываемого породного массива способствуют повышению эффективности разрушения породы. На границе открытой поверхности распространяющаяся от заряда волна сжатия трансформируется в волну растяжения, которая распространяется от поверхности в глубину массива. Волна растяжения приводит к дополнительному разрушению породы за счет преодоления предела ее прочности при растяжении ($\sigma_{раст}$), которое примерно в 10 раз слабее, чем при сжатии ($\sigma_{сж}$). А это позволяет снизить затраты энергии и удельный расход ВВ. Идеальным является случай взрывания при наличии шести открытых поверхностей. Таким практически является случай взрывного дробления негабаритных кусков шпуровыми зарядами, которое происходит при минимальных затратах энергии, а удельный расход ВВ приближается к эталонному. В обычных же условиях взрывание производится чаще всего при наличии двух и реже трех открытых поверхностей, к которым относятся откос уступа и его верхняя площадка.

Если при наличии шести открытых поверхностей величину коэффициента $K_{o.n}$ принять равной единице, то в соответствии с опытными данными при пяти поверхностях она составит $K_{o.n} \approx 1,5-2$, при четырех — $K_{o.n} \approx 2,5-3$, при трех — $K_{o.n} \approx 3,5-4$, при двух — $K_{o.n} \approx 4,5-5$ и при одной открытой поверхности (например, при проходке траншей) — $K_{o.n} \approx 5,5-6$.

Коэффициент K_3 , учитывающий степень сосредоточения зарядов ВВ, при скважинной отбойке пород зависит от диаметра зарядов, который соответствует диаметру скважин. С увеличением диаметра скважин степень сосредоточения зарядов возрастает, увеличивается расстояние между зарядами, возрастает неравномерность распределения ВВ в массиве. При этом для достижения требуемого качества дробления пород необходимо увеличивать удельный расход ВВ. При уменьшении диаметра скважин взрывчатое вещество распределяется в массиве более равномерно, расстояние между скважинами уменьшается, в результате чего обеспечивается более равномерное и более интенсивное разрушение естественных отдельностей массива. Необходимое качество дробления достигается при этом при меньшем удельном расходе ВВ. Если принять, что при диаметре скважин 200 мм $K_3 = 1$, то при скважинах малого диаметра коэффициент K_3 в породах различной взрываемости составит 0,67—1,0, а при скважинах большого диаметра — $K_3 = 1,05-1,4$ (табл. 8.2).

Величина коэффициента K_v определяется в зависимости от высоты уступа. При среднем значении высоты уступа $H_y = 15$ м коэффициент K_v принимается равным единице. С уменьшением высоты уступа (при заданном диаметре скважин) в общем объеме разрушения будет возрастать удельный вес зоны нерегулируемого дробления, находящейся в верхней части уступа.

Таблица 8.2

Зависимость коэффициента K_3 от категории пород

Категория пород по взрываемости	Величина K_3		
	$d_s = 100$ мм	$d_s = 200$ мм	$d_s = 300$ мм
I—II	0,95—1,0	1,0	1,05—1,1
III	0,85—0,9	1,0	1,2—1,25
IV—V	0,67—0,8	1,0	1,35—1,4

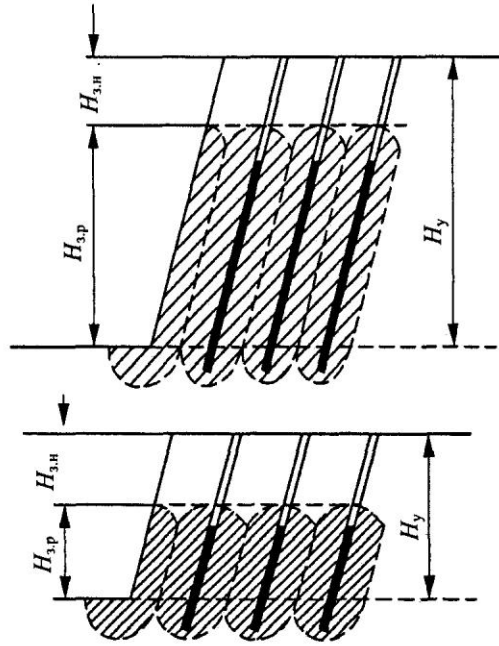


Рис. 8.10. Изменение удельного веса зон регулируемого и нерегулируемого дробления в общем объеме разрушения массива с изменением высоты уступа (заштрихована зона регулируемого дробления)

Таким образом, для обеспечения желаемого качества дробления породы следует увеличить удельный расход ВВ (рис. 8.10). Наоборот, при увеличении H_y удельный вес зоны нерегулируемого дробления будет уменьшаться, что позволяет обеспечить требуемое качество дробления пород при меньшем удельном расходе ВВ.

Величину коэффициента K_v можно определить по выражению

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}. \quad (8.6)$$

Коэффициент $K_{ВВ}$, учитывающий работоспособность ВВ, является переводным коэффициентом от эталонного ВВ (аммонит 6ЖВ или граммонит 79/21) к практически используемому ВВ (табл. 8.3).

Таблица 8.3

Значения коэффициента $K_{ВВ}$
для основных типов ВВ

Тип ВВ	$K_{ВВ}$	Тип ВВ	$K_{ВВ}$
Игданит	1,13	Граммонит 79/21	1,0
Гранулит АС-4	0,98	Граммонит 50/50	1,01
Гранулит АС-8	0,89	Граммонит 30/70	1,26
Гранулит М	1,13	Гранулотол	1,2
Ифзанит Т-80	1,08	Акватол М-15	0,76
Ифзанит Т-20	1,2	Акватол Т-20	1,06
Аммонит БЖВ	1,0	Карботол 15	1,42
Алюмотол	0,83	Порэмит	1,2
		Сибирит	1,2

По Б.Н. Кутузову, величина проектного (расчетного) удельного расхода ВВ определяется по формуле

$$q_n = 0,13 \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_{cp}^e d_{зар}) \left(\frac{0,5}{d_n} \right)^{2,5} K_{ВВ} \gamma, \text{ кг/м}^3, \quad (8.7)$$

где f — коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова; d_{cp}^e — средний диаметр естественной отдельности массива, м; $d_{зар}$ — диаметр заряда (скважины), м; d_n — предельно допустимый размер кондиционного куска (размер негабаритного куска), м; $K_{ВВ}$ — переводной коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ; γ — плотность породы, т/м³.

Размер негабаритного куска при погрузке взорванной породы с помощью экскаватора определяется вместимостью ковша экскаватора E :

$$d_n \leq 0,75 \sqrt[3]{E}, \text{ м.} \quad (8.8)$$

При транспортировании горной массы

$$d_n \leq 0,5 \sqrt[3]{V_T}, \text{ м} \quad (8.9)$$

где V_T — геометрическая вместимость кузова автосамосвала или думпкара, м³.

Если взорванная порода или руда направляются для последующего механического дробления, то размер негабаритного куска определяется размерами приемного отверстия дробилки ($e_{др}$):

$$d_n \leq (0,75 - 0,85) e_{др}. \quad (8.10)$$

Существуют также и другие методики определения проектного удельного расхода ВВ. Все они позволяют установить лишь ориентировочное значение величины q_n , которая должна корректироваться и уточняться на основании результатов промышленных взрывов. При использовании расчетных методов определения q_n полученные результаты целесообразно соотносить с имеющимися рекомендациями, которые с достаточной степенью достоверности обобщают данные практики (табл. 8.4).

Таблица 8.4

Рекомендуемые значения удельного расхода ВВ (при использовании граммонита 79/21), г/м³

Категория породы по трещиноватости и взрываемости	Предел прочности пород при одноосном сжатии ($\sigma_{сж}$), МПа		
	20—50	60—100	110—200
I. Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные), легко взрывающиеся	300	350	450
II. Сильнотрещиноватые (средней блочности), средней трудности взрывания	400	500	600
III. Среднетрещиноватые (крупноблочные), трудно взрывающиеся	650	750	900
IV. Малотрещиноватые (весьма крупноблочные), весьма трудновзрывающиеся	850	1000	1200
V. Исключительно крупноблочные, исключительно трудновзрывающиеся	1000	1200	1400

Выбор рациональной величины удельного расхода ВВ, являющегося в большинстве случаев основным носителем материальных затрат при взрывной подготовке горных пород, должен решаться на основе минимизации суммарных затрат на буровзрывные работы и те технологические процессы, эффективность которых прямо зависит от качества подготовки пород.

Фактический удельный расход ВВ (q_f) — это отношение количества израсходованного при взрыве блока ВВ к фактическому объему взорванной породы. Величина q_f устанавливается после производства взрыва и маркшейдерского замера объема взорванной породы. На основе фактического удельного расхода ВВ, при учете показателей взрывов в аналогичных условиях, корректируется проектный удельный расход ВВ при взрывании последующих блоков.

Практика показывает, что удельный расход ВВ при производстве взрывных работ на карьерах неуклонно увеличивается. Эта тенденция объясняется прежде всего тем, что, с одной стороны, с углублением горных работ в общем объеме подвергаемых взрыванию пород возрастает удельный вес пород трудно-разрушаемых. С другой стороны, в последние десятилетия на карьерах все более широкое применение получали буровые станки типа СБШ-250МН, СБШ-250МНА-32 и др. для бурения скважин большого диаметра (250, 270 мм и более). А использование таких скважин неизбежно влечет за собой увеличение удельного расхода ВВ с целью поддержания качества дробления пород на требуемом уровне. Опыт показывает, что, например, на угольных разрезах Южного Кузбасса в конце шестидесятых годов прошедшего столетия удельный расход ВВ (при использовании скважин диаметром 120—150 мм) составлял от 0,2—0,25 кг/м³ в легковзрываемых породах до 0,5—0,55 кг/м³ в породах трудновзрываемых. К настоящему времени среднее значение удельного расхода ВВ достигло здесь 0,8 кг/м³ и возросло по сравнению с предыдущими годами более чем в два раза. На карьерах Качканарского ГОКа удельный расход ВВ составляет сейчас от 0,6—0,8 кг/м³ до 1,15—1,35 кг/м³; на Стойленском ГОКе — 1,16—1,2 кг/м³; на Михайловском ГОКе — 1,27—1,4 кг/м³. Эти значения удельного расхода ВВ хорошо согласуются с данными, приведенными в табл. 8.4.

8.4. Параметры скважинных зарядов и их расположение на уступе

Важнейшими факторами, определяющими качество взрывной подготовки пород, являются **удельный расход ВВ и диаметр скважинных зарядов** (при соответствующей сетке расположения скважин). Изменение удельного расхода ВВ позволяет в широких пределах регулировать интенсивность дробления пород, изменяя ее в кратное число раз. Тем не менее возможности регулирования качества дробления за счет удельного расхода ВВ ограничены, поскольку определенная часть массива при взрывах всегда оказывается в пределах зоны нерегулируемого дробления, где естественные отдельности либо не разрушаются вовсе, либо их разрушение носит случайный характер. С увеличением диаметра скважин эти возможности снижаются в связи с ростом объема зоны нерегулируемого дробления прежде всего в верхней части уступа, где в скважинах размещается забойка. Из рис. 8.11 видно, что увеличение удельного расхода ВВ приводит сначала к интенсивному снижению содержания крупных (негабаритных) фракций во взорванной породе. Но, начиная с некоторого значения q , дальнейшее его увеличение практически не дает положительного эффекта, а выход крупных фракций остается соответствующим их содержанию в зоне нерегулируемого дробления.

Регулирование качества дробления пород путем изменения диаметра скважинных зарядов обладает фактически неограниченными возможностями и в принципе позволяет обеспечивать любую интенсивность дробления пород (рис. 8.12). Уменьшение диаметра скважин и соответствующее сгущение сетки их расположения позволяет практически полностью исключить зону нерегулируемого дробления и в идеале пронизать зарядами все содержащиеся в массиве более или менее крупные отдельности. Поэтому в отечественной и мировой практике общепризнано, что коренным образом изменить качество дробления пород, особенно пород крупноблочных, трудновзрывае-

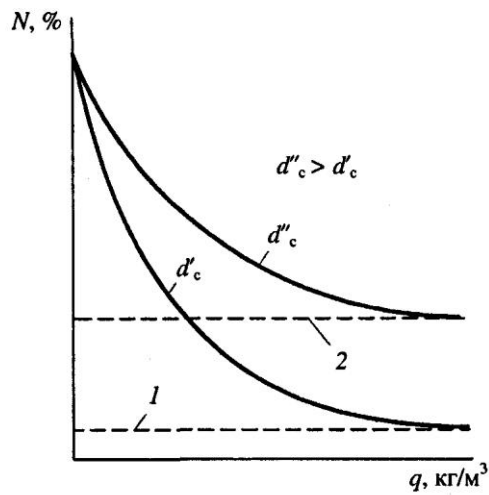


Рис. 8.11. График зависимости выхода негабарита от удельного расхода ВВ:

- ▶ 1 и 2 — суммарный объем негабаритных кусков в зоне нерегулируемого
- ♦ дробления при диаметре скважин соответственно d'_c и d''_c

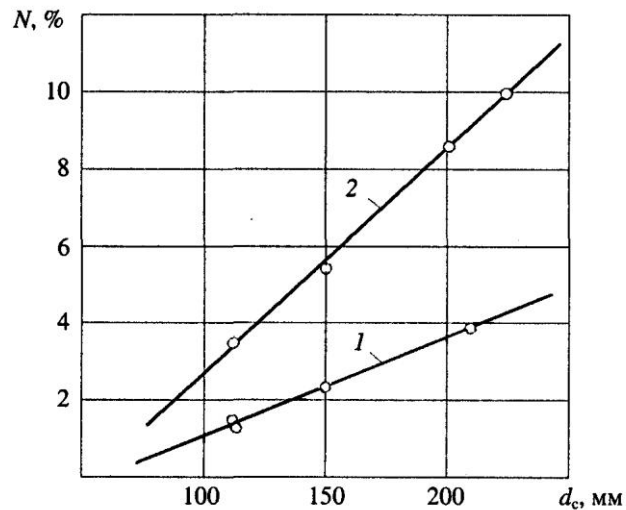


Рис. 8.12. График зависимости выхода негабарита от диаметра скважин (экспериментальные данные):

- 1 и 2 — соответственно породы средней взрываемости и трудновзрываемые

мых, возможно только за счет изменения диаметра скважин и применения в таких породах скважин уменьшенного (150—160 мм) и малого (100—120 мм) диаметра. Однако до настоящего времени реализация этих возможностей ограничивается отсутствием эффективных способов и средств для бурения таких скважин.

Диаметр скважинного заряда является главным его параметром, от которого зависят все другие параметры заряда и параметры расположения зарядов на уступе. Определяя качество дробления породы, диаметр скважинных зарядов оказывает большое влияние на эффективность всех последующих технологических процессов. Поэтому выбор диаметра скважин, так же как и выбор удельного расхода ВВ, является задачей технико-экономического характера, которая должна решаться на основе минимизации суммарных затрат, приходящихся на 1 м^3 породы (см. рис. 6.1). При укрупненной оценке эти затраты (руб/м³) включают затраты на буровзрывные работы и на те технологические процессы, эффективность которых прямо зависит от качества подготовки пород:

$$C = C_{\text{б}} + C_{\text{взр}} + C_{\text{э}} + C_{\text{тр}} + C_{\text{др}}, \quad (8.11)$$

где $C_{\text{б}}$, $C_{\text{взр}}$, $C_{\text{э}}$, $C_{\text{тр}}$, $C_{\text{др}}$ — соответственно затраты на бурение ($C_{\text{б}}$), взрывные работы ($C_{\text{взр}}$), выемочно-погрузочные работы ($C_{\text{э}}$), транспортирование породы ($C_{\text{тр}}$), механическое дробление ($C_{\text{др}}$).

Затраты на механическое дробление учитываются при включении в транспортную схему дробильно-перегрузочных пунктов (при циклично-поточной технологии). Затраты на отвальные работы могут при этом не учитываться, поскольку к отвальным машинам поступает порода, подвергнувшаяся после взрывных работ дополнительному измельчению в процессе погрузочно-разгрузочных работ и транспортирования.

Затраты на бурение

$$C_{\text{б}} = \frac{C'_{\text{б}}}{v}, \quad (8.12)$$

где C'_6 — стоимость бурения 1 пог. м скважины, руб.; v — выход взорванной горной массы с 1 пог. м скважины, m^3 .

Затраты на взрывание

$$C_{взр} = C_{ВВ} + C_{св} + C_{в}, \quad (8.13)$$

где $C_{ВВ}$, $C_{св}$, $C_{в}$ — соответственно затраты на взрывчатые вещества, средства взрывания и на выполнение взрывных работ.

Затраты на взрывчатые вещества

$$C_{ВВ} = C'_{ВВ} q_{п}, \quad (8.14)$$

где $C'_{ВВ}$ — стоимость 1 кг ВВ, руб.; $q_{п}$ — проектный удельный расход ВВ, $кг/м^3$.

Затраты на средства взрывания

$$C_{св} = \frac{C'_{св}}{V_{вб}}, \quad (8.15)$$

где $C'_{св}$ — общая стоимость средств взрывания, израсходованных на взрываемом блоке, руб.; $V_{вб}$ — объем взрываемого блока, m^3 .

Затраты на выполнение взрывных работ

$$C_{в} = \frac{C'_{в}}{V_{вб}}, \quad (8.16)$$

где $C'_{в}$ — суммарные затраты на выполнение работ по заряданию и забойке скважин, монтажу взрывной сети и др., руб.

Затраты на выемочно-погрузочные работы

$$C_3 = \frac{C'_{м-с}}{Q_3}, \quad (8.17)$$

где $C'_{м-с}$ — сменные затраты на содержание экскаватора (другой выемочной машины), руб.; Q_3 — сменная производительность экскаватора, m^3 .

Затраты на транспортирование породы

$$C_{тр} = \frac{C'_{м-с}}{Q_{тр}}, \quad (8.18)$$

где $C_{м-с}^{тр}$ — сменные затраты на содержание автосамосвала (другого транспортного средства, например локомотивосостава), руб.; $Q_{тр}$ — сменная производительность автосамосвала (локомотивосостава), м³.

Затраты на механическое дробление

$$C_{др} = \frac{C_{м-с}^{др}}{Q_{др}}, \quad (8.19)$$

где $C_{м-с}^{др}$ — сменные затраты на содержание дробильно-перегрузочного пункта или передвижного дробильного агрегата, руб.; $Q_{др}$ — сменная производительность дробильной установки, м³.

Результаты подсчета этих затрат показывают, что их зависимость от диаметра скважин имеет четко выраженный экс-

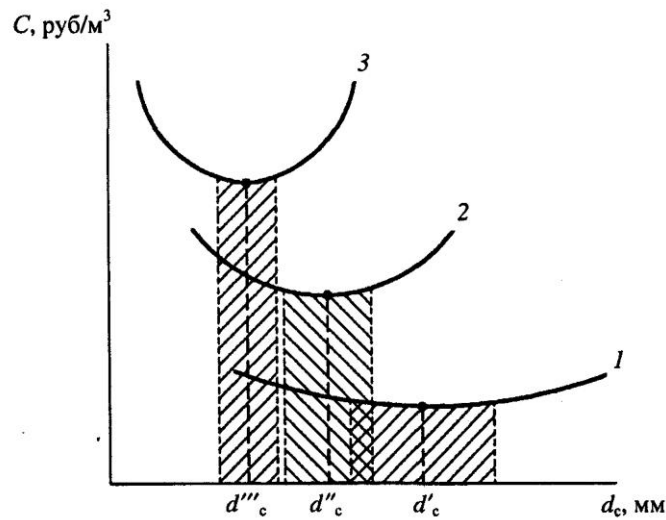


Рис. 8.13. График зависимости суммарных затрат на вскрышные работы от диаметра скважин (при $E = \text{const}$):

1, 2, 3 — породы легковзрываемые, средней взрываемости, трудновзрываемые; d'_c , d''_c , d'''_c — оптимальные значения диаметра скважин для пород соответствующей взрываемости (штриховкой обозначены зоны экономически равнозначных диаметров скважин)

тремальный характер (рис. 8.13). Причем, если при разработке трудно взрываемых крупноблочных пород минимум затрат соответствует скважинам уменьшенного и малого диаметра, то в легко взрываемых мелкоблочных породах этот минимум смещается в сторону скважин большого диаметра. Уровень влияния диаметра скважин на величину затрат существенно различен для пород разной взрываемости. Если при разработке легко взрываемых пород суммарные затраты мало зависят от диаметра скважин и здесь существует широкий диапазон экономически равнозначных диаметров скважин (на рис. 8.13 этот диапазон обозначен штриховкой), то при разработке трудно взрываемых пород даже незначительное отклонение диаметра от его оптимального значения приводит к резкому увеличению затрат, а диапазон экономически равнозначных диаметров здесь весьма ограничен.

При выборе диаметра скважин необходимо исходить из учета мощности выемочно-погрузочного оборудования. В частности, с увеличением вместимости ковша карьерных экскаваторов (ЭКГ) с 5 до 20 м³ оптимальный диаметр скважин при транспортной технологии вскрышных работ на угольных разрезах изменяется в трудно взрываемых породах от 100—120 мм до 190—200 мм, в породах средней взрываемости — от 150—160 мм до 240—250 мм и в легко взрываемых породах — от 250 мм до 320—350 мм (рис. 8.14).

При бестранспортной системе разработки и при взрывании с частичным сбросом породы в выработанное пространство (при высоте уступа 25—35 м) оптимальный диаметр скважин с увеличением вместимости ковша драглайнов с 15 до 40 м³ изменяется в трудно взрываемых породах со 165—190 мм до 214—244 мм, в породах средней взрываемости — со 190—244 мм до 244—295 мм и в легко взрываемых породах — с 215—244 мм до 269—320 мм. В свою очередь, мощность экскаваторного оборудования возрастает с ростом производственной мощности карьера по горной массе. Поэтому для более мощных карьеров необходимы более мощные экскаваторы и более мощные буровые станки с большим диаметром бурения.

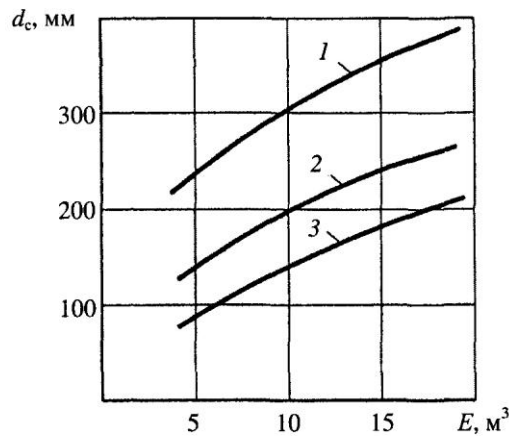


Рис. 8.14. График зависимости оптимального диаметра скважин от вместимости ковша карьерных экскаваторов (ЭКГ):
1, 2, 3 — породы легко-, средне- и трудно-взрываемые

Как при транспортной, так и при бестранспортной технологии оптимальный диаметр скважин увеличивается с увеличением высоты уступа.

Скважины на уступах могут быть расположены либо **наклонно**, параллельно откосу уступа, либо **вертикально** (рис. 8.15).

К основным параметрам скважин и скважинных зарядов при том и другом варианте их расположения относятся:

- диаметр скважины (d_c);
- длина скважины (l_c);
- глубина перебура (l_n);
- длина заряда ($l_{зар}$);
- длина забойки ($l_{заб}$);
- вместимость скважины (P);
- расчетная масса заряда (Q_3).

Параметры расположения скважин на уступе включают:

- угол наклона скважин (β);
- линию сопротивления по подошве уступа (W или ЛСПП);
- расстояние между скважинами в ряду (a);

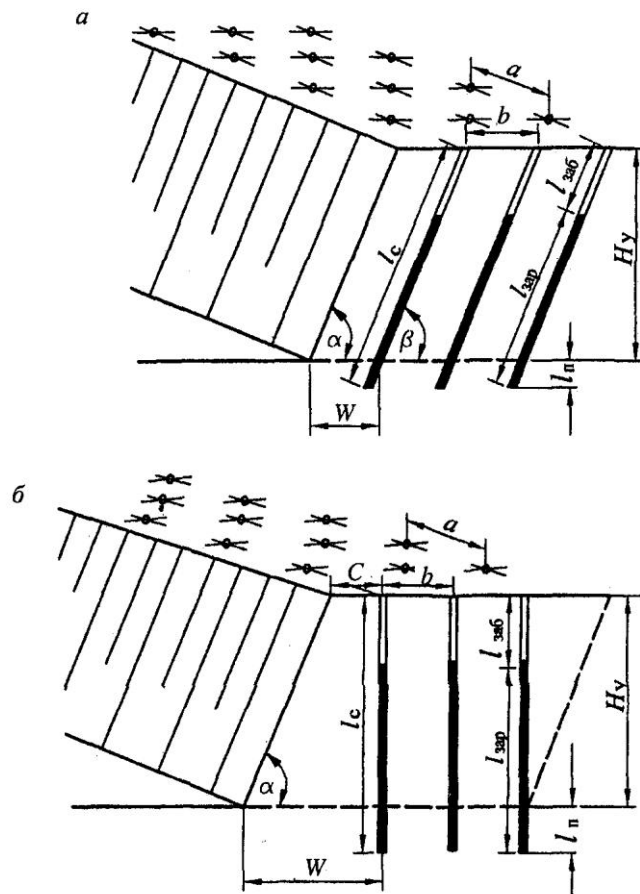


Рис. 8.15. Параметры и расположение наклонных (а) и вертикальных (б) скважин на уступе

- расстояние между рядами скважин (b);
- количество рядов скважин (n_p);
- минимально допустимое расстояние от скважин первого ряда до верхней бровки уступа при вертикальных скважинах (C).

Линия сопротивления по подошве уступа, расстояние между скважинами в ряду и расстояние между рядами скважин объединяются обычно общим понятием «сетка скважин» (W и $a \times b$).

Вертикальные скважинные заряды не позволяют эффективно управлять дроблением породы, находящейся между первым рядом скважин и откосом уступа, поскольку определенная часть массива здесь практически всегда оказывается в пределах зоны нерегулируемого дробления, объем которой возрастает с увеличением высоты уступа (рис. 8.16). При этом далеко не всегда удается обеспечить допустимую величину линии сопротивления по подошве ($W_{пр}$), особенно при достаточно высоких уступах, поскольку она неуклонно увеличивается с увеличением высоты уступа. А это крайне отрицательно сказывается на качестве проработки подошвы уступа и эффективности взрыва в целом. При взрыве зарядов в вертикальных скважинах массив подвергается значительным нарушениям за линией последнего ряда скважин. На верхней площадке уступа, за пределами взорванного блока часто образуются глубокие трещины («заколы»), которые значительно осложняют работы по бурению скважин по следующей заходке и нередко не позволяют выдержать заданные проектом параметры расположения скважин.

При **наклонном расположении скважин** обеспечивается более интенсивное и равномерное дробление породы, поскольку при этом удается сократить или даже полностью устранить зону

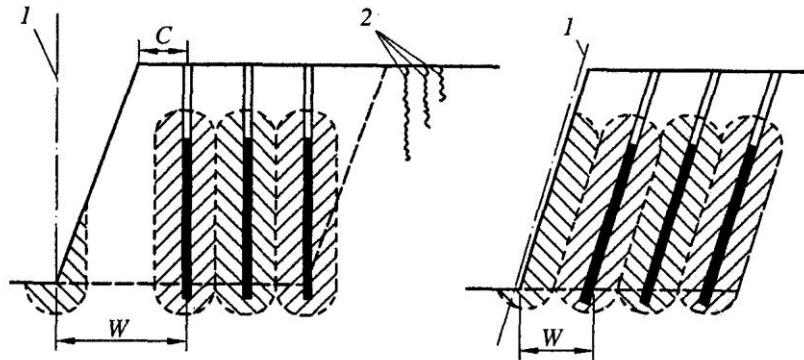


Рис. 8.16. Схемы разрушения породного массива при вертикальном и наклонном расположении скважин:

1 — ось скважин последнего ряда предыдущего взрывного блока; *2* — образующиеся при взрыве трещины «заколов» в массиве (зона регулируемого дробления заштрихована)



Рис. 8.17. Общий вид откоса уступа после взрыва с использованием наклонных скважин (высота уступа — около 45 м)

нерегулируемого дробления со стороны откоса уступа, а расстояние от заряда до поверхности откоса остается постоянным по всей высоте уступа. Наклонное расположение скважин позволяет обеспечивать допустимую величину $W_{пр}$ при любой высоте уступа и при любом, даже самом небольшом диаметре скважин, что всегда является гарантией высокого качества проработки подошвы уступа. При этом отбойка породы происходит четко по линии последнего ряда скважин, следы которых часто остаются на поверхности откоса уступа (рис. 8.17). Полностью отсутствуют разрушения на верхней площадке уступа за линией последнего ряда скважин, что создает весьма благоприятные условия для обустройства следующей заходки.

Перечисленные преимущества наклонных скважин свидетельствуют о несомненной их эффективности и целесообразности применения, особенно при подготовке пород трудновзрываемых и средней трудности взрывания. Качество подготовки легковзрываемых пород мало зависит от расположения скважин и поэтому здесь допустимо применение вертикальных скважин. К недостаткам наклонных скважин можно отнести некоторое увеличение их длины по сравнению с вертикальными (при той же высоте уступа), а также увеличение ширины развала, что при транспортной технологии нежелательно. Однако при угле наклона скважин до 75° увеличение ширины развала незначительно и не оказывает заметного влияния на выемочно-погрузочные работы. При бестранспортной же технологии, когда используется взрывание с частичным сбросом породы в выработанное пространство, этот недостаток пре-

вращается в преимущество, поскольку с увеличением ширины развала увеличивается объем сбрасываемой во внутренний отвал породы.

В связи с этим при транспортной технологии наклон скважин следует ограничить углом в 75° , а при бестранспортной разработке целесообразно применять скважины, расположенные под максимально возможным по условиям бурения углом в 60° к горизонту. Возможность бурения таких скважин обеспечивают практически все буровые станки как отечественного, так и зарубежного производства.

8.5. Расчет основных параметров буровзрывных работ

Расчет параметров скважинных зарядов и параметров их расположения на уступе производится на основе принятых значений диаметра скважин и проектного удельного расхода ВВ, которые устанавливаются в соответствии с изложенными выше соображениями или определяются путем технико-экономических расчетов с последующим уточнением по результатам взрывных работ.

Длина скважины (l_c) определяется высотой уступа (H_y), глубиной перебура (l_n) и углом наклона скважины (β):

$$l_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta}. \quad (8.20)$$

При вертикальном расположении скважин

$$l_c = H_y + l_n. \quad (8.21)$$

Перебур скважины (l_n) необходим для обеспечения высокого качества разрушения горной породы в подошве уступа и сохранения высотной отметки нижней площадки уступа на заданном уровне. Глубина перебура зависит от диаметра скважин и свойств пород и увеличивается с увеличением трудности их взрывания. Обычно

$$l_n = (10—15) d_c, \quad (8.22)$$

где d_c — диаметр скважины, м.

Минимальная величина l_n принимается в легко взрываемых породах, а максимальная — в породах трудно взрываемых.

В случае если уступ расположен над залежью полезного ископаемого, например над угольным пластом, то тогда скважины бурятся с «недобуром» в 1—1,5 м, чтобы исключить разрушение пласта и потери полезного ископаемого при взрыве.

Забойка скважин необходима для предотвращения выброса газов взрыва в атмосферу и сокращения за счет этого потерь потенциальной энергии заряда ВВ, для снижения интенсивности ударной воздушной волны, а также для уменьшения разброса кусков породы при взрыве. Кроме того, наличие в скважине забойки необходимой длины на 30—40% увеличивает длительность воздействия взрывного импульса на горную породу, что способствует повышению эффективности ее дробления. В качестве материала для забойки используется буровая мелочь, которая остается возле устья скважины после ее бурения, а также песок, хвосты обогатительных фабрик, мелкая щебенка с размером кусков не более 50 мм. **Длина забойки** ($l_{заб}$) зависит от диаметра скважины и свойств пород:

$$l_{заб} = (20—35) d_c. \quad (8.23)$$

Максимальную длину забойки следует принимать при подготовке сильно трещиноватых легко взрываемых пород, а минимальную — в крупноблочных трудно взрываемых породах.

Длина заряда ВВ в скважине

$$l_{зар} = l_c - l_{заб}. \quad (8.24)$$

Вместимость скважины (P), т.е. количество ВВ, которое можно в нее поместить, определяется исходя из вместимости 1 пог. м скважины (p , кг/м) и длины заряда:

$$P = p l_{зар}. \quad (8.25)$$

Вместимость 1 пог. м скважины зависит от ее диаметра и от плотности ВВ:

$$p = \frac{\pi d_c^2}{4} \Delta = 0,785 d_c^2 \Delta, \quad (8.26)$$

где Δ — плотность ВВ, кг/м³.

Линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП, или W) — это расстояние по подошве уступа от оси скважин первого ряда до нижней бровки уступа. ЛСПП является важнейшим параметром сетки скважин, а ее величина должна гарантировать проработку подошвы уступа без образования завывшений и «порогов» из невзорванной породы (см. подразд. б). При превышении линии сопротивления по подошве уступа заряды первого ряда оказываются не в состоянии обеспечить разрушение породы по всей высоте уступа, и в результате, как показывает опыт, коэффициент полезного использования скважин может снизиться до 0,7—0,8. Нижняя часть уступа остается при этом невзорванной или плохо взорванной, что крайне отрицательно сказывается на работе зарядов второго и последующих рядов и на результатах взрыва в целом. С другой стороны, уменьшение линии сопротивления ниже допустимой величины приводит к опасному выбросу породы в сторону откоса уступа, разбросу кусков взорванной породы на большое расстояние. При этом резко увеличивается ширина развала и уменьшается его высота, что приводит к снижению производительности экскаваторов при выемочно-погрузочных работах. Поэтому к определению линии сопротивления по подошве уступа следует подходить с особой тщательностью. Ввиду отсутствия строгих аналитических методов расчета величину W определяют обычно эмпирическим путем.

Широко известна эмпирическая формула инж. С.А. Давыдова для определения максимально допустимой величины линии сопротивления по подошве уступа:

$$W_{\text{пр}} = 53 K_{\tau} d_c \sqrt{\frac{\Delta}{K_{\text{ВВ}} \gamma}} (1,6 - 0,5 m), \quad (8.27)$$

где K_{τ} — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива (для сильнотрещиноватых пород I и II категорий $K_{\tau} = 1,2$; для

пород средней трещиноватости III категории $K_T = 1,1$; для крупноблочных и монолитных пород IV и V категорий $K_T = 1,0$); Δ — плотность ВВ, кг/м^3 ; $K_{ВВ}$ — коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ (табл. 2.14); γ — плотность породы, кг/м^3 ; m — коэффициент сближения скважин ($m \leq 1,2$).

Формула С.А. Давыдова базируется на обобщении огромного объема практических данных и позволяет получать достаточно достоверные и приемлемые результаты расчета.

При вертикальном расположении скважин часто не удается обеспечить требуемую величину линии сопротивления по подошве уступа, а минимально возможное значение W определяется в этом случае из условия обеспечения безопасности работы бурового станка (см. рис. 8.15):

$$W_6 = H_y \operatorname{ctg} \alpha + C, \quad (8.28)$$

где α — угол откоса уступа, град; C — минимально допустимое по условиям безопасности расстояние от оси скважин первого ряда до верхней бровки уступа, м ($C \geq 3$ м).

Из этой формулы видно, что величина W_6 возрастает с увеличением высоты уступа и уменьшением угла его откоса. Кроме того, если на поверхности блока остаются «заколы», то буровой станок приходится ставить дальше от бровки уступа, т.е. увеличивать значение C . Но для нормальной проработки подошвы должно соблюдаться условие, когда $W_6 = W_{пр}$. Если оказывается, что W_6 меньше предельно допустимой линии сопротивления ($W_6 < W_{пр}$), ее легко привести в соответствие с $W_{пр}$, отодвинув первый ряд скважин от верхней бровки уступа на соответствующее расстояние. Но если $W_6 > W_{пр}$, то это означает, что подошва уступа не будет проработана взрывом. Тогда возникает необходимость либо увеличить диаметр вертикальных скважин, либо переходить на наклонное бурение. Последнее решение в подобной ситуации является наиболее правильным, поскольку **наклонные скважины позволяют обеспечить требуемую величину $W_{пр}$ при любом диаметре скважин и при любой высоте уступа.**

Весь опыт взрывных работ на карьерах и результаты многочисленных экспериментальных исследований показывают, что определяющее влияние на величину линии сопротивления по

подошве уступа оказывают два фактора — свойства горных пород, характеризующиеся их взрываемостью, и диаметр скважин. Соотношение между ними выражается простой зависимостью

$$W_{\text{пр}} = k d_c, \quad (8.29)$$

где k — коэффициент, величина которого для пород I класса по взрываемости (классификация В.В. Ржевского) составляет 45—50; II класса — 40—45; III класса — 35—40; IV класса — 30—35 и V класса — 25—30.

Конкретное значение коэффициента k в указанных диапазонах следует принимать с учетом анизотропии породного массива, что особенно важно при подготовке пород трудно взрываемых и средней взрываемости. Если вектор минимальной частоты трещин располагается перпендикулярно линии откоса уступа, а радиус зоны регулируемого дробления в этом направлении имеет максимальную величину (см. рис. 8.1), то рекомендуемое значение k надо также принимать максимальным. Если же направление вектора минимальной частоты трещин совпадает с направлением линии откоса уступа, то значение k следует принимать минимальным или близким к минимальному. При промежуточном положении вектора минимальной трещиноватости массива возможно принимать среднее значение коэффициента k в указанном диапазоне.

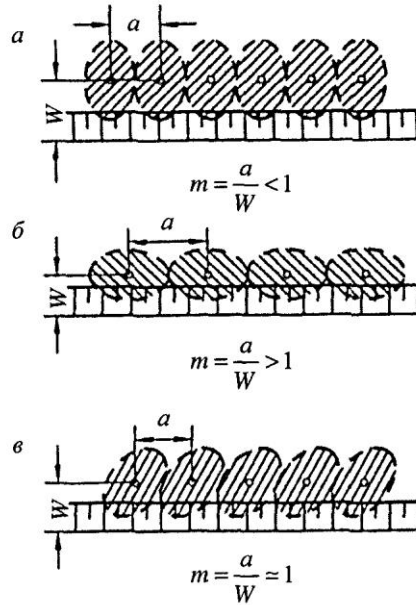
Расстояние между скважинами в ряду (a) определяется обычно в зависимости от W

$$a = m W, \quad (8.30)$$

где m — коэффициент сближения скважин ($m = \frac{a}{W}$).

Принято считать, что величину коэффициента m при расчетах следует принимать в соответствии с взрываемостью пород: в легко взрываемых породах $m = 1,1—1,2$; в породах средней взрываемости $m = 1—1,1$ и в трудно взрываемых породах $m = 0,85—1$. Более правильно, однако, определять коэффициент сближения скважин, исходя из учета анизотропности массива, в зависимости от ориентировки экстремальных направлений час-

Рис. 8.18. Взаимосвязь между ориентировкой осей анизотропии трещиноватости массива (по отношению к линии откоса уступа) и величиной коэффициента сближения скважин (m)



тоты трещин и соответствующей ориентировки зон регулируемого дробления по отношению к линии откоса уступа. Когда максимальный радиус зон дробления, имеющих, как было показано выше, форму, близкую к эллиптической, ориентирован перпендикулярно линии откоса уступа, оптимальное значение

коэффициента m будет меньше единицы (рис. 8.18, а). Если же большой радиус зон дробления располагается вдоль линии откоса уступа, оптимальным будет значение $m > 1$ (рис. 8.18, б). При промежуточном положении зон дробления коэффициент m будет близок к единице (рис. 8.18, в).

Таким образом, коэффициент сближения скважин в одних и тех же породах может быть меньше единицы, больше единицы или близким к единице, а его величина при этом может изменяться почти в 2 раза. Конкретное значение коэффициента m определяется положением фронта горных работ и направлением откоса уступа по отношению к осям анизотропии массива, а также коэффициентом формы зоны дробления (см. с. 112). Это убедительно подтверждается данными практики и многочисленными промышленными экспериментами, результаты которых показывают, что в аналогичных по свойствам породах наилучшее качество дробления в одних случаях достигалось при коэффициенте сближения скважин меньшим единицы, а в других — равным или большим единицы.

С достаточной надежностью величину коэффициента m при расчетах можно принимать в соответствии с величиной угла $\alpha_{yв}$ между вектором максимальной скорости упругих волн в массиве и линией откоса уступа (см. рис. 8.18):

- при $\alpha_{yв} = 60—90^\circ$ — $m = 0,7—0,9$;
- при $\alpha_{yв} = 30—60^\circ$ — $m = 0,95—1,05$;
- при $\alpha_{yв} = 0—30^\circ$ — $m = 1,1—1,3$.

При подготовке сильнотрещиноватых легко взрывааемых пород, для которых коэффициент анизотропии близок к единице, целесообразно принимать коэффициент сближения скважин максимальным: $m = 1,1—1,3$.

Принятую по расчетам величину m необходимо затем уточнить по результатам взрывов.

Расстояние между рядами скважин (b). При использовании современной выемочно-погрузочной техники, характеризующейся большими рабочими параметрами, взрывная отбойка горных пород производится блоками (заходками) значительной ширины при многорядном расположении скважин. При транспортной технологии количество рядов скважин составляет обычно от 3 до 5, а при бестранспортной доходит до 8—10. Однорядное же взрывание используется лишь в очень редких случаях, например при весьма ограниченной ширине рабочих площадок.

При многорядном расположении наклонных скважин и короткозамедленном взрывании расстояние между рядами можно принимать близким или равным линии сопротивления по подошве уступа:

$$b = W. \quad (8.31)$$

При вертикальных скважинах

$$b = (0,85—1) W. \quad (8.32)$$

Количество рядов скважин во взрываемой заходке в общем случае определяется шириной блока и расстоянием между рядами скважин.

Форма сетки скважин. Размеры и форма сетки скважин должны обеспечивать максимальную равномерность и наи-

большую плотность насыщения породного массива зонами регулируемого дробления. В массиве не должно оставаться участков, где порода не подвергается дробящему действию зарядов, или объем этих участков должен быть сведен к минимуму.

Размеры сетки скважин ($a \times b$), как это было показано выше, определяются размерами и формой зон регулируемого дробления, а также ориентировкой осей анизотропии массива по отношению к линии откоса уступа. А форма сетки скважин зависит только от ориентировки главных осей анизотропии массива и, следовательно, ориентировки зон регулируемого дробления. Если оси анизотропии ориентированы так, что большой радиус зоны регулируемого дробления располагается перпендикулярно или параллельно откосу уступа, то в обоих этих случаях наибольшая плотность «укладки» зон дробления будет обеспечена при шахматной форме сетки (рис. 8.19, а, б). Если оси анизотропии ориентированы под тем или иным углом к линии откоса уступа, например под углом 45° , то наилучшей будет прямоугольная форма сетки (рис. 8.19, в). Соотношение сторон прямоугольника будет определяться величиной коэффициента формы зоны дробления (K_f).

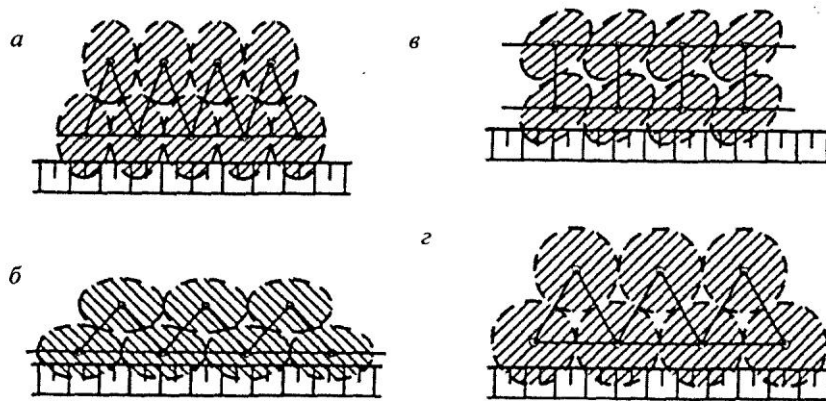


Рис. 8.19. Взаимосвязь между ориентировкой осей анизотропии трещиноватости массива (по отношению к линии откоса уступа) и формой сетки скважин

Именно этими обстоятельствами объясняется тот факт, что на практике при различных условиях взрывания наилучшее качество дробления одних и тех же пород достигается при различной форме сетки скважин. Изложенный подход к определению размеров и выбору формы сетки скважин особенно важно реализовать в крупноблочных трудновзрываемых породах, которые характеризуются высокой анизотропностью и обеспечение высокого качества дробления которых остается одной из наиболее сложных проблем. При подготовке мелкоблочных легковзрываемых пород с низким уровнем анизотропии и близкой к круговой форме зоны дробления оптимальной во всех случаях будет шахматная сетка скважин (рис. 8.19, з).

Расчетная масса заряда в скважине (Q_3) определяется величиной проектного удельного расхода ВВ (q_n , кг/м³) и объемом породы, приходящимся на одну скважину (V , м³):

$$Q_3 = q_n V = q_n H_y W a. \quad (8.33)$$

Таким образом, рассчитывается масса зарядов первого ряда. При $b = W$ такой же заряд необходимо будет поместить и в скважины второго и последующих рядов. Если $b < W$ (например, при вертикальных скважинах), то массу зарядов во втором и последующих рядах необходимо скорректировать. Полученная расчетом масса заряда проверяется по вместимости скважины (формула 8.25), которая должна соответствовать расчетной массе заряда. Если заряд не помещается в скважину, то его массу можно уменьшить за счет некоторого уменьшения размеров сетки скважин ($a \times b$), либо за счет рассредоточения зарядов в скважинах воздушными промежутками, либо тем и другим путем одновременно. Если же расчетная масса заряда оказывается существенно меньше вместимости скважины, а длина колонки заряда получается значительно меньше требуемой ее величины (формула 8.24), то массу заряда возможно увеличить за счет некоторого увеличения размеров сетки скважин или при той же его массе увеличить длину заряда за счет перехода на скважины ближайшего меньшего диаметра (например, с 244 мм на 216 мм). Возможно также рассредоточить заряд и увеличить таким путем общую его длину.

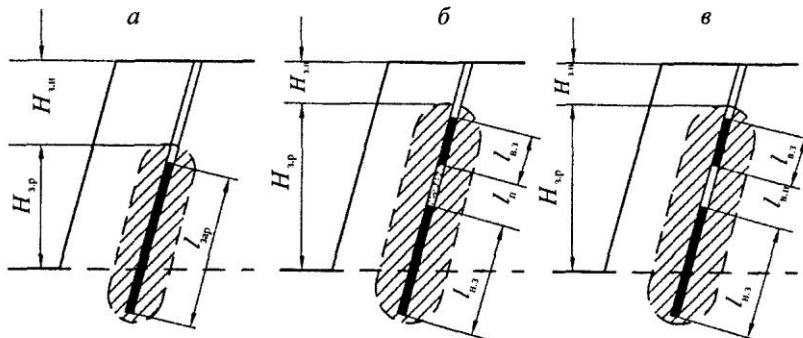
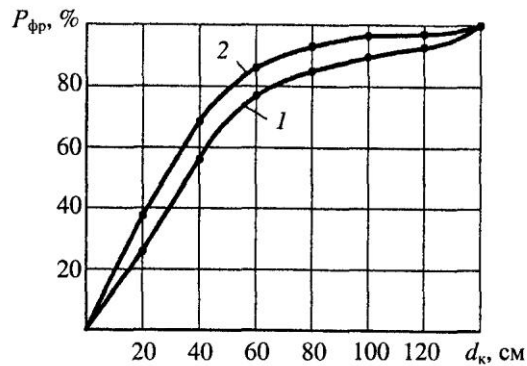


Рис. 8.20. Конструкции скважинных зарядов: сплошные (а); рассредоточенные забоечным материалом (б); рассредоточенные воздушным промежутком (в):

$H_{з.р}$ и $H_{н.р}$ — высота зон регулируемого и нерегулируемого дробления; $l_{зар}$ — длина сплошного заряда; $l_{в.з}$ и $l_{н.з}$ — длина верхней и нижней частей рассредоточенных зарядов; $l_{п}$ — длина промежутка, заполненного забоечным материалом; $l_{в.п}$ — длина воздушного промежутка

Конструкции скважинных зарядов. При взрывных работах используются **сплошные** или **рассредоточенные** скважинные заряды (рис. 8.20). В последнем случае заряд по высоте делится на части, пространство между которыми заполняется забоечным материалом либо оставляется свободным и представляет собой воздушный промежуток. Рассредоточение зарядов позволяет при той же массе заряда увеличить высоту и объем зоны регулируемого дробления и улучшить за счет этого качество дробления взорванной породы. Заряды, рассредоточенные воздушными промежутками, конструкция которых была предложена

Рис. 8.21. Кумулятивные кривые фракционного состава взорванной горной массы при использовании сплошных зарядов (1) и зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками (2)



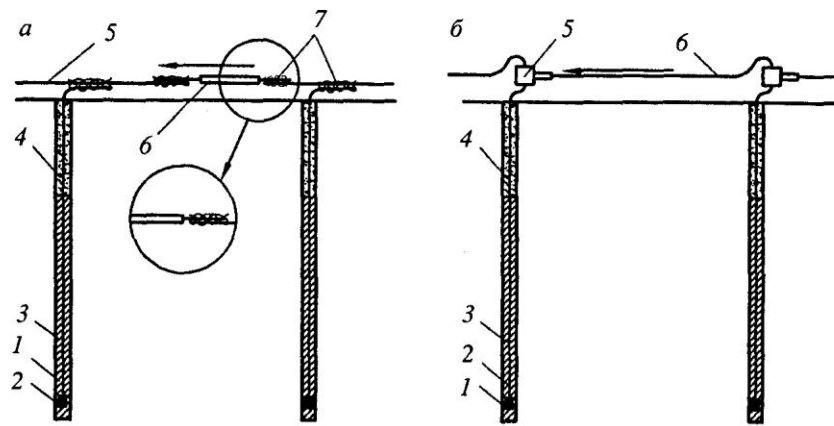


Рис. 8.22. Схема подготовки скважных зарядов к взрыванию:
a — при использовании ДШ: 1 — отрезок ДШ в скважине; 2 — тротиловая шашка (промежуточный детонатор); 3 — заряд ВВ; 4 — забойка; 5 — магистральная линия ДШ; 6 — пиротехническое реле (РП); 7 — место соединения концов ДШ; *б* — при использовании НСИ типа «Нонель»: 1 — промежуточный детонатор с введенным в него внутрискважинным капсулом-детонатором; 2 — отрезок волновода от капсуля-детонатора; 3 — заряд ВВ; 4 — забойка; 5 — поверхностный соединительный блок; 6 — отрезок волновода соединительного блока. Стрелками обозначены направления детонации

акад. Н.В. Мельниковым и докт. техн. наук Л.Н. Марченко, имеют, кроме того, еще одну особенность, которая состоит в том, что наличие воздушного промежутка позволяет снизить величину пикового давления газов взрыва на границе заряд—порода и уменьшить расход энергии взрыва на ненужное переизмельчение породы в зоне сжатия. Высвободившаяся же часть энергии идет при этом на выполнение полезной работы по дроблению породы в основной части зоны регулируемого дробления.

Это подтверждается, в частности, приведенными на рис. 8.21 обобщенными данными экспериментальных взрывов, выполнявшихся на угольных разрезах Кузбасса. Из этого рисунка следует, что при использовании зарядов с воздушными промежутками процентное содержание мелких фракций во взорванной горной массе становится выше, а содержание крупных фракций уменьшается, что свидетельствует о повышении интенсивности дробления породы.

При рассредоточении зарядов воздушными промежутками их делят чаще всего на две части: в нижней части помещается 60—70% расчетной массы заряда, а в верхней — 30—40%. Воздушный промежуток может быть расположен также в нижней части скважины (под зарядом) или в верхней (между зарядом и забойкой). В легко взрываемых породах длина воздушного промежутка может составлять до $(0,3—0,4)l_{зар}$, в породах средней взрываемости — до $(0,2—0,3)l_{зар}$ и в трудно взрываемых породах — до $(0,15—0,2)l_{зар}$.

Формирование зарядов с воздушными промежутками при использовании высокопроизводительных зарядных машин сопряжено с определенными трудностями.

Заряжание скважин. При взрывании с помощью детонирующего шнура заряжание скважин производится в следующем порядке. К отрезку ДШ длиной, соответствующей глубине скважины, привязывается тротиловая шашка (промежуточный детонатор), которая на этом шнуре опускается в скважину (рис. 8.22, а). Свободный конец шнура тем или иным способом крепится у устья скважины. Затем в скважину с помощью зарядной машины или вручную загружается взрывчатое вещество в количестве, соответствующем расчетной массе заряда. Свободная часть скважины заполняется забойкой. После заряжания всех скважин по поверхности блока раскладываются магистральные линии ДШ, а выходящие из скважин отрезки ДШ привязываются к магистрали с учетом направления детонации ДШ. При короткозамедленном взрывании пиротехнические реле вяжутся в магистральную линию ДШ.

Аналогично производится заряжание скважин и при использовании систем типа «Нонель». Но в этом случае перед тем как опустить в скважину промежуточный детонатор, в его гнездо вводится внутрискважинный капсуль-детонатор с закрепленным в нем отрезком волновода. После заряжания и забойки скважин концы выходящих из скважин волнопроводов подсоединяются к поверхностным соединительным блокам с вмонтированными в них миникапсулями-детонаторами короткозамедленного действия (рис. 8.22, б).

При рассредоточении зарядов на две части промежуточные детонаторы помещаются в каждую из них. Из скважины на по-

верхность в этом случае выходят два отрезка ДШ или два конца волноводов, и оба они присоединяются к магистрали или соединительному блоку.

Заряжание сухих скважин производится относительно дешевыми неводоустойчивыми ВВ, а при обводненных скважинах используются более дорогие, тротилосодержащие водоустойчивые ВВ. Если же скважины обводнены лишь частично, а высота столба воды в них не превышает 3—4 метров, целесообразно использовать комбинированные заряды, при которых нижняя обводненная часть скважины заряжается водоустойчивым, а верхняя сухая — неводоустойчивым ВВ.

Неводоустойчивые ВВ типа гранулита или граммонита 79/21 могут использоваться и в обводненных скважинах с непроточной и даже проточной водой при заряжании таких скважин с применением полиэтиленовых рукавов. Технология такого способа заряжания разрабатывалась на базе ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса» в течение последних 10—15 лет. Суть этой технологии состоит в том, что взрывчатое вещество через гильзу засыпается в полиэтиленовый рукав, длина и диаметр которого соответствуют глубине и диаметру скважины. По мере заполнения рукава взрывчатым веществом он под тяжестью ВВ постепенно опускается в скважину и достигает ее дна. Заряд ВВ в рукаве оказывается полностью изолированным от окружающего подземных вод и в течение длительного времени сохраняет способность к надежной детонации. Применение в обводненных породах дешевых неводоустойчивых ВВ вместо очень дорогих тротилосодержащих ВВ обеспечивает горному предприятию большой экономический эффект.

8.6. Короткозамедленное взрывание

Взрывные работы в современных условиях характеризуются крупными масштабами, когда объем взрываемых блоков (например, при бестранспортной технологии) достигает 300—500 тыс. м³, а количество используемых на блоке взрывчатых веществ доходит до 400—600 т и более. При таких масштабах

мгновенное взрывание всех зарядов одновременно исключается прежде всего из-за недопустимо мощного сейсмического эффекта взрыва и действия ударной воздушной волны, а также весьма опасного разлета кусков взорванной породы на большое расстояние. Кроме того, при мгновенном взрывании нескольких рядов скважин не удастся добиться высокого качества подготовки пород. Поэтому на карьерах в настоящее время применяется практически только короткозамедленное взрывание. Мгновенное взрывание допустимо лишь при однорядном расположении скважин и небольшом объеме взрыва.

Короткозамедленное взрывание (КЗВ) даже при самом крупном взрыве позволяет разделить его на отдельные серии, в каждой из которых суммарная масса скважинных зарядов не превышает величины, допустимой по условиям безопасности. Каждая последующая серия зарядов при этом взрывается с миллисекундным замедлением по отношению к предыдущей. Одновременно с обеспечением безопасности взрывных работ по сейсмике и ударной воздушной волне КЗВ обеспечивает более интенсивное и равномерное дробление пород. Это достигается, во-первых, за счет образования дополнительных обнаженных поверхностей в результате смещения породы, взорванной зарядами предыдущей серии, и, во-вторых, за счет кинети-

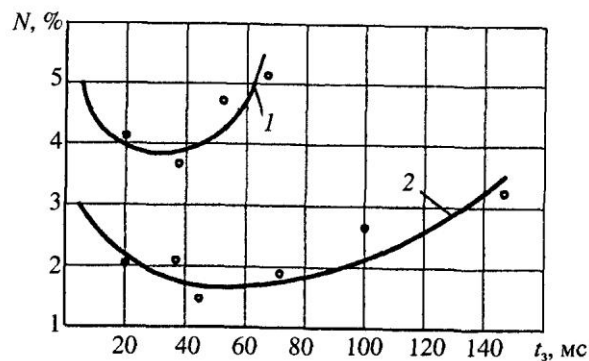


Рис. 8.23. График зависимости выхода негабарита (фракции +1400 мм) от времени замедления при КЗВ:
 1 — трудно взрывающиеся породы (диаметр скважины 120—130 мм); 2 — породы средней взрываемости (диаметр скважин 190—214 мм)

ческой энергии соударения кусков породы при взрывании смежных серий зарядов. Кроме того, КЗВ позволяет управлять развалом взорванной породы за счет выбора соответствующих схем взрывания.

Короткозамедленное взрывание осуществляется либо с помощью детонирующего шнура, либо с помощью неэлектрических систем инициирования (НСИ) типа «Нонель», СИНВ и ЭДИЛИН, описание которых дается в подразд. 8.1. Здесь же необходимо лишь подчеркнуть, что будущее принадлежит НСИ и разрабатываемым в настоящее время более совершенным системам инициирования зарядов ввиду их неоспоримых преимуществ перед взрыванием детонирующим шнуром (несопоставимо более высокая надежность, большие возможности и гибкость в выборе времени замедления и схем взрывания и более высокий уровень безопасности). Особенно полно эти преимущества проявляются при взрывании крупных блоков с большим количеством серий взрывов и большим суммарным временем замедления, когда при взрывании с помощью ДШ значительно возрастает вероятность нарушения взрывной сети и опасность появления отказов.

Наилучшее качество дробления пород при короткозамедленном взрывании достигается при правильно выбранных времени замедления и схеме КЗВ (рис. 8.23). Время замедления зависит от свойств пород и параметров сетки скважин. С увеличением интенсивности трещиноватости массива и снижением его акустических характеристик, а также с увеличением расстояния между рядами взрываемых в каждой серии скважин время замедления должно увеличиваться. И наоборот. При многорядном расположении наклонных скважин и порядной схеме КЗВ время замедления (мс) ориентировочно можно оценить по соотношению

$$t_3 = k_n W, \quad (8.34)$$

где k_n — коэффициент, зависящий от свойств (взрываемости) пород: для трудновзрываемых пород $k_n = 1,9—3,1$; для пород средней взрываемости $k_n = 3,7—5$; для легковзрываемых $k_n = 6,2—7,5$; W — линия сопротивления по подошве уступа (при

наклонных скважинах расстояние между рядами скважин принимается равным W).

При более сложных схемах КЗВ (например, диагональная или врубовая) время замедления

$$t_3 = k_n b', \quad (8.35)$$

где b' — расстояние между рядами одновременно взрываемых серий зарядов.

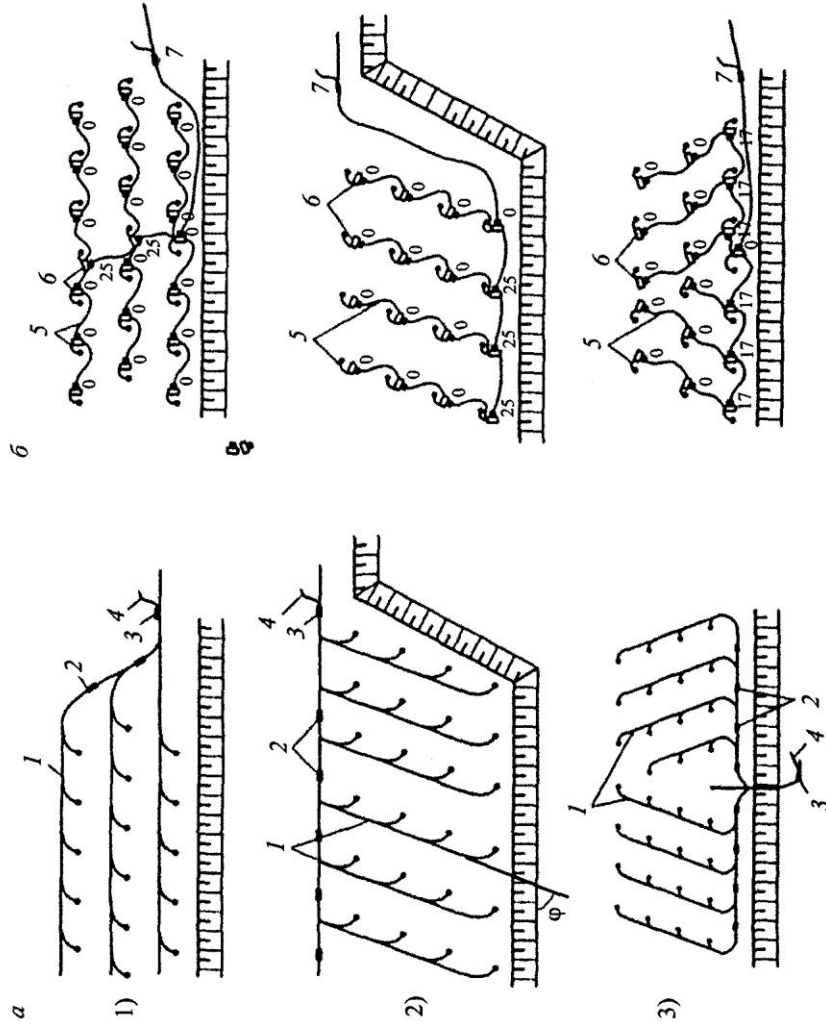
По полученному значению t_3 выбирают ближайшие к нему по времени замедления пиротехнические реле (РП) или соединительные блоки НСИ.

Последовательность взрывания серий зарядов обеспечивается за счет монтажа соответствующих схем короткозамедленного взрывания. Современные средства КЗВ позволяют реализовать разнообразные схемы взрывания. Наиболее часто используются порядные и диагональные, а также врубовые схемы КЗВ (рис. 8.24).

Порядные схемы (рис. 8.24, а) наиболее просты по конструкции и легки в монтаже, а потому более надежны. Их целесообразно применять в основном в легко взрываемых породах. Взрывание по порядной схеме характеризуется увеличенной шириной развала, в связи с чем она является единственно приемлемой при взрывании со сбросом породы в выработанное пространство при бестранспортной технологии вскрышных работ. В этих условиях порядную схему взрывания следует использовать независимо от взрываемости пород. По этой же причине при транспортной технологии, особенно при железнодорожном транспорте, ее надо применять с осторожностью, чтобы не допустить повреждения или заваливания железнодорожных путей взорванной породой.

Более правильно при железнодорожном транспорте использовать диагональную схему КЗВ (рис. 8.24, б), при которой отбойка породы происходит под углом φ к линии откоса уступа, в результате чего удается сократить ширину развала. При этом взорванная порода равномерно размещается вдоль взрываемого блока, что создает благоприятные условия для производства выемочно-погрузочных работ. Одновременно при диагональной

Рис. 8.24. Порядная (1), диагональная (2) и врубная (3) схемы КЗВ при взрывании с использованием детонирующего шнура («Нонель» (б): 1 — детонирующий шнур; 2 — пиротехнические реле; 3 — капсюль-детонатор (электродетонатор); 4 — огнепроводный шнур; 5 — волновод; 6 — поверхностные соединительные блоки; 7 — место иницирования волновода. Цифры у блоков указывают время замедления миникапсюлей-детонаторов



схеме увеличивается суммарная площадь вновь создаваемых обнаженных поверхностей, что способствует повышению качества дробления породы.

При применении автомобильного транспорта хорошие результаты дают **врубовые схемы КЗВ**, которые позволяют получить более кучный развал, удобный при погрузке породы в автосамосвалы (рис. 8.24, в). Кроме того, эти схемы также способствуют повышению качества дробления породы за счет более интенсивного соударения кусков в процессе их взрывного перемещения. Однако такие схемы более сложны в монтаже, а значит, и менее надежны.

8.7. Параметры развала и взрываемого блока

Помимо кусковатости взорванной горной массы основные параметры развала характеризуются его формой, размерами (ширина и высота развала) и коэффициентом разрыхления взорванной породы (рис. 8.25). Развал формируется в процессе взрывного перемещения породы, а его параметры определяются условиями взрывания, к которым относятся прежде всего свойства породного массива (взрываемость пород) и параметры буровзрывных работ. Наиболее сильное влияние на параметры развала оказывают удельный расход ВВ и угол наклона скважин, а также высота уступа и схема короткозамедленного взрывания.

Форма развала при многорядном короткозамедленном взрывании и при правильно выбранной величине линии сопротивления по подошве уступа приближается к трапециевидной (рис. 8.25). При этом **высота развала** (H_p), как правило, не превышает высоту уступа и чаще всего составляет (0,7—0,8) H_y . При завышении W свыше допустимого предела, когда разрушение породы по подошве уступа затруднено, или при взрывании на подпорную стенку из ранее взорванной породы высота развала может оказаться на 15—20 % больше, чем высота уступа. В

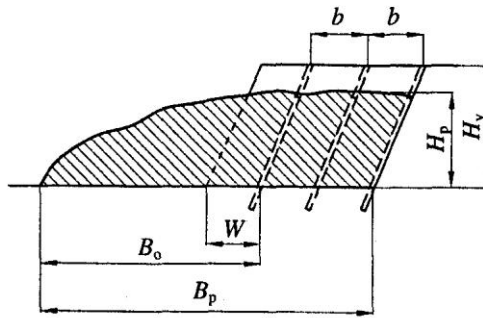


Рис. 8.25. Размеры и форма развала взорванной горной массы

этом случае при недостаточном коэффициенте разрыхления породы и связанном ее состоянии в развале высота забоя экскаватора может оказаться выше допустимой по условиям безопасности. Во всех случаях высота развала должна быть достаточной для эффективной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Ширина развала (B_p) при многорядном КЗВ и простой порядной схеме взрывания, по В.В. Ржевскому, определяется дальностью перемещения породы, измеряемой от первого ряда скважин (B_0), количеством рядов и расстоянием между рядами (рис. 8.25):

$$B_p = B_0 K_3 + b(n-1), \quad (8.36)$$

где K_3 — коэффициент, зависящий от интервала замедления при КЗВ; b — расстояние между рядами скважин; n — количество рядов скважин.

Коэффициент K_3 учитывает влияние второго и последующих рядов зарядов на дальность перемещения породы от первого ряда скважин. Это влияние снижается по мере увеличения интервала замедления:

$t_{\text{зам}}, \text{ м/с} \dots\dots\dots$	0	10	20	35	50	75	100
$K_3 \dots\dots\dots$	1	0,95	0,9	0,85	0,85	0,8	0,8

Величина B_0 зависит от свойств пород, удельного расхода ВВ, угла наклона скважин и высоты уступа:

$$B_0 \approx K_b K_\beta \sqrt{q_n} H_y, \quad (8.37)$$

где K_b — коэффициент, характеризующий взрываемость пород (для легко-, средне- и трудновзрываемых пород принимается равным соответственно 3; 2,5; 2); K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту (β); q_n — проектный удельный расход ВВ; H_y — высота уступа.

Коэффициент K_β определяется по выражению

$$K_\beta \approx 1 + 0,5 \sin 2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right), \quad (8.38)$$

где β — угол наклона скважин к горизонту.

Величина K_β увеличивается с уменьшением угла β . При современной технике бурения скважин максимальное значение этого коэффициента будет соответствовать углу наклона скважин в 60° (30° к вертикали).

Ширина развала взорванной породы должна быть примерно равна или кратна ширине заходки экскаватора, что особенно важно при использовании железнодорожного транспорта. Наибольшая ширина развала достигается при простой порядной схеме взрывания, а ее регулирование возможно за счет применения соответствующих схем КЗВ (например, диагональной), за счет уменьшения или увеличения количества рядов скважин или путем оставления подпорной стенки из взорванной породы от предыдущей заходки. Предпочтение при этом следует отдать изменению схемы КЗВ. Так, при использовании диагональной схемы величина B_0^d в зависимости от угла φ (рис. 8.24) определяется по формуле

$$B_0^d \approx B_0 (0,73 + 0,27 \cos 2\varphi), \quad (8.39)$$

где φ — угол между линией откоса уступа и линией одновременно взрываемых зарядов.

Расчетная ширина развала должна корректироваться по результатам промышленных взрывов.

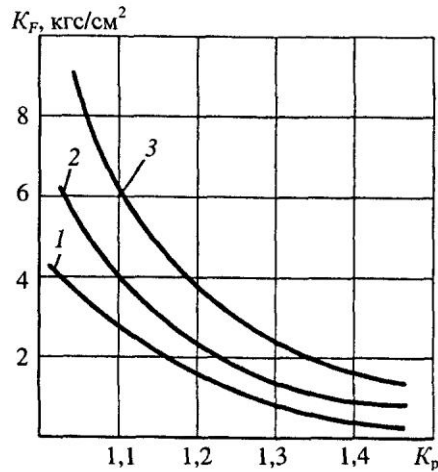


Рис. 8.26. График зависимости усилия копания (K_F) от коэффициента разрыхления породы в развале (K_p):
 1 — известняк; 2 — аргиллит; 3 — гранодиорит-порфир

Коэффициент разрыхления породы в развале (K_p) оказывает значительное влияние на эффективность выемочно-погрузочных работ. По данным докт. техн. наук Ю.И. Белякова, сопротивление копанью экскаватором резко возрастает при уменьшении K_p (рис. 8.26), а минимальное его значение соответствует коэффициенту разрыхления, равному 1,35—1,45. Величина K_p зависит прежде всего от кусковатости взорванной породы и, как показывает опыт, при правильно установленных параметрах буровзрывных работ и нормальных условиях формирования развала среднее значение коэффициента разрыхления породы в развале как раз и составляет 1,35—1,4, что обеспечивает минимальное усилие копания.

Сопротивление копанью экскаватором резко возрастает при уменьшении K_p (рис. 8.26), а минимальное его значение соответствует коэффициенту разрыхления, равному 1,35—1,45. Величина K_p зависит прежде всего от кусковатости взорванной породы и, как показывает опыт, при правильно установленных параметрах буровзрывных работ и нормальных условиях формирования развала среднее значение коэффициента разрыхления породы в развале как раз и составляет 1,35—1,4, что обеспечивает минимальное усилие копания.

Объем взрываемого блока определяется высотой уступа (H_y), шириной блока ($Ш_{в.б}$) и его длиной ($L_{в.б}$):

$$V_{в.б} = H_y Ш_{в.б} L_{в.б}, \text{ м}^3. \quad (8.40)$$

Высота уступов устанавливается при проектировании карьера и при разработке полускальных и скальных пород с предварительной взрывной подготовкой, принимается равной 1—1,5 максимальной высоты черпания экскаватора.

Ширина взрываемого блока в общем случае зависит от величины линии сопротивления по подошве уступа (W), количества рядов скважин (n) и расстояния между рядами (e):

$$Ш_{в.б} = W + e(n - 1). \quad (8.41)$$

Изменением ширины взрываемого блока за счет увеличения или уменьшения количества рядов скважин или за счет опреде-

ленной корректировки расстояний между рядами возможно при необходимости изменять ширину развала и приводить ее в соответствие с шириной заходки экскаватора.

Для сокращения простоев оборудования, связанных с ведением взрывных работ, следует стремиться к сокращению частоты взрывов и производить их на уступе желательнее не чаще одного раза в месяц. Тогда объем взрываемого блока должен соответствовать месячной производительности экскаватора ($Q_{\text{мес}}$) и его длину можно определить по формуле

$$L_{\text{в.б}} = \frac{Q_{\text{мес}}^3}{H_y \Pi_{\text{в.б}}}, \text{ м.} \quad (8.42)$$

Общий объем буровых работ на блоке (пог. м) будет определяться объемом блока и выходом горной массы с 1 пог. м скважины (v):

$$V_{\text{б}} = \frac{V_{\text{в.б}}}{v}, \text{ м.} \quad (8.43)$$

В свою очередь, выход горной массы (v) зависит от высоты уступа и параметров расположения скважин и при наклонных скважинах

$$v = \frac{H_y W_a}{l_c}. \quad (8.44)$$

Общее число скважин на блоке:

$$N_c = \frac{V_{\text{б}}}{L_c}, \text{ м.} \quad (8.45)$$

Необходимое для взрыва блока общее количество ВВ:

$$Q_3^{\text{общ}} = q_{\text{п}} V_{\text{в.б}}, \text{ кг,} \quad (8.46)$$

или

$$Q_3^{\text{общ}} = Q_3 N_c, \text{ кг.} \quad (8.47)$$

Потребность в средствах взрывания (ДШ, РП, поверхностные соединительные блоки, волноводы, внутрискважинные КД и др.) определяется в зависимости от количества скважин на блоке, их глубины и размеров сетки.

8.8. Некоторые особые случаи производства взрывных работ на карьерах

Взрывание с частичным сбросом породы в выработанное пространство. Этот вид взрывания возможно и целесообразно использовать при бестранспортной технологии вскрышных работ с перевалкой породы в выработанное пространство. Взрывание со сбросом при бестранспортной разработке впервые было осуществлено в 60-х годах прошедшего столетия на угольных разрезах Южного Кузбасса. Позднее его стали применять и на разрезах других угольных бассейнов Сибири, где используется бестранспортная технология.

Основной задачей взрыва в этом случае является обеспечение наибольшей дальности взрывного перемещения породы и максимально возможного количества породы, сбрасываемой в постоянный внутренний отвал. Эффект сброса при этом достигается за счет использования двух главных факторов — усиленных скважинных зарядов с удельным расходом ВВ в 1,4—1,5 кг/м³ и более и максимально возможным углом наклона скважин (30° к вертикали), а также за счет применения простой порядной схемы КЗВ, обеспечивающей наибольшую ширину развала. Зависимости ширины развала от удельного расхода ВВ и угла наклона скважин (рис. 8.27) показывают, что влияние этих факторов на ширину развала проявляется примерно в одинаковой степени. Однако если увеличение удельного расхода ВВ неизбежно связано с увеличением затрат на бурение и взрывчатые материалы, то применение наклонных скважин обеспечивает увеличение сброса породы практически без какого-либо роста затрат на буровзрывные работы.

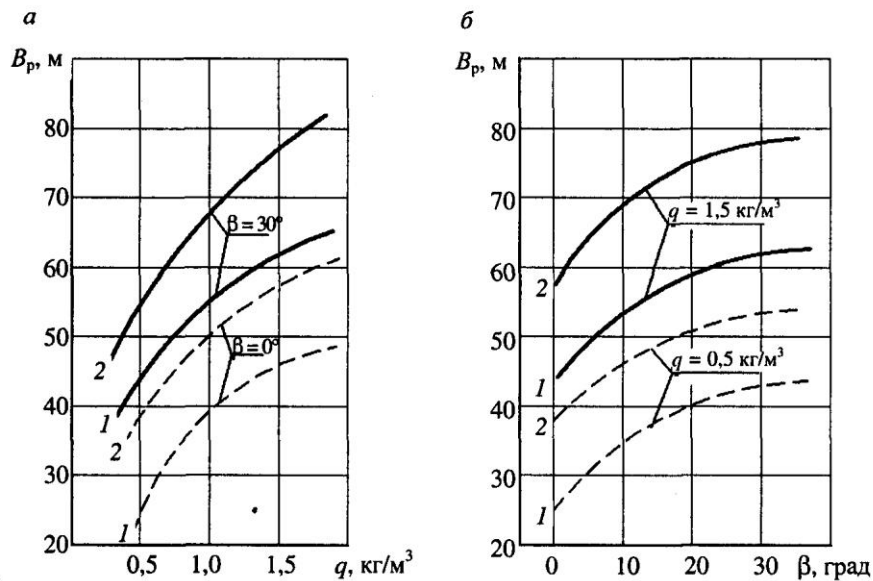


Рис. 8.27. Графики зависимости ширины развала от удельного расхода ВВ (а) и угла наклона скважин к вертикали (б) (при ширине взрываваемого блока 40 м):

1 и 2 — $H_y = 15$ м и 30 м

Эффект взрывания со сбросом породы оценивается **коэффициентом сброса**, равным отношению объема породы, уложенной взрывом в постоянный отвал ($V_{сбр}$), к объему взорванного блока $V_{в.б}$ (рис. 8.28):

$$K_{сбр} = \frac{V_{сбр}}{V_{в.б} K_p} \quad (8.48)$$

где $V_{в.б}$ — объем взорванной породы в массиве; K_p — коэффициент разрыхления породы в развале.

Коэффициент сброса возрастает с увеличением удельного расхода ВВ и угла наклона скважин (рис. 8.29). Как видно из рис. 8.29, характер зависимостей аналогичен тем, что представлены на рис. 8.27. Величина $K_{сбр}$ при благоприятных условиях взрывания достигает 0,4—0,5. Одновременно со сбросом достигается более интенсивное дробление породы, вследствие чего повыша-

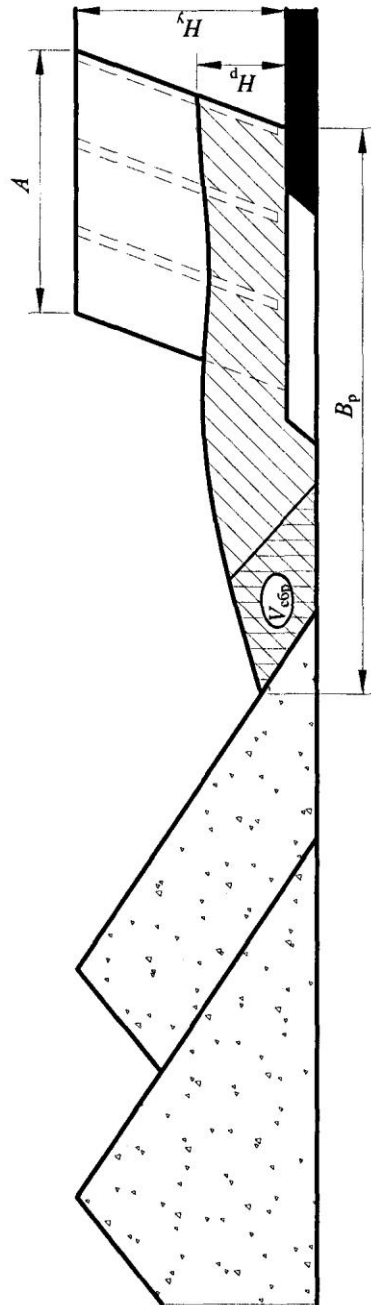


Рис. 8.28. Схема к определению коэффициента сброса породы ($K_{сбр}$)

ется производительность шагающих экскаваторов при перевалке породы, оставшейся в пределах взорванной заходки. Все это в совокупности позволяет на 25—30% увеличить интенсивность вскрышных и добычных работ на уступах, разрабатываемых по бестранспортной технологии.

При использовании на перевалке современных мощных шагающих экскаваторов разработка пород ведется уступами высотой до 40—50 м при ширине взрываемых блоков (ширине заходки по массиву) до 35—40 м и более. Опыт взрывных работ и результаты экспериментальных работ показывают при этом, что с увеличением высоты уступа и ширины заходки коэффициент сброса снижается, хотя и не столь значительно.

Снижение стоимости взрывчатых веществ (прежде всего за счет ВВ, изготавливаемых на месте использования) и средств взрывания, а также снижение стоимости бурения позволяет осуществлять взрывание с повышенным коэффициентом сброса. Но в каждом конкретном случае оптимальный $K_{сбр}$ следует определять, исходя из технико-экономического расчета. Опыт

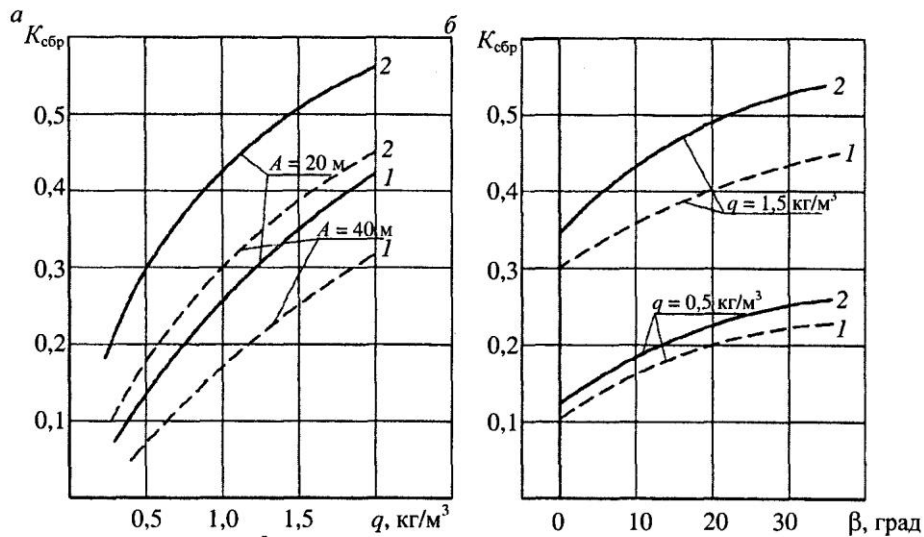


Рис. 8.29. Графики зависимости коэффициента сброса:

- a* — от удельного расхода ВВ: 1, 2 — при угле скважин к вертикали соответственно 0° и 30° ; *б* — от угла наклона скважин к вертикали: 1, 2 — при высоте уступа соответственно 35 м и 15 м

при этом показывает, что взрывание со сбросом наиболее эффективно при разработке трудно взрывающихся пород и пород средней взрываемости.

Взрывные работы в угленасыщенной зоне характерны при разработке свиты крутопадающих и наклонных угольных пластов, в частности на разрезах Центрального Кузбасса. Опыт показывает, что в этом случае в процессе буровзрывных и выемочно-погрузочных работ потери угля, вызванные разрушением пластов, достигают 15—20% и более, а пласты малой мощности (3—5 м) нередко целиком уходят в потери. В то же время эти пласты, как правило, представлены наиболее ценными, в том числе коксующимися, марками углей. Поэтому при селективной (раздельной) разработке таких пластов буровзрывные работы должны, с одной стороны, обеспечить необходимое качество дробления вмещающих пород, а с другой стороны — исключить дробление угольного пласта и обеспечить его устойчивость при выемке. Эта задача решается за счет правильного выбора расстояния от пласта до ближайшего ряда взрывных скважин и вы-

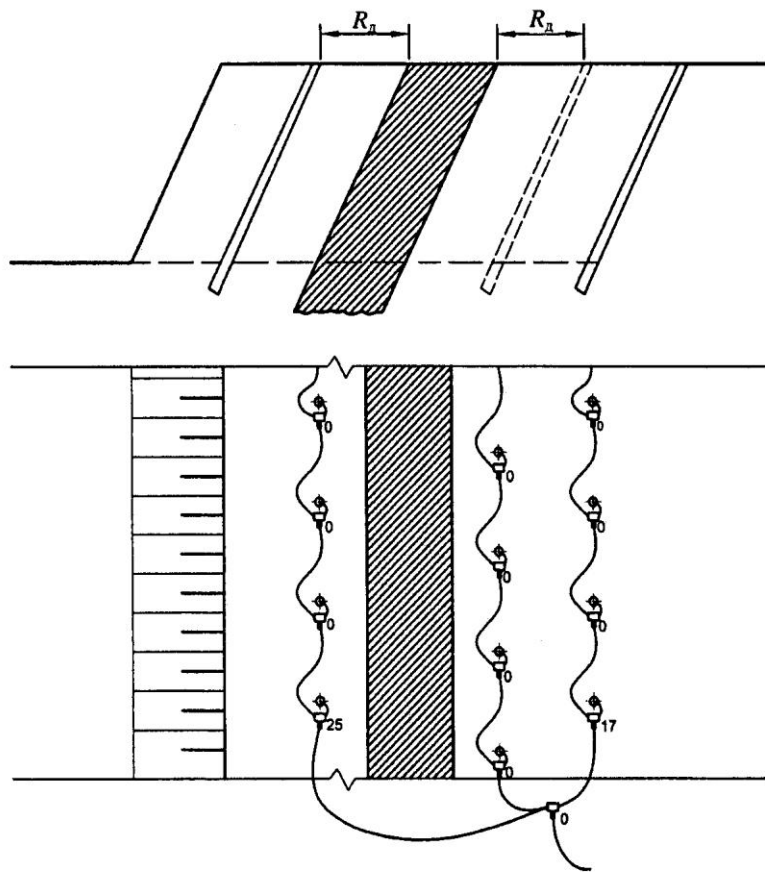


Рис. 8.30. Схема обуривания и взрывания сложноструктурного блока

бора схемы КЗВ, позволяющей избежать смещения пласта при формировании развала.

При обуривании блоков, включающих угольные пласты, скважины должны располагаться наклонно, под углом, равным или по возможности близким к углу падения пласта (рис. 8.30). Расстояние между пластом и скважинами определяется радиусом зоны дробления (R_d), который, как известно, зависит главным образом от свойств пород и диаметра скважинных зарядов. При таком расстоянии от скважин до пласта он не должен подвергаться дробящему действию заряда. В то же время взрыв

при этом должен вызывать в пласте нарушения, достаточные для его эффективной выемки. В случае, представленном на рис. 8.30, когда пласт находится в середине заходки и залегает согласно фронту работ, схема КЗВ должна обеспечивать взрывание в первую очередь зарядов, расположенных со стороны лежащего бока пласта, и в последнюю — со стороны висячего бока. При такой последовательности взрывания исключается смещение угольного пласта в сторону откоса уступа и перемешивание угля со взорванной породой.

Подобный принцип размещения скважинных зарядов и выбора последовательности взрывания следует использовать и при других, более сложных условиях залегания пластов (падение пластов в сторону, противоположную откосу уступа, наличие в заходке нескольких угольных пластов и т.п.).

Взрывание уступов, сложенных различными по блочности (взрываемости) породами. В этом случае параметры буровзрывных работ определяются в соответствии с характером строения уступа. Если уступ по высоте сложен переслаивающимися породами, которые лишь ненамного отличаются друг от друга по взрываемости (например, породами III и IV классов), то тогда выбор диаметра скважинных зарядов, определение удельного расхода ВВ, расчет параметров зарядов и размеров сетки скважин следует производить на основе их усреднения, что обеспечивает вполне приемлемые результаты взрывных работ. Средневзвешенное значение удельного расхода ВВ устанавливается при этом в соответствии с удельным весом различных пород в общем объеме взрываемого массива.

$$q_{\text{ср}} = \frac{q_1 m_1 + q_2 m_2}{m_1 + m_2}, \quad (8.49)$$

где q_1 и q_2 — проектный удельный расход ВВ для пород, слагающих уступ; m_1 и m_2 — мощность слоев различных по взрываемости пород.

Когда слагающие уступ слои пород резко различаются между собой по взрываемости (например, породы слоев относятся к

I и IV классам), принцип усреднения основных параметров буровзрывных работ не может обеспечить необходимое качество подготовки пород. Они должны устанавливаться самостоятельно для каждого слоя и на последних этапах расчета согласовываться между собой. Диаметр скважин при этом необходимо принимать максимально близким к оптимальному для наиболее трудновзрываемого слоя пород.

Параметры скважинных зарядов и схема их расположения будут определяться относительным положением различных по взрываемости пород по высоте уступа. При расположении трудновзрываемых пород в нижней части уступа (рис. 8.31, а) схема его обурирования и параметры сетки скважин должны прежде всего обеспечивать высокое качество дробления пород именно в этом слое. Размещение расчетного заряда в верхней части скважин, которая находится в слое более легковзрываемых пород, возможно регулировать либо за счет конструкции зарядов, либо за счет чередования заряженных и незаряженных скважин (рис. 8.31, б).

При расположении трудновзрываемых пород в верхней части уступа параметры буровзрывных работ устанавливаются именно для этого слоя пород (рис. 8.31, в). В слой легковзрывае-

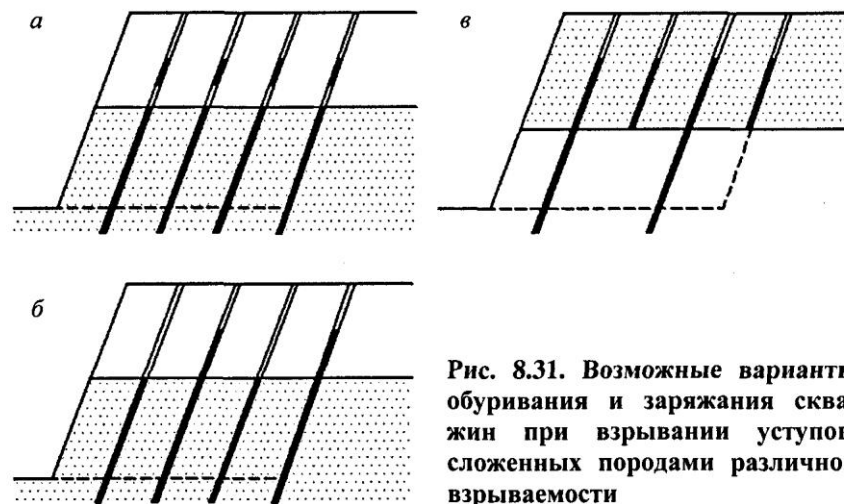


Рис. 8.31. Возможные варианты обурирования и заряжения скважин при взрывании уступов, сложенных породами различной взрываемости

мых пород вплоть до подошвы уступа в этом случае возможно бурить не каждую скважину, а, например, через одну, что должно, однако, позволить разместить в этом слое расчетный заряд ВВ.

Независимо от характера строения уступа обязательно должны заряжаться все скважины первого и последнего рядов. При рассредоточении зарядов воздушными промежутками в каждую часть заряда необходимо помещение промежуточных детонаторов.

Если уступ сложен тремя или более слоями различных по взрываемости пород, то их свойства не столь резко различаются между собой, что делает возможным их усреднение и объединение в один или два класса по взрываемости. Тогда решение задачи по обоснованию параметров буровзрывных работ сводится к одному из описанных выше случаев.

8.9. Механизация заряжения и забойки скважин

Для механизации заряжения скважин создан и используется целый ряд типов **зарядных и смесительно-зарядных** машин. Все эти машины изготавливаются на базе автомобилей типа КраЗ грузоподъемностью до 10 т или БелАЗ грузоподъемностью до 25 т.

Зарядные машины МЗ-4А, МЗ-3Б и др. предназначаются для транспортировки компонентов ВВ от склада взрывчатых материалов до места взрыва, приготовления ВВ (типа игданита или гранулита) в процессе заряжения и непосредственно заряжения скважин (рис. 8.32). Гранулированная аммиачная селитра из бункера машины подается к скважине с помощью системы шнеков, которые при этом обеспечивают одновременно перемешивание селитры с дизельным топливом. Эти машины используются и для заряжения скважин гранулированными ВВ типа граммонитов заводского приготовления. Машину обслуживают два человека — водитель и оператор, имеющие



Рис. 8.32. Зарядная машина

права на ведение взрывных работ. Производительность машин составляет от 300 до 600 кг/мин.

На небольших карьерах с годовым объемом потребления ВВ до 500 т могут использоваться зарядные машины типа ЗШ-120, ЗШ-400 и др. с меньшей производительностью, которые созданы для подземных рудников.

Смесительно-зарядные машины предназначены для транспортировки, приготовления и зарядки водосодержащих и эмульсионных ВВ. Машины Акватор IV и Акватор-3 используются для приготовления и зарядки скважин взрывчатыми веществами типа акваторов (акваторы, карбаторы, ифзаниты). Они позволяют приготовить соответственно 20 т и 25 т ВВ непосредственно в бункере-смесителе с одновременным приготовлением горячего раствора окислителя (аммиачная селитра). Смесительно-зарядные машины типа СЗМ-10, СЗМ-10Г и др. предназначаются для транспортировки, приготовления и зарядки скважин эмульсионными ВВ типа порэмита. Эти машины выпускаются на базе автомобиля КраЗ-6510 грузоподъемностью 10 т. Их производительность составляет 500 кг/мин.

Эксплуатационная производительность зарядных и смесительно-зарядных машин составляет от 3—5 до 10—11 т/ч.

Для механизации работ по забойке скважин используются **заблочные машины** ЗС-1М, ЗС-2М и др. грузоподъемностью соответственно 5 т и 10 т, с помощью которых осуществляются доставка на взрываемый блок заблочного материала (песок, от-

ходы обогатительных фабрик и др.) и забойка скважин. Производительность машин достигает 1700 кг/мин. С учетом вместимости бункера и расстояния транспортирования забоечного материала одна машина в течение смены позволяет произвести забойку до 150 скважин.

8.10. Разрушение негабаритных кусков

При выемке из развала взорванных горных пород на рабочей площадке уступа часто остаются крупные «негабаритные» куски, которые при погрузке не входят в ковш экскаватора. При неудовлетворительном качестве взрывных работ общий объем негабарита при разработке трудновзрываемых крупноблочных пород может достигать 5—7 и более процентов объема взрываемого блока. Такие куски, которые экскаватор по мере отгрузки породы откладывает в сторону, загромождают рабочую площадку уступа, серьезно осложняют выемочно-погрузочные работы и работу транспорта и поэтому они должны своевременно подвергаться разрушению.

На карьерах применяются взрывной, механический и другие способы разрушения негабаритных кусков. При **взрывном** разрушении могут использоваться **шпуровые** или **наружные** («**накладные**») заряды. При применении шпуровых зарядов в негабаритном куске с помощью электросверла или пневматического бурильного молотка бурится шпур диаметром 32—36 мм и глубиной, примерно равной половине высоты куска (рис. 8.33, а). В зависимости от объема куска в шпур опускаются один или несколько патронов ВВ (обычно аммонит № 6ЖВ), а в небольшие по объему куски — часть патрона аммонита вместе с отрезком детонирующего шнура или с зажигательной трубкой. Свободная часть шнура заполняется забойкой из песка или иного забоечного материала. При использовании детонирующего шнура взрывание шнура и самого шпурового заряда производится от капсюля-детонатора или электродетонатора. Удельный расход ВВ обычно не превышает 0,1—0,3 кг/м³.

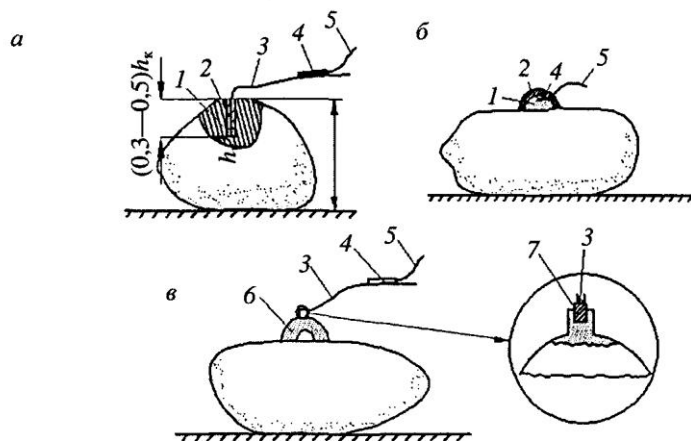


Рис. 8.33. Способы взрывного разрушения негабаритных кусков:

1 — заряд ВВ; 2 — забойка; 3 — ДШ; 4 — капсуль-детонатор (электродетонатор); 5 — огнепроводный шнур (электропровод); 6 — кумулятивный заряд; 7 — заряд гексогена

Недостатком этого способа является необходимость бурения шпуров и иногда значительный разлет осколков взорванного куска. Предотвратить разлет осколков возможно при применении гидрозабойки шпуров. В этом случае в шпур опускается микрочаряд ВВ в водонепроницаемой оболочке, масса которого в несколько раз меньше, чем при обычных шпуровых зарядах (20—50 г). Затем в шпур перед взрывом заливают воду (зимой используют 10—15%-ный раствор поваренной соли или аммиачной селитры). При взрыве такого заряда негабаритный кусок просто распадается на несколько частей, которые не разлетаются, а остаются на месте взрыва, а опасная зона по разлету осколков может составлять не более 50 м. Удельный расход ВВ при таком взрывании снижается до 0,025—0,05 кг/м³, что практически соответствует величине эталонного удельного расхода ВВ.

Исключить бурение шпуров при разрушении негабарита возможно при использовании наружных зарядов. Заряд непатрированного порошкообразного аммонита №6ЖВ в этом случае укладывается непосредственно на поверхность куска (рис. 8.33, б). Инициирование заряда осуществляется с помощью зажигательной трубки или электродетонатора. Для повы-

шения эффекта взрыва заряд целесообразно прикрыть сверху каким-либо забоечным материалом (глина, полиэтиленовый пакет с водой и т.п.). Однако даже при наличии забойки основная часть энергии заряда в этом случае тратится бесполезно на создание звукового эффекта и сильной воздушной ударной волны. Поэтому удельный расход ВВ увеличивается в десятки раз и достигает 2—3 кг/м³ и более, а опасная зона составляет не менее 300 м.

Применение кумулятивных зарядов (рис. 8.33, в) позволяет резко снизить удельный расход ВВ при одновременном повышении эффективности разрушения негабаритных кусков. Кумулятивные заряды типа ЗКН, ЗКП и др. представляют собой литые или пресованные тротиловые шашки, форма которых близка к полусферической, обеспечивающей достаточно равномерное распределение взрывчатого вещества вокруг кумулятивной выемки. Для обеспечения более надежной детонации заряда в его корпус запрессовывается небольшой заряд гексогена, к которому проволоочной скобой крепится детонирующий шнур. Кумулятивная выемка в виде полусферы позволяет сконцентрировать энергию взрыва в виде кумулятивной струи и резко усилить воздействие газов взрыва на разрушаемый объект. Для повышения разрушающего действия взрыва кумулятивная выемка зарядов типа ЗКП может иметь стальную полусферическую облицовку.

Кумулятивные заряды, масса которых составляет от 0,1 до 4 кг, устанавливаются на поверхность негабаритных кусков и соединяются между собой общей взрывной сетью из детонирующего шнура. Заряды массой 0,25—0,5 кг способны разрушать куски толщиной 0,75—1 м, а при массе зарядов в 4 кг они могут разрушить кусок толщиной до 2—2,5 м и объемом до 6 м³.

Взрывные работы по дроблению негабарита производятся одновременно с подготовкой и производством массового взрыва.

Механическое разрушение негабаритных кусков осуществляется в основном падающим грузом в виде шара массой 3—5 т или с помощью пневматических или гидравлических бутобоев. Для дробления кусков падающим грузом применяют навесное быстросъемное оборудование, устанавливаемое обычно на стре-

ле строительного экскаватора (типа драглайн или механическая лопата) или на стреле крана. Производительность таких крановых бутобоев достигает 150 м³/ч и более. Пневматические бутобои также устанавливаются как навесное оборудование вместо ковша на стреле экскаваторов строительного типа, а гидравлические бутобои — на стреле гидравлических экскаваторов. негабаритные куски объемом 2—5 м³ разрушаются бутобоем в течение 2—3 минут с учетом его передвижения по площадке уступа и установки возле объекта дробления. Производительность бутобоев резко возрастает с уменьшением размеров кусков, в связи с чем их применение весьма эффективно на дробильно-перегрузочных пунктах при циклично-поточной технологии, где приходится додрабливать куски, которые не проходят в приемное отверстие дробилки.

8.11. Общие сведения об организации и обеспечении безопасности взрывных работ

Важнейшей особенностью производства взрывных работ является их повышенная опасность, связанная с использованием чувствительных к внешнему воздействию взрывчатых веществ и средств взрывания. Поэтому организация работ по заряданию и забойке скважин, монтажу и проверке взрывной сети и непосредственно производству самого взрыва должна исключать любую возможность несчастных случаев. К выполнению взрывных работ допускаются только специально обученные рабочие, имеющие «Единую книжку взрывника», а к руководству работами — только инженерно-технические работники, также имеющие «Единую книжку взрывника» и право на ответственное ведение взрывных работ.

Паспорт буровзрывных работ для конкретного блока составляется на основе типового проекта буровзрывных работ и результатов расчета параметров буровзрывных работ при неукоснительном соблюдении требований «Единых правил безопасности при взрывных работах». В паспорте помимо расчета

параметров взрывных работ обязательно производится расчет размеров опасной зоны по сейсмическому воздействию взрыва на здания и сооружения. При многократном короткозамедленном взрывании отдельных групп зарядов с интервалом замедления не менее 20 мс радиус опасной зоны (r_c , м) по сейсмике может быть установлен по выражению

$$r_c = 29 \sqrt[3]{Q_{3.0} / n_r}, \quad (8.50)$$

где $Q_{3.0}$ — общая масса зарядов на взрываеом блоке, кг; n_r — число групп (серий) одновременно взрываеом зарядов.

Радиус зоны воздействия воздушной ударной волны на здания и сооружения при полном отсутствии их повреждения:

$$r_{в.с} = 200 \sqrt[3]{Q_{3.0}}. \quad (8.51)$$

Радиус зоны опасного воздействия на человека воздушной ударной волны при взрывании наружных зарядов:

$$r_{в.ч} = 15 \sqrt[3]{Q_{н.з}}, \quad (8.52)$$

где $Q_{н.з}$ — общая масса одновременно взрываеом наружных зарядов, кг.

Границы опасных зон на путях возможного передвижения людей и техники отмечаются на местности специальными указателями, а перед взрывом на этих границах выставляется оцепление из освободившихся от основной работы на время взрыва рабочих, которые никого не должны пропускать за границу зоны. Оцепление снимается только после производства взрыва и подачи сигнала отбоя.

Подготовка блока к взрыву производится под руководством лица, ответственного за взрывные работы. В процессе заряжания скважин проводятся повторные замеры их глубины, а также замеры положения заряда и забойки в скважинах, которые позволяют при необходимости внести определенные коррективы в предусмотренные паспортом параметры.

В соответствии с Правилами безопасности на время производства взрывных работ все другие работы в опасной зоне, а при небольших размерах карьера — на всем карьере прекращаются.

Оборудование отводится на безопасное расстояние, производится демонтаж расположенных вблизи взрыва линий электропередачи, иногда убираются железнодорожные пути, чтобы избежать их повреждения при взрыве, проводятся другие мероприятия, обеспечивающие безопасность взрывных работ. Для сокращения простоев в работе карьера взрывные работы проводятся в определенные дни и часы в соответствии с четким графиком производства взрывов на разных участках карьера. Если удастся, то в одно время производится взрывание блоков не на одном, а на двух и более уступах (так называемое каскадное взрывание).

При взрывных работах обязательно применение звуковых или световых сигналов. Подаются три сигнала. По **предупредительному сигналу** (один продолжительный) все, кто не занят заряданием и подготовкой блока к взрыву, удаляются за границы опасной зоны, а у возможных путей входа в зону выставляются посты оцепления. После окончания зарядания и забойки скважин на блоке остаются только взрывники, которые производят монтаж взрывной сети. По окончании монтажа и проверки сети подается **боевой сигнал** (два продолжительных), по которому зажигается огнепроводный шнур зажигательной трубки и взрывники уходят в укрытие либо, заблаговременно отойдя в укрытие, они включают пусковое устройство системы СИНВ или «Нонель» или же включают электрический ток (при электрическом взрывании). Третий сигнал — **отбой** (три коротких) — подается после осмотра места взрыва руководителем взрывных работ, если на блоке не оказалось отказавших (невзорвавшихся) зарядов. После этого сигнала снимаются посты оцепления, а все рабочие, выведенные за пределы опасной зоны, возвращаются на свои рабочие места.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Анистратов Ю.И.* Технологические процессы открытых горных работ. — М.: Недра, 1995. — 251 с.
2. *Буткин В.Д., Гилев А.В., Маханин В.А. и др.* Специализированные долота для буровых работ в карьерах // Горный журнал. — 2004. — № 5. — С. 38—42.
3. *Горбонос М.Г.* Промышленные взрывчатые материалы. Часть I. Термодинамика взрывчатых веществ. — М.: МГГУ, 2003. — 115 с.
4. *Ерлыков В.Л., Кампель Ф.Б., М-Гайказов И.В. и др.* Совершенствование технологии взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. — 1996. — № 11—12. — С. 42—46.
5. *Корнеева Л.В., Колганов Е.В., Кутузов Б.Н.* Производство промышленных взрывчатых веществ и материалов для горных предприятий // Горный журнал. — 2003. — № 10. — С. 31—35.
6. *Корнеева Л.В., Кутузов Б.Н., Работинский Н.И., Соснин В.А.* Современные промышленные взрывчатые вещества в России и за рубежом // Горный журнал. — 1998. — № 7. — С. 45—49.
7. *Кузнецов В.А.* Проектирование буровзрывных работ: Учебное пособие. — М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 1997. — 67 с.
8. *Кутузов Б.Н.* Взрывное и механическое разрушение горных пород. — М.: Недра, 1973. — 311 с.
9. *Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом. Взрывные технологии в промышленности. — М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 1994. — 445 с.
10. *Маскин А.К., Надикта С.В., Кутузов Б.Н. и др.* Опыт использования шарошечных долот фирмы «Смит Интернейшнл» для бурения взрывных скважин на карьерах стран СНГ // Горный журнал. — 1996. — № 11—12. — С. 97—99.
11. *Новик Г.Я., Ржевская С.В.* Физико-техническое обеспечение горного производства. — М.: Недра, 1995. — 256 с.
12. *Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н.И.* Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. — М.: Недра, 1982. — 320 с.

13. *Подэрни Р.Ю.* Механическое оборудование карьеров. — М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. — 606 с.
14. *Рац М.В., Чернышев С.М.* Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. — М.: Недра, 1970. — 160 с.
15. *Ретин Н.Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. — М.: Недра, 1978. — 256 с.
16. *Ретин Н.Я., Богатырев В.П., Буткин В.Д. и др.* Буровзрывные работы на угольных разрезах. — М.: Недра, 1987. — 254 с.
17. *Ретин Н.Я., Бирюков А.В., Ташкинов А.С.* Технологические свойства пород угольных разрезов. — Кемерово: Изд-во КузПИ, 1975. — 80 с.
18. *Ржевский В.В.* Процессы открытых горных работ. — М.: Недра, 1978. — 543 с.
19. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы. — М.: Недра, 1985. — 507 с.
20. *Синьчковский В.Н.* Технология открытых горных работ. — Красноярск: Изд-во Красноярского университета, 1989. — 374 с.
21. *Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом. — М.: Недра, 1983. — 344 с.
22. *Сытенков В.Н., Бибик И.П.* Метод определения параметров БВР для оптимизации технологических потоков карьера // Горный журнал. — 2003. — № 12.
23. *Ташкинов А.С., Бирюков А.В.* Оптимизация параметров взрывной подготовки пород при открытой разработке угольных месторождений: Учебное пособие. — Кемерово: Изд-во КузПИ, 1981. — 110 с.
24. *Ташкинов А.С., Кузнецов В.И.* Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: Учебное пособие. — Кемерово: Кузбасский государственный технический университет, 1995. — 85 с.
25. *Томаков П.И., Коваленко В.С., Михайлов А.М., Калашников А.Т.* Экология и охрана природы при открытых горных работах. — М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 1994. — 418 с.
26. *Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виноцкий К.Е., Мельников Н.Н. и др.* Открытые горные работы: Справочник. — М.: Горное бюро, 1994. — 590 с.
27. *Хохряков В.С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1982. — 280 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	10
2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	21
2.1. Основные понятия и термины	21
2.2. Технологические схемы открытых горных работ	26
3. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ И ИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ.....	34
4. ПОДГОТОВКА К ВЫЕМКЕ МЯГКИХ ПОРОД	52
5. ПОДГОТОВКА ПОРОД К ВЫЕМКЕ МЕХАНИЧЕСКИМ РЫХЛЕНИЕМ	55
6. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К ПОДГОТОВКЕ ПОРОД ВЗРЫВОМ.....	61
7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ БУРОВЫХ РАБОТ	65
7.1. Оценка буримости горных пород	65
7.2. Способы бурения скважин	68
7.3. Вращательное шнековое бурение скважин.....	72
7.4. Шарошечное бурение скважин	79
7.5. Пневмоударное бурение	87
7.6. Термическое бурение	93
7.7. Режимы бурения	96
7.8. Организация буровых работ и производительность буровых станков	103
8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ	110
8.1. Взрыв. Взрывчатые вещества и средства взрывания	110
8.2. Взрываемость горных пород	128

8.3. Проектный и фактический удельный расход ВВ	131
8.4. Параметры скважинных зарядов и их расположение на уступе	138
8.5. Расчет основных параметров буровзрывных работ	148
8.6. Короткозамедленное взрывание	160
8.7. Параметры развала и взрываемого блока.....	165
8.8. Некоторые особые случаи производства взрывных работ на карьерах	170
8.9. Механизация заряжания и забойки скважин	177
8.10. Разрушение негабаритных кусков	179
8.11. Общие сведения об организации и обеспечении безопасности взрывных работ.....	182
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	185



*Николай Яковлевич
Репин*

Доктор технических наук, профессор, почетный работник высшего профессионального образования Российской Федерации. Окончил Московский горный институт в 1954 г. После защиты кандидатской диссертации работал с 1958 по 1976 г. в Кемеровском горном (Кузбасском политехническом) институте. С 1971 г. — заведующий кафедрой открытых горных работ.

Н.Я. Репин создал научное направление по решению проблем подготовки горных пород взрывом и внес большой вклад в совершенствование открытой добычи угля в Кузбассе. В 1976 г. создает в Курском политехническом институте кафедру горного дела и организует подготовку горных инженеров для карьеров Курской магнитной аномалии. С 1981 г. и по настоящее время его педагогическая и научная деятельность связана с МГИ—МГГУ. С 1983 по 2004 г. совмещал преподавательскую работу в Московском государственном горном университете с работой в Институте микроэкономики (бывш. ВНИИ комплексных топливно-энергетических проблем при Госплане СССР).

Опубликовал более 180 научных работ, включая монографии, учебники и учебные пособия.

Николай Яковлевич Репин

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *А.Н. Сытдыкова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *И.А. Вершинина*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 30.10.2008. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times». Печать офсетная.
Усл. печ. л. 12,0. Тираж 1000 экз. Заказ 478

«МИР ГОРНОЙ КНИГИ»

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

*Оригинал-макет подготовлен в издательстве
«Горная книга»*

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниеые штампы изготовлены в Первой Образцовой
типографии



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
«Мир горной книги», Издательство МГГУ,
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65



К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»**

можно приобрести:

- ◆ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ◆ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

**119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;**

- ◆ заказать по телефонам: **(495) 236-97-80,
(495) 737-32-65;**
- ◆ заказать по факсам: **(495) 956-90-40,
(495) 737-32-65;**
- ◆ через **e-mail: info@gornaya-kniga.ru**

**Распространение книг осуществляют
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»
и ООО «Горкниготорг»**

**Подробная информация размещена в Интернете
на сайте www.gornaya-kniga.ru**

СТРУКТУРА АССОЦИАЦИИ «МИР ГОРНОЙ КНИГИ»

