



Российская Академия Наук

Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова

**С. Д. ВИКТОРОВ, С. А. ГОНЧАРОВ,
М. А. ИОФИС, В. М. ЗАКАЛИНСКИЙ**

**МЕХАНИКА
СДВИЖЕНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ
ГОРНЫХ ПОРОД**

Москва
2019

УДК 622.23.01

ББК 26.34

М 55

Утверждено к печати Учёным советом
Института проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН

Ответственный редактор:
академик РАН К. Н. ТРУБЕЦКОЙ

С. Д. Викторов, С. А. Гончаров, М. А. Иофис, В. М. Закалинский.
Механика сдвижения и разрушения горных пород. /Отв. ред. акад.
К. Н.Трубецкой; Ин-т проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН. — М.: РАН, 2019. 360 с.

ISBN 978-5-907036-13-0

Монография посвящена изложению результатов исследования одному из направлений в горных науках — «горно-физическому» — заключающемуся в раскрытии причинно-следственных связей и закономерностей на стыке различных наук с целью создания на этой основе предпосылок по коренному совершенствованию техники и технологий в сложных условиях горного производства и рыночной экономики. Издание книги обусловлено необходимостью устранить определённые пробелы в этом направлении, связанными с многолетними аспектами, обусловленными требованиями интенсификации разработки месторождений полезных ископаемых в связи с усложнением горно-геологических и географических условий в зависимости от глубины разработки. Это делает необходимым изыскание новых резервов для существенного повышения эффективности технико-экономических показателей, для чего в книге впервые представлены результаты рассмотрения нового концептуального направления, подход в котором характеризуется постановкой исследований на стыке «геомеханики» и «разрушение горных пород». В рамках их синергетического взаимодействия это позволило использовать аналогии теоретического, экспериментального характера и инструментарий для выявления новых эффектов и их применения при решении конкретных задач горной практики. Изложенный материал позволяет по-новому посмотреть на проблему механизма распределения и управления энергии разрушения горных пород, сообщаемую горному массиву в процессах технологических воздействий.

В книге рассмотрены процессы механики сдвижения горных пород в диапазоне действия от технологических процессов, включая взрывные работы, до естественных землетрясений.

Для специалистов научно-исследовательских и проектных организаций, инженерно-технических работников горной промышленности, а также студентов вузов горного профиля.

ISBN 978-5-907036-13-0

© ИПКОН РАН, 2019

ПРЕДИСЛОВИЕ

Цель горных наук, как известно, заключается в раскрытии закономерностей и причинно-следственных связей технологий и среды, а также создании основ для коренного совершенствования техники, технологии, организации и экономики горного производства на базе фундаментальных наук. Одно из направлений в них — «горнофизическое» — представлено совокупностью таких научных специальностей как горная геомеханика, физика горных пород, физика взрыва, подземная гидрогазодинамика и др. Издание книги обусловлено необходимостью устранить определённый пробел в этом направлении, обусловленный многолетним опытом в одном из его аспектов. Дело в том, что технология систем разработки месторождений полезных ископаемых в сложных, в частности, удароопасных условиях их разработки, базируется на геомеханике и разрушении горных пород, которые в своём научно-практическом аспекте неизменно рассматриваются как самостоятельные и независимые дисциплины. Однако опыт разработки месторождений полезных ископаемых в условиях рыночных отношений последних лет, интенсификации и усложнения условий их разработки, связанной как с глубиной, так и горно-геологическими факторами, указывает на необходимость изыскания новых резервов в части существенного повышения эффективности технико-экономических показателей. В этой связи разработано новое концептуальное направление, суть которого отражена в названии данной книги и характеризуется постановкой исследований на стыке такой науки, как «геомеханика» с ее специальностями «математика и механика», «механика деформируемого твердого тела», относящимся к точным наукам, и «разрушение горных пород». Использование аналогий теоретического и экспериментального характера и соответствующий инструментарий, в рамках направленного взаимодействия различных наук, позволило развить новое научно-технологическое направление с целью выявления новых эффектов для решения конкретных задач горной практики в современных условиях.

Практические задачи оценки состояния горных выработок и сооружений под воздействием широкого диапазона прилагаемых нагрузок и режимов нагружения, включая взрывное воздействие, требуют рассмотрения соответствующего поведения массивов горных пород или реакции как в форме деформирования (упругого, неупругого, пластического, временного), так и в виде разрушения, связанного с потерей сплошности деформируемой среды.

Поэтому исследования, связанные с массивами горных пород, представляющие собой весьма специфические среды и отличающиеся чрезвычайно высокой степенью неоднородности свойств и состояниями слагающих элементов, обуславливают необходимость применения различных моделей с различными условиями и видами воздействий.

В зависимости от необходимой точности решения конкретных задач могут использоваться модели сплошных, блочных или дискретных сред, но при этом любое решение является принципиально приближенным вследствие неадекватности применяемых моделей реальным массивам пород.

Вопросы применения классических моделей сплошных сред изучены достаточно детально и подробно описаны во многих учебниках, статьях и монографиях. Поэтому основное внимание в данной работе уделено методическим подходам использования блочных и слоистых сред с рассмотрением закономерностей процессов разрушения. Поскольку строгих теоретических решений, удовлетворяющих потребностям практики для большинства условий пока нет, в работе предпочтение преимущественно отдается зависимостям и закономерностям, установленным экспериментальным путем.

Три раздела книги, в соответствии с её концептуальной направленностью, объединены общим на основе исследования методологическим подходом механики взаимодействия исходно независимых процессов при разработке месторождений различных полезных ископаемых.

В первом разделе — геомеханике — в технологических процессах со статическим уклоном, рассматриваются методика и результаты измерений, устанавливаются зависимости деформаций от основных, главным образом статического характера влияющих факторов и воздействий, разрабатываются методы расчета параметров деформационных процессов и способы управления этими процессами. Интегральные показатели развития механизма геомеханических процессов включают сдвижение, деформации и разрушение горных пород, земной поверхности, горных выработок и сооружений, что надежно отслеживается современными высокоточными измерениями.

Большой интерес представляет работа «Прогноз горных ударов и землетрясений», выполненная коллективом ученых под руководством доктора технических наук Д. В. Яковлева [55]. В этой работе сделан объективный анализ сходства и различия подходов к изучению этих явлений, прослежена связь горных ударов и землетрясений с технологическими сейсмозрывными воздействиями.

Второй раздел книги посвящен вопросам управления действием взрыва и отражает процессы динамического характера, включает как апробированные на практике методы взрывной отбойки, так и результаты новых исследований при разработке рудных и угольных месторождений. Представлен материал по эволюции практики и научных знаний горного дела, связанный с механизмом разрушения горных пород при дроблении и измельчении в разных условиях, а также обширный экспериментальный материал, связанный с различными аспектами разрушения горных пород взрывом. Предложена методика оценки эффективности взрыва как средства дробления горной породы и дано физико-техническое обоснование ресурсосберегающего способа взрывной отбойки слоистых руд на карьерах. Получены энергетические показатели при дроблении и измельчении горных пород.

Выполненные исследования позволяют впервые подойти к количественной оценке эффективности применения различных способов управления действием взрыва с учетом требований горных технологий.

Третий раздел книги концептуально связывает идейную сторону материалов двух ее предыдущих разделов, излагает аспекты механики синергетического взаимодействия различных процессов горного производства.

В раздел II, III книги вошли некоторые результаты исследований, полученные докт. техн. наук Н. Н. Казаковым, канд. техн. наук А. А. Осокиным, ведущим инженером Р. Я. Мингазовым, а также научным сотрудником Е. В. Красюковой.

Авторы выражают свою искреннюю благодарность Е. В. Красюковой за оказанную помощь в подготовке рукописи и издании книги.

Монография подготовлена под руководством и научном редактировании академика РАН К. Н. Трубецкого.

РАЗДЕЛ I

Механика горных пород

ГЛАВА 1

Состояние и задачи современной науки о механике сдвижения горных пород

1.1. Становление и развитие науки о механике флуктуаций в горных массивах

В процессе формирования горных наук область знаний, связанная с изучением флуктуаций как случайным или принудительным отклонением от естественного состояния какой-либо величины, в данном случае массива горных пород, претерпела ряд изменений и неоднократно переходила из одной группы в другую, в зависимости от решаемых этой наукой на определенном историческом этапе задач и используемых при систематизации признаков. Долгое время задачи, решаемые с помощью положений науки о сдвижении горных пород, относились к области знаний, называемой маркшейдерским искусством. Позже эта область знаний стала называться маркшейдерским делом или сокращенно маркшейдерией. Многие методы, приборы и инструменты, используемые в маркшейдерии, применяются в настоящее время и при изучении сдвижения горных пород. Вместе с тем, при анализе и обобщении полученных результатов все больше используются методы геомеханики. Природа и механизм сдвижения горных пород рассматриваются в тесной связи с напряженно-деформированным состоянием породного массива и происходящими в нем геомеханическими процессами. Поэтому необходимое представление о состоянии и развитии науки о сдвижении горных пород можно получить только при изучении ее истории в должной увязке с историей маркшейдерии и особенно геомеханики.

Становление геомеханики как науки началось с формирования и развития механики горных пород, которая входит в физику горных пород и процессов в качестве ее части. Механике горных пород, в отличие от классической механики, свойственны специфические методы и области применения, связанные с особенностями горных пород как объекта изучения [1].

При систематизации горных наук по признаку решаемых задач геомеханика подразделялась на управление горным давлением в целях безопасного и рационального извлечения полезного ископаемого и учет и оценку нарушений начального состояния объектов, расположенных выше горных работ как в массиве, так и на земной поверхности. Сокращенно эти проблемы ста-

ли называться «горным давлением» и «сдвижением горных пород». По методам изучения геомеханических процессов геомеханика подразделяется на аналитическую и эмпирическую. На рубеже XIX и XX веков стали формироваться представления и высказываться гипотезы о горном давлении. Им предшествовали начатые во второй половине XIX века инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и оседанием дневной поверхности. Исходя из наблюдений за деформациями горных пород, раскрытием трещин и разрывами, горные инженеры Европейских стран и США во второй половине XIX в. стали приходить к выводу о существовании «собственных напряжений» в горных массивах. В России вопросы, относящиеся к геомеханике, впервые были поставлены на страницах «Горного журнала», основанного в 1825 г. В нем периодически публикуются материалы различных авторов, анализирующих методы подземной разработки угольных и рудных месторождений с позиций механики горных пород. В 1903 г. проф. Б. И. Бокий выступает со статьей, в которой вопросы обрушения пород над выработанным пространством рассматриваются в тесной взаимосвязи с применяемыми системами разработки [2].

На последующих этапах развития геомеханики создаются гипотезы о физической сущности, механизме процессов, развивающихся в массиве пород при проведении горных выработок. Наиболее разработанной из них явилась гипотеза проф. М. М. Протодяконова, опубликованная в 1907 г. [3]. Эта гипотеза о своде давления легла в основу теории горного давления. Исходя из свода давления и обобщения данных по обрушениям в горных выработках, он вывел формулу для расчета давления пород на крепь и ввел понятие коэффициента крепости пород.

В начале XX в. при строительстве Амстегского туннеля (Швейцария) впервые были проведены опытные работы по определению деформационных свойств скальных пород методом напорной камеры. По результатам наблюдений в процессе повышения давления воды в камере были получены зависимости деформаций от нагрузки и определен модуль упругости породы в массиве.

В 1925–1926 гг. А. Н. Динник [4] предложил использовать теорию упругости для описания напряженно-деформированного состояния горных массивов и сформулировал решение задачи теории упругости для тяжелого полупространства в предположении равенства нулю горизонтальных деформаций. Отсюда появилось понятие исходного бокового давления, отличного от нуля, а отношение этого давления к вертикальному горному давлению получило название коэффициента исходного бокового давления. В то же время, т. е. в 1926 г., немецкий ученый Шмидт опубликовал работу, в которой связал исходные напряжения по Гейму с представлениями об упругих свойствах скальных пород.

Таким образом, в 1920–1930-х годах прошлого столетия впервые при решении проблем горного давления стали использоваться исходные понятия об упругих средах, закон Гука и уравнения равновесия. При этом заметим, что к этому времени уже была разработана теория упругости, которая на-

ряду с сопротивлением материалов широко использовалась в мостостроении, машиностроении и других отраслях науки и техники.

В этот период А. Н. Динник совместно с Г. Н. Савиным и А. Б. Моргаевским [5] успешно развивают идею использования в горном деле методов решения задач теории упругости. Они впервые детально описали распределение напряжений вокруг горизонтальных выработок круглого, эллиптического и прямоугольного сечений в скальных породах. В те же годы чилийский геолог Р. Феннер [6], как и А. Н. Динник, предложил считать горный массив линейно-упругим вне приконтурной зоны горной выработки. Ограничиваясь описанием напряженного состояния горных пород вокруг выработки круглого сечения, он выделяет зону пониженных напряжений с существенным смещением горных пород в выработку (зона Тромпетера), зону повышенных напряжений с разрывами породы и остальную часть массива, в котором с удалением от выработки, ее влияние на напряженное состояние горных пород затухает. Р. Феннер обратил внимание на необходимость учета пластичности горных пород, неоднородности, слоистости, рельефа местности при изучении напряжений и смещений. В то же время Д. В. Филлинс экспериментально показал, что горные породы в зависимости от условий нагружения могут проявлять свойства ползучести, релаксации напряжений, пластичности.

В середине 1930-х годов профессор Д. С. Ростовцев [7] первым выдвинул гипотезу горного давления в очистных выработках, которая была положена в основу управления кровлей в лавах (Донбасс). Суть ее в том, что когда подработанная на больших площадях кровля зависает, в краевых частях возникает опасная концентрация напряжений и может произойти обрушение основной кровли (вторичная осадка). При достаточно мощной непосредственной кровле и подбучивании ее вторичная осадка не оказывает существенного влияния на призабойную крепь. В 1930-е же годы академик Л. Д. Шевяков [8] предложил метод расчета целиков при камерно-столбовой системе разработки. Суть метода состоит в том, что на каждый целик давит вес столба пород до поверхности. Площадь сечения этого столба равна сумме площади самого целика и половины площади потолочин камер, примыкающих к целику. Такой подход к расчету целиков был достаточно обоснован Г. Н. Кузнецовым и М. А. Слободовым применительно к пластовым месторождениям соли путем измерений напряжений методом разгрузки, который был предложен Д. Д. Головачевым [10] в 1935 г. для исследования строительных конструкций.

В конце 1930-х годов С. Г. Авершин [11] предложил способ расчета сдвига земной поверхности на основе результатов натурных измерений. Отметим, что наряду с началом развития натурных инструментальных наблюдений, связанных с горным давлением и сдвижением горных пород, а также началом развития теории горного давления с использованием методов-теорий упругости и сопротивления материалов, были широко развернуты лабораторные исследования деформационно-прочностных свойств горных пород с учетом основного минералогического состава, степени метаморфизма, трещиноватости, влажности, выветриваемости.

В 1940-е годы получили широкое развитие натурные наблюдения за сдвижением горных пород при разработке пологих, наклонных и крутопадающих пластов. В 1948г. были начаты исследования горного давления на моделях из эквивалентных материалов. Основные положения метода моделирования были разработаны Г. Н. Кузнецовым [12]. Позднее им была выдвинута гипотеза шарнирно-блочного механизма оседания основной кровли очистных выработок. В этот же период для измерения деформаций и напряжений в натуральных условиях стали использоваться тензометрические датчики, в частности при измерении деформаций на торце обуриваемого керна, динамометры, струнные датчики. Были разработаны первые геофоны для сейсмоакустической оценки нагруженного состояния горных пород.

Исходя из гипотезы консольных балок профессор В. Д. Слесарев [13] предложил ряд формул для расчета предельных пролетов кровли на трех стадиях ее обнажения и формулы расчета давления на крепь очистного забоя. На первой стадии предельного пролета используется изгиб балки с «внецентренным» сжатием, свободно опертой или защемленной по концам, на второй стадии предельный пролет определяется максимумом прогиба балки без разрыва в нижней части, третье предельное состояние — трещина разрыва прорастает на всю толщину балки.

В отличие от гипотез Г. Н. Кузнецова и В. Д. Слесарева профессор П. М. Цимбаревич [14] сформулировал гипотезу сдвига блоков или гипотезу сдвига призм обрушения слабых пород для очистных выработок на сравнительно небольшой глубине.

За рубежом в 1947–1951гг. бельгийский ученый А. Лабасс [15], следуя Р. Феннеру, сформулировал применительно к очистным выработкам свою гипотезу «предельного растрескивания». Согласно этой гипотезе непосредственная и частично основная кровля при переходе из зоны опорного давления в зону разгрузки по мере перемещения забоя подвергается интенсивному растрескиванию, что связано с большой разницей между главными напряжениями. Он предлагает использовать для поддержания кровли податливую крепь, но с весьма высоким сопротивлением, чтобы уменьшить расслоение непосредственной кровли. Голландский профессор Ф. К. Итерсон считает, что в забоях лавы происходит пластическое выдавливание горных пород из зоны опорного давления.

К этому времени относится основополагающая работа В. В. Соколовского «Плоское предельное равновесие горных пород». Эта и последующие работы В. В. Соколовского по механике сыпучих сред и теории пластичности [16] сыграли весьма большую роль при решении проблем устойчивости бортов и уступов. Используя эти работы, Г. Л. Фисенко в 50–70-х годах предложил ряд расчетных методов, которые стали широко использоваться при открытой разработке месторождений [17].

Значительное влияние на развитие аналитических методов в геомеханике применительно к горным проблемам оказали работы Д. И. Шермана [18], С. Г. Михлина [19], С. Г. Лехницкого [20]. Схематизируя горные выработки эллиптическими и щелевыми вырезами, они дают точные решения постав-

ленных задач, что позволяет провести детальный анализ полей напряжений в идеализированной постановке задачи. Д. И. Шерман разработал метод расчета напряжений около двух сближенных эллиптических выработок большой протяженности на достаточно большой глубине.

И. В. Родин [21] и Г. Н. Савин [22] положили начало использованию аналитических методов в решении задач о взаимодействии крепи с породами горной выработки кругового сечения. Крепь рассматривается как упругое кольцо, вставленное в круговой вырез. Из решения этой контактной задачи Г. Н. Савин получает расчетные формулы давления на крепь. Позднее этот вопрос с учетом упруго-пластических деформаций применительно к вертикальному стволу с крепью рассмотрел профессор Ф. А. Белаенко [23]. В дальнейшем развитие этих методов с широким использованием в горной практике связано со многими учеными и в первую очередь с Н. С. Булычевым и Н. Н. Фотиевой [24].

На всех этапах своего развития геомеханика и маркшейдерия получали мощные импульсы со стороны органов, контролирующих состояние безопасности горных работ и жизнедеятельности населения.

Подобного рода проблемы возникли еще в средние века, когда при добыче полезных ископаемых приходилось определять устойчивость пространств, образующихся в результате их извлечения из недр, и вести горные работы с учетом близости ранее выработанных участков и горизонтов, под зданиями, сооружениями и водоемами, вблизи шахтных стволов и шурфов и т. д. Вначале много решалось на основе передаваемого из поколения в поколение практического опыта рудокопов, предполагающего главным образом визуальные наблюдения за поведением горных пород и развитую интуицию.

Однако со временем это стало недостаточным.

В середине XIX века (30-е годы) в Бельгии и Франции возникла острая полемика между горной инспекцией и рудничными инженерами после того, как во многих домах в районе горных работ в пригороде Льежа появились громадные трещины. Позднее, в 50-х годах того же столетия, подобная угрожающая ситуация сложилась и в некоторых горно-промышленных городах Германии. Для предотвращения конфликтов правительства разных стран были вынуждены издавать постановления, регламентирующие процессы извлечения полезных ископаемых из недр.

В нашей стране изучение сдвижения горных пород на плановой основе, как важный элемент управления горными работами, началось практически только в 30-е годы двадцатого столетия. Первые систематические инструментальные наблюдения организовал профессор И. М. Бахурин в 1929 г. Для проведения и анализа этих наблюдений были созданы два отряда, которые объединились в 1932 г. в Центральное научно-исследовательское маркшейдерское бюро (ЦНИМБ), преобразованное позже (в послевоенные годы) во Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ). Наблюдения вели на единой методической основе и с каждым годом их совершенствовались и расширялись. В насто-

ящее время они проводятся почти во всех угольных и горнорудных бассейнах страны. По масштабам и полноте исследований, а также по ценности получаемых результатов наша страна занимает в этой области одно из первых мест в мире.

В 1939 г. Государственной главной горно-технической инспекцией были утверждены «Правила охраны сооружений от вредного влияния подземных горных разработок в Донецком и Подмосковном угольных бассейнах», составленные полностью на основе непосредственных наблюдений. В этих Правилах все сооружения и природные-объекты по степени их значения и характеру последствий, вызываемых их деформацией, разделяются на три категории охраны в Донецком бассейне и две категории — в Подмосковном. Углы сдвижения в Донбассе задаются в зависимости от угла падения пластов. В Подмосковном бассейне — в зависимости от категории охраны объектов.

В 1949 г. выпущены «Изменения и дополнения» к Правилам, в которых нашли отражение результаты исследований по определению допустимых деформаций для основных видов существовавших тогда зданий и сооружений.

В 1960 г. разработаны и изданы новые «Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок в Донецком угольном бассейне», при составлении которых использован весь материал, накопленный в то время исследовательскими работами ВНИМИ, и богатейший производственный опыт выемки угля под различными сооружениями, а также учтен опыт практического использования ранее действовавших Правил. Согласно этим Правилам, меры охраны сооружений и природных объектов принимают в зависимости от категории их охраны, конструктивных особенностей, протяженности, высоты, характера эксплуатации объектов, глубины, мощности и угла падения пласта. При этом все сооружения и объекты делят на семь категорий охраны и для каждой из них устанавливается своя безопасная глубина. Под безопасной глубиной понимается такая глубина, при которой и ниже горные разработки не могут вызвать в подрабатываемых объектах разрушительных деформаций, влекущих за собой прекращение эксплуатации, опасность для жизни работающих и живущих в охраняемых зданиях и сооружениях. Безопасную глубину H_6 проведения очистных работ в одном пласте определяют умножением коэффициента безопасности K_6 на вынимаемую мощность пласта m , измеряемую по нормали $H_6 = K_6 \cdot m$.

Аналогичные нормативные документы были составлены в этот период и для других бассейнов и месторождений. В этих документах безопасную глубину разработки устанавливали только для одного пласта. Вопрос определения условий ведения горных работ под сооружениями и природными объектами в свите пластов оставался в то время нерешенным. Поэтому основное внимание при проведении дальнейших исследований уделялось изучению влияния на подрабатываемые территории горных работ в свите пластов. С целью установления закономерностей накопления (суммирования)

деформаций при отработке нескольких пластов во всех угольных бассейнах страны по специальной методике были заложены долговременные наблюдательные станции и проведены высокоточные инструментальные наблюдения. На основании результатов этих наблюдений была разработана методика расчета деформаций земной поверхности, по ней изучали взаимосвязь деформаций грунта с подрабатываемыми объектами и устанавливали значения допустимых деформаций для различных категорий сооружений.

На основании проведенных исследований впервые в мире были составлены бассейновые Правила охраны сооружений, основанные не на эмпирических зависимостях, а на строгих инженерных методах расчета.

В течение 10 лет (1969–1979гг.) интенсивную отработку запасов под застройными территориями и природными объектами проводили по нормам новых Правил, построенных на современных прогрессивных принципах. Особенно большой опыт подработки различных объектов накоплен в Донецком бассейне, где за это время извлечено под зданиями, сооружениями и водоемами около 500 млн т угля и изучено влияние горных работ на нескольких десятках тысяч объектов. Такая широкая апробация в промышленных условиях новых технических решений была проведена впервые в мире.

Накопленный опыт показал, что нормы, способы и принципы, заложенные в бассейновых Правилах, полностью себя оправдали, их можно использовать при составлении Правил, единых для всех бассейнов. Обобщение результатов исследований позволило составить такие Правила и в декабре 1979 г. утвердить их в Минуглепроме СССР и в Госгортехнадзоре СССР [25].

В мировой практике нет подобного нормативного документа, охватывающего столь широкий диапазон горно-геологических и горнотехнических условий разработок пластов.

1.2. Основные задачи современной науки о механике движения горных пород

Наиболее сложной и ответственной является задача управления сдвижением горных пород, т. е. приведение во взаимное соответствие технологических параметров освоения недр и геомеханического состояния толщи горных пород, при котором обеспечивается максимальная эффективность и безопасность подземных работ, минимальное воздействие на окружающую среду, сохранность и нормальная эксплуатация объектов, попадающих в зону влияния горных работ. Обычно это осуществляется с помощью горных мер, приведенных в действующих нормативных документах по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок. Однако в этих документах не всегда достаточно четко оговариваются условия применения этих мер. Так, применение гармонической отработки пластов, основанной на взаимной компенсации деформаций разных знаков, дающей положительный эффект при подработке сооружений на

земной поверхности, может привести к аварийной ситуации при ведении горных работ под водными объектами, особенно под затопленными шахтами и подземными водоносными горизонтами, поскольку знакопеременные деформации слоев горных пород могут привести к образованию в породном массиве сквозных водопроводящих трещин.

Другой важной задачей является обоснование и составление методики проведения мониторинга за развитием деформационных процессов, при помощи которого получают оперативную информацию о характере и параметрах развития этих процессов, позволяющую своевременно принимать необходимые профилактические и защитные меры [26].

Полученные данные должны использоваться также для решения следующих задач:

- установления правомерности применения для рассматриваемых условий принятой при составлении прогноза ожидаемых последствий модели деформирования породного массива;
- определения степени достоверности и представительности используемых при проектировании физико-механических характеристик горных пород и, при необходимости, уточнения их;
- установления закономерностей процесса сдвижения горных пород и зависимостей его параметров от основных влияющих факторов;
- оценки абсолютных и относительных величин деформаций и сравнения их с расчетными и допустимыми;
- выявления причин возникновения и степени опасности деформаций для нормальной эксплуатации объектов;
- выбора методов расчета и определения допустимых и предельных величин деформаций для различных типов зданий, сооружений и коммуникаций;
- установления эффективности применяемых профилактических и защитных мер.

Результаты измерений могут быть использованы также при решении спорных вопросов, связанных с определением причин деформирования объектов и степени влияния на них горных работ, что особенно важно при современных рыночных формах хозяйствования.

Весьма сложной и ответственной является задача установления закономерностей сдвижения горных пород при комбинированной (открыто-подземной) разработке месторождений полезных ископаемых. Эта задача с каждым годом обостряется, поскольку все больше появляется месторождений, на которых возможности отработки запасов открытым способом исчерпаны, и дальнейшая добыча полезных ископаемых возможна только подземным способом. Для решения этой задачи в конкретных условиях необходимо выполнить на объекте следующие работы:

- провести комплексное изучение инженерно-геологического и горнотехнического состояния пород на участке влияния первичной (открытой) разработки, поскольку первоначальные состояния и свойства массива

- горных пород существенно изменяются после первичной разработки к моменту повторных горных работ;
- изучить особенности сдвижения и деформаций пород и земной поверхности и разработать методы прогнозирования области влияния горных выработок;
 - определить размеры предохранительного целика (естественного или искусственного) между карьером и подземными горными работами;
 - установить наиболее рациональный порядок ведения подземных горных работ и схемы развития карьера;
 - изучить напряженное состояние и особенности развития деформаций подработанных бортов карьеров;
 - выбрать способы погашения подземных пустот для обеспечения безопасности открытых и подземных горных работ;
 - произвести расчет необходимой прочности закладки и полноты заполнения выработанного пространства;
 - изучить гидрогеомеханические условия, поскольку водопонижение, вызываемое подземными выработками, может различно сказываться на устойчивости и деформируемости верхних комплексов пород.

ГЛАВА 2

Сдвигение горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений полезных ископаемых

При разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом в задачу геомеханики входит решение вопросов управления давлением и сдвижением горных пород, взаимодействия массива горных пород с крепями и обделкой горных выработок, охраны зданий и сооружений, попадающих в зону влияния горных работ, устойчивости целиков и выработанных пространств, предотвращения катастрофических прорывов воды в горные выработки, борьбы с динамическими проявлениями горного давления — горными ударами, внезапными выбросами. Значительная часть этих вопросов решается на основании закономерностей и параметров сдвижения горных пород, установленных в различных горно-геологических условиях разработки месторождений полезных ископаемых. Наиболее полно изучены процессы сдвижения горных пород и земной поверхности при разработке месторождений со слоистым строением толщи пород. Благодаря многочисленности таких месторождений, относительной простоты их залегания и высокой степени изученности, для них удалось разработать достаточно надежные инженерные методы расчета деформаций горных пород и земной поверхности. Для прогноза деформаций на остальных месторождениях в большинстве случаев пользуются приближенными эмпирическими зависимостями. Чаще всего при разработке таких месторождений ограничиваются определением зон влияния горных работ на земную поверхность и подземные выработки, что необходимо для построения предохранительных, барьерных и других целиков.

Такое положение объясняется также применяемыми системами разработки рудных месторождений. Так, при достаточно распространенной камерно-столбовой системе разработки оседания земной поверхности при устойчивых целиках не превышают обычно 20–30 мм, т. е. не достигают величин, представляющих опасность для подрабатываемых объектов. И наоборот, при разрушении целиков на земной поверхности образуются провалы, вызывающие разрушение любых подрабатываемых объектов. Поэтому расчет деформаций земной поверхности не имеет практического смысла ни в первом, ни во втором случае. Отсюда задачи по охране объектов, расположенных на земной поверхности, от вредного влияния горных работ в этих условиях сводятся к определению вероятности образования провалов и их местоположения. Пути решения таких задач рассмотрены ниже. Там же приведены предложения отдельных ученых по прогнозу сдвижений земной поверхности в аномальных условиях развития деформационных процессов. Однако основное внимание в настоящем разделе уделено рас-

смотрению вопросов сдвижения горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений в условиях типового развития деформационных процессов, охватывающих более 80% встречающихся на практике случаев.

2.1. Общие сведения о механизме процесса сдвижения горных пород и земной поверхности

Проведение взрывными методами выработок в угольных пластах, рудных залежах и других полезных ископаемых при различных системах разработки нарушает равновесие горных пород, в результате чего последние деформируются и сдвигаются. Обычно сдвижение пород достигает земной поверхности, и она также претерпевает деформации.

Сдвижение горных пород может происходить и под влиянием тектонических процессов, выщелачивания, водопонижения, изменения механических свойств пород (при увлажнении или же обезвоживании) и других причин.

Таким образом, под сдвижением горных пород и земной поверхности понимают их перемещение и деформирование в результате нарушения равновесия пород под влиянием горных разработок или различных естественных (природных) процессов.

При разработке месторождений слоистого строения сдвижение пород начинается обычно с прогиба кровли выработок, пройденных по пласту или залежи полезного ископаемого. По мере увеличения площади выработанного пространства прогиб пород растет, в сдвижение вовлекается все большее число слоев, происходит сдвиг пород по плоскостям напластования, в толще появляются секущие трещины и трещины расслоения, при этом слои непосредственной кровли разбиваются обычно на отдельные блоки и обрушаются.

Под влиянием горных работ в движение приходят также породы почвы, испытывающие поднятие. Поднятие почвы и выдавливание ее в сторону выработанного пространства объясняется снятием с нее нагрузки от вышележащих пород и перераспределением горного давления.

В процессе сдвижения происходит изменение объема пород: в зоне повышенного (опорного) давления породы уплотняются, а в зоне обрушения разрыхляются. Разрыхленная порода, увеличиваясь в объеме, заполняет выработанное пространство и создает подпор вышележащим слоям.

Инструментальные наблюдения за сдвижением толщи горных пород и земной поверхности показывают, что изменение напряженного состояния и сдвижение породного массива, вызываемые подземными горными работами, распространяются на значительные расстояния, нередко в несколько раз превышающие размеры выработок.

Часть породного массива, подвергшуюся сдвижению под влиянием горных разработок, принято называть областью сдвижения горных пород, а соответствующую часть земной поверхности — мульдой сдвижения (рис. 1.3).

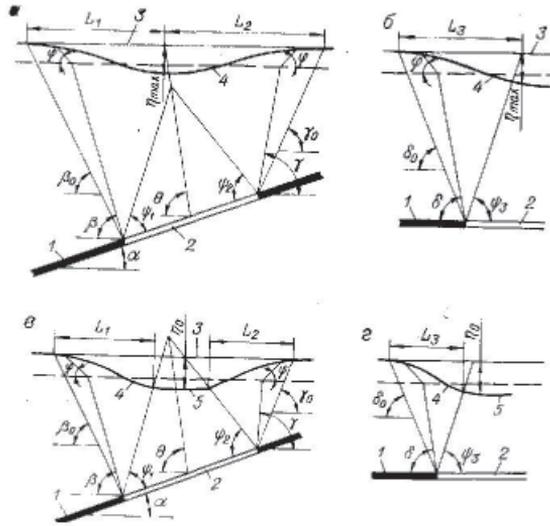


Рис. 1.3 Главные сечения мульды сдвижения вкрест простирания (а, в) и по простиранию (б, г) при неполной (а, б) и полной подработке (в, г). 1 — полезное ископаемое; 2 — выработанное пространство; 3 — земная поверхность до подработки; 4 — мульда сдвижения; 5 — участок с «плоским дном».

Вертикальные сечения мульды по простиранию и вкрест простирания пласта, проходящие через точки с максимальным оседанием земной поверхности, называют главными сечениями мульды сдвижения.

Границы мульды сдвижения определяются граничными углами. Это внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды горизонтальной линией и линиями, соединяющими границы выработанного пространства с граничными точками сдвижения (в качестве которых принимают обычно точки, получившие оседания 10-15мм или наклоны и горизонтальные деформации $0,5 \times 10^{-3}$). Различают граничные углы по простиранию δ_0 , по падению β_0 и по восстанию γ_0 пласта или залежи.

Углы, образованные с горизонтом линиями, соединяющими границы горных работ и внешние границы зоны опасных деформаций, носят название углов сдвижения. Определяют их так же, как и граничные углы (на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения). Различают углы сдвижения в коренных породах и наносах.

При определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины разработки в мульде сдвижения образуется плоское дно, т. е. участок с максимально возможными оседаниями при данной мощности и угле падения пласта (залежи). На этом участке сдвижения носят в основном равномерный характер. Условия, при которых в мульде сдвижения образуется плоское дно, принято называть полной подработкой земной поверхности.

Границы плоского дна определяются углами полных сдвижений ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 . При неполной подработке положение точки, имеющей максимальное оседание, определяется углом максимального оседания Θ .

Сдвигения точек земной поверхности, возникающие под влиянием горных разработок, могут иметь разные значения и направления. Принято вертикальную составляющую вектора перемещения точки поверхности называть оседанием и обозначать η . Соответственно горизонтальные составляющие называют горизонтальными сдвигениями и обозначают ξ (в направлении вкрест простирания) и ζ (по направлению простирания).

В условиях неполной подработке максимальное оседание наблюдается, строго говоря, в одной точке мульды сдвижения и обозначается η_{\max} , а при полной подработке значения максимальных оседаний характерны для множества точек плоского дна, они обозначаются η_0 .

В мульде сдвижения выделяют зону опасных деформаций, за пределами которой деформации не превышают следующих критических значений: наклоны мульды сдвижения $i = 410\text{-}3$, кривизна $K_r = 2 \times 10\text{-}4 \text{ м}^{-1}$; горизонтальные деформации $\epsilon = 2 \times 10\text{-}3$.

В зависимости от условий разработки деформации горных пород и земной поверхности носят плавный или же сосредоточенный характер. Концентрация деформаций на отдельных участках вызывает образование в толще пород и на земной поверхности трещин и уступов, оказывающих крайне неблагоприятное влияние на обрабатываемые объекты. Иногда на земной поверхности образуются провалы. В условиях горизонтального и пологого залегания пластов трещины, уступы и провалы возникают при отработке мощных залежей полезного ископаемого на небольших глубинах. Провалы появляются и на выходах под наносы крутопадающих пластов средней мощности.

При разработке свит пластов наклонного, и особенно крутого, падения трещины и уступы могут образоваться практически при любой известной глубине разработки. Так, на шахте «Кочегарка» (Донбасс) уступы на земной поверхности наблюдались при глубине разработки около 900 м.

Образуются уступы преимущественно в зоне растяжения (в полумульде по падению пластов $L1$) и бывают двух видов (рис. 1.4): прямые (обращенные в сторону выхода пласта) и обратные (обращенные в противоположную сторону). Прямые уступы образуются в условиях крутого падения, когда слои крепких пород висят или сдвигаются меньше, чем слои слабых пород. При этом обычно появляются трещины значительной ширины. Обратные уступы образуются под действием касательных напряжений, возникающих по плоскостям напластования при изгибе слоев. Как правило, сдвиг происходит по прослойкам, имеющим значительно меньший коэффициент трения, чем остальные коренные породы. При обратных уступах в большинстве случаев трещины наблюдаются не в коренных породах, а в наносах.

Для месторождений с неслоистым залеганием пород методы расчета сдвижений и деформаций, отвечающие в должной мере потребностям практики, пока еще не разработаны. Это объясняется прежде всего тем, что на-

пряженное состояние на большинстве таких месторождений сугубо индивидуально и на современном этапе пока не изучены условия и закономерности его формирования. Поэтому данные о параметрах геомеханических процессов при разработке таких месторождений получают обычно путем непосредственных измерений, т. е. эмпирическим методом. Поскольку наиболее существенное влияние на сдвигение массива горных пород в этих условиях оказывает тектоническое поле напряжений, то и процесс сдвигения на каждом месторождении также имеет индивидуальный характер. В практике горного дела ограничиваются, как правило, определением угловых параметров, необходимых для построения предохранительных целиков. При этом характерно, что при одних и тех же размерах и формах выработанного пространства, крепости и структуре пород и других влияющих факторах, определяющих обычно значения этих параметров, граничные углы, углы сдвигения и углы разрывов на разных месторождениях могут существенно отличаться. Так проф. А. Д. Сашурин приводит примеры неестественного выполаживания граничных углов и углов сдвигения на Северопесчанском железорудном месторождении, на рудных месторождениях Урала, Кривого Рога и Горной Шории.

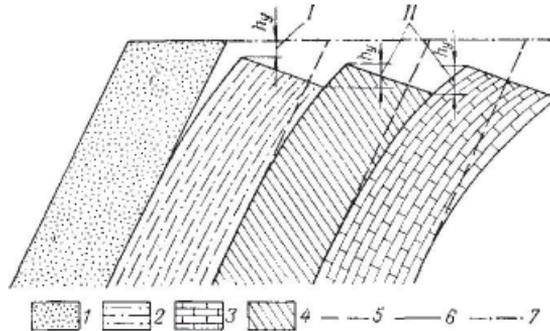


Рис. 1.4 Виды уступов на земной поверхности, образующихся при разработке крутопадающих пластов. I — прямой уступ; II — обратные уступы. 1 — песчаник; 2 — песчаный сланец; 3 — известняк; 4 — глинистый сланец; 5 — слои горных пород до деформирования; 6 — слои горных пород после деформирования; 7 — земная поверхность до деформирования.

Детальные исследования изменения напряженно-деформированного состояния налегающей породной толщи с точки зрения общей схемы сдвигения горных пород при камерно-столбовой системе разработки, вызванного разрушением междукамерных целиков (МКЦ), проведены проф. В. И. Борщом-Компоницем и проф. А. Б. Макаровым [8]. Они показали, что после разрушения МКЦ и обрушения горных пород в пределах свода вышележащая толща сохраняет устойчивость за счет сил собственного сопротивления. Образуется арочная конструкция, замком свода которой является зона

концентрации минимальных субгоризонтальных составляющих напряжений, расположенная над областью обрушения, а пятами свода — МКЦ, прилегающие к зоне разрушения. Таким образом, выход из строя несущих элементов системы разработки, способных предотвратить или свести к минимуму вертикальные перемещения налегающей толщи пород, приводит к формированию в ней новой несущей конструкции — свода, устойчивость которого обеспечивается вследствие самозаклинивания в замке. Для осуществления самозаклинивания свода породы налегающей толщи должны переместиться в направлении центра тяжести ослабленной зоны и опереться на устойчивые МКЦ, под действием нагрузки на которые массив горных пород в пятах свода сдвигается от центра тяжести ослабленной зоны. Смещения, достаточные для самозаклинивания свода, составляют миллиметры. Таким образом, возникновение зона аномальных по направлению горизонтальных перемещений над устойчивыми МКЦ представляет собой проявление арочного эффекта в пятах свода.

Проявление арочного эффекта заключается и в возникновении крутящего момента в толще горных пород, расположенной между зонами концентрации минимальных главных напряжений над областью обрушения и над устойчивыми МКЦ, обладающими противоположными направлениями перемещений. Под воздействием крутящего момента в этой промежуточной зоне происходит приподнятие слоев горных пород, уравнивающее зависание и самозаклинивание толщи в замке свода. Аналогом данного процесса являются противоположные перемещения плечей рычага с центральной точкой опоры. Уравнивающее приподнятое расположенной между двумя зонами концентраций напряжений в толще пород накладывается на общее оседание налегающей толщи, обусловленное приростом продольных деформаций МКЦ, находящихся в устойчивом состоянии вследствие перераспределившегося на них опорного давления. Нейтральной линией (аналогом точки опоры рычага), разделяющей зоны противоположного по направлению проявления арочного эффекта, является линия, огибающая зону разгрузки максимальных главных напряжений над ослабленным участком. Суперпозиция оседания и приподнятия горных пород в промежуточной области обуславливает аномальное изменение вертикальных перемещений. Если глубина горных работ не превышает пролета выработанного пространства, а жесткость МКЦ достаточно велика, то суммарные вертикальные перемещения в промежуточной толще могут изменить свой знак на противоположный, что означает поднятие. Как правило, эффект поднятия наблюдается на поверхности в краевых частях мульды сдвига при переходе за жесткие опоры типа барьерных целиков или кромки залежи.

Анализируя устойчивость арочной конструкции в виде свода обрушения, можно отметить, что ее состояние после обрушения горных пород в пределах свода зависит от сохранности замка и пят свода. Для обеспечения устойчивости пят свода необходим достаточный резерв прочности МКЦ, а устойчивость замка свода определяется структурной нарушенностью массива горных пород, поэтому в зоне заклинивания свода не должно

быть крупных тектонических нарушений или ранее отработанных рудных залежей. В противном случае самозаклинивание свода не происходит, и обрушение развивается на большую мощность.

Большое значение при выборе мер охраны подрабатываемых объектов имеет характер развития процесса сдвижения во времени. Период, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в состоянии сдвижения, принято называть общей продолжительностью процесса сдвижения. Она делится на три стадии: начальную, интенсивную и затухания.

Начальная стадия занимает около 30 % общей продолжительности процесса сдвижения. Оседание земной поверхности за этот период достигает $0,15 \eta_{\max}$.

Интенсивная стадия начинается при подходе забоя непосредственно под рассматриваемую точку. Она занимает около 40 % общей продолжительности процесса сдвижения. За этот период земная поверхность оседает до $0,7 \eta_{\max}$.

Стадия затухания охватывает период, равный примерно 30 % общей продолжительности процесса сдвижения. Заканчивается эта стадия, как правило, при отходе забоя от рассматриваемой точки на расстояние $(1,2-1,4) H$, где H — глубина выработки от поверхности.

Из общей продолжительности процесса сдвижения обычно выделяют период опасных деформаций, т. е. период, в течение которого наиболее вероятно появление повреждений в подрабатываемых объектах. Нередко его связывают со скоростью оседаний земной поверхности. Так, в ряде нормативных документов под периодом опасных деформаций понимают промежуток времени, в течение которого земная поверхность оседает со скоростью не менее 50 мм в месяц при пологом и наклонном залегании пластов или рудных тел и не менее 30 мм в месяц в условиях крутого залегания. При такой формулировке понятие «период опасных деформаций» является несколько условным, поскольку оно не увязано с конструктивными и эксплуатационными особенностями подрабатываемых объектов. Тем не менее, замечено, что во многих сооружениях существенные деформации появляются именно в этот промежуток времени. Поэтому, несмотря на условность такого понятия в указанной формулировке, оно получило широкое распространение.

2.2. Область и зоны сдвижения горных пород над и под очистными выработками

Под влиянием горных работ в слоистом массиве горных пород образуется несколько зон, отличающихся по характеру и степени деформирования пород. Количество этих зон зависит от горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения, сложности решаемых задач, степени изученности деформационных процессов и других факторов. Чем

сложнее задачи и выше степень изученности деформационных процессов, тем детальнее составляются схемы сдвижения и на большее число зон разбивается деформированный массив. Современное состояние изученности вопроса позволяет выделить в деформирующемся массиве три области и 16 зон (в условиях крутых пластов 17 зон), отличающихся особенностями, свойственными только для этих зон (рис. 1.5).

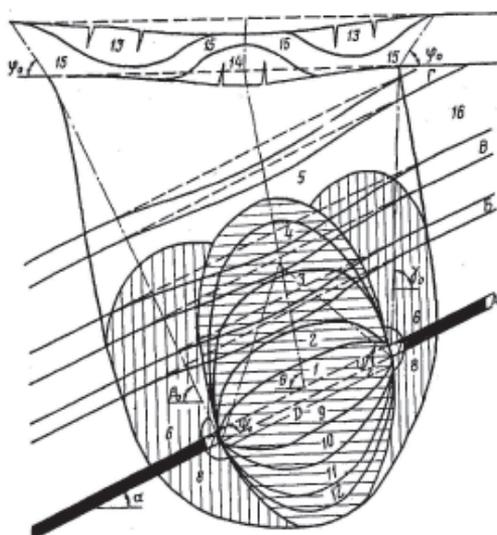


Рис. 1.5 Схема сдвижения горных пород при разработке пластов

A — разрабатываемый пласт; *Б-Г* — подрабатываемые пласты. Области: *I* — повышенного горного давления; *II* — разгрузки. Зоны деформирования: *1* — обрушения; *2* и *9* — разломов; *3* и *10* — активных трещин; *4* и *11* — локальных трещин; *5* и *12* — плавных деформаций; *6* и *8* — опорного давления; *7* — предельно напряженного состояния; *13-15* — разнонаправленных деформаций приповерхностных слоев; *16* — сползания слоев

Первая область — область разгрузки характеризуется пониженными, по сравнению с нетронутым массивом, нормальными напряжениями, действующими перпендикулярно напластованию. Она располагается над и под выработанным пространством (на рисунке область разгрузки заштрихована горизонтальными

линиями) и имеет в сечении форму двух полуэллипсов общая ось которых равна ширине очистной выработки *D*. Величины полуосей, характеризующих полуэллипсы в подработанной и надработанной частях массива, определяются размерами очистной выработки, углом падения и вынимаемой мощностью пласта, глубиной разработки и способом управления горным давлением, литологическим строением и механическими свойствами горных пород. В условиях разработки тонких и средней мощности пологих

пластов величина полуоси в подработанной толще колеблется обычно в пределах от $0,7D$ до $1,2D$ но редко превышает 250 м, а в надработанной толще она составляет примерно 30–40 % от величины полуоси в подработанной толще. С увеличением угла падения пород, величина полуоси в подработанной толще уменьшается, а в надработанной увеличивается. При угле падения 90° полуэллипсы в подработанной и надработанной толщах становятся одинаковыми. Горные породы в зоне разгрузки расширяются и смещаются в стороны выработанного пространства. По мере удаления от этого пространства степень расширения пород уменьшается. Расширение пород происходит как за счет упругого восстановления, так и за счёт расслоения пород с образованием полостей зависания. При подработке явление расслоения и зависания пород играет важную роль в общем процессе разуплотнения массива и поэтому весь процесс имеет явно выраженный дискретный характер. Наибольшая неравномерность деформаций наблюдается на контактах слоев разной прочности, особенно, если слой, имеющий большую жесткость, залегает над легко прогибающимся или обрушающимся слоем. При надработке полости расслоения образуются редко и преимущественно при больших углах падения пластов.

Вторая область (см. рис. 1.5) — область повышенного горного давления (ПГД) или, как часто ее называют, область опорного давления граничит с областью разгрузки и располагается над и под нетронутым массивом полезного ископаемого или над и под оставленным в нем целиком (на рисунке область ПГД заштрихована вертикальными линиями). В этой области нормальные к плоскости напластования напряжения больше, чем в нетронutom массиве. Параметры области опорного давления зависят от глубины горных работ, механических свойств пород, мощности и угла падения пласта, размеров и конфигурации выработанного пространства и ряда других факторов. Ширина области опорного давления в плоскости пласта по данным наблюдений колеблется обычно в пределах от $0,1H$ до $0,3H$ (где H — глубина горных работ). Большой диапазон изменения этой ширины объясняется не только чувствительностью ее к ряду влияющих факторов, но и различием методов ее определения и условностью критериев, по которым устанавливается граница области опорного давления. В одних случаях за границу области опорного давления принимают точки, в которых горное давление равно начальной величине, например $\gamma \cdot H$ (где γ — объемный вес налегающих пород), или они отклоняются от этой величины не более чем на 5 %; в других — принимают точки, скорость смещения которых равна скорости смещения в подобных выработках, проведенных в нетронutom массиве, и т. д. Часто область опорного давления определяют по ее проявлению в подготовительных и капитальных выработках, попадающих в зону влияния очистных работ. Поскольку жесткость крепей в этих выработках различная, степень влияния опорного давления в них проявляется по-разному. Поэтому из общей области иногда выделяют область вредного влияния, которая определяется с учетом жесткости крепи и условий эксплуатации выработки.

Во многих инженерных расчетах ширину области опорного давления (L) связывают с величиной граничного угла. Так, при определении ее размеров в условиях горизонтального залегания пластов пользуются выражением:

$$L = H \cdot \operatorname{ctg} \delta_0, \quad (1.2)$$

где δ_0 – граничный угол [25].

Согласно этому выражению ширина области опорного давления при постоянном значении граничного угла находится в линейной зависимости от глубины горных работ. Такое допущение справедливо только при небольшом диапазоне изменения глубин. В общем случае эта зависимость нелинейна.

Опорное давление распространяется в породы кровли и почвы пласта. Вниз оно распространяется на расстояние, равное примерно ширине области опорного давления в плоскости пласта, а вверх — на высоту, превышающее это расстояние в 1,2-1,5 раза. Проявление опорного давления наблюдалось в породах кровли на расстоянии 170м от пласта и в породах почвы — на расстоянии 110м. При наличии целиков в выработанном пространстве эти расстояния существенно увеличиваются и достигают 250 м в породах кровли и 150 м в породах почвы.

Третья область — область полных сдвижений характеризуется перемещением слоев параллельно своему первоначальному положению. Векторы сдвижения в этой области направлены по нормали к напластованию и имеют наибольшие для данных условий (мощности и угол падения пласта, способ управления горным давлением и т. д.) значения. Слои горных пород после окончания процесса сдвижения получают опору на почве вынимаемого пласта. Область полных сдвижений располагается над выработанным пространством и оконтуривается на вертикальном разрезе вкрест простирания пластов (см. рис. 1.5) линиями, проведенными от границ выработанного пространства под углами полных сдвижений ψ_1 и ψ_2 . Углы полных сдвижений зависят от углов падения пластов и от того, в каком месте находится очистная выработка по отношению к старым выработкам. Если прежние работы вели ниже (по падению) действующей очистной выработки, то угол ψ_1 становится круче, а угол ψ_2 положе чем при первичной подработке. И наоборот, если вели выше (по восстанию), угол ψ_1 выполаживается, а угол ψ_2 становится круче. Значения углов полных сдвижений приведены в «Правилах охраны сооружений» [25].

В зоне 1, расположенной непосредственно над очистной выработкой, породы наиболее деформированы и разделены на отдельные куски и мелкие блоки. Она обычно носит название зоны обрушения. В практике горного дела высоту этой зоны принимают равной (3-6)m, где m — вынимаемая мощность пласта.

Зона 2, прилегающая к зоне обрушения, характеризуется развитием в прогибающихся слоях нормально секущих трещин и трещин расслоения, разбивающих массив на крупные блоки и образующих систему сквозных

водо- и газопроводящих каналов с малым аэродинамическим сопротивлением, не оказывающим влияния на прохождение по каналам растворов и газов. Эту зону целесообразно называть зоной разломов.

В зоне 3 секущие трещины, идущие от верхней и нижней поверхности изгибающегося слоя, достигают трещины расслоения и создают систему водо- и газопроводящих трещин со значительным аэродинамическим сопротивлением, которое растет пропорционально удалению их от разрабатываемого пласта. Третью зону можно назвать зоной активных трещин.

В зоне 4 деформации растяжения, вызванные изгибом слоя, достигают критических значений в волокнах, прилегающих к верхней и нижней поверхностям слоя. Чем ближе слой расположен к горным работам, тем глубже распространяются в нем критические деформации и тем большее число волокон рвется. Одновременно под влиянием касательных напряжений, вызываемых изгибом слоя, в нем появляются деформации сдвига и зарождаются трещины расслоения. Но поскольку протяженность этих трещин и глубина секущих трещин в четвертой зоне невелики, сквозной водо- и газопроводящей системы трещин в этой зоне, не образуется. Зоне 4 подходит название зоны локальных трещин.

Зона 5 характеризуется прогибом пород без разрыва их сплошности. Ей соответствует название зоны плавного прогиба.

Зоны 6 и 7 находятся в области повышенного горного давления, при этом в зоне 6 преобладают упругие деформации, а в зоне 7 — неупругие (необратимые). Зона 6 обычно называется зоной опорного давления, так как для ее описания используются те же характеристики, что и для области опорного давления. Зону 7 условно называют зоной предельно-напряженного состояния, хотя деформации у обнажения являются, как правило, запредельными. В этой зоне [9] материал проходит все стадии деформации — от значительного всестороннего сжатия на границе с зоной упругих деформаций до сильного разрыхления вблизи от обнажения. При этом основные необратимые деформации происходят по природным системам трещин, что сопровождается подвижками по поверхностям структурных элементов. В меньшей степени и преимущественно непосредственно у забоя происходит рост и раскрытие трещин, параллельных обнаженной поверхности.

Перечисленные зоны (за исключением зоны 7) находятся в подработанной толще пород. Зона 7 распространяется как на подработанную, так и на надработанную толщу, но в основном она проявляется в самом разрабатываемом пласте. В надработанной толще имеется пять зон (зона обрушения отсутствует), при этом зоны 8–12 по своим качественным характеристикам соответствуют зонам 2–6 подработанной толщи, но все зоны, образующиеся в надработанной толще расположены ближе к разрабатываемому пласту, чем к подработанной.

В прилегающем к земной поверхности слое (или пачке слоев, деформирующихся как одно целое) в результате изгиба образуются зоны растяжения и зоны сжатия, при этом зоны растяжения изолированы друг от друга, а зоны сжатия практически сливаются.

Зона 13 характеризуется максимальным растяжением верхних волокон изгибающегося слоя (пачки слоев) и постепенным затуханием растяжений от верхних волокон к нижним; зона 14, наоборот, — максимальным растяжением нижних волокон этого слоя (пачки слоев) и постепенным затуханием растяжений от нижних волокон к верхним. В зоне 15 происходит сжатие слоя (пачки слоев). Эта зона включает в себя практически сливающиеся участки, в которых вследствие изгиба возникает сжатие вдоль слоя (пачки слоев). Степень затухания сжатий здесь так же, как и в зонах растяжений, уменьшается от поверхности слоя (пачки слоев) вглубь его.

При определённых углах падения пород происходит сползание слоев (преимущественно по плоскостям напластования) и в толще появляется зона 16, располагающаяся преимущественно в кровле пласта. В условиях крутого (реже наклонного) залегания слоев она распространяется и в сторону почвы пласта.

В зависимости от условий разработки, способов управления кровлей и других влияющих факторов, число и местоположение зон может отличаться от приведенной выше схемы. Так, при закладке выработанного пространства или при управлении кровлей способом плавного опускания, зона обрушений, как правило, отсутствует, и непосредственно над выработанным пространством располагаются зоны разломов и трещин. При малой вынимаемой мощности пласта и пластичных вмещающих породах могут отсутствовать также зоны разломов и трещин. В тех случаях, когда над пластичными слоями залегают хрупкие породы, зоны трещин могут получить развитие и над зоной плавного прогиба.

Состояние зданий, сооружений, горных выработок и природных объектов, а также степень дегазации угольных пластов определяются тем, в какую зону деформирования они попадают. Изменяя порядок ведения горных работ, способ управления горным давлением, размеры и взаимоположение очистных выработок, вынимаемую мощность пласта, скорость подвигания очистного забоя и другие параметры горных работ, можно регулировать развитие деформационных и дегазационных процессов и местоположение зон деформирования. Это особенно важно при подработке водных объектов, в том числе подземных водоносных горизонтов и затопленных выработок, поскольку от того, в каждую зону попадает водный объект, полностью зависит исход его подработки. Так, при попадании водного объекта в 1-ю и 2-ю зоны происходит катастрофический прорыв воды с полным затоплением горных выработок. Если водный объект попадает в зону 3, то происходит интенсивное увеличение притока воды в горные выработки, при этом степень интенсивности притока находится в обратной зависимости от соотношения M/m , где M — расстояние от кровли выработки до почвы водного объекта. В случае попадания водного объекта в зону 4 существенного увеличения притока воды в горные выработки, как правило, не происходит. Небольшой дополнительный приток наблюдается иногда из-за повышения водопроницаемости массива за счет разуплотнения горных пород. Из водных объектов, расположенных в зоне 5, вода в выработки не поступает.

2.3. Основные факторы, влияющие на процесс сдвижения горных пород

На напряженно-деформированное состояние массива горных пород и происходящие в нем геомеханические процессы влияют условия и факторы. Условия создаются природой и изменить их искусственным путем не представляется возможным. Изменение технологических факторов подвластно воле человека. Поэтому воздействуя на них можно управлять геомеханическими процессами. Рассмотрим каждую из указанных групп отдельно.

К управляемым (технологическим) факторам относятся:

Скорость подвигания очистной выработки в значительной мере определяет продолжительность и интенсивность развития геомеханических процессов. Изменяя скорость подвигания, можно регулировать сроки и продолжительность отдельных стадий процесса сдвижения, что существенно при подработке объектов, в эксплуатации которых имеются перерывы. Особенно важно знать продолжительность и скорость процесса сдвижения при установлении сроков и частоты ремонта подрабатываемых железнодорожных путей.

Порядок ведения горных работ и взаимное расположение выработок существенно влияют на параметры и характер геомеханических процессов. Первая очистная выработка изменяет напряженное состояние толщи горных пород, вызывает образование в ней зон повышенного и пониженного давления, секущих трещин и полостей расслоения. В зависимости от того, в какие зоны попадают последующие очистные выработки, угловые параметры могут быть круче или положе, значения деформаций больше или меньше обычных и т. д. При расположении границ выработок в свите пластов примерно в одной вертикальной плоскости края мульды сдвижения получаются наиболее крутыми с максимальным развитием деформаций. Чем больше смещены границы выработок, тем положе края мульды сдвижения и меньше деформации. При определенном взаимном расположении очистных выработок на отдельных участках может происходить компенсация растяжений, вызванных одной выработкой, сжатиями от другой, кривизны выпуклости — кривизной вогнутости, положительного наклона — отрицательным и т. д. Разрыв во времени между отработкой пластов определяет интенсивность геомеханических процессов: чем меньше этот разрыв, тем более бурно протекает процесс.

Размеры выработанного пространства оказывают (до определенного предела) существенное влияние на оседания и абсолютные сдвижения и в меньшей степени — на относительные деформации. В условиях полной подработки изменение размеров выработанного пространства не оказывает влияния ни на значения сдвижения и деформаций, ни на характер процесса

сдвижения. Существенного влияния размеров выработанного пространства на угловые параметры процесса сдвижения не замечено.

Целики в выработанном пространстве заметно влияют на напряженно-деформированное состояние массива горных пород и распределение деформаций в мульде сдвижения. При удачном соотношении целиков и камер деформации горных пород могут не проявиться на земной поверхности, и наоборот, при неудачном соотношении над целиками происходит концентрация деформаций. В толще горных пород целики вызывают местные повышения напряжений.

Вынимаемая мощность пласта (залежи) и способ управления горным давлением относятся к числу основных факторов, определяющих высоту распространения зон сдвижения и деформаций горных пород и земной поверхности, поскольку посредством этих факторов регулируют осадку кровли. Установлено, что максимальные значения оседаний, деформаций и скоростей сдвижения находятся в прямой пропорциональной зависимости от вынимаемой мощности пласта (залежи). Угловые параметры, за исключением углов сдвижения, от вынимаемой мощности практически не зависят. При увеличении вынимаемой мощности углы сдвижения несколько выполаживаются. Уменьшение вынимаемой мощности достигается путем неполной выемки за счет оставления отдельных прослоек и пачек.

Способы управления кровлей оказывают существенное влияние на характер развития геомеханических процессов как в толще горных пород, так и на земной поверхности. Наиболее бурно протекают эти процессы при управлении кровлей способом обрушения, наиболее плавно — при применении закладки выработанного пространства. Путем применения твердеющей закладки деформации горных пород и земной поверхности можно уменьшить в десятки раз, гидравлической закладки — в 3–20 раз, пневматической — в 2,5–4 раза и самотечной — в 2–3 раза.

Частичная закладка осуществляемая породой из слоев кровли или почвы пласта на разрабатываемом участке, при глубинах разработки свыше 100м существенного влияния на деформации не оказывает. При глубинах менее 100м значения оседаний и деформаций при частичной закладке породой из бутовых штреков на 10–12 % меньше, чем при управлении горным давлением способом обрушения кровли.

Заданными условиями являются:

Угол падения пород является одним из основных факторов, определяющих угловые параметры процесса сдвижения и распределения деформаций в мульде. Чем больше угол падения пород, тем положе углы β, β_0 и θ . При достаточно крутых углах падения происходит сползание пород лежачего бока и резкое выполаживание угла γ (в этом случае мульда сдвижения со стороны восстания пласта ограничивается углом γ'). С увеличением угла

падения пластов возрастает отношение горизонтальных сдвижений к вертикальным. Так, если при пологом залегании пластов горизонтальная составляющая вектора сдвижения обычно не превышает половины вертикальной, то при угле падения 45° они равны, а при падении под углом 65° горизонтальная составляющая почти в 2 раза больше вертикальной. При небольших углах падения пластов (до 5°) мульда сдвижения симметрична относительно плоскости, проведенной через точку максимального оседания параллельно простиранию пластов. По мере увеличения угла падения эта симметричность нарушается и при углах от 45 до 70° в полумулде по падению наблюдается только растяжение, а в полумулде по восстанию — только сжатие земной поверхности. При углах падения свыше 70° симметричность начинает постепенно восстанавливаться, и при угле 90° мульда сдвижения снова имеет симметричный вид.

Глубина горных работ оказывает существенное влияние на деформации земной поверхности, характер и степень проявления горного давления в толще. С увеличением глубины разработки все виды деформаций земной поверхности уменьшаются. Особенно чувствительна к этому фактору кривизна сглаженной мульды сдвижения: она обратно пропорциональна квадрату глубины разработки. Горное давление, наоборот, с увеличением глубины разработки повышается, концентрация деформаций и напряжений на отдельных участках становится более опасной. Размеры зоны повышенного (опорного) давления пропорциональны при прочих равных условиях глубине разработки.

Механические свойства и структурные особенности горных пород оказывают влияние на все параметры и показатели процесса сдвижения. Наиболее тесная зависимость от этого фактора прослеживается в значениях углов сдвижения δ , полученных при различных свойствах горных пород. На основании указанной зависимости проф. Д. А. Казаковский составил классификацию месторождений, используя прочностные свойства пород в качестве одного из определяющих признаков [30]. На этом же принципе построены некоторые разделы общих правил охраны сооружений от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях [25].

Соотношение пород толщи оказывает существенное влияние на характер деформаций земной поверхности. Так, при содержании в толще угленосных пород песчаников, конгломератов и известняков более 30 % группу, к которой необходимо отнести месторождение согласно «Правилам охраны» [25], повышают на одну единицу, что равнозначно повышению прочности пород массива примерно на $50\text{--}150$ кгс/см².

Нарушенность породного массива является важным фактором, от которого зависят как значения деформаций, так и характер их распределения

в мульде сдвижения. Нарушенность в массиве возникает под влиянием геологических и техногенных процессов. Так, при попадании природной (потенциальной) поверхности ослабления в зону растяжений, вызванных влиянием горных работ, образуется тектонико-техногенная трещина. Последующие горные работы будут вызывать концентрацию деформаций у этой трещины, даже если они будут вестись на значительном расстоянии от нее. Деформации на выходах тектонических трещин крутого падения на земную поверхность в несколько раз (иногда на порядок) больше, чем в обычных условиях. Тектонические трещины, подсеченные горными работами, нередко бывают причиной прорыва воды в шахту.

Рельеф местности и гидрогеологические условия оказывают большое влияние на характер и последствия процесса сдвижения горных пород. При гористом рельефе, особенно в условиях значительного обводнения пород, горные работы нередко вызывают оползневые явления. В гористой местности резче проявляется концентрация деформаций на выходах на поверхность различных поверхностей ослабления породного массива.

2.4. Параметры механики сдвижения горных пород и земной поверхности

Степень деформирования горных пород и земной поверхности, интенсивность развития и пределы распространения деформаций характеризуются некоторыми показателями, которые принято называть параметрами геомеханических процессов. Параметры, характеризующие влияние горных работ на земную поверхность, используют при решении вопросов рациональной застройки горно-промышленных районов и отработки запасов полезных ископаемых под застроенными территориями и природными объектами.

Знание параметров, характеризующих сдвижение толщи пород, необходимо при проектировании и ведении горных работ вблизи вертикальных стволов шахт и околоствольных выработок, обводненных пород и выбросоопасных зон, при определении оптимальных размеров лав и междулавных целиков, при выборе способа управления кровлей, мест расположения выработок, порядка отработок сближенных пластов и т. д.

К основным параметрам процесса механики сдвижения земной поверхности относят: углы, определяющие размеры и местоположение мульды сдвижения и ее характерных зон; значения максимальных сдвижений и деформаций; общую продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций.

В настоящее время вопросы определения параметров геомеханических процессов на месторождениях со слоистым строением пород выполняются по единым требованиям и методикам, базирующимся на опыте наиболее изученных месторождений. Одним из таких месторождений является Донец-

кий угольный бассейн, в котором систематические инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности ведут более 70 лет. При этом накоплен самый большой опыт ведения горных работ под зданиями и сооружениями и впервые создан нормативный документ, регламентирующий вопросы застройки подрабатываемых территорий.

Размеры и местоположение мульды сдвижения определяются граничными углами δ_0 , β_0 и γ_0 , углами полных сдвижений ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 , углом максимального оседания θ . Граничные углы δ_0 и γ_0 зависят, главным образом, от механических свойств горных пород (чем породы прочнее, тем круче эти углы) и при первичной подработке толщи меняются в пределах от 50° (Ангренское угольное месторождение) до 75° (Донецкий бассейн). При повторных подработках толщи эти углы обычно выполаживаются. Так, в Карагандинском угольном бассейне угол δ_0 выполаживается с 60° до 55° , в Кузнецком — с 70° до 60° , а в особо неблагоприятных случаях — до 50° . В Донецком бассейне повторная подработка толщи пород вызывает уменьшение угла γ_0 на $0,2\alpha$, где α — угол падения пластов.

Угол β_0 является в основном функцией углов δ_0 и α . При углах падения пластов до 70° его можно выразить зависимостью

$$\beta_0 = \delta_0 - C_{\beta_0} \alpha \quad (1.3)$$

Коэффициент C_{β_0} зависит от свойств горных пород, степени подработанности толщи, структурных и других особенностей массива. Его устанавливают опытным путем. Значения коэффициентов C_{β_0} в главнейших угольных бассейнах России и стран СНГ приведены в табл. 1.1. В Кузнецком бассейне угол β_0 определяют из выражения

$$\beta_0 = \delta_0 + 5^\circ - C_{\beta_0} \alpha \quad (1.4)$$

Табл. 1.1 Значения коэффициентов C_{β_0} для определения граничного угла β_0

Угольный бассейн	Толща пород	
	неподработанная	подработанная
Донецкий	0,8	1,0
Кузнецкий	0,9	0,9
Кизеловский и Печорский	0,6	0,6
Карагандинский	0,4	0,5

Минимальное значение угла β_0 в неподработанной ранее толще на большинстве месторождений равно 25° , в подработанной ранее толще 20° . Значение угла полных сдвижений в направлении простирания пластов ψ_3 , а при

горизонтальном залегании во всех направлениях колеблется в пределах от 50° (Кизеловский и Кузнецкий бассейны) до 60° (Челябинский бассейн). В Донецком, Карагандинском и Львовско-Волынском бассейнах $\psi_3 = 55^\circ$.

Углы ψ_1 и ψ_2 зависят от углов падения пластов и от того, в каком месте находится рассматриваемая очистная выработка по отношению к старым горным работам. Если прежние работы вели ниже (по падению) линии, проведенной под углом θ , угол ψ_1 становится круче, а угол ψ_2 — положе, чем при первичной подработке. И наоборот, если их вели выше (по восстанию) указанной линии, угол ψ_1 выполаживается, а угол ψ_2 становится круче.

При симметричном расположении старых работ относительно линии θ и при первичной подработке толщи угол ψ_1 равен примерно углу ψ_3 , а угол $\psi_2 \approx \psi_3 + 0,3\alpha$.

В общем виде формулы для определения углов ψ_1 и ψ_2 можно записать так

$$\varphi_1 = \varphi_3 \pm C_{\varphi_1} \alpha \quad (1.5)$$

$$\varphi_2 = \varphi_3 \pm C_{\varphi_2} \alpha \quad (1.6)$$

где C_{ψ_1} и C_{ψ_2} — коэффициенты, определяемые опытным путем (обычно $C_{\psi_1} = 0,2-0,3$; $C_{\psi_2} = 0,3-0,5$). Угол максимального оседания

$$\theta = 90^\circ - C_{\theta} \alpha \quad (1.7)$$

Значения коэффициента $C_{\theta} \alpha$ колеблются от 0,5 до 1,0 (чем прочнее породы, тем больше C_{θ} при прочих равных условиях).

Для определения значения максимального оседания предложено несколько формул различного вида. Наибольшее распространение для условий первичной подработке толщи получила формула

$$\eta_{\max} = qm \cos \alpha, \quad (1.8)$$

где m — нормальная мощность пласта; α — угол падения;

$$q = q_0 t_1 t_2; \quad (1.9)$$

q_0 — относительное максимальное оседание при полной подработке (отношение полного вектора сдвижений к вынимаемой мощности пласта) колеблется в пределах от 0,5 до 0,9 (чем прочнее породы, тем меньше q_0); t_1 и t_2 — коэффициенты, учитывающие влияние размеров выработки и глубины разработки на значение максимального оседания.

Коэффициенты t_1 и t_2 определяются обычно по формулам

$$t_1 = 0,9(D_1/H - a), \quad t_2 = 0,9(D_2/H - a), \quad (1.10)$$

где $D1$ и $D2$ — размер очистной выработки соответственно по падению и простиранию пласта; H — средняя глубина разработки; a — коэффициент, зависящий от свойств горных пород; колеблется в пределах от 0,2 до 0,4 (чем прочнее породы, тем больше коэффициент a).

При повторных подработках с углом падения пластов от 0 до 25° максимальное оседание определяют по формуле

$$\eta_{\max} = q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2} [1 + (1 - q_0) H_1 / H], \quad (1.11)$$

где H_1 — мощность по вертикали ранее подработанной толщи пород.

Если $H_1/H > 1$, то в формуле (1.11) это отношение принимают равным 1.

При повторных подработках с углом падения пластов от 26 до 70° значения η_{\max} находят из выражения

$$\eta_{\max} = 1,1 q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2}. \quad (1.12)$$

Во всех формулах значения t_1 и t_2 не должны быть больше 1 и меньше 0,04.

Предложено несколько видов формул для определения максимальных наклонов.

$$a) i_{\max} = C_{i1} m / H, \quad (1.13)$$

где C_{i1} — коэффициент, который определяют для каждого месторождения путем натуральных наблюдений.

$$C_{i1} = 1,6 - \alpha / \rho; \quad (1.14)$$

При отсутствии таких наблюдений его приближенное значение можно получить по формуле

где α — угол падения пласта; ρ — радиан (57°).

$$б) i_{\max} = C_{i2} \eta_{\max} / L, \quad (1.15)$$

где L — длина полумульды, определяемая по граничному углу;

C_{i2} — коэффициент, значение которого определяют по данным натуральных наблюдений. Он колеблется обычно в небольших пределах (от 2,0 до 2,3).

$$в) i_{\max} = f(\eta_{\max} / H). \quad (1.16)$$

Формул такого вида несколько. Наибольшее распространение из них получила формула:

$$i_{\max} = \frac{330}{1 + C_{i3} b}, \quad (1.17)$$

где b в полумульде по восстанию пласта равно H/η_{\max} , а в полумульде по падению пласта равно $H/(\eta_{\max}\cos\alpha)$; C_{i3} — коэффициент, зависящий от свойств горных пород, колеблется от 0,18 до 0,22 (чем прочнее породы, тем он меньше).

Для определения максимальной кривизны также предложено несколько зависимостей различного вида.

$$a) K_{p_{\max}} = C_{k1}m/H^2, \quad (1.18)$$

где sk_1 — коэффициент, который эмпирически устанавливают для каждого месторождения; колеблется в пределах от 2 до 4; причем четкой зависимости его от каких-либо факторов пока не установлено, однако замечено, что с увеличением глубины его значение растет.

$$б) K_{p_{\max}} = C_{k2}\eta_{\max}/L^2, \quad (1.19)$$

где CK_2 — коэффициент, значения которого определяют по данным натурных наблюдений; колеблется в пределах от 5 до 7. Максимальное горизонтальное сдвижение определяют по формулам двух видов:

$$\xi_{\max} = K_H i_{\max} \quad (1.20)$$

$$\xi_{\max} = a\eta_{\max} \quad (1.21)$$

Значение коэффициента K_H С. Г. Авершин рекомендует принимать равным (0,15–0,18) H . Значение коэффициента a С. П. Колбенков предлагает определять из выражения

$$a = 0.3 + 0.8p \quad (1.22)$$

$$p = \operatorname{tg}\alpha - \frac{ch}{\eta_{\max}} \quad (1.23)$$

где $c = 0,01$ при $\alpha < 25^\circ$; $c = 0,02$ при $\alpha > 25^\circ$; h — мощность наносов.

Если коэффициент p имеет отрицательное значение, то при расчетах его значение принимают равным нулю. Более поздние исследования показали, что связь коэффициента p с углом падения пласта и мощностью наносов полнее отражается зависимостью

$$p = \operatorname{tg}\alpha - h/H, \quad (1.24)$$

где H — глубина горных работ.

Эта зависимость включена в нормативные документы [53]. Для определения максимальных горизонтальных деформаций предложено много различных формул. Приведем наиболее распространенные из них.

$$a) \varepsilon_{\max} = C_{\varepsilon} \xi/L. \quad (1.25)$$

Значения коэффициента $C_{\varepsilon 1}$, по данным С. Г. Авершина, колеблются в пределах от 2 до 4.

$$б) \varepsilon_{\max} = 3K_H \eta_{\max} / L^2, \quad (1.26)$$

где $K_H = (0.15 + 0.18)H$

$$\varepsilon_{\max} = C_{\varepsilon 2} \frac{m}{H} \quad (1.27)$$

Значение коэффициента $C_{\varepsilon 2}$ определяют по данным натуральных наблюдений. При их отсутствии приближенное значение $C_{\varepsilon 2}$ можно найти из выражения

$$C_{\varepsilon 2} = \left(0,6 + 0,9 \frac{\alpha}{\rho}\right) \cos \alpha. \quad (1.28)$$

Применимость тех или иных из приведенных формул зависит от того, какие из аргументов, входящих в эти формулы, наиболее надежно определены в данных условиях.

Общая продолжительность процессов сдвижения зависит от глубины горных работ, скорости подвигания очистного забоя, механических свойств, литологических и других особенностей массива горных пород.

Эту зависимость обычно выражают в следующем виде:

$$T_{\text{общ}} = K_T H / c, \quad (1.29)$$

где $T_{\text{общ}}$ — общая продолжительность процесса сдвижения, мес.;

H — глубина горных работ, м; c — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.; K_T — коэффициент, зависящий от совокупности свойств массива горных пород (определяется опытным путем); его значения колеблются, как правило, в пределах от 0,8 до 1,8 (в Карагандинском бассейне $K_T = 0,8-1,1$; в Донецком $K_T = 1,0-1,3$; в Кузнецком $K_T = 0,9-1,5$; во Львовско-Волынском $K_T = 1,8$).

Поскольку четкой количественной зависимости коэффициента K_T от влияющих факторов пока не установлено, продолжительность процесса сдвижения определяют в большинстве случаев эмпирически и приводят в действующих нормативных документах в виде таблиц, составленных для типовых условий разработки конкретных месторождений. В качестве примера в табл. 1.2 приведены данные о продолжительности процесса сдвижения в условиях Донецкого бассейна.

Период опасных деформаций топ также устанавливают опытным путем или определяют из выражения

$$t_{\text{оп}} = c_t T_{\text{общ}} \quad (1.30)$$

Табл. 1.2 Общая продолжительность процесса сдвижения в условиях Донецкого бассейна, мес

Глубина горных работ, м	Скорость подвигания забоя, м/мес			
	30	50	70	100
100	5	4	3	2
300	13	8	6	4
500	22	13	10	7
700	30	19	13	9
1000	44	26	19	13

Табл. 1.3 Значения коэффициента c_t для определения периода опасных деформаций на угольных месторождениях

$\frac{\eta_{\max}}{T_{\text{общ}}}$, мм/мес	Угол α , градус		$\frac{\eta_{\max}}{T_{\text{общ}}}$, мм/мес	Угол α , градус	
	≤ 45	> 45		≤ 45	> 45
10	0	0	60	0,5	0,6
20	0,1	0,2	100	0,6	0,7
30	0,3	0,4	200	0,7	0,8
40	0,4	0,5	400	0,8	0,9

где c_t — коэффициент, зависящий от значения ожидаемого максимального оседания земной поверхности η_{\max} и угла падения пластов α .

Значения коэффициента P для типовых условий разработки угольных месторождений приведены в табл. 1.3.

В тех случаях, когда в толще пород имеются мощные слои песчаников, известняков или других прочных пород, способных к зависанию, продолжительность процесса сдвижения и его отдельных стадий может существенно отличаться от средних значений, установленных для того или иного месторождения в целом. В этих случаях сроки сдвижения определяют путем инструментальных наблюдений на данном участке месторождения или опытом работы на других шахтах и рудниках в аналогичных условиях.

2.5. Наблюдения за геомеханическими процессами в массивах горных пород и земной поверхности

Для установления характера и параметров геомеханических процессов в различных условиях проводят специальные инструментальные наблюдения в толще пород и на земной поверхности, используя с этой це-

люю наблюдательные станции, краткая характеристика которых приводится ниже.

В зависимости от назначения, конструкции и сроков существования различают следующие типы наблюдательных станций.

1. Долговременная наблюдательная станция предназначена для получения основных параметров сдвижения горных пород и земной поверхности, установления характера распределения деформаций в мульде сдвижения и закономерностей их накопления при выемке свиты пластов или одного пласта на нескольких горизонтах. Продолжительность существования станции и наблюдений на ней не менее трех лет, с учетом этого реперы на станции этого типа закладывают капитально. Особое внимание уделяют качеству кернов на реперах, так как коррозионные воды быстро разъедают верхнюю часть репера вместе с керном. Чтобы сохранить керн до конца наблюдений, его глубина должна быть не менее 4–5 мм.

2. Рядовая наблюдательная станция предназначена для получения основных параметров сдвижения, его закономерностей и характера при выемке одного-двух пластов на одном горизонте. Продолжительность существования станции и наблюдений на ней обычно от 1 года до 3 лет. Однако последнее время срок службы рядовых станций часто стал превышать 3 года, так как при современных глубинах продолжительность влияния даже одной лавы составляет 3–4 года.

3. Кратковременная наблюдательная станция предназначена для получения отдельных параметров сдвижения: скорости оседания и горизонтального сдвижения, скорости изменения вертикальных и горизонтальных деформаций, углов сдвижения по простиранию при движущемся забое. По результатам кратковременных наблюдений определяют значения сдвижений и деформаций, продолжительность всего процесса сдвижения и его отдельных стадий. Срок службы кратковременной станции устанавливают в зависимости от конкретных условий и поставленных задач. Более подробная характеристика этих станций будет дана ниже.

4. Специальная наблюдательная станция предназначена для детального изучения отдельных вопросов, связанных со сдвижением горных пород и земной поверхности, охраной конкретных сооружений, горных выработок, природных объектов и пр. Наиболее часто специальные станции закладывают для определения взаимосвязи деформаций грунта и сооружений, изучения влияния деформаций подработанной толщи и земной поверхности на фильтрацию из водных объектов в подземные горные выработки, установления условий и мест образования сосредоточенных деформаций (подвижек по напластованию, уступов и трещин), определения зон разгрузки и повышенных напряжений в толще горных пород для выбора рациональных параметров систем разработки, способов охраны выработок и мер безопасного ведения горных работ.

К числу специальных относят иногда комплексные наблюдательные станции, представляющие собой систему реперов в толще горных пород (в скважинах, горных выработках) и на земной поверхности, расположен-

ных в определенном порядке и увязанных между собой. По исполнению эти станции сложны и трудоемки, но весьма эффективны. Они позволяют глубже изучить природу и механизм рассматриваемого явления, связать в единое целое разные формы проявления горного давления и сдвижения пород, создать основу для более стройной теории и более универсальных методов расчета сдвижений и деформаций горных пород. При закладке наблюдательных станций существенно определение длины профильной линии и ее отдельных участков. На рис. 1.6 приведен пример такого определения при разработке двух пластов крутого падения. Рабочая часть профильной линии определяется пересечением земной поверхности линиями, проведенными от верхней и нижней границ проектируемой очистной выработки под граничными углами β_0 и γ_0 (точки А и Г). На каждом конце профильной линии закладывают не менее трех контрольных и двух опорных реперов. Расстояние между контрольными реперами примерно 15 м, между опорными — 50 м. Участок, на котором ожидается появление уступов и трещин, определяется углом сдвижения β и углом максимального оседания θ (участок БВ). На этом участке реперы закладываются через 2–3 м. Расстояние между реперами на остальной части линии принимают равным примерно 0,1 Н, но не более 30 м. Анализ результатов наблюдений и опыт составления типовых кривых показал, что более целесообразно принимать расстояние между реперами одинаковым и равным 15 м. В этом случае кривые деформаций легче сопоставлять, а анализ и обобщение полученных данных более правомерны, так как значения деформаций при прочих равных условиях зависят от длины интервалов, при которых они получены.

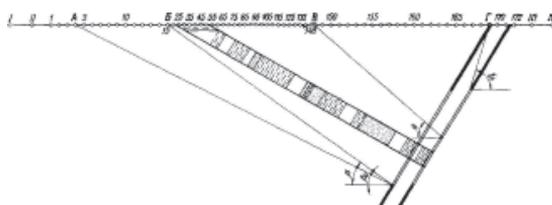


Рис. 1.6 Построение профильной линии для наблюдений за сдвижением земной поверхности. 4, 5, 6, ... , 169 — рабочие реперы; I–IV — опорные реперы; 1, 2, 3 и 170, 171, 172 — контрольные реперы; БВ — участок, где ожидаются уступы и трещины.

В период освоения новых месторождений полезных ископаемых приходится решать сложные технические вопросы, связанные с отработкой запасов под застроенными территориями и природными объектами, строительством предприятий, городов и поселков на подрабатываемых площадях, выбором трасс дорог, подземных коммуникаций и др. Для решения этих вопросов необходимо иметь данные о параметрах и закономерностях процесса сдвижения в рассматриваемых условиях. Но именно в этот период результатов наблюдений, как правило, не хватает и потому решение ряда

вопросов нередко задерживается или принимается без должного обоснования. Между тем в период освоения месторождения в значительной степени предопределяется будущее горнопромышленного района.

В указанных условиях определять основные параметры геомеханических процессов наиболее целесообразно на основе кратковременных частотных наблюдений. Этот метод основан на установленных наблюдениями закономерности, согласно которой при достаточном отходе забоя от разрезной выработки процесс сдвижения поверхности повторяется по мере подвигания забоя, т. е. сдвижение точек в плоскости главного сечения по простиранию происходит по подобным траекториям. Метод кратковременных наблюдений для определения параметров сдвижения был разработан С. Г. Авершиным [11] и впервые применен им в Подмосковном угольном бассейне. Позже этот метод с некоторыми изменениями и дополнениями успешно применяли в ряде других бассейнов и месторождений.

Сущность метода состоит в следующем. В главном сечении мульды сдвижения по простиранию закладывают линию грунтовых реперов длиной примерно

$$2H(\operatorname{ctg}\delta_0 + \operatorname{ctg}\psi_3), \quad (1.31)$$

где H — глубина горных работ, δ_0 — граничный угол по простиранию, ψ_3 — угол полных сдвижений по простиранию.

При этом часть наблюдательной линии реперов располагают на еще не подработанном участке земной поверхности, а часть — на участке, где процесс сдвижения уже закончился. Путем нивелирования определяют оседание реперов наблюдательной линии через небольшие интервалы времени (примерно через 0,05 Н/с, где c — скорость подвигания забоя лавы, но не чаще чем через 7 сут.). По результатам наблюдений строят кривые скоростей оседания реперов. Обычно проводят не менее четырех серий наблюдений и по ним строят среднюю кривую скоростей оседания (рис. 1.7). Ожидаемое максимальное оседание η_{\max} определяют графическим интегрированием кривой скоростей или по формуле

$$\eta_{\max} = \sum v_i \Delta t_i \quad (1.32)$$

где $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ — скорости оседания, мм/мес, земной поверхности в точках (реперах) 1, 2, 3, ..., n ; $\Delta t_1, \Delta t_2, \Delta t_3, \dots, \Delta t_n$ — периоды, в течение которых земная поверхность оседает со скоростями соответственно $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$.

При равных расстояниях между реперами l и примерно постоянной скорости подвигания забоя лавы c формула (1.32) упрощается и принимает вид

$$\eta_{\max} = \frac{l}{c} \sum v_i. \quad (1.33)$$

При равных промежутках времени между наблюдениями Δt расчеты еще более упрощаются, так как отпадает необходимость вычисления скоростей ($v_1 = \eta_1/\Delta t$, $v_2 = \eta_2/\Delta t$, $v_3 = \eta_3/\Delta t$. . , $v_n = \eta_n/\Delta t$, что позволяет вынести Δt за знак суммы), и значение η_{max} можно определять непосредственно по оседаниям реперов за период t :

$$\eta_{max} = \frac{t}{c\Delta t} \sum \eta_i. \tag{1.34}$$

Формулой (1.34) целесообразно пользоваться также в тех случаях, когда определяют не по средней кривой, полученной из нескольких серий наблюдений, а по наблюдениям каждой серии.

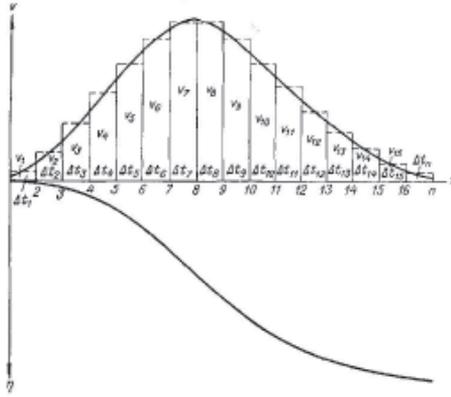


Рис. 1.7 Схема к определению оседаний поверхности по данным кратковременных наблюдений.

При решении многих технических вопросов необходимо знать не только значение максимального оседания, но также характер распределения деформаций в мульде сдвига и другие параметры. Поскольку характер кривой мульды оседания на большинстве месторождений достаточно хорошо описывается выражениями вида

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left\{ \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} + \frac{x}{H} \right) \right] + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} - \frac{x}{H} \right) \right] \right\}, \tag{1.35}$$

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left[\Phi \left(\frac{D - 0.5a + x}{C_p H} \right) \right] + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D - 0.5a - x}{C_p H} \right) \right], \tag{1.36}$$

эти выражения можно использовать для получения искомых параметров, т. к. в них влияние различных свойств толщи горных пород на процесс сдви-

жения земной поверхности отражается условными показателями q_0 , a , d и C , каждый из которых имеет свой физический смысл. Так, коэффициент q_0 характеризует способность толщи горных пород изменяться в объеме при подработке, параметры a и d — устойчивость обнажений слоев толщи, коэффициенты C_p и C — влияние свойств горных пород на характер распределения деформаций в мульде сдвижения.

Для определения указанных показателей из натурных наблюдений необходимо знать оседание не менее чем в трех точках мульды сдвижения. В этом случае можно составить три уравнения вида (1.35) или (1.36) с тремя неизвестными, решив которые совместно можно найти приближенные значения искомых показателей. Как правило, таких уравнений значительно больше трех, так как их число равно числу реперов, находящихся в мульде сдвижения. Следовательно, наиболее вероятные значения искомых показателей можно найти из решения имеющихся уравнений способом наименьших квадратов (методом посредственных наблюдений).

В тех случаях, когда значения одноименных показателей на различные даты наблюдений незначительно (не более 15–20 %) отличаются друг от друга, их средние значения можно принимать для расчета деформаций по формулам (1.35) и (1.36) при закончившемся процессе сдвижения.

При существенном различии показателей на разные даты наблюдений метод кратковременных наблюдений применяют в сочетании с методом аналогий. В этом случае значения искомых показателей на данном месторождении сравнивают со значениями одноименных показателей на хорошо изученных месторождениях, полученных примерно в те же периоды развития деформаций, что и на данном месторождении.

Описанный метод был разработан и впервые применен при составлении «Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок во Львовско-Волынском бассейне» и методики расчета деформаций земной поверхности для условий этого бассейна. Параметры процесса сдвижения и значения деформаций, полученные впоследствии из данных долговременных наблюдений, оказались весьма близкими тем, которые были установлены по результатам кратковременных наблюдений, что подтвердило приемлемость рассмотренных методов определения параметров процесса сдвижения в период освоения месторождений.

2.6. Расчет величин сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности

Сдвижения и деформации горных пород и земной поверхности относятся к основным исходным данным, необходимым для проектирования и строительства подземных и поверхностных сооружений в горнодобывающих районах. На основании этих данных решают также вопросы планирования и ведения горных работ под застроенными территориями, реками и водое-

мами, вблизи стволов шахт, околоствольных выработок и других важных объектов.

Различают деформации фактические, измеренные, ожидаемые и расчетные.

Под фактическими понимают деформации, которые в действительности претерпели горные породы и земная поверхность под влиянием выемки полезного ископаемого.

Измеренными называют деформации, полученные по данным натуральных наблюдений на конкретном участке месторождения при определенных длинах интервалов, частоте и точности наблюдений. При дискретном характере процесса сдвижения измеренные деформации могут существенно отличаться от фактических за счет их искусственного «сглаживания», если расстояние между реперами соизмеримо с размерами (или больше) блоков, на которые разбивается массив при подработке, а частота наблюдений не соответствует скорости и характеру развития процесса. При малых значениях деформаций измеренные деформации отличаются от фактических за счет погрешностей наблюдений.

Ожидаемые деформации определяют путем предрасчета по формулам, таблицам или графикам, составленным на основании обобщения результатов наблюдений в данных (или аналогичным данным) горнодобывающих районах. Поскольку при обобщении производят осреднение измеренных деформаций, типовые кривые по району (или группе районов) отличаются от измеренных на конкретных участках месторождения. Отношение максимальных измеренных значений деформаций к средним по району или группе районов (т. е. к ожидаемым) принято называть коэффициентами перегрузки. При проектировании конструктивных или других мер защиты подрабатываемых объектов обычно ориентируются на расчетные деформации, получаемые путем умножения ожидаемых деформаций на коэффициенты перегрузки. В действующих нормативных документах приняты следующие значения перегрузки: для оседаний и горизонтальных сдвижений 1,1–1,2; для наклонов и относительных горизонтальных деформаций 1,2–1,4; для кривизны 1,4–1,8.

В зависимости от полноты исходных данных и получаемых результатов существующие методики расчета можно условно разделить на полные и сокращенные или, как их часто называют, упрощенные. Полными методиками расчета определяются ожидаемые значения деформации, упрощенными — вероятные их значения. Исходными данными при всех методиках расчета являются мощность, глубина залегания и угол падения разрабатываемых пластов. Для расчета по полной методике необходимо располагать рядом дополнительных сведений о горно-геологических условиях разработки пластов, в частности о размерах и местоположении очистных горных выработок, очередности отработки лав и пластов. Эти сведения содержатся обычно в календарных планах развития горных работ.

В зависимости от способа получения расчетных формул и степени их обоснованности методы расчета деформаций подразделяются на теоретиче-

ские, эмпирические и полуэмпирические. В инженерной практике используются в основном эмпирические и полуэмпирические методы расчета. Эмпирические методы базируются на зависимостях, полученных непосредственно из результатов инструментальных наблюдений в натуральных условиях, полуэмпирические — на зависимостях, установленных на основании обобщений, теоретических соображений и математических аналогий, числовые значения коэффициентов в которых определяются по данным натуральных наблюдений. Четкую грань между этими методами провести очень сложно, особенно для полуэмпирических методов, которые одним крылом вплотную примыкают к эмпирическим, другим — к теоретическим методам расчета. Одни полуэмпирические методы базируются преимущественно на логических соображениях, другие — на относительно строгих теоретических обоснованиях. Эмпирические методы расчета параметров сдвижения в основном изложены в п.2. Ниже будут рассматриваться преимущественно полуэмпирические методы расчета.

Значительная часть полуэмпирических методов расчета базируется на математических моделях процесса сдвижения. Этими методами определяются вертикальные и горизонтальные составляющие векторов сдвижения, на основании которых вычисляются линейные деформации как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях.

В Германии наибольшее распространение получил графический метод расчета сдвижения горных пород, выполняемый с помощью интеграционных сеток (палеток). Для расчета оседаний по этому методу вначале на листе кальки строится интеграционная сетка в виде пяти концентрических окружностей. Диаметр внешней окружности определяется из выражения (рис. 1.8)

$$2R = 2h \operatorname{ctg} \gamma, \quad (1.37)$$

где h — расстояние по вертикали от пласта до горизонта в толще горных пород, для которого производится расчет; γ — граничный угол.

Диаметр остальных окружностей подбирается с таким расчетом, чтобы каждая зона, расположенная между этими окружностями, была равноценна по своему влиянию на заданную точку. Другими словами, обработка пласта площадью, равной площади любой из пяти концентрических кольцевых зон (1–V) сетки, центры которых совмещены с расчетной точкой на плане, должна вызывать ее опускание на $1/5$ полного оседания. Определение размеров указанных зон производится по методу Р. Бальса, который принимает действие элемента пустоты на точку земной поверхности аналогично действию двух притягивающихся тел. Степень воздействия элемента выработки в пределах конуса на данную точку массива горных пород или земной поверхности принимается равной v/r^2 , где v — элементарный объем выработки, r — расстояние от данной точки до элементарного объема.

Построенная таким образом палетка (в виде круга) разбивается прямыми линиями на восемь равных секторов, т. е. вся площадь внутри ее делится

окружностями и этими линиями на 40 равноценных частей (ячеек), каждая из которых оценивается в 2,5 % полного оседания.

Для определения оседания точки Р интеграционная сетка накладывается на план горных работ по разрабатываемому пласту таким образом, чтобы ее центр совмещался с вертикальной проекцией точки на поверхность пласта, т. е. с точкой Р (рис. 1.8). Искомое значение оседания точки Р определяется путем умножения числа n ячеек сетки, оказавшихся в пределах контура отработанной части пласта, на цену каждой ячейки (0,025) и значение оседания при полной подработке η_0 , т. е. $\eta_m = 0,025 n \eta_0$. Величина η_0 принимается обычно равной 0,6–0,8 вынимаемой мощности пласта.

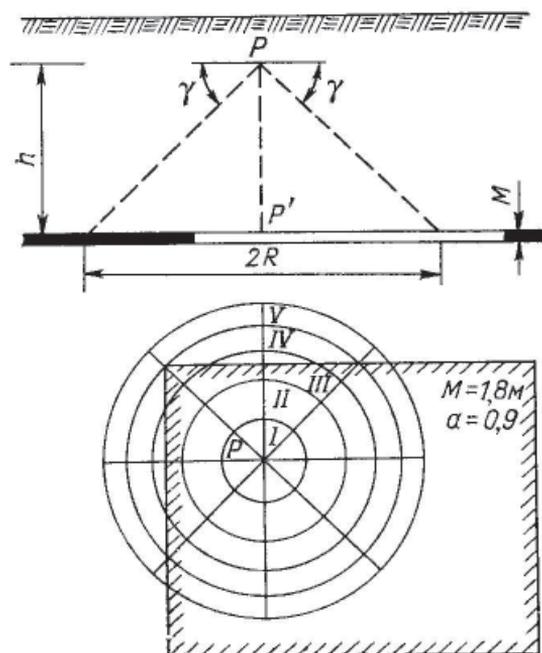


Рис. 1.8 Схема к расчету оседания горных пород при помощи интеграционной сетки.

В Польше широко используются метод акад. ПАН Е. Литвинишина, основанный на гипотезе о математической аналогии между явлениями сдвижения горных пород и теплопроводностью, и метод чл.-кор. ПАН С. Кнотте, основанный на предположении, что влияние каждого элементарного объема выработки можно характеризовать кривой распределения вероятностей (кривой Гаусса). Поскольку формулы для определения значений оседания в точках мульды сдвижения получились у них практически одинаковыми [31], они объединены в одну формулу следующего вида:

$$W = \frac{W_{\max}}{r} \int_x^{\infty} e^{-ns^2/r^2} dS, \quad (1.38)$$

где W — оседание в заданной точке; W_{\max} — возможное максимальное оседание; $r = H/\operatorname{tg}\beta$ — распространение главных влияний; H — глубина горных работ; β — предельный (граничный) угол сдвижения; x — текущая координата в плоскости пласта (начало координат на границе выработки); — текущая координата на горизонте, для которого производится расчет оседаний (начало координат совпадает с проекцией границы выработки на указанный горизонт).

Еще один метод расчета разработан отечественным ученым канд. техн. наук Р. А. Муллером [32], который рассматривает породный массив как малосвязанную среду, обладающую способностью сопротивляться сжимающим и сдвигающим усилиям и лишь в незначительной степени — растягивающим усилиям.

Решив задачу для двухслойного массива (коренные породы и наносы), Р. А. Муллер получил следующую формулу для расчета оседаний земной поверхности в условиях пологого падения пластов [32]:

$$\eta_x = -\frac{\eta_0}{2} \left[\Phi\left(\frac{D_p+x}{C_p H}\right) + \Phi\left(\frac{D_p-x}{C_p H}\right) \right]; \quad (1.39)$$

где $2D_p = 2D$ — a — расчетная длина выработки; $2D$ — фактическая длина выработки; $2a$ — длина лавы или выработки, при которой сдвижение горных пород достигает земной поверхности

$$C_p 2H = CK_2 (H-h) + CH_2h \quad (1.40)$$

Индекс k при коэффициенте C означает коренные породы, индекс n — наносы, индекс p — расчетное усредненное значение. Коэффициент C_p может быть найден из выражения:

$$\eta_{\max} = -\eta_0 \Phi(D/C_p H) \quad (1.42)$$

Параметры же η_{\max} , η_0 и D/H могут быть определены из диаграмм сдвижения, построенных по данным натуральных наблюдений. Одна из таких диаграмм, составленная применительно к условиям Донецкого бассейна представлена на рис. 1.9, где показана зависимость $\eta_{\max}/(m\cos\alpha)$ от отношения D/H . В пределе η_{\max} стремится (при увеличении D/H) к η_0 . Для решения практических задач принимают $\eta_{\max} = \eta_0$ при $D/H \geq 1,5$.

Коэффициент C_p тесно связан с прочностными характеристиками горных пород, в частности с временным сопротивлением сжатию $[\sigma_{\text{см}}]$. Приближенное значение коэффициента C_p можно определять по формуле

$$C_p = 0,32 - 0,04 \frac{[\sigma_{\text{см}}]}{\gamma H}, \quad (1.43)$$

где γ — объемный вес пород; H — глубина горных работ.

Интегральную функцию Гаусса Φ и ее первую и вторую производные Φ' и Φ'' определяют по математическим таблицам.

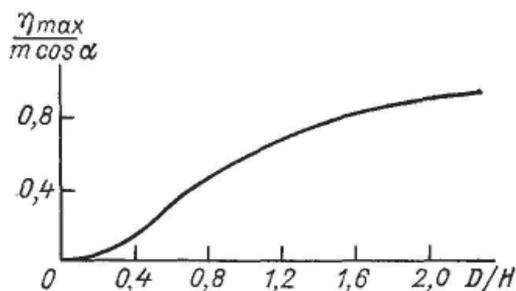


Рис. 1.9 Зависимость полного вектора сдвижений (в долях мощности пласта) от отношения размера выработки к глубине (диаграмма сдвижений).

В России и странах СНГ, Германии, Англии, Польши, Венгрии ряде других стран применяются различные методы типовых кривых, которые можно условно разделить на следующие три группы:

1. Метод характерных точек состоит в определении местоположения этих точек с помощью угловых или линейных параметров. В ФРГ с помощью углов определяется местоположение границ влияния горных работ, точек с максимальными оседаниями, растяжениями и сжатиями, а также точек перехода от растяжений к сжатиям. Этот метод получил название секущих углов (рис. 1.10). В Англии угловыми параметрами определяются границы влияния горных работ, а линейными — местоположение точек максимального оседания и точек с оседанием, равным половине и 1/5 от максимального (рис. 1.11). Для построения мульды оседания характерные точки соединяются плавной кривой.

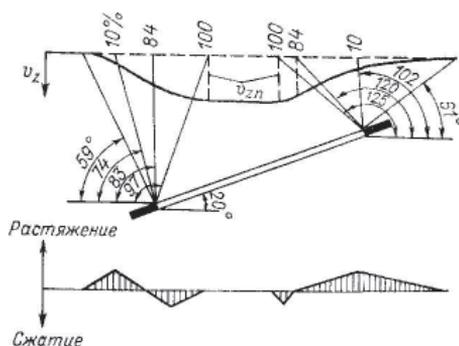


Рис. 1.10 Построение мульды оседания методом секущих углов.

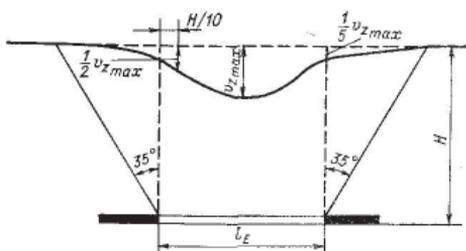


Рис. 1.11 Построение мульды оседания по линейным параметрам.

2. Метод типового распределения оседаний в мульде сдвижения основан на построении безразмерных кривых оседания, полученных по данным натурных наблюдений. При этом методе оседания в точках мульды выражаются в долях от максимального оседания, а координаты точек — в долях от глубины или длины полумульды. За начало координат принимается обычно точка максимального оседания или точка перегиба кривой оседания. На основании установленного типового распределения оседаний строятся графики-номограммы или составляются соответствующие таблицы. С 1966 г. этот метод расчета оседаний является основным для всех предприятий Национального управления угольной промышленности Великобритании. Одна из кривых оседания, построенных указанным методом, приведена на рис. 1.12.

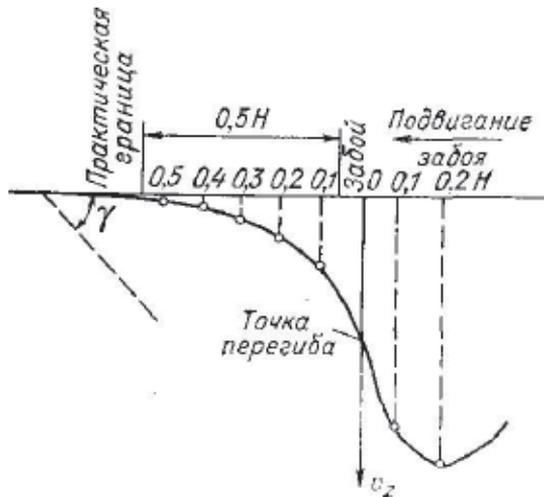


Рис. 1.12 Кривая оседания, построенная по относительным координатам.

В России и странах СНГ большое распространение получил метод типовых кривых, согласно которому деформации в точках мульды сдвижения определяются по формулам:

$$\eta_x = \eta_{\max} S(z); \tag{1.44}$$

$$i_x = \pm \frac{\eta_{\max}}{L} S'(z); \tag{1.45}$$

$$K_x = \frac{\eta_{\max}}{L^2} S''(z); \tag{1.46}$$

$$\xi_x = 0,5\alpha_0\eta_{\max} F(z); \tag{1.47}$$

$$\varepsilon_x = \frac{0,5\alpha_0\eta_{\max}}{L} F'(z) \quad , \quad (1.48)$$

где $\eta_x, i_x, K_x, \xi_x, \varepsilon_x$ — соответственно оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвижение и относительная горизонтальная деформация в точке с абсциссой X (начало координат в точке максимального оседания); η_{\max} — максимальное оседание; $z = \frac{x}{L}$ — L — длина полумульды, определяемая графически (см. рис. 1.3); α_0 — отношение величины максимального горизонтального сдвижения к максимальному оседанию при полной подработке, горизонтальном залегании и закончившемся процессе сдвижения;

$S(z), S'(z), S''(z), F(z), F'(z)$ — переменные коэффициенты (функциональные зависимости), отражающие характер распределения деформаций в мульде сдвижения. Численные значения этих коэффициентов вычисляются обычно из данных натуральных наблюдений путем подстановки измеренных величин в формулы (1.43)–(1.47), преобразованные следующим образом:

$$\begin{aligned} S(z) &= \eta_x / \eta_{\max} \quad ; \quad S'(z) = \pm \frac{i_x}{\eta_{\max}} L \quad ; \\ S''(z) &= K_x L^2 / \eta_{\max} \quad ; \quad F(z) = \xi_x / 0,5\alpha_0 \cdot \eta_{\max} \quad ; \\ F'(z) &= \frac{\varepsilon_x}{0,5\alpha_0 \cdot \eta_{\max}} L \quad . \end{aligned} \quad (1.49)$$

Изложенный метод включен в большинство действующих нормативных документов и является основным методом расчета деформаций земной поверхности при разработке месторождений со слоистым строением толщи пород.

3. Метод аналитического выражения профиля мульды оседания состоит в подборе уравнений, описывающих кривые оседания. В Верхней Силезии (Польша) и в каменноугольных бассейнах Венгрии профиль мульды оседания описывается уравнением вида:

$$v_t = v_{zn} e^{-nr^2} \quad , \quad (1.50)$$

где v_{zn} — максимальное оседание при полной подработке; $n = \frac{v_{zn}}{R^2 C_H}$;

R — радиус площади полной подработки; r — расстояние от центра мульды до рассматриваемой точки ее профиля; C_H — среднее опускание непосредственной кровли.

Местоположение точки перегиба определяется углом λ , отсчитываемым от плоскости пласта со стороны выработанного пространства. Значения угла λ колеблются в пределах от 75 до 86°.

Наклоны и кривизна мульды сдвижения определяются во всех перечисленных методах как первая и вторая производные от кривой мульды оседания.

В России и странах СНГ для описания кривой мульды оседания и ее производных используются преимущественно тригонометрические функции и функции Гаусса в виде уравнений (1.35)–(1.36) или (1.39).

Методы расчета горизонтальных сдвижений и деформаций относительно надежно разработаны только применительно к слою пород, прилегающему к земной поверхности, при этом большинство их базируется на положении об изгибе слоев, которое записывается в следующем виде:

$$\xi = -K(y) \frac{\partial \eta}{\partial x} \quad (1.51)$$

где x и y — координаты точек соответственно в направлении напластования и нормали к пласту; ξ — горизонтальное сдвижение точки земной поверхности; $K(y)$ — функция, характеризующая распределительную способность массива горных пород, зависит от их физико-механических свойств и глубины горных работ. Впервые указанная зависимость между наклонами и горизонтальными сдвижениями земной поверхности установлена отечественным ученым проф. С. Г. Авершиным. Значение функции $K(y)$ он принимает равным (0,15–0,18)Н. В Польше функцию $K(y)$ называют коэффициентом горизонтальных деформаций и принимают равной расстоянию от земной поверхности до нейтральной оси изгибающейся пачки слоев. Академик ПАН В. Будрык [31] предлагает определять величину $K(y)$ из выражения:

$$K(y) = 0.564r \quad (1.52)$$

где r — расстояние от центра до рассматриваемой точки мульды сдвижения.

Горизонтальные деформации определяются как первая производная от функции горизонтальных сдвижений.

При расчете деформаций по методу типовых кривых, принятому в России, взаимосвязь между типовыми кривыми вертикальных и горизонтальных сдвижений и деформаций выражается следующими зависимостями:

$$F(z) = pS(z) \pm 0.15S'(z), \quad (1.53)$$

$$F'(z) = pS''(z) \pm 0.15S'''(z), \quad (1.54)$$

где p — коэффициент, зависящий от угла падения пласта, мощности наосов и других факторов, определяемый по данным наблюдений или по формуле (1.24).

В последних двух зависимостях знак плюс относится к полумульде по восстанию пласта, знак минус относится к полумульде по падению пласта.

Расчет деформаций в главных сечениях мульды сдвижения обычно производят следующим образом. На вертикальных разрезах, проходящих через главные сечения мульды, с помощью граничных углов и угла максимального оседания (или углов полных сдвижений) находят границы полумульды сдвижения. Затем по формуле $z = x/L$ определяют относительные координаты точек, в которых требуется рассчитать деформации (x — расстояние указанных точек от точки максимального оседания, L — длина полумульды сдвижения), и по этим координатам и формулам (1.43)–(1.47) вычисляют искомые значения деформаций. При этом величину η_{\max} вычисляют по формулам (1.8), (1.11) и (1.12). Для удобства вычислений значения коэффициентов $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$ задают обычно в виде таблиц или графиков. В табл. 1.4 приведены значения этих коэффициентов для пластовых месторождений с вмещающими породами средней прочности. Значения коэффициентов $F(z)$ и $F'(z)$ часто также задают таблично или графически, но из-за их большого числа (они существенно зависят от угла падения пород) получается много таблиц или графиков. Поэтому значение $F(z)$ и $F'(z)$ иногда определяют косвенно через коэффициенты $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$ по формулам (1.53) и (1.54).

Табл. 1.4 Значение функций $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$

$z = \frac{x}{L}$	$S(z)$				$S'(z)$				$S''(z)$			
	$n \geq 1$	$n = 0.8$	$n = 0.8$	$n \leq 0.4$	$n \geq 1$	$n = 0.8$	$n = 0.8$	$n \leq 0.4$	$n \geq 1$	$n = 0.8$	$n = 0.8$	$n \leq 0.4$
0	1.00	1.00	1.00	1.00	0	0	0	0	0	-4.51	-8.60	-10.03
0.1	0.99	0.98	0.96	0.95	-0.19	-0.48	-0.83	-0.97	-2.10	-5.17	-7.83	-8.59
0.2	0.95	0.90	0.84	0.82	-0.56	-1.04	-1.52	-1.64	-5.11	-6.07	-5.50	-4.95
0.3	0.86	0.77	0.66	0.64	-1.20	-1.63	-1.89	-1.92	-7.25	-5.17	-1.91	-1.67
0.4	0.71	0.58	0.47	0.45	-1.89	-1.98	-1.89	-1.81	-5.70	-1.55	1.79	2.72
0.5	0.50	0.39	0.30	0.28	-2.20	-1.91	-1.57	-1.44	0	3.01	4.33	4.35
0.6	0.29	0.22	0.16	0.16	-1.89	-1.44	-1.09	-0.99	5.70	5.68	4.91	4.36
0.7	0.14	0.10	0.08	0.08	-1.20	-0.85	-0.64	-0.60	7.25	5.45	3.97	3.40
0.8	0.08	0.04	0.03	0.03	-0.56	-0.41	-0.31	-0.32	5.11	3.56	2.49	2.20
0.9	0.01	0.01	0.01	0.01	-0.19	-0.15	-0.11	-0.12	2.10	1.50	1.10	1.05
1.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Значения сдвижений и деформаций земной поверхности в точках, расположенных вне главных сечений мульды сдвижения, находят из выражений:

а) оседания

$$\eta_{xy} = \eta_{\max} S(z_x) S(z_y), \tag{1.55}$$

где zx — относительная координата рассматриваемой точки по простиранию ($zx = x/L_3$); zy — относительная координата рассматриваемой точки вкrest простирания ($zy = x/L_3$);

L_3 — размер полумульды по простиранию; L_1 и L_2 — размеры полумульд по падению и восстанию соответственно;

б) горизонтальные сдвигения

$$\xi_x = 0.15\eta_{\max} S'(z_x)S(z_y) \quad \text{— в направлении простирания;} \quad (1.56)$$

$$\xi_y = 0.15\eta_{\max} F'(z_y)S(z_x) \quad \text{— в направлении вкrest простирания;} \quad (1.57)$$

в) наклоны

$$i_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3} S'(z_x)S(z_y) \quad \text{— в направлении простирания;} \quad (1.58)$$

$$i_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} S'(z_y)S(z_x) \quad \text{— в направлении вкrest простирания;} \quad (1.59)$$

г) кривизна

$$K_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3^2} S''(z_x)S(z_y) \quad \text{— в направлении простирания;} \quad (1.60)$$

$$K_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}^2} S''(z_y)S(z_x) \quad \text{— в направлении вкrest простирания;} \quad (1.61)$$

д) горизонтальные деформации

$$\varepsilon_x = 0.15 \frac{\eta_{\max}}{L_3} S''(z_x)S(z_y) \quad \text{— в направлении простирания;} \quad (1.62)$$

$$\varepsilon_y = 0.15 \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} F''(z)S(z_x) \quad \text{— в направлении вкrest простирания.} \quad (1.63)$$

Значения коэффициентов $S(zx,y)$, $S'(zx,y)$, $S''(zx,y)$, $F(zy)$ и $F'(zy)$ определяют так же, как и при расчете деформаций в главных сечениях мульды сдвигения.

При суммарном воздействии нескольких очистных выработок процесс сдвигения горных пород и способы расчета деформаций земной поверхности заметно усложняются.

Разработано несколько способов расчета деформаций. Можно выделить при этом полную и упрощенную методики расчета.

Полная методика основана на принципе суммирования деформаций в точках мульды сдвигения, возникающих под влиянием каждой выработ-

ки. Согласно этой методике расчет деформаций земной поверхности под влиянием каждой отдельной выработки ведут по формулам (1.43)–(1.47) или по другим аналогичным зависимостям. Сдвигения и деформации затем графически суммируют в той последовательности, в какой намечается проходка очистных выработок, вызывающих эти сдвигения и деформации.

При расчете деформаций по полной методике учитывают активизацию сдвижений земной поверхности при повторных подработках толщи, вызываемую погашением полостей расслоения и других пустот, образовавшихся ранее под влиянием отдельных выработок.

Активизацию за счет погашения пустот, образовавшихся под влиянием горных работ, проведенных ранее в других пластах, учитывают, как указывалось выше, путем увеличения коэффициента q_0 в формулах (1.11) и (1.12) и путем некоторого (до 5°) выполаживания граничных углов. Активизацию за счет погашения пустот, образовавшихся под влиянием смежных выработок в рассматриваемом пласте, учитывают следующим образом: от границ целика, отделяющего рассматриваемую очистную выработку от смежной, проводят линии в сторону выработанного пространства под углами полных сдвижений, которые определяют на земной поверхности (над целиком) границы мульды активизации. Затем вычисляют максимальное оседание в мульде активизации

$$\eta_a = \eta_{\max}(0,5 - 0,7l/H), \quad (1.64)$$

где η_{\max} — максимальное оседание земной поверхности над лавами, между которыми оставлен целик, определяемое по формулам (1.8), (1.11) и (1.12) (в тех случаях, когда значение η_{\max} над лавами неодинаково, принимают среднее); l — ширина целика между выработками (лавами); H — средняя глубина залегания целика.

После этого производят расчет сдвижений и деформаций в точках мульды активизации по изложенной выше методике с помощью функций $S(z)$, $S'(z)$ и т. д. Полученные значения суммируют с одноименными значениями сдвижений и деформаций от рассматриваемой выработки.

При значительном развитии горных работ (наличии нескольких совместно влияющих выработок в разных пластах) мульды активизации от нескольких выработок обычно сливаются, и активизация распределяется по всей (суммарной) мульде сдвижения практически равномерно. Помимо того, в нарушенной горными работами толще условия для образования расслоений и зависаний становятся менее благоприятными, чем в нетронутом массиве.

Следовательно, чем больше нарушена толща, тем меньше образуется в ней полостей, слабее и более равномерно (при сплошных системах разработки) проявляется активизация сдвижений. Поскольку способность толщи к зависанию характеризуется коэффициентом a в формуле (1.10), снижение этой способности математически выражается уменьшением значений a в указанных формулах. При разработке трех и более пластов это значение

приближается к нулю. Поэтому в указанных условиях учет активизации (вместо расчета мульды активизации) производят обычно путем замены коэффициента $t = 0.9(D/H - a)$ в формулах (1.10), (1.11) и (1.12) коэффициентом подработанности $n = 0,7 D/H$.

Для уменьшения трудоемкости работ при выполнении расчетов часто используют графики-номограммы, представляющие собой графическую интерпретацию приведенных выше формул (рис. 1.13).

В основу построения номограммы положены следующие главные принципы:

а) все виды деформаций земной поверхности при прочих равных условиях находятся в прямой зависимости от мощности вынимаемого пласта. Следовательно, рассчитав деформации при мощности пласта 1 м, нетрудно перейти к деформациям при любой другой мощности;

б) развитие деформаций земной поверхности с изменением глубины разработки происходит плавно и непрерывно. Поэтому по деформациям земной поверхности при выемке какой-либо лавы на глубине H_1 и H_2 интерполированием определяются деформации в мульде сдвижения, образованной на земной поверхности при ее подработке такой же лавой на глубине между H_1 и H_2 .

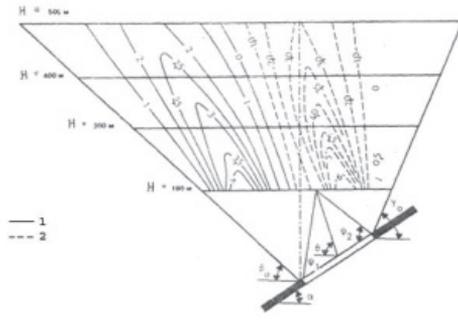


Рис. 1.13 Номограмма для определения горизонтальных деформаций ($\text{const: } m = 1,0 \text{ м; } D_{\text{ср}} = 150 \text{ м; } \alpha_{\text{ср}} = 35^\circ$); 1 —растяжение; 2 —сжатие, мм/м

Номограмма для определения горизонтальных деформаций при длинах лав от 130 до 170 м ($D_{\text{ср}} = 150 \text{ м}$) и углах падения от 30° до 40° ($\alpha_{\text{ср}} = 35^\circ$) приведена на рис. 1.13.

Для определения деформаций номограмма накладывается на вертикальный разрез пород окрест простирания пласта таким образом, чтобы лавы на номограмме и разрезе совмещались: при совмещении пикеты на разрезе, попавшие в зону влияния рассматриваемой выработки, располагаются между соответствующими изолиниями или на изолиниях номограммы. По изолиниям определяются значения условных деформаций, которые путем умножения на мощность пласта переводятся в искомые ожидаемые деформации.

Полная методика позволяет определять значения и знак ожидаемых суммарных деформаций в различных точках и в различное время, в том числе максимальные суммарные деформации и их местоположение.

Для расчета деформаций по полной методике необходимо иметь календарный план развития горных работ или схему расположения очистных выработок с указанием последовательности отработки. Если календарный план развития горных работ отсутствует и составить схему расположения выработок в пластах и наметить последовательность их проведения невозможно, допускается применение упрощенной методики, которая позволяет определять только максимальные ожидаемые суммарные деформации без указания знака и местоположения участков с максимальными деформациями.

Упрощенная методика базируется на зависимостях максимальных значений деформаций от глубины, мощности и угла падения разрабатываемых пластов. Встречающиеся условия подработки земной поверхности свитами пластов можно условно разделить на две группы. К первой группе относятся условия, при которых границы горных работ предопределены геологическими нарушениями, предохранительными целиками, границами шахтных полей и т. д., ко второй — условия, при которых границы горных работ могут быть смещены относительно друг друга.

В условиях первой группы происходит, как правило, однозначное суммирование деформаций, особенно когда границы горных работ находятся вблизи от плоскости, проведенной к горизонту под углом максимального влияния $\theta = 90^\circ - 0,8a$. В этих условиях свиту пластов можно заменить одним пластом, эквивалентным по своему влиянию на земную поверхность указанной свите.

Максимальные горизонтальные деформации (к которым наиболее чувствительно большинство сооружений) определяются, как известно, из выражения:

$$\varepsilon = C \frac{m}{H}, \quad (1.65)$$

где m и H — мощность и глубина пласта; C — коэффициент, зависящий от угла падения пласта.

Отсюда при отработке нескольких пластов, когда максимальные деформации от каждого из них складываются примерно в одной точке, суммарные деформации в этой точке будут равны

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m}{H} + C \frac{m_1}{H_1} + C \frac{m_2}{H_2} + \dots + C \frac{m_n}{H_n}; \quad (1.66)$$

$$\varepsilon_{\text{сум}} = \frac{C}{H} \left(m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n} \right). \quad (1.67)$$

С другой стороны

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m_{\text{усл}}}{H}, \quad (1.68)$$

где $m_{\text{усл}}$ — условная мощность пласта, эквивалентного по влиянию на земную поверхность рассматриваемой свиты, при залегании его на глубине H .

Поэтому

$$m_{\text{усл}} = m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n}. \quad (1.69)$$

Условную мощность можно вычислять относительно любого пласта свиты, но удобнее это делать относительно пласта, разрабатываемого первым.

В условиях второй группы задача по определению условной мощности свиты пластов становится неопределенной, так как влияние одинаковых свит пластов на подрабатываемый объект может колебаться в весьма широких пределах в зависимости от взаимного положения горных выработок в пластах.

А. Н. Медянец предлагает максимальные вертикальные и горизонтальные деформации земной поверхности под влиянием разработки свиты пластов определять по глубине и мощности пласта, имеющего наименьшую кратность $K_0 = H_0/m_0$, и по коэффициенту влияния свиты пластов N по следующим формулам [33]:

$$\text{а) наклон } i_{\text{max}} = (1,6 - \alpha/\rho) \frac{m_0}{H_0} N, \quad (1.70)$$

$$\text{б) радиус кривизны } R_{\text{кр}} = 3K_0 \sqrt{K_0} l/N; \quad (1.71)$$

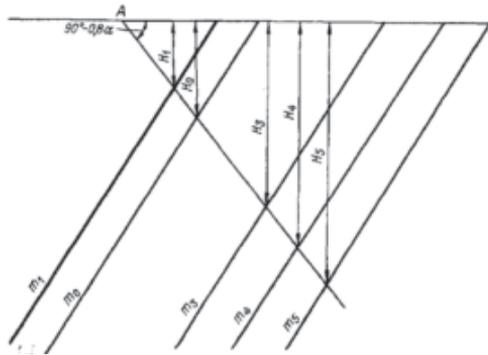


Рис. 1.14 Схема к определению деформаций земной поверхности в точке А по упрощенной методике.

в) относительное растяжение и сжатие

$$\epsilon_{\text{о. с}} = \epsilon_{\text{о. р}} = \frac{(0,6 + 0,9\alpha/\rho) \cos \alpha m_0}{H_0} N, \quad (1.72)$$

где

$$N = 1 + b \left(\frac{K_0}{K_1} + \frac{K_0}{K_2} + \dots + \frac{K_0}{K_n} \right), \quad (1.73)$$

$b = 0,5$ при двух пластах, $b = 0,4$ при трех пластах, $b = 0,3$ при четырех и более пластах;

$$K_0 = H_0/m_0; K_1 = H_1/m_1; K_2 = H_2/m_2; \dots K_n = H_n/m_n; \quad (1.74)$$

$t_0, m_1, t_2, \dots, t_n$ — мощность пластов; $H_0, H_1, H_2, \dots, H_n$ — глубина залегания пластов в точках пересечения их на разрезе вкрест простирания (рис. 1.14) с линией, проведенной от точки (границы) площадки под углом $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$ в сторону восстания пластов (линией максимального влияния).

При разработке свит пластов крутого падения формулу (1.72) для определения коэффициента N можно записать в следующем виде:

$$N = 1 + b_1 \frac{K_0}{K_1} + b_2 \frac{K_0}{K_2} + \dots + b_n \frac{K_0}{K_n}, \quad (1.75)$$

где b_1, b_2, \dots, b_n — коэффициенты, учитывающие степень наложения однозначных деформаций в зависимости от угла падения пластов α и отношения мощности междупластья M к глубине горных работ H . Значения коэффициентов b_1, b_2, \dots, b_n для условий, в которых отработка пластов ведется на четко очерченных горизонтах (что характерно для разработки свит крутых пластов), приведены в табл. 1.5.

В последние годы широкое распространение стали получать вероятностные методы определения сдвижений и деформаций земной поверхности.

Табл. 1.5 Значения коэффициентов b

α , градусы	Значения b при M/H			
	0	0,2	0,4	0,6
40	1	0,7	0,4	0,2
60	1	0,8	0,6	0,3
70	1	0,8	0,6	0,3
80	1	0,7	0,4	0,2

Прогноз вероятных значений сдвижений и деформаций выполняется с учетом возможного варьирования положений выработок в пространстве и сроков разработки различных пластов. Обобщение опыта горных работ показывает, что взаимные положения границ выработанного пространства в пластах свиты относительно выработок в верхнем пласте могут характеризоваться средним отставанием и средним диапазоном варьирования. В работе [34] на основании этих статистических характеристик определены математические ожидания и дисперсии вероятных сдвижений и деформаций при разработке пологих пластов и получены следующие расчетные формулы, базирующиеся на законах сложения сдвижений и деформаций от каждого пласта как независимых случайных величин:

$$\varepsilon_{\beta} = A \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2\varepsilon} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{n\varepsilon} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2\varepsilon}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{n\varepsilon}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right]; \quad (1.76)$$

$$K_{\beta} = B \left[\frac{m_1}{H_1^2} + K_{2k} \frac{m_2}{H_2^2} + \dots + K_{nk} \frac{m_n}{H_n^2} + \sqrt{\sigma_{2k}^2 \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \sigma_{nk}^2 \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2} \right]; \quad (1.77)$$

$$i_{\beta} = C \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2i} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{ni} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2i}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{ni}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right]. \quad (1.78)$$

где $A = 0,7(\cos^2\alpha + \sin 2\alpha)$; $B = \cos\alpha/0,3$; $C = \cos 2\alpha$; α — угол падения пластов; m_1, m_2, \dots, m_n — вынимаемые мощности пластов; H_1, H_2, \dots, H_n — глубины залегания пластов в точках пересечения с плоскостью, проведенной под углом максимального влияния $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$; $K_{2\varepsilon}, \dots, K_{n\varepsilon}, \dots, K_{2k}, \dots, K_{nk}, \dots, K_{2i}, \dots, K_{ni}$ — коэффициенты, зависящие от положения и размеров зоны варьирования границ выработок во втором, третьем и т. д. пластах; $\sigma_{2\varepsilon}, \dots, \sigma_{n\varepsilon}, \sigma_{2k}, \dots, \sigma_{nk}, \dots, \sigma_{2i}, \dots, \sigma_{ni}$ — дисперсии горизонтальных деформаций, кривизны и наклонов, зависящие от тех же факторов.

При укрупненных расчетах и в тех случаях, когда неизвестны коэффициенты $K_{\varepsilon}, K_k, K_i$ и дисперсии $\sigma_{\varepsilon}, \sigma_k$ и σ_i , определение вероятных значений сдвижений и деформаций производится по несколько упрощенным формулам.

1. Оседание

$$\eta_{\beta} = 0,9(m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cos \alpha. \quad (1.79)$$

2. Наклоны

$$i_{\beta} = \pm C \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2}. \quad (1.80)$$

3. Кривизна

$$K_{\beta} = B \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1^2} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2}. \quad (1.81)$$

4. Горизонтальные сдвижения
 а) вкрест простирания

$$\xi_{\beta} = \pm (0,3 + \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}, \quad (1.82)$$

- б) по простиранию

$$\xi_{\beta} = \pm 0,3 \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}. \quad (1.83)$$

5. Горизонтальные деформации а) вкрест простирания

$$\varepsilon_{\beta} = A \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}; \quad (1.84)$$

- б) по простиранию

$$\varepsilon_{\beta} = \pm 0,7 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}. \quad (1.85)$$

В условиях наклонного и крутого падения пластов, когда представляется возможным на основании имеющегося опыта определить наиболее вероятное положение горизонтов и примерные сроки отработки пластов, прогноз деформаций производится обычно с использованием различного рода таблиц и номограмм, в том числе и приведенных выше.

Вероятные деформации получаются в большинстве случаев несколько больше ожидаемых, так как при их определении не учитывается возможная взаимная компенсация, вызванная развитием деформаций разных знаков на участках, подверженных влиянию нескольких пластов.

Расчет деформаций земной поверхности при разработке свит крутопадающих пластов состоит из двух этапов. На первом этапе производят расчет сглаженных графиков деформаций по формулам (1.43)–(1.47), на втором этапе — расчет уступов по изложенной ниже методике.

При наличии календарных планов горных работ высоту уступа в полу-мульде по падению (где наиболее вероятно образование уступов) рассчитывают по эмпирической формуле, полученной экспериментальным путем для условий Донецкого бассейна

$$h_{o,y} = 10cli_z \left(\frac{\alpha}{\rho} - 0.6\right)^2 \quad (1.86)$$

где $h_{o,y}$ — ожидаемая высота уступа; l — расстояние между уступами (определяется из наблюдений или принимается равным 30м); i_z — ожидаемое сглаженное значение наклона, определяемое по формуле (43); α — угол

падения пластов в градусах; ρ — радиан (57°); c — коэффициент, учитывающий влияние свойств горных пород на развитие уступов $c = 2,15-0,27 f$, но не менее 0,3 и не более 1; f — средневзвешенный коэффициент крепости пород толщи по шкале М. М. Протодяконова, определяемый по данным испытаний пород или соответствующим таблицам.

Наклоны i_y и кривизну K_y участков между уступами находят из выражений:

$$i_y = 0.75 \frac{ci_z}{\cos^2 \alpha} \text{ (но не менее } i_z \text{)} \quad (1.87)$$

$$K_y = 5\Delta i_y / l \quad (1.88)$$

где Δi_y — разность наклона участков, прилегающих к уступу. При отсутствии календарных планов развития горных работ максимальную высоту уступа вычисляют по формуле

$$h_{0,y} = 3cl \frac{m_0}{H_0} N (\alpha/\rho - 0,65), \quad (1.89)$$

где m_0 и H_0 — мощность и глубина пласта, имеющего наименьшую кратность; N — коэффициент совместного влияния свиты пластов.

В формуле (1.85) значение 0,6 соответствует среднему по бассейну значению минимального угла (выраженному в данном случае в радианах), при котором начинается образование обратных уступов. Значение этого угла (угла сдвига α_c) зависит от сил трения и сцепления на контактах слоев, по которым происходит сдвиг. Наиболее точное его значение определяется натурными наблюдениями. В районах, где таких наблюдений нет, можно пользоваться в качестве первого приближения данными табл. 1.6 в зависимости от коэффициента f , который находится в корреляционной связи с остальными прочностными характеристиками массива, в том числе и с теми, что оказывают влияние на угол α_c .

Табл. 1.6 Значения углов сдвига α_c , градус

$f = [\sigma_{сж}]/100$	α_c	$f = [\sigma_{сж}]/100$	α_c
2	30	7	40
3	32	8	42
4	31	9	44
5	36	10	45
6	38		

Значения α_c , приведенные в табл. 1.6, получены из решения уравнений вида $(\alpha/\rho - 0,6)2c = \sin 2(\alpha - \alpha_c)$, составленных для различных условий, т. е. для различных α и коэффициентов $c = F(f)$. Тогда эмпирическая формула (1.85) запишется:

$$h_{\alpha, \gamma} = 10I_z \sin^2(\alpha - \alpha_c). \quad (1.90)$$

При отсутствии календарных планов развития горных работ в формуле (1.86) вместо i_z следует принимать $i_{\max} = (1,6 - \frac{\alpha}{\rho})N \frac{m_0}{H_0}$, т.е.

$$h_{\alpha, \gamma} = 10I (1,6 - \alpha/\rho) \frac{m_0}{H_0} N \sin^2(\alpha - \alpha_c). \quad (1.91)$$

Для определения l необходимо наметить точки на разрезе вкрест простирания пластов, где следует ожидать появления уступов, которые образуются, как уже указывалось, в местах расслоения толщи горных пород, приуроченных к различного рода ослаблениям. Весьма существенным является то обстоятельство, что при повторных подработках земной поверхности трещины расслоения и уступов образуются в тех местах, где они наметились при первых подработках. Поэтому перед повторными подработками целесообразно исследовать подрабатываемый участок с целью обнаружения на земной поверхности или в сооружениях признаков возникновения трещин и уступов. Последние хорошо видны на асфальтированных дорогах и на цоколях домов. Признаком наличия уступа на земной поверхности может служить также расходящаяся кверху трещина в здании, расположенном в полумульде со стороны падения, в зданиях, где кривизна между уступами обычно небольшая и не приводит к образованию заметных трещин. Трещина, уменьшающаяся кверху, свидетельствует о наличии под зданием растягивающих усилий.

Местоположение трещин и уступов на проектируемом к подработке участке достаточно точно можно определить путем трассировки их с подработанного соседнего участка, так как направление трещин и уступов совпадает с простиранием пластов.

Одновременно с накоплением данных о влиянии горных работ на земную поверхность создавались (с использованием этих данных) гипотезы о характере сдвижения горных пород в массиве. Некоторые из них дополнительно базировались на моделировании и отдельных наблюдениях в подземных выработках. К числу таких ранних гипотез относится так называемая «теория купола» или «теория свода», предложенная французским ученым М. Файолем в 1885 г. [35]. Согласно этой гипотезе сдвижение горных пород ограничивается куполообразным пространством, основанием которого служит выработанная площадь. Действие веса толщи горных пород, расположенной выше купола, передается пятами разгружающего свода на массив горных пород по бокам выработки, при этом породы боков выработки подобно штампам выжимают почву выработки в отработанное

пространство. Внутри купола породы находятся в разрыхленном состоянии. На расстоянии, в двести раз превышающем мощность разрабатываемого пласта, разрыхленные горные породы полностью заполняют купол, подпирая его свод, и сдвигение выше не распространяется.

Развивая теорию свода, немецкие ученые В. Гаак и Г. Шпакелер [36, 37] распространяют границу ядра свода, разгруженного от напряжений, в породы почвы, при этом Г. Шпакелер считает, что внутри большого свода имеется малый свод, обеспечивающий разгрузку от напряжений в том случае, если большой свод выходит на поверхность и разрушается. Их соотечественник Ф. Ржиха [38] подразделяет процесс сдвигения на две стадии: на первой стадии, как и у М. Файоля, образуется свод, который на второй стадии разрушается с образованием в массиве пород трещин. Развитие трещин идет до тех пор, пока они не займут положение, соответствующее углам естественного откоса. По данным Ф. Ржиха углы естественного откоса в сплошных скалистых породах равны 85° , в скалистых породах, но чередующихся со сланцами, мергельными и глинистыми породами, — 81° ; в толще горных пород, сложенной сланцем, мергелем, глиной и тонкими пластами каменного угля, они равны 64° – 76° ; во влажных породах (песках, глинах, галечниках с тонкими слоями мергеля или глины) углы естественного откоса составляют 54° , в мощных отложениях насыщенных водой наносов — 45° . Наибольшее развитие гипотеза свода получила в трудах проф. М. М. Протоdjяконова [3]. При создании гипотезы М. М. Протоdjяконов уподоблял горные породы в пределах свода сыпучей несвязанной среде. При этом он, пользуясь методом предельного равновесия, доказал, что если будет образовываться свод естественного равновесия, то он будет иметь форму параболы. При этом предполагалось, что максимальное сжимающее напряжение нормально к кровле выработки.

Параметры же этой параболы будут определяться пролетом выработки и прочностными свойствами пород:

$$y = x^2 / (af) \quad (1.92)$$

где y и x — ордината и абсцисса точки свода (начало координат расположено в середине плоской кровли выработки); a — половина пролета выработки; f — прочностной параметр, зависящий также от величины действующих напряжений.

2.7. Технологические методы управления геомеханическими процессами при подземной разработке месторождений

Под технологическими методами управления геомеханическими процессами понимают совокупность научно обоснованных технологических приемов или операций, позволяющих при освоении недр целенаправленно изменять состав, строение, свойства и состояние массива горных пород и обеспечивать развитие процессов его деформирования и разрушения,

а также фильтрации подземных вод в заданных направлениях, объемах и в установленных пространственно-временных пределах.

Основным назначением этих методов является приведение во взаимное соответствие технологических параметров освоения недр и геомеханического состояния толщи горных пород, при котором обеспечивается максимальная эффективность и безопасность подземных работ, минимальное воздействие на окружающую среду, сохранность и нормальная эксплуатация объектов попадающих в зону влияния горных работ.

Эти задачи решаются следующими способами:

- изменением абсолютных величин деформаций,
- путем регулирования направления, знаком и интенсивностью развития геомеханических процессов;
- воздействием на характер и формы проявления сдвижения горных пород;
- комбинацией способов воздействия на параметры протекания геомеханических процессов.

С целью упорядочения и установления области применения методов управления геомеханическими процессами составлена их классификация (табл. 1.7). В качестве основного классификационного признака принято назначение этих методов. С этим связаны также условия, объем место и время применения методов.

Табл. 1.7 Классификация технологических методов управления геомеханическими процессами

Класс	Группа	Характеристика способов	Область применения
1	2	3	4
1. Методы изменения величин деформаций	<p>а) уменьшение всех видов деформаций массива горных пород и земной поверхности;</p> <p>б) уменьшение всех видов деформаций земной поверхности без изменения деформаций основной толщи пород;</p> <p>в) взаимная компенсация отдельных видов деформаций земной поверхности и толщи пород;</p> <p>г) увеличение деформаций толщи горных пород и создание условий для образования газопроводящих трещин.</p>	<p>Применение закладки выработанного пространства и полостей над выработанным пространством; уменьшение вынимаемой мощности пласта.</p> <p>Частичная выемка по площади; гармоническая отработка пластов; опережающая отработка защитных пластов.</p>	<p>Отработка запасов полезных ископаемых под крупными жилыми массивами, промышленными объектами, реками и водоемами.</p> <p>Разработка месторождений, опасных по горным ударам, внезапным выбросам угля, породы и газа.</p>

<p>2. Методы изменения знака, направления и интенсивности развития деформаций</p>	<p>а) изменение знака горизонтальных деформаций;</p> <p>б) изменение знака вертикальных деформаций;</p> <p>в) изменение деформаций по площади;</p> <p>г) ускорение развития деформации;</p> <p>д) замедление развития деформаций.</p>	<p>Отработка пластов расходящимися забоями, широким фронтом, смежными забоями с заданным опережением, способом «парных штреков»; изменение направления очистной выемки, смещение границ горных работ; увеличение или уменьшение скорости подвигания очистных забоев, концентрация или деконцентрация горных работ.</p>	<p>Отработка запасов полезных ископаемых под линиями железных дорог, канализационными сетями, отдельно стоящими зданиями и сооружениями.</p>
<p>3. Методы изменения характера деформаций</p>	<p>а) перераспределение деформаций на земной поверхности;</p> <p>б) перераспределение деформаций в толще пород.</p>	<p>Применение компенсационных траншей и разгрузочных щелей; использование естественных и создание техногенных поверхностей ослабления толщи пород.</p>	<p>Отработка запасов под сооружениями башенного типа и вертикальными стволами шахт.</p>
<p>4. Методы комплексного изменения параметров деформационных процессов</p>	<p>а) сочетание 1 и 2 классов;</p> <p>б) сочетание 1 и 3 классов;</p> <p>в) сочетание 2 и 3 классов.</p>	<p>Комбинированное применение нескольких способов в различных сочетаниях.</p>	<p>Ведение горных работ под комплексом объектов, имеющих различные конструктивные особенности, значимость и степень чувствительности к деформациям земной поверхности.</p>

К основным технологическим методам относятся:

- гармоническая отработка пластов, базирующаяся на таком порядке ведения горных работ в пространстве и во времени, при котором происходит взаимная компенсация деформаций разных знаков;
- частичная выемка полезного ископаемого по площади, при которой деформации горных пород не достигают земной поверхности, что обеспечивает сохранность и нормальную эксплуатацию расположенных на ней объектов;
- выемка полезного ископаемого на неполную мощность и применение новых видов закладки выработанного пространства и полостей над ним, при которых обеспечивается уменьшение всех видов деформаций массива и земной поверхности;

- опережающая отработка защитных пластов полезного ископаемого, предотвращающая газодинамические явления при освоении недр;
- отработка пластов полезного ископаемого расходящимися забоями, широким фронтом и смежными забоями с заданным опережением, позволяющая плавное развитие геомеханических процессов в массиве горных пород и равномерное опускание земной поверхности и расположенных на ней объектов;
- отработка пластов полезного ископаемого методом парных штреков, обеспечивающая регулирование развития геомеханических процессов во времени;
- изменение направления очистной выемки и смещения границ горных работ, обеспечивающее развитие деформационных процессов в заданных пределах;
- применение компенсационных траншей и разгрузочных щелей, позволяющее перераспределять деформации в массиве горных пород и на земной поверхности и удалять границы зон повышенных напряжений от охраняемых объектов.

Для составления проектов управления геомеханическими процессами используются следующие исходные горно-геологические материалы:

1) гипсометрические планы угольных пластов с нанесенными проектируемыми и пройденными горными выработками;

2) план поверхности с существующими и проектируемыми гражданскими, промышленными сооружениями и природными объектами, положением выходов тектонических нарушений, осевых поверхностей синклиналичных складок;

3) геологические разрезы вкрест и по простиранию пластов;

4) сведения о сооружениях и природных объектах на поверхности (конструктивные особенности, назначение и т. д.);

5) допустимые и предельные деформации земной поверхности (показатели деформаций) в основании объекта, а также установленного в нем технологического оборудования.

В пластах, опасных по горным ударам и внезапным выбросам угля, породы и газа, горные меры охраны объектов должны удовлетворять требованиям «Инструкции по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по горным ударам» и «Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа».

Вид и формы управления геомеханическими процессами зависят также от стадии проектирования горных работ. При этом необходимо выделить следующие стадии [25]:

1) детальная разведка месторождения, проектирование и строительство шахты;

2) перспективное планирование горных работ на 15–20 лет;

3) планирование горных работ на 5 лет;

4) текущее планирование горных работ на 1–2 года.

Проектирование управлением процесса сдвижения горных пород на стадии строительства шахты сводится к классификации запасов по характеру их влияния на деформации поверхности. В зависимости от этого влияния следует осуществлять выбор способов управления горным давлением и порядок разработки пластов. На этой стадии выделяются три группы запасов.

Положение различных групп запасов определяется установленными критериями.

Выемка запасов первой группы вызывает образование провалов на поверхности; в качестве управления сдвижением горных пород при разработке этой группы запасов следует предусматривать закладку выработанного пространства или оставление предохранительных целиков под объектами. Выбор закладочного материала и технологии закладочных работ должны осуществляться исходя из допустимого показателя уменьшения деформаций:

$$\lambda = \frac{\varepsilon_{\text{Д}}}{\varepsilon_{\text{м}}} = \frac{\sum_1^3 m}{\sum_1^3 m_s}, \quad (1.93)$$

где $\varepsilon_{\text{Д}}$ — допустимые горизонтальные деформации для объекта; $\varepsilon_{\text{м}}$ — максимальные вероятные горизонтальные деформации, определяемые по методике «Правил охраны сооружений ...»; $\sum_1^3 m, \sum_1^3 m_s$ — соответственно вынимаемые и эффективные (с учетом закладки) мощности трех наиболее влияющих пластов свиты.

Выемка запасов второй группы может вызывать деформации поверхности больше, чем предельные (разрушающие) для зданий и сооружений.

Основными горными мерами защиты и способами управления сдвижением горных пород и земной поверхности в этом случае является закладка выработанного пространства, оставление предохранительных целиков в отдельных пластах и частичная выемка запасов.

При частичной выемке запасов, глубинах разработки до 300 м, крепких покрывающих породах длина лав «Д» не должна превышать $D = 50-60$ м; в условиях пород средней крепости $D = 40-50$ м; при слабых породах $D = 30-40$ м. Размер межлавных целиков должен удовлетворять условию $l = 0,15 H_{\text{ср}}$ ($H_{\text{ср}}$ — средняя глубина разработки).

При применении частичной выемки запасов с указанными параметрами лав и целиков величины деформаций поверхности уменьшаются в 3–5 раз по сравнению с деформациями при сплошной системе разработки.

При выемке запасов третьей группы, возникающие деформации земной поверхности находятся в диапазоне от предельных до допустимых для объектов. Исходя из заданных деформаций регламентируются группы совместно разрабатываемых пластов. Горные работы в различных группах следует вести с заданным опережением по падению (простирацию), составляющим не менее $(0,3-0,5) H_{\text{ср}}$.

Группа пластов выбирается исходя из допустимых деформаций поверхности для рассматриваемых объектов с использованием зависимостей:

а) при пологом падении пластов

$$k_B = (\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha) \sum_1^n \frac{m_i}{H_i} \leq [\varepsilon_D], \quad (1.94)$$

где k_B — коэффициент, определяемый в зависимости от типа месторождения ($k_B = 2,0-2,4$); α — угол падения пластов; m_i — вынимаемые мощности пластов в группе; H_i — средняя глубина залегания пластов; $[\varepsilon_D]$ — допустимые деформации земной поверхности.

б) при наклонном и крутом залегании пластов допустимая приведенная мощность в группе пластов определяется из выражения:

$$m_C \leq \frac{[\varepsilon_D]}{k_e} \cdot H_z, \quad (1.95)$$

где H_z — глубина горизонта; k_e — коэффициент, зависящий от типа месторождения ($k_e = 0,5-1,2$);

$$m_C = m_1 + \left(1 - \frac{h_{1-2}}{H_z}\right) m_2 + \left(1 - \frac{h_{1-3}}{H_z}\right) m_3 + \dots + \left(1 - \frac{h_{1-n}}{H_z}\right) m_n, \quad (1.96)$$

где $h_{1-2}, h_{1-3}, h_{1-n}$ — соответственно мощности междупластий по горизонтам между первым и вторым, первым и третьим, первым и "n" пластами.

На стадии перспективного планирования горных работ конкретизируются группы совместно разрабатываемых пластов, исходя из допустимых горизонтальных деформаций поверхности и по условиям защиты горных выработок от динамических проявлений горного давления. Порядок разработки пластов внутри каждой независимой группы определяется условиями защиты от динамических проявлений горного давления, а последовательность разработки групп пластов должна обеспечивать минимальные деформации поверхности в основании подрабатываемых объектов.

Порядок разработки названных групп пластов выбирается на основании следующих условий:

$$\sum_1^n |\varepsilon_i| \rightarrow \min; \quad \sum_1^n |i_i| \rightarrow \min, \quad (1.97)$$

где $\sum_1^n |\varepsilon_i|$ — сумма абсолютных значений горизонтальных деформаций в характерных точках поверхности в основании наиболее ответственных объектов; $\sum_1^n |i_i|$ — сумма абсолютных значений наклонов в характерных точках поверхности в основании наиболее ответственных объектов.

При планировании горных работ на пять лет целесообразно производить выемку пластов в определенном порядке с заданным опережением фронта очистных работ.

При разработке пологих пластов на основании разработанных методов расчетов определяется положение фронтов очистных работ в отдельных и группах пластов.

При ведении горных работ по горизонтам (наклонное и крутое падение) горные работы должны планироваться таким образом, чтобы отдалить сроки подработки объектов и уменьшить деформации поверхности. При ведении горных работ в свитах пластов для этой цели следует выделять группы так называемых взаимовлияющих пластов (выработок). Взаимовлияющими пластами являются такие пласты, разработка которых по горизонтам не вызывает смещения на местности характерных точек мульды сдвижения, что имеет место при определенной мощности междупластья $H_m < (0,3-0,5) H_c$.

На рис. 1.15 показаны схемы ведения горных работ, обеспечивающие снижение деформаций поверхности и отдаление сроков подработки объекта.

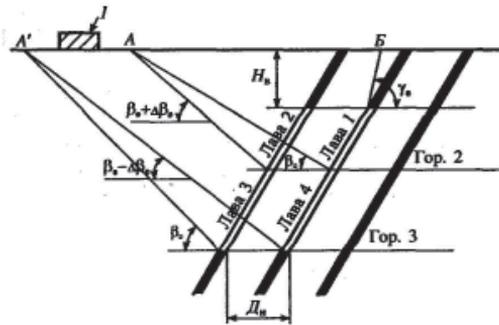


Рис. 1.15 Рациональный порядок разработки пластов при ведении горных работ по горизонтам: 1 — охраняемый объект; АБ — зона опасного влияния при разработке пластов на гор.2; А'Б — то же при разработке пластов на гор. 3.

Разработка пластов в восходящем порядке на гор. 2 способствует концентрации деформаций на участке поверхности перед объектом, а разработка пластов на нижележащих горизонтах в нисходящем порядке способствует увеличению зоны сдвижения и уменьшению деформаций в основании объекта.

Способы осуществления мер защиты подробно рассмотрены в главе 5.

ГЛАВА 3

Сдвигение горных пород при открытой разработке

3.1. Формы проявления сдвигения пород при открытой разработке

По мере оснащения горной промышленности новыми мощными техническими средствами все большее число месторождений обрабатывают открытым способом, при котором влияние взрывных работ на все аспекты и параметры разработки существенно возрастает. Глубина открытой разработки отдельных месторождений СССР превысила 400 м. Строят и эксплуатируют карьеры, рассчитанные на глубину разработки 500 м и более. Технология открытой разработки месторождения и параметры системы разработки в значительной мере определяются особенностями сдвижений и деформаций горных пород в каждом конкретном условиях.

Деформации пород в карьере начинаются обычно сразу же после образования открытой горной выработки и происходят практически в течение всего срока ее службы. Различают непрерывные и циклические процессы. К непрерывным, то есть происходящим практически с постоянной скоростью, относят оседания, осыпи, суффозионные и поверхностные оплывания, к циклическим, то есть идущим с переменной скоростью, — оползни, обрушения и т. д. Наибольшую опасность представляют циклические процессы.

Для правильного проектирования и ведения горных работ необходимо знать формы проявления процессов сдвигения и уметь прогнозировать характер их развития и возможные последствия. Необходимо также надежно определять меры и рассчитывать основные параметры (формы уступов и бортов карьеров, их высоту и др.), обеспечивающие устойчивость уступов, бортов и отвалов в период разработки. Рассмотрим основные формы проявления процессов сдвигения на карьерах.

Оползень — медленное смещение масс горных пород, слагающих откос (а иногда его основание), происходящее в виде скользящего движения между смещающимися породами и неподвижным массивом. Это наиболее распространенный и крупный вид нарушения устойчивости откосов, связанный с наличием в толще пород пластичных прослоек, слоев и слабых контактов. Оползни происходят при углах наклонов бортов и откосов уступов положе 250–350. Активная стадия оползней протекает в течение значительного времени (от нескольких часов до месяцев). Поскольку оползни нередко вовлекают в движение значительные массы горных пород (до нескольких млн. кубических метров), они являются часто причиной полного прекращения работ в карьерах.

Развитие оползня сопровождается обычно образованием трещин отрыва, размеры которых характеризуют глубиной их распространения, шириной раскрытия и протяженностью. По скорости развития трещин можно судить

о ходе развивающейся деформации. Ее называют иногда скоростью подвигания отрывающегося блока.

Оползневой цикл складывается из процесса перехода массива пород, прилегающих к откосу, из равновесного в неравновесное состояние и затем — в новое равновесное состояние.

Обрушение — быстрое смещение породных масс или блоков и пачек пород, слагающих откос, сопровождающееся дроблением смещающейся части массива. Поверхность отрыва обрушающихся пород, как правило, совпадает с различного рода структурными ослаблениями массива и имеет наклон, превышающий угол внутреннего трения. Поэтому после преодоления сил сцепления оторвавшийся массив не может удержаться на этой поверхности силами трения и перемещается вниз к подошве откоса. Активная стадия обрушения протекает практически мгновенно, что представляет большую опасность для людей и механизмов, работающих на нижележащих уступах. Обрушения при углах откосов превышают 250–350 и захватывают иногда значительные части массивов горных пород.

Оплывина — перемещение в виде потока насыщенных водой до текучего состояния некоторых разновидностей песчано-глинистых пород нарушенной структуры (пылеватых песков и глин, лессовидных суглинков и лессов), которые растекаются по площадкам уступов под углом 40–60 и менее. Оплывины захватывают значительные объемы пород, развиваются весьма интенсивно, часто приобретая катастрофический характер.

Осыпь — разрушение и смещение приповерхностной части крутых откосов. Осыпи формируются в течение значительного периода времени (несколько лет) и характерны для всех типов горных пород. Они вызывают выполаживание общего угла наклона борта карьера за счет уменьшения площадок уступов. Известны случаи, когда осыпи явились источником образования более крупных нарушений устойчивости: оползней, оплывин и др.

Просадка — неравномерное вертикальное опускание площадок уступов и поверхности отвалов, сложенных высокопористыми рыхлыми породами естественной и нарушенной структуры под влиянием собственного веса, внешних пригрузок, увлажнения атмосферными осадками, динамических нагрузок и т. п.

При просадках, как правило, не образуется сплошной поверхности скольжения. Обычно это наименее опасный вид нарушения устойчивости, однако в определенных условиях он может служить причиной серьезных нарушений режима работы, аварий и травм.

Фильтрационные деформации, вызываемые подземными водами, разделяют на оплывание, выпор, механическую суффозию и фильтрационный вынос вдоль трещин. Оплывание связано с переносом и переотложением грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в пределах участка их высачивания. Наибольшее развитие этот процесс получает в песчаных грунтах.

Фильтрационный выпор — это нарушение устойчивости частично подтопленных песчаных откосов, при котором приходит в движение некото-

рый его объем. Выпор происходит под влиянием сил тяжести и гидродинамического давления.

Механическая суффозия — это вынос мелких частиц из массива горных пород под влиянием гидродинамических сил.

Фильтрационный вынос вдоль трещин носит эрозионный характер и развивается в слабосцементированных породах с характерной естественной трещиноватостью.

3.2. Наблюдения за сдвижением пород на карьерах

Эффективность и безопасность разработки месторождений открытым способом в значительной мере зависят от надежности исходных данных, принятых при проектировании карьеров и используемых в период их строительства и эксплуатации.

Поскольку на характеристики процессов сдвижения горных пород влияют многие факторы, не все из которых бывают достаточно хорошо изучены к началу строительства и эксплуатации месторождений, работы в карьерах ведут, как правило, под контролем инструментальных и визуальных наблюдений. По результатам этих наблюдений конкретизируется механика процесса сдвижения пород на карьерах, корректируют параметры карьеров и разрабатывают противодеформационные мероприятия.

Согласно «Инструкции по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» [39] при открытом способе отработки месторождений необходимо выполнять следующий комплекс работ (или часть его):

а) проводить систематические глазомерные наблюдения за состоянием откосов в карьере и на отвалах;

б) изучать геологические и гидрогеологические условия месторождения условия залегания породных слоев, структуру массива полезного ископаемого, налегающих и вмещающих пород, пород основания отвалов;

в) выявлять зоны и участки возможного проявления разрушающих деформаций откосов на карьерах и организовывать на этих участках стационарные инструментальные наблюдения;

г) проводить инструментальные наблюдения за деформациями бортов уступов и откосов отвалов;

д) изучать возникающие нарушения устойчивости, устанавливать их характер, степень опасности и причины возникновения, документировать их;

е) составлять проекты искусственного укрепления ослабленных зон и участков, контрфорсов, пригрузок откосов, специальной технологии горных работ и других мероприятий по борьбе с разрушениями откосов на карьерах;

ж) осуществлять систематический контроль за состоянием противодеформационных сооружений и выполнением мероприятий, предотвращающих развитие нарушений устойчивости откосов;

з) следить за соблюдением проектных параметров откосов уступов, отвалов и бортов карьеров, корректировать углы откосов рабочих уступов и отдельных участков рабочих бортов.

Методика закладки наблюдательных станций и проведения наблюдений на них определяется поставленными задачами и условиями разработки месторождения.

Для проведения инструментальных наблюдений за деформациями бортов карьеров и откосов отвалов закладывают специальные наблюдательные станции, состоящие, как правило, из нескольких профильных линий грунтовых реперов.

Наблюдения на этих станциях должны начинаться одновременно с началом развития вскрышных работ на карьере.

Наблюдательные станции закладывают по проектам, содержащим план станции в масштабе 1:1000 или 1:2000, краткую пояснительную записку и соответствующие геологические карты и разрезы. Реперы наблюдательной станции располагают по линиям, перпендикулярным к простиранию борта карьера в предельном положении. Крайние пункты профильной линии закладывают вне зоны деформаций, возникающих при углубке карьера до проектной глубины. Обычно линии располагают по всему карьеру (через оба противоположные борта и дно карьера), а при большой глубине карьера их закладывают на каждом борту карьера самостоятельно.

Профильная линия состоит из опорных и рабочих реперов. Опорные реперы должны находиться вне зоны деформаций в количестве не менее двух на каждой стороне. Расстояние между опорными реперами принимают 20 м и более.

Рабочие реперы закладывают по линиям, примыкающим к карьерам и на площадках (бермах) уступов или ярусов отвала. Длина линий на земной поверхности должна быть не менее $1,5H$, где H — глубина карьера (рис. 1.16). Расстояния между реперами на этих линиях в зависимости от их удаления от верхней бровки борта карьера должны быть следующими:

- а) на участке призмы возможного оползания (обрушения) — от 5 до 15 м;
- б) с удалением от верхней бровки карьера — от 15 до 30 м.

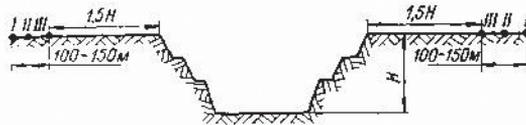


Рис. 1.16 Схема к определению размеров профильной линии для наблюдений за деформациями бортов карьеров.

На каждой площадке уступа закладывают не менее двух реперов: один вблизи бровки уступа, другой у подошвы вышележащего уступа.

Исходные реперы, к которым производят привязку опорных реперов всех линий, должны быть в местах, обеспечивающих неизменность их положения в течение всего времени производства наблюдений, т. е. вне зоны влияния горных работ и за пределами зоны возможного оседания земной поверхности от снижения уровня подземных вод при дренаже карьерного поля.

Инструментальные наблюдения и их обработка состоят в основном из тех же операций, что и при подземной разработке месторождений, но при этом особое внимание обращают на направление и скорости смещения реперов, на характер, протяженность и ширину трещин на земной поверхности и бермах уступов.

Частоту наблюдений устанавливают в зависимости от интенсивности процесса сдвижения и решаемых задач. Она колеблется от пятидесяти дней до одного года. В отдельных случаях (при наблюдениях за активными оползнями со скоростями смещения 10 мм/сут и более) наблюдения проводят ежедневно и даже несколько раз в сутки (при скоростях, близких к критическим, т. е. предшествующих срыву оползня).

На участках, где визуальным обследованием обнаружены признаки формирующихся нарушений устойчивости откосов, часто производят упрощенные маркшейдерские наблюдения. С этой целью закладывают временные наблюдательные станции, состоящие из обычных деревянных кольев и металлических стержней, забиваемых в грунт.

Для наблюдения за раскрытием трещин закладывают парные реперы (по обе стороны от трещины), представляющие собой колья или стойки с закрепленными на них телескопическими оцифрованными рейками, мерными лентами или проволоками.

Упрощенные наблюдения за осыпанием породы состоят в измерении расстояний от осыпи до реперов, закладываемых горизонтально по откосу выше уровня осыпи с интервалом 1 м, и расстояний от поверхности откоса до рейки, соединяющей головки указанных реперов. На участках между соседними реперами производят измерение углов откоса.

Для наблюдения за большими оползнями и определения их развития во времени и пространстве применяют метод наземной стереофотограмметрической съемки. Этот метод позволяет охватить наблюдениями недоступные и опасные места уступов и бортов карьеров, оперативно и в большом объеме получать необходимую информацию о состоянии карьеров. Он менее трудоемок, чем традиционные маркшейдерские наблюдения, и исключает необходимость построения наблюдательных станций, что весьма важно при съемке крутых откосов, уступов, а также рабочих площадок, существующих непродолжительное время.

В последние годы для наблюдений за деформациями крупных карьеров и их геометризацией начинают применять аэрофотограмметрические методы съемок, которые позволяют быстро фиксировать состояние больших объектов (площадью 3–6 км²) и проводить наблюдения независимо от производства горных работ в карьере и на отвалах. При этом методе практиче-

ски отсутствуют «мертвые зоны», встречающиеся при наземной фотограмметрической съемке, и отпадает необходимость в трудоемких работах по устройству базисов для установки фототеодолитов. Оборудование, применяемое при аэрофотограмметрической съемке карьеров, методика съемки и обработки результатов, а также оценка ее точности приведены в работе [40].

Все чаще для изучения оползневых явлений на карьерах начинают применять геофизические методы, особенно сейсмические и электрометрические. В Московском государственном горном университете разработана высокоточная аппаратура, реализующая принципиально новые способы контроля устойчивости массивов на основе неразрушающих натуральных испытаний, при которых оценка устойчивости производится по реакции массива на различные дестабилизирующие воздействия. Оперативный контроль степени устойчивости массива производится измерителем перемещений по установленным зависимостям степени устойчивости от деформаций, скоростей и знака ускорений деформаций.

Эффективность перечисленных методов наблюдений за состоянием массивов горных пород на карьерах существенно повышается, когда они применяются в сочетании с традиционными маркшейдерскими наблюдениями.

3.3. Методы расчета устойчивости уступов и бортов карьеров

Существующие расчетные методы условно можно разделить на две группы: строгие и приближенные. В расчетах по строгим методам используют математический аппарат механики сплошных сред. Эти методы подробно изложены в специальной литературе и здесь мы на них останавливаться не будем. В практике горного дела наибольшее распространение получили приближенные методы, основанные на допущении, что сдвигение происходит по определенной для данных условий поверхности, по которой сдвигающие силы превышают удерживающие. Исходя из этого допущения, основное условие устойчивости горных пород в откосах записывают в виде

$$\sum S_i > \sum T_i, \quad (1.98)$$

где $\sum S_i$ — сумма сил, удерживающих откос от сдвига по наиболее слабой поверхности; $\sum T_i$ — сумма сдвигающих сил по этой поверхности.

Отношение суммы удерживающих сил к сумме сдвигающих носит название коэффициента запаса устойчивости ($n = \sum S_i / \sum T_i$). Наиболее слабой является та поверхность, по которой это отношение наименьшее. Поверхность, по которой действуют силы с отношением $n=1$, называют предельно напряженной или поверхностью скольжения.

Форма и местоположение в массиве поверхностей скольжения зависят от ориентировки в пространстве тектонических нарушений, слоистости, сланцеватости и других крупных поверхностей ослабления, от механических

характеристик и объемного веса пород, от высоты и угла наклона откоса. Существенное влияние на устойчивость откосов оказывает также наличие водоносных горизонтов, водоемов, открытых и подземных водостоков в окрестностях карьера.

При расчетах устойчивости откосов рассматривают обычно две формы поверхностей скольжения: плоскую и круглоцилиндрическую. Плоскую форму принимают в тех случаях, когда углы падения пород, слагающих откос, больше угла внутреннего трения по контактам слоев и меньше угла рабочего откоса уступа, т. е. в условиях, при которых происходит подрезка контактов между слоями. Плоская поверхность скольжения наблюдается и в тех случаях, когда происходит подрезка дизъюнктивных нарушений или ярко выраженных трещин, падающих в сторону выемки под углами, превышающими угол внутреннего трения пород.

В остальных случаях при расчетах устойчивости откосов в связных горных породах (преимущественно при однородном или слоистом строении массива) принимают, как правило, круглоцилиндрическую поверхность скольжения.

Сопротивление сдвигу горных пород является величиной переменной, зависящей от ряда факторов, в том числе от нормальных напряжений, действующих по поверхности сдвига, т. е. $\tau = f(\sigma_n)$. Обычно эту зависимость представляют в графической форме. В общем виде она криволинейна, однако в определенных пределах может быть заменена прямой

$$\tau = \tau_0 + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (1.99)$$

где τ_0 — сцепление горной породы; φ — угол внутреннего трения, тангенс которого является коэффициентом внутреннего трения; σ_n и τ — нормальная и касательная составляющие напряжений по предельно напряженным площадкам, из которых слагается поверхность скольжения.

Поскольку большая протяженность бортов дает возможность при расчете их устойчивости ограничиваться решением плоской задачи объемного напряженного состояния, условие предельного равновесия записывают в следующем виде:

$$\sum T_i = f_{\text{ср}} \sum N_i + L \tau_{\text{ср}}, \quad (1.100)$$

где $\sum N_i$ и $\sum T_i$ — сумма нормальных и сдвигающих сил, действующих по поверхности скольжения; $f_{\text{ср}}$ и $\tau_{\text{ср}}$ — средние значения коэффициента трения и сцепления по всей поверхности скольжения; L — длина расчетной поверхности скольжения.

Для определения устойчивости вертикальных обнажений горных пород существует несколько подходов. Так, проф. Г. Л. Фисенко [17] предложил предельную высоту вертикального откоса в слоистом массиве определять по формуле:

$$h_{\pi/2} = \frac{2\tau_0}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (1.101)$$

Эта формула справедлива для условий, при которых слои пород падают в сторону массива, вертикальны, горизонтальны или падают в сторону выемки под углом меньшим, чем угол внутреннего трения по контактам слоев $\varphi_{тр}$, и в массиве нет каких-либо поверхностей ослабления, падающих в сторону выработки по углам $\beta > \varphi$.

В тех случаях, когда слои пород падают в сторону выемки под углом, большим угла внутреннего трения по контактам слоев, и имеется подрезка слоев, для определения предельной высоты подрезки h следует пользоваться формулой

$$h = \frac{\tau_{тр}}{\gamma} \cdot \frac{\cos \varphi_{тр}}{\cos \beta \sin (\beta - \varphi_{тр})}, \quad (1.102)$$

где $\tau_{тр}$ — сцепление по контактам слоев, трещин или других поверхностей ослабления.

Если высота $h\pi/2$ больше рассчитанной по формуле (1.102), то необходимо производить заоткоску уступа.

Наименее благоприятным по фактору устойчивости является случай падения слоев под углом $\beta = \pi/4 + \varphi/2$. В подобных случаях поверхности ослабления по контактам слоев играют второстепенную роль в устойчивости вертикальных обнажений, и в этих условиях высоту вертикального обнажения горных пород необходимо определять по формуле (1.101).

В заоткошенных уступах при плоской поверхности скольжения в основании уступа не возникает площадок скольжения, так как высота подрезки h на этом участке меньше определяемой по формуле (1.102). Призма, в основании которой нет площадок скольжения, противодействует сползанию вышележащих пород. В этих условиях предельную высоту подрезки слоев можно увеличить до значений, определяемых по формуле

$$h = \frac{\tau_{тр} \cos \alpha_{тр}}{\gamma \cos \beta \sin (\beta - \varphi_{тр}) (1 - \sqrt{\operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \beta})}. \quad (1.103)$$

Пределы применения этой формулы те же, что и формулы (1.102).

При круглоцилиндрической поверхности скольжения оценку устойчивости откосов производят следующим образом.

Участок откоса АБВ (рис. 1.17), ограниченный поверхностью скольжения АВ1В, делят на ряд вертикальных полос 1,2,3... одинаковой ширины a . Принимая средние высоты полос условно за их веса Q_i , разлагают последние на касательные и нормальные составляющие к поверхности скольжения.

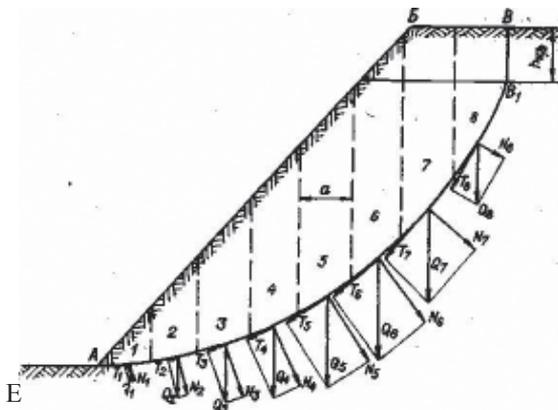


Рис. 1.17 Схема к расчету устойчивости откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения.

Просуммировав отдельно отрезки касательных и нормальных составляющих (с учетом их масштаба) и измерив длину расчетной поверхности скольжения L , составляют соотношение:

$$n = \frac{I_{\text{ср}} \sum N_i + \tau_{\text{ср}} L}{c \sum T_i} \quad (1.104)$$

В этом выражении знаменатель представляет сумму сил, сдвигающих оползневой клин, а числитель — удерживающих его. При этом, чем больше значение n , тем более устойчив откос. При $n = 1$ откос находится в состоянии предельного равновесия.

В верхней части откоса часто наблюдается поверхность отрыва BB_1 (вертикальная трещина), высота которой может быть определена по формуле (1.100). При появлении поверхностей отрыва значение расчетной силы сцепления уменьшается. Поэтому при расчетах следует принимать L , равное длине скольжения AB_1 , т. е. не включать в нее высоту трещины отрыва $h\pi/2$.

При расчетах устойчивости уступов и бортов карьеров по круглоцилиндрической поверхности большую сложность представляет определение ее местоположения. Иногда это делают методом последовательного приближения, что связано с трудоемкими вычислениями.

Оригинальный метод определения поверхности скольжения предложил Г. Л. Фисенко [17]. Метод основан на использовании теории сыпучей среды, согласно которой элементарные площадки скольжения в однородном массиве горных пород возникают при напряжениях, превышающих σ_s , вычисляемую из уравнения

$$\sigma_s = 2\tau_0 \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (1.105)$$

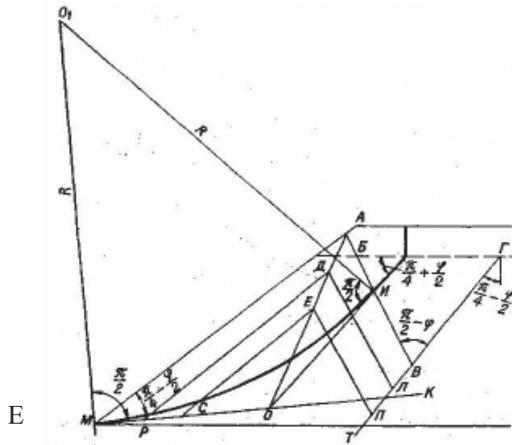


Рис. 1.18 Построение поверхности скольжения в однородном плоском откосе.

Преобразовав это уравнение, нетрудно получить формулу (1.100), в которой $h\pi/2$ — глубина, начиная с которой возникают площадки скольжения.

Расположены площадки скольжения под углом $\pi/4 - \varphi/2$ к направлению наибольшего главного напряжения, которое в массиве пород откосов обычно совпадает с вертикалью, а по мере приближения к поверхности откосов выполаживается. Соответственно изменяется и ориентация площадок скольжения: от $\pi/4 - \varphi/2$ к $\pi/2$ в области БГВ на рис. 1.18 и вновь до $\pi/4 - \varphi/2$ к поверхности откоса в месте ее пересечения.

Изменение направления этих площадок в области между поверхностью откоса и линией БВ происходит, как показал анализ кривых, построенных по методу В. В. Соколовского [16], по плавно криволинейной, близкой к круглоцилиндрической, форме.

Используя указанные закономерности, строят поверхность скольжения [17].

Поверхность скольжения можно построить и по данным маркшейдерских наблюдений. Если направления векторов от верхнего основания откоса к нижнему постепенно выполаживаются, а значения их остаются примерно одинаковыми (что свидетельствует о движении сползающей части уступа как одного целого), то поверхность скольжения строят так, как показано на рис. 1.18.

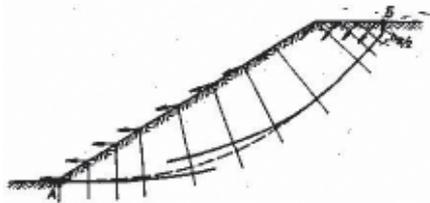


Рис. 1.19 Построение поверхности скольжения по данным маркшейдерских наблюдений (стрелками указаны векторы сдвижений).

Положение поверхности скольжения оползня можно определить также путем инклинометрических измерений в скважинах, пробуренных в оползневом массиве. С помощью этих измерений определяют искривление ствола скважины и по измеренному значению его кривизны на отдельных интервалах устанавливают местоположение поверхности скольжения оползня, поскольку наибольшим искривлениям подвергается отрезок скважины, расположенный в зоне формирования поверхности скольжения.

Докт. техн. наук Э. Л. Галустьян предложил [41] метод расчета параметров откоса без определения потенциальной поверхности скольжения. Задачи его методом можно решать как аналитическим, так и графическим путем, при этом аналитические формулы применяются при плавных криволинейных поверхностях скольжения, когда кривизна изменяется монотонно, графические построения — в условиях нарушенных массивов, когда потенциальная поверхность скольжения имеет сложную форму, т. е. включает криволинейные и прямолинейные участки и имеет резкие изломы. При расчетах аналитическим методом призма возможного обрушения разбивается на ряд вертикальных блоков, в пределах которых криволинейный участок поверхности скольжения можно заменить без большой погрешности плоским. Степень устойчивости откоса при этом методе определяется из выражения

$$n = \frac{gB_1 \cos \beta_1 \operatorname{tg} \rho_1 + K_1 L_1 - gP_2 \cos \beta_2 \operatorname{tg} \rho_2 + + K_2 L_2 + \dots + gP_m \cos \beta_m \operatorname{tg} \rho_m + K_m L_m}{g(P_1 \sin \beta_1 + P_2 \sin \beta_2 + \dots + P_m \sin \beta_m)}, \quad (1.106)$$

где P_i — масса i -го породного блока, т; β_i — угол наклона поверхности скольжения в пределах i -го блока, градусы; L_i — длина поверхности скольжения в пределах i -го блока, м; K_i и P_i — удельное сцепление (Па) и угол трения (градусы) по поверхности ослабления i -го блока; t — число блоков, содержащихся в призме возможного обрушения.

Расчет устойчивости бортов карьеров графическим методом заключается в построении многоугольника сил, действующих на отдельные блоки призмы возможного обрушения. Подробно этот метод рассмотрен в работе [17].

Рассмотренные случаи не охватывают всего многообразия условий, встречающихся на практике. В настоящее время еще не во всех случаях представляется возможным дать выражение равновесия в аналитическом виде. Поэтому нередко приходится строить графики зависимости между высотой откоса и его углом для каждого отдельного случая залегания пород и структурных элементов. В этих условиях вначале строят семейство кривых скольжения, выходящих на поверхность откоса без учета структурных элементов, а затем вводят поправки за счет этих элементов.

Для приближенного определения углов наклона бортов карьеров рекомендуется пользоваться табл. 1.8, составленной на основании результатов многолетних наблюдений за устойчивостью откосов в различных горно-геологических условиях [39].

Табл. 1.8 Рекомендуемые значения углов наклона бортов карьеров для различных горно-геологических условий.

Группа и общая характеристика пород	Геологические условия и основные факторы, оказывающие влияния на углы наклона бортов.	Ориентировочный угол наклона, град.
Iа. Преимущественно крепкие слаботрещиноватые породы	Ширина берм, высота уступов (одиночных или сдвоенных) и угол их откосов, зависящие от углов падения в сторону карьера поверхностей ослабления (слоистости, сланцеватости, тектонических нарушений и крупных трещин)	До 60
Iб. Крепкие породы с интенсивной трещиноватостью	При отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40–45
II. Наряду с крепкими породами в борту залегают хлоритовые, серицитовые и талькохлоритовые сланцы, выветренные уплотненные песчано-глинистые породы	Борт лежачего бока при падении слоев под углом более 40° и при глубине более 200 м. При отсутствии поверхностей ослабления большого протяжения, падающих в сторону карьера	38–45
	При наличии поверхностей ослабления, падающих в сторону карьера	30–40
	При мульдообразном залегании слоев Преобладают песчано-гравийные, меловые, выветрелые, изверженные и другие хорошо дренированные отложения; в нижней части бортов пластичных глин и поверхностей ослабления нет	25–30
III. Борты или участки сложены рыхлыми (слабоуплотненными) и несвязанными осадочными или полностью дезинтегрированными (выветрелыми) породами.	В средней или нижней части борта имеются горизонтальные или согласно падающие поверхности ослабления или слои пластичных глин; основание откоса сложено пластичными глинами	20–25

Рекомендуемые значения углов наклона бортов карьеров для различных горно-геологических условий.

На основании этих наблюдений и теоретических исследований разработаны также схемы расчета устойчивости откосов для различных геологических условий и форм поверхностей скольжения [39], позволяющие значительно облегчить выбор наиболее приемлемых методов расчета и определить оптимальные параметры карьеров для конкретных условий.

3.4 Расчет устойчивости отвалов

Устойчивость отвала во многом зависит от основания, на котором он расположен. Основания бывают прочные (устойчивые), слабые и слоистые.

Отвалы крепких (скальных и полускальных) пород, не размокающих под влиянием воды, расположенные на прочном горизонтальном или пологом основании, могут достигать практически любой высоты. Углы естественного откоса в этих отвалах принимают равными в среднем $34\text{--}36^\circ$. При этом опыт показывает, что отвалы крепких пород с остроугольными кусками сохраняют устойчивость и при углах откосов $40\text{--}45^\circ$.

Отвалы рыхлых пород (глин, суглинков, глинистых пёсков и др.) допускают углы откоса, равные углам естественного откоса, только до определенной высоты. С увеличением высоты отвалов возрастает давление на отдельные куски породы, наиболее слабые из которых разрушаются и заполняют макропоры, приводя к уплотнению отвалов и их оседанию. Этот процесс длится до тех пор, пока массив отвала не достигает состояния, близкого к двухфазному (породы — вода), при котором дальнейшее уплотнение может происходить лишь за счет отжима воды из области высоких напряжений в область более низких напряжений. Развивающееся при этом поровое давление снижает силы трения, что в определенных условиях (как правило, при достижении напоров по наиболее слабой поверхности, равных $4\text{--}5\%$ от значений нормальных напряжений) приводит к возникновению оползня.

Поскольку рыхлые породы в отвалах не могут характеризоваться постоянными значениями φ и τ_0 , сопротивление сдвигу этих пород необходимо определять в лабораторных условиях при различных нагрузках и естественной влажности, не допуская отжима воды. По результатам этих испытаний строят паспорта прочности — графики зависимости сопротивления сдвигу от нормальных напряжений (рис. 1.20), которые используют при расчете оптимального профиля отвала.

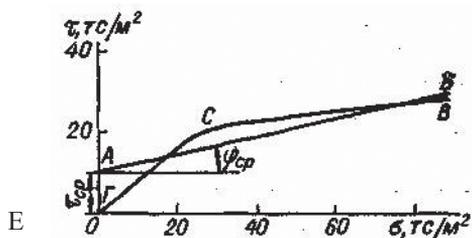


Рис. 1.20 Паспорт прочности пород отвала, построенный по результатам испытаний пород при различных нагрузках (кривая ГСВ), и усредненная зависимость сопротивления сдвигу отвальных пород (прямая АВ).

Расчет устойчивости отвала целесообразно проводить в такой последовательности (рис. 1.21).

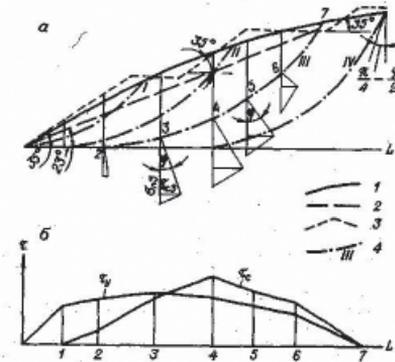


Рис. 1.21 Схема к расчету устойчивости отвала выпуклого профиля: а – профиль откосов отвала; б – эпюры касательных напряжений по поверхности ///, 1 — расчетный профиль отвала; 2 — линия откоса отвала при среднем угле наклона (23°); 3 — линия ярусов отвала; 4 — потенциальные поверхности скольжения.

1. Строят приближенный профиль отвала, используя паспорта прочности пород и ориентировочные значения углов откоса, полученные на основании обобщения опыта отсыпки отвалов в различных условиях (табл. 1.9). Наиболее выгодным является выпуклый профиль откоса. На рис. 1.21 показан многоярусный отвал выпуклого профиля. Средний наклон откоса отвала принят равным 23° , а угол наклона откоса ярусов — 35° .

2. На профиле отвала через его нижнюю точку проводят ряд плавных поверхностей (потенциальных поверхностей скольжения) с углом наклона к вертикали в верхней части, равным $\pi/4 - \varphi/2$. На каждой из указанных поверхностей отмечают несколько точек (например, точки 1, 2, 3...), и в этих точках определяют нормальные и касательные напряжения по формулам

$$\sigma_n = h\gamma \cos^2 \varphi; \quad (1.107)$$

$$\tau_c = h\gamma \sin \varphi \cos \varphi = \frac{1}{2} h\gamma \sin 2\varphi. \quad (1.108)$$

3. Производят развертку расчетных сечений поверхностей скольжения (на рис. 1.21б показана развертка сечения поверхности ///) в горизонтальные прямые линии и на каждой из них отмечают соответствующие им на кривых точки 1, 2, 3 и т. д. В этих точках по оси ординат откладывают отрезки, соответствующие касательным напряжениям τ_c , концы которых соединяют ломаной линией. Площадь, ограниченная осью абсцисс и построенной кривой, будет численно равна сумме касательных сил, сдвигающих откос. На этом же графике аналогичным образом строят эпюру сопротивления сдвигу и вычисляют ее площадь. Значения τ_u в точках 1, 2, 3 и т. д. определяют по паспортам прочности при соответствующих нормальных напряжениях.

4. Находят отношение n (коэффициент запаса устойчивости) по каждой поверхности скольжения по формуле

$$n = \frac{\sum \tau}{\sum \tau_c} \quad (1.109)$$

При отношении n менее заданного высоту откоса в этой точке понижают, при отношении n более заданного — повышают. Расчет повторяют до тех пор, пока по каждой поверхности скольжения не будет получен заданный коэффициент запаса устойчивости.

При расчете устойчивости отвалов на слабом основании используют, как и в предыдущем случае, общее сопротивление сдвигу, без разделения на силы трения и сцепления. Основное отличие состоит в том, что поверхности скольжения при слабом основании проходят не через нижнюю точку откоса, а на некотором расстоянии от нее (подобно поверхностям //, ///, IV на рис. 1.21а). Угол между поверхностью скольжения и подошвой откоса составляет $\pi/4 - \varphi/2$.

Табл. 1.9 Приближенные значения углов наклона откоса отвалов и ярусов.

Характеристика пород отвалов и оснований, на которых они отсыпаны	Углы наклона, градус	
	отвалов	ярусов
Отвалы скальных или полускальных пород на прочном основании при $\tau_0 \geq 0,2\gamma h_{осн}$	34–36	34–36
Отвалы скальных или полускальных пород на слоистом основании	20–30	34–36
Отвалы глинистых пород (в том числе и отвалы на слабом основании) при $\tau_0 < 0,2\gamma h_{осн}$	18–25	30–35
Отвалы водонасыщенных песчано-глинистых пород; высокие отвалы глинистых пород	6–10	20–25

Для ориентировочных расчетов по определению предельной высоты отвала на слабом основании $h_{сл.осн}$ удобно использовать предложенную в работе [39] номограмму, на которой графически представлена зависимость параметров $h_{сл.осн}$ от мощности и прочности горизонтально залегающего в основании откоса слабого слоя (рис. 1.22).

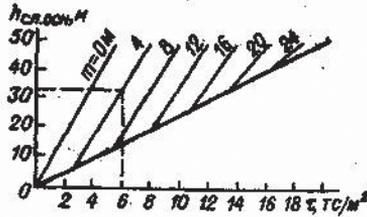


Рис.1. 22 Номограмма для определения $h_{сл.осн}$ по параметрам (мощности τ и сопротивлению сдвигу τ) слабого слоя, горизонтально залегающего в основании отвала.

Высоту отвала твердых пород, отсыпаемых на наклонном слоистом основании, определяют из следующего выражения:

$$h_{н} = \frac{2\tau_{гр} \sin(\omega - \beta) \sin 2\alpha}{\gamma \sin(\alpha - \beta) \left[\frac{(1 - \sin \varphi) \sin(\alpha - \beta)}{\cos(\pi/2 - \omega - \beta)} - 2 \cos \beta \sin(\omega - \alpha) (\operatorname{tg} \varphi_{гр} \cos \beta - \sin \beta) \right]}, \quad (1.110)$$

где $\tau_{гр}$ — расчетные значения сцепления и угла трения по поверхностям ослабления; $\omega = \pi/4 + \varphi/2$ — угол наклона расчетной поверхности скольжения в верхней части β — угол падения слоев или других поверхностей ослабления; α — угол наклона откоса отвала.

При угле наклона отвала α , равном углу естественного откоса φ , выражение (1.110) упрощается:

$$h_{н} = \frac{2\tau_{гр} \sin \varphi [\sin(\varphi - \beta) + \cos \beta]}{\gamma \sin(\varphi - \beta) \left[\frac{\sin(\pi/2 - \omega) \sin(\varphi - \beta)}{\cos(\pi/2 - \omega - \beta)} - \frac{\sin(\varphi_{гр} - \beta) \cos \beta}{\cos \varphi_{гр}} \right]}. \quad (1.111)$$

Высоту отвала на наклонном основании можно также определить ориентировочно по номограмме (см. рис. 1.22), а затем уточнить дополнительными проверочными расчетами по наиболее слабой поверхности).

Особую проблему представляет устойчивость отвалов на крутых склонах. Такие отвалы создают при разработке нагорных карьеров, например, карьера Центральный, обрабатывающего апатито-нефелиновое месторождение Плато Расвумчорр, Каджаранского, Алтын-Топканского и некоторых других карьеров. Крутизна склонов, на которых размещают отвалы пород, достигает иногда 70–800, т. е. значительно превышает угол естественного откоса пород. Высота же таких отвалов достигает подчас сотен метров.

В рассматриваемых условиях дополнительную сложность в вопросы анализа устойчивости отвалов вносит наличие в теле отвала наряду с породой также больших количеств снега, переходящего под действием ряда факторов в фирновый лед. Сезонные температурные изменения наряду с другими факторами меняют свойства отвальной массы. Так, низкие температуры и заснеженность придают отвальной массе вязкие и пластические свойства,

что обуславливает плавный рост скорости смещения отвалов при увеличении нагрузки и создает возможность ведения отвальных работ в условиях предельно допустимых деформаций. В работе [42] приведены зависимости, позволяющие производить приближенную оценку устойчивости отвалов в данных условиях. Опыт показал, что в таких отвалах удается накапливать до нескольких миллионов кубических метров пород. При этом тело отвала претерпевает непрерывные подвижки, скользя по склону.

Процесс развития деформаций на отвалах обычно протекает в несколько стадий. В общем случае можно выделить четыре стадии: естественное уплотнение пород, зарождение оползневого процесса, его развитие, разрушение отвала. При естественном уплотнении пород ускорение сдвига после стабилизации осадки практически отсутствует, скорость вертикальных смещений пород на верхней площадке составляет 15–20 см/сут. Зарождение оползневого процесса начинается при скоростях смещения более 20 см/сут и проявляется в заметном ускорении сдвига, появлении на верхней площадке небольших седловин и трещин, а в нижней части откоса — вспучивания. Эта стадия переходит в стадию развития оползневого процесса, которая характеризуется непрерывающимся нарастанием ускорения сдвига, увеличением размеров седловин, трещин и вспучивания.

Приведенное разделение процесса деформаций является условным, так как не всегда из общего оползневого процесса удается выделить стадию разрушения и не каждый возникающий оползень на отвале завершается опасным разрушением. Так, благодаря пластичному характеру деформаций на стадии оползневого процесса откос иногда не разрушается, а только изменяет свою форму, образуя вспучивание в нижней части [43].

Для надежного контроля устойчивости отвалов и определения критических скоростей оседаний организуют систематические маркшейдерские наблюдения за смещением площадок отвалов, дополняемые визуальными осмотрами их состояния. Такие наблюдения, в частности, показали, что при скоростях оседания до 25 см/сут в рассматриваемых условиях происходит главным образом уплотнение пород отвала, в то время как оползание его по склону незначительно. При скоростях оседания более 25 см/сут оползневые смещения получают преобладающее развитие. При скорости оседания более 50 см/сут оползневые смещения весьма интенсивны, вследствие чего эксплуатацию отвалов прекращают.

3.5. Противооползневые мероприятия на карьерах

Ведущую роль в борьбе с оползнями, как это напрямую следует в качестве следствия из механики сдвига массивов горных пород под действием технологических процессов, включая взрывные работы, необходимо отнести профилактическим мероприятиям, так как предотвратить оползень значительно легче, безопаснее и дешевле, чем бороться с ним, когда он возникнет. К числу профилактических мероприятий следует отнести:

а) тщательное изучение геологических и гидрологических условий залегания горных пород, их прочности, структурных и других особенностей участка месторождения;

б) максимально полный учет условий залегания, свойств пород и особенностей месторождения при расчете устойчивости бортов карьеров и составлении проекта горных работ;

в) четкое осуществление проекта в натуре, особенно в части запроектированных параметров карьера (углов откоса бортов и уступов и пр.);

г) качественное и своевременное выполнение дренажных работ, в том числе глубинного дренирования пород, слагающих откосы, дренирования земной поверхности в окрестностях карьера и поверхности его бортов;

д) организацию систематических маркшейдерских и гидрогеологических наблюдений, регулярный отбор проб и их испытания, уточнение местонахождения структурных поверхностей ослабления массива, анализ полученных данных и оперативную корректировку принятых в проекте параметров карьера, технологии и порядка ведения горных работ.

При выполнении указанных мероприятий, как правило, удается предотвратить оползни или свести к минимуму их вредные последствия.

Для борьбы с оползнями предложены разнообразные механические и химические способы закрепления земляных масс, способы замораживания и цементации их. Но в практике горного дела они широкого применения пока не нашли в силу дороговизны и недостаточно высокой эффективности. Опыт показывает, что эффективность борьбы с оползнями во многом зависит от того, насколько надежно установлены причины возникновения оползней и насколько своевременно начаты работы по их ликвидации.

Поскольку наиболее часто причинами нарушения устойчивости откосов на карьерах, сложенных глинистыми и песчано-глинистыми породами, являются обводнение этих пород и снижение их прочностных характеристик, основные меры борьбы с оползнями в этих условиях состоят в эффективном дренаже, обеспечении стока поверхностных вод, пригрузке фильтрующих участков.

Для обеспечения устойчивости откосов на карьерах, сложенных скальными и полускальными породами, применяют:

а) соответствующую технологию ведения буровзрывных работ в приконтурных зонах (микрорамедленное взрывание скважин в блоке и др.);

б) специальную заоткоску уступов (предварительное щелеобразование, гладкое взрывание);

в) искусственное укрепление ослабленных участков.

Основным источником обводнения разрабатываемых полезных ископаемых и пород вскрыши во многих случаях являются атмосферные осадки. Для обеспечения стока воды с земной поверхности производят планировку поверхности, придавая ей уклон в сторону дренажных канав, защищающих карьер от ливневых вод. Для стока дождевых и талых вод с площадки уступов проводят продольные и поперечные канавки, а площадке уступа придают соответствующий уклон (не менее 5 %).

Глубинный дренаж предохраняет откосы от больших оползней, возникающих при пологом и наклонном залегании слабых и средней прочности пород вследствие высоких напоров воды в лежащем боку залежи. Осуществляют глубинный дренаж водопонижительными скважинами, подземными выработками со сквозными и забивными фильтрами, наклонными или горизонтальными самоизливающимися скважинами и иногда поглощающими скважинами.

Открытый дренаж применяют: при вскрытии водообильных месторождений, сложенных слабыми породами, если толща водоносных пород представляет собой один водоносный горизонт или если водоносный горизонт залегает в подошве разрабатываемого слоя полезного ископаемого; при дренировании слабообводненных горизонтально залегающих водоносных горизонтов и трещиноватых крепких пород.

При вскрытии водообильных месторождений (без глубинного дренажа) вначале проходят передовой дренажный котлован размерами в плане, установленными гидрогеологическими расчетами, а затем по мере понижения депрессионной воронки производят углубление этого котлована и одновременно нарезку рабочего горизонта по сдренированным породам.

Дренирование водоносных горизонтов, залегающих в подошве разрабатываемого слоя, и слабообводненных горизонтально залегающих водоносных горизонтов в толще вскрышных пород осуществляют с помощью траншей. Для дренирования крепких трещиноватых пород применяют передовые траншеи или понижающие колодцы, проходимые с подошвы карьера.

Фильтрующие участки откосов песчано-глинистых пород укрепляют посредством гравийно-щебеночной пригрузки этих участков.

Для обеспечения устойчивости скальных и полускальных пород часто требуется уменьшить сейсмическое влияние массовых взрывов на дробление горных пород за предельным контуром отработки уступов. Уменьшения этого влияния достигают применением микрозамедленного взрывания скважин начиная с расстояния 30–40 м от предельного контура каждого уступа.

Эффективной мерой, обеспечивающей длительную устойчивость нерабочих бортов или участков в предельном положении, является их заоткоска под углами, соответствующими свойствам пород и характеру их трещиноватости. Заоткоску уступов в скальных и полускальных породах осуществляют наклонными взрывными скважинами диаметром 80–100 мм, которые бурят под углами откоса уступа на расстоянии друг от друга не более 3 м.

При неблагоприятно ориентированной трещиноватости для заоткоски уступов применяют методы контурного взрывания, суть которых состоит в следующем. Скважины, пробуренные по проектному контуру на расстоянии 0,8–2,5 м друг от друга, заряжают ослабленными зарядами ВВ с таким расчетом, чтобы между зарядом и стенкой скважины оставался значительный воздушный зазор (который иногда заполняют пористой забойкой). При взрыве таких зарядов радиальных трещин вокруг скважин не образуется, а создается только одна трещина, проходящая через оси скважин. Заряды

контурного ряда взрывают либо после основных зарядов дробления, либо раньше их (предварительное щелеобразование).

Искусственное укрепление откосов уступов, сложенных скальными и полускальными породами, применяют обычно в тех случаях, когда надо удержать от сползания или обрушения отдельные участки откосов уступа, ослабленные интенсивной трещиноватостью, неблагоприятно расположенными трещинами, дизъюнктивными нарушениями, слабыми контактами между слоями пород и пр. Укрепление осуществляют путем механического удержания призмы обрушения с помощью штанговой крепи, шпунтов, железобетонных свай и гибких тросовых тяжей, путем инъекций в массив укрепляющих растворов (преимущественно цементного состава), путем изоляции пород, склонных к интенсивному выветриванию, выщелачиванию или дефляции, с помощью устойчивых покрытий (набрызгбетона, битума, эпоксидных и других смол). Иногда для укрепления призмы обрушения применяют подпорные, защитные и контрфорсные стенки.

При укреплении откоса штанговой крепью для предохранения от выпадения блоков трещиноватых пород и улучшения совместной работы штанг под шайбы головок штанг подкладывают швеллеры или железобетонные диски, а штангам дают натяжение, усиливающее трение по поверхностям ослабления.

Механические способы укрепления слабых участков откосов часто применяют в комплексе. На рис. 1.23 приведена схема укрепления бермы штангами и железобетонными сваями на участке слабого контакта, по которому возможно сползание.

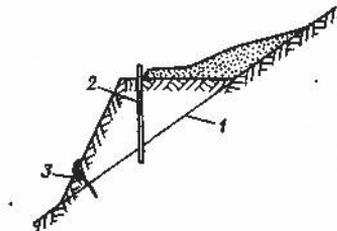


Рис. 1.23 Берма откоса, укрепленная штангой и железобетонной свай. 1 — слабый контакт, по которому возможно сползание; 2 — железобетонная свая; 3 — штанга.

Для борьбы с оползнями в карьерах применяют и такие способы, как снятие нагрузки с откоса, отгрузка очага оползня, оставление целиков и др.

Снятие нагрузки применяют в зоне действующих глубинных оползней, когда массив можно разделить на призму упора и призму активного давления. В этом случае вес призмы активного давления снижают путем срезки верхней части откоса, а все призмы упора наращивают путем отсыпки дамб в нижней части.

Отгрузку очага оползня производят на участках лежачего бока при падении слоев более 18° – 20° и при возможности подрезки контактов или по-

верхностей ослабления, т. е. когда появляется угроза скольжения по ним горных пород. При отгрузке оползающих пород применяют меры по предотвращению оползания и обрушения верхних уступов.

Целики на карьерах оставляют в целях предотвращения и остановки оползания насыщенных водой рыхлых пород. Однако это весьма неэкономичный и недостаточно эффективный метод. Его следует применять только при соответствующем технико-экономическом обосновании, преимущественно при борьбе с местными оползнями, не распространяющимися на другие уступы.

Для предотвращения опасных деформаций отвалов производят дренирование основания отвалов, планировку поверхности отвалов и другие работы, препятствующие дополнительному увлажнению пород в них.

Устойчивость отвалов рыхлых пород на прочном основании повышают путем первоочередной отсыпки предотвала и последующего заполнения пазухи между предотвалом и основным; отвалом (в пониженных местах предотвал прерывают для пропуска дождевых и талых вод).

В случае угрозы оползания больших участков отвалов их высоту или общий угол разгона ярусов отвалов уменьшают до значений, при которых соотношение удерживающих и сдвигающих сил, действующих по поверхности скольжения, повысится на 10–15 % по сравнению с отношением, при котором начались первые деформации.

При невозможности предотвратить развитие оползня отвалов оконтуривают призму возможного оползания (с помощью инструментальных наблюдений) и дальнейшие работы по отвалообразованию ведут с учетом оползания этой призмы.

ГЛАВА 4

Особенности механики сдвижения горных пород при комбинированной (открыто-подземной) и скважинной добыче полезных ископаемых

4.1. Механика сдвижения горных пород при комбинированной разработке месторождений

В настоящее время на многих месторождениях полезных ископаемых, где добыча велась открытым способом, глубина карьеров достигла своих предельных размеров. Дальнейшую отработку запасов приходится вести подземным способом, осложненным наличием над рудниками (или шахтами) больших выработанных пространств, нередко заполненных водой или различными рассолами [44]. Поэтому проблема предотвращения прорывов воды в горные выработки приобретает в этих условиях особую остроту. Отсюда возрастает актуальность изучения сдвижения горных пород над подземными выработками, особенно процессов образования в породной толще водопроводящих трещин. Другой важной проблемой является предотвращение резкой активизации оползневых процессов в отработанных карьерах под влиянием подземных горных работ [45].

Одним из этапов решения поставленных проблем является установление зон сдвижения в породном массиве, образующихся в нем под влиянием горных работ и определяющих механику сдвижения массивов горных пород под действием различных технологических воздействий, включая такие важнейшие из них, как взрывные работы.

На основе известных закономерностей и механизма деформирования породного массива, классических схем сдвижения горных пород при открытой и подземной разработке, комплексных инструментальных наблюдений, проводимых в разнообразных горно-геологических условиях, а также с учетом опыта ведения горных работ на различных рудниках составлена схема сдвижения горных пород при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений Якутии. В ней выделено две области: разгрузки и повышенного горного давления, и 17 зон, отличающихся характерными, свойственными только для этих зон особенностями (рис. 1.24).

В основу приведенной схемы положена схема сдвижения горных пород при подземной разработке месторождений, которая дополнена зонами 16 и 17, прилегающих к выработанному пространству, образованному открытыми горными работами. В этих зонах под влиянием подземных работ слои изгибаются преимущественно подобно консольным плитам, защемленным по концам. Слой, прилегающий к земной поверхности, изгибается как консольная плита, лежащая на упругом основании. Одновременно породы в 16 зоне смещаются в сторону выработанного пространства. Эта зона при определенных условиях представляет собой оползневую призму. Линия разделяющая 16 и 17 зоны, называется потенциальной поверхностью скольжения.

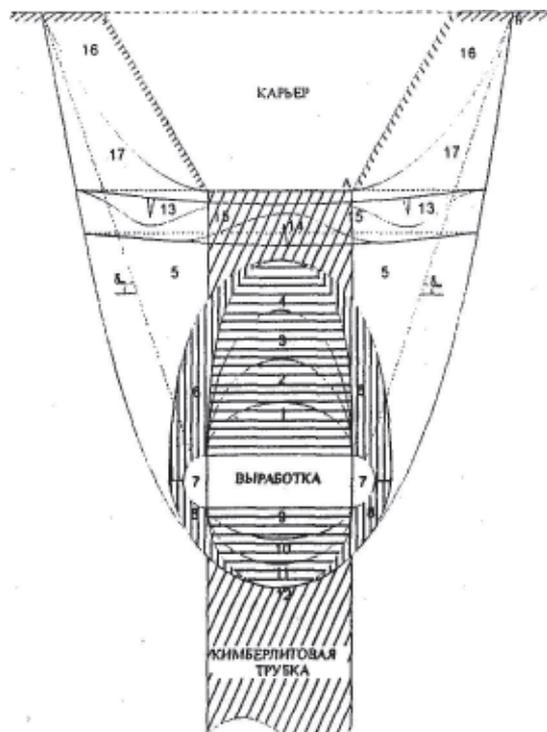


Рис. 1.24 Схема зон сдвига при комбинированной (открыто-подземной) отработке алмазосодержащих месторождений. Зоны: 1 — обрушения; 2 — сквозных трещин; 3 — фильтрующих трещин; 4 — локальных трещин; 5 — плавного прогиба; 6–8 — опорного давления; 7 — предельного напряженного состояния; 13,14,15 — растяжения и сжатия в подкарьерном слое; 16 — оползневая призма; 17 — прибортовой массив; А–Б — линия, разделяющая 16 и 17 зоны — поверхность скольжения.

Наиболее сложной и ответственной задачей при комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых является обеспечение безопасного ведения горных работ под затопленными карьерами. Для решения этой задачи необходимо установить зависимость водопроницаемости подкарьерного (барьерного) целика от основных влияющих факторов и изыскать способы воздействия на эти факторы.

Условия проведения выработок под водоносными горизонтами регламентируются СНиП 2.06.14–85 «Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод» [46]. Согласно этому документу при проектировании подземных объектов необходимо исходить из того, что защита горных выработок должна: предотвращать притоки воды в выработки, нарушающие условия их нормальной эксплуатации; предупреждать аварийные прорывы воды в выработки; препятствовать опасному разрушению водой горных пород, окружающих выработки.

В п. 2.4 упомянутых СНиП содержится требование осуществлять водопонижение с применением внешахтных понизительных устройств с таким расчетом, чтобы пониженный уровень подземных вод находился ниже подошвы защищаемых подземных выработок, если эти выработки не отделены водоупором от вышележащих водоносных слоев. При наличии водоупора (горных пород с коэффициентом фильтрации менее 0,001 м/сут), отделяющего толщу пород, в которых проектируются подземные выработки, должно выдерживаться следующее соотношение:

$$y \leq 5h \quad (1.112)$$

где y — остаточный напор, отсчитываемый от кровли разделяющего слоя водоупорных пород, м; h — толщина не нарушаемого при разработке разделяющего слоя водоупорных пород, м.

Поскольку при подработке слой будет прогибаться и в нем станут появляться поперечные трещины (рис. 1.25), нарушающие его целостность, соотношение (1.112) можно переписать в виде:

$$y + h_{mp} \leq 5(h - 2h_{mp}) \quad (1.113)$$

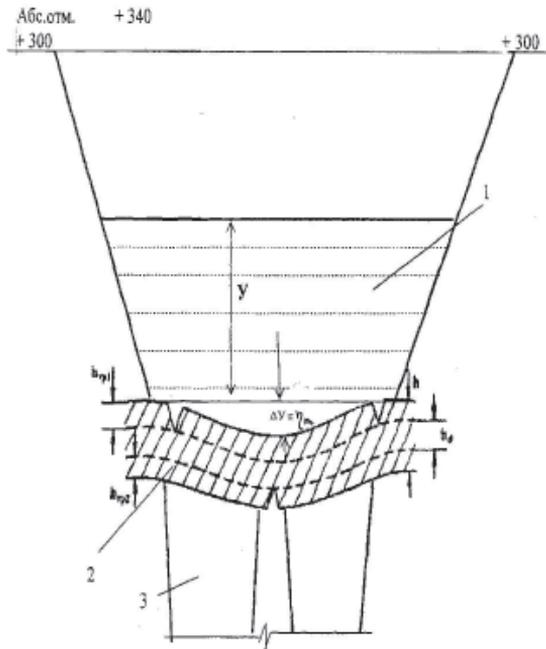


Рис. 1.25 Схема к определению толщины подкарьерного целика:
 1 — часть затопленного карьера; 2 — подкарьерный слой; 3 — рудное тело;
 y — напор воды в карьере; h — мощность предохранительного слоя;
 h_{mp} — глубина трещины; $h_d = h - 2h_{mp}$

Для определения глубины трещины обратимся к рис. 1.26, на котором схематически изображены горизонтальные деформации, возникающие при изгибе. На участке выше линии $A'B'$ деформации будут больше критических, вызывающих разрыв сплошности пород. Следовательно, глубина трещины будет равна расстоянию от линии $A'B'$ до поверхности слоя.

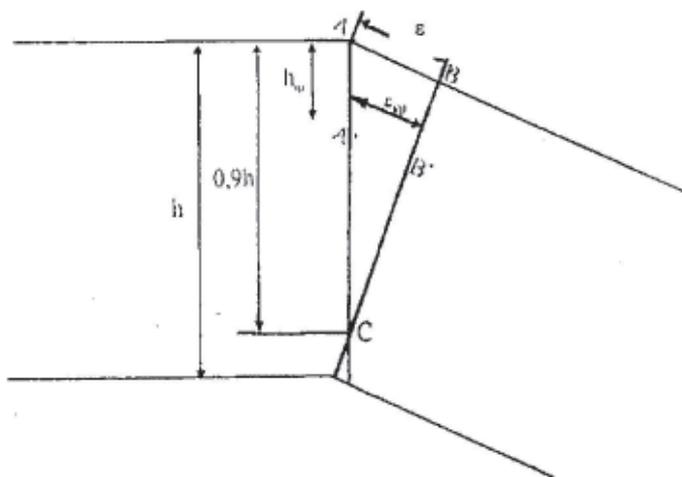


Рис. 1.26 Схема к расчету глубины трещины

Из подобия треугольников ABC и $A'B'C'$ следует: $\frac{AB}{A'B'} = \frac{AC}{A'C'}$. Поскольку $A'C' = AC - AA'$, запишем $\frac{AB}{A'B'} = \frac{C}{AC - AA'}$. Заменяя AB на ϵ , $A'B'$ на ϵ_{kp} , AC на $0,9h$, AA' на $h_{тр}$, получим $\frac{\epsilon}{\epsilon_{kp}} = \frac{0,9h}{0,9h - h_{тр}}$. Отсюда формула для вычисления глубины трещины $h_{тр}$ имеет следующий вид:

$$h_{тр} = \frac{0,9h(\epsilon - \epsilon_{kp})}{\epsilon}, \quad (1.114)$$

где ϵ — относительная горизонтальная деформация на поверхности слоя; ϵ_{kp} — величина деформации растяжения, при которой происходит разрыв сплошности горных пород; h — мощность изгибающегося слоя.

На рисунке 1.26. и в формуле (1.114) расстояние от нейтральной линии до поверхности слоя на основании многочисленных исследований [34, 47] принято равным $0,9h$, что обусловлено тем, что предел прочности горных пород на сжатие значительно больше такого предела на растяжение.

Максимальное значение ϵ проф. С. Г. Авершин [11] рекомендует определять из выражения:

$$\epsilon_{\max} = C_\epsilon \cdot \xi / L, \quad (1.115)$$

где C_ϵ — коэффициент, зависящий от свойств горных пород, колеблется в пределах от 2 до 4; ξ — максимальное горизонтальное сдвижение, определяемое из выражения:

$$\xi_{\max} = a \cdot \eta_{\max}, \quad (1.116)$$

где: a — коэффициент, равный для большинства горных пород 0,3; L — длина изгибающейся части слоя.

Прирав среднее значение $C_e = 3$ и $a = 0,3$ после небольших преобразований получим:

$$\varepsilon_{\max} = 0,9\eta_{\max} / L, \quad (1.117)$$

Длина изгибающейся части слоя L равна длине полумульды сдвижения, которая при полной подработке слоя определяется из выражения:

$$L = 1,2h. \quad (1.118)$$

Откуда:

$$\varepsilon_{\max} = 0,75\eta_{\max} / h. \quad (1.119)$$

Решив совместно уравнения (1.112), (1.113) и (1.118), найдем зависимость, учитывающую и механизм разрушения породного массива и наличие водяного столба:

$$h = 0,07 \frac{\eta_m}{\varepsilon_{кр}} + \sqrt{0,005 \frac{\eta_m^2}{\varepsilon_{кр}^2} + 0,03 \frac{\eta_m}{\varepsilon_{кр}} y}. \quad (1.120)$$

В соответствии с этой зависимостью был проведен расчет искомой величины мощности барьерного целика, при которой допустима отработка запасов руды под затопленным дном карьера.

В соответствии с этим выражением построены графические зависимости мощности подкарьерного (барьерного) целика от величины критической деформации растяжения $\varepsilon_{кр,д}$, при которой происходит разрыв сплошности пород, слагающих целик, величины максимального оседания η_m и остаточного напора водяного столба Y (рис. 1.27, 1.28 и 1.29).

Для сравнения, на рисунках 1.27, 1.28 и 1.29 приведена кривая (сплошная линия), построенная по данным расчета с применением критерия, приведенного в правилах безопасности. Анализ приведенных графических зависимостей показывает, что данная кривая является частным случаем для условий, когда высота водяного столба не превышает 10 м, следовательно, применение критерия, указанного в правилах безопасности при наличии водяного столба более 10 м, является неправомерным.

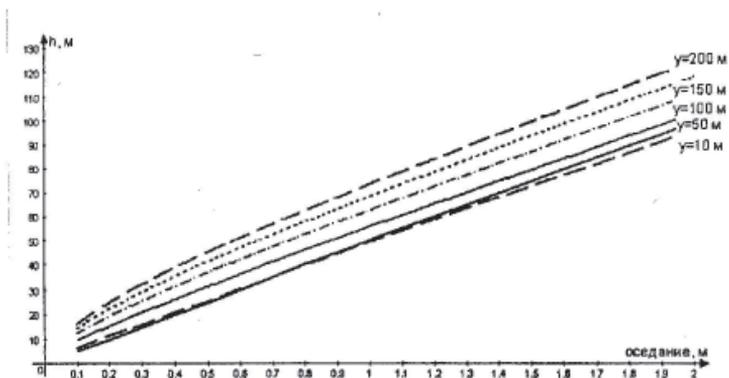


Рис. 1.27. Зависимость мощности подкарьерного (барьерного) целика от влияющих факторов при деформации $\epsilon_{кр}$ равной 0,003

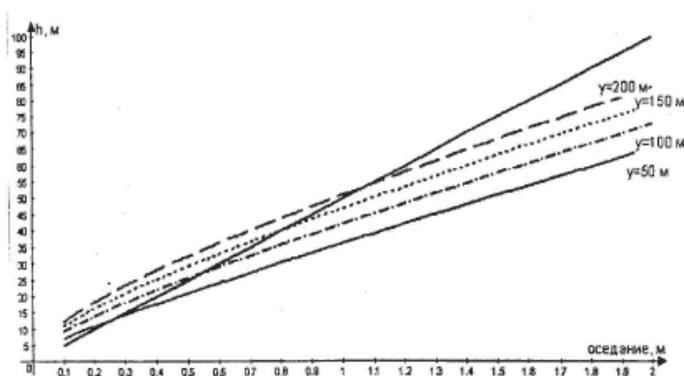


Рис. 1.28. Зависимость мощности подкарьерного (барьерного) целика от влияющих факторов при деформации $\epsilon_{кр}$ равной 0,05

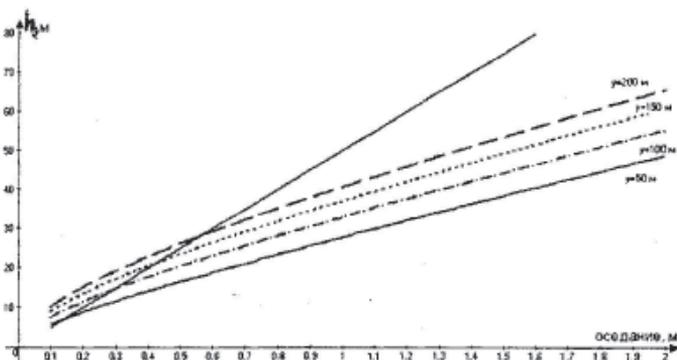


Рис. 1.29. Зависимость мощности подкарьерного (барьерного) целика от влияющих факторов при деформации $\epsilon_{кр}$ равной 0,07

4.2. К механике сдвижения горных пород при скважинной добыче полезных ископаемых

Исследования сдвижения горных пород и земной поверхности при скважинных методах добычи полезных ископаемых проводятся с целью выяснения влияния процесса сдвижения на технологию горных работ и повышения ее эффективности, а также для охраны сооружений и земной поверхности. Наиболее полно изучены и описаны процессы сдвижения горных пород и земной поверхности при подземной газификации углей [48–50].

Практика разработки угольных месторождений методом подземной газификации выдвинула перед маркшейдерской наукой принципиально новую задачу, по своей постановке обратную той, которая решается в условиях шахтной выемки, представляя определенный вклад в механику сдвижения массивов горных пород. Зная границы мульды сдвижения на земной поверхности, местоположение характерных точек кривой оседания, распределение сдвижений по площади мульды, а также некоторые горно-геологические характеристики (угол падения пласта, глубину его залегания, состав покрывающих пород и др.) можно определить в любой момент с достаточной для практики точностью положение контура выгазованного пространства, участки наиболее интенсивного выгазовывания угольного пласта и степень его извлечения по мощности.

Маркшейдерский метод определения положения огневого забоя и полноты выгазовывания угольного пласта, по данным наблюдений за сдвижением земной поверхности, основанный на закономерностях процесса сдвижения пород над выработанным пространством, был предложен проф. С. Г. Авершиным [11]. Чл.-корр. АН СССР И. А. Турчаниновым этот метод уточнен для условий Подмосковского бассейна [50].

Большой вклад в развитие науки о сдвижении горных пород при подземной газификации углей внесли также ученые В. Н. Казак, В. К. Капралов, Н. Н. Кацнельсон, Г. В. Орлов и др [49].

Методика изучения процессов сдвижения при подземной газификации углей вначале базировалась преимущественно на общих закономерностях сдвижения горных пород, установленных при шахтной разработке угольных пластов. Позже стали полнее учитывать различия физического и горно-технического порядка, возникающие при подземной газификации по отношению к шахтной выемке, и степень влияния этих различий на характер и параметры процесса сдвижения.

По данным Г. В. Орлова и В. К. Капракова [49] эти различия состоят в следующем:

Форма и перемещения забоя. В условиях шахтной выемки фронт очистного забоя имеет протяженность порядка 100 м, забой имеет прямолинейную и ступенчатую формы и перемещается параллельно самому себе.

В условиях подземной газификации угольного пласта ширина очага газификации, как правило, не меньше ширины лавы. Перемещение огневого

забоя может происходить не по всему фронту газогенератора с образованием криволинейной формы забоя. Однако извилистость огневого забоя должна быть плавной, так как при формировании резких выступов угольного целика произойдет концентрация горного давления на них, что приведет к их разрушению и выгазовыванию.

Неравномерность выгазовывания угольного пласта по мощности.

В условиях послышной отработки угольного пласта лавами вынимаемая мощность его изменяется в относительно малых пределах. При подземной газификации эти колебания могут быть значительными в зависимости от изменения мощности угольного пласта, его зольности, наличия породных прослоек и неравномерного распределения зон газификации.

Структура выгазованного пространства. В условиях шахтной выемки призабойная часть лавы все время остается закрепленной. За пределами закрепленного пространства происходит полное обрушение кровли. В обрушенном пространстве лавы остается часть деревянной крепи (по данным практики, 10 % от мощности вынимаемого слоя), которую не удалось извлечь при посадке лавы.

При подземной газификации в выгазованном пространстве остаются зола или шлаки, а также невыгазованные пачки угольного пласта, которые в дальнейшем могут быть частично или полностью догазованы. Объем шлаков, как показали исследования И. А. Турчанинова, В. Н. Казака и других, не превышает 10–20 % (среднее значение 13 %), а объем рыхлого зольного остатка изменяется от 2 до 12 % и составляет в среднем 5 % от объема выгазованного угля.

Физическое состояние угольного массива. При шахтной выемке призабойная часть угольного пласта растрескивается и частично выдавливается в выработку под воздействием опорного давления. Обследованием состояния крепи подготовительных выработок лавы было установлено, что наиболее активно горное давление действует на угольный пласт на расстоянии до 10 м впереди движущегося очистного забоя.

При подземной газификации, помимо горного давления, образованию трещин в призабойной части угольного пласта способствует его термическая подготовка.

Физико-механические свойства пород непосредственной кровли.

Породы непосредственной кровли угольного пласта при подземной газификации подвергаются термической обработке, в результате чего происходит изменение их структуры и химического состава. Обычно прогрев пород за счет теплопроводности не превышает 1–2 м.

Рассматривая вопрос о влиянии указанных факторов на процесс сдвига толщи пород, необходимо отметить, что как в условиях шахтной выемки, так и в условиях подземной газификации углей основным определяю-

щим фактором, обуславливающим процесс сдвижения, является горное давление и разрушение пород. Следовательно, общие закономерности сдвижения горных пород как физического процесса при подземной газификации существенным образом измениться не могут. И действительно, наблюдения показали, что расположение вертикальных и горизонтальных сдвижений, деформаций, точек перегиба краевых оседаний земной поверхности над подземными газогенераторами и лавами имеет один и тот же характер. Поэтому для определения контура выгазовывания использовались закономерности расположения мульды сдвижения и ее характерных точек относительно выработанного пространства, установленные при подземной добыче угля.

В качестве характерной точки мульды сдвижения принималась точка перегиба кривой оседания, поскольку наблюдениями за сдвижением земной поверхности над лавами и подземными газогенераторами в условиях Ангренского и Подмосквовного буроугольных месторождений установлено, что точка перегиба занимает более устойчивое положение относительно границ выработки по сравнению с другими характерными точками мульды сдвижения, при этом ее положение стабилизируется при пролете очистной выработки $D \geq 0,7D_0$, где D_0 — минимальный пролет выработки, обеспечивающий полную подработку земной поверхности [25]. Точка перегиба в этих условиях располагается над границей очистного пространства, а при движущемся забое она смещается от этой границы в сторону выработанного пространства на 2–4 м.

При наклонном и крутом залегании пластов и при $D \geq 0,7D_0$ положение точки перегиба относительно выработанного пространства существенно зависит от угла падения пород и коэффициента подработанности земной поверхности, а также от прочности пород. Анализ результатов многочисленных наблюдений показал, что для условий Донецкого, Кузнецкого и подобных им бассейнов (где породы прочнее, чем на буроугольных месторождениях) местоположение точек перегиба в полумульдах, по падению и по восстанию пластов с достаточных для практических целей точностью можно определить из выражений [52]:

$$\sigma_{\Pi} = 90^{\circ} + 15^{\circ} n - 0,9\alpha, \quad (1.121)$$

$$\sigma_{В} = 90^{\circ} + 15^{\circ} n + 0,9\alpha, \quad (1.122)$$

где σ_{Π} и $\sigma_{В}$ — внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с точками перегиба в полумульде по падению и по восстанию соответственно; α — угол падения пласта в градусах; n — коэффициент подработанности земной поверхности, $n = 0,7 \frac{D_1}{H_1}$; D_1 — наклонная длина (ширина) выработки, м; H_1 — средняя глубина разработки, м.

Для более точного определения местоположения и размеров выработанного пространства по характерным точкам мульды сдвижения целесообразно пользоваться не одной, а несколькими характерными точками и при этом учитывать особенности распределения деформаций по всей мульде сдвижения. В работе [25] показано, что профиль мульды оседания хорошо описывается интегральной функцией Гаусса в виде

$$\eta_x = \frac{\eta_0}{2} \left[\Phi\left(\frac{x+d}{b}\right) + \Phi\left(\frac{d-x}{b}\right) \right], \quad (1.123)$$

где η_x — оседание в точке полумульды с абсциссой x , мм; η_0 — максимальное оседание, мм; x — абсцисса точки, м; d — расстояние от начала координат до точки с максимальным наклоном земной поверхности, м; b — расстояние от точки с максимальным наклоном до точки с максимальной кривизной, м.

Для учета ассиметрии мульды сдвижения расчет производится раздельно в полумульдах по падению и восстанию (рис. 1.30).

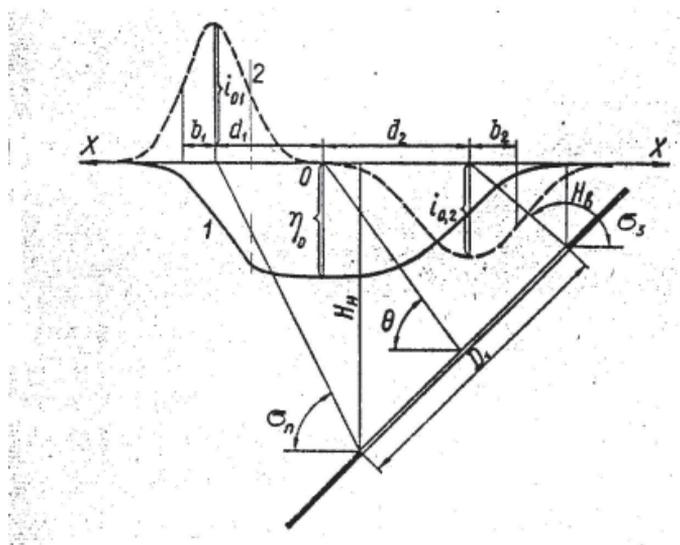


Рис. 1.30 Расчетная схема на вертикальном разрезе вкострости при наклонном и крутом падении пластов: 1 — кривая оседаний; 2 — кривая наклонов.

На основании расчетной схемы (рис. 1.30) расстояние от начала координат до точек с максимальным наклоном в полумульдах по падению и восстанию можно определить по формулам:

$$d_1 = \frac{D_1}{2} \cos \alpha + H_n \operatorname{ctg} \sigma_n - H_{cp} \operatorname{ctg} \theta, \quad (1.124)$$

$$d_2 = \frac{D_1}{2} \cos \alpha + H_B \operatorname{ctg} \sigma_B + H_{\varphi} \operatorname{ctg} \theta, \quad (1.125)$$

где H_H, H_B — вертикальные глубины, соответственно, до нижней и верхней границы лавы, м; θ — угол максимального оседания.

Значение параметра b вычисляется по максимальному оседанию и максимальному наклону в полумульдах по падению и восстанию. Максимальный наклон при полной подработке определяется по формуле

$$i_o = \frac{\eta_o}{b\sqrt{2\pi}}, \quad (1.126)$$

откуда

$$b = \frac{\eta_o}{i_o \sqrt{2\pi}}. \quad (1.127)$$

Формулы для расчета наклонов и кривизны земной поверхности по всей мульде сдвижения, полученные путем дифференцирования уравнения (...), имеют следующий вид:

$$\frac{\partial \eta}{\partial x} = \frac{\eta_o}{2b} \left[\Phi' \left(\frac{d+x}{b} \right) - \Phi' \left(\frac{d-x}{b} \right) \right], \quad (1.128)$$

$$\frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2} = \frac{\eta_o}{2b^2} \left[\Phi'' \left(\frac{d+x}{b} \right) + \Phi'' \left(\frac{d-x}{b} \right) \right]. \quad (1.129)$$

Разнообразные аспекты данного и в смежных разделах теоретического рассмотрения использованы ниже в различных практических приложениях, связанными с вопросами безопасности и охраной сооружений и земной поверхности.

ГЛАВА 5

Защита сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок

5.1. Классификация мер защиты

Для защиты объектов и сооружений от вредного влияния горных разработок и предотвращения прорывов воды в горные выработки применяют различные меры охраны, которые условно можно разделить на четыре группы: профилактические, горнотехнические, конструктивные и комплексные.

Профилактические меры имеют основным назначением предотвращение или снижение вредных последствий горных разработок. Они должны выполняться как в период составления проектов освоения месторождений и генеральных планов застройки городов и поселков, так и в период выбора и привязки площадок для строительства конкретных объектов. В первом случае их следует называть заблаговременными, во втором — текущими. Рациональная застройка горнопромышленных районов обеспечивает наиболее полную и эффективную отработку запасов полезных ископаемых с минимальными затратами на мероприятия по борьбе с вредными последствиями подработок.

Горнотехнические меры охраны направлены на уменьшение деформаций земной поверхности и подрабатываемых объектов. Они включают в себя специальные методы ведения горных работ и оставление предохранительных целиков. Под последним понимают часть полезного ископаемого, оставляемую под сооружением, чтобы избежать повреждения его, или под водоемом для предохранения выработок от проникновения в них воды.

Конструктивные меры защиты имеют целью приспособить здания и сооружения к перенесению деформаций с минимальными последствиями. На послеосадочный ремонт таких зданий и сооружений требуется значительно меньше средств, чем для зданий и сооружений, не имеющих указанных мер защиты. Эти меры наиболее эффективны, если их предусматривают и осуществляют в период строительства здания (сооружения).

Комплексными считаются любые сочетания перечисленных выше мер. К ним относятся также оперативное устранение повреждений, возникающих в подрабатываемых объектах, и своевременное принятие других мер, необходимых для предотвращения аварийных ситуаций. Комплексные меры проводятся обычно в сочетании с постоянным инструментальным и визуальным контролем.

Выбор мер охраны сооружений и природных объектов регламентируется действующими нормативными документами [6, 26], меры выбирают в зависимости от категории охраны объекта, ожидаемых деформаций земной поверхности, гидрогеологических условий участка месторождения, конструктивных особенностей, размеров, технического состояния и характера

эксплуатации сооружения, установленного в нем оборудования и последствий подработки.

Полную защиту сооружений (т. е. полное предотвращение деформаций) применяют относительно редко, так как она связана с большими материальными затратами, трудно осуществима и не всегда является необходимой. Чаще применяют частичную защиту, при которой допустимо появление небольших деформаций в подрабатываемых объектах, не ведущих к их разрушению и не влекущих за собой прекращение эксплуатации объектов, опасность для работающих и живущих в охраняемых зданиях и сооружениях, а также прорыв воды и затопление горных выработок. Последствия подработки при таком способе защиты сооружений обычно (при необходимости) устраняют послеосадочным ремонтом. Поэтому при решении вопросов отработки запасов под застроенными территориями и природными объектами различают допустимые и предельные деформации земной поверхности (основания сооружений). При допустимых деформациях возникают относительно небольшие повреждения, которые не создают существенных препятствий дальнейшей эксплуатации сооружений по их прямому назначению.

При деформациях, превышающих предельные значения, повреждения столь велики, что могут привести к аварийному состоянию сооружений, повлечь угрозу опасности для жизни людей. Для предотвращения таких последствий, отработка запасов в условиях, при которых расчетные деформации превышают предельные значения, должна производиться с применением горнотехнических мероприятий, уменьшающих деформации земной поверхности до допустимых значений. Если этими мероприятиями не представляется возможным снизить деформации до допустимых значений, то дополнительно применяются конструктивные меры защиты.

В тех случаях, когда значения расчетных деформаций получаются больше допустимых, но меньше предельных, выемка угля ведется с применением горнотехнических или конструктивных мер охраны, обеспечивающих безопасную эксплуатацию сооружения. В определенных условиях эти меры охраны применяются совместно (комплексно).

Расчет ожидаемых деформаций земной поверхности производится по формулам, приведенным в гл. 2. При решении вопросов подработки объектов одиночным пластом или первым пластом свиты расчет деформаций обычно не производится а условия отработки запасов под объектом определяются так называемой безопасной глубиной разработки, т. е. глубиной ниже которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций, более допустимых.

Безопасная глубина H_6 , вычисляется из выражений

$$H_6 = K_\varepsilon \frac{m}{[\varepsilon_g]}, \quad (1.130)$$

$$H_{\sigma} = K_i \frac{m}{[i_g]}, \quad (1.131)$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м; $[e_g]$ и $[i_g]$ — допустимые для подрабатываемого объекта горизонтальные деформации и наклоны, выбираемые из соответствующих таблиц действующих нормативных документов; K_e и K_i — коэффициенты, отражающие зависимость деформаций земной поверхности от углов падения пластов и физико-механических свойств массива горных пород (табл. 1.10).

Табл.1.10 Значения K_e и K_i для условий Донецкого бассейна

Угол падения пласта α , градус	K_e	K_i
0	0,7	1,6
10	1,0	1,8
20	1,0	1,5
30	0,8	1,1
40 и более	0,7	0,9

Из двух значений H_{σ} , полученных по формулам (1.130) и (1.131), принимается наибольшее значение. В тех случаях, когда для объекта является опасным только один из указанных видов деформаций ϵ или i , расчет безопасной глубины производится по формуле, в которой фигурирует этот вид деформаций.

Правилами охраны сооружений [25] допускается определение безопасной глубины для отдельных пластов свиты, как для одиночного пласта по формулам (1.130) и (1.131) в условиях, при которых разрыв во времени между отработкой пластов превышает общую продолжительность процесса сдвижения, деформации от разработки каждого пласта меньше допустимых, а повреждения, вызванные предыдущими подработками, полностью ликвидированы, а также в тех случаях, когда принятая схема и порядок отработки пластов не дают однозначного накопления деформаций.

5.2. Способы осуществления мер защиты

Основой профилактических мероприятий служит карта прогноза ожидаемых деформаций земной поверхности. На ней выделяют площади, не подверженные влиянию горных работ, или такие, где процесс сдвижения полностью закончился, т. е. площади, на которых строительство можно вести без ограничения. Остальную территорию разбивают на следующие участки:

1) участки с относительно небольшими деформациями, на которых можно располагать второстепенные, менее чувствительные к подработке здания и сооружения;

2) участки с затухающими деформациями, на которых можно в ближайшее время (после окончания процесса сдвижения) начинать строительство, при условии, что эти участки после ликвидации горного предприятия и прекращения работы водоотлива не будут подтоплены;

3) участки с интенсивными деформациями, где возводить здания и сооружения в ближайшее время нецелесообразно.

На эти карты наносятся также выходы на поверхность тектонических нарушений, осевых плоскостей складок, контактов слоев разной прочности и других ослаблений массива, где происходит концентрация деформаций горных пород, поскольку сооружения, расположенные на этих участках, получают повреждения на несколько порядков выше, чем сооружения, расположенные рядом. Установленные по данным геологической разведки места концентрации деформации уточняются инструментальными наблюдениями (если площадка подлежит многократной подработке и частично попадает в зону влияния горных работ до начала строительства) или трассировкой уступов и трещин с подработанных участков на площадке, подлежащие застройке и последующей подработке.

Горнотехнические меры защиты осуществляются путем выбора таких параметров и порядка ведения горных работ, способа управления горным давлением, скорости продвижения очистного забоя и других влияющих факторов, при которых деформации подрабатываемых объектов не превысят допустимых значений.

Наиболее эффективным является планирование горных работ с таким расчетом, чтобы подрабатываемый объект попадал в пределы плоского дна мульды сдвижения, т. е. на тот ее участок, на котором остаточные деформации минимальны. Для выполнения этого условия необходимо, чтобы общий фронт очистных работ под рассматриваемыми объектами удовлетворял условиям

$$D_1 = a + b + \frac{l_1}{\cos \alpha} + 2\Delta, \quad (1.132)$$

$$D_2 = 2H \cdot \operatorname{ctg} \psi_3 + l_2 + 2\Delta, \quad (1.133)$$

где D_1 и D_2 — размеры очистной выработки соответственно вкрест простирания и по простиранию (рис. 1.31); a и b — расстояния от проекции подрабатываемого объекта на пласт (залежь) соответственно до нижней и верхней границ очистной выработки; l_1 и l_2 — размеры подрабатываемого объекта вкрест простирания и по простиранию; Δ — поправка за счет погрешности определения углов полных сдвижений; H — средняя глубина разработки; α — угол падения пласта или залежи.

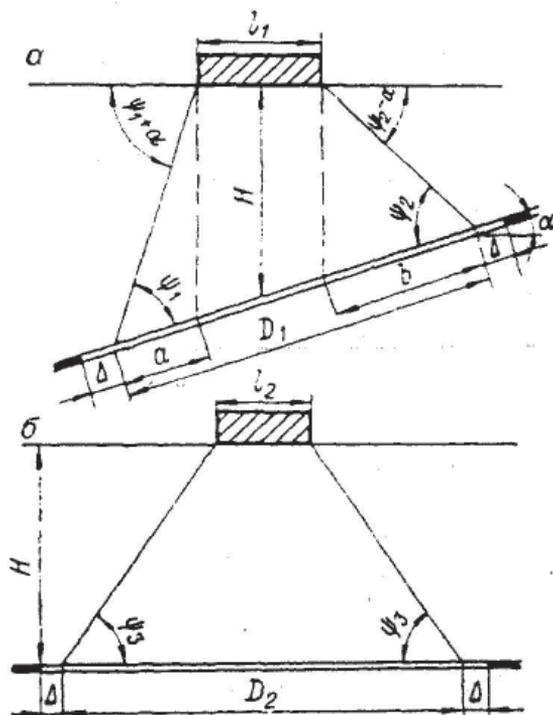


Рис. 1.31. Расположение подрабатываемого объекта на участке плоского дна мульды сдвижения на разрезе вкрест простирания (а) и по простиранию (б).

Численные значения a и b определяют из выражений

$$a = \frac{(H + 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_1 + \alpha)}{\sin \psi_1}, \quad (1.134)$$

$$b = \frac{(H - 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_2 - \alpha)}{\sin \psi_1}, \quad (1.135)$$

где ψ_1, ψ_2, ψ_3 — углы полных сдвижений.

Если погрешность в определении углов полных сдвижений составляет $\pm 5^\circ$, то $\Delta = 0,1H$.

Создание плоского дна в мульде сдвижения при небольших глубинах разработки пластов обычно не представляет трудностей, но с ростом глубины осуществление этого мероприятия связано со значительным увеличением размеров очистных выработок, что по ряду технических причин не всегда возможно. В этих случаях плоское дно в мульде сдвижения создают путем соответствующей отработки нескольких лав. Весьма эффективен

в этом отношении способ парных штреков (рис. 1.32). При этом способе вначале (прямым ходом) отрабатывают лавы, влияние которых на земную поверхность мало ощутимо. Между этими лавами оставляют полосы, при выемке которых (обратным ходом) зависание в толще горных пород погашается и на земной поверхности образуется плоское дно.

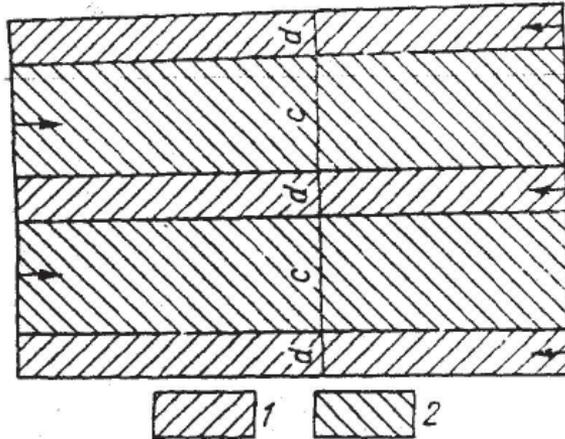


Рис. 1.32 Последовательность отработки пласта при способе парных штреков: 1 и 2 — участки пласта, отрабатываемые соответственно на первом и втором этапе.

Размер очистной выработки, при которой сдвигание горных пород не достигает земной поверхности, определяют из выражения

$$d = C\sqrt{H}, \quad (1.136)$$

где C — коэффициент, зависящий от совокупности свойств толщи горных пород (прочности, слоистости, трещиноватости и т. д.); его значение устанавливают обычно эмпирическим путем; в условиях угольных месторождений значение коэффициента C колеблется, как правило, в пределах от 3 до 5.

Иногда размеры очистных выработок, отрабатываемых прямым ходом, целесообразно определять из расчета размещения в выработанном пространстве породы, получаемой при прохождении штреков.

Длину лав D , отрабатываемых обратным ходом, принимают равными $2,5 d$, но не более 200 м.

Отработка пластов под зданиями и сооружениями способом парных штреков имеет следующие достоинства:

а) при отработке первых лав на земной поверхности не происходит ощутимых деформаций, так как пролеты меньше предельных, при которых горные работы оказывают заметное влияние на земную поверхность;

б) первые лавы работают независимо друг от друга, вследствие чего возможно развить большую скорость подвигания очистных забоев;

в) в случае остановки одной из лав, другие лавы могут продолжать движение без ущерба для подрабатываемых объектов;

г) в связи с тем, что отработку полос между первыми лавами ведут обратным ходом, эти участки пласта детально разведываются и оконтуриваются первыми лавами, так что их отработка происходит более надежно и ритмично;

д) очистные работы ведут без межлавных целиков, что уменьшает потери, улучшает состояние выработок и дает более равномерную осадку земной поверхности и сооружений;

е) при отработке лав обратным ходом повторно используют штреки, пройденные при отработке первых лав;

ж) период влияния горных работ на здания и сооружения при отработке пластов по этой схеме меньше, чем обычно, что позволяет, используя известные закономерности процесса сдвижения, приурочить интенсивную осадку сооружений к периоду, наиболее благоприятному для подработки.

К недостаткам этого способа следует отнести большие деформации земной поверхности на границе с плоским дном и бурный характер развития деформаций, что отрицательно сказывается на состоянии некоторых типов сооружений. Устранить указанные недостатки можно путем применения закладки выработанного пространства при отработке межлавных полос обратным ходом.

Помимо способа парных штреков плоское дно в мульде сдвижения при больших глубинах разработки пластов можно создать, располагая очистную линию забоя уступами. При этом отставание забоев соседних лав друг от друга должно быть таким, чтобы на земной поверхности образовалась одна общая мульда сдвижения, т. е. влияние соседних лав должно проявляться раньше, чем успеет получить заметное развитие мульда без плоского дна под влиянием одной или группы относительно коротких лав. Значение этого отставания L можно определить из выражения

$$L = \gamma \cdot H_B, \quad (1.137)$$

где H_B — средняя глубина залегания верхней лавы; γ — коэффициент, зависящий от состава толщи горных пород и скорости подвигания очистного забоя (значения коэффициента γ колеблются, как правило, в пределах 0,4–0,6).

Для создания плоского дна в мульде сдвижения при разработке пластов уступами размеры целиков между лавами не должны превышать $0,1 H$ и $0,2 l$ (l — длина каждой из обрабатываемых лав). Заметное влияние на состояние зданий оказывает его ориентация по отношению к горным работам. Поскольку повреждения зданий при прочих равных условиях находятся в прямой зависимости от их длины, следует стремиться, чтобы деформации земной поверхности в направлении продольной оси здания были минимальными. Это условие выполняется в тех случаях, когда горные работы ведут с таким расчетом, чтобы:

а) здания, расположенные продольной осью вкрест простирания пластов, оказывались в средней части мульды сдвижения, вблизи главного сечения по простиранию;

б) здания, ориентированные продольной осью по простиранию, оказывались на краю мульды сдвижения;

в) продольные оси зданий, расположенных диагонально к простиранию, оказывались примерно параллельными линии очистных забоев.

Выемку полезного ископаемого под зданиями, расположенными вкрест простирания и хорошо сопротивляющимися сжатию, целесообразно производить двумя расходящимися забоями, одновременно отходящими от разрезной печи, пройденной под серединой подрабатываемого объекта. Очистные работы в пределах участка, влияющего на здание, нужно проводить в этом случае с выкладкой в выработанном пространстве бутовых полос.

При подработке самотечных канализационных коллекторов горные работы следует вести навстречу транспортируемой в них жидкости.

Отработку полезных ископаемых под школами, котельными и другими сооружениями, имеющими значительные перерывы в эксплуатации, надо планировать с таким расчетом, чтобы активная стадия процесса сдвижения совпадала с перерывами в эксплуатации этих объектов.

В тех случаях, когда обеспечить защиту зданий и сооружений с помощью рационального проектирования очистных работ и оптимальных конструктивных мер защиты технически невозможно или экономически невыгодно, применяют способы частичной отработки запасов.

При отработке пластов (залежей) на неполную мощность m' последнюю вычисляют из выражения

$$m' = m[\varepsilon]/\varepsilon, \quad (1.138)$$

где m — полная рабочая мощность пласта (залежи); $[\varepsilon]$ — значение деформации, допустимое для подрабатываемого объекта; ε — деформация при выемке пласта (залежи) на полную рабочую мощность.

При частичной отработке пластов по площади подбирают такие размеры лав D и межлавных целиков d , при которых деформации земной поверхности под рассматриваемым объектом не превысят заданных значений. Задачу решают методом последовательного приближения, т. е. вначале принимают ориентировочные значения D и d , а потом расчетом их уточняют. Для определения ориентировочных значений D можно пользоваться табл. 1.11 .

Табл. 1.11 Длины лав D (м) при частичной выемке запасов по площади

Бассейн, месторождение	Глубина разработки, м	
	до 300	300-500
Кизеловский, Восточный Донбасс, Партизанский, Подгородненское	50–60	60–90
Кузбасс, Воркутинское, Интинское, Буланашское	40–50	50–80
Челябинский, Артемовское, Тавричанское, Шкотовское, Липовецкое	30–40	40–50

При использовании длин лав D , приведенных в табл. 1.11, и размеров междулавных целиков $d = 0,15 H_{cp} \leq 60\text{м}$ (H_{cp} — средняя глубина разработки), деформации земной поверхности уменьшаются в 3–5 раз, если участок с частичной выемкой запасов отделен от участка выемки пласта с обрушением кровли целиками, размерами не менее $0,3H_{cp}$. Частичная отработка наиболее эффективна при углах падения менее 30° , глубине разработки более 150 м и относительно прочных породах ($[\sigma_{сж}] \geq 250 \text{ кг/см}^2$).

Размеры целиков при частичной отработке должны приниматься не менее $0,12 H_{cp}$, т. к. при $d < 0,12 H_{cp}$ возможны внезапные разрушения целиков под воздействием повышенного опорного давления.

В пластах, опасных или угрожаемых по горным ударам или по внезапным выбросам, а также в сложных условиях залегания пластов (свиты крутопадающих пластов, складчатое залегание, наличие тектонических нарушений, весьма слабые боковые породы и пр.) частичная выемка запасов допустима только при выполнении специальных мероприятий, обеспечивающих безопасность ведения горных работ.

Эффективным мероприятием, обеспечивающим нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов и не требующим дополнительных затрат, является изменение знака и направления развития деформаций на отдельных участках подрабатываемого массива. Это мероприятие целесообразно применять при ведении горных работ в зоне влияния на вертикальные стволы шахт, горизонтальные горные выработки и сооружения башенного типа, при подработке самотечных канализационных коллекторов, линий железных дорог и других объектов, вытянутых в плане.

При подработке горизонтальных выработок, особенно на обводненных участках, для предотвращения скопления воды в выработках и облегчения транспортировки полезного ископаемого горные работы в подрабатываемом пласте должны вестись навстречу уклону с тем, чтобы не допустить создания нулевых или обратных уклонов.

При выемке полезного ископаемого под железнодорожными путями на участках пути, где исходные элементы профиля близки к допустимым пределам, уклон пути следует уменьшать, а не увеличивать. Горные работы следует начинать под участком железнодорожного пути с нулевым уклоном или уклоном, направленным в сторону, противоположную движению забоя.

При отработке запасов от границ шахтного поля к середине нельзя оставивать забои и оставлять целики угля под выпуклой частью профиля пути, так как в этом случае выпуклость увеличивается.

В последние годы для защиты ответственных сооружений от вредного влияния подземных горных разработок все чаще начинают применять полную закладку выработанного пространства. В зависимости от способа доставки породы в выработанное пространство закладка подразделяется в основном на следующие виды: гидравлическую, пневматическую и самотечную. Эффективность закладки зависит от ее вида и материала закладки. Наиболее эффективна гидравлическая закладка кварцевым песком, но чаще применяют закладку дробленой породой, так как вблизи подрабатываемых месторожде-

ний не всегда имеются достаточные запасы песка. Шахтную породу для закладки применяют также из соображений экономики и стремления не создавать на поверхности шахт и рудников терриконы. Для уменьшения сжимаемости закладки ее часто делают твердеющей, добавляя в шихту (иногда непосредственно перед подачей ее в выработанное пространство) цемент, отходы доменного производства и другие вяжущие вещества.

Из-за высокой стоимости закладочного комплекса закладку целесообразно применять на большой площади. К тому же чем обширнее закладываемая площадь, тем меньше сказывается влияние активизации сдвижения горных пород от соседних участков, обрабатываемых с обрушением кровли.

Коэффициент допустимой усадки закладки B определяют из выражения

$$B = \frac{m_{\varepsilon} - h_k - h_H}{m - h_k - h_H}, \quad (1.139)$$

где $m_{\varepsilon}' = m[\varepsilon]/\varepsilon$ — эффективная мощность пласта, под которой понимается мощность условного пласта, обрабатываемого с обрушением кровли, и эквивалентного по степени влияния на подрабатываемый объект рассматриваемому пласту; h_k — сближение кровли с почвой до возведения закладки; при отставании закладки от забоя на 8–20 м и при отсутствии данных наблюдений h_k принимается равным 0,15 м; h_H — неполнота закладки (среднее расстояние от верха закладочного массива до кровли выработки), определяемая по опытным данным; в зависимости от вида и технологии закладки она колеблется от нескольких сантиметров до 2–3 дм.

По вычисленному значению коэффициента усадки B выбирают вид и материал закладки (табл. 1.12).

Табл. 1.12 Зависимость коэффициентов усадки B от видов и материалов закладки

Вид закладки	B
Гидравлическая:	
из песка	0,05–0,15
из дробленой породы	0,15–0,30
Пневматическая	0,25–0,40
Самотечная	
из дробленой породы	0,25–0,45
из рядовой породы	0,35–0,50

При добыче особо ценных полезных ископаемых с целью снижения их потерь и разубоживания, отработка запасов под охраняемыми объектами и повышения безопасности работ, применяется твердеющая закладка выработанного пространства. Для твердеющей закладки приготавливают ли-

тые, пластичные и жесткие смеси, включающие крупные и мелкие инертные заполнители, микрозаполнители, вяжущие, активирующие и пластифицирующие материалы. В качестве вяжущего применяют обычно низкомарочные (М200–300) бесклнкерные цементы из гранулированных шлаков и золы ТЭЦ, горельников, нефелиновых и бокситовых шламов и др. Основным достоинством твердеющей закладки является ее незначительная усадка (не свыше 3–5 %), недостатком — высокая стоимость и технологическая сложность приготовления многокомпонентных твердеющих смесей. При применении твердеющей закладки необходимо учитывать, что набор прочности закладочного массива происходит в течении шести месяцев после его введения [54].

Существенное влияние на деформации земной поверхности и сооружений при разработке свит пластов или жил оказывают взаимное положение горных выработок в разных пластах, порядок и сроки отработки пластов. Так, при расположении границ очистных выработок в сближенных пластах (жилах) примерно в одной вертикальной плоскости происходит однозначное наложение деформаций, и сумма их в несколько раз превышает значения деформации, возникающих от влияния одного из этих пластов. И наоборот, при соответствующем относительном смещении границ очистных работ в разных пластах (жилах) происходит полная или частичная взаимная компенсация деформаций разных знаков, а на отдельных участках подрабатываемой площади суммарные значения деформаций могут оказаться меньше возникающих от влияния каждого из пластов этой свиты. На указанном принципе основано одно из наиболее эффективных горных мероприятий — гармоническая отработка пластов (жил), т. е. отработка, предусматривающая такое взаимное расположение очистных выработок, при котором деформации земной поверхности в районе подрабатываемого объекта частично или полностью взаимно компенсируются.

Рациональное расположение выработок представляет собой сложную инженерную задачу, при решении которой приходится рассматривать целый комплекс разнообразных вопросов, в том числе проветривание выработок, транспортировку полезного ископаемого и пустой породы, безопасность работ, экономику и т. д. Вопросы уменьшения деформаций земной поверхности и расположенных на ней объектов решают методом анализа вариантов. С этой целью составляют несколько вариантов календарных планов отработки пластов и для каждого из них производят расчет деформаций земной поверхности по полной методике. За окончательный принимают тот вариант, при котором достигается наибольшая взаимная компенсация деформаций земной поверхности в районе подрабатываемого объекта. Для облегчения анализа вариантов целесообразно пользоваться номограммами, подобными тем, которые приведены на рис. 1.13 в 2.6, при этом составление проекта выполняют в такой последовательности.

С помощью номограмм определяют деформации от влияния лав, положение которых предопределено защищенными (от внезапных выбросов) зонами, технологией горных работ, пройденными капитальными выработ-

ками и другими факторами. Полученную сумму (с обратным знаком) распределяют между оставшимися пластами (очистными выработками) пропорционально их мощности, отношению мощности к глубине или по другому признаку, приемлемому для данных условий. Затем определяют положение очистных выработок, при котором деформации земной поверхности в районе подрабатываемых объектов будут соответствовать значениям, заданным указанным выше способом. Для этого номограмму, выполненную на кальке, накладывают на каждый пласт (на вертикальном разрезе) таким образом, чтобы изолинии номограммы, соответствующие заданным значениям, пересекали подрабатываемый объект. Положение лавы на номограмме, совмещенной с пластом, определит положение искомой очистной выработки в данном пласте. На рис. 1.33 приведен пример определения положения очистной выработки в пласте мощностью 1,8 м, при котором наклон подрабатываемого объекта (высотного сооружения) в сторону падения пласта составит $3,6 \cdot 10^{-3}$. Поскольку номограмма составлена для пласта мощностью 1 м, то при пласте мощностью 1,8 м изолиния номограммы, пересекающая объект, должна иметь числовую отметку в 1,8 раза меньше, чем заданный наклон, т.е. $2 \cdot 10^{-3}$.

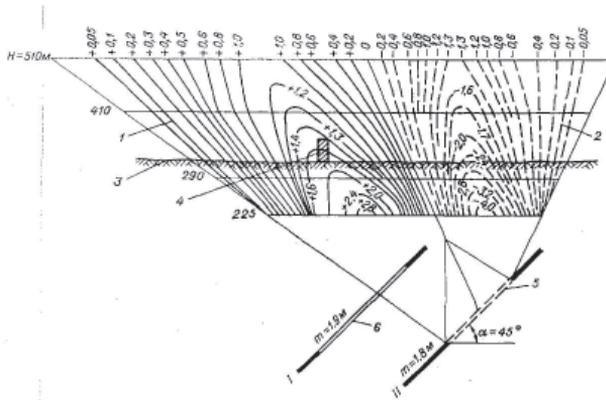


Рис. 1.33 Выбор местоположения очистной выработки в пласте II, компенсирующей наклон охраняемого объекта от горных работ в пласте I: 1 и 2 — изолинии значений наклонов, 10^{-3} , соответственно в сторону восстания и падения пласта; 3 — земная поверхность; 4 — охраняемый объект; 5 — проектируемая лава; 6 — отработанная лава.

В практике подработки сооружений редко стремятся к полной компенсации деформаций, так как это чрезвычайно сложно и дорого. К тому же в этом, как правило, нет необходимости. Более рациональна частичная компенсация, получаемая при таком расположении очистных работ, при котором деформации земной поверхности не превышают значений, допустимых для подрабатываемого объекта. Задачу решают аналогично рассмотренной выше, но условия в ней менее жесткие: требуется лишь, чтобы деформации в процессе подработки и остаточные деформации в районе объекта не превысили допустимых для него значений.

Осуществление горнотехнических мероприятий представляет сложную задачу даже при отработке одного пласта. При разработке свит пластов эта задача намного усложняется, особенно при подработке больших застроенных площадей. Поэтому в указанных условиях часто ограничиваются таким взаимным расположением выработок, при котором суммарные деформации земной поверхности от очистных выработок в нескольких пластах не превышают деформаций, возникающих от каждой из этих выработок, т. е. не происходит существенного однозначного суммирования деформаций одновременно. Это требование выполняется в тех случаях, когда граница влияния на земную поверхность каждой последующей очистной выработки совпадает с точкой максимальной деформации от предыдущей выработки, как это показано на рис. 1.34. Ориентироваться можно на любой вид деформаций, но обычно за основу берут горизонтальные деформации, так как они являются наиболее опасными для большинства зданий и сооружений.

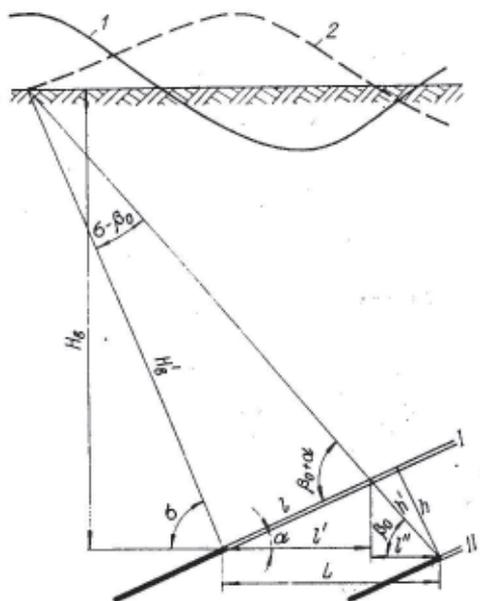


Рис. 1.34 Взаимное расположение выработок, исключающее накопление однозначных деформаций. Графики горизонтальных деформаций: 1 — обусловленных проведением работ по пласту I; 2 — возникающих при разработке пласта II.

Степень деформирования подрабатываемых объектов зависит не только от взаимного расположения горных выработок в пространстве, но и от развития горных работ во времени.

Так, при компенсации деформаций необходим минимальный разрыв во времени между отработкой пластов, чтобы не допустить появления опасных деформаций до их компенсации. При отработке пластов по способу, при котором не происходит существенного однозначного суммирования де-

формаций, разрыв во времени между отработкой пластов имеет второстепенное значение. При раздельной отработке пластов, когда возможно однозначное наложение деформаций, разрыв во времени между отработкой пластов должен быть не менее общей продолжительности процесса. Такой разрыв необходим для того, чтобы перед последующей подработкой снять напряжения, возникшие от предыдущей подработки (преимущественно в стальных трубопроводах), или устранить появившиеся в объектах деформации.

Конструктивные меры защиты могут быть осуществлены как в период проектирования и строительства сооружений, так и непосредственно перед подработкой в период их эксплуатации. Более эффективны меры, осуществляемые в период строительства. Выполнять их в этот период также несравненно проще. Однако вкладывать средства в мероприятия, которые окупятся через много лет, не всегда бывает выгодно. В ряде случаев выгоднее провести ремонтно-восстановительные работы или применить более дорогие мероприятия в период эксплуатации сооружения, чем вводить их заранее. Поэтому при строительстве сооружений, подработку которых намечают через 20 лет и более, применять полный комплекс мероприятий обычно не рекомендуется.

Здания проектируют по жесткой, податливой и смешанной конструктивным схемам. При проектировании по жесткой схеме предусматривают усиление здания железобетонными поясами и другими конструкциями, повышающими жесткость и прочность здания до состояния, при котором несущие конструкции смогут сопротивляться деформациям земной поверхности. Проектирование по податливой схеме имеет целью придать зданию определенную гибкость с таким расчетом, чтобы оно вписывалось в мутьду сдвига и при этом в несущих конструкциях не возникало опасных напряжений. Гибкость зданий создают путем применения специальных шарнирных вставок и связей, нежестких междуэтажных поясов, широких проемов и пр. Для защиты таких зданий от горизонтальных деформаций земной поверхности между наземной и подземной частью создают обычно шов скольжения. При применении принципа податливости предусматривают меры по обеспечению пространственной устойчивости каждого отсека здания. При проектировании по смешанной конструктивной схеме применяют различное сочетание жесткой и податливой схем. Например, подземную часть принимают податливой, а наземную — жесткой и т. д.

Наиболее эффективным и широко применяемым мероприятием для защиты жилых и производственных зданий, ряда гидротехнических и других сооружений от вертикальных и горизонтальных деформаций основания является разрезка их на секции прямоугольной формы в плане путем устройства деформационных швов, которые устраиваются во всех несущих и ограждающих конструкциях. Ширина деформационного шва $\delta_{ш}$ вычисляется из выражений [53]:

- а) на отметке подошвы фундамента

$$\delta_{ш} \geq n_{\epsilon} m_{\epsilon} \epsilon L_o, \quad (1.140)$$

б) на отметке конька или карниза

$$\delta_{ш} \geq n_{\epsilon} m_{\epsilon} \epsilon L_o + \theta H, \quad (1.141)$$

где L_o — расстояние между центральными осями смежных секций; H — высота здания или сооружения, равная расстоянию от подошвы фундамента до карниза или конька; ϵ — относительные деформации сжатия вследствие подработки; θ — расчетный крен секций, определяемый по формулам

$$\theta = n_K m_K L_o / R, \quad (1.142)$$

или

$$\theta = n_h h_y / L, \quad (1.143)$$

где R — радиус кривизны; h_y — высота уступа; L — длина секции; $n_{\epsilon}, n_K, n_h, m_{\epsilon}, m_K$ — коэффициенты соответственно перегрузки и условий работы, приведенные в «Правилах ...» [25].

При проектировании трубчатых водосбросов, прокладываемых в бетонных или железобетонных галереях, ширину шва $\delta_{ш.г}$ между отдельными секциями назначают исходя из условия

$$\delta_{ш.г} \geq \left(n_{\epsilon} m_{\epsilon} \epsilon + \frac{D_{\phi}}{n_K m_K R} \right) L_o, \quad (1.144)$$

где D_{ϕ} — диаметр фланца галереи.

Для уменьшения вредного влияния горных работ на технологическое оборудование применяют следующие конструктивные мероприятия: разрезку на отдельные блоки и устройство упругих связей между этими блоками и агрегатами, а также гибких передач между двигателями и машинами; установку оборудования на домкратах и других устройствах, позволяющих регулировать его положение при подработке; создание шарнирно-подвижных опор и увеличение опорных плоскостей.

При проектировании трубопроводов различного назначения (газо-, водопроводов, канализации) в качестве мер защиты используют: засыпку трубопроводов грунтом, плохо сцепляющимся с трубопроводом (наиболее часто применяют песок или другие материалы, близкие по свойствам к песку); устройство на поверхности трубопровода изоляции, уменьшающей коррозию металлических труб и снижающей сцепление с грунтом; создание равнопрочных стыков; установку сальниковых, П-образных и других компенсаторов. Эффективным средством защиты является укладка трубопроводов на поверхности земли на опорах различной конструкции.

Для эксплуатируемых зданий, построенных без специальных конструктивных мероприятий, применяют следующие меры защиты: разделение зданий на секции путем создания деформационных швов, как было указано выше; усиление зданий тяжами, установленными на одном или нескольких уровнях по периметру стен; установка зданий на домкраты с подведением металлических или железобетонных обвязочных балок под наружные и внутренние стены; отрывка вокруг зданий компенсационных траншей, концентрирующих в себе основные виды деформаций с целью разрядки напряжений в зданиях; устройство железобетонных плит и поясов по грунту или на уровне перекрытия над подвалом; подведение железобетонных фундаментов; укрепление отдельно стоящих колонн и т. д.

Защиту эксплуатируемых напорных трубопроводов (газо-, водо-, продуктопроводов и др.) осуществляют: вскрытием их с целью освобождения от заземления грунтом; усилением сварных стыков наваркой цилиндрических муфт, разгрузкой трубопроводов от напряжений посредством разрезки их автогеном и последующей вварки коротыша; установкой компенсаторов различных конструкций; кольцеванием и установкой задвижек.

Для обеспечения нормальной работы самотечных канализационных трубопроводов при подработке производят прочистку и промывку трубопроводов на участке возникновения застоя и иногда подъем трубопровода на прежние высотные отметки для обеспечения самотечности.

Опоры подвесных дорог и высоковольтных линий электропередач, радио- и телевизионные вышки при необходимости укрепляют перед подработкой дополнительно растяжками. В отдельных случаях для выравнивания радио- и телевизионных вышек применяют поддомкрачивание и подклинивание. Такой способ был применен, в частности, при подработке телевизионной вышки в г. Донецке.

При подработке железных дорог производят выправление продольного и поперечного профиля путей, регулировку зазоров между рельсами, расширение насыпи и другие работы, необходимые для обеспечения безопасной и бесперебойной эксплуатации подрабатываемых дорог.

Особое место среди конструктивных мер занимают методы защиты вертикальных стволов в силу специфических условий их работы. Стволы находятся в массиве горных пород, непосредственно связаны с ним и деформируются не только из-за неравномерного сдвижения пород, но и вследствие перераспределения напряжений в массиве, вызванного как проходкой стволов, так и влиянием очистных работ.

Поэтому при проектировании конструктивных мероприятий необходимо предусматривать защиту стволов — от сдвижения горных пород и от перераспределения напряжений.

Конструктивные меры защиты стволов стали внедрять относительно недавно, поэтому опыт их применения еще невелик. Тем не менее уже теперь можно утверждать, что эти меры защиты найдут широкое применение в практике горного дела, так как традиционные методы защиты стволов предохранительными целиками при больших глубинах разработки пластов

становятся явно нерациональными. Дело в том, что с увеличением глубины горное давление повышается и степень деформирования стволов (в отличие от сооружений, расположенных на земной поверхности) растет. Целики, построенные по углам сдвига, оказываются недостаточными, а применение граничных углов ведет к увеличению потерь в целиках в 3–4 раза.

Поскольку наиболее распространенным видом деформирования стволов является изменение их длины (укорочение или удлинение), конструктивные меры направлены, прежде всего, на защиту крепи и армировки стволов от этого вида деформаций. С этой целью в крепи ствола устраивают горизонтальные осадочные швы, заполняемые податливым или малопрочным материалом, уменьшают трение и ослабляют связи между крепью и окружающими породами, применяют специальные крепежные материалы или конструкции, на стыках проводников устанавливают компенсирующие узлы податливости или сменные вкладыши.

Горизонтальные осадочные швы располагают в зоне максимальных вертикальных сжатий, в местах пересечения стволом слабых породных прослоев, угольных пластов или рудных жил, контактов пород разной прочности. В качестве податливых и малопрочных материалов при заполнении осадочных швов применяют деревянные доски и брусья, пустотелые блоки, крупнопористый и ячеистый бетон.

Трение уменьшают заполнением пространства между крепью и породой вязким или сыпучим материалом (битумом, асфальтом, шлаками, щебнем, гидроизолом и др.) или применением специальных антифрикционных покрытий.

ГЛАВА 6

Прогноз горных ударов и землетрясений: сходства и различия подходов¹

Важнейшим применением рассмотренных процессов механики сдвижения массивов горных пород под действием технологических процессов, включая взрывные работы, является их распространение на техногенные геодинамические события в шахтах и на рудниках, горные удары и особенно такие наиболее грозные явления, как горно-тектонические удары. Последние родственны природным событиям, землетрясениям, поэтому естественно сопоставить методы прогноза тех и других катастроф.

При оценке сейсмической опасности принято четко различать сейсмическое районирование и, собственно, прогноз землетрясений. Если сейсмическое районирование, в первую очередь, опирается на сведения о прошлых землетрясениях, то прогноз базируется на анализе и экстраполяции наблюдаемых изменений сейсмической обстановки и состояния других процессов- предвестников в будущем. Явное пересечение методов районирования и прогноза имеет место только для долгосрочного прогнозирования и заключается в соотнесении данных о времени, прошедшем после последнего крупного землетрясения, со средним временем повторения на изучаемом и соседних участках. Среднесрочное и краткосрочное прогнозирование практически полностью опирается на различные предвестники (сейсмические, электромагнитные, гидродинамические, геохимические и т. д.) — процессы и явления, имеющие теоретически объясненную или просто зафиксированную на опыте корреляцию с приближением крупных землетрясений. При этом, несмотря на огромные усилия прилагаемые учеными разных стран, эффективного метода краткосрочного прогноза до сих пор не существует.

Скромные успехи существующей методологии прогноза землетрясений заставили сейсмологов искать другие пути прогнозирования. Одно из основных новых направлений заключается в выявлении предполагаемых очагов землетрясений и изучении их с помощью методов геодинамики и разведочной геофизики [3–5]. Такая тактика существенно ближе к тактике прогноза геодинамических явлений в шахтах и рудниках, поэтому сопоставление методов прогноза землетрясений и горных ударов и анализ тактики прогноза горных ударов под этим углом зрения представляются актуальной темой.

Перечислим основные различия методологии прогноза.

Геодинамические явления в шахтах и на рудниках зависят не только от медленно меняющейся природной геодинамической обстановки, но и от

¹ Яковлев Д. В., Шабаров А. Н., Цирель С. В. Прогноз горных ударов и землетрясений: сходства и различия подходов // Горная геомеханика и маркшейдерия в III тысячелетии. — СПб. : Изд-во ВНИИМ, 2004.

быстро меняющихся техногенных воздействий на массив. С одной стороны, это упрощает задачи прогноза, ибо сами техногенные воздействия нам известны. С другой стороны, это осложняет прогноз, ибо горно-технические условия, в которых проводятся новые наблюдения, постоянно изменяются с развитием горных работ.

Прогноз горных ударов и других геодинамических явлений в шахтах и на рудниках прежде всего ориентирован не на определение времени событий, а на локализацию опасных участков. Причины такой тактики прогноза заключаются прежде всего в наличии возможностей снижения опасности с помощью различных противоударных мероприятий или провоцирования динамических событий в назначенный момент.

Очаги шахтных геодинамических событий гораздо более доступны для изучения, чем очаги землетрясений. В силу этой причины для прогноза горных ударов в большей мере используются прямые методы измерений напряженно-деформированного состояния массива и в меньшей степени — косвенные методы прогноза, основанные на сложных корреляционных связях.

Механизмы подготовки и протекания горных ударов и других геодинамических явлений в шахтах и на рудниках более изучены, чем механизмы подготовки и протекания землетрясений. Более точные сведения о механизмах подготовки и протекания геодинамических явлений способствуют не только общему развитию методов прогноза, но также дифференциации методов прогноза по типу явлений.

Теперь рассмотрим сходства и различия методов прогноза более детально.

6.1. Геодинамическое и сейсмическое районирование

Так как горные удары и другие геодинамические события в горных выработках вызываются сочетанием природных и техногенных факторов, то при районировании сведения о прошлых событиях могут использоваться только в тех местах, где уже достаточно давно ведутся горные работы. К тому же за счет ведения горных работ геодинамическая обстановка на опасных участках непрерывно меняется, поэтому, опираясь лишь на сведения о прошлых событиях, невозможно достоверно районировать шахтные и рудные поля по степени опасности. Основную роль в геодинамическом районировании шахтных и рудных полей, и особенно целых бассейнов и месторождений, играет анализ геологических структур.

Многолетний опыт ведения горных работ позволил не только выделить наиболее опасные структуры, но и разделить блоки по степени опасности. Наиболее опасны [6] те тектонические блоки, которые претерпели наибольшую сдвиговую деформацию. Сопоставление тангенса угла сдвига (тектонической деформированности) D с частотой геодинамических явлений проводилось на ряде угольных и рудных месторождений и показало сильную

корреляцию ($R = 0,85-0,97$) между значениями D и количеством геодинамических событий. Одновременно с этим сопоставления деформаций с результатами натурных измерений напряженного состояния и приведенная корреляция показывают, что несмотря на тектонические процессы, происходившие в течение многих миллионов лет, направления главных напряжений на основных угольных бассейнах мало изменились. Последующие исследования должны установить, широко ли распространено это явление или само совпадение направлений главных напряжений (т. е. отсутствие разгрузки, вызванной поворотом осей тензора напряжений) и определяет особую геодинамическую опасность исследованных месторождений.

Как показывает опыт горных работ, практически все типы геологических нарушений могут представлять повышенную опасность, хотя по степени опасности различные нарушения существенно различаются между собой. Значительную часть крупных потенциально опасных структур удастся выделить при изучении поверхности с помощью анализа космо- и аэрофотоснимков и морфоструктурного анализа.

Положение зон повышенной опасности в складчатых структурах зависит от типа складок [6]. В пологих антиклинальных и синклиналиных складках с внутренним углом более 90° и величиной изгиба (отношение высоты складки к ее ширине) менее 0,1 наибольшее увеличение уровня напряжений и удароопасности приходится на замок складки. Однако по мере уменьшения внутреннего угла складки ситуация меняется. Высокие напряжения постепенно приводят к снижению опасности за счет микро- и макроразрушения угля, и в замках крутых складок ($\alpha < 90^\circ$), напротив, наблюдается уменьшение крепости угля. В круглых складках наиболее напряженные области приурочены к переходным зонам от крыльев к замку.

Значительную опасность представляют также переходный тип нарушений от пликативных к дизъюнктивным — флексурные складки [7], широко распространенные на угольных месторождениях. С геомеханической точки зрения флексуру можно рассматривать как нереализовавшийся разрыв. С одной стороны, высокий уровень напряжений соответствует предразрывной стадии нагружения пород, с другой — отсутствие разрыва препятствует частичной разрядке напряжений, что приводит к высокой концентрации напряжений, в некоторых случаях большей, чем в зонах разрывных нарушений. Наибольшая концентрация напряжений, как правило, наблюдается в замковой зоне флексурных складок и около замыканий разрывов, продолжающих флексуры.

Однако самые интенсивные напряженные зоны, как правило, приурочены к активным разрывным нарушениям. Результаты исследований [8] показали, что уровень напряжений существенно меняется по длине разрывов. Зоны с самыми высокими тектоническими напряжениями приурочены к замыканиям разрывов, различным формам искривления (изменениям углов падения и простирания) и участкам, где шов нарушения представляет собой плотно сомкнутую трещину. Данное обстоятельство сближает горные удары с землетрясениями или, во всяком случае, с наиболее распространенным

представлением о землетрясении как об упругой отдаче после срыва зацепления в подобных участках разрывных нарушений. Напротив, те участки, где разрыв представляет собой зону дробления, являются разгруженными, а зоны повышенных напряжений находятся на отдалении от разрыва и обладают меньшей интенсивностью. В таких участках реже происходят горные удары, более вероятны микроудары, толчки и при высокой газообильности угольных пластов — внезапные выбросы газа и породы.

Весьма существенным моментом в геодинамическом районировании является возможность не только выделения наиболее опасных участков, но и примерная оценка наиболее вероятных типов геодинамических событий на основании анализа геологических структур и тектонических полей. На наш взгляд, в перспективе данный подход мог бы занять важное место при сейсмическом районировании.

Важное место в геодинамическом районировании занимают тектоно-физический анализ и математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива. К сожалению, трудности оценки граничных условий (на граничных разрывах) и адекватного описания механического поведения нелинейной неоднородной среды, наряду с чисто вычислительными проблемами, часто приводят к большим расхождениям между расчетным и наблюдаемым состояниями массива. Тем не менее, роль математического моделирования в геодинамическом районировании, особенно крупномасштабном, существенно больше, чем в сейсмологии, где реконструкции полей напряжений в основном носят модельный гипотетический характер.

Также существенную роль в геодинамическом районировании играет и анализ текущей сейсмической обстановки, применяющийся в сейсмологии для прогноза, ибо миграция высокосейсмичных участков означает, что под действием техногенных процессов формируются новые опасные зоны. Точнее — в силу ориентации прогноза на локализацию наиболее опасных участков в горной геодинамике нет четкой границы между районированием и прогнозом, выявление опасных зон — это не только районирование, но и важнейшая часть прогноза. Поэтому одновременно и к районированию, и к прогнозу также относятся методы выявления локальных геологических нарушений (мелкоамплитудных разрывов, утонений и раздувов пластов и т. д.) на основании данных геологического картирования и геофизической разведки с использованием электрических, электромагнитных и сейсмических полей.

6.2. Локальный и краткосрочный прогноз

Среди методов локального прогнозирования геодинамических и газодинамических событий, также как в сейсмологии, важную роль играют различные дистанционные методы: мониторинг сейсмического процесса и анализ его характеристик (наклона графика повторяемости, фрактального размера и т. д.), сейсмическое и электромагнитное просвечивание и т. д. [9, 10]. Тем не менее наиболее эффективные методы локального прогноза ос-

нованы на измерениях, проводимых в самом очаге предполагаемого события или в непосредственной близости от него. Возможность доступа в очаг предполагаемого события — это то, что в наибольшей мере отличает прогноз горных ударов от прогноза землетрясений и делает его существенно эффективнее. К настоящему времени разработано большое количество методов прогноза, опирающихся как на измерения физико-механических характеристик пород (хрупкость, влажность, фазово-физические характеристики и т. д.) и геофизических полей (в первую очередь анализ механических импульсов в акустическом и сейсмическом диапазонах, электромагнитного излучения и т. д.), так и на активное воздействие на массив различными способами.

Однако несмотря на растущую точность и информативность геофизических методов прогноза, наиболее эффективными и распространенными методами краткосрочного локального прогнозирования геодинамических событий на угольных шахтах до сих пор остаются наблюдения за внешними признаками удароопасности (стреляния, толчки, хлопки и т. д.) и измерения количества буровой мелочи (штыба), полученной при бурении шпуров в напряженном массиве. Причина столь высокой эффективности такого примитивного, на первый взгляд, метода заключается не только в простоте и массовости проводимых измерений, но и в самой природе метода — разрушение стенок скважины до некоторой степени моделирует само прогнозируемое явление — горный удар. Таким достоинством не отличается ни один геофизический метод. Возможно, при прогнозе землетрясений некоторым аналогом данного метода могут служить детальные исследования особенностей сейсмических событий, рассматриваемых как форшоки предполагаемых землетрясений.

В то же время измерения количества штыба обладают и множеством недостатков, главными из которых являются сильные зависимости от условий бурения, например, от усилия подачи, от марки угля, от его обводненности, трещиноватости и т. д. Кроме того, из-за сложных процессов, происходящих при разрушении угольного массива вокруг шпура («микроудара»), результаты измерений варьируют от опыта к опыту, а используемое допущение, что высыпавшийся уголь принадлежит тому участку шпура, который бурится в настоящий момент, менее точно, чем кажется на первый взгляд [11]. Поэтому часто более точные результаты дают измерения не объема буровой мелочи, а его гранулометрического состава или регистрация акустических и электромагнитных импульсов в процессе бурения. Другой принципиальный недостаток всех измерений, производящихся непосредственно в предполагаемом очаге, связан с необходимостью нахождения там людей и риском для них. Поэтому проблема разработки столь же эффективных дистанционных методов остается по-прежнему актуальной.

Вполне очевидно, что методы прогноза, связанные с точечным воздействием на породы в очаге предполагаемого события, не могут быть перенесены на прогноз землетрясений. Но, к сожалению, пока реально не могут быть перенесены и пассивные геофизические методы, основанные на измерении сигналов, генерируемых микропроцессами, происходящими непосредственно в очаге. Данные сигналы, как сейсмоакустические, так и элек-

тромагнитные, обладают малой мощностью и из-за высокой частоты быстро затухают, в связи с чем их регистрация на поверхности проблематична. Вместе с этим, существуют указания на возможность регистрации подобных сигналов и на больших удалениях от очага с помощью эффекта модуляции ВЧ-сигналов низкочастотными сейсмическими полями [12]. Анализ и классификация ВЧ-сигналов по их тонким характеристикам могли бы способствовать лучшему пониманию сути процессов, происходящих в формирующихся очагах землетрясений. Отметим, что еще Г. А. Гамбурцев поднимал вопрос о необходимости разработки чувствительной высокочастотной аппаратуры для измерения сигналов в сейсмоакустическом диапазоне, поступающих из очага землетрясения [13].

Несколько иначе выглядит ситуация с прогнозом для рудных месторождений. Аналог методики определения удароопасности по количеству штыба, анализ дискования кернов обладает меньшей надежностью. Поэтому краткосрочное локальное прогнозирование, кроме дискования кернов и контроля внешних проявлений удароопасности, включает комплекс геомеханических и геофизических методов. Среди геомеханических методов наибольшее распространение имеют измерения размеров и положения зоны опорного давления и наблюдения за деформацией скважин, среди геофизических — электрический и сейсмоакустический каротаж, а также измерение электромагнитной и акустической эмиссии.

6.3. Региональный и среднесрочный прогноз

В практике прогнозирования горных ударов на шахтах и рудниках переходной стадией между локальным прогнозом и геодинамическим районированием является не среднесрочный и долгосрочный, а региональный прогноз, включающий крупномасштабное районирование обрабатываемого массива по степени опасности и заблаговременное выделение потенциальных очагов динамических событий. К настоящему времени разработано множество различных сейсмических, геомеханических и геофизических методов, обладающих различной степенью надежности. Также достаточно широко применяется математическое моделирование напряженного состояния массива. Различные методы показывают различные стороны подготовки геодинамических событий, кроме того, каждый из них обладает не только достоинствами, но также погрешностями и недостатками. Поэтому региональные прогнозы, полученные различными методами, часто имеют существенные расхождения между собой.

Аналогичные расхождения, только значительно большего масштаба, имеют место при прогнозировании землетрясений по предвестникам разных типов. Поэтому, несмотря на различия методологии прогноза (ориентация, прежде всего, на локализацию опасных участков, а не на прогноз времени наступления события), можно провести некоторую аналогию между предвестниками землетрясений и методами регионального прогнозирова-

ния горных ударов. В отличие от прогнозирования землетрясений, для прогнозирования горных ударов не существует апробированных методик комплексирования различных признаков. Одна из первых комплексных оценок предложена нами для Норильского месторождения.

Поскольку статистика горных ударов больше, чем статистика землетрясений, метод комплектования не может быть построен чисто статистическими методами. Прогнозная оценка геодинамической опасности должна учитывать механизмы изменений удароопасности при различных сочетаниях признаков, в первую очередь совместное действие перераспределения горного давления в ходе ведения горных работ и особенностей структуры каждого участка. Поэтому разработанный вариант методики принимает во внимание показатели, характеризующие напряженное состояние и структуру массива, а также статистику сейсмических событий.

Первый показатель — это отношение вертикальной компоненты тензора напряжений σ_v к среднему литостатическому давлению γH , хорошо зарекомендовавший себя при оценке геодинамической опасности при отработке свиты пластов [14]. Второй показатель — это тектоническая деформированность массива D ; ввиду высокой линейной корреляции между значением D и количеством геодинамических событий было принято, что вероятность геодинамических событий является линейной функцией от D . Очевидно, $\sigma_v/\gamma H$ и D независимы друг от друга, причем геодинамические явления могут иметь место при высоких значениях $\sigma_v/\gamma H$ в блоках с малой тектонической деформированностью, но обратное невозможно, — в зонах разгрузки даже в блоках с высокими значениями D горные удары не происходят. Исходя из проведенных рассуждений, получаем:

$$K = (1 + \beta D)(\sigma_v/\gamma H - 1), \quad (1.145)$$

где значение коэффициента $\beta = 0,35$ было выбрано на основании сопоставления частоты геодинамических явлений в блоках с различными значениями D . Анализ проявлений горного давления на отработанных участках показал, что мощные сейсмические события и толчки возникают при значениях $K > 0,5$.

Временные изменения геодинамической и сейсмической активности

Хотя прогноз времени возможного наступления геодинамических событий имеет существенно меньшее значение, чем локализация опасных участков, полностью отказываться от выделения наиболее опасных периодов, на наш взгляд, не следует. Для осуществления среднесрочного прогноза важное значение может иметь изучение возможных спусковых механизмов и временного хода геодинамических событий.

Связь горных ударов с техногенными факторами вызывает существенные отличия во временном ходе последовательности динамических событий в шахтах и рудниках от землетрясений. С одной стороны, очень часто запускающими импульсами для горных ударов служат сейсмические волны от взрывных работ, чаще всего взрывные и механические воздействия на

массив инициируют толчки и удары малой мощности, а также выбросы газа и породы [15]. На этом основаны широко используемые методы предупреждения (точнее, провоцирования) выбросов газа и породы с помощью сотрясательного взрывания. С другой стороны, техногенная составляющая генезиса горных ударов вызывает их зависимость от суточного, недельного и годового ритмов горных работ. Спектральный анализ показывает наличие достаточно мощных 8-часовых, суточных и недельных циклов и более слабого, годового цикла (последний имеет и естественную компоненту, связанную с вариациями скорости вращения Земли, приблизительно повторяющую аналогичную компоненту спектра последовательности землетрясений) [16]. Короткие ритмы (с периодами от 8 часов до недели) техногенного происхождения оказывают более сильное влияние на последовательность горных ударов, чем ритмы приливных деформаций. Впрочем, вопрос о соотношении природных и техногенных ритмов в диапазоне субгодовых периодов не столь прост. Например, в Кизеловском бассейне количество горных ударов значительно увеличивалось при совпадении сизигий и перигеев Луны [17], а в 150 километрах от него, на СУБРе, подобных различий не отмечалось [16].

Однако на многолетний тренд количества горных ударов очень большое влияние оказывают не только техногенные и социальные причины. Даже визуальный анализ (см. рис. 1.35) показывает резкие вариации годовых количеств горных ударов, не имеющих явных корреляций с интенсивностью добычи и изменениями технологии ведения горных работ. Наиболее вероятной причиной этих вариаций является зависимость количества горных ударов от солнечной активности. Сопоставление распределения количества горных ударов по годам со среднегодовыми числами Вольфа показывает, что наибольшее количество горных ударов происходит в начале и в конце нечетных циклов солнечной активности, а в течение четных циклов — частота ударов минимальна, причем этот 22-летний цикл определяет большую часть вариации количества ударов по годам.

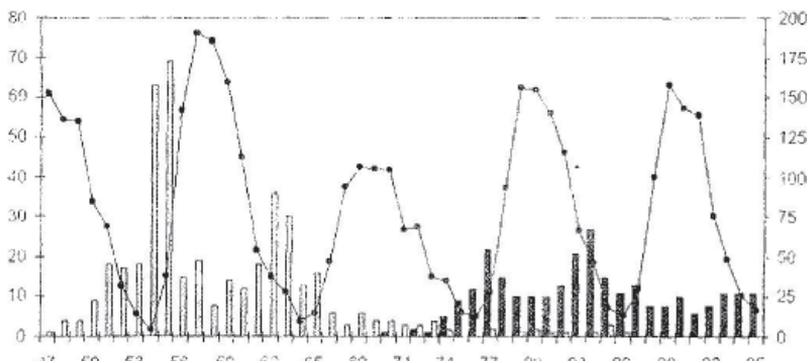


Рис. 1.35 Распределение горных ударов по годам (светлыми столбиками обозначены горные удары на Кизеловском бассейне, темными на СУБРе; кривой с черными кружками — среднегодовые значения солнечной активности — числа Вольфа)

Сравнительный анализ изменений годовых количеств горных ударов и других природных геодинамических явлений явился дополнительным аргументом в пользу роли солнечной активности в образовании 22-летнего цикла. Похожая периодичность проявляется у извержений вулканов, причем максимумы количества горных ударов и извержений приходятся на первые годы 22-летнего цикла [18]. У землетрясений данный (или близкий к нему) цикл проявляется слабо и затрагивает только суммарную энергию сильнейших землетрясений ($M \geq 7$), но не их количество. Некоторое его влияние заметно лишь во второй половине XX века, т. е. тогда же, когда 22-летний цикл сильнее всего проявлялся у горных ударов и извержений вулканов.

Приведенные данные позволяют считать солнечную активность наиболее вероятной причиной формирования обнаруженного цикла геодинамической активности. Влияние 22-летнего цикла убывает с увеличением

глубинности процессов. Если для горных ударов, происходящих на малых глубинах (в среднем 0,3–1 км), данный цикл играет ключевую роль, то для извержений вулканов, связанных с процессами, происходящими на больших глубинах, он обуславливает не более 15 % дисперсии временного ряда, а для наиболее глубоких динамических процессов в земной коре, землетрясений, его роль очень мала. Данная закономерность позволяет высказать предположение о ведущей роли солнечного ветра в формировании рассматриваемого цикла.

Более детальное изучения геодинамических явлений в шахтах, происходящих на различные моменты 22-летнего цикла, показывает различие недельных циклов в годы различной геодинамической активности. В годы наибольшей геодинамической активности максимум количества ударов смещается с четверга на среду; коэффициенты корреляции между двумя частями выборки составляют 0,59 без сдвига и 0,84 со сдвигом на один день. По-видимому, в наиболее опасные годы увеличивается скорость процессов накопления энергии, вызванных горными работами, проводящимися в течение рабочей недели. Другая возможная причина заключается в увеличении частоты и/или интенсивности природных спусковых механизмов. Сделанные оценки говорят о том, что объявление четверга (или среды — в наиболее опасные годы) «ремонтным» днем (разбиение недельного цикла на два или на три) позволит на 10–15 % снизить количество горных ударов.

Законы повторяемости

Также были проанализированы графики повторяемости горных ударов различной мощности. В качестве количественной меры мощности удара был выбран объем разрушенной породы V , m^3 , значения которого, в отличие от более адекватной характеристики, энергии сейсмических волн, известны для большей части горных ударов. Графики для СУБРА и Кизеловского бассейна (см. рис. 1.36, а) очень близки между собой, но качественно отличаются от графиков повторяемости для землетрясений.

$$N=N\Sigma (1- a \ln V), (1.146)$$

где N — количество горных ударов с объемом разрушенной породы $\geq V$, а значения коэффициента a составляют 0,17 для СУБРа и 0,16 для Кизеловского бассейна [16].

Однако фактически отличия от закона повторяемости землетрясений меньше, чем кажется на первый взгляд. В дифференциальной форме закон повторяемости горных ударов (1.145) имеет вид $dN/dV \sim V^{-1}$ а закон повторяемости землетрясений $dN/dE \sim E^{-(1,6-1,63)}$. Проводя аналогию между размером очага землетрясения и объемом разрушенной породы, с учетом формул Ч. Тсубои и Н. В. Шебалина [19,20] $\lg E = \lg V + c$, закон повторяемости землетрясений в дифференциальной форме имеет вид: $dN/dV \sim E^{-(1,6-1,65)}$. Для лучшей сопоставимости необходимо еще учесть, что закон повторяемости землетрясений охватывает динамические события во всем объеме литосферы, а горные удары: распределены по поверхности выработок, поэтому различие между степенями V сократится на 0,33. Кроме того, с одной стороны, согласно В. В. Штейнбергу [21], в формуле Тсубои коэффициент перед $\lg V$ не в точности равен единице, а колеблется в диапазоне 0,85–1,25, с другой стороны, в каталогах горных ударов есть пропуски очень слабых ударов (микроударов) и, наоборот, крупные события могут включать аварии иных типов. С учетом всех этих обстоятельств закон повторяемости горных ударов не выходит за пределы вариации коэффициентов в законе повторяемости землетрясений, но находится на верхнем пределе соотношения крупных и мелких событий.

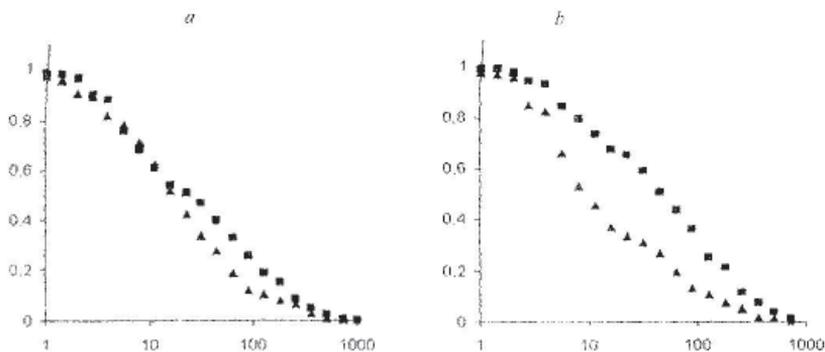


Рис. 1.36 Графики повторяемости горных ударов:

а — в Кизеловском бассейне (квадраты) и на СУБРе (треугольники), по оси абсцисс отложены объемы разрушенной породы в m^3 ; б — в Кизеловском бассейне в наиболее опасные (1954–1955 и 1961–1963 гг., треугольники) и в остальные годы (квадраты)

Существенно большие различия графиков повторяемости, чем между двумя разными месторождениями, наблюдаются между годами максимальной геодинамической активности и остальными. Главное из них заключает-

ся в большей доли мощных ударов в «спокойные» годы (рис. 1.36, б): в спокойные годы удары с объемом разрушенной породы более 20 м³ составляют две трети (67 %) от всех ударов с зафиксированным объемом разрушения, а наиболее опасные годы — одну треть (35 %). Данное различие указывает, что в годы максимальной геодинамической активности увеличивается не столько скорость накопления энергии, сколько частота и/или интенсивность природных спусковых механизмов, что изменяет ход недельного цикла и увеличивает долю ударов меньшей интенсивности.

Несмотря на развитые методы прогноза и мониторинга напряженности горного массива, горные удары были и остаются большой проблемой ведения горных работ в России и во всем мире. Произошедшие в последние десятилетия перемены привели к закрытию многих нерентабельных и малорентабельных шахт, что значительно сократило объемы ведения горных работ в опасных геодинамических условиях и, соответственно, общее количество горных ударов. В то же время в последние годы обозначились две новые тенденции повышения аварийности на шахтах и рудниках, связанные с геодинамическими процессами. Первая из них — это рост количества взрывов метана; по нашему мнению, ее основные причины заключаются, в первую очередь, не в росте газообильности угольных пластов, а в плохом состоянии системы контроля за концентрацией метана в выработках и ослаблении созданной в советские годы системы надзора за безопасностью ведения горных работ. Вторая тенденция — это увеличение количества наиболее грозных явлений, горнотектонических ударов и техногенных землетрясений (таблица 1.13).

Табл. 1.13 Статистика геодинамических явлений в Кузбассе (по данным Т. И. Лазаревич)

Период, годы	Землетрясения ($K > 7$)	Горные удары на шахтах	Внезапные выбросы	Горные удары на рудниках ($K > 3$)
1961–1965	19	28	11	23
1966–1970	22	11	19	28
1971–1975	26	10	5	86
1976–1980	37	21	8	142
1981–1985	86	32	1	154
1986–1990	114	11	34	465
1991–1995	266	7	7	365
1996–2000	280	12	6	340
2001–2003	220	2	6	163

Прогноз горно-тектонических ударов

Проведенные во ВНИМИ и его филиалах исследования [8, 22 и др.] показали, что горно-тектонические удары сопровождаются подвижками по швам тектонических нарушений, точнее, именно наличие подвижки, наря-

ду с суммарной энергией, и выступает главным критерием выделения горно-тектонических ударов среди других геодинамических явлений в шахтах и на рудниках.

Таким образом, существуют принципиальные отличия механизма горно-тектонических ударов от самых мощных горных ударов. Установленный механизм формирования очага горно-тектонического удара наиболее близок к формированию очага землетрясения. Изменения напряженного состояния приводят к изменению соотношения удерживающих, нормальных сил N к сдвигающим касательным силам на сместителе разрыва и к срыву существовавших зацеплений.

Наблюдения на СУБРе [8] показывают, что наиболее часто зацепления возникают на тех участках разрывов, где породы крыльев разрыва жестко контактируют и формируются зоны с высокой концентрацией сжимающих напряжений. Другой разновидностью участков, создающих препятствия подвижкам, являются различного вида искривления поверхности сместителя разрывного нарушения — изменения углов простирания или падения (более 25° – 30°), а также участки, где сместитель испытывал деформации кручения. Кроме того, гипоцентры горно-тектонических ударов часто приурочены к участкам сочленения двух и более активных тектонических разрывов, образующих клиновидные блоки пород.

Однако причины изменений напряженного состояния, вызывающие срывы зацеплений, различны для природных и техногенных явлений. У горно-тектонических ударов основной причиной является ведение горных работ, способствующих как высвобождению энергии, запасенной в приразломной зоне, так и дополнительному перетеканию энергии в эту зону. Изменение соотношения T/N может происходить как при одновременном увеличении N и T при приближении лавы к дизъюнктиву, так и при снижении N при росте объемов вынудой породы в одном из крыльев разлома [23]. Как показывает анализ произошедших горно-тектонических ударов чаще встречается второй механизм, опасность горно-тектонических ударов возникает при площадях выработанного пространства 20–30 тыс. м² и более.

Большая близость горно-тектонических ударов к землетрясениям, чем других геодинамических явлений в шахтах, вызывает и большую близость методов среднесрочного и краткосрочного прогноза. Цикл повторения мощных событий состоит из двух стадий: после крупного события и последующих за ним афтершоков (или вторичных ударов) наступает достаточно длительный период пониженной опасности, составляющий примерно три четверти цикла, затем сменяющийся более короткой стадией повышенной опасности. Важную роль в прогнозе горно-тектонических ударов играют наблюдения за сейсмической обстановкой. Применяемая на СУБРе технология противоударных мероприятий предусматривает, что взрывание заранее пробуренных вееров скважин производится при наступлении сейсмического затишья в течение стадии повышенной опасности [9].

В то же время, в отличие от землетрясений, при прогнозе горно-тектонических ударов существует возможность измерения (в основном с помощью различ-

ных косвенных методов) напряженного состояния в непосредственной близости от очага. Также доступность для проведения измерения самого формирующего очага или близких к нему участков дает возможность фиксации слабых сигналов, хотя интенсивный фон от ведения горных работ и сложная геометрия системы выработок создают проблемы локализации и разделения источников сигналов. Перспективным методом, на наш взгляд, могут стать высокоточные маркшейдерские измерения непосредственно у шва разрыва, фиксирующие скорость перемещения крыльев разлома и ее изменения под воздействием сейсмических волн, генерируемых промышленными взрывами.

Одновременно с этим практика наблюдений за процессами подготовки горно-тектонических ударов явственно высвечивает и одну из главных трудностей краткосрочного прогноза. Если точный момент события во многом зависит от процессов разрушения на малых участках зацепления, то сигналы — непосредственные предвестники могут быть очень слабыми. Для горно-тектонического ударов эта проблема может решаться либо с помощью высокочувствительной аппаратуры, установленной максимально близко от этих участков сместителя, либо путем провоцирования подвижки с помощью взрывных работ. Вопрос о том, как справиться с этой проблемой при прогнозе землетрясений, остается открытым.

6.4. Техногенные землетрясения

Вместе с ростом количества горнотектонических ударов в последние годы наблюдается рост количества техногенных землетрясений, происходящих на существенно больших глубинах, но в непосредственной близости от места ведения горных работ. Например, в Кузнецком бассейне, как видно из таблицы 1.13, в последние 20 лет количество землетрясений за каждые пять лет увеличивается в среднем в 1,5–2 раза. Во многих случаях техногенные землетрясения происходили после мощных технологических взрывов или горных и горно-тектонических ударов, что еще раз подтверждает возможность инициирования одних геодинамических событий другими [24]. Исследования [25] показали, что основным фактором, способствующим росту техногенной сейсмичности, является не скорость извлечения горной массы, а общий объем вынутой породы. Разумеется, изменения напряженного состояния, вызванные извлечением горной массы, составляют очень малую часть от напряжений, действующих на глубинах 5–10 км, и в рамках линейных моделей вряд ли способны столь сильно изменить геодинамическое состояние литосферы. Рост техногенной сейсмичности нельзя полностью объяснить и триггерными эффектами, ибо если бы учащение землетрясений сводилось лишь к преждевременной разрядке уже сформированных очагов, то после короткого всплеска сейсмичности последовало бы ее уменьшение, а среднее количество землетрясений за длительные сроки вообще мало бы изменилось. Скорее всего, рост техногенной сейсмичности

вызывается какими-то нелинейными процессами, выводящими массив из равновесия, а участвовавшие землетрясения суть проявления перестройки напряженно-деформированного состояния массива.

Один из таких механизмов может быть связан с изменением уровня обводненности массива. Широко известны случаи повышения сейсмичности по заполнении водохранилищ, закачке воды и жидких отходов в скважины [26]. Исследования показали, что при росте обводненности вероятность подвижки по разрывам возрастает в силу трех факторов: роста порового давления, снижения коэффициентов трения по граничным разломам и увеличения диапазона опасных углов между максимальным главным напряжением и швом разлома, — из которых наиболее важным, по-видимому, является первый эффект. Ведение горных работ обычно сопровождается водоотливом и масштабным осушением массива. Произошедшие в последние годы сокращение объемов добычи и закрытие ряда шахт и рудников привели к снижению объема водоотлива и восстановлению напоров. Возможно, само снижение объемов добычи может являться фактором не снижения техногенной сейсмичности, а, наоборот, ее повышения. Данный процесс роста водонасыщенности массива многократно усугубляется широким использованием затопления как основного способа погашения шахт. Расчеты показывают, что при затоплении шахт риск горно-тектонических ударов может расти, а не убывать, несмотря на прекращение ведения горных работ.

Поэтому в настоящее время проблема развития методов прогноза горных ударов, горно-тектонических ударов и техногенных землетрясений касается не только обеспечения безопасности ведения горных работ. Обеспечение геодинамической безопасности становится комплексной проблемой, от решения которой зависит и снижение уровня риска для населения горнодобывающих регионов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ К РАЗДЕЛУ I

1. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. / Под ред. К. Н. Трубецкого. М., Изд-во Академии горных наук, 1997. — 478с/
2. *Бокий Б.И.* Обрушение потолочной толщи над рудничными выработками в зависимости от систем разработки// Горный журнал, 1903. Т. 4. С. 310–314.
3. *Протодьяконов М.М.* Давление горных пород на рудничную крепь. — Екатеринбург, тип. губерн. земства, 1907. 102 с.
4. *Динник А.Н.* О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты // Инж. работники, 1925. No7. С. 1–12.
5. *Динник А.Н., Моргаевский А.Б., Савин Г.Н.* Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок// Тр. совещ. по управлению горным давлением. Л.–М., 1938. С. 7–55.
6. *Fenner R. Untersuchungen zur Erkenntnis des Gebirgsdruckes* // Gluckauf. 1938. Bd. 74. N 32. S. 681–695; N 33. S. 705–715.
7. *Ростовцев Д.С.* Управление кровлей при разработке пологопадающих пластов каменного угля. Харьков-Киев, 1935. 378 с.
8. *Шевяков Л.Д.* О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков / 1 Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук. 1941. No 7–8. С. 3–13; No 9. С. 43–58.
9. *Кузнецов Г.Н., Слободов М.А.* Определение методом разгрузки напряжений, действующих в междукамерных целиках// Тр. ВНИМИ. 1950, No 22. с. 151–174.
10. *Головачев Д.Д.* Измерение давления горных пород на рудничную крепь с помощью струнного метода// Тр. совещ. по управлению горным давлением. М.–Л., 1938. С. 103–112.
11. *Авершин С. Г.* Сдвигение горных пород при подземных разработках. М.: Углетехиздат, 1947. 245 с.
12. *Кузнецов Г.Н.* Экспериментальные методы исследования вопросов горного давления// Тр. совещ. по управлению горным давлением. М., 1948. с. 90–150.
13. *Слесарев В.Д.* Механика горных пород. М.: Углетехиздат, 1948. 303 с.
14. *Цимбаревич П.М.* Механика горных пород. М.: Углетехиздат, 1948. 184 с.
15. *Лабасс А.* Давление горных пород в угольных шахтах// Вопросы теории горного давления. М., 1961. С. 59–164.
16. *Соколовский В.В.* Статика сыпучей среды. М.–Л.: Изд-во АН СССР, 1942. 207 с.
17. *Фисенко Г.Л.* Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 387 с.
18. *Шерман Д.И.* Об одном методе решения некоторых задач теории упругости для двухсвязных областей// ДАН СССР. Нов. сер. 1947. Т. 40, No 8. с. 701–704.
19. *Михлин С.Г.* О напряжениях в породе над угольным пластом// Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук. 1942. No 7–8. С. 13–28.
20. *Лехницкий С.Г.* Теория упругости анизотропного тела. М.–Л.: Гостехтеориздат, 1950. 300 с.
21. *Родин И.В.* К вопросу о влиянии выработок на напряженное состояние горного массива// Изв. АН СССР, ОТН, 1950. No 12. С. 1763–1783.

22. *Савин Г.Н.* Распределение напряжений около отверстий. Киев: Наукова думка, 1968. 887 с.
23. *Белаенко Ф.А.* Напряжения вокруг круглого ствола шахты при упругопластических породах// Изв. АН СССР, ОТН, 1950. № 6. С. 914–925.
24. *Булычев Н.С., Фотиева Н.Н., Стрельцов Е.В.* Проектирование и расчет капитальных выработок. М.: Недра, 1986. 288 с.
25. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях, М.: Недра, 1981. 288 с. (Изд-во ВНИМИ, 1998. 290 с).
26. *Иофис М.А.* Геомеханический мониторинг при освоении недр. Горн. вести. 1997. № 4. С. 54–57.
27. *Сашурин А.Д.* Особенности проявления сдвижения горных пород в условиях тектонических полей напряжений// Сдвижение горных пород и земной поверхности при подземных разработках. М.: Недра, 1984. с. 195–236.
28. *Бориц-Компоницец В.И., Макаров А.Б.* Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. М.: Наука, 1986. 272 с.
29. *Петухов И.М., Линьков А.М.* Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 280 с.
30. *Казаковский Д.А.* Сдвижение земной поверхности под влиянием горных разработок. М.: Харьков: Углетехиздат, 1953. 228 с.
31. *Будрык В., Литвинишин Е., Кнотте С., Салустович А.* Вопросы расчета сдвижений поверхности под влиянием горных разработок. М.: Углетехиздат, 1955. 64 с.
32. *Муллер Р.А.* Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. М.: Углетехиздат, 1958. 76 с.
33. *Медянцеv А.Н.* Максимальные деформации земной поверхности. –Тр. ВНИМИ, 1963. № 50. С. 190–193.
34. *Петухов И.А., Земисев В.Н., Файнштейн Ю.Б.* Современные методы прогнозирования сдвижений и деформаций в сложных условиях // Тр. ВНИМИ, 1981. с. 3–10.
35. *Fayol M.* Note sur les mouvements de terrain, provoques par l'exploitation des mines // Bull. Soc. Industr. min. 1885. Т. 14. Р. 805–858.
36. *Spackeler G.* Kalibergbaukunde. — Berlin, Verl von W. Knapp. Halle (Saale), 1925. 284 S; *Шпакелер Г.* Разработка месторождений калийных солей. Л.: ОНТИ, 1935. 340 с.
37. *Spackeler G.* Die sogenannte Druckwelle // Gluckauf, 1928. Bd. 64, N 26. s. 873–880.
38. *Rziha F.* Gutachten uber Regulativ t-ur den Steinkohlen Abbau unter den Montanbahnen des Ostrauer Karwiner // Steinkohlen Revieres / Oesterr. Zeitschrift fur Berg, und Huttenwesen. 1882. Bd. 30. 27 S.
39. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. л., 1971. 187 с.
40. Геодезия и маркшейдерия. /Под ред. В.И. Попова, В.А. Букринского. М.: Изд-во МГГУ, 2004. 453 с.
41. *Галустьян Э.Л.* Управление геомеханическими процессами в карьерах. М.: Недра, 1980. 238 с.

42. *Красносельский Э.Б., Калабин Г.В., Осводенко Б.К. и др.* Отвалы на горных склонах (учет криогенных факторов и оценка деформационных свойств и устойчивости отвалов при их размещении). Л.: Наука, 1975. 152 с.
43. *Демин А.М., Шушкина О.И.* Напряженное состояние и устойчивость отвалов в карьерах. М.: Недра, 1978. 159 с.
44. *Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В.* Комбинированная геотехнология. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. 560 с.
45. *Рыльникова М.В., Зотеев О.В.* Геомеханика. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. 240 с.
46. Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод// СНиП 2.06.14–85. Госстрой России, ГУП ЦПП, 1998. 38 с.
47. *Земисев В.Н.* Расчеты деформаций горного массива. М.: Недра, 1973. 144 с.
48. *Арене В.Ж.* Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 279 с.
49. *Орлов Г.В., Капралов В.К.* Сдвигение горных пород и земной поверхности при геотехнологических методах добычи полезных ископаемых. — Сдвигение горных пород и земной поверхности при подземных разработках / Под общей редакцией В.А. Букринского и Г.В. Орлова. М.: Недра, 1984. 217 с.
50. *Иофис М.А., Турчанинов И.А.* О порядке разработки свиты угольных пластов при подземной газификации// Тр. ВНИИПодземгаза. М.: Госгортехиздат, 1962. Вып. 6. С. 18–25.
51. *Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В.* Основы механики горных пород. Л.: Недра, Ленингр. отд-ние, 1989. 488 с.
52. *Иофис М.А., Черняев В.И.* Определение вертикальных смещений и деформаций земной поверхности при выемке наклонных и крутопадающих пластов// Горный журнал, МВССО СССР, 1979. С. 20–22.
53. Руководство по расчету и проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. М.: Стройиздат, 1983. 136 с.
54. *Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И.* Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. 292 с.
55. *Яковлев Д. В., Шабаров А. Н., Цирель С. В.* Прогноз горных ударов и землетрясений: сходства и различия подходов // Горная геомеханика и маркшейдерия в III тысячелетии. — СПб. : Изд-во ВНИМИ, 2004.

РАЗДЕЛ II

Механика разрушения горных пород

ГЛАВА 1

Эволюция практики и научных знаний горного дела, связанных с разрушением горных пород

1.1. Ресурсы недр и горное производство

Как только человек стал человеком, у него появилась потребность добывать полезные ископаемые различного вида. Камни для изготовления орудий труда: — каменный век; медь: олово — бронзовый век; железо — железный век. Чем выше было развитие человеческого общества, тем выше его потребности в полезных ископаемых. С самого начала добычи твердого полезного ископаемого вставала проблема, как с наибольшей эффективностью разрушить твердую среду, содержащую это ископаемое. Проблема разрушения горного массива была и остается одной из важнейших проблем горного производства. Технические возможности разрушения горных пород определяли возможности всего горного производства и далее возможности всей промышленности, использующей результаты горного производства [1].

История сохранила нам описание способов разрушения горных пород в различные периоды развития человечества. Использование физической человеческой силы и простейших орудий труда позволяло разрушать и отделять от массива в день не более десятков килограмм горной породы. Для увеличения эффективности горных работ использовались различные технические приемы разрушения горной породы. Один из них, сохранившийся до наших дней (автор видел его применение в Китае на одном из рудников по добыче камня), — это способ применения деревянных клиньев, вбиваемых в трещины в горном массиве и затем поливаемых водой. За счет действия капиллярных сил происходит расширение клиньев и разрушение горной породы.

Открытие взрывных методов разрушения произвело революцию в горном деле и увеличило возможности горного производства в тысячи раз.

Наблюдается прямая зависимость уровня развития государства с уровнем организации процессов разрушения горных пород при добыче полезных ископаемых. Общие объемы ведения взрывных работ в Советском Союзе были наибольшими в мире. Потребление взрывчатых веществ для нужд горного производства приближалось к 2 миллионам тонн в год. В России

в настоящее время потребление взрывчатых веществ составляет половину этого количества.

1.2. Становление и состояние горных наук, связанных с технологиями взрывного разрушения

Для отделения горной массы от горного массива энергию взрыва впервые применили в 1627 г., когда тирольский горняк Каспар Вейндаль, произвел взрывы черного пороха в одном Венгерском руднике [2]. Преимущества такого способа оказались настолько очевидны, что через 10 лет взрывная отбойка велась на многих горных предприятиях Германии (современное название), Англии, Швеции и т. д. С тех пор по настоящее время взрывной метод отделения горной массы от горного массива доминирует во всем мире. Эволюция этого главного метода разрушения горной породы шла очень бурными темпами. В первые годы применения энергии взрыва использовались в основном короткие шпуровые заряды диаметром 15–20 мм для поджигания которых использовались серные фитили.

Первое подобие буровой машины появилось в 1683 г.

Первые бризантные взрывчатые вещества — нитроглицерин и пироксин, изобретенные в 1846 г., дали новый толчок развитию взрывных методов в горной промышленности. Новые ВВ позволили резко увеличить эффективность взрывной отбойки.

Следующим этапом развития взрывных работ в горной промышленности стал переход от шпуровых и котловых зарядов к скважинным зарядам. Создание высокопроизводительных буровых станков позволило перейти к современным условиям уступной отбойки на карьерах и к современным системам отработки месторождений в подземных условиях. В настоящее время взрывные работы являются доминирующим методом отделения горной массы от горного массива. Они также широко используются в гидротехническом строительстве, строительстве плотин, прорытии каналов и т. д., в строительных работах, при прокладке дорог и т. п. [3, 4].

Развитие науки и технологии применения взрыва в горной промышленности шло параллельно с развитием представлений о взрывных явлениях в целом. Взрыв — это процесс быстрого физического или химического выделения энергии, сопровождающегося образованием газообразных продуктов — рабочего тела. Работа расширения газообразных продуктов переводит потенциальную энергию взрывчатого устройства в механическую энергию работы взрыва. Самым существенным признаком взрыва является резкий скачок давления в среде, окружающей место взрыва. Это служит непосредственной причиной разрушительного действия взрыва. Источником энергии взрыва может быть не только химическое вещество, но и другие физические устройства, обеспечивающие аккумуляцию энергии (сжатый газ, электрическая энергия и т. п.).

Были сделаны попытки использования атомной энергии для обеспечения разрушения горной породы, но в конечном итоге они оказались мало-

перспективными, в основном из-за опасности выделения радиоактивных продуктов ядерного взрыва. Взрывчатые вещества представляют собой относительно неустойчивые в термодинамическом смысле системы, способные под влиянием внешних воздействий к весьма быстрым экзотермическим превращениям, сопровождающимся образованием сильно нагретых газов или паров [5].

Газообразные продукты взрыва благодаря исключительно большой скорости химической реакции практически занимают в первый момент объем самого ВВ и находятся в сильно сжатом состоянии, вследствие чего в месте взрыва резко повышается давление. Таким образом, способность химических систем к взрывчатым превращениям определяется следующими тремя факторами: экзотермичностью процесса, большой скоростью его распространения и наличием газообразных продуктов реакции. Эти свойства могут быть у различных ВВ выражены в различной степени, однако только их совокупность придает процессу выделения энергии характер взрыва. Теплота реакции является критерием работоспособности ВВ и важнейшей ее характеристикой. Для взрывных работ также очень существенна плотность заряжания выбуренного пространства. Произведение плотности на удельную теплоту взрыва дает значение объемной концентрации энергии в зарядной полости. Чем выше этот показатель, тем эффективнее используется объем скважины. Для современных растворонаполненных взрывчатых составов плотность заряжания может достигать $1,55 \text{ г/см}^3$ [6–80].

В зависимости от условий возбуждения химической реакции, характера ВВ и некоторых других факторов процесс взрывного превращения может идти в форме медленного термического разложения, горения или в форме детонации [9]. В горном производстве используются ВВ работающие как в форме горения, так и в форме детонации. Работающие в режиме горения — это, как правило, пороха, применяющиеся при разделке штучного камня. Основная масса ВВ — это химические составы, работающие в режиме детонации. Горение ВВ — это самораспространяющийся процесс химического превращения вещества, происходящий в узкой зоне (пламени), которое перемещается по веществу в результате прогрета впереди лежащих слоев по механизму теплопроводности или диффузионному теплообмену [5].

Детонация возникает в ВВ при ударно-волновом возбуждении. Она представляет собой процесс перемещения по ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью узкой зоны химической реакции. Все взрывчатые вещества могут быть подразделены на две основные группы: взрывчатые химические соединения и взрывчатые смеси. Взрывчатые химические соединения представляют собой относительно неустойчивые химические системы, способные под действием внешних воздействий к быстрым экзотермическим превращениям, в результате которых происходит полный разрыв внутримолекулярных связей и последующей рекомбинации свободных атомов в термодинамические устойчивые продукты. Примером такого вещества, широко применяемого в нашей стране, является тротил, используемый в гранулированном виде.

Взрывчатые смеси (основные взрывчатые вещества, применяемые в горной промышленности) представляют собой системы, состоящие по крайней мере из двух химически не связанных между собой компонентов. Обычно один из компонентов смеси — это вещество, относительно богатое кислородом, а второй компонент — горючее вещество, не содержащее кислород или содержащее его в количестве, не достаточном для полного внутримолекулярного окисления. Взрывчатые смеси представляют собой газообразные, жидкие, твердые или гетерогенные системы.

Взрывчатые вещества классифицируют по нескольким признакам: по характерной в условиях эксплуатации форме химического превращения, по чувствительности к простым видам внешнего воздействия, по химической природе или составу, по области применения [5]. В зависимости от характерной формы химического превращения и назначения их подразделяют на метательные ВВ или пороха, бризантные ВВ и пиротехнические составы.

Механическая работа взрыва совершается за счет потенциальной химической энергии, которой обладает взрывчатое вещество. Поэтому энергия — теплота взрыва — важнейшая характеристика ВВ. Тем не менее, величина работы в какой-либо конкретной форме определяется не только величиной энергии, но и рядом других параметров и факторов [6].

При взрыве зарядов ВВ основные формы работы взрыва в горном массиве будут следующие:

- измельчение и деформирование горной породы, прилегающей к заряду;
- дробление породы на сравнительно крупные куски;
- сдвигение и выброс раздробленной массы;
- необратимые деформации за пределами воронки выброса;
- распространение в горной породе волн напряжений;
- образование возмущений в воздухе.

Различные формы работы взрыва можно объединить в две основные группы [6]. Фугасное действие взрыва включает такие формы работы, как метательные, отбрасывающие, дробящие и обусловлены волной напряжения и продуктами взрыва. Эта форма определяет общие объемы взрывного разрушения горной породы. Бризантное действие взрыва включает пробивные, дробящие действия взрыва. Эта форма определяет действие взрыва в непосредственной близости к заряду и обусловлена параметрами волны детонации. Обобщение имеющихся данных, выполненное в работе [6], показало, что фугасное действие взрыва практически не зависит от скорости детонации и пропорционально энергии взрыва.

На основе этого положения был сформулирован энергетический принцип работы взрыва [7]. Он реализуется в расчетах параметров расположения зарядов. В таких расчетах общая масса ВВ определяется объемом взрываемой горной породы. Львиную долю ежегодно расходуемых промышленных взрывчатых веществ поглощают взрывы в горном деле. Разрушение пород с помощью энергии взрыва является универсальным и практи-

чески единственным высокоэффективным способом подготовки скальных горных пород к выемке. Ежегодно на карьерах страны взрывными методами отбивается несколько миллиардов кубических метров горных пород. Являясь практически единственным средством разрушения больших объемов горных пород, взрывные работы в себестоимости добычи полезных ископаемых занимают всего 10–20 %. Если учесть, что КПД взрыва на дробление не превышает нескольких процентов то станет очевидной необходимость дальнейшего совершенствования технологии взрывных работ с учетом развития науки и техники взрывного дела. Наибольшее распространение на открытых горных работах получили гранулированные взрывчатые вещества, отвечающие требованиям горной технологии и механизации процессов их переработки и заряжания. Все шире применяются водонаполненные взрывчатые вещества, отличающиеся экономичностью и высокими энергетическими показателями. Разработаны новые технологические схемы приготовления смесевых взрывчатых веществ на месте проведения взрыва, созданы новые средства доставки взрывчатых веществ и заряжания взрывных полостей на карьерах и в строительстве, новые схемы комплексной механизации взрывных работ [8].

Особенностью развития промышленных взрывов в современных условиях является то, что наряду с выполнением уникальных взрывов (взрыв в ущелье Медео при сооружении селе защитной платины, взрыв в Байпазинском ущелье при создании плотины гидроузла на реке Вахш) крупные заряды ВВ все шире применяются в решении повседневных задач горнодобывающей промышленности, когда одновременно взрываются заряды до 1000 т на открытых работах и до 100 т на подземных. Взрыв широко применяется и для не традиционных способов извлечения полезных ископаемых из недр земли. В настоящее время известны сотни месторождений руд цветных и редких металлов, разработка которых по традиционной технологии нерентабельна. В то же время эти месторождения могут быть эффективно отработаны, например, способом подземного выщелачивания. Поскольку в основе процесса выщелачивания металлов из руд лежит явление диффузии, то интенсивность процесса будет тем выше, чем больше площадь контакта рудного материала с выщелачивающим раствором, т. е. чем большую микро-макро-пустотность будет иметь разрушенный материал [8]. Следовательно, решение задач подготовки горной массы с благоприятным для подземного выщелачивания гранулометрическим составом имеет первостепенное значение в общем совершенствовании подземных способов добычи полезных ископаемых.

При строительстве воднотранспортных магистралей, земляных плотин, насыпей, дамб и других мелиоративных объектов используют для сооружения оснований грунта в качестве строительного материала. Для целей такого строительства зачастую используют эффекты взрывного воздействия. Приложение к грунтам взрывных нагрузок сильно сказывается на их состоянии и последующем поведении в период эксплуатации [3]. Поэтому для разработки эффективных технологий ведения взрывных работ в различных

грунтах необходимы глубокие теоретические и экспериментальные исследования в области динамики грунтов, в том числе по изучению параметров взрывных волн, закономерностей их распространения, характера деформирования при взрыве.

Взрывные работы, отличающиеся быстротой исполнения, находят широкое применение в различных отраслях народного хозяйства. Использование энергии взрыва позволяет в несколько раз сократить проектные сроки строительства, а также во много раз снизить трудоемкость и себестоимость сооружений. С помощью энергии взрыва возводятся уникальные плотины, строятся каналы и другие ирригационные сооружения, выполняется листовая и объемная штамповка металла, сварка однородных и разнородных металлов. Энергия взрыва широко используется для вертикальной планировки строительных площадок, дноуглубительных работ, обрушения зданий, дробления фундаментов, корчевки пней, дробления валунов, при ледовых и других работах.

Таким образом, ведущая роль науки о взрыве в успешном внедрении новых технологических процессов на открытых и подземных горных работах совершенно очевидна. Это определяет тот научный интерес, который проявляется к вопросам физики действия взрыва в горных породах, определению оптимального ассортимента ВВ. Отделение пород от массива и дробление их на куски заданных размеров является начальным процессом технологии добычи полезных ископаемых, определяющим эффективность последующих процессов добычи: погрузки, транспортирования, механического дробления на обогатительных фабриках. Взрывные работы определяют все последующие стадии переработки горной массы. Описание процесса действия взрыва в горной породе и, в частности, дробления горной породы — очень сложная и актуальная проблема. Процесс дробления горной породы зависит от большого количества факторов, связанных как со свойствами источника разрушающей энергии, так и со свойствами самой разрушаемой среды. Проблемы механики взрывного дробления тесно переплетаются с проблемами общей механики твердого тела. В практике горного производства нашли применение и невзрывные способы разрушения горной породы.

Термическое хрупкое разрушение скальных пород имеет место при огневом способе бурения и расширения взрывных скважин, термическом резании и обработке блоков строительного камня. При поверхностном нагреве в скальной породе возникают термические напряжения, обусловленные градиентом температур в направлении перпендикулярном к поверхности нагрева (макроскопические напряжения), а также структурные термические напряжения, которые появляются из-за наличия в породе разных минеральных зерен и обусловлены различием их тепловых и упругих свойств, модуля упругости [10]. Для разрушения применяют электротермическое воздействие на горную породу. Электротермические методы имеют такие преимущества, как объемный подвод энергии, высокая концентрация мощности, возможность дистанционной передачи энергии, избирательность

воздействия [11]. Объемный подвод энергии снимает ограничения, накладываемые на производительность процесса разрушения механической прочностью инструмента, малой скоростью распространения тепла за счет процессов теплопроводности. Возможность выделять энергию внутри массива горной породы без механического проникновения за его поверхность позволяет эффективно разрушать породу, по-новому проектировать элементарный процесс разрушения. Особенно перспективно применение токов сверхвысокой частоты (СВЧ), позволяющих фокусировать энергию на некоторой глубине в горной породе без контакта с ее поверхностью. Объемный подвод энергии позволяет повысить производительность процесса разрушения, ограничения производительности при этом связаны с конечной скоростью разрушения и удаления горной массы.

В горной промышленности применяется технология разрушения горных пород, базирующаяся на использовании тонких струй воды высокого давления. Задача использования тонких струй воды высокого давления в исполнительных органах горных машин потребовала проведения разносторонних исследований, охватывающих динамику и формирование тонких струй воды, взаимодействие струи с разрушаемым массивом, изучение процесса струйного разрушения горных пород при широком диапазоне их структуры и крепости, создание струе формирующих устройств исполнительных органов разрушения и др. Для расширения области применения тонких струй высокого давления значительные исследования проведены по созданию комбинированного гидромеханического способа разрушения угля и породы, основанного на совместном воздействии на горный массив тонкой струи воды и механического (резцового, шарошечного, ударного) инструмента. На их основе разработаны конструкции очистных и проходческих комбайнов с гидромеханическими исполнительными органами различных типов [12].

Основной вклад в становление и развитие науки о средствах и способах разрушения горных пород внесли следующие исследователи: А. А. Гриффитс, Г. Р. Ирвин, Л. Д. Ландау, А. Ю. Ишлинский, Я. Б. Зельдович, К. П. Станюкович, Ф. А. Баум, Л. И. Барон, М. М. Протодьяконов, Г. П. Демидюк, М. М. Садовский, Л. В. Дубнов, В. М. Кузнецов, Г. И. Покровский, В. Н. Родионов и др.

1.3. Современные проблемы освоения недр

Дробление горной породы в процессе ее отделения от горного массива определяет эффективность всех последующих процессов ее переработки, поэтому установление механизма разрушения и способов управления этим механизмом — главная задача науки о разрушении горных пород. Для реализации процесса разрушения необходимо передать разрушаемой среде требуемое количество энергии из внешних источников. Разработка таких источников и способов их применения следующая важнейшая задача науки о разрушении горных пород.

Важной проблемой является разработка теории распространения микро и макро нарушений в горном массиве. Создание теоретических основ развития зон нарушенности. Выяснить роль различных факторов, влияющих на процессы трещинообразования при динамических воздействия на массивы.

Одной из важнейших проблем остается проблема повышения эффективности взрывного разрушения горных пород. По-прежнему актуальна проблема разработки взрывчатых веществ для горнодобывающей промышленности. В нашей стране в прошлые годы для горной промышленности применяли в основном взрывчатые вещества, изготавливаемые на заводах оборонной промышленности (гранулированные, тротилосодержащие). В настоящее время в условиях рынка применение таких составов экономически не оправдано, и наша горная промышленность нуждается в дешевых: бестропиловых составах, допускающих изготовление непосредственно на горных предприятиях. Остро ощущается потребность в предохранительных веществах для шахт, опасных по газу и пыли. За последние несколько десятилетий у нас не было разработано ни одной рецептуры новых эффективных видов предохранительных ВВ. Требуется выполнить компьютеризацию всех процессов, связанных с проектированием и ведением взрывных работ, составить программное обеспечение учета и расходования взрывчатых материалов на горных предприятиях. Разработать программы расчета зон безопасности по различным факторам при ведении взрывных работ в соответствии с действующими нормативными документами.

1.4. Опыт систематизации горных наук

До последнего времени науки о процессах разрушения горных пород под воздействием различных сил изучались в рамках традиционной механики твердого тела. Для описания процессов разрушения использовались закономерности, установленные в теории упругости, пластичности, реологические свойства изучались в теории ползучести. Однако поведение горных пород имеет много специфических особенностей, связанных с неоднородностью свойств горного массива, и поэтому закономерности поведения среды, установленные в основном для однородных сред, имеют ограниченное применение в решении задач горной механики. Физические явления в горной породе были достаточно специфичны и требовали специальных знаний и методических подходов для их решения. Для изучения физических явлений такого рода была определена особая научная специальность «физические процессы горного производства».

Особенности применения энергии взрыва в горном производстве определили необходимость выполнения широкого круга исследований по изучению свойств взрывчатых веществ, предназначенных для горного производства: особенностей работы взрыва, необходимых мер безопасности. Примером специфических требований к разработке методов проверки эффективности

работы взрывчатых веществ служит установление работоспособности ВВ. Для традиционных взрывчатых веществ, применяемых в военном деле, испытания свойств ВВ проводилось для установлению двух основных показателей действия взрыва: проба на бризантность — обжатие свинцового цилиндра, и испытание в бомбе Трауця — определение объема полости, образуемого при взрыве в свинце. Для промышленных ВВ, употребляемых в основном в гранулированном виде, эти испытания ничего не дают, так как критические диаметры детонации ВВ слишком велики. Появилась потребность разработать совершенно новые способы проверки работоспособности промышленных ВВ.

Особенности процессов разрушения горных пород потребовали разработать современную концепцию классификации направлений науки о разрушении горной породы. Науку о разрушении горных пород можно определить как «науку о процессах нарушения сплошности природных структур горных пород (минеральных агрегатов или массивов) под действием внешних сил с объектом исследований — горная порода и механизм ее разрушения при использовании различных источников энергии и способов передачи энергии горному массиву». Её задачи: установление закономерностей разрушения и отделения горной породы от горного массива в процессе добывания твердых полезных ископаемых; изучение традиционных и разработка новых способов подвода к горной породе внешней энергии, обеспечивающей ее разрушение; механизм разрушения горной породы; выявление закономерностей изменения свойств горной породы, подвергнутой разрушению; явления, сопровождающие процессы разрушения и отделения горной породы от горного массива.

Исходя из механизма передачи горной породе внешней энергии в горнодобывающей промышленности наибольшее применение получили следующие способы разрушения: механический, взрывной, термический, гидравлический, электровзрывной, комбинированный. Наряду с вышперечисленными имеются попытки использования и других физических и химических процессов передачи энергии горной породе. Теория распространения микро- и макронарушений в горной породе предполагает воздействие нагружения на структурные неоднородности горной породы на различном уровне от дислокаций на уровне кристаллов до видимых трещин на уровне разрушаемых блоков, изучение влияния скорости нагружения на процессы разрушения породы, прочностных характеристик горных пород и их фильтрационных свойств. Теория фрагментации горной породы под действием внешних нагрузок описывает процессы дробления горной породы под воздействием различных видов нагружения, виды распределения кусков по размерам, а также устанавливает связь параметров распределения с видом нагружения. Кроме того, наука о разрушении горных пород занимается изучением следующих вопросов: процессы взрывного разрушения горных пород как главного технологического способа отделения горной породы от горного массива при добыче полезных ископаемых; теория работы взрыва в горной породе; распространение волн напряжения и сейсмиче-

ских волн в горном массиве; теория распространения ударных воздушных волн; разлет кусков на безопасные расстояния; распространение пылегазовых выбросов; создание и применение взрывчатых веществ, изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях; проектирование и выполнение взрывных работ; безопасность ведения взрывных работ; естественные процессы разрушения горных пород, связанные с оползнями, обвалами, оседаниями, тектоническими разломами и т. д.

Наиболее распространенным способом разрушения горной породы является механический с использованием различного вида инструмента. Наряду с традиционными направлениями исследования взаимодействия инструмента и породы перспективным кажется направление, исследующее это взаимодействие в присутствии веществ, ослабляющих приповерхностную прочность горной породы.

Другим весьма распространенным способом разрушения горной породы является способ гидроотбойки. Здесь перспективные направления исследований лежат в области использования абразивных добавок и в области комбинации гидровоздействия с механическим воздействием. Исследование способов воздействия на горную породу, предусматривающих использование высокоскоростного удара и кумуляции, также заслуживают внимания. Однако область их применения будет, видимо, ограничена специальными видами работ (например, разрушением негабаритов). Наименее исследованным из семейства механических способов воздействия на горную породу является вибрационный. Определенные перспективы его использования имеют место, но недостаток информации о его особенностях явно ощущается.

Большую группу способов воздействия на горную породу представляет термовоздействие. Энергетические характеристики способов, использующих пламена и потоки плазмы, таковы, что широкомасштабное их применение вряд ли будет оправдано, тем более, что возникающие при этом экологические проблемы весьма серьезны. Другие способы, входящие в эту группу, связаны с процессами преобразования энергии электромагнитных колебаний различных частотных диапазонов в тепловую энергию, передаваемую горной породе. Наименее перспективными, с точки зрения учета удельных энергозатрат, являются лазерный и инфракрасный. Использование колебаний СВЧ диапазона представляет определённый практический интерес и исследование этого способа воздействия должно продолжаться.

Электромагнитное поле предоставляет возможность организации ударного воздействия на горную породу, оно может быть реализовано в результате осуществления электропробоя горной породы либо в статическом электрическом поле, либо в электромагнитном импульсе с достаточно высоким уровнем напряженности электрической составляющей поля. Исследования в этих направлениях вполне оправданы, хотя сфера применения такого рода воздействий ограничена. Определенный интерес представляет исследование комбинированных воздействий, например, термомеханическое, виброэлектромагнитное и т. п. Используя потоки энергии различных полей, такие

воздействия могут уменьшить удельные энергозатраты на разрушение того или иного объема горной породы.

Оценка удельных энергозатрат, характерных для каждого из упомянутых способов разрушения горной породы, показывает, что ни один из них не может конкурировать со взрывным. Определенные преимущества некоторых из них возникают только при учете экологических последствий их применения. На этом фоне достаточно интересным, по крайней мере в плане исследования, представляется недавно разработанный способ воздействия на горную породу с помощью газовых или жидкостных химически-активных по отношению к разрушаемому материалу струй. Принципиальным его преимуществом перед другими способами воздействия является использование энергии химической реакции, возникающей при контакте струи с разрушаемым материалом, что влечет за собой существенное уменьшение энергозатрат.

Весьма актуальной является в настоящее время проблема компьютеризации расчетных методов проектирования и ведения взрывных работ. Создание автоматизированных систем управления способами взрывного разрушения горных массивов на основе анализа данных о структуре и механических свойствах разрушаемой среды. Актуальна также разработка экологически безопасных способов ведения взрывных работ на горных предприятиях. Создание методов снижения экологических последствий ведения взрывных работ. Разработка экологически безопасных взрывчатых составов для горнодобывающей промышленности.

Таким образом, проблема разрушения горных пород имеет огромное количество различных аспектов, связанных практически со всеми фундаментальными физическими, математическими и техническими дисциплинами. Идея целенаправленной стыковки некоторых из них и получение на этой основе новых эффектов и, соответственно, знаний, положена в основу нового концептуального направления, когда решения технологических проблем двух смежных взаимозависимых горных технологий рассматриваются не самостоятельно для каждой из них как независимого объекта, а на базе их синергетического взаимодействия.

ГЛАВА 2

Механизм разрушения горных пород при дроблении и измельчении²

2.1. Модель разрушения при дроблении

В основном применяют четыре способа разрушения при дроблении и измельчении — раздавливание, раскалывание, удар и истирание, которые схематически изображены на рис. 2.1

Способ внешнего воздействия является определяющим в названии способов дробления и измельчения. Не вызывает сомнения, что первые три способа используют при дроблении, а третий и четвертый способы — при измельчении.

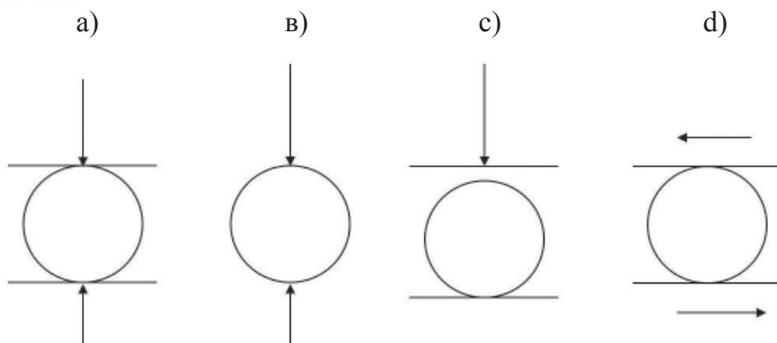


Рис. 2.1 Различные способы дробления и измельчения
а) – раздавливание; б) – раскалывание; в) – дробление ударом;
г) – измельчение истиранием.

Рассмотрим в начале первые три способа. Итак, в данном случае разрушение горных пород при дроблении происходит под действием упругого поля напряжений индуцированного внешним сжимающим напряжением. В дальнейшем будем рассматривать разрушение кусков горных пород как хрупкое разрушение, которое включает в себя зарождение микротрещин, их развитие, объединение в макротрещины и распространение последних до разделения горной породы на части, в результате чего образуются свободные поверхности, на которых полностью отсутствуют нормальные связи. При таком подходе к разрушению горных пород важной стороной механизма разрушения является его локальность.

Действительно, образование микротрещин, развитие их, сопротивление разрушению, формирование магистральной трещины определяются свойствами небольших объемов породы (зерен, расположенных на пути трещины),

² Гл. 2 разд.3 написаа Р.А. Гладаревским.

а не свойствами горной породы в целом. В связи с изложенным имеет смысл обратиться к модели кристаллической горной породы, в рамках которой любая точка в породе соответствует зерну той или иной ориентации. Поэтому напряжения, испытываемые зернами, определяют механизм зарождения микротрещин, их развитие, объединение в макротрещины и распространение последних до полного разрушения горных пород. Такой подход к разрушению опирается на внутренний механизм и поэтому является физически обоснованным.

Теперь необходимо определить критерий разрушения отдельных зерен при одноосном сжатии всей горной породы в целом. Для этого необходимо определить напряжения, испытываемые зернами в зависимости от их ориентации, при условии, когда внешнее напряжение σ_0 равно пределу прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж.}$.

Анализ результатов работы [13] показывает, что среди всех зерен, ориентация которых случайна, существуют: «благоприятно» ориентированные зерна, которые испытывают растягивающие напряжения $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$ (если σ_3 — сжимающие напряжения) превосходящие и равные пределу прочности на растяжение; «неблагоприятно» ориентированные зерна, которые не испытывают вовсе растягивающих напряжений.

В связи с изложенным имеет смысл за критерий разрушений зерна выбрать критерий максимального растягивающего напряжения, несмотря на то, что горная порода в целом испытывает одноосное сжатие. С учетом этого можно сформулировать механизм разрушения кристаллических горных пород при одноосном сжатии. При достижении сжимающим напряжением величины σ_3 , которое индуцирует внутри «благоприятно» ориентированных зерен растягивающие напряжения $-\sigma_1$, $-\sigma_2$, равные пределу прочности на растяжение, будут образовываться микротрещины. Преимущественная ориентация их будет параллельна σ_3 — внешней сжимающей нагрузке, или перпендикулярна растягивающим напряжениям $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$. (рис. 2.2).

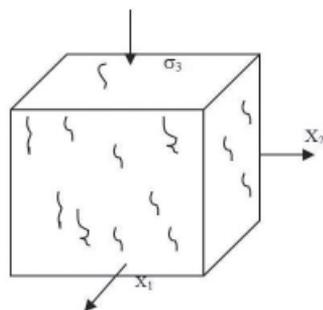


Рис. 2.2

Образования микротрещин на этом этапе обусловлено развитием имеющихся дефектов. Предположим, что горная порода содержит систему случайно ориентированных трещин. Под действием напряжений $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$

будет происходить процесс роста трещин, лежащих в более «благоприятном» направлении (перпендикулярном – σ_1 и – σ_2) и ветвление трещин, ориентированных в менее «благоприятном» направлении.

Процесс ветвления трещин в итоге приостановится, как только они будут ориентированы в направлении параллельном внешней сжимающей нагрузке σ'_3 . Все это отнесем к первой стадии разрушения (рис. 2.3).

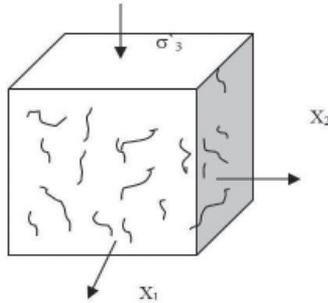


Рис. 2.3

На второй стадии разрушения происходит увеличение напряжения от значений σ'_3 до σ''_3 .

Все образовавшиеся трещины будут распространяться, под действием напряжений – σ_1 и – σ_2 , в направлении приложенного напряжения σ''_3 до встречи с другими трещинами.

На заключительной стадии разрушения, при дальнейшем увеличении σ''_3 до $\sigma_{сж}$, образованные магистральные трещины будут распространяться вдоль действия внешней нагрузки $\sigma_{сж}$ до тех пор, пока они не достигнут поверхности кусков горной породы, что ведет к разделению их на части, а значит, к полному разрушению (рис.2.4).

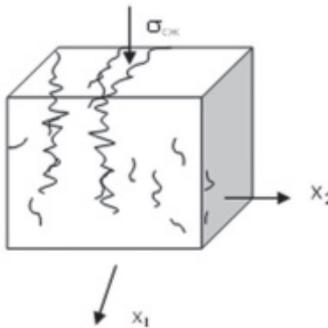


Рис. 2.4

При внешней нагрузке, равной $\sigma_{сж}$, в куске горной породы есть зерна, в которых отсутствуют растягивающие напряжения. Поэтому можно предположить, что в этих зернах трещины, параллельные сжимающей нагрузке, отсутствуют.

2.2. Влияние концевых эффектов на разрушение при дроблении

Из опытов по испытанию горных пород на одноосное сжатие известно, что характер разрушения и прочность на сжатие зависят от условий на контактах образца с плитами испытательной машины. Если торцевые поверхности сжимаемых образцов находятся в состоянии полного сцепления с плитами (отсутствует проскальзывание между поверхностью плит испытательной машины и торцами образцов), разрушение происходит по поверхности конуса, ось которого совпадает с осью образца — «коническое» разрушение (рис. 2.5), или происходит «косое» разрушения (рис. 2.6). Если же торцы образца смазать, тем самым обеспечив отсутствие сцепления на контактах, то образец разрушается вследствие «раскалывания» по осевой поверхности (рис. 2.7).

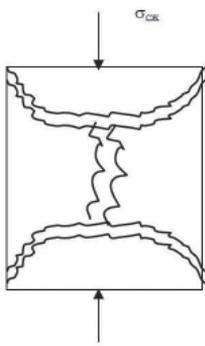


Рис. 2.5

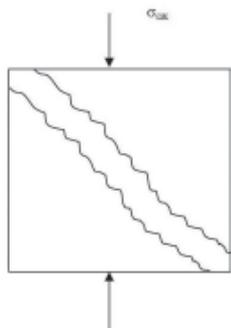


Рис. 2.6

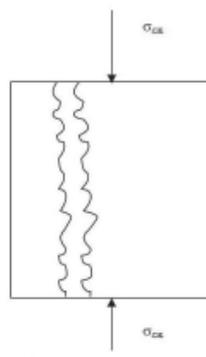


Рис. 2.7

С помощью моделей разрушения (рис. 2.5 и рис. 2.6) дадим объяснение разрушению типа «раскалывание», так и типа коническое («косое») разрушение, а также разнице в прочности на сжатие при различных условиях на контактах. При смазанных плитах испытательной машины, между которыми зажимается образец, касательные напряжения на торцах образца, обусловленные трением, будут пренебрежимо малы, по сравнению с пределом прочности на растяжение зерен. Отсюда, согласно механизму разрушения, под действием растягивающих напряжений — σ_1 и — σ_2 , индуцированных внешним одноосным сжимающим напряжением σ_3 , в «благоприятно» ориентированных зернах образца возникнут микротрещины, преимущественная ориентация которых будет параллельна направлению действия внешней нагрузки σ_3 и имеющиеся трещины дадут ответвления, ориентация которых также будет параллельна σ_3 , и, в конце концов объединятся, образуя магистральные макротрещины, выстроенные вдоль оси нагружения. Распространение последних и приведет к разрушению типа «раскалывания».

Иначе обстоит дело, если испытания на одноосное сжатие проводятся при наличии трения на торцах с разрушающим органом дробильного устрой-

ства. Трение на торцах развивает некоторые сжимающие поперечные напряжения σ'_1 и σ'_2 . Эти поперечные сжимающие напряжения σ'_1 и σ'_2 уменьшают растягивающие напряжения $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$. Если сжимающие напряжения σ'_1 и σ'_2 по величине равны прочности на растяжение, то в «благоприятно» ориентированных относительно σ'_1 и σ'_2 зернах растягивающие напряжения $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$ будут полностью компенсированы, а в менее «благоприятно» ориентированных зернах напряжение уменьшается до пренебрежимо малых величин. При этом на незначительную величину уменьшаются в некоторых зернах сжимающие напряжения σ_3 , ибо поперечные сжимающие напряжения σ'_1 и σ'_2 индуцируют растягивающие напряжения в направлении противоположном σ_3 . В результате получается, что в приторцевых областях образца кристаллической горной породы зерна испытывают только сжимающие напряжения.

Так как при наличии трения поперечным стеснением охвачены зерна, расположенные в приторцевых областях, то по мере продвижения по торцам образца от краев к середине стеснением охватываются все больше и больше зерен. Действительно, зерна, расположенные на границе боковой и торцевой поверхностей, испытывают поперечное стеснение только лишь за счет трения их поверхности с разрушающим органом дробильного устройства и поэтому их влияние в смысле стеснения минимально на зерна, лежащие ниже (выше) поверхности верхнего (нижнего) торца. Следующие к середине зерна испытывают стеснения, как за счет трения их поверхностей с поверхностью разрушающего органа дробильного устройства, так и под влиянием крайних зерен, и поэтому их влияние на зерна, лежащие под (над) ними у верхнего (нижнего) торца, больше. И так по мере продвижения к середине влияние верхних (нижних) зерен на нижние (верхние) у верхнего (нижнего) торца увеличивается. Следовательно, и глубина (от торцов к центру) влияния увеличивается по мере продвижения к середине образца и достигает максимума в середине его. В связи с изложенным, можно считать, что приторцевые области сжимающих напряжений имеют форму конусов.

В данном контексте под стеснением необходимо понимать ограничение, накладываемое трением на торцах на поперечное деформирование, обусловленное действием только внешних сжимающих усилий. Таким образом, при дроблении кусков горной породы они разрушаются, образуя конические области, в которых возникают только сжимающие напряжения (рис. 2.8) что нельзя сказать об остальной части образца. Согласно предложенной модели (рис. 2.5) и (рис. 2.6) начальное разрушение должно произойти в центре образца, вне указанных конических областей, где осевое напряжение σ_3 наибольшее, а поперечное стеснение σ'_1 и σ'_2 минимальное.

В центральном сечении образца будет происходить ответвление всех имеющихся трещин и образование новых. Все эти трещины примут направление вдоль оси образца, независимо от начальной ориентации, так как на них действуют растягивающие напряжения $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$, направленные поперек образца.

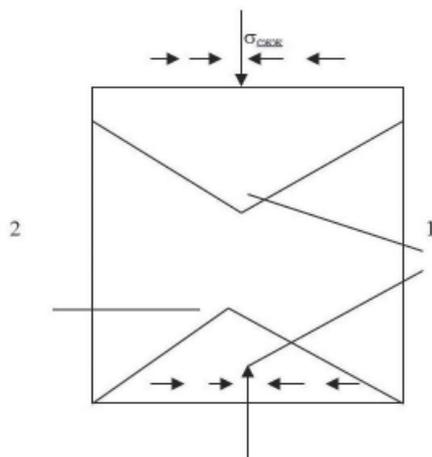


Рис. 2.8

1 – область сжимающих напряжений
2 – область, в которой могут быть растягивающие напряжения

При увеличении внешней нагрузки σ_3 плотность вертикально ориентированных трещин непрерывно растет вблизи центра образца, сливаясь между собой, образуют одну или несколько магистральных трещин, направленных вдоль оси образца. В конических приторцевых областях плотность имеющихся трещин не будет увеличиваться.

В последней стадии разрушения распространению магистральных трещин препятствуют приторцевые конические области. Поскольку в этих областях действуют только сжимающие напряжения, магистральные трещины не могут проникнуть в конические области, и поэтому полное разрушение будет происходить вдоль линий, более или менее близких к диагоналям образца. Эти линии, вдоль которых может происходить распространение магистральных трещин, проходят по границе приторцевых конических поверхностей. Действительно, магистральные трещины пытаются в каждой точке принять ориентацию вдоль оси образца, а в свою очередь этому препятствуют приторцевые конические области. Поэтому трещинам ничего не остается делать, кроме как распространяться по боковой поверхности приторцевых конических областей.

Упругие области сжатия могут останавливать трещины, распространяющиеся с любыми скоростями, и поэтому приторцевые конические области тормозят до полной остановки магистральные трещины, которые движутся вдоль оси образца. Дальнейшее распространение магистральных трещин будет происходить вдоль фиксированных линий, которые, как указывалось, лежат на границе приторцевых конических поверхностей.

Итак, за разрушение ответственными являются «благоприятно» ориентированные зерна, в которых возникают растягивающие напряжения, они же определяют направление распространения магистральных трещин, а значит, ответственны и за полное разрушение. Отсюда можно сделать заключение, что разрушение горных пород при дроблении носит случайный

характер. Поэтому для количественного анализа процесса разрушения при дроблении будем использовать понятие вероятности. Поскольку число возможных ориентаций зерен в пространстве бесконечно, то необходимо использовать модель геометрической вероятности [13], которая применительно к рассматриваемой задаче разрушения формулируется следующим образом: пусть в трехмерной области O объемом V , соответствующего объему дробимого куска горной породы, содержатся конические области o_1 и o_2 , объемы которых v_1 и v_2 соответственно (рис. 2.9).

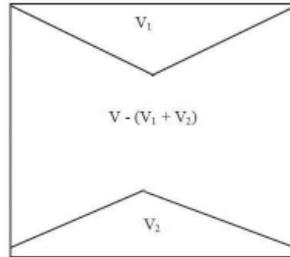


Рис 2.9

В области O рассмотрим произвольную точку. Необходимо найти, чему равна вероятность того, что эта точка попадет в область вне торцевых областей $V - (v_1 + v_2)$, т. е. где могут быть зерна, испытывающие напряжения, равные пределу прочности на растяжение. Таким образом, мы найдем вероятность разрушения. При этом предполагается, что наудачу выбранная точка может попасть в любую точку области O и вероятность попасть в какую-либо часть области пропорциональна объему этой части и не зависит от ее расположения и формы. В таком случае вероятность P попадания в область $V - (v_1 + v_2)$ при рассмотрении наудачу точки в области O равна вероятности разрушения и имеет вид

$$P = \frac{V - (v_1 + v_2)}{V}. \quad (2.1)$$

Поскольку на обоих торцах одинаковое сцепление с поверхностью разрушающего органа дробильного устройства, то из соображения симметрии $v_1 = v_2$. Введем обозначение $v_1 = v_2 = v$. Отсюда из (2.1) имеем

$$P = (V - 2v) / V$$

Или

$$P = 1 - 2v / V. \quad (2.2)$$

Для дробимых кусков породы призматической формы объем равен произведению площади основания S на высоту h , т. е.

$$V = Sh, \quad (2.3)$$

а для приторцевых конических областей объем v равен одной трети произведения площади основания S , на высоту h_1 (Рис.2.10)

$$v = \frac{1}{3} S \cdot h_1 \quad (2.4)$$

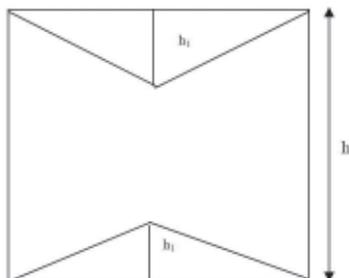


Рис. 2.10

С учетом (2.4) из (2.2) для вероятности разрушения имеем

$$P = 1 - \frac{2Sh_1}{3Sh}$$

или окончательно

$$P = 1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \quad (2.5)$$

Полученная формула (2.5) позволяет определить вероятность разрушения дробимых кусков горной породы в зависимости от их размеров при заданном напряжении.

2.3. Механизм разрушения при измельчении

При измельчении разрушение горной породы происходит при совместном действии нормальных и касательных напряжений. Здесь необходимо отметить, что при измельчении истиранием невозможно действие одних касательных без нормальных напряжений. Нормальные напряжения должны обеспечивать достаточное трение между измельчаемой породой и разрушающим органом измельчающего устройства.

Разрушение при чистом сдвиге проводилось кручением цилиндрических образцов [13]. Были проведены также испытания при стесненном кручении

с приложением сжимающей нагрузки к торцам образцов. В макроскопическом масштабе испытания на сдвиг осуществлялись приложением нормальных и сдвиговых усилий к блокам горных пород, находящихся в естественном состоянии и содержащим характерные дефекты геологической природы. Однако имеющихся данных недостаточно для получения информации о процессе разрушения при сдвиге. В связи с изложенным необходимо построить модель разрушения при приложении сдвиговых усилий на фоне сжимающей нагрузки. Такое напряженное состояние реализуется в теории Кулона–Навье — модифицированной теории Кулона [13].

В теории Кулона постулируется, что в материале произойдет разрушение, когда максимальное касательное напряжение в некоторой точке материала достигнет определенной величины τ_c , которая названа прочностью при сдвиге. Навье модифицировал теорию Кулона, предположив, что нормальное напряжение, действующее в плоскости разрушения, повышает сопротивление сдвигу на величину, пропорциональную нормальному напряжению. Если в двумерном случае $\sigma\theta$ и $\tau\theta$ — нормальное и касательное напряжения, действующие в плоскости разрушения, то по теории Кулона–Навье разрушение произойдет в том случае, когда касательное напряжение в плоскости разрушения достигнет величины

$$|\tau\theta| \tau_c + \mu\sigma\theta, \quad (2.6)$$

Так как выражение $\mu\sigma\theta$ аналогично силе трения на наклонной плоскости, вызванной нормальной реакцией, то коэффициент μ назван коэффициентом внутреннего трения. Коэффициент внутреннего трения μ , был измерен для многих типов горных пород, и для большинства горных пород он находится в интервале $1 < \mu < 2$ [13]. Поэтому в рамках принятой модели кристаллической горной породы критерий разрушения Кулона–Навье должен постулировать, что в породе произойдет разрушение, когда в “благоприятно” ориентированном по отношению к сдвигу зерне максимальное касательное напряжение $|\tau q|$ достигнет величины $\tau_c + 2\sigma\theta$.

Как показывают исследования, при измельчении истиранием на торцах разрушаемых кусков горной породы могут реализоваться два условия: 1) максимально возможное сцепление по торцам близкое к полному сцеплению; 2) сцепление по торцам неполное и наблюдается заметное проскальзывание между куском горной породы и разрушающим органом измельчающего устройства.

В первом случае реализуется схема образования симметричного неоднородного поля напряжений, изложенная в п. 2.2. Но так как при измельчении мы имеем куски горной породы малых размеров изометрической формы, в них приторцевые конические области касаются друг друга (рис. 2.6). Поэтому в этом случае в основном должно реализоваться «косое» разрушение (рис. 2.11).

Ввиду того, что при измельчении наряду со сжимающими напряжениями действуют напряжения на сдвиг, то последние оказывают заметное влияние на разрушение.

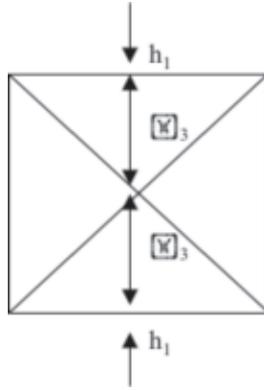


Рис. 2.11

Рассмотрим механизм разрушения кристаллических горных пород при измельчении под действием внешних сдвиговых усилиях, а затем произведем суперпозицию этого механизма разрушения с предыдущим. Для этого имеет смысл обратиться к модели кристаллической горной породы, в рамках которой любая точка в породе соответствует зерну той или иной ориентации. Итак, к кристаллической горной породе приложено монотонно возрастающее сдвиговое напряжение σ_{31} . При достижении напряжением σ_{31} величины σ'_{31} , которая индуцирует внутри «благоприятно» ориентированных по сдвигу зерен касательные напряжения, равные пределу прочности на сдвиг, будут образовываться микротрещины. Преимущественная ориентация их будет параллельна σ'_{31} — внешнему сдвиговому напряжению (рис. 2.12).

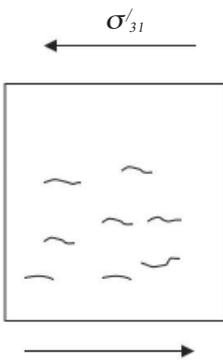


Рис. 2.12

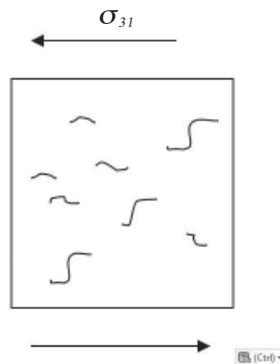


Рис. 2.13

На этот этап образования микротрещин накладывается развитие имеющихся дефектов — трещин. Предположим, что горная порода содержит систему случайно ориентированных трещин. Под действием σ'_{31} будет происходить развитие трещин ориентированных в более «благоприятном» направлении,

т. е. параллельных σ'_{31} , и ветвление трещин, лежащих в наиболее «неблагоприятном» направлении, которые в свою очередь опять ветвятся. Этот процесс ветвления в итоге приостановится, как только они будут ориентированы в направлении внешней нагрузки σ'_{31} . Все это отнесем к первой стадии разрушения (рис. 2.13). На второй стадии разрушение будет иметь место в результате дополнительного воздействия на трещины. Это происходит при увеличении напряжения σ'_{31} до σ''_{31} . Все образовавшиеся и ответвленные трещины будут распространяться на небольшое расстояние в направлении параллельном направлению приложенного напряжения σ'_{31} до пересечения с другими трещинами.

Возможны два случая пересечения. В первом случае, микротрещины и ответвленные трещины, ориентированные в направлении параллельном приложенному напряжению σ'_{31} , при своем распространении упрутся в трещины, ориентированные под некоторым углом к направлению их продвижения, в результате чего произойдет торможение развивающихся трещин. В итоге будет образована взаимопересекающаяся система трещин. Во втором случае микротрещины и ответвленные трещины, ориентированные в одном направлении, сольются в одну или несколько макротрещин, ориентация которых будет параллельна σ_{31} (рис. 2.14).

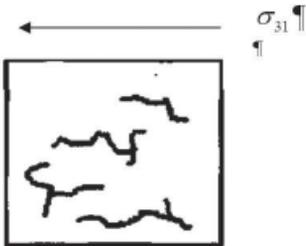


Рис. 2.14

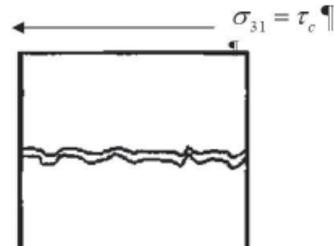


Рис. 2.15

На заключительной стадии разрушения при дальнейшем увеличении σ''_{31} до τ_c происходит соединение отдельных трещин, ведущее к полному разрушению (рис. 2.15)

В процессе измельчения при наложении двух полей напряжений (нормальных и касательных) в приторцевых конических областях ничего не изменится. В них так и будут действовать только сжимающие напряжения, что нельзя сказать об остальной части куска горной породы. Вне указанных конических областей в зернах, ориентация которых «благоприятна» по растяжению, будут доминировать растягивающие напряжения, т. е. в них растягивающие напряжения достигнут предела прочности на разрыв, а касательные напряжения не достигнут предела прочности на сдвиг. Другие зерна, ориентация которых «благоприятна» по сдвигу, будут испытывать касательные напряжения равные пределу прочности на сдвиг, но не будут испытывать растягивающих напряжений равных пределу прочности на разрыв.

Согласно предложенным моделям начальное разрушение должно произойти в середине куска горной породы, вне указанных конических областей, где осевое напряжение σ_3 наибольшее, а поперечное стеснение σ'_1 и σ'_2 минимальное. В центральном сечении образца будет происходить ответвление всех имеющихся трещин и образование новых. Часть этих трещин примет направление по оси куска горной породы, независимо от начальной ориентации, так как на них действуют растягивающие напряжения $-\sigma_1$ и $-\sigma_2$, направленные поперек образца, а другая — примет направление поперек оси (рис. 2.16).

При увеличении внешней нагрузки σ_3 плотность вертикально ориентированных трещин непрерывно растет вблизи центра куска горной породы, сливаясь между собой, образуя одну или несколько магистральных трещин, направленных поперек оси куска горной породы (рис. 2.17). По мере удаления к торцам образца этот процесс будет происходить гораздо медленнее, а в конических приторцевых областях плотность имеющихся трещин не будет увеличиваться.

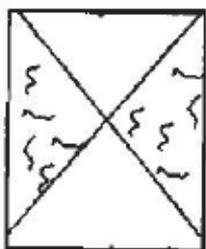


Рис. 2.16

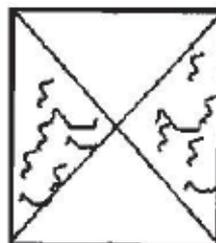


Рис. 2.17

В последней стадии разрушения распространению магистральных трещин препятствуют приторцевые конические области. Поскольку в этих областях действуют только сжимающие напряжения, магистральные трещины не могут проникнуть в конические области, и поэтому полное разрушение будет происходить вдоль линий, более или менее близких к диагоналям образца. Эти линии, вдоль которых может происходить распространение магистральных трещин, проходят по границе приторцевых конических поверхностей. Действительно, магистральные трещины пытаются в каждой точке принять ориентацию параллельную или перпендикулярную оси куска горной породы, а в свою очередь этому препятствуют приторцевые конические области. Поэтому трещинам ничего не остается делать, кроме как распространяться по боковой поверхности приторцевых конических областей.

Области сжатия могут останавливать продвижение трещины, поэтому приторцевые конические области тормозят до полной остановки магистральные трещины, которые распространяются как вдоль, так и поперек оси куска горной породы. Дальнейшее распространение магистральных трещин будет происходить вдоль фиксированных линий, которые, как указывалось выше, лежат на границе приторцевых конических поверхностей что приведет к полному разрушению (рис. 2.18).

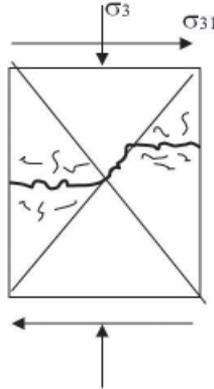


Рис. 2.18

Итак, за разрушение при измельчении ответственными являются «благоприятно» ориентированные зерна, в которых возникают растягивающие напряжения, они же определяют направление распространения магистральных трещин, а значит, ответственны и за полное разрушение. Отсюда можно сделать заключение, что разрушение горных пород при измельчении как и при дроблении носит случайный характер. Поэтому для процесса измельчения также применима модель, основанная на геометрической вероятности, и количественная оценка может быть проведена с использованием формулы (2.5).

При истирании, когда нет полного сцепления на торцах куса горной породы, трение покоя между куском горной породы и поверхностью разрушающего органа измельчающего устройства переходит в трение скольжения, величина которого меньше на 25–50%. Тогда согласно принятому критерию разрушения Кулона — Навье разрушение не может происходить в объеме куса горной породы. В результате измельчение сводится к поверхностному истиранию.

При поверхностном истирании разрушением охватываются в основном только те зерна, которые находятся на поверхности измельчаемого куса горной породы. Но поскольку эти зерна, как и остальные в объеме, ориентированы в пространстве случайным образом, то разрушение кусков горной породы при измельчении носит случайный характер. Поэтому и в этом случае применима модель, основанная на геометрической вероятности, а для количественной оценки процесса измельчения истиранием применима формула (2.5).

2.4. Энергоемкость при дроблении и измельчении

Параметр, характеризующий процесс преобразования энергии, носит название коэффициента полезного действия. При дроблении и измельчении он равен отношению полезной работы, затраченной на разрушение к общему количеству энергии, полученному от внешних источников. Если в каче-

стве полезной работы взять работу, которая пошла на разрушение, то коэффициент полезного действия для существующих технологий дробления и измельчения руды составляет в лучшем случае десятые доли процента [14]. Чтобы отделить энергопотери в дробилках и мельницах (трение в узлах машины и т. д.) от энергопотерь взаимодействия кусков горной породы и разрушающего органа дробильного (измельчительного) устройства, вводят дополнительно коэффициент использования подведенной к кускам горной породы энергии. Однако не вся энергия, подведенная к кускам горной породы, будет передана им. Только часть энергии перейдет к кускам горной породы в виде упругой энергии деформирования, которая зависит от их механических свойств и от вида напряженного состояния [15–16]. В свою очередь, только некоторая часть от упругой энергии деформирования идет на полезную работу разрушения, которая зависит от характера разрушения кусков горной породы при дроблении и измельчении. Для характеристики этого процесса введем коэффициент D использования упругой энергии деформирования для разрушения, численно равный той доли разрушаемого объема куска породы, в котором могут при дроблении и измельчении возникнуть магистральные трещины. Эта доля в (2.5) обозначена через P

$$D = \frac{W_r}{W_d}, \quad (2.7)$$

где W_r — энергия, которая пошла на разрушение; W_d — упругая энергия деформирования.

Энергия, которую вбирает в себя единица объема горной породы в виде упругой энергии деформирования, определяется по формуле

$$W_d = \frac{\sigma^2}{2E}, \quad (2.8)$$

где σ — общее напряжение, испытываемое горной породой; E — модуль Юнга.

Для нахождения W_r обратимся к формуле (2.5). В ней P — геометрическая вероятность разрушения, которая показывает, в какой части объема горной породы возникают магистральные трещины разрушения. Поскольку упругая энергия прямо пропорциональна объему горной породы, то P показывает также, какая часть упругой энергии идет на разрушение. Таким образом, для вычисления W_r имеем соотношение

$$W_r = \frac{\sigma^2}{2E} \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h}\right) \quad (2.9)$$

При дроблении величина подведенной энергии к кускам горной породы должна быть равна величине энергонасыщения при напряжении σ равном пределу прочности на сжатие $\sigma_{сж}$. Тогда эта энергия будет равна энергии

деформирования и согласно (2.8) для 1 м^3 полиминеральной горной породы будет иметь следующий вид

$$W_{\text{др}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E_n}, \quad (2.10)$$

где E_n — модуль Юнга полиминеральной горной породы; $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности на сжатие наименее прочного минерала.

E_n может быть найден из закона адитивности для механической смеси, согласно которого для нее имеем следующую формулу

$$E_n = \sum_{i=1}^n E_i v_i, \quad (2.11)$$

где E_i — модуль Юнга каждого из компонент куска горной породы; v_i — относительная доля этих компонент; n — число компонент.

Энергия, которая идет на разрушение при дроблении, с учетом изложенного и (2.4.) имеет следующий вид

$$W_p^{\text{др}} = \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E_n} \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h}\right). \quad (2.12)$$

При измельчении (при условии полного сцепления на торцах) надо предусмотреть такие условия, при которых величина подведенной энергии к кускам горной породы должна быть равна согласно (2.6) величине энергии, обусловленной напряжением $\tau_c + \mu\sigma$, где $\mu\sigma$ равно пределу прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}}$, что обеспечивает полное сцепление. Тогда эта энергия будет равна энергии деформирования и согласно принципу суперпозиции будет складываться из двух слагаемых. Первое слагаемое — это упругая энергия, обусловленная напряжением равным пределу прочности на сдвиг, второе слагаемое — это упругая энергия, обусловленная нормальным напряжением равным пределу прочности на сжатие [17]. Отсюда энергия деформирования полиминеральной горной породы при измельчении для условия полного сцепления будет равна

$$W_{\text{из}} = \frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{\text{сж}}^2}{2E_n}, \quad (2.13)$$

где G_n — модуль сдвига полиминеральной горной породы, который согласно правилу механической смеси может быть определен по формуле

$$G_n = \sum_{i=1}^n G_i v_i \quad (2.14)$$

Энергия, которая идет на разрушение при измельчении в случае полного сцепления по торцам кусков горной породы, с учетом изложенного и (2.9) имеет следующий вид

$$W_{изр} = \left(\frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{сжс}^2}{2E_n} \right) \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \right) \quad (2.15)$$

Энергия, которая идет на разрушение при измельчении в случае неполного сцепления по торцам кусков горной породы, с учетом выше изложенного и (2.15) будет иметь вид

$$W_{изр} = (0,3 \div 0,5) \left(\frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{сжс}^2}{2E_n} \right) \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \right) \quad (2.16)$$

Используя данные минерального состава и плотности минералов, слагающих железистые кварциты ГОКов, приведенных в таблице (2.1), определим модуль Юнга E_n и модуль сдвига G_n для железистых кварцитов. Также определим среднюю плотность для железистых кварцитов упомянутых в главе 2 ГОКов по правилу механической смеси, т.е. по формуле

$$\rho_{п} = \sum_{i=1}^n \rho_i v_i \quad (2.17)$$

Для определения используем формулы (2.11), (2.14) и (2.17) и в результате получаем:

$$\text{для МГОКа } E_n = 12,07 \quad \cdot 10^{10} \text{ Па}, G_n = 6,523 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \rho_n = 4,065 \cdot 10^3 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3};$$

$$\text{для СГОКа } E_n = 9,636 \cdot 10^{10} \text{ Па}, G_n = 5,977 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \rho_n = 3,894 \cdot 10^3 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3};$$

$$\text{для КГОКа } E_n = 9,518 \cdot 10^{10} \text{ Па}, G_n = 5,837 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \rho_n = 3,704 \cdot 10^3 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$$

$$\text{и для ОГОКа } E_n = 9,745 \cdot 10^{10} \text{ Па}, G_n = 5,521 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \rho_n = 3,479 \cdot 10^3 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$$

Определим энергию деформирования и энергию, которая идет на разрушение, 1 м^3 полиминеральной горной породы при дроблении и измельчении по формулам (2.10) и (2.12) соответственно для выше упомянутых ГОКов:

Таблица 2.1. Свойства железистых кварцитов

ГОК	$E_n \cdot 10^{-10}$, Па	$G_n \cdot 10^{-10}$, Па	$\rho_n \cdot 10^{-10}$, кг/м ³
Михайловский	12,07	6,523	4,065
Стойленский	9,639	5,977	3,894
Костомукшский	9,518	5,837	3,704
Оленегорский	9,745	5,521	3,479

Оленегорский ГОК (ОГОК)

На первой стадии дробления энергия, которую вбирает в себя единица объема руды в виде упругой энергии деформирования, обусловлена напряжением, величина которого равна пределу прочности на сжатие наименее прочного минерала, входящего в состав железистых кварцитов, ибо дальнейшее увеличение напряжения невозможно в виду разрушения по слабому зерну. Таким минералом в данном случае являются карбонаты нерудные с пределом прочности на сжатие $\frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \sigma_{сжс} = 1,6 \cdot 10^7 \text{ Па}$. Отсюда энергия деформирования руды при дроблении согласно (2.10) будет равна

$$W_{др1} = \frac{\sigma_{сжс}^2}{2E_n} = \frac{(1,6 \cdot 10^7)^2}{2 \cdot 12,07 \cdot 10^{10}} = 1,06 \cdot 10^3 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}, \quad (2.18)$$

Энергию, которая идет на разрушение при дроблении, находим из (2.12)

$$W_p^{др} = \frac{\sigma_{сжс}^2}{2E_n} \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h}\right), \quad (2.19)$$

где соотношение между h_1 и h может быть найдено из следующих соображений. При измельчении имеем куски руды малых размеров. В них приторцевые конические области касаются друг друга (рис. 2.6). В этом случае не может образоваться магистральная трещина в центре образца, ориентированная вдоль действия сжимающих напряжений σ_3 .

При дроблении имеем дело с гораздо большими размерами кусков, чем при измельчении. По мере увеличения относительных размеров образца h/d приторцевые конические области изменяют свое положение. При увеличении высоты h и фиксированном значении d куса руды приторцевые конические области все больше отдаляются друг от друга за счет уменьшения их высоты. Причем величина отдаления каждого из конических областей пропорциональна h/d . Аналогичное положение будет наблюдаться при уменьшении поперечного размера d куса горной породы при неизменном h . Приторцевые конические области уменьшают свою высоту на величину пропорциональную h/d .

Таким образом, если высота h превосходит поперечные размеры d в два раза, что часто наблюдается в кусках руды при дроблении, то для энергии, которая пошла на разрушение при первой стадии дробления, имеем

$$W_p^{dp} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E_n} \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h}\right) = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E_n} \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{3h_1}\right) = 1.314 \cdot 10^3 \frac{7}{9} = 1.314 \cdot 10^3 \cdot 0.78 \frac{Дж}{м^3} \quad (2.20)$$

В формуле (2.20) величина 0,78 свидетельствует о том, что на первой стадии дробления разрушилось согласно (2.5)

На второй стадии, чтобы раздробить оставшиеся 22 %, необходимо подвести еще энергию, равную по величине энергии деформирования, обусловленной напряжением, величина которого равна пределу прочности на сжатие более прочного минерала, входящего в состав железистых кварцитов. Таким минералом является гематит с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 6 \cdot 10^7 \text{ Па}$. Таким образом, для упругой энергии деформирования имеем

$$W_{др2} = \frac{(6 \cdot 10^7)^2}{2 \cdot 9.745 \cdot 10^{10}} = 1.847 \cdot 10^4 \frac{Дж}{м^3}$$

После второй стадии останется не разрушенным $(0.22 \times 0.78 = 0.17, 0.22 - 0.17 = 0.05)$ 5 % руды. На третьей стадии дробления разрушение будет начинаться в минералах более прочных, которые не разрушались на второй стадии. К таким минералам относятся: силикаты, карбонаты рудные и магнетит с пределом прочности на сжатие

$$\sigma_{сж} = 1.2 + 1.3 \cdot 10^8 \text{ Па}, \sigma_{сж} = 1.25 \cdot 10^8 \text{ Па}, \sigma_{сж} = 1.5 \cdot 10^8 \text{ Па}$$

соответственно. Эти величины отличаются друг от друга на незначительную величину. Отсюда можно предположить, что на третьей стадии дробления единицей объема руды вбирается в виде упругой энергии следующее количество

$$W_{др3} = \frac{(1.3 \cdot 10^8)^2}{2 \cdot 9.518 \cdot 10^{10}} = 8.89 \cdot 10^4 \frac{Дж}{м^3}$$

При этом следует отметить, что после третьего цикла останется не раздробленным $(0.05 \times 0.78 = 0.039, 0.05 - 0.039 = 0.011)$ 1 % руды.

Итак, за три стадии дробления затрачивается энергия деформирования равная

$$W_d = W_{др1} + W_{др2} + W_{др3} = 1.314 \cdot 10^3 + 1.847 \cdot 10^4 + 8.89 \cdot 10^4 = 10.87 \cdot 10^4 \frac{Дж}{м^3}$$

Энергия деформирования полиминеральной горной породы на первой стадии измельчения при условии полного сцепления согласно (2.13) будет равна

$$W_{низ} = \frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{сж}^2}{2E_n} = \frac{(8.9 \cdot 10^7)^2}{2 \cdot 5.977 \cdot 10^{10}} + \frac{(2.7 \cdot 10^8)^2}{2 \cdot 9.636 \cdot 10^{10}} = 4.445 \cdot 10^5 \frac{Дж}{м^3} \quad (2.21)$$

где τ_c и $\sigma_{сж}$ выбрано из соображения, что упругая энергия деформирования на всех стадиях измельчения обусловлена самым прочным минералом входящим в состав железистого кварцита. Таким минералом является в данном случае кварц с пределом прочности на сжатие и сдвиг $\sigma_{сж} = 2.7 \cdot 10^8 \text{ Па}$ и $\tau_c = 8.9 \cdot 10^7 \text{ Па}$ соответственно.

Энергия, которая идет на разрушение при измельчении в случае полного сцепления по торцам кусков руды, будет согласно (2.15) равна

$$W_{изр} = \left(\frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{сж}^2}{2E_n} \right) \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \right) = \left(\frac{\tau_c^2}{2G_n} + \frac{\sigma_{сж}^2}{2E_n} \right) \left(1 - \frac{1}{3} \frac{2h_1}{h} \right) = 4.445 \cdot 10^5 \cdot 0.67 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3},$$

где $h=2h_1$ найдено из условия касания приторцевых конических областей.

При второй стадии измельчения, чтобы измельчить оставшиеся 33 % необходимо подвести энергию, равную по величине $W_{из} = 4.445 \cdot 10^5 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}$. После второй стадии останется не измельченными $(0.33 \times 0.67 = 0.22, 0.33 - 0.22 = 0.11)$ 11 % руды. При третьей стадии измельчения подводится еще такое же количество энергии, равное $4.445 \cdot 10^5 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}$, для измельчения, оставшихся 11 % не измельченных частиц руды. При этом следует отметить, что после третьего стадии останется не измельченными $(0.11 \times 0.67 = 0.074, 0.11 - 0.074 = 0.036)$ 3.6 % руды.

Итак, за три стадии измельчения затрачивается энергия деформирования

$$W_i = 3 W_{из} = 3 \cdot 4.445 \cdot 10^5 = 1.333 \cdot 10^6 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}.$$

Таким образом, в расчете на один метр кубический при измельчении железистых кварцитов ОГОКа тратится энергии больше чем при дроблении в $(1.333 \cdot 10^6 / 10.87 \cdot 10^4 = 12.263)$ 12 раз.

Аналогично проведены расчеты по оценке энергоемкости дробления и измельчения железистых кварцитов для условий СГОКа, КГОКа и МГОКа.

Результаты расчетов приведены в табл. 2.2 и 2.3.

Табл. 2.2. Показатели при дроблении

ГОК	$W_{др.1} \cdot 10^{-3},$ Дж/м ³	$W_{др.2} \cdot 10^{-3},$ Дж/м ³	$W_{др.3} \cdot 10^{-4},$ Дж/м ³	$W_{др.3} \cdot 10^{-4},$ Дж/м ³	$W_{др.3} \cdot 10^{-4},$ Дж/м ³
Михайловский	1,51	1,17	2,12	8,52	13,3
Стойленский	1,328	1,036	1,868	8,77	10,77
Костомукшский	1,345	1,049	1,891	8,89	10,92
Оленегорский	1,314	1,025	1,847	8,67	10,65

Табл. 2.3. Показатели при измельчении

ГОК	$W_{из} \cdot 10^{-5}$, Дж/м ³	$W_{р}^{об} \cdot 10^{-5}$, Дж/м ³	$W_i \cdot 10^{-5}$, Дж/м ³	W_i / W_d
Михайловский	5,10	3,42	15,3	11,50
Стойленский	4,445	2,978	13,33	12,38
Костомукшский	4,445	2,978	13,33	12,2
Оленегорский	4,417	2,96	13,25	12,44

Как видно из табл. 2.2 и 2.3, наименьшая физическая энергоёмкость дробления и измельчения у железистых кварцитов ОГОКа.

ГЛАВА 3

Физико-техническое обоснование ресурсосберегающего способа взрывной отбойки слоистых руд на карьерах*

3.1. Основные энергетические показатели механизма процессов дробления и измельчения горных пород

Дробление горных пород осуществляют при подготовке руд к обогащению, а также при производстве щебенки на карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых.

Измельчение горных пород осуществляют при подготовке руды к обогатительному переделу.

Основные энергетические показатели процессов дробления и измельчения горных пород следующие:

- техническая энергоёмкость дробления (измельчения), \mathcal{E}_T , [Дж/кг];
- физическая энергоёмкость дробления (измельчения), \mathcal{E}_ϕ , [Дж/кг];
- техническая энергоёмкость образования единицы новой поверхности при дроблении (измельчении), W_T , [Дж/м²];
- физическая энергоёмкость образования единицы новой поверхности при дроблении (измельчении) (удельная поверхности энергия), W_ϕ , [Дж/м²];
- коэффициент полезного действия процесса дробления (измельчения), $K_{пд}$, %.

Техническая энергоёмкость дробления (измельчения) (\mathcal{E}_T) — это количество энергии, затраченной техническим средством на разрушение единицы массы горной породы. В системе СИ ее размерность Дж/кг; в технической системе, которая применяется в горнодобывающей промышленности, это кВт•ч/т.

Численное значение величины \mathcal{E}_T определяют по формуле:

$$\mathcal{E}_T = \frac{N_p - N_x}{Q}, \quad (2.35)$$

где N_p — потребляемая мощность дробилки (мельницы) при ее рабочем состоянии; в системе СИ это Дж/с, а в технической системе это кВт; N_x — потребляемая мощность дробилки (мельницы) на холостом режиме; соответственно Дж/с или кВт; Q — производительность дробилки, в системе СИ это кг/с, а в технической системе это т/ч.

Согласно (2.35) величина \mathcal{E}_T имеет размерность Дж/кг в системе СИ, а в технической системе это кВт•ч/т.

Величина \mathcal{E}_T , например, для железистых кварцитов Михайловского горно-обогатительного комбината (МГОКа) при трехстадийном дроблении от крупности 0+1,2 м до крупности 0+25 мм, равна 2,9 кВт•ч/т, а для трехста-

дийного измельчения от крупности 0+ 25мм до крупности 0+ 40 мкм равна 32 кВт·ч/т. Отсюда следует, что процесс измельчения в $(32/2,9) = 11$ раз более энергоемкий процесс, чем процесс дробления.

Физическая энергоемкость дробления (измельчения) (\mathcal{E}_ϕ) — это количество энергии, затраченной на собственно разрушение единицы массы горной породы без учета потерь энергии в техническом средстве разрушения. Размерность \mathcal{E}_ϕ такая же как и \mathcal{E}_τ .

Численно значение \mathcal{E}_ϕ определяют по формуле:

$$\mathcal{E}_\phi = \frac{\sigma^2}{2E\rho}, \frac{\text{Дж}}{\text{кг}} \left(\text{кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{т}} \right) \quad (2.36)$$

где σ — предел прочности породы на разрушение, Па; это может быть предел прочности на сжатие, растяжение или сдвиг; E — модуль упругости горной породы, Па; ρ — плотность горной породы, кг/м³ или т/м³.

Так как предел прочности пород на сжатие примерно в 10 раз больше предела прочности на растяжение и примерно в 7 раз больше предела прочности на сдвиг, то энергоемкость разрушения пород сжатия будет в $10^2 = 100$ раз более энергоемким, чем разрушение растяжением и $7^2 = 49$ раз более энергоемким, чем разрушение сдвигом. Из этого следует, что технические способы и средства разрушения горных пород при их дроблении и измельчении необходимо создавать такие, при которых разрушение происходило бы за счет растягивающих или сдвиговых напряжений. В чистом виде такие способы и технические средства создать невозможно.

Величина \mathcal{E}_ϕ , например, для разрушения железистых кварцитов МГОКа будет равна при разрушении сжатием

$$\mathcal{E}_\phi = \frac{\sigma^2}{2E\rho} = \frac{(200 \cdot 10^6)^2}{2 \cdot 2,7 \cdot 10^{10} \cdot 3,5 \cdot 10^3} = 45 \frac{\text{Дж}}{\text{кг}} = 12,5 \cdot 10^{-3} \text{кВт} \cdot \text{ч/т}$$

где $\sigma_{сж}=200$ МПа; $E=2,7 \cdot 10^{10}$ Па, $\rho=3,5, 10^3$ кг/м³.

Коэффициент полезного действия при разрушении породы определяют по формуле

$$K_{\text{пд}} = \frac{\mathcal{E}_\phi}{\mathcal{E}_\tau} \cdot 100\%, \quad (2.37)$$

Например, для условий МГОКа при дроблении неокисленных железистых кварцитов $K_{\text{пд}}$ будет равен

$$K_{\text{пд}} = \frac{\mathcal{E}_\phi}{\mathcal{E}_\tau} \cdot 100\% = \frac{12,5 \cdot 10^{-3}}{2,9} \cdot 100 = 0,43\%$$

а при их измельчении $K_{пд}$ будет равен

$$K_{пд} = \frac{\mathcal{E}_{\phi}}{\mathcal{E}_{\tau}} \cdot 100\% = \frac{12,5 \cdot 10^{-3}}{32} \cdot 100 = 0,032\%$$

то есть примерно в 13 раз меньше, чем при дроблении.

Из последнего примера следует, что на стадии дробления руды необходимо ее разрушать до максимально меньшего размера частиц, с тем расчетом, чтобы в мельницу первой стадии измельчения (обычно на ГОКах применяют трехстадийную схему измельчения) подавалась руда минимально возможных размеров ее частиц.

Техническая энергоемкость образования единицы новой поверхности (W_{τ}) при дроблении (измельчении) горных пород — это количество энергии, затраченное техническим средством для образования единицы новой поверхности при их разрушении в процессе дробления (измельчения). Величину W_{τ} определяют по формуле:

$$W_{\tau} = \frac{\mathcal{E}_{\tau}}{S_y} \quad (2.38)$$

где S_y — удельная поверхность продуктов разрушения (суммарная поверхность продуктов разрушения единицы массы горной породы); в системе СИ ее размерность $\text{м}^2/\text{кг}$, а в технической системе $\text{м}^2/\text{т}$.

Численное значение величины S_y после разрушения горных пород определяют методом сложения средневзвешенной удельной поверхности в каждой фракции после отсева продуктов разрушения.

$$S_y = \sum S_{yi} D_i \quad (2.39)$$

где S_{yi} — удельная поверхность продуктов разрушения в i -й фракции, экспериментально ее определяют пользуясь соотношением

$$S_{yi} = \frac{\pi d_i^2 \cdot N_i}{q_i}$$

(где d_i — размер i -й фракции, м ; N_i — количество частиц i -й фракции; q_i — масса i -й фракции); D_i — долевое участие по массе i -й фракции в продуктах разрушения породы.

Величина S_{yi} зависит от размера i -й фракции и от плотности породы. Ее можно рассчитать по формуле

$$S_{yi} = \frac{S_i}{V_i \rho} \quad (2.40)$$

где S_i — поверхность одной частицы i -й фракции, m^2 ; V_i — объем одной частицы i -й фракции, m^3 ; ρ — плотность породы, kg/m^3 или t/m^3 .

Например, для железистых кварцитов МГОКа фракции 10 мм ($10 \cdot 10^{-3}$ м) и плотностью $\rho = 3,5 \cdot 10^3$ kg/m^3 ($3,5$ t/m^3) удельная поверхность будет равна

$$S_{y10} = \frac{S_{10}}{V_{10} \rho} = \frac{\pi d_{10}^2}{(\pi d_{10}^3/6) \rho} = \frac{3,14 \cdot (10^{-2})^2}{[3,14 \cdot (10^{-2})^3/6] \cdot 3,5 \cdot 10^3} = 0,1714 \frac{m^2}{kg} = 171,4 m^2/t.$$

Для железистых кварцитов МГОКа после трехстадийного изменения получают фракцию 0+ 40 мкм ($0 + 40 \cdot 10^{-6}$ м).

Для частиц размером 40 мкм ($0 + 40 \cdot 10^{-6}$ м) величина удельной поверхности будет равна

$$S_{y40} = \frac{S_{40}}{V_{40} \rho} = \frac{\pi d_{40}^2}{(\pi d_{40}^3/6) \rho} = \frac{3,14 \cdot (10^{-5})^2}{[3,14 \cdot (4 \cdot 10^{-5})^3/6] \cdot 3,5 \cdot 10^3} = 42,857 \frac{m^2}{kg} = 42857 m^2/t.$$

Из приведенных расчетов следует, что при уменьшении частиц железистого кварцита МГОКа с 10 мм до 40 мкм, то есть в $(10 - 2/4 \cdot 10^{-5}) = 250$ раз, удельная поверхность увеличивается тоже в $(42,857/0,1714 = 250$ раз. Из этого следует вывод о том, что изменение удельной поверхности продуктов разрушения горных пород при их дроблении (измельчении) пропорционально изменению размера их частиц.

Физическая энергоемкость образования единицы новой поверхности (W_{ϕ}) (удельная поверхностная энергия при дроблении и измельчении горных пород) — это количество энергии, необходимое для образования единицы новой поверхности пород при их разрушении без учета потерь энергии в техническом средстве в процессе дробления (измельчения).

Если известна величина технической энергоемкости образования единицы новой поверхности (W_T), то величину удельной поверхностной энергии (W_{ϕ}) при дроблении (измельчении) можно определить по формулам: при дроблении

$$W_{\phi,д} = W_{T,д} \cdot K_{п,д,д}; \quad (2.41)$$

при измельчении:

$$W_{\phi,и} = W_{T,и} \cdot K_{п,д,и}; \quad (2.42)$$

где $W_{ф.д}$ и $W_{ф.и}$ — удельная поверхностная энергия при дроблении горных пород и при измельчении, соответственно; $WT_{д}$ и $WT_{и}$ — техническая энергоёмкость образования единицы новой поверхности, соответственно, при дроблении и измельчении горных пород; $K_{п.д д}$ и $K_{п.д и}$ — соответственно коэффициент полезного действия при дроблении и измельчении горных пород; согласно вышеприведенным расчетам $K_{п.д д} = 0,43 \%$, а $K_{п.д и} = 0,032 \%$.

Методика определения удельной поверхностной энергии при ударном разрушении горных пород

Методика предназначена для определения вновь образованной поверхности и удельной поверхностной энергии при дроблении горных пород на копре (внутренний диаметр трубы копра – 70 мм, вес сбрасываемого груза ($G_g = 2,385$ кг, высота сбрасывания $H = 0,7$ м).

Методика состоит из следующих этапов:

1. Определение физически связанной воды, адсорбированной на единице поверхности горных пород.
2. Определение суммарной поверхности кусков породы в пробе до ее разрушения.
3. Определение суммарной поверхности кусков породы в пробе после ее разрушения.
4. Определение прироста поверхности кусков породы в пробе после разрушения по сравнению с их поверхностью до разрушения.
5. Определение удельной поверхностной энергии.

Этап 1

Оценка физически связанной воды, адсорбированной на единице поверхности горной породы производится следующим образом:

- 1) из горной породы изготавливают эталонную пластину толщиной 1 мм и площадью не менее 7000 мм² (была изготовлена пластина размером 98x75x1 мм);
- 2) рассчитывают общую поверхность пластины (в нашем случае эта поверхность равна $S_{п} = 98 \cdot 75 \cdot 2 + 98 \cdot 1 \cdot 2 + 75 \cdot 1 \cdot 2 = 14700 + 196 + 150 = 15046$ мм² = 15,046 · 103 м²);
- 3) на электронных весах с точностью до 0,1 г определяют вес сухой пластины $G_{п.с}$, кг;
- 4) пластину окунают в воду, затем ее извлекают из воды и дают возможность стеканию свободной воды с пластины, после этого на пластине останется физически связанная вода;
- 5) на электронных весах взвешивают пластину и определяют ее вес вместе с адсорбированной на ней физически связанной водой $G_{п.м}$, кг;
- 6) определяют количество адсорбированной на поверхности пластины связанной воды по формуле:

$$G_B = (G_{п.м} - G_{п.с}), \text{ кг} \quad (2.43)$$

7) определяют количество адсорбированной на единице поверхности пластины связанной воды по формуле:

$$G_{B.1} = \frac{G_B}{S_p}. \quad (2.44)$$

Этап 2

Определение суммарной поверхности кусков руды в контрольной пробе до ее разрушения производят следующим образом:

- 1) из дробленной руды отсеивают фракцию (+7 ... -10 мм) и из нее отбирают четыре партии проб, в каждой партии по 5 проб (примерно по 0,05 кг в каждой пробе, что соответствует 30÷35 кускам);
- 2) каждую из проб взвешивают с точностью до 0,1 г и определяют вес каждой пробы в сухом виде: $G_{с.1}, G_{с.2}, G_{с.3}, G_{с.4}, G_{с.5}$, кг;
- 3) каждую неразрушенную пробу помещают в химстакан и наливают туда воды;
- 4) сливают из сосуда свободную воду, извлекают мокрые куски руды и взвешивают их, определяя вес каждой мокрой неразрушенной пробы: $G_{м.1}, G_{м.2}, G_{м.3}, G_{м.4}, G_{м.5}$, кг
- 5) определяют количество адсорбированной воды на кусках каждой неразрушенной пробы по формуле:

$$G_{B.i} = (G_{м.i} - G_{с.i}), \text{ кг}; \quad (2.45)$$

- 6) определяют среднее значение адсорбированной воды на поверхности кусков руды неразрушенных пробы по формуле:

$$G_B = \sum_{i=1}^5 \frac{G_{B.i}}{i}, \text{ кг}; \quad (2.46)$$

- 7) определяют общую поверхность кусков неразрушенной пробы по формуле:

$$S = \frac{G_B}{G_{B.1}}, \text{ м}^2. \quad (2.47)$$

Этап 3

Определение суммарной поверхности кусков руды в пробе после ее разрушения производят следующим образом:

- 1) каждую неразрушенную пробу высушивают в естественных условиях в течение суток;
- 2) каждую пробу подвергают разрушению на ударном копре путем двукратного сбрасывания груза; вес груза $G_r = 2,385$ кг; высота сбрасывания груза $H = 0,7$ м;
- 3) каждую разрушенную пробу помещают в химстакан и наливают в него воды;
- 4) сливают из сосуда свободную воду, извлекают мокрые разрушенные куски руды и взвешивают их, определяя вес каждой мокрой разрушенной пробы:

$$G_{M.1}^P, G_{M.2}^P, G_{M.3}^P, G_{M.4}^P, G_{M.5}^P, \text{ кг};$$

- 5) определяют количество адсорбированной воды на каждой разрушенной пробе по формуле:

$$G_{B.1}^P = G_{M.1}^P - G_{C.1}, \text{ кг}; \quad (2.48)$$

- 6) определяют среднее значение адсорбированной воды на поверхности кусков разрушенных проб по формуле:

$$G_B^P = \sum_{i=1}^5 \frac{G_{B.i}^P}{i}, \text{ кг}; \quad (2.49)$$

- 7) определяют среднюю общую поверхность кусков разрушенной пробы по формуле:

$$S^P = G_B^P / G_{B.1}, \text{ м}^2; \quad (2.50)$$

Этап 4

Прирост поверхности кусков руды после разрушения пробы по сравнению с их поверхностью до разрушения определяют по формуле:

$$\Delta S = S^P - S, \text{ м}^2. \quad (2.51)$$

Этап 5

Энергоемкость образования единицы новой поверхности (удельной поверхностной энергии) при разрушении можно определить по формуле:

$$\mathcal{E}_c = \frac{\mathcal{E}_p \cdot n}{\Delta S}; \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2}; \quad (2.52)$$

где $\mathcal{E}_p = mgH$; m — масса падающего груза на копре, $m = 2,385$ кг; H — высота сбрасывания груза, $H = 0,7$ м; $g = 9,81$ м/с²; n — количество ударов груза по пробе породы на копре, ($n = 2$).

Для экспериментов по определению удельной поверхностной энергии при ударном разрушении на копре были взяты существенно магнетитовые железистые кварциты Оленегорского ГОКа.

В соответствии с 1-м этапом методики экспериментальных исследований установлено:

- поверхность эталонной пластины равна $S_{\text{п}} = 15,046 \cdot 10^{-3}$ м²;
- количество адсорбированной на поверхности пластины физической связанной воды согласно определению по формуле (2.43) равно $GB = 0,25 \cdot 10^{-3}$ кг;
- количество физической связанной воды, адсорбированной на единице поверхности эталонной пластины, согласно (2.44) равно $GB.l = 16,6157 \cdot 10^{-3}$ кг/м².

Результаты определения вновь образованной поверхности (м²), согласно (2.51), при разрушении железистых кварцитов на копре для четырех партий, в каждой из которых по пять проб, следующее: в первой партии $\Delta S_1 = 0,024$, во второй $\Delta S_2 = 0,025$, в третьей $\Delta S_3 = 0,033$, в четвертой $\Delta S_4 = 0,018$ м².

По результатам 20-ти экспериментов ($4 \times 5 = 20$) среднее значение вновь образованной поверхности при разрушении железистых кварцито на копре равно

$$\Delta S = \frac{0,024 + 0,025 + 0,033 + 0,018}{4} = 0,025 \text{ м}^2.$$

Энергоемкость образования единицы новой поверхности (удельная поверхностная энергия) при разрушении железистых кварцитов на копре равна согласно формуле (2.52)

$$\Delta \mathcal{E} = \frac{2,385 \cdot 9,81 \cdot 0,7 \cdot 2}{0,025} = 1310,22 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2} = 0,363 \cdot 10^{-3} \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^2.$$

3.2. Технологические решения по снижению энергоемкости дробления и измельчения руд

Наиболее эффективным способом снижения интегральной энергоемкости процессов дробления и измельчения является уменьшение размера частиц руды, поступающей с последней стадии дробления в мельницу первой

стадии измельчения (при шаровых и стежневых мельницах) или же применение мельниц самоизмельчения, где в качестве мелющих тел в мельнице первой стадии используются куски руды диаметром до 400 мм, а в мельницах второй и третьей стадиях — галя (окатанные куски руды после первой стадии измельчения диаметром до 150 мм). Технология самоизмельчения руды применяется на Лебединском ГОКе Курской магнитной аномалии. При классической схеме в цепи «трехстадийное дробление — трехстадийное измельчение» для снижения среднего размера частиц, подаваемых в мельницу первой стадии измельчения, иногда добавляют четвертую стадию дробления. А так как энергоёмкость дробления более чем на порядок меньше, чем энергоёмкость измельчения, то в этом случае интегральная энергоёмкость в цепи «дробление — измельчение» уменьшается.

На рис. 2.19 приведены качественные зависимости стоимости рудоподготовки при дроблении и измельчении руды.

Как видно из рис. 2.19 с увеличением крупности руды, подаваемой с дробилки последней стадии дробления в мельницу первой стадии измельчения, стоимость затрат процесса дробления уменьшается, а стоимость затрат процесса измельчения увеличивается. Интегральная стоимость затрат в цепи «дробление — измельчение» имеет минимум (кривая «в»), соответствующий оптимальной крупности частиц руды, подаваемой в мельницу.



Рис. 2.19. Стоимость дробления и измельчения руды в зависимости от крупности питания мельниц: а — стоимость дробления; б — стоимость измельчения; в — стоимость дробления и измельчения

Из рис. 2.19 можно видеть, что удешевление подготовки полезных ископаемых к обогащению должно идти, в первую очередь, за счет снижения стоимости измельчения, которую можно значительно снизить, уменьшая крупность дробления материала, поступающего на измельчение. В каждом отдельном случае требуется технико-экономическое обоснование оптимальной крупности дробления продукта, при которой суммарная стоимость дробления и измельчения является минимальной величиной.

Из приведенного следует, что сама фаза дробления хотя и является малоэнергоемкой, однако ее модернизация может дать значительный вклад в снижение энергозатрат при последующем переделе. Дробление является подготовительным процессом любой технологии переработки руд, который необходим для дальнейшего измельчения, раскрытия минеральных зерен и разделительных процессов обогащения.

Дробление руд осуществляется стадийно (с последовательным уменьшением размера кусков горной массы в каждой стадии) в открытых или замкнутых схемах. Число стадий дробления для железистых кварцитов равно трем с использованием, соответственно, конусных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления.

Дробилки в отдельных стадиях должны работать в оптимальных режимах дробления при постоянных размерах разгрузочных щелей. Это способствует повышению производительности и снижению удельных расходов энергии на дробильных фабриках горно-обогатительных комбинатов.

Для уменьшения энергоемкости измельчения за счет снижения крупности дробленой руды, поступающей на измельчение, весьма эффективным признано внедрение и совершенствование замкнутых циклов дробления в последней стадии с раздельными операциями предварительного и проверочного (контрольного) грохочения. В этом случае после третьей стадии дробления руду направляют на грохот, где она разделяется на подрешетный и надрешетный продукты. Подрешетный продукт направляют в мельницу первой стадии измельчения, а надрешетный продукт — по циркулярной схеме в дробилку третьей стадии дробления. Такая схема обеспечивает сравнительно небольшую циркулирующую нагрузку и снижение размера средневзвешенного дробления куска руды, поступающей в мельницу первой стадии измельчения, что способствует повышению производительности мельниц и снижению энергоемкости первой стадии измельчения. Экономический эффект от применения замкнутого цикла в значительной мере зависит от количества, крепости и класса крупности руды, направляемой в виде циркулирующей нагрузки на повторное дробление; производительности дробилок в последней стадии дробления; измельчаемости руд. Замкнутые циклы дробления обладают более сложными схемами, как с точки зрения технологических, так и компоновочных решений. При их использовании предъявляются более высокие требования к оборудованию и его компоновке, транспортным средствам, а также остальным аппаратам, входящим в схему дробления.

Интенсифицировать работу дробильных фабрик и уменьшить крупность дробленого продукта можно также за счет такого важного этапа, как модернизация дробильного оборудования, особенно в стадиях среднего, а главное, мелкого дробления. Для конусных дробилок корпуса среднего дробления (КСД) и корпуса малого дробления (КМД) это достигается увеличением частоты качаний и величины хода дробящего конуса, совершенствованием профиля рабочего пространства (дробильной камеры) дробилок.

Движение материала в рабочей зоне дробилки можно рассматривать как процесс вибрационного перемещения вдоль касательной к поверхности конуса, совершающей маятниковые (гармонические) колебания от эксцентрика. Скорость перемещения по качающейся образующей зависит от частоты качаний конуса, амплитуды качаний (двойной эксцентриситет), коэффициента трения, конфигурации чаши неподвижного конуса, ограничивающей движение куска в процессе прижатия — дробления и т. д.

Помимо дробилок КСД и КМД, о чем говорилось выше, в настоящее время пути ресурсосбережения на дробильнообогащительной фабрике в значительной степени связаны с оптимизацией комплекса КСМД в целом: перераспределение степеней дробления между дробилками, взаимосвязь «дробилка — грохот» в замкнутом цикле мелкого дробления, позволяющая получать более мелкий готовый класс с минимальными энергозатратами, механическая надежность оборудования и оперативность регулировки ее параметров в процессе работы, выбор сеток грохота с большим «живым сечением» и повышенной износостойкостью, экономичной работой конвейерных трактов в «петле» замкнутого цикла.

Измельчение в мельницах является самой дорогой и энергоемкой операцией в процессе подготовки руд к обогащению. Снижение энергозатрат при измельчении руды в мельницах достигается путем:

- понижения уровня слива пульпы из мельницы;
- уменьшение скольжения мелющих тел по поверхности футеровки за счет подбора оптимального профиля;
- повышения точности разделения слива мельницы по крупности в классифицирующих аппаратах;
- увеличение степени заполнения барабана мельницы метошими телами (до определенного предела);
- повышения плотности шаровой загрузки и оптимизации ее грансостава;
- увеличение скорости прохождения руды через мельницу путем добавления воды, но без загробления помола;
- повышения циркулирующей нагрузки;
- автоматизация узла измельчения;
- увеличение рабочего объема шаровой мельницы.

Снижать энергоемкость процессов дробления и измельчения руды необходимо в первую очередь за счет их разупрочнения на стадии взрывной отбойки, о чем было сказано выше.

Перспективным направлением в снижении энергоемкости измельчения железистых кварцитов в мельницах является их предварительная обработка

электромагнитными полями, СВЧ-нагревом, нагревом инфракрасным спектром электромагнитного воздействия и особенно перспективным — импульсным электромагнитным воздействием.

3.3. Обоснование импульсной электромагнитной обработки руды с целью ее разупрочнения перед измельчением

Процесс рудоподготовки в технологии обогащения различных руд преследует цель создания условий, обеспечивающих максимальную степень извлечения полезного компонента. Как правило, этот процесс связан с измельчением руды в мельницах до крупности частиц меньше меньшего размера зерна полезного компонента с последующим его извлечением различными способами.

Процесс измельчения руды в мельницах является достаточно энергоемким. Энергоемкость помола, в первом приближении, пропорциональна величине вновь образованной удельной поверхности, что равносильно обратной величине размера частиц на разгрузке мельницы. Так энергоемкость трехстадийного измельчения железистых кварцитов на Михайловском ГОКе составляет 32 кВт•ч на тонну руды.

Одним из перспективных направлений по снижению энергоемкости измельчения руды является ее предварительная обработка импульсным магнитным полем (ИМП) [60, 61, 62].

Технология импульсной электромагнитной обработки руд (ИЭМО) осуществляется путем пропускания руды через отрезок диэлектрического трубопровода, на котором размещена система электромагнитных катушек, генерирующая в непрерывном автоматическом режиме импульсы электромагнитного поля с заданной частотой следования.

ИЭМО осуществляется непосредственно перед помолом в мельницах с целью разупрочнения руды, либо в процессе извлечения полезного компонента (например, при выщелачивании редких земель, цианировании золото-содержащего концентрата и т. д.).

Затраты энергии на ИЭМО не превышают 0,1–0,4 кВт час на одну тонну руды. [60, 61]. Небольшая энергоемкость процесса позволяет при ИЭМО на стадии рудоподготовки снизить удельную энергоемкость помола в 1,3–1,5 раза, что составляет в среднем 2–3 кВт час на одну тонну руды (примерно на столько же повышается производительность мельниц). При использовании ИЭМО на этапе извлечения полезного компонента (при извлечении золота при цианировании) имеет место снижение потерь в хвостах до 1,7 раз.

Область эффективного применения ИЭМО во многом обусловлена минералогическим составом руды. Желательно, чтобы минералогический состав соответствовал хотя бы одному из нижеприведенных требований:

- минералы, входящие в состав руды обладают резко отличающимися магнито-электрическими и механическими свойствами;
- один или несколько минералов обладают магнитными свойствами;

- один или несколько минералов обладают электропроводностью;
- один или несколько минералов являются пьезоэлектриками, либо сильными электрострикторами.

Эффект разупрочнения руды при ИЭМО руды обусловлен следующими факторами.

При магнитном воздействии внешнее магнитное поле распространяется по всему объему руды. При наличии в руде минералов — пьезоэлектриков (например, кварца, турмалина и иных сегнетоэлектриков) или магнитных зерен (например, сульфидов, окислов и иных магнитных соединений железа, никеля, хрома), ИЭМО вызывает в этих зернах эффекты магнитоэлектрики, обратного пьезоэффекта или электрострикции, характеризующиеся возникновением деформаций в отдельных минералах. За счет неоднородности магнитоэлектрических и механических свойств минералов, входящих в состав руды, а также наличия воды в порах на границах зерен возникает концентрация полей и усилий.

В результате этого, по всему объему руды на межзеренных границах возникают растягивающие и сдвиговые напряжения, соизмеримые с величиной критических напряжений на растяжение или сдвиг. Учитывая, что прочность руды на растяжение и сдвиг в 6–10 раз меньше прочности на сжатие, а полезная работа внутренних сил по разрушению пропорциональна квадрату величины напряжений, можно сделать вывод, что энергоемкость ИЭМО, приводящая к развитию трещин на межзеренных границах, может быть более чем в 35–100 раз меньше энергоемкости при механическом сжимающем воздействии, приводящем к аналогичному результату.

Наибольший эффект ИЭМО возникает при обеспечении условий резонанса, когда частотные характеристики внешнего поля соответствуют собственным частотным спектрам руды. Для реализации ИЭМО, обеспечивающей высокую степень разупрочнения руды, либо растрескивание в частицах концентрата в процессе выщелачивания, созданы специализированные установки, которые могут формировать импульсное воздействие резонансного характера. Так при средней потребляемой мощности 1 кВт при производительности 10–20 тонн в час, импульсная мощность воздействия составляет до 100 кВт.

При использовании ИЭМО следует учитывать следующую особенность. Развитие трещин, обусловленных ИЭМО, характеризуется возникновением квазиустойчивых остаточных механических напряжений, которые могут релаксировать во времени под действием внешних воздействий (слабые механические нагрузки, температурные воздействия и т. п.). Это может привести к снижению эффекта разупрочнения. Поэтому применение ИЭМО целесообразно непосредственно перед помолом в мощных промышленных мельницах, где имеются ударные нагрузки, либо в процессе извлечения методами выщелачивания, когда растворы обладают хорошим расклинивающим эффектом. При использовании ИЭМО в лабораторных исследованиях с применением лабораторных мельниц либо при неточном лабораторном моделировании процесса выщелачивания эффект ИЭМО значительно снижается.

Кроме того, известен эффект интенсификации химических реакций при электромагнитном воздействии, что способствует процессу выщелачивания при ИЭМО. Также межзеренное растрескивание должно способствовать повышению эффективности магнитной сепарации, гравитации, флотации.

В настоящий момент апробированы два вида технологии с использованием ИМП: низкочастотная импульсная электромагнитная обработка, характеризующаяся длительностью импульса 10^{-3} – 10^{-5} с и величиной импульсного напряжения менее 103 В, эффективность которой проверена на железистых кварцитах [60]; высокочастотная ИЭМО с длительностью импульса 10^{-5} – 10^{-8} с и импульсным напряжением до 104 В целесообразна для золотосодержащих упорных руд [63].

Использование ИЭМО эффективно как при обработке магнитных руд (железистых кварцитов) [60], так и немагнитных (золотосодержащих кварцитов, сульфидных и карбонатных руд) [63]. Применение ИЭМО при обработке магнитных руд является закономерным процессом в силу наличия высокой магнитной восприимчивости руды и протекания при этом известных эффектов преобразования магнитной энергии в механическую (магнитострикция). Механизм преобразования энергии импульсных магнитных полей в механическую работу при ИЭМО для немагнитных поликристаллов недостаточно изучен.

ГЛАВА 4

Обоснование оптимальных параметров бурения и термического расширения скважин при комбинированной технологии обуривания уступов на карьерах железистых кварцитов

Предлагаемая комбинированная технология обуривания уступов на карьерах железистых кварцитов заключается в бурении пионерных скважин сравнительно малого диаметра по расширенной сетке и их последующее термическое расширение в нижней заряжаемой части. При этом естественно предположить, что с увеличением диаметра котловой, расширенной термическим способом, заряжаемой части скважин, их сетка будет увеличиваться, дабы удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) оставался постоянным. Естественно также, что с уменьшением скорости протяжки горелки снизу-вверх при термическом расширении скважин диаметр котловых полостей будет возрастать (но не беспредельно) и наоборот.

Определить оптимальный диаметр пионерной скважины и оптимальный диаметр котловой, заряжаемой части в ней, формируемой при термическом ее расширении, возможно только на основании технико-экономического анализа, что удобно качественно проиллюстрировать с помощью зависимостей, представленных на рис. 2.20.

Согласно этому рисунку при термическом расширении скважины с пионерным диаметром (D_C) при увеличении диаметра котловой полости (что достигается уменьшением скорости протяжки горелки снизу-вверх) составляющая себестоимости обуривания 1 м^3 горного массива, обусловленная механическим бурением пионерных скважин (C_B , долл. / м^3) будет уменьшаться, так как при этом представляется возможным увеличить сетку скважин и, естественно, сократить объем механического бурения. Одновременно с этим составляющая себестоимости термического расширения скважин (C_T , долл. / м^3), отнесенная к 1 м^3 обуренного массива, будет возрастать.

По мере увеличения диаметра котловых, заряжаемых полостей и увеличением сетки скважин составляющие себестоимости на средства взрывания (C_{CB} , долл./ м^3) и заряжания (C_3 , долл./ м^3), также будут незначительно уменьшаться. Составляющая же себестоимости отбойки массива, обусловленная удельным расходом ВВ (C_{BB} , долл./ м^3), при любом диаметре заряжаемой части скважины должна оставаться постоянной.

Совместное решение (аналитическое или графическое) уравнений $C_B = f(D_K)$; $C_T = f(D_K)$; $C_{CB} = f(D_K)$; $C_3 = f(D_K)$; $C_{BB} = f(D_K)$, представленных на рис. 2.20, позволит получить зависимость себестоимости отбойки 1 м^3 массива (C_{OT} , долл./ м^3) как функцию указанных аргументов и определить оптимальный диаметр котловой полости $D_{K.0.1}$ (при заданном пионерном диаметре скважины D_{C1}), при котором себестоимость отбойки будет минимальна. Рассуждая аналогичным образом применительно к другому пионерному диа-

метру скважины D_{C2} , можно также определить оптимальный диаметр котловой полости $D_{K0.2}$, при котором себестоимость отбойки будет также иметь минимум. Действуя подобным образом при других значениях пионерных диаметров скважин, можно, в конечном итоге, определить минимальную себестоимость отбойки из всех рассмотренных случаев D_C . Этот пионерный диаметр скважины и будет оптимальным для комбинированной технологии обуривания уступов на карьере железистых кварцитов данного месторождения. Изложенный выше методический подход определения оптимального диаметра пионерных скважин для ГОКов России, разрабатывающих железистые кварциты, на которых применяется (применялась) комбинированная технология обуривания

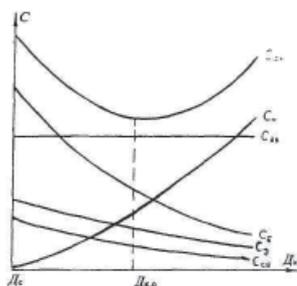


Рис. 2.20.

Качественные зависимости составляющих себестоимости работ буровзрывного комплекса при комбинированной технологии обуривания уступов на карьерах от диаметра котлового расширения (D_K):

$C_B, C_T, C_{CB}, C_3, C_{BB}$ — соответственно составляющие: бурения, термического расширения, средств взрывания, заряжания, обусловленная расходом ВВ; C_{OT} — суммарная себестоимость отбойки уступов, реализуем ниже на примере Лебединского ГОКа (ЛГОК). Для других ГОКов, выполнив расчеты, аналогичные приведенным ниже, также можно определить оптимальный пионерный диаметр скважин при применении комбинированной технологии обуривания уступов на карьерах.

Так как курс рубля постоянно меняется, в экономических расчетах будем оперировать американским долларом (долл.).

Себестоимость отбойки (C_{OT} , долл. / m^3) железистых кварцитов от массива при комбинированной технологии обуривания уступов можно определить из очевидного выражения:

$$C_{OT} = C_B + C_T + C_3 + C_{CB} + C_{BB} \quad (2.53)$$

где $C_B, C_T, C_3, C_{CB}, C_{BB}$ — составляющие себестоимости отбойки железистых кварцитов, обусловленные соответственно бурением пионерных скважин, их термическим расширением, заряжением, расходом средств взрыва-

ния и расходом взрывчатого вещества; Z_b — затраты на бурение 1 м пионерной скважины, долл./м; $Z_{\text{т}}$ — затраты на термическое расширение 1 м скважины, (долл./м); Z_3 — затраты на зарядание скважины в пересчете на 1 м скважины, долл. / м; $Z_{\text{св}}$ — затраты на средства взрывания ($C_{\text{в}}$) и коммутацию взрывной сети в пересчете на 1 м скважины, долл. / м; $Z_{\text{вв}}$ — затраты на ВВ в пересчете на 1 м скважины, долл./м; ab — сетка скважин, м×м (или выход горной массы с 1 погонного метра скважины, м³/м).

4.1. Расчет составляющей себестоимости бурения

Затраты на бурение можно определить по формуле:

$$Z_b = \frac{\mathcal{E}_b}{v}, \quad (2.54)$$

где \mathcal{E}_b — затраты на бурение в единицу времени, долл. /с; v — скорость бурения, м/с;

На основании анализа технических характеристик, изготавливаемых в настоящее время буровых станков с погружными пневмоударниками, нами выбран станок Д25KS фирмы DRILTECH. Стоимость машиночаса работы этого станка без учета зарплаты машиниста станка составляет 93,62 долл./ч. С учетом зарплаты машинистов буровых станков в России (2,5 долл./ч), стоимость машиночаса работы станка Д25KS в России будет равна:

$$\mathcal{E}_b = 93,62 + 2,5 = 96,13 \text{ долл. / ч или } 2,67 \times 10^{-2} \text{ долл./с.}$$

Скорость бурения пионерных скважин станком Д25KS различного диаметра определим, используя энергетическую теорию механического разрушения пород при бурении. Согласно этой теории энергоемкость механического бурения скважин (W) связана со скоростью бурения (v , м / ч) соотношением:

$$v = \frac{30}{W}, \text{ м / ч.} \quad (2.55)$$

В свою очередь, известно, что энергоемкость механического разрушения пород пропорциональна квадрату ее прочности на сжатие:

$$W = A \sigma_c^2, \quad (2.56)$$

где A — коэффициент пропорциональности; σ_c — предел прочности породы на сжатие, Па.

На основании многочисленных экспериментов фирмой DRILTECH было установлено, что практическая скорость бурения ($v_{\text{п}}$) скважин диаметром $D_c = 0,172$ м станком Д25KS в породах с пределом прочности на сжатие ($\sigma_{\text{п}}$) равным 180×10^6 Па равна 25 м / ч ($6,944 \times 10^{-3}$ м/с).

Под практической скоростью понимается скорость бурения с учетом всех вспомогательных операций (перевозка станка от скважины к скважине, наращивание буровых штанг и др.).

С учетом фактических результатов бурения скважин в породе с пределом прочности на сжатие равном $\sigma_{сп}$ и на основании (3.3) и (3.4) можно записать

$$v_n = \frac{30}{A\sigma_{сп}^2}, \quad (2.57)$$

$$v_n = \frac{30}{A\sigma_{сжк}^2} \quad (2.58)$$

где v_n — практическая скорость бурения скважин диаметром $D_c = 0,172$ м в породах с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сп} = 180 \times 10^6$ Па; $v_{жк}$ — ожидаемая практическая скорость бурения скважин такого же диаметра в Лебединских железистых кварцитах с пределом прочности на сжатие равным $\sigma_{сжк} = 250 \times 10^6$ Па.

Разделив почленно (3.5) и (3.6) получим:

$$v_{жк} = v_n \left(\frac{\sigma_{сп}}{\sigma_{сжк}} \right)^2 \quad (2.59)$$

или с учетом вышеприведенных данных для ЛГОКа, практическая скорость бурения пионерных скважин диаметром $D_c = 0,172$ м будет:

$$v_{жк} = 25 \left(\frac{180 \cdot 10^6}{250 \cdot 10^6} \right)^2 = 12,96 \text{ м / ч } (3,6 \times 10^{-3} \text{ м / с}).$$

Так как энергоемкость разрушения и, естественно, скорость бурения скважин обратно пропорциональны площади ее сечения, то для железистых кварцитов ЛГОКа для различных диаметров практическая скорость их бурения ($v_{жк}$) станком Д25KS будет равна

$$v_{жкi} = v_{жк172} \left(\frac{D_{с172}}{D_{сi}} \right)^2 \quad (2.60)$$

где $v_{жкi}$ — скорость бурения скважины диаметром $D_{сi}$; $v_{жк172}$ — скорость бурения в железистых кварцитах скважины диаметром 172 мм.

Затраты на бурение 1 м скважины можно рассчитать по формуле:

$$З_{Бi} = \frac{\mathcal{E}_Б}{v_{жкi}}, \quad (2.61)$$

Приведенные в табл. 2.4 диаметры скважин D_c взяты из параметрического ряда долот, применяемых при бурении скважин станком Д25KS.

Согласно (3.1), составляющая себестоимости бурения (C_B , долл./м³) в пересчете на 1 м³ отбитой горной массы равна:

$$C_B = \frac{3_B}{av} \quad (\text{долл./ м}^3), \quad (2.62)$$

где av — сетка скважин, $\text{м} \times \text{м}$, которую можно рассчитать по формуле:

$$av = \frac{\pi D_K^2 \rho}{6q}, \quad (2.63)$$

где D_K — диаметр котловой, заряжаемой полости, получаемой при расширении скважины с пионерным диаметром D_C при скорости подъема горелки в процессе термического расширения скважин равной v , м/с ; ρ — плотность ВВ, кг/м^3 ; q — удельный расход ВВ (для ЛГОКа $q = 1,1 \text{ кг/м}^3$, при плотности ВВ равной $\rho = 1200 \text{ кг/м}^3$).

С учетом приведенных данных для ЛГОКа согласно (2.63) имеем:

$$av = 571,2 D_K^2. \quad (2.64)$$

Расчет по формулам (2.60) и (2.61) приведен в табл. 2.4

Табл. 2.4

$D_C, \text{м}$	$v_{жк}, \text{м/ч}$	$3_B, \text{долл./м}$
0,130	22,69 ($6,3 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	4,238
0,140	19,56 м/ч ($5,43 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	4,917
0,149	17,27 м/ч ($4,8 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	5,563
0,159	15,166 м/ч ($4,21 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	6,342
0,172	12,96 м/ч ($3,6 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	7,416
0,190	10,62 м/ч ($2,95 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	9,051
0,200	9,585 м/ч ($2,66 \times 10^{-3} \text{ м/с}$)	10,038

Диаметр котловой полости, получаемый при термическом расширении скважин с пионерным диаметров D_C , можно рассчитать по формуле:

$$D_{Ci} = \sqrt{\frac{V_{O1} 4G_i C_O}{\pi \alpha_{pi} \left(\frac{\theta}{T_p} - 1 \right)} + D_{Ci}^2}, \quad (2.65)$$

где V_{O1} — удельная объемная скорость термического разрушения породы (объем разрушенной термическим способом породы при расширении скважин в пересчете на 1 кг сожженного горючего), $\text{м}^3 / \text{кг}$ (для ЛГОКа $V_{O1} = 8 \times 10^{-3} \text{ м}^3 / \text{кг}$); G_i — расход горючего горелкой (кг/с), предназначенной для расширения скважины с пионерным диаметром скважины D_{Ci} , м ; α_{pi} — приведенный коэффициент теплоотдачи, $\text{Дж} / (\text{м}^2 \text{ с } ^\circ\text{C})$, зависящий от скорости подъема горелки при расширении скважин (для ЛГОКа $\alpha_{pi} = 980; 1220; 1560; 2160; 3240 \text{ Дж} / (\text{м}^2 \text{ с } ^\circ\text{C})$ соответственно при скорости подъема горелки $v_p = 4; 6; 8; 10; 12 \text{ м/ч}$); θ — температура теплоносителя, $\theta = 1440 \text{ } ^\circ\text{C}$;

T_p — температура поверхности породы в момент ее термического разрушения, °С, для железистых кварцитов ЛГОКа $T_p = 226С$.

Рассчитанные значения C_b и D_{ki} согласно (2.61) и (2.64) в зависимости от скорости подъема горелки снизу-вверх (v_n , м / ч) для различных D_{ci} и соответствующих им G_i будут представлены ниже в табл. 2.6.

4.2. Расчет составляющей себестоимости термического расширения скважин

Затраты на термическое расширение 1 м скважины, приведенные ко всей ее высоте (Z_T), можно рассчитать по формуле:

$$Z_T = \frac{H_K}{H_C} Z_{TK}, \text{ долл. / м}, \quad (2.66)$$

где H_K — высота котловой, заряжаемой полости скважины, м; $H_K = \frac{2}{3} H_V$; H_C — высота скважины с учетом перебура, м; при высоте уступа $H_U = 15$ м и высоте перебура 1 м (такова высота перебура при применении термического расширения скважин) $H_C = 16$ м.

Для приведенных выше значений $H_K/H_C = 0,625$. Для термического расширения скважин предлагаются огневые станки, разработанные совместно Московским государственным горным университетом (МГГУ) и канадской фирмой ROCMEC INTERNATIONAL INC. Затраты на термическое расширение 1 м котловой полости можно рассчитать по формуле:

$$Z_{TK} = \frac{\mathcal{E}_{TK}}{v_n}, \quad (2.67)$$

где v_n — скорость подъема горелки при термическом расширении скважин, м / ч; \mathcal{E}_{TK} — стоимость машиночаса работы станка для термического расширения скважин, по данным изготовителя этих станков — канадской фирмы ROCMEC INTER-NATIONAL INC величина \mathcal{E}_{TK} без учета рабочей силы при расходе горючего 68 кг / ч (такое количество горючего расходуется при расширении этими станками в Канаде скважин с пионерным диаметром $D_{li} = 0,165$ м) составляет $\mathcal{E}_{TK} = 95,753$ долл. / ч; принимая во внимание, что зарплата машиниста огневого станка в России составляет 2,5 долл. / ч, окончательная величина на \mathcal{E}_{TK} для условий России будет:

$$\mathcal{E}_{TK} = 95,753 \frac{G_i}{G_{165}} + 2,5, \quad (2.68)$$

где G_i — расход горючего в горелке при расширении скважин с пионерным диаметром D_{ci} , кг / ч; G_{165} — расход горючего в горелке при расширении скважин диаметром $D_C = 0,165$ м; $G_{165} = 68$ кг / ч.

Значения величин \mathcal{E}_{TK} , а также Z_{TK} и Z_T , в зависимости от скорости подъема горелки при расширении пионерных скважин различного диаметра D_{ci} ,

определенные соответственно по формулам (3.16), (3.15) и (3.14), приведенные в табл. 2.5. Составляющую себестоимости термического расширения скважин (СТ, долл. / м³) на 1 м³ отбитой горной массы можно определить по формуле:

$$СТ = \frac{З_T}{ав}, \text{ или с учетом} \quad (2.64)$$

$$СТ = \frac{З_T}{571,2 D_K^2}. \quad (2.69)$$

Значение составляющей себестоимости, обусловленной термическим расширением скважин (СТ) в пересчете на 1 м³ отбитой горной массы, будут приведены в табл. 2.5.

Табл.2.5

$\frac{D_K, \text{ м}}{G, \text{ м}^3/\text{ч}}$	Э _{ТК} , долл./ ч	Скорость подъема горелки при расширении скважин, v _п , м/ч				
		4	6	8	10	12
$\frac{0,130}{42,309}$	62,077	$\frac{15,519}{9,7}$	$\frac{10,346}{6,466}$	$\frac{7,76}{4,85}$	$\frac{6,2077}{3,88}$	$\frac{5,173}{3,233}$
$\frac{0,140}{50,037}$	72,952	$\frac{18,238}{11,399}$	$\frac{12,159}{7,559}$	$\frac{9,119}{5,699}$	$\frac{7,2952}{4,56}$	$\frac{6,079}{3,799}$
$\frac{0,149}{55,543}$	80,705	$\frac{20,176}{12,61}$	$\frac{13,451}{8,407}$	$\frac{10,088}{6,305}$	$\frac{8,0705}{5,044}$	$\frac{6,725}{4,203}$
$\frac{0,159}{64,634}$	91,005	$\frac{22,751}{14,219}$	$\frac{15,167}{9,48}$	$\frac{11,376}{7,11}$	$\frac{9,1005}{5,688}$	$\frac{7,584}{4,74}$
$\frac{0,172}{73,896}$	106,54 6	$\frac{26,636}{16,648}$	$\frac{17,758}{11,098}$	$\frac{13,318}{8,324}$	$\frac{10,6546}{6,659}$	$\frac{8,879}{5,549}$
$\frac{0,190}{93,420}$	134,03 5	$\frac{33,509}{20,943}$	$\frac{22,339}{13,962}$	$\frac{16,754}{10,471}$	$\frac{13,4035}{8,377}$	$\frac{11,169}{6,98}$
$\frac{0,200}{107,83}$	154,32 5	$\frac{38,581}{24,113}$	$\frac{25,721}{16,075}$	$\frac{19,29}{12,057}$	$\frac{15,4325}{9,645}$	$\frac{12,86}{8,038}$

Примечание. В числителе — затраты на расширение 1 м котловой полости, З_{ТК}, долл. / м; в знаменателе — затраты на термическое расширение 1 м скважины, приведенные ко всей ее высоте, З_{ТК}, долл. / м.

4.3. Расчет составляющей себестоимости зарядания скважин

Составляющая себестоимости зарядания скважин складывается из двух частей: первая обусловлена собственно заряданием скважин, вторая — переездом зарядной машины от скважины к скважине.

Время на зарядание одной скважины с диаметром котловой, заряжаемой части D_k , можно определить по формуле:

$$\tau_{31} = \frac{\pi D_k^2 H_c}{6v_3}, \quad (2.70)$$

где H_c — высота скважины, м; v_3 — объемная скорость зарядания водо-содержащим или эмульсионным ВВ, $v_3 = 3 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Затраты на зарядание 1-й скважины с диаметром котловой полости (ДК) будут:

$$З_{31} = \frac{\pi D_k^2 H_c C_3}{6v_3}, \quad (2.71)$$

где ЭЗ — стоимость машиночаса работы зарядной машины, $\text{ЭЗ} = 57,9 \text{ долл./ч}$.

Себестоимость зарядания скважин в пересчете на 1 м^3 отбитой горной массы можно рассчитать по формуле:

$$C_{33} = \frac{\pi D_k^2 H_c C_3}{6v_3 a \alpha H_c}, \text{ или с учетом (3.12)}$$

$$C_{33} = \frac{\pi \text{Э}_3}{3427,2 v_3}. \quad (2.72)$$

Вторая часть составляющей себестоимости зарядания скважин, обусловленная переездами зарядной машины, зависит от количества скважин (N) и количества переездов от скважины к скважине (n); $n = N - 1$.

Время на один переезд от скважины к скважине равно:

$$\tau_{N1} = \frac{\alpha}{v_d}, \quad (2.73)$$

где α — расстояние между скважинами, м; v_d — скорость движения зарядной машины на уступе с учетом вспомогательных операций, $v_d = 103 \text{ м/ч}$.

Если принять, что сетка скважин квадратная, то количество скважин (N) на обуриваемом блоке объемом (V_B) будет равно:

$$N = \frac{V_B}{a^2 H_D}, \quad (2.74)$$

где H_D — высота уступа карьера, м.

С учетом этого общее время на все переезды зарядной машины на заряжаемом блоке будет равно

$$\tau_N = \frac{a}{v_D} (N - 1) = \frac{1}{v_D} \left(\frac{V_B}{aH_y} - a \right), \quad (2.75)$$

а себестоимость зарядания, обусловленную переездами, и отнесенную к 1 м^3 отбитой горной массы, можно рассчитать по формуле:

$$C_{3П} = \frac{\tau_N \mathcal{E}_3}{V_B} = \frac{\mathcal{E}_3}{v_D} \left(\frac{1}{aH_y} - \frac{a}{V_B} \right), \text{ или с учетом (3.12)}$$

$$C_{3П} = \frac{\mathcal{E}_3}{v_D} \left(\frac{1}{24D_K H_y} - \frac{24D_K}{V_B} \right). \quad (2.76)$$

Таким образом, общая составляющая себестоимости зарядания скважин в пересчете на 1 м^3 отбитой горной массы в зависимости от ДК согласно (3.20) и (2.76) будет равна:

$$C_3 = C_{3З} + C_{3П} = \frac{\pi \mathcal{E}_3}{3427,2 v_3} + \frac{\mathcal{E}_3}{v_D} \left(\frac{1}{24D_K H_y} - \frac{24D_K}{V_B} \right), \quad (2.77)$$

Произведем оценку величины C_3 при следующих условиях: $\mathcal{E}_3 = 57,9$ долл. / ч; $v_3 = 3 \text{ м}^3/\text{ч}$; $v_D = 103 \text{ м}/\text{ч}$; $H_y = 15 \text{ м}$; $V_B = 3 \times 10^4 \text{ м}^3$ для различных значений D_K , получаемых на ЛГОКе при расширении скважин с пионерным диаметром от $D_c = 0,13 \text{ м}$ до $D_c = 0,2 \text{ м}$ при скорости подъема горелки при расширении этих скважин от $v_n = 4 \text{ м}/\text{ч}$ до $v_n = 12 \text{ м}/\text{ч}$.

Как видно из таблицы 2.6., диаметры котловых полостей, получаемых в указанных диапазонах D_c и v_n , изменяются от $D_K = 0,213 \text{ м}$ до $D_K = 0,514 \text{ м}$.

Расчеты по формуле (2.76) показывают, что при указанных численных значениях величин, входящих в эту формулу, значение C_3 изменяются в пределах от $0,018267$ долл. / м^3 до $0,01758$ долл. / м^3 при изменении D_K от $0,213 \text{ м}$ до $0,514 \text{ м}$, т. е. составляющая себестоимости зарядания скважин практически не зависит от диаметра котловых расширений. С учетом этого примем величину C_3 постоянной и равной $C_3 = 0,01$ долл. / м^3 .

4.4. Расчет составляющей себестоимости отбойки железистых кварцитов, обусловленной расходом средств взрывания

Затраты на средства взрывания можно определить исходя из следующих очевидных фактов: количество скважин (N), а соответственно и количество боевиков (B) на отбойку породы в объеме взрываемого блока (V_B , m^3) при квадратной сетке скважин (a^2) равно:

$$N = B = \frac{V_B}{a^2 H_C} \quad (2.78)$$

Длина детонирующего шнура (ЛДШ, м) на коммутацию взрывной сети на блоке объемом (V_B , m^3) будет равна:

$$L_{ДШ} = (H_C + a) N + a\sqrt{N} \quad (2.79)$$

Количество замедлителей на блоке (КЗ):

$$KЗ = \sqrt{N} \quad (2.80)$$

С учетом (2.77) и (2.79) затраты на средства взрывания породы в объеме блока (V_B , m^3) будут равны:

$$ЗСВ = C_B \frac{V_B}{a^2 H_C} + C_{ДШ} \left[\frac{(H_C + a)V_B}{a^2 H_C} + \sqrt{\frac{V_B}{H_C}} \right] + C_3 \frac{1}{a} \sqrt{\frac{V_B}{H_C}} \quad (2.81)$$

где C_B — стоимость одного боевика, $C_B = 2,6$ долл.; $C_{ДШ}$ — стоимость 1 м детонирующего шнура, $C_{ДШ} = 0,28$ долл. / м; C_3 — стоимость одного замедлителя, $C_3 = 1$ долл.

Разделив выражение (2.80) почленно на объем блока (V_B , m^3) и подставляя (согласно выражения (2.63)) $a^2 = 571,2 D_K^2$, получим составляющую себестоимости средств взрывания, отнесенную к 1 m^3 отбитой руды:

$$\begin{aligned} ССВ = & \frac{C_B}{571,2 D_K^2 H_C} + C_{ДШ} \left[\frac{H_C + D_K \sqrt{571,2}}{571,2 D_K^2 H_C} + \sqrt{\frac{1}{V_B H_C}} \right] + \\ & + \frac{C_3}{D_K} \sqrt{\frac{1}{571,2 V_B H_C}} \end{aligned} \quad (2.82)$$

При указанных выше ценах на средства взрывания, а также при $H_C = 16$ м и $V_B = 3 \times 104 m^3$, составляющая себестоимости, обусловленная расходом средств взрывания в зависимости от диаметра пионерных скважин (D_C , м), скорости подъема горелки при расширении скважин (v_n , м/ч) и образующегося при этом диаметре котловой полости (D_K), приведена в табл. 2.6.

Табл. 2.6

$\frac{D_{с.м}}{G_r, м/ч}$	$D_K, м$ $C,$ долл/м ³	Скорость подъема горелки при расширении скважин, $v_p,$ м/ч				
		4	6	8	10	12
$\frac{0,130}{42,309}$	D_K	0,334	0,305	0,275	0,245	0,213
	C_B	0,0665	0,0798	0,0981	0,1236	0,1635
	C	0,15223	0,12169	0,11228	0,11316	0,12475
	C_{CB}	0,00972	0,01133	0,01354	0,01654	0,021198
	$C_3 +$	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867
	C_{BB}	0,81515	0,79952	0,81062	0,84	0,89615
	C_{OT}					
$\frac{0,140}{50,037}$	D_K	0,360	0,328	0,296	0,263	0,230
	C_B	0,0664	0,08	0,0982	0,1244	0,1627
	C	0,15398	0,12366	0,11387	0,11541	0,12573
	C_{CB}	0,00858	0,01002	0,01192	0,01462	0,01849
	$C_3 +$	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867
	C_{BB}	0,81566	0,80038	0,81069	0,84113	0,89362
	C_{OT}					
$\frac{0,149}{55,543}$	D_K	0,383	0,350	0,315	0,280	0,245
	C_B	0,0664	0,0795	0,0982	0,1242	0,1623
	C	0,15049	0,12015	0,11125	0,11263	0,12258
	C_{CB}	0,00775	0,00898	0,01073	0,01311	0,01654
	$C_3 +$	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867
	C_{BB}	0,81134	0,79533	0,80688	0,83664	0,88812
	C_{OT}					
$\frac{0,159}{64,637}$	D_K	0,409	0,373	0,336	0,299	0,261
	C_B	0,0664	0,0798	0,0983	0,1242	0,163
	C	0,14881	0,11929	0,11255	0,11138	0,12182
	C_{CB}	0,00697	0,00809	0,00962	0,1172	0,01481
	$C_3 +$	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867	0,5867
	C_{BB}	0,80888	0,79388	0,80717	0,834	0,88633
	C_{OT}					

4.5. Расчет составляющей себестоимости отбойки железистых кварцитов, обусловленной расходом взрывчатых веществ

Удельный расход ВВ независимо от диаметра котловых полостей (D_k , м) должен быть строго выдержан для каждого ГОКа.

Для ЛГОКа $q = 1,1$ кг/м³.

Цена водосодержащих ВВ, применяемых на ЛГОКе, равна $C_{ВВ} = 0,517$ долл. / кг. С учетом этого составляющая себестоимости отбойки железистых кварцитов на ЛГОКе, обусловленная расходом ВВ, будет равна

$$C_{ВВ} = q C_{ВВ} = 1,1 \times 0,517 = 0,5687 \text{ долл. / м}^3. \quad (2.83)$$

Численные значения величин C_b , C_T , C_z , C_{CB} , $C_{ВВ}$, рассчитанных соответственно по формулам (2.62), (2.69), (2.77), (2.82) и (2.82), и полная себестоимость буровзрывных работ ($C_{от}$) в зависимости от пионерного диаметра скважин (D_c , м) и скорости подъема горелки (v_n , м / ч) при термическом их расширении приведены в табл. 2.5 для Лебединского ГОКа.

Анализ сведений, приведенных в табл. 2.5 позволяет определить оптимальные значения диаметров буровых коронок погруженных пневмодарников и оптимальное значение скорости подъема горелки снизу-вверх при термическом расширении пионерных скважин при комбинированной технологии обурирования уступов на карьерах. Критерием оптимальности является минимальная себестоимость. Так для ЛГОКа оптимальный диаметр пионерных скважин равен 160–170 мм, а оптимальная скорость подъема при термическом расширении этих скважин равна 6–7 м / ч.

Наглядно это можно проиллюстрировать с помощью графиков на рис. 2.21, по которым видно, что минимальная себестоимость отбойки железистых кварцитов на ЛГОКе при применении комбинированной технологии обурирования уступов на карьере соответствует вышеприведенным цифрам.

При всех других рассмотренных значениях D_c и v_n себестоимость отбойки железистых кварцитов на ЛГОКе соответствует случаю, когда она будет характеризоваться значениями расположенными в диапазоне между кривыми 1 и 2 на рис. 2.21.

При этом следует отметить, что минимизация себестоимости отбойки горной массы достигается только за счет оптимизации пионерного диаметра и скорости подъема горелки при термическом расширении, т. е. за счет слагающих себестоимости, обусловленных бурением и расширением скважин.

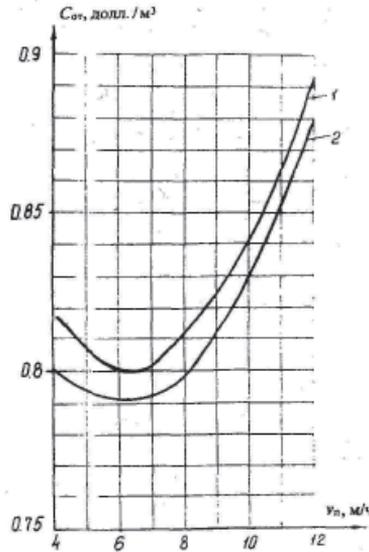


Рис. 2.21. Зависимость себестоимости отбойки железистых кварцитов Лебединского ГОКа ($C_{от}$) от скорости подъема горелки (v_n) при термическом расширении скважин с различным пионерным диаметром (D_c):

1 – для $D_c = 0,130-0,200$ м,

2 – для $D_c = 0,159-0,172$ м

Как видно из табл. 2.6., минимальная составляющая бурения и термического расширения при оптимальных параметрах этих процессов предлагаемой технологии составляет 0,198 долл. / м³, в то время как в настоящее время на ЛГОКе эта составляющая равна 0,364 долл. / м³. Таким образом, предлагаемая технология обурирования уступов на ЛГОКе в 1,838 раза дешевле существующей.

ГЛАВА 5

Обоснование оптимальных размеров котлов многокотловых скважинных зарядов

Промышленными испытаниями доказано, что при многокотловой зарядной полости, формируемой при термическом расширении пионерных скважин, коэффициент использования энергии взрыва выше, чем при колонковых зарядах, образующихся при зарядании скважин, пробуренных шарошечными станками. Однако вопрос оптимизации размеров каждой составляющей многокотлового заряда до сих пор не решен.

Для решения этой задачи рассмотрим один из составляющих котлов многокотлового заряда, который возможно сформировать с помощью станков для термического расширения скважин. Для этого рассмотрим обособленный котловой заряд длиной $2l_3$ и радиусом r_3 , (рис. 2.22) в цилиндрической системе координат, приняв за начало отсчета центр заряда на половине его высоты. В такой постановке задача является осесимметричной.

Если обозначить через W энергию заряда, то энергоемкость единицы длины заряда (f , Дж / м) можно представить следующим образом:

$$f = \begin{cases} \frac{W}{2l_3} & \text{при } |Z| \leq l_3 \\ 0 & \text{при } |Z| > l_3 \end{cases} \quad (2.84)$$

Рассмотрим действие обособленного котлового заряда в безграничной среде. Для этого выделим в нем элементарный участок высотой dZ и будем рассматривать этот участок как точечный заряд по отношению к безграничной среде. Такое допущение вполне корректно, так как радиус заряда примерно в 40–50 раз меньше расстояния между скважинами.

Известно, что энергия взрывной волны убывает пропорционально квадрату расстояния. С учетом этого можно записать

$$dJ = \frac{f dZ}{4\pi\rho^2}, \quad (2.85)$$

где dJ — плотность потока энергии взрыва (Дж / м²) элементарного заряда в произвольной точке A с координатами r и Z на расстоянии радиуса вектора ρ (м) от него (см. рис. 2.22). Величина $4\pi\rho^2$ есть площадь сферы радиусом ρ .

Плотность потока энергии можно разложить на две составляющие: радиальную dJ_R и dJ_Z осевую. Азимутальная составляющая в осесимметричной постановке задачи равна нулю. При этом можно записать, что:

$$dJ = \sqrt{dJ_r^2 + dJ_z^2}, \quad (2.86)$$

т. К. плотность потока энергии есть векторная величина.

В соответствии с рис. 2.22 и выражением (4.2) составляющие плотности потока энергии будут равны:

$$dJ_r = dJ \sin \varphi = \frac{f dZ}{4\pi \rho^2} \sin \varphi,$$

$$dJ_z = dJ \cos \varphi = \frac{f dZ}{4\pi \rho^2} \cos \varphi. \quad (2.87)$$

В цилиндрических координатах радиальная и осевая составляющие плотности потока энергии взрыва будут равны:

$$J_r = \int_{-l_3}^{+l_3} dJ_R = \frac{f}{4\pi r} \left[\frac{l_3 + Z}{\sqrt{r^2 + (l_3 + Z)^2}} + \frac{l_3 - Z}{\sqrt{r^2 + (l_3 - Z)^2}} \right], \quad (2.88)$$

$$J_z = \int_{-l_3}^{+l_3} dJ_Z = \frac{f}{4\pi} \left[\frac{1}{\sqrt{r^2 + (l_3 - Z)^2}} - \frac{1}{\sqrt{r^2 + (l_3 + Z)^2}} \right]. \quad (2.89)$$

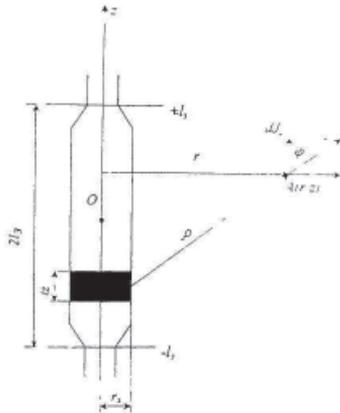


Рис. 2.22 Модель обособленного котла многокотлового скважинного заряда

Энергоемкость единицы длины заряда (f) связана с плотностью потока энергии (J_0) на его поверхности соотношением:

$$f = 2\pi r_3 J_0, \quad (2.90)$$

С учетом (2.90) выражения (2.88) и (2.89) примут вид:

$$J_r = J_0 \frac{r_3}{2r} \left[\frac{l_3 + Z}{\sqrt{r^2 + (l_3 + Z)^2}} + \frac{l_3 - Z}{\sqrt{r^2 + (l_3 - Z)^2}} \right], \quad (2.91)$$

$$J_z = J_0 \frac{r_3}{2} \left[\frac{1}{\sqrt{r^2 + (l_3 - Z)^2}} - \frac{1}{\sqrt{r^2 + (l_3 + Z)^2}} \right]. \quad (2.92)$$

Представим выражения (2.91) и (2.92) в безразмерном (приведенном) виде, разделив для этого левые их части на J_0 , а линейные размеры, стоящие в правой части, на l_3 . В результате получим:

$$\bar{J}_r = \frac{\bar{r}_3}{2r} \left[\frac{1 + \bar{Z}}{\sqrt{\bar{r}^2 + (l_3 + \bar{Z})^2}} + \frac{1 - \bar{Z}}{\sqrt{\bar{r}^2 + (l_3 - \bar{Z})^2}} \right], \quad (2.93)$$

$$\bar{J}_z = \frac{\bar{r}_3}{2} \left[\frac{1}{\sqrt{\bar{r}^2 + (l_3 - \bar{Z})^2}} - \frac{1}{\sqrt{\bar{r}^2 + (l_3 + \bar{Z})^2}} \right], \quad (2.94)$$

где $\bar{J}_r = \frac{J_r}{J_0}$ и $\bar{J}_z = \frac{J_z}{J_0}$ — приведенные плотности потоков энергии по соответствующим координатам; $\bar{r} = \frac{r}{l_3}$ и $\bar{Z} = \frac{Z}{l_3}$ — приведенные координаты; $\bar{r}_3 = \frac{r_3}{l_3}$ — приведенный радиус заряда.

С учетом (2.86), а также (2.93) и (2.94) полная приведенная плотность потока энергии взрыва в любой точке массива с безразмерными координатами \bar{r} и \bar{Z} будет равна:

$$\bar{J} = \sqrt{\bar{J}_r^2 + \bar{J}_z^2} = \frac{\bar{r}_3}{\sqrt{2r}} \sqrt{1 + \frac{1 - \bar{Z}^2 - \bar{r}^2}{\sqrt{[\bar{r}^2 + (1 - \bar{Z})^2][\bar{r}^2 + (1 + \bar{Z})^2]}}}. \quad (2.95)$$

С небольшой степенью некорректности представим, что при взрыве заряда радиусом r^3 и высотой $2l_3$ изолинии плотностей потока энергии J_* вокруг него будут иметь форму эллипсоида вращения с малой полуосью равной r_* и с большой полуосью равной Z_* .

Уравнение для определения безразмерного значения малой полуоси эллипсоида (r_*) можно получить из (2.93), положив в нем $Z = 0$.

$$\bar{r}_* = \sqrt{\sqrt{\left(\frac{\bar{r}_3}{J_*}\right)^2} + \frac{1}{4} - \frac{1}{2}}, \quad (2.96)$$

где \bar{J}_* — безразмерная плотность потока энергии на эквиэнергетической поверхности (это геометрическое место точек с одинаковой плотностью потока энергии), $\bar{J}_* = \frac{\sigma_C}{P}$; σ_C — сжимающее напряжение в произвольной точке,

Па; Р — давление сжатия на поверхности скважины в моменты взрыва заряда, Па.

Уравнение для определения безразмерного значения большой полуоси эллипсоида (Z_*) можно получить из (2.94), положив в нем $\bar{r} = 0$.

Тогда:

$$\bar{Z}_* = \sqrt{\frac{\bar{r}_3}{\bar{r}_*} + 1}. \quad (2.97)$$

Уравнение эллипсоида эквиэнергетической поверхности в безразмерных координатах имеет вид:

$$\frac{\bar{r}^2}{\bar{r}_*^2} + \frac{\bar{Z}^2}{\bar{Z}_*^2} = 1, \quad (2.98)$$

а его объем равен:

$$V_* = \frac{4}{3} \pi r_*^2 Z_* = \frac{2}{3} \frac{V_3}{\bar{r}_3^2} \sqrt{1 + \frac{\bar{r}_3}{J_*} \left[\sqrt{\left(\frac{\bar{r}_3}{J_*}\right)^2 + \frac{1}{4} - \frac{1}{2}} \right]}, \quad (2.99)$$

или:

$$V_* = \frac{V_*}{V_3} = \frac{2}{3} \bar{r}_3^{-2} \sqrt{1 + \frac{\bar{r}_3}{J_*} \left[\sqrt{\left(\frac{\bar{r}_3}{J_*}\right)^2 + \frac{1}{4} - \frac{1}{2}} \right]}, \quad (2.100)$$

где V_3 — объем заряда одного котла, м.

$$V_3 = \pi r_3^2 2l_3 = 2\pi \bar{r}_3^2 l_3^3. \quad (2.101)$$

Очевидно, что радиус действия заряда (R) максимален в экваториальной плоскости.

Его можно определить из (2.96):

$$R = \bar{r}_* l_3 = l_3 \sqrt{\left(\frac{\bar{r}_3}{J_*}\right)^2 + \frac{1}{4} - \frac{1}{2}}. \quad (2.102)$$

Из (2.101) имеем:

$$l_3 = \sqrt[3]{\frac{V_3}{2\pi \bar{r}_3^2}}. \quad (2.103)$$

Подставляя (2.103) в (2.102) получим:

$$R = \left(\frac{V_3}{2\pi}\right)^{1/3} \bar{r}_3^{-2/3} \sqrt{\left(\frac{\bar{r}_3}{J_*}\right)^2 + \frac{1}{4} - \frac{1}{2}}. \quad (2.104)$$

Если обозначить N — количество котлов в гирлянде многокотлового скважинного заряда, а через V_1 — отбиваемый объем массива, приходящийся на долю одного котлового заряда, то общий объем отбиваемого массива (V), приходящийся на один многокотловой скважинный заряд будет $V = NV_1 = \pi R^2 H$ откуда:

$$V_1 = \frac{\pi R^2 H}{N}, \quad (2.105)$$

где H — высота заряжаемой части скважины, м.
Подставляя (2.104) в (2.105) получим:

$$V_1 = \frac{\pi H}{N} \left(\frac{V_3}{2\pi} \right)^{2/3} \bar{r}_3^{-4/3} \left(\sqrt{\left[\left(\frac{\bar{r}_3}{\bar{J}_*} \right)^2 + \frac{1}{4} \right]} - \frac{1}{2} \right).$$

$$A = \frac{\pi H}{N} \left(\frac{V_3}{2\pi} \right)^{2/3},$$

Обозначив
получим

$$V_1 = A \bar{r}_3^{-4/3} \left(\sqrt{\left[\left(\frac{\bar{r}_3}{\bar{J}_*} \right)^2 + \frac{1}{4} \right]} - \frac{1}{2} \right). \quad (2.106)$$

Для оценки наличия максимума или минимума величины V_1 , в зависимости от r_3 , необходимо взять производную $\frac{\partial V_1}{\partial r_3}$ в уравнении (2.106) и приравнять ее нулю. В результате получим:

$$-\frac{4}{3} \frac{\bar{J}_*^2}{\bar{r}_3^2} \left(\sqrt{\left[\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4} \right]} - \frac{1}{2} \right) + \frac{1}{\sqrt{\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4}}} = 0.$$

Последнее выражение можно преобразовать к виду:

$$-\frac{4}{3} \left(\sqrt{\left[\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4} \right]} - \frac{1}{2} \right) + \frac{\left[\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4} \right] - \frac{1}{2}}{\sqrt{\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4}}} = 0. \quad (2.107)$$

Обозначив $\sqrt{\frac{\bar{r}_3^2}{\bar{J}_*^2} + \frac{1}{4}} = X$, выражение (2.107) примет вид:

$$-\frac{4}{3}\left(X - \frac{1}{2}\right) + \frac{X^2 - \frac{1}{2}}{X} = 0, \quad (2.108)$$

или $X^2 - 2X + \frac{3}{4} = 0.$

Откуда: $X_{1,2} = \frac{2 \pm \sqrt{4 - 4 \cdot \frac{3}{4}}}{2} = \frac{2 \pm 1}{2}, X_1 = 3/2; X_2 = 1/2.$

С учетом предыдущих обозначений имеем:
с одной стороны:

$$\frac{2}{3} = \sqrt{\frac{\bar{r}_3^2}{J_*^2} + \frac{1}{4}} \quad \text{откуда} \quad \bar{r}_3 = \sqrt{2J_*}, \quad (2.109)$$

с другой стороны:

$$\frac{1}{2} = \sqrt{\frac{\bar{r}_3^2}{J_*^2} + \frac{1}{4}} \quad \text{откуда} \quad \bar{r}_3 = 0. \quad (2.110)$$

Естественно, второе значение r_3 не имеет смысла.
Следовательно,

$$\bar{r}_3 = \frac{r_3}{l_3} = \sqrt{2} \frac{[\sigma_c]}{P}, \quad (2.111)$$

где $\frac{[\sigma_c]}{P} = \bar{J}_*$ — безразмерная плотность потока энергии на эквивалентной поверхности, где сжимающие напряжения достигают предела прочности породы на сжатие $[\sigma_c]$, Па.

Выражение (2.111) удобнее представить в виде:

$$\frac{d_3}{2l_3} = \frac{2r_3}{2l_3} = \sqrt{2} \frac{[\sigma_c]}{P}, \quad (2.112)$$

где d_3 — диаметр котлового заряда, м.

Рассмотрим практические рекомендации, вытекающие из выражения (2.112) применительно, например, к условиям Михайловского горно-обогажительного комбината (МГОК), где разрабатываются железистые кварциты

(предел прочности их на сжатие равен $[\sigma_c] = 200$ Мпа), а в качестве взрывчатки применяется граммонит 79/21 (его плотность $\gamma = 0,83 \times 10^3$ кг/м³, скорость детонации $V_d = 3,6 \times 10^3$ м/с).

Давление на стенки зарядной полости (P) при взрыве граммонита 79/21 можно рассчитать по формуле:

$$P = \frac{\gamma V_d^2}{8} = \frac{0,83 \cdot 10^3 (3,6 \cdot 10^3)^2}{8} = 1,34 \cdot 10^9, \text{ Па} \quad (2.113)$$

С учетом (2.113) и согласно (2.112) имеем для условий МГОКа:

$$\frac{2r_3}{2l_3} = \frac{d_3}{2l_3} = \frac{\sqrt{2}[\sigma_2]}{P} = \frac{\sqrt{2} \cdot 2 \cdot 10^8}{1,34 \cdot 10^9} = 0,211. \quad (2.114)$$

В настоящее время на МГОКе применяется комбинированная технология обуривания уступов на карьерах: бурение пионерных скважин диаметром 250 мм (шарошечными станками СБШ-250МН) по сетке 8×10 м и последующее их расширение в заряжаемой части до диаметра $d_3 = 490$ мм огневыми станками СТСП-500.

Согласно (2.114), применительно к условиям МГОКа, оптимальная высота отдельно взятой котловой полости будет равна:

$$2l_3 = \frac{d_3}{0,211} = \frac{0,49}{0,211} = 2,32, \text{ м}. \quad (2.115)$$

Если обозначить высоту уступа карьера через (Н_у) и принять во внимание, что при применении огневых станков для формирования котловых полостей высоту переруба в пионерных скважинах (Н_п) делают примерно равной Н_п = 0,75 м и, учитывая, что заряжают 2/3 высоты скважины, можно записать:

$$\frac{2}{3}(H_y + H_n) = N2l_3 + (N-1)\frac{2l_3}{2}, \quad (2.116)$$

где левая часть уравнения представляет высоту заряжаемой части скважины, м; $N2l_3$ — суммарная высота котловых полостей, м.; $(N-1)\frac{2l_3}{2}$ — суммарная высота нерасширенных перешейков между отдельными котловыми полостями, м.; N — количество котловых полостей по высоте заряжаемой части скважины; $(N-1)$ — количество нерасширенных перешейков между отдельными котловыми полостями; $\frac{2l_3}{2}$ — высота одного нерасширенного перешейка, равна половине высоты отдельной котловой полости, м.

Согласно (2.116) при $HУ = 15$ м, $H_n = 0,75$ м, $2l_3 = 2,32$ м для условий МГОКа, где $d_3 = 0,49$ м, количество котловых полостей должно быть равно 3,35 штуки. Практически в данном случае необходимо создавать огневыми станками по высоте заряжаемой части скважины или три котловых полости каждая высотой несколько больше расчетной величины, равной 2,32 м, или четыре высотой каждая несколько меньше 2,32 м.

В любом случае, при взрыве скважинного заряда, сосредоточенного в нескольких котловых полостях и нескольких нерасширяемых перешейках по высоте скважины, будет иметь место суперпозиция взрывных волн сжатия, возникающих от смежных котловых зарядов. В местах наложения волн сжатия от смежных котловых зарядов в разрушаемом массиве пород возникнут сдвиговые напряжения. Они будут способствовать как взрывному разрушению массива так и, что более важно, разупрочнению межзерновых связей в отбиваемой руде. Руда, взорванная такими многокотловыми скважинными зарядами, будет разупрочнена в большей степени, чем при отбойке однокотловыми зарядами и в еще большей степени по сравнению с отбойкой руды скважными зарядами без термического расширения скважин.

ГЛАВА 6

Технология механизма термического расширения взрывных скважин

6.1. Варианты технологических схем расширения взрывных скважин термическим способом

Технологические схемы разбуривания термическим способом предварительно пробуренных шарошечными станками взрывных скважин базируются, прежде всего, на их механизме действия, учитывающим свойства пород и состояние обуриваемого массива, а также определяющим тип применяемого оборудования. Результаты исследований влияния форм скважин на качественные и количественные характеристики взрывного разрушения рудного массива показали, что чем больше конфигурация заряда отличается от цилиндрической формы, тем больший КПД взрыва, тем лучше качество дробления пород. Это условие обеспечивается при образовании котловых полостей в нижней части скважины.

При взрывании скважин с котловыми полостями имеет место существенное повышение площадей контакта взрывчатого материала со стенками скважин, обеспечивающих более эффективное разрушение за счет сдвиговых напряжений по сравнению с вариантом взрывания скважин без котловых расширений. При этом следует иметь в виду, что предел прочности скальных пород на сдвиг примерно в 10 раз меньше, чем предел прочности на сжатие. Это значит, что энергоемкость взрывного разрушения скальных пород, обусловленного сдвиговыми напряжениями, примерно в 100 раз меньше энергоемкости разрушения сжимающими напряжениями (энергоемкость разрушения пропорциональна квадрату предела прочности). Образование котловых полостей в скважинах, пробуренных шарошечными станками, может осуществляться путем движений воздушно-огнеструйных инструментов в скважине как «сверху–вниз», так и «снизу–вверх». В первом варианте совмещаются две технологические операции: термическое разрушение стенок скважины при ее расширении и очистка от продуктов разрушения котловой полости. Однако, как показывает практика, диаметр котловой полости в нижней части скважины в этом варианте получается меньше, чем при движении термоинструмента «снизу–вверх». Это связано с тем, что при расширении скважин в режиме «сверху–вниз» термодинамические параметры высокотемпературной газовой струи при ее омывании уже расширенной верхней части скважины ниже, чем при режиме движения термоинструмента «снизу–вверх».

При движении огнеструйной горелки «снизу–вверх» максимально используется термодинамический потенциал отраженной высокотемпературной газовой струи, что обеспечивает более высокие значения удельного те-

плогового потока и градиента температур в разрушаемой породе. Это в свою очередь ведет к образованию вруба в призабойной зоне большего диаметра и резкому повышению скорости разбуривания взрывных скважин. Установлено, что при движении термоинструмента «снизу–вверх» при расширении скважин в железистых кварцитах рациональная скорость подъема штанги поддерживается в интервале 10–15 м/ч, а скорость ее вращения при этом составляет 18–30 об/мин. После окончания разбуривания скважины производят ее продувку с целью очистки от продуктов разрушения призабойной зоны.

Одним из преимуществ термического способа расширения взрывных скважин является возможность образовывать котловые расширения в любой части скважины. Диаметр котлового расширения по высоте скважины выбирается таким, чтобы получить как можно лучшую проработку нижней части взрываемого уступа, где линия наименьшего сопротивления максимальна. Сохранение постоянного диаметра котлового расширения по всей глубине скважины приводит к тому, что в верхней ее части количество взрывчатого вещества (ВВ) превышает норму, наблюдается переизмельчение горной массы, увеличиваются затраты на взрывные работы. От этих недостатков можно избавиться, если по первому ряду обуриваемого массива образовывать котловые расширения конической формы с максимальным диаметром в нижней части скважины. Такая форма обеспечивает равномерное распределение удельного заряда ВВ по высоте уступа, что намного улучшает показатели взрыва. Как показывают результаты исследований, получение конического котлового расширения возможно при равномерно-ускоренном движении инструмента в скважине. При этом установлено, что применительно к условиям разбуривания скважин в железистых кварцитах Михайловского ГОКа скорость подъема термоинструмента изменяется на величину 2 м / ч на 1 пог. м котловой полости, а минимальная скорость подъема, обеспечивающая получение диаметра до 500 мм, изменяется от 6,5 до 7,5 м / ч.

Результаты разбуривания котловых полостей при равномерно ускоренном движении термоинструмента в скважине:

Глубина скважины, м	10	11	12	13	14	15	16	17
Скорость подъема термоинструмента, м/ч	22	20	17	15	13	11	9	7
Диаметр котлового расширения, мм	260	290	340	380	405	435	485	510

С целью повышения производительности термического расширения взрывных скважин, экономии ВВ и повышения качества взрывного дробления горной массы установлена рациональная высота котловой полости в зависимости от рядности взрываемого блока. По первому ряду обуриваемого блока высота котловой полости составляет 7 м, по контурному ряду — 5 м,

а между указанными рядами высота разбуриваемой части скважины принимается равной 10 м. При высоте уступа 15 м и при высоте перебура 0,5 м предложено формировать двухкотловой рассредоточенный заряд с линейными размерами в метрах 4,5–2–3,5; где 4,5 — высота нижнего котлового заряда; 2 — высота нерасширенного промежутка между зарядами; 3,5 — высота верхнего котлового заряда. Фактические результаты внедрения рассредоточенных зарядов свидетельствуют, что при этом имеет место уменьшение удельного расхода ВВ и снижение средней величины заряда ВВ в скважине. При использовании двухкотловых зарядов средневзвешенный по объему горной массы расход ВВ на Михайловском ГОКе в 1993 г. составил 1,27 кг / м³ при средней величине скважинного заряда 1385 кг. В то же время удельный расход ВВ при использовании традиционной технологии обуривания железистых кварцитов (бедная руда) в 1991 г. составил 1,4 кг / м³, а в 1992 г. за период с января по июнь тот же показатель равен 1,44 кг / м³ при средней величине однокотлового десятиметрового заряда равном 1700–1900 кг. Следует также отметить, что при использовании двухкотловых зарядов улучшается качество взрывного дробления горной массы.

6.2. Технологические и режимные параметры в механизме процесса термического расширения скважин

Технологические и режимные параметры механизма процесса огневого расширения скважин определяются принятыми конструкциями станков и рабочих инструментов, системой охлаждения теплонапряженных деталей и способом пылеподавления при образовании котловых полостей.

Многочисленные наблюдения и исследования показывают, что скорость вращения рабочего органа является маловлияющим фактором при расширении скважин горелкой с небольшим углом наклона струи. По этой причине в последних моделях станков огневого расширения скважин привод вращателя рабочего органа упрощен и вместо регулируемого электропривода на постоянном токе применяются асинхронные двигатели.

Таким образом, в конкретных горно-геологических условиях эффективность процесса расширения скважин в основном определяется тремя факторами: расходом топлива, диаметром критического сечения сопла горелки и скоростью продольного перемещения вдоль скважины. Расход топлива и значение критического сечения сопла определяют давление в камере сгорания и термодинамические параметры теплоносителя. Внутрикамерное давление сгорания топлива существенно влияет на показатели огневого расширения скважин. С увеличением внутрикамерного давления наблюдается рост объемной производительности разрушения породы и снижение энергоемкости процесса. Это связано с повышением коэффициента теплоотдачи от теплоносителя к породе за счет увеличения массового расхода топлива и окислителя. На практике внутрикамерное давление поддерживают равным (6–7)×10⁵ Па. Из технологических параметров значительное влияние

на показатели расширения скважин оказывает и скорость подъема горелки. Правильный выбор этого параметра определяет максимальный объем разрушаемой породы при заданном диаметре котлового расширения. Оптимальной является скорость подъема, равная 10–14 м / ч.

При расширении скважин воздушно-огнеструйным термоинструментом с водяной системой охлаждения его теплонапряженных узлов имеют место следующие недостатки: снижение тепловой эффективности газовой струи в результате выброса охлаждающего агента (воды) в призабойную зону; на наружной поверхности камеры сгорания и соплового аппарата, а также в охлаждающих трактах горелки образуются солевые отложения, обусловленные интенсивным испарением охлаждающего агента (воды), что ведет к закупориванию охлаждающих трактов и, как следствие, к преждевременному выходу из строя соплового аппарата, башмака и камеры сгорания.

С целью устранения указанных недостатков Московским государственным горным университетом совместно с Михайловским ГОКом разработаны конструкции воздушно-огнеструйных термоинструментов, в которых сжатый воздух непосредственно используется на окисление горючего и охлаждение термонапряженных деталей. Пылеподавление при этом осуществляется путем выброса воды в верхней части скважины, где процесс термического разрушения стенки скважины не происходит, т. е. примерно на высоте 1,5 м от среза сопла горелки. Это позволило повысить термостойкость термонапряженных деталей в 2,5–3 раза без существенного снижения эффективности пылеподавления в процессе котлообразования. Для формирования котловых полостей диаметром 470–550 мм с возможностью эффективной очистки скважин от продуктов сгорания необходимы следующие расходные характеристики:

- расход сжатого воздуха, м³ / мин не менее 30–32;
- расход горючего, л / ч — 160–180;
- расход воды на пылеподавление, м³ / ч — 2,5–3,0.

При этом стойкость соплового аппарата и башмака изменялась от 450 до 560 пог. м. Стойкость остальных деталей (чехла, камеры сгорания, промежуточного цилиндра и др.) составила 1600–1800 пог. м. Производительность по котлообразованию была достигнута до 50 м котловых полостей в смену при хорошем качестве выполненных работ.

ГЛАВА 7

Разработка метода расчета и алгоритма получения количественных оценок полезного действия взрыва в различных технологических режимах ведения горных работ

7.1. К механизму содержания коэффициента полезного действия взрыва

Взрыв заряда взрывчатого вещества в горной породе является сложным многоплановым физическим процессом. Характер его развития и конечные результаты его действия очень сильно изменяются в зависимости от условий взрывания. Многоплановость процесса взрыва даёт возможность использовать его для достижения самых различных, часто противоположных целей. Например, для дробления материалов и прессования порошков, для резки и сварки металлов, для перемещения больших объемов горной массы на некоторое расстояние от места взрыва и т. д. Поэтому существуют весьма различные представления о коэффициенте полезного действия взрыва (КПД взрыва).

По Беляеву К. К. [6] работа взрыва проявляется во многих формах:

- в интенсивном дроблении и сильной пластической деформации среды, непосредственно примыкающей к заряду;
- в сжатии, в пластической деформации, в разрушении среды, не примыкающей непосредственно к заряду, но находящейся вблизи от него;
- в разрушении среды от свободной поверхности;
- в образовании и распространении в массиве упругих волн;
- в выбросе части массива и в образовании развала взорванной породы;
- в образовании и распространении воздушных ударных волн.

При изменении условий взрывания доли различных форм действия взрыва могут существенно изменяться. Но полная его работа не подвергается большим изменениям, пишет Беляев К. К. [6]. Сумму всех работ, произведенных взрывом, он называет полной работой и определяет полную работу взрыва по формуле

$$A = A_1 + A_2 + A_3 + \dots + A_n = E, \quad (2.117)$$

где E — полная энергия взрыва;

η — полный коэффициент полезного действия взрыва.

Баум Ф. А. [15] отмечает, что в процессе расширения продуктов детонации в ударную волну «перекачивается» значительная доля от общей энергии взрыва.

$$E_{\text{ВВ}} = E_{\text{г}} + E_{\text{уд}}, \quad (2.118)$$

где $E_{\text{г}}$ — остаточная энергия продуктов детонации к моменту их полного расширения;

$E_{\text{уд}}$ — энергия, перешедшая в ударную волну.

Он определяет коэффициент перехода энергии ВВ в ударную волну по формуле

$$\eta_{\text{у}} = 1 - E_{\text{г}} / E_{\text{ВВ}} \quad (2.119)$$

и численно оценивает его в пределах от 0,4 до 0,6.

По мнению Ханукаева* А. Н. [61], коэффициент перехода энергии ВВ в ударную волну приближается к 0,75. Родионов В. Н. и др. [16] считают, что к моменту окончательного расширения продуктов детонации твердой среде передаётся 78 % полной энергии взрыва.

Авторы работы [17] считают, что коэффициент перехода энергии ВВ в ударную волну зависит от свойств породы и ВВ и составляет 10–90 % от полной энергии взрыва.

По мнению многих авторов, при взрыве химических ВВ в твердую среду передается значительная часть потенциальной энергии взрыва.

Определению затрат энергии на дробление и перемещение породы посвящены многие работы [17, 18, 19, 20, 8, 21, 22, 23, 4, 24].

Согласно Покровскому Г. И. [18] энергия взрыва в среде в значительной части теряется непроизводительно. Часть энергии затрачивается на переизмельчение породы в ближней зоне, другая часть энергии поглощается вследствие вязкости породы и затрачивается на ее нагревание, часть затрачивается на полезную работу дробления, часть энергии затрачивается на перемещение кусков породы на большие расстояния. Он отмечает, что в результате потерь энергии, коэффициент полезного использования энергии взрыва снижается с 90–60 % до 8–2 %.

Ханукаев А. Н. составляет такой баланс энергии:

5–15 % — затраты энергии в зоне пластических деформаций;

0,5–2,0 % — затраты энергии на дробление и трещинообразование;

25–30 % — затраты энергии на перемещение горной массы;

3–40 % — затраты энергии на диссипативные потери.

В работе [23], в предположении, что разрушение массива происходит под совокупным влиянием волновых процессов и газообразных продуктов детонации и в основном завершается за время образования максимального объема полости, принимается допущение, что энергия дробления равна работе расширения полости до ее максимального значения. При таком допущении предложена формула для определения коэффициента полезного действия взрыва на дробление

$$\eta = P_c (r_{2\text{пр}} - 1) / \rho_{\text{ВВ}} U,$$

где U — удельная энергия взрыва ВВ;
 $r_{пр}$ — предельный радиус полости;
 $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ;
 P_c — давление в полости.

Коэффициент полезного действия взрыва, рассчитанный автором [23] по этой формуле для нескольких типов пород колебался в пределах от 9,7 % до 12,3 %. В этой же работе приведены формулы для определения энергии дробления взрыва $E_{др}$ и энергии перемещения $E_{пер}$ отбитой породы взрывом.

$$E_{др} = 0,5MV_{xp}^2 \frac{V_{xp} + 3V_{доб}}{V_{xp} + V_{доб}}; E_{пер} = 0,5MV_{доб}^2 \frac{3V_{xp} + V_{доб}}{V_{xp} + V_{доб}}, \quad (2.120)$$

Допущения, принятые в работе [23], дискуссионны, но полученные автором табличные и графические материалы по распределению энергии на разные виды работ, заслуживают внимания.

Необходимо обратить внимание на то, что авторы различных публикаций называют разные коэффициенты полезного действия (использования) энергии взрыва по определению его физической сущности. Очевидно, что в зависимости от целенаправленности взрыва эти коэффициенты определяются с использованием разных потоков энергии взрыва, поэтому они и различаются принципиально. В литературе нами не обнаружены экспериментальные методы определения КПД взрыва. Описанные в литературных источниках расчетные методы определения КПД взрыва весьма субъективны, принципиально различаются по методам расчета и конечным результатам расчета и не являются общепризнанными.

7.2. Схема потоков энергии взрыва в породе

При взрыве заряда ВВ в горной породе энергия взрыва разделяется на потоки, число и наполнение которых зависит от условий взрывания.

На рис. 2.23 представлена схема потоков энергии камуфлетного взрыва. Полную энергию заряда ВВ можно разделить на три части: энергию, переданную в горный массив; остаточную энергию продуктов детонации; энергию химических потерь. Химические потери — это энергия, потерянная из-за неполноты протекания химических реакций. Главными причинами химических потерь являются: нестабильность состава смесевых ВВ, несоблюдение условий по критическому диаметру заряда, недостаточная мощность промежуточного детонатора, попадание в заряд посторонних механических примесей. Химические потери могут колебаться в очень широких пределах и иногда достигают 100 % при «отказах». Остаточная энергия продуктов детонации при камуфлетном взрыве зависит от конечных размеров газовой полости. Размеры газовой полости зависят от физико-механических свойств горных пород и от свойств ВВ. Энергия, переданная в массив при

камуфлетном взрыве, определяется вычитанием из полной энергии заряда химических потерь и остаточной энергии продуктов детонации.

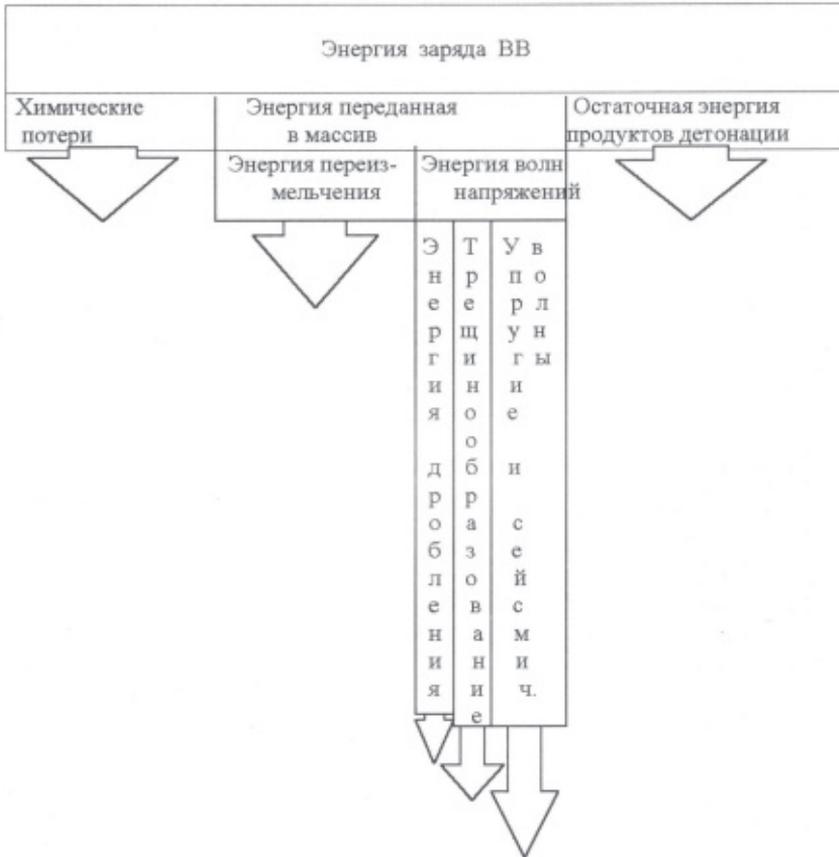


Рис. 2.23 Схема потоков энергии камуфлетного взрыва

Энергия, переданная в массив при камуфлетном взрыве, распределяется на два главных потока: энергию переизмельчения и энергию волн напряжений. На переизмельчение породы в ближней зоне затрачивается основная часть энергии, переданная в породу при камуфлетном взрыве.

Энергия волн напряжений значительно меньше энергии переизмельчения. Часто оценку коэффициента полезного действия взрыва делают, опираясь на энергию волн напряжений, которую рассчитывают по экспериментально измеряемым параметрам волн напряжений. Этим и объясняются сложившиеся представления о низком КПД взрыва. Несмотря на то, что зона переизмельчения и зона действия волн напряжений разделены в пространстве, разделить количественно эти два потока энергии достаточно сложно. Энергия волн напряжений затрачивается на дробление породы, на образование трещин в массиве горных пород, на формирование упругих

и сейсмических волн, распространяющихся на огромные расстояния от очага взрыва. Выделить и разделить энергии дробления и трещинообразования достаточно трудно. Полную энергию упругих и сейсмических волн рассчитать можно, но и эта задача имеет свои трудности.

При наличии обнаженной поверхности конечные результаты взрыва резко изменяются из-за изменения соотношения энергии между ее потоками и из-за формирования новых потоков.

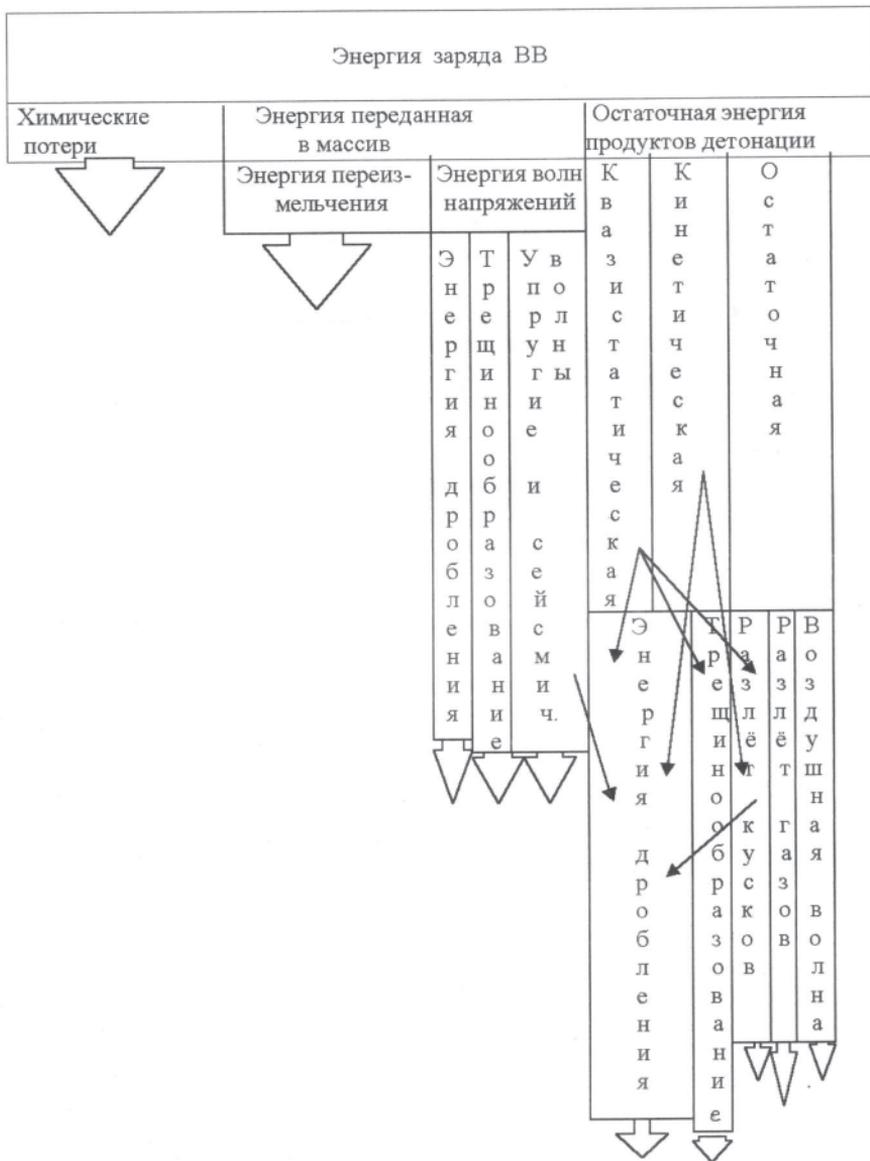


Рис. 2.24 Схема потоков энергии взрыва у обнажённой поверхности

На рис. 2.24 представлена схема потоков энергии взрыва у обнаженной поверхности. Химические потери не зависят от наличия обнаженной поверхности. Под влиянием наличия обнаженной поверхности появляется вторая фаза не симметричного расширения газовой полости. Остаточная энергия продуктов детонации дополнительно передается в горную породу с разной интенсивностью по направлениям. Энергия переизмельчения уменьшается, если развитие симметричной полости не завершилось к моменту начала развития не симметричной полости. Энергия волн напряжений затрачивается на те же виды работы: на дробление, на трещинообразование и на формирование упругих и сейсмических волн. Энергия дробления возрастает за счет снижения энергии переизмельчения и снижения остаточной энергии продуктов детонации.

Остаточная энергия продуктов детонации переходит в энергию волн напряжений, в квазистатическое напряжение, в кинетическую энергию разлетающихся кусков породы, в энергию разлетающихся продуктов детонации и в энергию воздушной ударной волны. За счет той части энергии, которая при камуфлетном взрыве оставалась в продуктах детонации, при взрыве у обнаженной поверхности совершается дополнительная работа дробления и трещинообразования.

Потоки энергии и виды совершаемой ими работы сложно взаимодействуют и переплетаются в ходе развития процесса взрыва. На рис. 2.24 сделана попытка показать стрелками сложность этих взаимодействий и переплетений.

Чтобы определить коэффициент полезного действия взрыва в конкретных условиях, нужно определить за счет каких потоков энергии это полезное действие совершается, выяснить, вся ли энергия потока затрачивается на полезное действие, или только его часть. После этого необходимо суммировать все полезные части энергии потоков и сумму отнести к полной энергии заряда ВВ. Для решения этой задачи необходимо разработать или подобрать экспериментальные и (или) расчетные методы определения энергии всех ее потоков и совершаемых работ и установить зависимости изменения энергии потоков и их работы от условий взрывания.

7.3. О структуре трещины разрушения в породе

Разрушение твердых тел начинается с появления трещин. Процесс развития трещин в твердом теле, в том числе и в горных породах, изучался и продолжает изучаться многими исследователями [26, 27, 29 и др.]. Обычно трещину представляют как разрез в твердой среде [26]. Берега трещины это две параллельные плоскости, полностью или частично смыкающиеся по периметру, где образуется кончик трещины. Между берегами вновь образующейся трещины какого-либо твердого материала нет. Такова классическая модель трещины.

В самом начале исследований ученые столкнулись с таким фактом: теоретическая поверхностная энергия трещины во много раз меньше экспериментальной энергии образования поверхности трещины. Позже Ирвином Г. Р. и Орованом О. Е. была сформулирована концепция квазихрупкого разрушения, по которой в тонком слое вблизи поверхности трещины имеют место пластические деформации [27, 30]. Энергия, затраченная на образование поверхности трещины, выражается в виде суммы энергии, затраченной на преодоление сил молекулярного сцепления, и энергии пластической деформации. Характер этой деформации в горной породе учеными не обсуждался.

Близок по своей сути к квазихрупкому разрушению закон дробления породы Ребиндера П. А. [20]. По Ребиндеру П. А. полная энергия дробления породы равна сумме работы деформации и работы образования новых поверхностей. Первое слагаемое в формуле Ребиндера — это работа объемной деформации. Второе слагаемое — это работа образования новой поверхности.

$$\Delta \mathcal{E} = k\Delta V + eS \quad (2.121)$$

где $\Delta \mathcal{E}$ — полная энергия дробления породы;

$k\Delta V$ — работа деформации;

e — энергия образования единицы новой поверхности;

S — величина, вновь образованной поверхности.

Работа деформации определяется каждый раз из эксперимента. Разные фамилии, разные термины, разные методы определения параметров разрушения, но суть одна и та же. Основная часть энергии разрушения затрачивается неизвестно на что или почти неизвестно на что.

Из производственной практики хорошо известно, что при перегрузке дробленной породы в другие емкости, почти всегда образуется некоторое количество мелочи с огромной вновь образованной поверхностью при малых затратах энергии на ее образование. При многократной перегрузке это явление повторяется вновь и вновь.

Большие фактические затраты энергии на образование поверхности трещины, а также образование новой большой поверхности при малых затратах энергии при перегрузках дробленного материала можно легко объяснить, опираясь на предлагаемую нами модель трещины (рис. 2.25.).

По предлагаемой физической модели трещина это не просто разрез, а две разошедшиеся на некоторое расстояние шероховатые, бугристые поверхности, пронизанные сетью мелких трещин со множеством не отделившихся кусочков породы. Полость между этими поверхностями частично заполнена мелко дробленным материалом. На рисунке 2.25 это круглые зеленые шарики. В действительности, это мелкие кусочки породы разнообразной формы и разного размера. Порода, примыкающая к берегам трещины, раздроблена на мелкие кусочки разной величины, которые сохранили частичную сцепляемость между собой и с массивом породы. На рис. 2.25 это

зоны 3. Чем ближе к полости трещины, тем мельче кусочки дробленого материала и меньше их остаточная сцепляемость. За зонами мелко дробленой породы лежат зоны густой мелкой трещиноватости (Зоны 4).

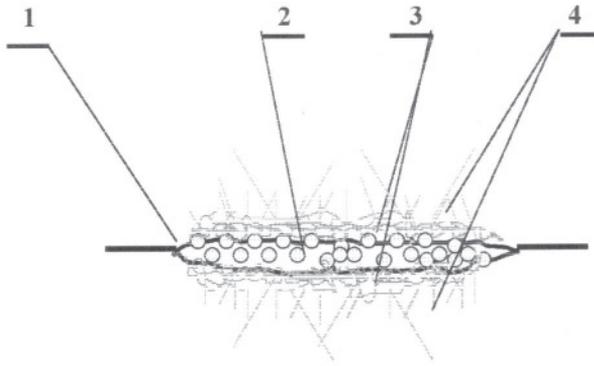


Рис. 2.25 Трещина разрушения в породе

1 — берега трещины; 2 — мелкие кусочки породы в полости трещины; 3 — мелко раздробленный слой породы, куски в котором сохранили частичную сцепляемость с массивом; 4 — густая сеть неглубоких трещин.

Суммарная поверхность мелочи в полости трещины, поверхность всех кусочков в слое, сохранившем частичную сцепляемость, и всех мелких густых трещин во много раз больше кажущейся поверхности гладкой трещины-разреза. Поэтому на ее образование и затрачивается во много раз больше энергии, чем нужно было бы затратить на образование небольшой гладкой поверхности трещины-разреза, т. е. на образование кажущейся новой поверхности. Все участки поверхности «большого куска» при его образовании были когда-то поверхностями трещин. Поверхность «большого куска» вся является границей слоя 3 мелко раздробленной породы, сохранившей частичную сцепляемость между собой и с материалом «большого куска».

При перегрузках дробленой породы при небольших дополнительных затратах энергии некоторые кусочки, сохранявшие до перегрузки частичную сцепляемость, теряют ее и отделяются от «большого куска». У других мелких кусочков снижается уровень остаточной сцепляемости. Это и является причиной образования большой новой поверхности при небольших затратах энергии во время перегрузок, дробленого материала. При дроблении горной породы неизвестно куда исчезающее большое количество энергии затрачивается не на объемное деформирование породы, как это принято считать, а затрачивается на образование скрытой визуально не наблюдаемой новой поверхности.

Крупность мелкодробленого материала в полости трещины, его количество на единицу поверхности, крупность мелких, частично сохранивших сцепляемость кусков в слое, толщина этого слоя и слоя мелких густых трещин зависят, скорее всего, от физико-механических свойств и структуры

горной породы, по крайней мере, при неизменном взрывном способе дробления. Они суммарно определяют фактическую энергию образования единицы новой кажущейся поверхности трещины. Предложенная модель трещины в породе при динамическом разрушении хорошо объясняет причины противоречий между теоретическими представлениями о разрушении породы и наблюдаемыми фактами в эксперименте и на практике. Она может послужить основой более глубокого изучения процессов трещинообразования в породе при динамическом их разрушении.

7.4. Методика расчета коэффициента полезного действия технологического взрыва

При взрыве заряда ВВ в породе энергия заряда разделяется на множество потоков, которые сложным образом переплетаются между собой. Во всех потоках энергии происходит непрерывное превращение одних форм энергии в другие формы энергии и работы. С точки зрения технологии дробления горных пород взрывом на горных предприятиях все множество потоков энергии целесообразно сгруппировать в три потока: энергию переизмельчения породы и формирования волн напряжений; энергию полезного технологического дробления горной массы; энергию формирования навала отбитой горной массы и пылегазового облака. Каждый из этих потоков является сложным, включающим в себя несколько потоков, изменяющихся в ходе развития процесса воздействия взрыва на породу. В сумме эти три потока энергии составляют 100 % энергии заряда ВВ. В такой постановке можно говорить о трех коэффициентах действия взрыва.

Первый коэффициент действия взрыва это коэффициент переизмельчения породы и формирования волны напряжений, который можно определить по формуле

$$\eta_{п} = \frac{E_{п}}{E} \cdot 100\% \quad (2.122)$$

где $E_{п}$ — энергия переизмельчения породы и формирования волн напряжений;

E — энергия заряда ВВ.

Второй коэффициент действия взрыва — это коэффициент полезного дробления породы (КПД взрыва), который можно определить по формуле

$$\eta_{д} = \frac{E_{д}}{E} \cdot 100\%, \quad (2.123)$$

где $E_{д}$ — энергия полезного технологического дробления породы взрывом на горных предприятиях.

Третий коэффициент действия взрыва — это коэффициент формирования навала отбитой горной массы и формирования пылегазового облака, который можно определить по формуле

$$\eta_H = \frac{E_H}{E} \cdot 100\%, \quad (2.124)$$

где E_H — энергия формирования навала отбитой горной массы и формирования пылегазового облака.

Их сумма

$$\eta_{\Pi} + \eta_D + \eta_H = 100\% .$$

Энергию E_{Π} можно отождествить с энергией, переданной в породу на первой стадии безволнового расширения полости. Энергию E_D можно отождествить с энергией, переданной в породу на второй стадии безволнового расширения полости, которая развивается только при наличии свободной поверхности на сравнительно небольшом расстоянии от места заложения заряда. Энергию E_H можно отождествить с энергией, оставшейся в продуктах детонации к концу второй стадии без волнового расширения полости.

После формирования волны напряжений развивается этап без волнового расширения полости, заполненной продуктами детонации. В течение этого этапа полость расширяется до максимального размера, оставаясь цилиндрической по форме [16,25].

Объем полости первичного расширения

$$V_p = \frac{38E}{\rho c^2} \left(\frac{\rho c^2}{250\sigma_{сжс}} \right)^{2/3} .$$

Радиус полости первичного расширения

$$r_p = \sqrt{\frac{V_p}{\pi L}}$$

Давление в предельной полости

$$P_p = P_1 \left(\frac{V_1}{V_p} \right)^{\gamma} .$$

Энергия продуктов детонации в предельной полости

$$E_p = \frac{P_p V_p}{\gamma - 1}.$$

За время расширения полости до предельного объема в окружающий массив передана энергия

$$E_{II} = E - E_p. \quad (2.125)$$

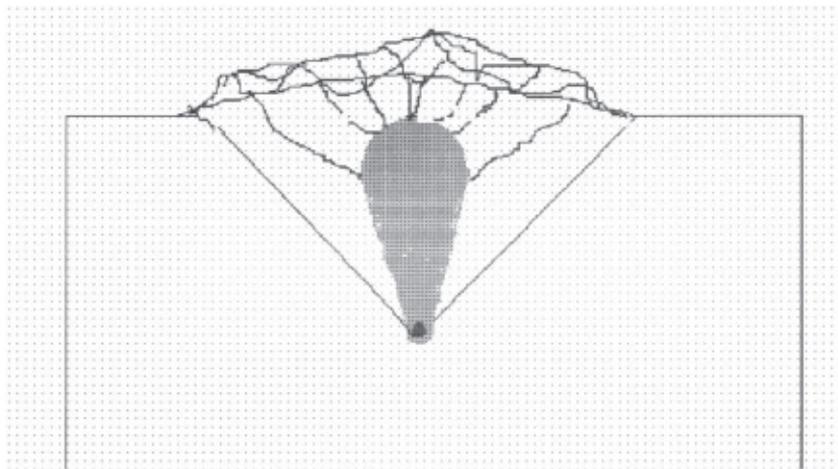


Рис. 2.26. Схема газовой полости при взрыве сосредоточенного заряда у обнаженной поверхности

Когда волна напряжений дойдет до обнаженной поверхности, отразится и дойдет до зарядной полости, начинает развиваться вторая несимметричная стадия безволнового расширения полости (рис. 2.26).

Форму полости второй стадии расширения можно отождествить с усеченной пирамидой с полуцилиндрами на концах (рис. 2.27).

Характерные размеры полости вторичного расширения зависят от показателя действия взрыва. Функция показателя действия взрыва для скважинных зарядов [30,31]

$$f(n) = \frac{(1 + n^2)^2}{4n} = \frac{Me}{qw^2L}.$$

где n — отношение радиуса воронки взрыва к ее глубине; M — масса заряда, кг; e — переводной коэффициент для расчета эквивалентных зарядов; q — удельный расход ВВ, кг/м³; w — линия наименьшего сопротивления, радиус малого полуцилиндра

$r_2 = r_p$. Расстояние от центра заряда до верхней точки полости $H = K_n w = R_2 + h$, где K_n — коэффициент высоты полости. Радиус большого полуцилин-

дра $R_2 = 0,22nH+r_p$. Высота пирамидальной части полости $h_2=0,75H=w -R$.
 Предельный объем полости к концу второй стадии ее расширения

$$V_{p2} = 0.5\pi L(r_p^2 + R_2^2) + 0.5hL(r_p + R_2).$$

Давление в полости к концу второй стадии расширения

$$P_{p2} = P_p \left(\frac{V_p}{V_{p2}} \right)^\gamma.$$

Энергия продуктов детонации к концу второй стадии расширения

$$E_H = \frac{P_{p2} V_{p2}}{\gamma - 1}. \tag{2.126}$$

За время второй стадии расширения полости в окружающий массив передана энергия

$$E_D = E_p - E_H. \tag{2.127}$$

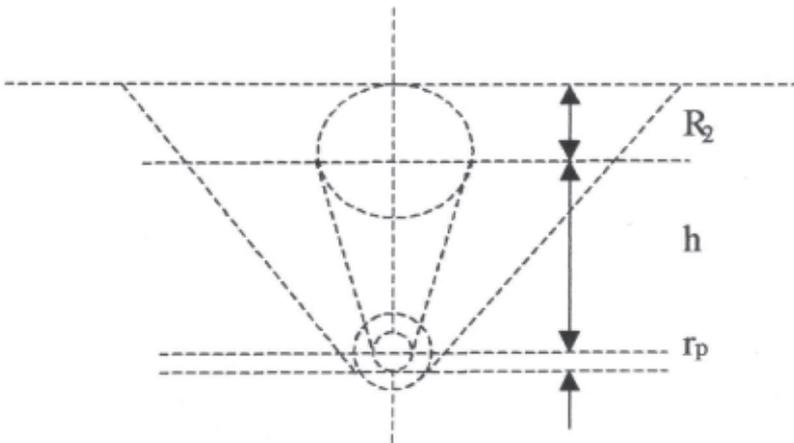


Рис. 2.27. Схема расширения полости сосредоточенного заряда у обнаженной поверхности

По формулам (2.123.) и (2.127) определяется КПД взрыва. По формулам (2.122) и (2.125) определяется коэффициент переизмельчения породы. По формулам (2.124) и (2.126) определяется коэффициент формирования навала отбитой горной массы.

По изложенной методике выполнен расчет КПД взрыва скважинного заряда тротила диаметром 250 мм в граните. В расчете приняты следующие свойства гранита: предел прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 1600 \text{ кг/см}^2$, ско-

рость продольной волны в граните $c = 4000$ м/с, плотность гранита $\rho = 2700$ кг/м³, коэффициент крепости 16, категория трещиноватости третья. Эталонный расход ВВ $q_э = 0,9$ кг/м³. В расчете приняты свойства ВВ: теплота взрыва $Q = 1000$ ккал/кг, скорость детонации $D = 4800$ м/с, плотность заряжения $\rho_{ВВ} = 900$ кг/м³. Результаты расчета представлены в таблице 2.7.

Табл. 2.7. Коэффициенты полезного действия взрыва

Показатели	Энергия заряда	Переизмельчения	Дробления	Формирования навала
Энергия, МДж, %	1850	844	712	294
	100	46	39	16
$\eta_{п}$	46	46	–	–
$\eta_{д}$ (КПД)	39	–	39	–
$\eta_{н}$	16	–	–	16

Из таблицы видно, что в конкретном примере КПД взрыва равен 39 %, коэффициент переизмельчения породы равен 46 %, коэффициент формирования навала отбитой горной массы равен 16 %.

Таким образом, на основе предложенного группирования потоков энергии впервые разработана методика определения численных значений коэффициентов действия взрыва. Выделено три коэффициента действия взрыва: коэффициент переизмельчения породы; коэффициент дробления породы (КПД взрыва) и коэффициент формирования навала отбитой горной массы.

7.5. Методика расчета геометрических, силовых и энергетических параметров первой и второй стадий расширения полости при взрыве заряда у обнаженной поверхности

При взрыве заряда ВВ в горной породе характер передачи энергии во внешнюю среду зависит от свойств ВВ, плотности заряжения, геометрии заряда и от его положения в массиве.

Наиболее полно исследован процесс взрыва сосредоточенного заряда в безграничной среде (камуфлетный взрыв). Объем сосредоточенного заряда V_0 принимается в виде шара с радиусом r_0 .

Масса заряда определяется объемом камеры и плотностью заряжения

$$M = \rho_0 V_0,$$

где ρ_0 — плотность заряжания, кг/м³.

Энергия заряда

$$E = 4186.8 MQ,$$

где Q — теплота взрыва ВВ, ккал/кг.

Среднее давление продуктов детонации в зарядной камере по гипотезе мгновенной детонации [7]

$$P_{cp} = \frac{\rho_0 D^2}{8},$$

где D — скорость детонации, м/с.

Изменение давления в камере при ее расширении можно описать двумя сопрягающимися изэнтропами

$$PVk = \text{const}, PV\gamma = \text{const},$$

где $k = 3$ — показатель изэнтропы переуплотненного газа;

$\gamma = 1,3$ — показатель изэнтропы идеального газа.

Объем полости, при которой переуплотненные продукты детонации вырождаются в идеальный газ

$$V_1 = V_0 \sqrt{\frac{D^2}{8N}}.$$

$$N = 0.3(427Qg - \frac{D^2}{16}).$$

Радиус полости, при котором продукты детонации вырождаются в идеальный газ

$$r_1 = r_0 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_1}{V_0}}.$$

Давление в полости в момент вырождения продуктов детонации в идеальный газ

$$P_1 = P_{cp} \left(\frac{V_0}{V_1} \right)^3.$$

Энергия продуктов детонации в момент их вырождения в идеальный газ

$$E_1 = \frac{P_1 V_1}{\gamma - 1}.$$

После формирования волны напряжений развивается этап безволнового расширения полости, заполненной продуктами детонации. В течение этого этапа полость расширяется до максимального размера и основные зоны раз-

рушения вокруг полости завершают свое развитие [25]. Предельный радиус полости

$$r_p = \frac{0.61\sqrt[3]{E}}{(\rho_0 c^2 \sigma_{свс}^2)^{1/9}}$$

Предельный объем полости

$$V_p = \frac{4}{3}\pi r_p^3.$$

Давление в предельной полости

$$P_p = P_1 \left(\frac{V_1}{V_p} \right)^\gamma.$$

Энергия продуктов детонации в предельной полости

$$E_p = \frac{P_p V_p}{\gamma - 1}.$$

За время расширения полости до предельного объема в окружающий массив передана энергия

$$E_{пер.1} = E - E_p.$$

В работе [25] приведены параметры без волнового этапа расширения полости при взрыве в плексиглазе заряда тэна радиусом 0,5 см, массой 0,8 г, полученные авторами на основе расчетов и экспериментальных измерений. В таблице 2.8 сопоставляются приведенные в этой работе параметры с аналогичными параметрами, рассчитанными нами по вышеизложенной методике.

Табл. 2.8 Сравнение параметров первой стадии расширения полости

Методика	r_0 , мм	ρ_0 , г/см ³	M, г	r_p/r_0	E_p/E , %	$E_{пер.1}/E$, %
По [5]	5	–	0,8	2	29	71
Расчет	6	0,9	0,8	2,1	22,5	77,5

Из анализа таблицы 2.5 видно, что параметры, рассчитанные по изложенной методике, достаточно близки к параметрам, полученным авторами работы [25]. Точный расчет повторить не удалось из-за отсутствия в работе некоторых необходимых для расчета численных значений по условиям взрывания. При взрыве заряда ВВ вблизи обнаженной поверхности харак-

тер расширения полости резко меняется. Наличие свободной поверхности приводит к асимметрии не только полости, но и зоны разрушения. В области, прилегающей к обнажению, дробление и деформация среды более интенсивны. Это объясняется как отражением волны сжатия от свободной поверхности, так и свободой перемещения грунта в направлении к обнажению [16]. Реализуется второй этап расширения полости. Под влиянием обнаженной поверхности полость продолжает расширяться несимметрично, вытягивается в сторону обнаженной поверхности и принимает грушевидную форму (рис. 2.26.). Полость выходит на уровень обнаженной поверхности, соединяется через разломы во вспученном материале с атмосферой и продукты детонации вместе с раздробленным материалом выбрасываются из массива горной породы. В объем воронки дробления, пропорционально величинам смещения границы полости по направлениям, передается разное количество энергии от продуктов детонации.

Размер полости вторичного расширения зависит от показателя действия взрыва. Функция показателя действия взрыва для сосредоточенных зарядов

$$f(n) = (0.4 + 0.6n^3) = \frac{Me}{q_3 w^3},$$

где M — масса заряда, кг;

e — переводный коэффициент для расчета эквивалентных зарядов;

q_3 — эталонный удельный расход ВВ, кг/м³;

w — линия наименьшего сопротивления, м;

n — показатель действия взрыва.

Табл. 2.9 Переводные коэффициенты для расчета эквивалентных зарядов

Наименование ВВ	Коэффициент e	Наименование ВВ	Коэффициент e
Акватол М-15	0.76	Граммонит 50/50-В	1.01
Грамонал А-45	0.79	Ифзанит Т-80	1.08
Карбатол	0.79	Грамонал А-50	1.08
Грамонал А-8	0.80	Акватол 65/35	1.10
Аммонит скальный №1	0.80	Ифзанит Т-60	1.10
Алюмотол	0.83	Гранулит М	1.13
Гранулит АС-8	0.89	Акватол АВ	1.20
Аммонал	0.90	Гранулотол	1.20
Акватол МГ	0.93	Ифзанит Т-20	1.20
Акватол АВМ	0.95	Граммонит 30/70-В	1.26
Аммонит № 6 ЖВ	1.00	Карбатол 15Т	1.42
Граммонит 79/21	1.00		

Переводный коэффициент для расчета эквивалентных зарядов выбирается из таблицы 2.9.

Эталонный расход ВВ [30] выбирается из таблицы 2.10.

Табл. 2.10 Эталонный расход ВВ

Категория трещиноватости породы	Эталонный расход ВВ в зависимости от крепости породы, кг/м ³		
	2–5	6–10	11–20
I	До 0.3	До 0.35	До 0.45
II	0.4	0.5	0.6
III	0.65	0.75	0.9
IV	0.85	1.0	1.2
V	1.0	1.2	1.4

Грушевидную полость можно отождествить с усеченным конусом с полусферами на концах (Рис.2.27). Радиус малой полусферы $r_2 = r_p$. Расстояние от центра заряда до верхней точки полости $H = K_n w$, где K_n — коэффициент высоты полости.

Радиус большой полусферы

$$R_p = R_{нв} - 0,4(w - w_{нв}), \text{ при } f(n) < 0,52$$

$$R_p = 0,22nH + r_p, \text{ при } f(n) > 0,52$$

$$R_p = 0, \text{ при } R_p < r_p,$$

где $R_{нв}$ — радиус большой полусферы при воронке нормального выброса;

$w_{нв}$ — глубина заложения заряда при воронке нормального выброса.

Высота конической части полости

$$h = h_{нв} - 1,3(w - w_{нв}), \text{ при } f(n) < 0,52$$

$$h = w - R_p, \text{ при } f(n) > 0,52$$

$$h = 0, \text{ при } R_p < r_p$$

Предельный объем полости к концу второй стадии ее расширения

$$V_{p2} = 0,5V_p + \frac{2}{3}\pi R_p^3 + \frac{\pi h}{3}(r_p^2 + r_p R_p + R_p^2),$$

$$V_{p2} = 0, \text{ при } R_p < r_p.$$

Давление в полости к концу второй стадии расширения

$$P_{p2} = P_p \left(\frac{V_p}{V_{p2}} \right)^{\gamma}.$$

Энергия продуктов детонации к концу второй стадии расширения

$$E_{p2} = \frac{P_{p2} V_{p2}}{\gamma - 1}.$$

За время второй стадии расширения полости в окружающий массив передана энергия

$$E_{\text{пер.2}} = E_p - E_{p2}.$$

Изложенная методика позволяет рассчитать предельные размеры первой и второй стадий безволнового расширения полости при взрыве сосредоточенного заряда у обнаженной поверхности, а также силовые и энергетические параметры этих фаз процесса развития взрыва.

Методика расчета параметров расширения полости при взрыве скважинного заряда имеет ряд отличий.

Объем скважинного заряда

$$V_0 = \pi r^2 L.$$

После формирования волны напряжений развивается этап без волнового расширения полости, заполненной продуктами детонации. В течение этого этапа полость расширяется до максимального размера [25].

Объем полости первичного расширения

$$V_p = \frac{38E}{\rho c^2} \left(\frac{\rho c^2}{250\sigma_{\text{свс}}} \right)^{2/3}.$$

Радиус полости первичного расширения

$$r_p = \sqrt{\frac{V_p}{\pi L}}.$$

Давление в предельной полости

$$P_p = P_1 \left(\frac{V_1}{V_p} \right)^\gamma.$$

Энергия продуктов детонации в предельной полости

$$E_p = \frac{P_p V_p}{\gamma - 1}.$$

За время расширения полости до предельного объема в окружающий массив передана энергия

$$E_{\text{пер.1}} = E - E_p.$$

Табл. 2.11 Зависимость показателя действия взрыва от функции показателя действия взрыва для скважинных зарядов.

f(n)	n	f(n)	n	f(n)	n
0.84	0.40	1.00	1.00	1.98	1.60
0.80	0.45	1.05	1.05	2.10	1.65
0.78	0.50	1.11	1.10	2.23	1.70
0.77	0.55	1.17	1.15	2.36	1.75
0.77	0.60	1.24	1.20	2.50	1.80
0.78	0.65	1.31	1.25	2.64	1.85
0.79	0.70	1.39	1.30	2.80	1.90
0.81	0.75	1.48	1.35	2.96	1.95
0.84	0.80	1.57	1.40	3.13	2.00
0.87	0.85	1.66	1.45	3.30	2.05
0.91	0.90	1.76	1.50	3.48	2.10
0.95	0.95	1.87	1.55	3.68	2.15

Функция показателя действия взрыва для скважинных зарядов

$$f(n) = \frac{(1 + n^2)^2}{4n} = \frac{Me}{qw^2L}$$

Зная функцию показателя действия взрыва, по таблице 2.8 можно определить показатель действия взрыва.

Форму полости второй стадии расширения можно отождествить с усеченной пирамидой с полуцилиндрами на концах (рис. 2.28).

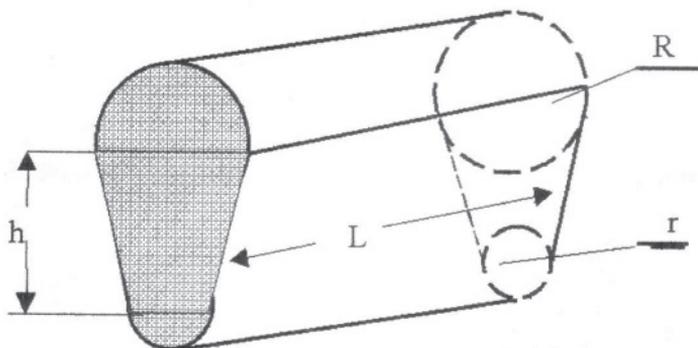


Рис. 2.28 Схема расширения полости скважинного заряда у обнажённой поверхности

Радиус малого полуцилиндра

$$r_2 = r_p.$$

Расстояние от центра заряда до верхней точки полости

$$H = K_n w,$$

где K_n — коэффициент высоты полости.

Радиус большого полуцилиндра

$$R_2 = R_{нв} - 0,4(w - w_{нв}), \text{ при } f(n) < 0,67$$

$$R_2 = 0,22nH + r_p, \text{ при } f(n) > 0,67$$

$$R_2 = 0, \text{ при } R_2 < r_p,$$

где $R_{нв}$ — радиус большого полуцилиндра при воронке нормального выброса;

$w_{нв}$ — глубина горизонтального заложения скважинного заряда при воронке нормального выброса.

Высота пирамидальной части полости

$$h = h_{нв} - 1,3(w - w_{нв}), \text{ при } f(n) < 0,67;$$

$$h = (w - R_2), \text{ при } f(n) > 0,67;$$

$$h = 0, \text{ при } R_2 < r_p,$$

где $h_{нв}$ — высота цилиндрической части полости при воронке нормального выброса.

Предельный объем полости к концу второй стадии ее расширения

$$V_{p2} = 0,5\pi L(r_p^2 + R_2^2) + 0,5hL(r_p + R_2).$$

$$V_{p2} = 0, \text{ при } R_2 < r_p.$$

Давление в полости к концу второй стадии расширения

$$P_{p2} = P_p \left(\frac{V_p}{V_{p2}} \right)^\gamma.$$

Энергия продуктов детонации к концу второй стадии расширения

$$E_{p2} = \frac{P_{p2} V_{p2}}{\gamma - 1}.$$

За время второй стадии расширения полости в окружающий массив передана энергия

$$E_{пер.2} = E_p - E_{p2}.$$

По изложенной методике выполнены расчеты параметров первой и второй стадии расширения полости скважинного заряда, взорванного на обнаженную поверхность.

Второй этап расширения полости при взрыве скважинного заряда у обнаженной поверхности рассчитывали при допущении, что при достижении предельного размера полости верхняя ее точка выходит на уровень обнаженной поверхности ($K_n = 1$);

Расчеты выполнены для четырех вариантов: взрыв зарядов гранулолола, игданита, граммонита 79/21 и ГЛТ-20 радиусом 125 мм в кварците. Свойства кварцита: предел прочности на сжатие 2400 кг/см³, скорость продольной волны 6000 м/с, плотность 3,5 г/см³. Результаты расчета представлены в таблицах 2.12, 2.13 и 2.14.

Табл. 2.12 Геометрические параметры расширения полости

Наименование ВВ	ρ , г/см ³	V_0 , г/м ³	G, кг	Rp1,	Vp1/V0	Vp2/V0
Игданит	0,9	0,49	442	1,64	2,5	180
Граммонит 79/21	0,9	0,49	442	1,74	3,0	204
Гранулолол	0,9	0,49	442	1,6	2,6	252
ГЛТ-20	1,45	0,49	712	1,9	3,5	350

В таблице 2.12 представлены геометрические параметры расширения полости: безразмерные радиусы и объемы первичной полости, и безразмерные объемы вторичной стадии расширения полости.

В двух последних столбцах представлены безразмерные объемы (фактические объемы отнесены к объемам зарядных камер) первой стадии расширения и второй стадии расширения зарядной полости.

В таблице 2.13 представлены силовые параметры в зарядной камере, в полости первой стадии расширения и в полости второй стадии расширения. Среднее давление в зарядной камере в рассматриваемых примерах различается в четыре раза. Давление в полости первой стадии расширения почти не различается. Давление в полости второй стадии расширения колеблется в пределах от 6 до 11 атмосфер.

Табл. 2.13 Силовые параметры расширения полости

Наименование ВВ	Давление в камере (в полости), МПа		
	P0	P1	P2
Граммонит 79/21	1800	236	1,0
Гранулолол	2813	212	0,6
Игданит	1013	250	1,1
ГЛТ-20	4531	226	0,6

В таблице 2.14 представлены энергетические параметры в зарядной камере, в полости первой стадии расширения и в полости второй стадии расширения.

Во втором столбце представлена энергия зарядов. В остальных столбцах представлена в процентах доля энергии заряда, переданная в породу и оставшаяся в продуктах детонации. От 35 % до 50 % энергии заряда передается в породу на первой стадии разрушения. В горных породах эта энергия частично затрачивается на формирование волн напряжений. Часть ее затрачивается на переизмельчение породы в ближней зоне.

Во второй стадии расширения в породу передается, в наших примерах, от 37 % до 46 % энергии заряда. Именно эта часть энергии совершает работу дробления основного объема горной массы в объеме воронки выброса. Не считая энергии, затраченной на переизмельчение небольшого объема породы в ближней зоне, можно смело утверждать, что на генеральное дробление горной породы в объеме воронки выброса затрачивается не 1–5 % энергии заряда, а затрачивается 37–46 % энергии заряда (в наших примерах).

Табл. 2.14 Энергетические параметры расширения полости

Наименование ВВ	Энергия заряда, МДж	Энергия, %		
		Переданная в породу на 1 стадии	Переданная в породу на 2 стадии	Остаточная продуктов детонации
Граммонит 79/21	1905	39	44	17
Гранулотол	1628	45	41	14
Игданит	1702	35	46	19
ГЛТ-20	2622	50	37	13

Дробление горной массы в ближней зоне осуществляется в условиях «сжатия» с высокой затратой энергии образования единицы новой поверхности при разрушении «сжатием». Технологическое дробление горной массы на второй стадии расширения полости осуществляется в условиях «растяжения» с низкой удельной энергией образования единицы новой поверхности, которая на два порядка меньше энергии при разрушении «сжатием». Вот почему дробление больших объемов породы взрывом осуществляется эффективно в объеме воронки дробления.

В четвертой колонке представлена в процентах доля энергии, оставшаяся в продуктах детонации к концу второй стадии ее расширения. В наших примерах в продуктах детонации осталось от 14 % до 19 % энергии. Эта энергия затрачивается на перемещение отбитой горной массы, на формирование навала породы, на разлёт кусков породы и газа, на формирование воздушной ударной волны.

Нами сформулирована новая научная идея о технологическом дроблении породы взрывом за счет энергии, переданной во внешнюю среду на второй стадии не симметричного без волнового расширения полости.

Предложен новый термин — технологическое дробление породы взрывом, под которым понимается дробление почти всего объема отбитой горной массы на куски крупных, средних и мелких размеров за исключением переизмельченной породы.

Разработаны алгоритмы, компьютерные программы и методики расчета параметров развития взрыва сосредоточенного и скважинного зарядов у обнаженной поверхности.

7.6. Время действия первой стадии безволнового расширения полости

Процесс безволнового расширения полости развивается после формирования фронта волны напряжений, удаляющейся от центра взрыва со скоростью продольной волны в породе. При взрыве в безграничной среде формируется камуфлетная полость, размеры и время развития которой определяются массой заряда, свойствами породы и свойствами взрывчатого вещества. При наличии обнаженной поверхности, когда волна напряжений дойдет до обнаженной поверхности, отразится и вновь достигнет зарядной полости, начинает развиваться вторая стадия не симметричного безволнового расширения полости. Время начала развития второй стадии расширения полости, отсчитываемое от начала детонации заряда ВВ, определяется по формуле

$$t_2 = \frac{2 \cdot 1000 \cdot w}{c}, \text{ мс}$$

где w — линия наименьшего сопротивления, м; c — скорость продольной волны в породе, м/с.

Время полного развития камуфлетной полости [31, 32, 33] определяется по формуле

$$t_p = 1,4 \cdot r_3 \cdot \overline{r_p^2}, \text{ мс}$$

где $\overline{r_p}$ — безразмерный предельный радиус камуфлетной полости; r_3 — радиус заряда, м.

Объем полости первичного расширения

$$V_p = \frac{38E}{\rho c^2} \left(\frac{\rho c^2}{250\sigma_{сж}} \right)^{2/3},$$

где E — энергия заряда, Дж; ρ — плотность породы, кг/м³; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы на сжатие, кг/м².

Радиус полости первичного расширения

$$r_p = \sqrt{\frac{V_p}{\pi L}},$$

где L — длина скважинного заряда, м.

Если время полного развития камуфлетной полости $t_p < t_2$, то полость успевает развиться до своего предельного значения r_p до начала развития второй стадии без волнового расширения полости. При $t_p > t_2$ камуфлетная полость лишь частично развивается до начала развития второй стадии ее не симметричного безволнового расширения. Соответственно уменьшается и энергия, переданная в породу на первой стадии расширения полости.

Время развития полости на первой стадии ее расширения описывается уравнением

$$t = t_p \left(\frac{\bar{r} - 1}{r_p - 1} \right)^2,$$

где t — текущее время развития полости, мс; \bar{r} — текущий безразмерный радиус полости.

Радиус, достигнутый полостью к началу развития второй не симметричной его стадии, определяется по формуле

$$r_d = r_p \left(1 + (r_p - 1) \sqrt{\frac{t_2}{t_p}} \right),$$

Полнота развития камуфлетной полости зависит от заглубления зарядов. Для анализа этой зависимости выполнены расчеты для условий взрывания скважинного заряда тротила диаметром 250 мм в граните. Линию наименьшего сопротивления w изменяли от 7 м до 0,1 м.

В таблице 2.15 представлены расчетные геометрические, временные и энергетические параметры первой стадии безволнового ее расширения при различных величинах линии наименьшего сопротивления.

Табл. 2.15 Развитие полости на первой стадии ее без волнового расширения

w , м	$гз$, м	$гд$, м	\bar{r}_p	t_2 , мс	t_p , мс	E , %	E , %
7	0,125	0,234	1,87	3,5	0,6	54,4	45,6
6	0,125	0,234	1,87	3,0	0,6	54,4	45,6
5	0,125	0,234	1,87	2,5	0,6	54,4	45,6
4	0,125	0,234	1,87	2,0	0,6	54,4	45,6
3	0,125	0,234	1,87	1,5	0,6	54,4	45,6
2	0,125	0,234	1,87	1,0	0,6	54,4	45,6
1,5	0,125	0,234	1,87	0,75	0,6	54,4	45,6
1,0	0,125	0,223	1,79	0,50	0,6	56,0	44,0

0,5	0,125	0,195	1,56	0,25	0,6	60,7	39,3
0,25	0,125	0,174	1,39	0,12	0,6	64,9	35,1
0,10	0,125	0,156	1,25	0,05	0,6	69,3	30,7

При линии наименьшего сопротивления 7 м волна напряжений пройдет путь от заряда до обнаженной поверхности и обратно за 3,5 мс. Камуфлетная полость до своего предельного радиуса 0,234 м расширится за 0,6 мс. За время 0,6 мс в породу будет передано 54,4 % энергии заряда. В продуктах детонации останется 45,6 % энергии заряда. Такая картина сохраняется до $w = 1,0$ м. При $w < 1,0$ м камуфлетная полость не успевает развиться полностью до начала второй стадии ее не симметричного безволнового расширения, т. к. $t_2 < t_p$. Уменьшается количество энергии, переданной в породу на первой стадии без волнового ее расширения. Эта энергия затрачивается в основном на чрезмерное переизмельчение породы в ближней зоне взрыва.

При заглублении скважинного заряда на 10 см развитие полости на первой стадии продолжается только 0,05 мс, и после этого начинается развитие второй стадии безволнового ее расширения. В нашем примере в породу на первой стадии расширения при таком заглублении заряда передается только 30,7 % энергии заряда.

Недоразвитие полости на первой стадии ее безволнового расширения существенно снижает энергию переизмельчения породы в ближней зоне. Но в нашем примере это влияние начинает реализовываться при линиях наименьшего сопротивления в 4 раза меньше рациональной линии наименьшего сопротивления [36, 37].

Уменьшение глубины заложения заряда при технологически приемлемых параметрах взрывания не приводит к снижению доли энергии, затрачиваемой на переизмельчение породы.

7.7. Зависимость КПД взрыва от глубины заложения заряда

Будем считать, что КПД (коэффициент полезного дробления) взрыва — это процент энергии заряда ВВ, затраченный на технологическое дробление горной массы в объеме воронки дробления (выброса) без учета энергии переизмельчения породы в ближней зоне.

Энергию технологического дробления горной массы будем отождествлять с энергией, переданной в горный массив на второй стадии без волнового расширения полости. Проследим за изменением КПД взрыва в зависимости от глубины заложения скважинного заряда, т. е. от линии наименьшего сопротивления w .

При изменении w изменяется показатель действия взрыва n . Функция показателя действия взрыва для цилиндрических зарядов определяется по формуле

$$f(n) = \frac{Me}{Lqw^2},$$

где M — масса заряда, кг; L — длина заряда, м; q — удельный расход ВВ, кг/м³; e — переводный коэф. ВВ для пересчета от эквивалентного заряда.

При взрыве скважинного заряда функция показателя действия взрыва связана с показателем действия взрыва зависимостью

$$f(n) = \frac{(1+n^2)^2}{4n}, \text{ при } f(n) > 0,67.$$

С увеличением w функция $f(n)$ интенсивно убывает. При $f(n) < 0,67$ воронка не вскрывается и необходимо принимать $n = 0$. При дальнейшем увеличении w уменьшается высота пирамидальной части полости вторичного расширения, которая определяется по формуле

$$h = h_{нв} - 1,3(w - w_{нв}),$$

где $h_{нв}$ — высота пирамидальной части полости при воронке нормального выброса;

$w_{нв}$ — линия наименьшего сопротивления воронки нормального выброса. При $h = 0$ взрыв становится камуфлетным.

При дальнейшем увеличении w уменьшается также и большой радиус полости вторичного расширения, величина которого определяется по формуле

$$R = R_{нв} - 0,4(w - w_{нв}),$$

где $R_{нв}$ — большой радиус полости вторичного расширения при воронке нормального выброса.

Изложенные положения включены в методику расчета параметров второй стадии безволнового расширения полости. Составлена компьютерная программа расчета параметров расширения полости в зависимости от изменения ЛНС.

По программе выполнены расчеты для условий взрывания скважинного заряда тротила диаметром 250 мм в граните при изменении w от 2 м до 11 м. Для каждого значения w рассчитывали также коэффициент переизмельчения η_p , коэффициент полезного дробления взрыва η_D и коэффициент формирования навала η_n . Результаты расчета представлены в таблице 2.13. В таблице «в» — ширина воронки выброса.

Из таблицы 2.16 видно, что воронка нормального выброса в рассматриваемых вариантах образуется при $w = v = 7$ м. При увеличении w от 2 м до 7 м и при изменении показателя действия взрыва n от 3,5 до 1, ширина воронки выброса изменяется незначительно от 7 м до 8 м. В первом приближении можно считать, что при w меньше глубины нормального

заложения образуется ширина воронки примерно равная ширине воронки нормального выброса, хотя сама воронка и не является воронкой нормального выброса.

Во всем рассмотренном диапазоне изменения w от 2 м до 11 м радиус малого полуцилиндра остается неизменным и равен радиусу камуфлетного взрыва. Радиус большого полуцилиндра при изменении w от 2 м до 7 м изменяется незначительно. При дальнейшем увеличении w он интенсивно уменьшается до радиуса малого полуцилиндра.

Табл.2.16 Расчетные параметры при разных значениях w

w , м	(n)	n	b , м	R , м	h , м	$\eta_{п}$	$\eta_{Д}$	$\eta_{и}$	Остаточная энергия в ПД
2	12,3	3,5	7	1,8	0,2	45,6	34,9	19,5	–
3	,5	2,6	7,8	2,0	1,1	45,6	36,7	17,7	–
4	3,1	2,0	8	2,0	2,0	45,6	37,6	16,8	–
5	2,0	1,6	8,1	2,0	3,0	45,6	38,3	16,1	–
6	1,4	1,3	8	2,0	4,0	45,6	38,7	15,7	–
7	1,0	1,0	7,2	1,8	5,2	45,6	38,6	15,8	–
8	0,77	0,57	4,6	1,3	6,7	45,6	36,9	17,5	–
9	0,61	0	0	1,0	2,6	45,6	32,2	–	22,4
10	0,49	0	0	0,6	1,3	45,6	24,3	–	30,1
11	0,41	0	0	0,2	0	45,6	0	–	54,4

Высота пирамидальной части полости h с увеличением w до 8 м увеличивается от 0,2 м до 6,7 м. При дальнейшем увеличении w в нашем примере высота ее пирамидальной части интенсивно уменьшается до нуля при $w = 11$ м. Коэффициент переизмельчения породы $\eta_{п}$ не изменяется в рассматриваемом диапазоне изменения w и составляет 45,6 %. КПД взрыва в рассматриваемом диапазоне изменения w изменяется незначительно, вопреки ожиданиям, и составляет 34,9 %–38,7 % при изменении w от 2 м до 7 м. При увеличении w от 7 м до 11 м он интенсивно убывает до 0. Коэффициент формирования навала отбитой горной массы изменяется в этих примерах от 19,4 % до 15,7 %. Остаточная энергия продуктов детонации в полости при изменении w от 9 м до 11 м возрастает от 22,4 % до 54,4 %.

Программой предусмотрена возможность компьютерного построения полученных графических зависимостей. На рис. 2.29 представлены графики изменения конечных линейных размеров расширения полости в зависимости от ЛНС при рассматриваемых условиях взрывания.

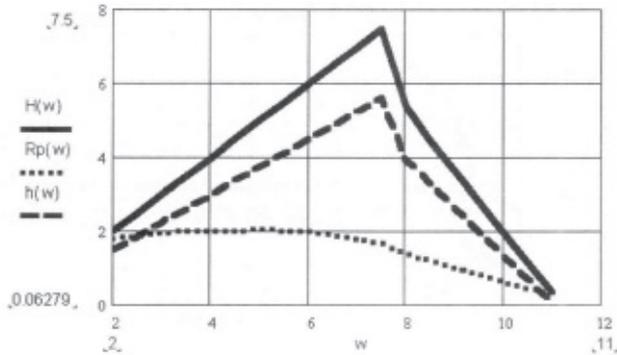


Рис. 2.29 Изменение конечных линейных размеров полости

На рис. 2.30 представлены графики распределения энергии по видам затрат в зависимости от ЛНС.

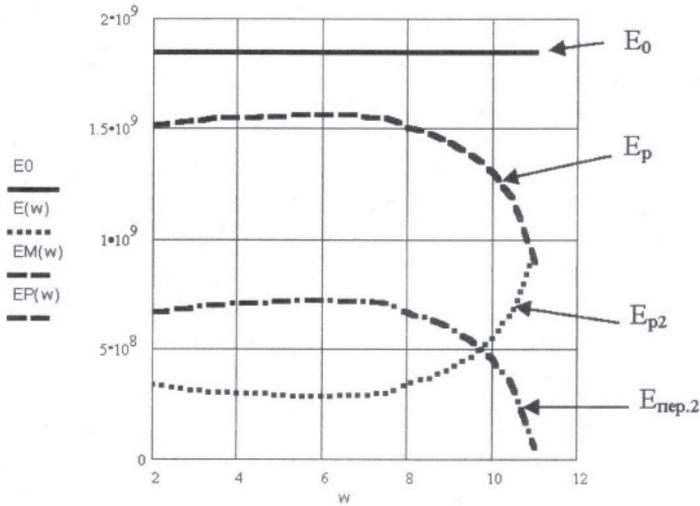


Рис. 2.30 Распределение энергии по видам затрат

На рис. 2.31. представлены графики изменения коэффициентов полезного действия взрыва в зависимости от ЛНС.

Можно сделать предварительный вывод, что изменение линии наименьшего сопротивления в технически приемлемом диапазоне не приводит к существенному изменению КПД технологического дробления породы взрывом. Но на качество дробления породы взрывом изменение ЛНС оказывает существенное влияние. Это видно из таблицы 2.17.

При увеличении w до 7 м возрастает объем воронки дробления. При почти неизменной энергии дробления в 3 раза уменьшается плотность энергии дробления на 1 м^3 отбитой горной массы, что, безусловно, сказывается на значительном изменении крупности дробления породы взрывом.

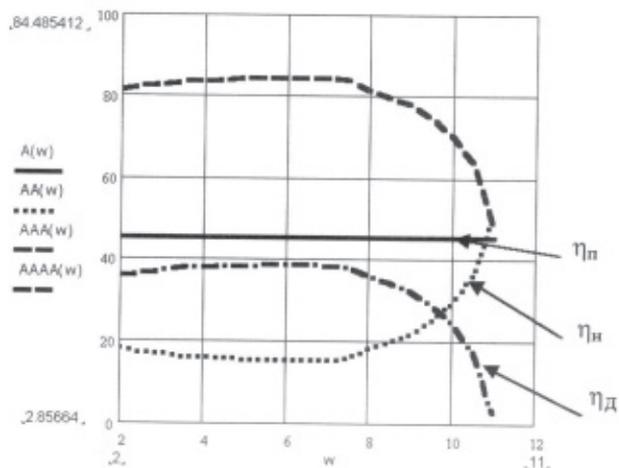


Рис. 2.31 Изменение КПД взрыва от ЛНС.

Табл.2.17 Расчетная удельная энергия дробления породы

w, м	Объем воронки дробления, м ³	Энергия дробления, МДж	Удельная энергия дробления, МДж/м ³
2	69	646	9,2
3	117	679	5,8
4	160	697	4,4
5	203	709	3,5
6	238	716	3,0
7	251	715	2,8
8	184	683	3,7
9	–	591	–
10	–	449	–
11	–	0	–

Уменьшение ЛНС меньше глубины нормального заложения приводит к росту плотности энергии дробления и, как следствие, приводит к более мелкому дроблению отбитой горной массы. Однако из практики хорошо известно, что при очень малых ЛНС и большом показателе воронки выброса при взрыве одиночной скважины основной объем породы дробится на очень крупные куски. Это явление можно объяснить, если ввести в рассмотрение условное понятие «псевдонормальной» воронки выброса, при которой за ширину кажущейся «псевдонормальной» воронки принимается фактическая глубина заложения заряда, т. е. фактическая линия наименьшего сопротивления.

На рис. 2.32 представлены схемы воронок дробления при $w = 7$ м, $w = 4$ м и $w = 2$ м. При $w = 7$ м фактическая воронка дробления совпадает по размерам с условной «псевдонормальной» воронкой дробления.

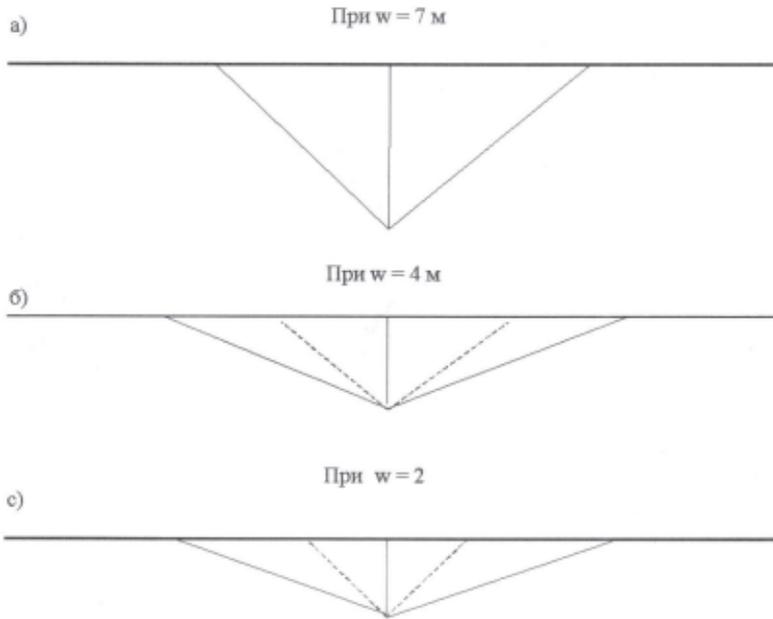


Рис. 2.32 Воронки дробления (выброса)

При $w = 4$ м и $w = 2$ м фактические воронки выброса обозначены сплошными линиями, а условные «псевдонормальные» воронки дробления обозначены пунктирными линиями. Их объемы меньше объемов фактических воронок выброса. В таблице 2.18 представлены линейные размеры и объемы воронок фактического выброса и условных «псевдонормальных» воронок дробления.

Табл.2.18 Линейные размеры и объемы фактических и «псевдонормальных» воронок

w, м	Фактические		«псевдонормальные»	
	в, м	Объем, м ³	в, м	Объем, м ³
7	7,2	251	7	245
4	8	160	4	80
2	7	70	2	20

Если предположить, что основная часть энергии дробления затрачивается на дробление объемов условных «псевдонормальных» воронок дробле-

ния, то факт повышенного выхода крупных кусков при малых ЛНС из зон, лежащих за пределами условных «псевдонормальных» воронок дробления, становится вполне объяснимым.

Пока геометрические размеры запредельных участков остаются меньше кондиционных кусков, их влияние на качество дробления сказывается незначительно. Когда же геометрические их размеры становятся больше кондиционных кусков, результаты дробления резко ухудшаются. Так, например, при $w = 2$ м объем воронки выброса равен 70 м^3 . Из них 20 м^3 дробятся интенсивно и мелко, а 50 м^3 сдвигаются почти без дробления, распадаясь на естественные отдельности. При $w = 2$ м из запредельных зон могут выходить негабаритные куски с линейными размерами до 5 м, что и наблюдается иногда при реальных взрывах.

7.8. Зависимость КПД взрыва от коэффициента высоты полости

Предельная высота полости определяется по формуле

$$H = K w,$$

где K – коэффициент высоты полости; w — ЛНС.

Для изучения влияния K на параметры развития процесса взрыва при постоянной ЛНС, по разработанной компьютерной программе выполнены расчеты для следующих условий взрывания. Скважинный заряд тротила диаметром 250 мм взорван в граните при линии наименьшего сопротивления $w = 7$ м. Коэффициент высоты полости в расчетах изменяли от 0,05 до 1,0.

На рисунке 2.33. представлены графики изменения предельного размера полости H , высоты пирамидальной части полости h и радиуса большой полусферы R .

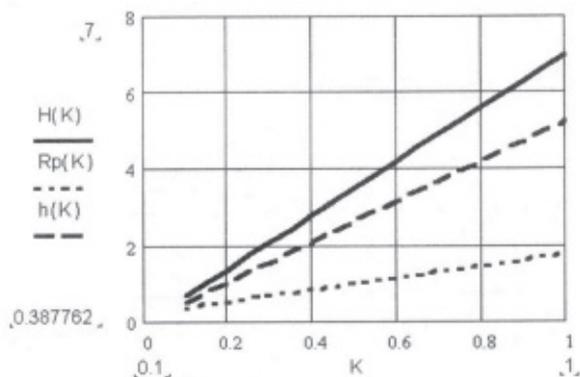


Рис. 2.33 Геометрические параметры полости

Все геометрические размеры полости с ростом K возрастают по линейному закону.

На рис. 2.34. представлены графики распределения энергии по видам затрат в зависимости от изменения коэффициента высоты полости.

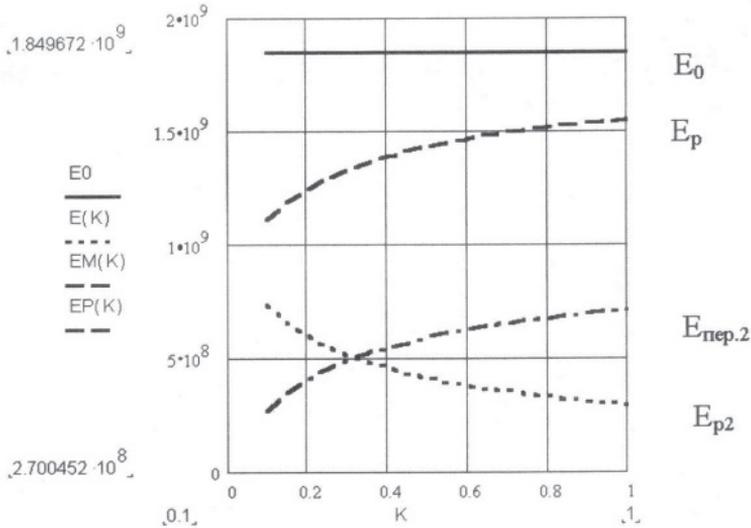


Рис. 2.34 Распределение энергии по видам затрат

Энергия заряда ВВ $E_0 = 1850$ МДж. С ростом K энергия, переданная в массив E_p , возрастает от 841 МДж до 1555 МДж. Остаточная энергия в продуктах детонации E_n уменьшается от 1009 МДж до 295 МДж. Энергия дробления E_d возрастает от 0 до 713 МДж.

На рис. 2.35. представлены графики изменения коэффициентов переизмельчения, дробления навалобразования в зависимости от изменения коэффициента высоты полости.

Коэффициент переизмельчения породы η_{II} остается неизменным во всем диапазоне изменения K и равен 54,4 %. Коэффициент навалобразования η_H , который при малых значениях K переходит в долю энергии, оставшейся в продуктах детонации, с увеличением K убывает от 54,4 до 16 %. Коэффициент технологически полезного дробления при изменении K от 0 до 1 возрастает от 0 до 38 %.

Заключение:

Впервые сформулирована новая научная идея о технологическом дроблении породы взрывом за счет энергии, переданной во внешнюю среду на второй стадии несимметричного безволнового расширения полости.

Предложен новый термин — технологическое дробление породы взрывом и дано его определение как дробление почти всего объема отбитой горной массы на куски крупных, средних и мелких размеров за исключением переизмельченной породы.

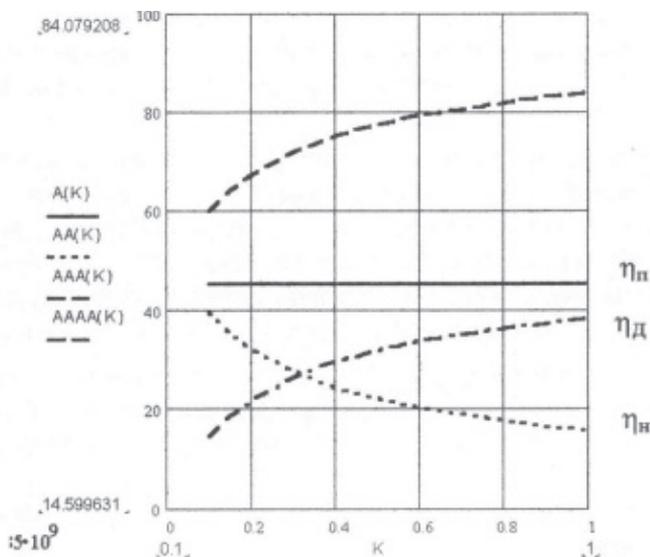


Рис.2.35. Изменение КПД взрыва в зависимости от К

Разработаны алгоритмы, компьютерные программы и методики расчета параметров развития взрыва сосредоточенного и скважинного зарядов у обнаженной поверхности.

Впервые разработана методика определения численных значений коэффициентов действия взрыва. Выделено три коэффициента действия взрыва: коэффициент переизмельчения породы; коэффициент дробления породы (КПД) и коэффициент формирования навала отбитой горной массы. Получены табличные и графические зависимости изменения коэффициентов действия взрыва при изменении ЛНС и при изменении показателя высоты газовой полости.

Впервые определены численные значения энергии переизмельчения породы и энергии технологического дробления горной породы взрывом.

Установлено, что на технологическое дробление породы взрывом затрачивается до 50 % энергии заряда, а не от 1 % до 2 %, как это часто можно прочитать в технической литературе.

Предложена физическая модель трещины с берегами, пронизанными густой сетью мелких трещин и множеством неотделившихся кусочков породы. Такая модель трещины, в отличие от модели трещины с гладкими берегами, позволяет удовлетворительно ответить на следующие вопросы:

- почему энергия разрушения породы во много раз больше энергии поверхностного натяжения образовавшихся кусков;
- почему при многократных перегрузках дробленого материала вновь и вновь образуется некоторое количество мелочи с огромной вновь образованной поверхностью при малых затратах энергии.

Впервые предложен термин — псевдонормальная воронка дробления — и дано его определение, как условно выделенная воронка, радиус которой

равен глубине заложения заряда. На основе анализа реальной и псевдонормальной воронок дробления дано объяснение парадоксальному факту выхода весьма крупных кусков породы при взрыве одиночного скважинного заряда при очень малой глубине его заложения.

7.9. Изучение микроструктурных нарушений в прочных горных породах при взрывном нагружении

Для изучения механизма взрывного воздействия, а также характера структурных изменений в горных породах при взрыве, проведены эксперименты, включающие петрографические исследования, ультразвуковое прозвучивание образцов геоматериалов. В настоящем разделе отчета делается попытка обобщения полученных результатов, их интерпретации и представления как единого материала.

Следует отметить, что исследования по оценке микротрещиноватости пород при взрыве не столь многочисленны. Так, в работе [3] делается вывод о том, что на расстояниях более 40 м/кг^{1/3} наведенная при взрыве трещиноватость отсутствует. В работе [38] при анализе аншлифов получены оценки по степени микротрещиноватости кварцитов после взрыва (табл. 2.19.). Также можно отметить исследования в данном направлении [39; 40], но количественные изменения микротрещиноватости с расстоянием от взрыва не выявлены.

Табл. 2.19

Параметры микротрещин	Ненарушенные породы	Нарушенные в результате взрывного нагружения
Ширина раскрытия, мкм	0,015–0,022	0,02–0,045
Длина, мкм	34,9–156,1	86,7–271,6
Трещинная пористость	0,02–0,09	0,16–0,35
Объемная плотность микротрещин 1/см	0,0002–0,0013	0,002–0,01

Объектами экспериментов, проводившихся в лабораторных условиях, служили образцы гранита, имеющие следующие характеристики: структура полнокристаллическая, мелко- и среднезернистая, текстура массивная. Главными породообразующими минералами являются: кварц, плагиоклаз (альбит, олигоклаз, лабрадор), натриево-калиевый полевой шпат (микроклин и ортоклаз). Минеральные компоненты гранита подвержены микроструктурным деформациям тектонического и генетического характера: выделяются микротрещины в кварце шириной 0.05–0.1 мм (до 18–20 % кварцевых зерен имеют микротрещиноватость), тонкие трещины по спай-

ности отмечаются в 20–30 % пластинках плагиоклаза и в 15–20 % зерен полевых шпатах.

При проведении настоящих исследований в центре образца гранита размером 25x25x15 см в шпуре диаметром 6 мм и глубиной 7.5 см помещался сферический заряд тэна массой 0.5 г и плотностью 1.6 г/см³. Основные характеристики ВВ представлены в таблице 2.20.

Табл. 2.20.

Показатели	
Скорость детонации при плотности 1.4–1.6 г/см ³ , м/с	8000
Теплота взрыва, МДж/кг	4,2–5,9
Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	800
Работоспособность, мл	400–500
Критический диаметр, мм	2

Для оценки микротрещиноватости образцов гранита в результате взрыва использовались стандартные методики традиционной световой микроскопии, а также был опробован люминесцентно-диффузионный метод. Шлифы изготавливались из пластин, полученных при разрезании образцов гранита после взрыва алмазным диском с таким расчетом, чтобы они были взяты на разном расстоянии от заряда. Петрографическое описание, целью которого являлось оценка микротрещиноватости зерен различных минералов, выполнено к.т.н. Н. И. Деньгиной.

При исследовании образцов гранита методом люминесцентной микроскопии объектами исследований служили фрагменты пластин, вырезанные из гранитного блока после взрыва размером 25x25см и толщиной 7–15 мм. Важно отметить, что операция шлифования поверхности в этом случае совершенно необязательна.

Пластина гранита помещалась на дно кюветы-бюкса, в которой был налит слой люминофора высотой около 1 мл. Образец выдерживался в бюксе при комнатной температуре в течение нескольких часов, после чего начиналось его изучение с помощью люминесцентного микроскопа МЛ-3. В качестве источника света использовалась ртутная лампа ДРШ-250-3, излучающая свет в сине-фиолетовой областях спектра. Идея проведения таких исследований принадлежит проф. В. А. Боровикову и проф. В. Е. Александрову. Данные эксперименты проводились в ФТИ им. Иоффе РАН под руководством д.ф.-м.н. А. М. Лексовского.

Рассмотрим далее особенности микроструктурных деформаций минеральных компонентов гранита после взрыва. Для шлифов, отобранных вблизи заряда, характерна пластическая деформация породообразующих минералов. Ряд зерен кварца, КПШ, плагиоклаза как бы наезжают друг на друга без деформаций либо разрушения. В незначительной части кварце-

вых зерен (8–14%) наблюдаются рваные, ступенчатые трещины взрывного происхождения шириной 0.02–0.04 мм.

Интенсивная микротрещиноватость формируется на расстоянии 15–20 радиусов заряда, где отмечается микротрещиноватость в 70–80 % зерен кварца, в 70–85 % КПШ и в 40–50 % плагиоклаза. В КПШ формируются 2–3 трещины на расстояниях 1–1.4 мм, а в более мелких зернах — 1–2 трещины на расстоянии 0.6–0.8 мм. Развиты также внутривидовые трещины шириной 0.03–0.2 мм неправильной, извилистой формы, секущие зерна кварца, плагиоклаза, КПШ. Межзерновая трещиноватость имеет мягкие извилистые очертания, в основном огибающие зерна кварца.

На расстоянии 50–60 радиусов от заряда имеют микротрещиноватость 20–30 % кварцевых зерен, 15–27 % плагиоклазов и около 40–50 % образований КПШ. Это относительно тонкие (0,01 мм) трещины, а также ступенчатые трещины, явно рвущие кристалл КПШ полностью. Отмечаются межзерновые трещины 3–7 на шлиф, чаще всего оконтуривающие агрегаты из 3–6 зерен кварца.

Распределение микротрещиноватости в различных минеральных компонентах гранита с расстоянием от заряда представлено в таблице 2.21.

Табл. 2.21.

Минерал	Расстояние от центра взрыва, см	Микротрещиноватость		Пластическая деформация, %
		%	Количество трещин на зерно	
Кварц	2–3	8–14	1–3	20–25
	5–6	70–80	1–3–13	–
	10	15–20	1–2	–
	13	20–30	2–4	–
КПШ	2–3	20–35	1–2	50–65
	5–6	70–85	2–3	8–10
	10	30–40–46	2–3	5–8
	13	40–50	2–5	5–8
Плагиоклаз	2–3	6–11	1–2	40–60
	5–6	40–50	2–5	6–10
	10	18–20	1–2	5–8
	13	15–27	1–4	5–8

Применение метода люминисцентной микроскопии показали некоторые его преимущества, позволившие уточнить характер структурных изменений горных пород при взрывном нагружении. При сопоставлении изобра-

жения пластин в разных условиях освещения можно заметить, что при обычном освещении объекта наблюдается картина без четкого выявления рельефа в отличие от того же самого фрагмента поверхности, но сфотографированного в ультрафиолетовых лучах (рис. 2.36.).

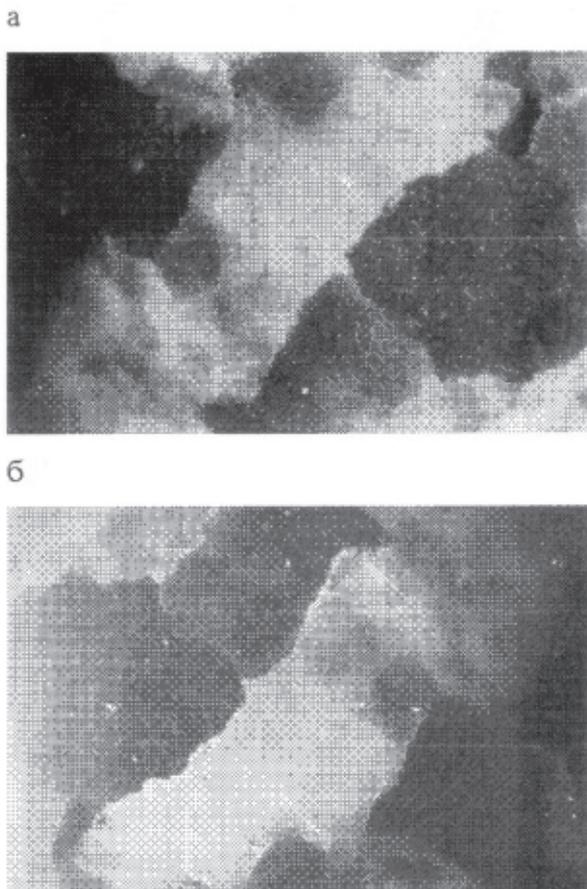


Рис. 2.36 Фрагмент поверхности гранита при обычном освещении (а) и сфотографированного в ультрафиолетовых лучах (б)

Количество проникшего на поверхность люминофора зависит от раскрытия микротрещин. Наблюдаемая дискретность в свечении отдельных участков межзеренных границ свидетельствует и о дискретности структурных изменений в межзеренном пространстве, о разной степени поврежденности минеральных компонентов при прохождении волн напряжений. Можно отметить наличие сдвиговых образований в группе разномасштабных зерен. Так рис. 2.37. иллюстрирует крупномасштабный сдвиг и даже раскол минерального компонента на несколько фрагментов.

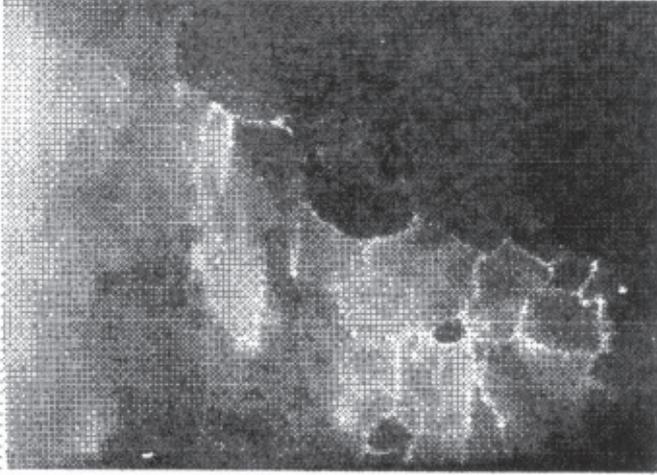


Рис. 2.37 Крупномасштабный сдвиг минерального компонента на несколько фрагментов

Разная степень нарушений в различных минеральных компонентах гранита обусловлена различными механическими свойствами породообразующих минералов. Так, по справочным данным работы [40], представленным в таблице 6.16., предел прочности на сжатие кварца в 2–4 раза выше, чем у других минералов. Высокая прочность на сжатие кварца, очевидно, и является причиной незначительного процента зерен этого минерала по сравнению с КППШ и плагиоклазом, подверженных пластическим деформациям. При формировании микротрещиноватости различных минералов, очевидно, одним из определяющих параметров является предел прочности на растяжение. Этот параметр в какой-то мере позволяет объяснить значительную микротрещиноватость зерен КППШ как наименее прочного материала. Это наше предположение подтверждаются данными работы [41], где по результатам лабораторных экспериментов установлено, что процесс развития микротрещиноватости в основном определяется прочностью слагающих минералов, а размер зерен слабо влияет на начало трещинообразования. Однако размер зерен сильно влияет на длину распространения трещин и их взаимодействие друг с другом. С ростом размера длина трещин увеличивается.

И все же, как показывают данные настоящих исследований, использование одного предела прочности на растяжения для прогнозирования характера микронарушений различных минералов при взрывном нагружении гранита не достаточно. На процесс развития микротрещиноватости при взрыве оказывают влияние структурные факторы. К ним можно отнести размер и форму зерен, неоднородность (анизотропность), обусловленную первичной микротрещиноватостью, остаточными напряжениями. Следует отметить, что микроклин и ортоклаз (минералы группы КППШ) отличаются сильной анизотропией упругих свойств: показатель анизотропии составляет около 35 %, в то время как для кварца и плексигласа этот показатель — 25 % [42].

Табл.2.22.

П/п	Показатели	Минералы		
		Кварц	Калиево-натриевые полевые шпаты	Плагиоклаз
1.	Объемный вес, кг/см ³	2,66	2,6	2,54–2,7
2.	Предел прочности на сжатие, МПа	400	120	110–200
3.	Предел прочности на растяжение, МПа	21	12–14	10–18
4.	Модуль Юнга, 1010 Па	9,6	7,5	6,3–8,8
5.	Модуль сдвига, 1010 Па	4,4	2,4–2,9	3–3,5
6.	Модуль всестороннего сжатия, 1010 Па	3,7	5,6	5,5–7,9
7.	Коэффициент Пуассона	0,08	0,3	0,28–0,32
8.	Скорость продольной волны, м/с	6050	5680–6100	6000–6500
9.	Скорость поперечной волны, м/с	4000	3100–3380	3400–3600

В последние годы рядом исследователей при объяснении физико-химических свойств минералов используется энергетический подход, основанный на концепции энергии атомизации (энергии разрыва кристалла на свободные нейтральные атомы) [13, 45]. Вводится параметр «энергоплотность», представляющий собой объемную концентрацию энергии химических связей вещества (табл. 2.23.). Если сравнить минералы гранита по этому параметру, то окажется, что наименьшую энергоплотность имеет как раз КПШ (микроклин).

Табл. 2.23.

Минерал	Формула	Плотность, г/см ³	Энергоплотность, кДж/см ³
Альбит	NaAlSi ₃ O ₈	2,62	76,98
Лабрадор	Ca _{0.5} Na _{0.5} Al _{1.5} Si _{2.8} O ₈	2,67	77,35
Олигоклаз	Na _{0.8} Ca _{0.2} Al _{1.2} Si _{2.8} O ₈	2,64	77,09
Кварц (b)	SiO ₂	2,53	79,01
Микроклин	K AlSi ₃ O ₈	2,56	71,68

Распределение микротрещиноватости, полученное в лабораторных условиях по результатам петрографического анализа шлифов, подтверждается данными натуральных испытаний. После мощного камуфлетного взрыва была пробурена скважина из горной выработки по направлению к центру места расположения заряда. Бурение скважины закончилось после дости-

жения купола «груды обрушения» из-за отсутствия технических возможностей его продолжения. Общая длина скважины составляла 69,7 м. Породы, пересекаемые при бурении, были представлены мелко- и среднезернистым песчаником, реже — крупнозернистым песчаником и алевритом, с пределами прочности на сжатие 120–180 МПа, на растяжение 10–22 МПа.

Отбор кернов с интервалом 0,5–1,0 м по мере бурения скважины и последующее изготовление из них шлифов для петрографических исследований позволили выявить определенную зональность по степени и характеру нарушений относительно эпицентра взрыва. На рис. 2.38. представлено распределение микротрещиноватости по разрезу скважины на основе анализа кернового материала.

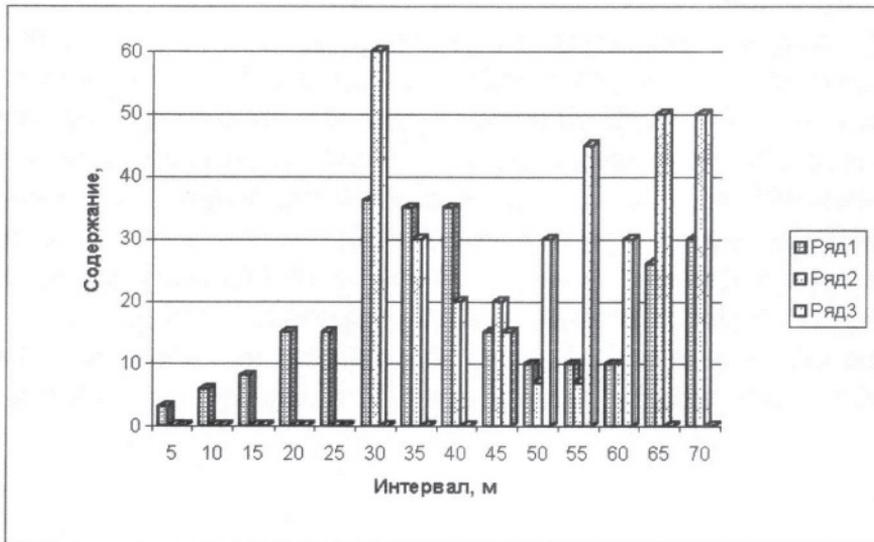


Рис.2.38 Данные о микротрещиноватости в горном массиве после взрыва (1– межзёрновые трещины, 2 — микротрещины в кварце, 3– минералы с пластической деформацией)

Непосредственно вблизи заряда при интенсивных макронарушениях наблюдается слабая степень микротрещиноватости пород. Причем характерна не только слабая микротрещиноватость, но и повышенное содержание зерен минералов с пластической деформацией, которое, предположительно, свидетельствует о переуплотнении пород. Зона интенсивной трещиноватости располагается в интервале 30–35 м.

Наличие некоторой более «уплотненной зоны» вблизи заряда подтверждается также данными ультразвукового прозвучивания. На рис. 2.39. представлены результаты таких измерений для образца песчаника, где максимальное изменение скорости продольных волн наблюдается не вблизи заряда, расположенного между точкам 7–8, в некотором удалении от него.

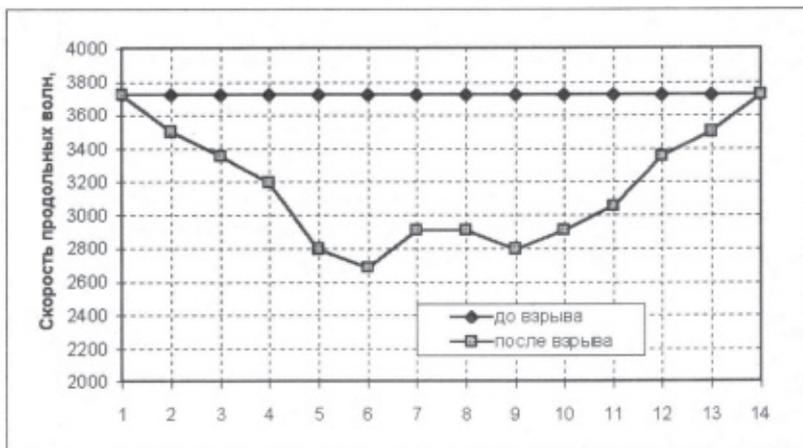
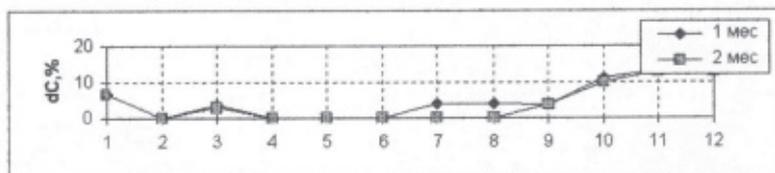


Рис. 2.39 Изменение скорости продольных волн в зависимости от расстояния до заряда для образца песчаника

Длительный ультразвуковой контроль состояния образцов песчаников свидетельствует о восстановлении упругих свойств после взрыва. Результаты, характеризующие изменение состояния одного из образцов песчаника с течением времени, представлены на рис. 2.40. и 2.41.



б

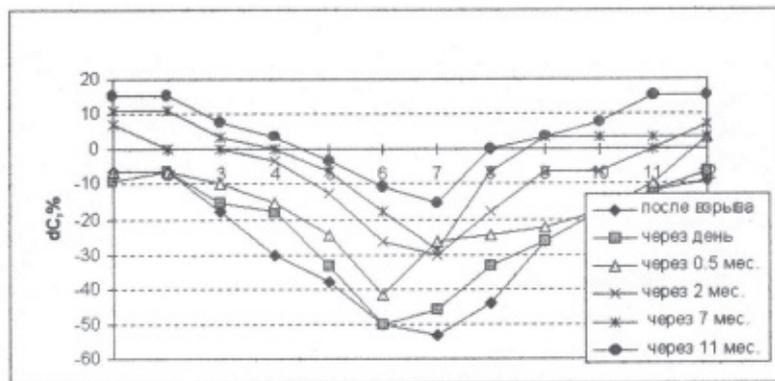


Рис. 2.40 Динамика относительных значений скорости (%) с течением времени до (а) и после взрыва (б)

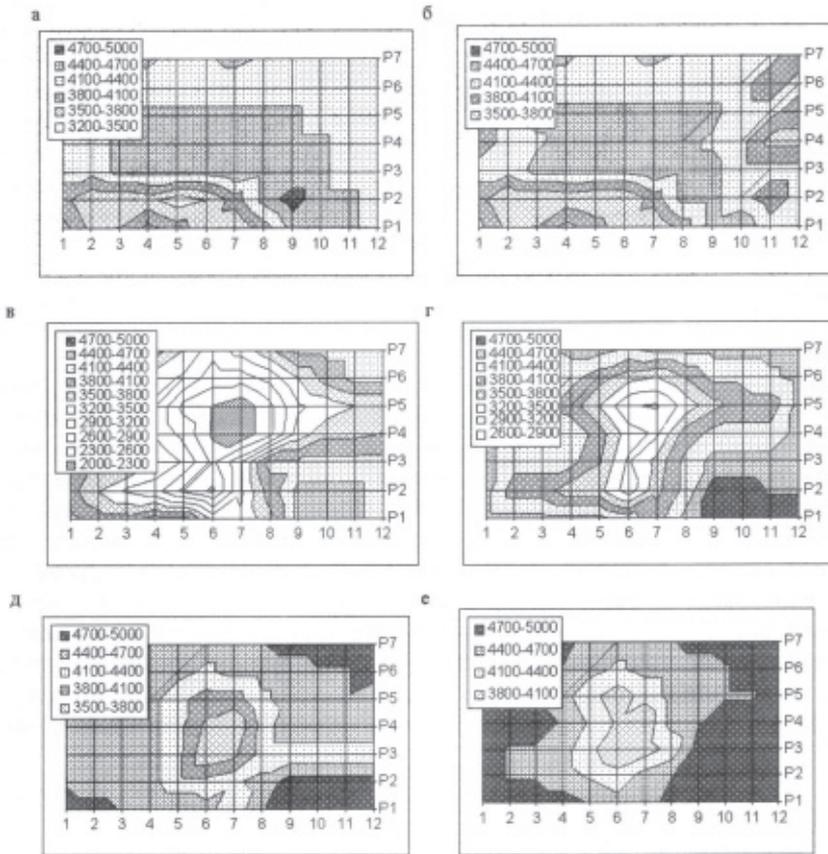


Рис. 2.41 Распределение значений скорости продольных волн в песчанике
 а — первоначальное измерение; б — через 2 месяца наблюдений;
 в — непосредственно после взрыва; г — через 2 месяца после взрыва;
 д — через 7 месяцев после взрыва; е — через 11 месяцев после взрыва.

Наблюдается незначительное относительное изменение скорости (рост) при прозвучивании образца в течение 2 месяцев до взрыва (рис. 2.41.а). Непосредственно после взрыва происходит значительное снижение скорости с характерной тенденцией «плавного» изменения с расстоянием от заряда. Затем наблюдается постепенное увеличение значений скорости. (рис. 2.41.б) Обычно это многомесячный процесс с тенденцией постоянного, иногда неравномерного, роста скорости, протекающий наиболее интенсивно в первые 2 месяца. Динамика процесса зависит от уровня поврежденности конкретного объема образца.

Как следует из рис. 2.41.а, для песчаника характерна некоторая пространственная вариация значений скорости. Это распределение с течением времени по мере наблюдений до взрыва претерпевает незначительную трансформацию (рис. 2.41б). В результате взрыва (заряд размещался на профиле P4 между точками 6 и 7) отмечается резкое снижение скорости с мак-

симальной степени нарушений вблизи заряда. При этом формируется структурированная картина нарушений с привязкой ее к месту расположения заряда (рис. 2.41в). После взрыва наблюдается рост значений скорости продольных волн с тенденцией к более равномерному ее распределению по объему образца (рис. 2.4. г, д, е).

После ультразвукового контроля ряд образцов подвергались разрушающим механическим испытаниям. В результате таких исследований получено, что распределение прочности на растяжение в разных сечениях образца при оценке ее по скорости продольных волн удовлетворительно описывается зависимостью вида: $\sigma_{\max}/\sigma_{\min} = (V_{\max}/V_{\min})^4$. Наблюдаемый с течением времени после взрыва рост скорости продольных волн связан с увеличением модуля упругости образцов.

Таким образом, по данным лабораторных и натуральных экспериментов механизм микроструктурных нарушений характеризуется тем, что непосредственно вблизи заряда проявляется слабая степень микротрещиноватости пород, причем характерна не только слабая микротрещиноватость, но и повышенное содержание зерен минералов с пластической деформацией. Разные минеральные зерна отличаются разной степенью поврежденности из-за их различия в физико-механических и структурных свойствах. Наблюдается сдвиговый характер разрушения отдельных минеральных компонентов. Разрушение отдельных зерен или их перемещение не приводит к потере сплошности исследуемого объекта геоматериала. Развитие микронарушений при отсутствии видимых нарушений в структуре образцов происходит к изменению их свойств и состояния. Эти изменения с течением времени после взрыва носят обратимый характер.

7.10. Методика оценки эффективности механизма взрыва как средства дробления горной породы

Как неоднократно отмечалось многими исследователями взрывного воздействия на горную породу, т. н. коэффициент полезного действия взрыва (КПД) весьма незначителен. По разным оценкам он не превышает 3...10 %. При этом под КПД взрыва понимают отношение энергии механического воздействия взрыва к общей выделенной при взрыве химической энергии. Механическое воздействие взрыва включает в себя расширение взрывной полости, волновые процессы в горной породе, разлет фрагментов разрушенной породы. Столь низкий КПД взрыва объясняется тем, что взрыв представляет собой мощный диссипативный механизм, при котором большая доля энергии ВВ тратится в необратимых процессах: неупругого деформирования горной породы и потери части энергии ВВ, оставшейся в выброшенных в атмосферу продуктов детонации. Особенно существенными неупругие процессы оказываются в непосредственной близости к взрывной полости. Говоря об оценке эффективности взрыва как о средстве дробления горной породы, имеет смысл ограничиться анализом только

той части волновых процессов, которые ответственны за дробление породы.

Процесс образования фрагментов сплошной среды, подвергнутой динамическому нагружению, связан, прежде всего, с тем, что прочностные характеристики сплошной среды (предел прочности на растяжение или на сдвиг) имеют случайный характер. Даже при симметричном нагружении достижение условий разрушения происходит в разные моменты времени, несмотря на то, что все участки рассматриваемой области сплошной среды подвергается одинаковому нагружению. Самым наглядным примером такого положения дел является фрагментация кольца под действием динамической нагрузки [44, 45]. Разновременность событий-разрушений приводит к тому, что от каждого очага разрушения начинает распространяться волна разгрузки, снимающая напряжение в окрестности очага разрушения. Средний размер разгруженной области (это и есть средний размер фрагмента) определится скоростью распространения волны разгрузки (поперечной или продольной) и средней разностью времен возникновения событий-разрушений. Именно такая концепция фрагментации среды под действием динамической нагрузки была рассмотрена в [48]. Эта концепция позволила сформулировать и точно решить задачу о величине среднего размера фрагмента динамически разрушаемого кольца. Формула, связывающая средний размер фрагмента кольца $\langle L \rangle$ со скоростью звука C и со средним значением времени (отсчитываемым от момента начала нагружения) возникновения события-разрушения $\langle \tau \rangle$, имеет вид:

$$\langle L \rangle = C \sqrt{2(\langle \tau^2 \rangle - \langle \tau \rangle^2)} \quad (2.128)$$

Там же была получена более удобная (хотя и приближенная) для вычислений $\langle L \rangle$ формула:

$$\langle L \rangle = \frac{\sqrt{2} C \beta}{\gamma} \quad (2.129)$$

Здесь β^2 — дисперсия плотности распределения вероятности величины прочности материала кольца на разрыв, γ — скорость нагружения. Рассматриваемая концепция и формулы (2.128), (2.129) были проверены в процессе численных экспериментов [47]. Результаты проверки полностью подтвердили корректность предложенной модели разрушения. Дополнительные, хотя и косвенные, подтверждения справедливости этой модели можно найти и в экспериментальных работах [45, 48].

Возвращаясь к оценке механизма эффективности взрыва, как средства дробления горной породы, будем опираться именно на изложенную выше вероятностную модель фрагментации (ВМФ) сплошной среды под действием динамических нагрузок. В качестве критерия эффективности взрыва

того или иного ВВ, как дробящего горную породу средства, введем удельную энергию дробления взрывом (УЭДВ) E_f . Определим ее формулой.

$$E_f = \varepsilon / (4\pi R^{*3/3}) \quad (2.130)$$

Здесь ε — энергия взрыва, измеряемая в кг тротилового эквивалента взорванного ВВ, R^* — радиус зоны приемлемого дробления, определяемый тем, что внутри этой зоны средний размер фрагмента $\langle L \rangle$ меньше заданного в качестве максимального размера фрагмента L^* . При известной величине β из (2.129) вопрос о расчете $\langle L \rangle$ сводится к определению зависимости $\gamma(R)$. Формула (2.130) предполагает использовать в данной методике сведения о действии на горную породу сферического камуфлетного взрыва. Если ограничиться анализом растягивающих нагрузок, то скорость нагружения $\gamma(R)$ можно задать соотношением:

$$\gamma = EU / (t^*R) \quad (2.131)$$

Здесь E — модуль Юнга, U — максимальное радиальное смещение среды во взрывной волне, t^* — характерное время действия волны. Результаты большого количества экспериментов с камуфлетными сферическими зарядами, обобщенные в [48] позволяют написать следующие зависимости:

$$t^* = 2.1U/V \quad (2.132)$$

$$U = 1.35 \cdot 10^{-3} \varepsilon^{1/3} (\varepsilon^{1/3}/R)^{1.6}$$

$$V = 10 (\varepsilon^{1/3}/R)^{1.6} \quad (2.133)$$

V — массовая скорость движения среды в волне. С учетом вышеприведенных формул можно написать:

$$\gamma = 4.76 E \varepsilon^{0.53} / R^{2.6} \quad (2.134)$$

Если в последней формуле показатели при R и ε округлить соответственно до 3 и 0.5, то радиус зоны приемлемого дробления R^* определится соотношением:

$$R_* = 1.53 \sqrt[3]{\frac{L_* E \sqrt{\varepsilon}}{C \beta}} \quad (2.135)$$

Окончательно для E_f имеем:

$$E_f = 7 \cdot 10^{-2} C \beta \sqrt{\varepsilon} / (L^* E) \quad (2.136)$$

Проведенные по формуле (2.135) расчеты обнаружили два важных обстоятельства. Первое — заметную погрешность величины R^* при больших значениях ε (> 10 кг) и второе — невозможность дифференцировать ВВ по их бризантности, определяемой произведением плотности ВВ ρ_{ex} на скорость детонации D . Последнее обстоятельство связано с тем, что в формулах (2.132.), (2.133.), (2.134.), справедливых для больших относительных расстояний $r = R/\varepsilon^{1/3}$, время t^* не зависит от R , что, конечно, не характерно для ближней зоны взрыва, где, собственно, дробление породы и имеет место. Тут явно сказывается дефицит информации о волновых процессах в этой зоне. Для заряда 10кг (его радиус r_0 около 0.1м) эта зона $R < 10r_0$ составляет около 1м в то время, как данные эксперимента, соответствующие формулам (2.132.), (2.133.), (2.134.), годятся для $R > 1.2$ — для зоны, в которой дробление горной породы уже незначительно. В связи с этим предлагается ввести в (2.131.) поправочный множитель $K_d = \rho_{ex} D / \rho C$ таким образом, чтобы средний размер фрагмента $\langle L \rangle$ можно было вычислять по формуле:

$$\langle L \rangle = 0.3C\beta R^{2.6} / (K_d E \varepsilon^{0.53}) \quad (2.137.)$$

Уточненное значение границы зоны приемлемого дробления R^* можно вычислить по формуле:

$$R_* = \left[\frac{L_* K_d E \varepsilon^{0.53}}{0.3C\beta} \right]^{1/2.6} \quad (2.138)$$

а искомая величина удельной энергии дробления взрывом E_f найдется из выражения:

$$E_f = 0.25 \frac{R_0^3 \rho_{ex}}{\varepsilon^{0.61}} \left[\frac{L_* K_d E}{C\beta} \right]^{-1.154} \quad (2.139)$$

Учитывая, что $\varepsilon = 4\pi R_0^3 \rho_{ex} Q_{ex} / 4Q_{tnt}$ (здесь Q_{ex} и Q_{tnt} соответственно удельные теплоты взрыва ВВ и тротила, $Q_{tnt} = 4.2 \cdot 10^6$ Дж/кг), последнюю формулу можно переписать в виде:

$$E_f = 1.1 \cdot 10^3 \frac{R_0^{1.17} \rho_{ex}^{0.39}}{Q_{ex}} \left[\frac{C \cdot \beta}{L_* \cdot K_d \cdot E} \right]^{1.154} \quad (2.140.)$$

Таким образом, формула (2.140) определила показатель эффективности использования того или иного ВВ как дробящего горную породу средства.

В отличие от предлагаемых ранее подобных показателей последний учитывает не только энергетические характеристики ВВ и их бризантность, но и прочностные свойства горной породы — дисперсию плотности распределения предела ее прочности. Отсутствие в (2.140) самого значения предела прочности (точнее его средней величины σ^*) обусловлено приближенностью (2.129.). Разработана и отлажена программа, которая, используя (2.128.) и заданную функцию плотности вероятности распределения величины прочности горной породы, может весьма просто уточнить величину E_f . Напомним, что используемое приближение справедливо при $\sigma^*/\beta \gg 1$.

Рассмотренный подход не является традиционным, использующим в качестве прочностной характеристики горной породы показатели типа дробимости, крепости и т. п. Однако он позволяет подойти к проблеме дробления горной породы взрывом на более физически обоснованном уровне.

Иллюстрацией использования вышеизложенной методики явились вычисления показателя E_f для 12 промышленных ВВ, различающихся как по скорости детонации, так и по плотности и удельной теплоте взрыва. Нижеприведенная таблица представляет полученные результаты.

Табл. 2.24.

Тип ВВ	Qехккал/кг	ρ_{ex} кг/м ³	D м/с	E_f кг/м ³
Граммонит 50/50	857	900	5240	0.029/0.431/6.23
Игданит 94.5/5.5	922	850	5240	0.029/0.425/6.14
Граммонит 30/70	910	900	5200	0.028/0.412/5.95
Гранулит АС — 4	946	900	5360	0.027/0.389/5.61
Аммонит 6ЖВ	1031	900	5430	0.025/0.363/5.04
Аммонит ПЖВ — 20	1030	1000	5120	0.025/0.357/4.94
Гранулит АС — 8	1010	950	5540	0.024/0.346/4.91
Порэмит 1	730	1300	6080	0.020/0.30/4.57
Ипконит	965	1400	6850	0.014/0.206/3.03
ГЛТ — 20	893	1500	7050	0.014/0.20/2.98
Гранулотол	1000	1600	7070	0.012/0.175/2.54
Карботол ГЛ — 10В	1165	1600	7790	0.0098/0.142/2.05

Расчеты велись для модельной горной породы, у которой $E = 1011$ Па, $C = 5000$ м/с, $\rho = 2000$ кг/м³, $\beta = 3 \cdot 10^6$ Па, $L^* = 0.5$ м. В последнем столбце таблицы приведены тройки чисел E_f , относящиеся соответственно к величинам радиуса заряда $R_0 = 0.05, 0.5$ и 5 м. В соответствии с (2.140) эти числа иллюстрируют не сильно отклоняющуюся от прямой пропорциональности тенденцию роста энергоемкости процесса дробления горной породы взрывом

при увеличении радиуса заряда. Методика правильно отслеживает и другую тенденцию — уменьшение величины E_f при переходе к более бризантным и энергичным ВВ. Почти прямо пропорционально росту величины дисперсии распределения предела прочности растут и энергозатраты на дробление горной породы. Заметим, что изменение величины E_f для всего спектра представленных в таблице ВВ весьма значительно — 3 раза.

Важным достоинством настоящей методики является и то, что, имея в наличии соотношение (2.138), задающее зависимость интенсивности разрушения от расстояния от центра взрыва, методика может более дифференцировано подойти к оценке размера зоны приемлемого дробления. Помимо учета величины максимально приемлемого размера фрагмента, в рассмотрение можно ввести и величину среднего размера фрагмента, и оценивать размеры зоны приемлемого дробления, опираясь и на этот важный технологический параметр взрывных работ.

7.11. Оценка технологических режимов ведения взрывных работ при скважинной отбойке через показатели эффективности действия взрыва

В современной практике горного производства важнейшую роль выполняют процессы разрушения, составляющие основу добычи полезных ископаемых, а основным средством, лежащим во главе всех геотехнологий добычи твердых полезных ископаемых, является энергия взрыва, точнее механизм его действия на твердую среду. Она имеет цену и свои внутренние возможности управления.

Методы и критерии оценки эффективности использования энергии взрывчатых веществ при освоении недр должны отражать геотехнологические особенности их применения и строиться на основе соотношения фактических показателей отбойки в рамках реальных технологических процессов. В настоящее время нет объективной количественной оценки и методов определения доли энергии разветвляющихся ее потоков при взрыве скважинного заряда в реальной обстановке в условиях, когда различные горные технологии предъявляют к действию взрыва самые разнообразные, порой противоречивые требования. При этом характеристики разрабатываемых месторождений полезных ископаемых имеют динамику и направление изменений в сторону их усложнения (усложняется геология, повышаются требования к конечным технологическим показателям и т. д.), в то время как в рыночной экономике цель — обеспечение конечных показателей при минимизации затрат. Поэтому для выбора (оптимизации) сочетаний (комбинаций) технических решений по отбойке (разрушению) нужен показатель, отражающий уровень полезного использования потенциальной энергии ВВ как основного средства решения первоначальных горных задач — коэффициент полезного действия взрыва [50]. Он представляет собой отношение

энергии, которая была затрачена на полезную с точки зрения геотехнологии работу к потенциальной химической энергии заряда (или зарядов):

$$K = \frac{E_c}{E_{nx}}$$

Нами предлагается новый концептуальный подход в оценке КПД взрыва, который основывается на его технологической направленности, определяя КПД в качестве целевой функции от разнообразных требований к взрыву со стороны горных технологий.

Новым в количественном отношении элементом является то, что классические 1–5 % полезного использования взрыва принимаются за 100 %, и далее речь идет о полезном в технологическом понимании их использовании и распределении. Предлагаемая концепция выражается следующим образом:

$$\eta_{\text{физ}} = \frac{E_1}{E_2} \approx (1 \div 5)\%$$

$$\eta_{\text{тех}} = \frac{E_3}{\eta_{\text{физ}}} = \frac{E_3 \cdot E_2}{E_0 \cdot E_1} \approx (5 \div 80)\%$$

где E_0 — исходная работа взрыва;

E_1 — полезная механическая работа;

E_2 — полная работа взрыва;

E_3 — работа, затраченная на технологически полезную деятельность.

Критериями эффективности управления действием взрыва могут быть отношения известных конкретных фактических показателей по каждому технологическому процессу к результирующему (проектному) параметру. Имея такие локальные отношения (коэффициенты, критерии) по отдельным процессам и операциям буровзрывного комплекса, в сумме получим оценку эффективности, отражающую интегральный КПД взрыва. При этом в каждом отдельном технологическом процессе выявляются управляемые и зависимые (результирующие) параметры. Давая различные (в оптимальном диапазоне) значения управляемым (независимым) параметрам, влияем, исходя из интегрального КПД взрыва, на результативность (эффективность) работы комплекса, которая оценивается указанными отношениями.

В свою очередь, последние могут определяться по отдельным технологическим процессам самостоятельно. Например, по такому процессу, как «проходка выработок», в целом макрокритерий эффективности управления может включать микрокритерии показателей отдельных технологических

операций (гладкость стенок, характеристика грансостава, скорость проходки, стоимость и эффективность используемого типа ВВ и т. д.).

По каждой из этих позиций определяются отношения фактических показателей к результирующим (проектным), устанавливаемым по известным или задаваемым методикам. В сумме получается критерий эффективности управления проходкой выработок. Таким же образом можно оценить эффективность управления и другими (остальными) технологическими процессами, входящими в буровзрывной комплекс, включая отгрузку горной массы. В целом, по комплексу, как это уже отмечалось, это должно быть отражением или функцией КПД взрыва. Указанные теоретические предпосылки математически в первом приближении можно представить следующей зависимостью:

$$\eta_n = \eta_c \sum_{i=1}^n \left[1 + \left(\frac{\phi_i^c - \Pi_i^c}{\Pi_i^c} \right) P_i \right] / \left[1 + \left(\frac{\phi_i^n - \Pi_i^n}{\Pi_i^n} \right) P_i \right] \quad (2.141.)$$

$$\sum_{i=1}^n P_i = 1$$

где η_c — КПД взрыва в «классическом» (старом) понимании как «коэффициент полезного механического действия» взрыва равный 1–5 % [54];

η_n — то же, но в другом, расширенном («новом») понимании, ³ 1–5 %;

Φ_i^c ; Π_i^c — фактические и проектные параметры или показатели отдельных технологических процессов буровзрывного комплекса при «старой» или исходной конструкции скважинного заряда;

Φ_i^n ; Π_i^n — то же, но при «новой», другой или усовершенствованной конструкции заряда.

i — относительные веса технологических процессов;

r — количество технологических процессов или операций.

Так как отклонения проектных показателей от фактических предполагается большими при «старой» конструкции заряда или технологии, чем при «новой» (в этом заключен смысл увеличения КПД взрыва), то член в круглых скобках в числителе будет больше соответствующего члена в знаменателе и значение величины в квадратных скобках будет больше единицы.

Из анализа формулы видно, что в предельном случае, когда эффект от применения новой конструкции заряда не достигается, значение коэффициента полезного действия взрыва также не изменяется, т. е. $\eta_n = \eta_c$.

В остальных случаях, если не иметь целью его снижение, он имеет тенденцию к росту, т. е. $\eta_n \geq \eta_c$.

При этом увеличение η_n по сравнению с η_c характеризует в одних и тех же технологических процессах и операциях при разных конструкциях скважинных зарядов, взрывааемых вблизи обнаженных поверхностей, соответствующую степень прогресса.

Предлагаемый подход позволяет создавать действенные методы повышения доли энергии взрыва, затрачиваемой на технически значимые результаты и методику их количественной оценки. Для этого нами, во-первых, предложено отойти от традиционного, круглого в сечении монолитного заряда ВВ, обусловленного способом создания полости для него бурением скважин круглого сечения, и перейти на специальные конструкции пучков сближенных зарядов, позволяющих формировать взрывную волну любой заданной формы и интенсивности в зависимости от требований горных технологий. Во-вторых, разработана методология расчета по управлению направлением и интенсивностью взрывного разрушения с учетом требований горных технологий. На основании этого и совокупных результатов анализа обработки многочисленных данных по применению различных горных технологий составлена таблица условий применения некоторых типовых конструкций зарядов. Последние базируются на конструкции сближенных пучковых зарядов, позволяющих значительно увеличить КПДВ за счет образования волны напряжений любой технологически задаваемой формы, интенсивности и напряженности.

Разработана программа расчета параметров отбиваемого слоя с целенаправленным действием взрыва. В качестве примера на рис. 2.42., 2.43. показана схема расположения зарядов ВВ с дифференцированным распределением энергии взрыва и расположением зарядов в прямых рядах.

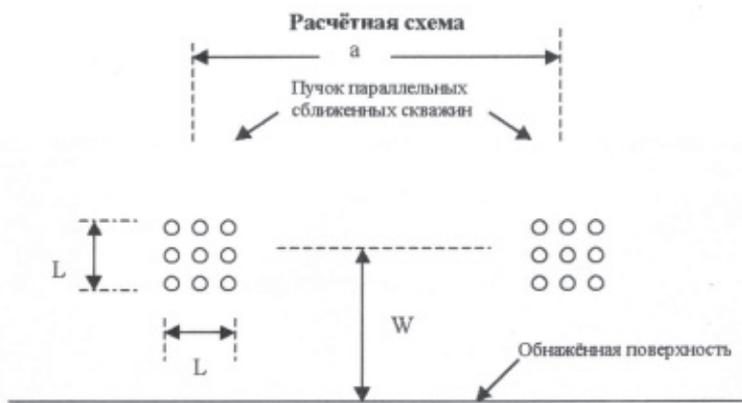


Рис. 2.42.

Расчет параметров сетки направленных сближенных скважинных зарядов производился по методике, в основе которой были результаты наших исследований. Расчет проводили на 1 м высоты отбиваемого слоя для одного типа ВВ, одинаковой конструкции технологически направленных скважинных зарядов при постоянной плотности заряжения скважин. Количество скважин и направленность взрывов пучковых зарядов определялись горнотехническими условиями объекта взрыва, т. е. условиями горной технологии.

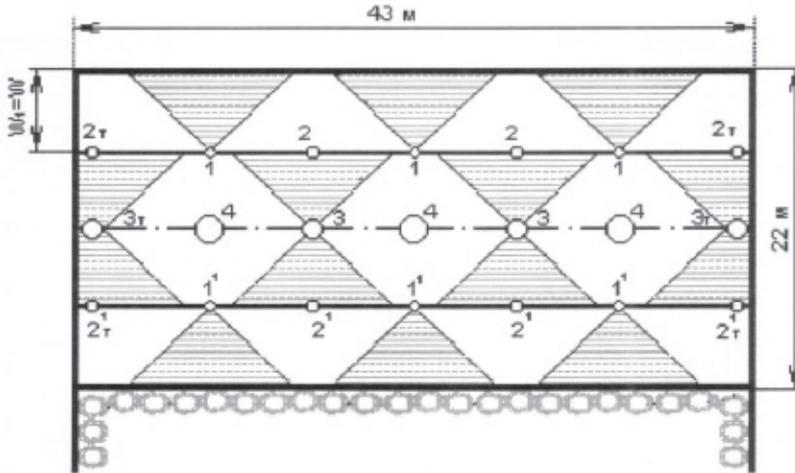


Рис. 2.43 Схема расположения зарядов ВВ в прямых рядах с отбойкой на компенсационное пространство и зажимающую среду. 1, 2, 3, 4 — номера зарядов ВВ и соответствующая им очередность взрывания

Разработанная программа для ПК позволяет упростить использование предложенных методов расчета при практическом применении.

Данная программа разработана средствами программного продукта MSACCECC, входящего в широко распространенный пакет MSOFFICE.

Пользователь данной программы работает с помощью экранных форм, в которых вводится исходная информация и рассчитываются итоговые результаты.

На рис. 2.44 показана начальная экранная форма, с которой начинается работа с программой.

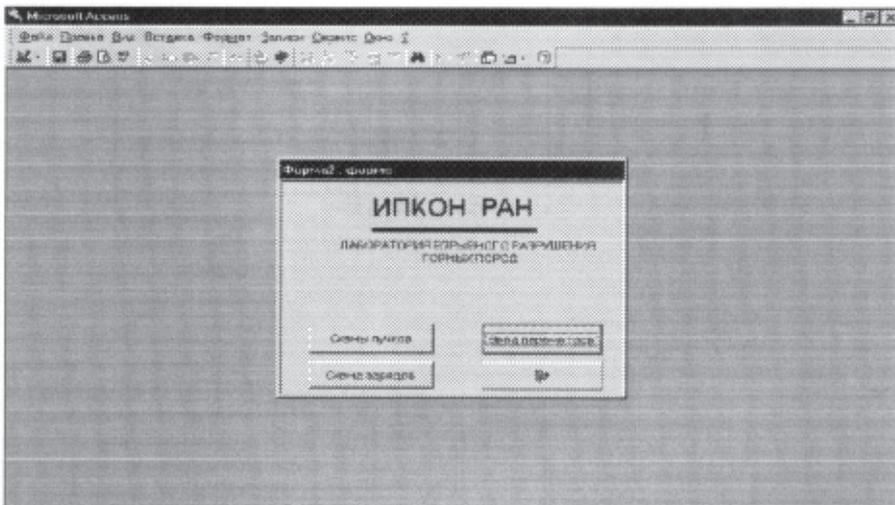


Рис. 2.44.

На этой форме имеются 4 функциональные кнопки, при нажатии на которые открываются новые формы.

Две левые кнопки открывают формы, на которых представлены схемы расположения зарядов и схемы собственно пучковых зарядов, показанные на рис. 2.45.

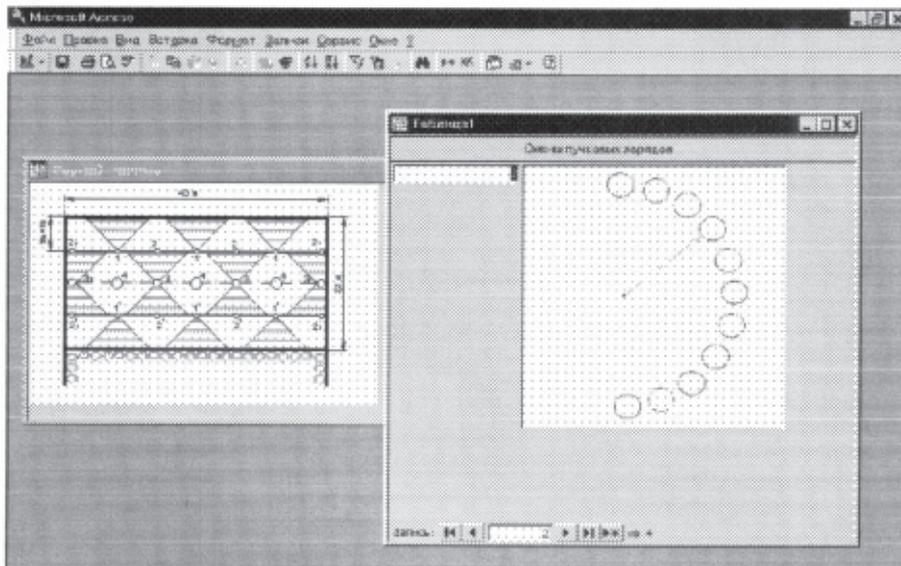


Рис. 2.45.

Эти формы носят информационный характер и предназначены для понимания конфигураций расположения пучковых зарядов, которые и подлежат расчету.

Кнопка с рисунком предназначена для завершения работы с программой.

Кнопка "Ввод параметров" определяет новую форму, показанную на рис. 2.46.

В этой форме производится ввод начальных параметров, предназначенных для расчета конкретных расчетов.

Сначала заполняется поле "Длина блока", далее — поле "Ширина блока", поля "Расстояние между зарядами", "Л.Н.С." вычисляются автоматически.

Поля "Плотность породы" и "количество рядов" имеют значения по умолчанию.

Далее с помощью двух селекторов задают параметры дробимости для рассчитываемой горной породы и нажимают кнопку "Расчет".

При этом открывается форма, показанная на рис. 2.47., где приводятся результаты рассчитанных параметров БВР.

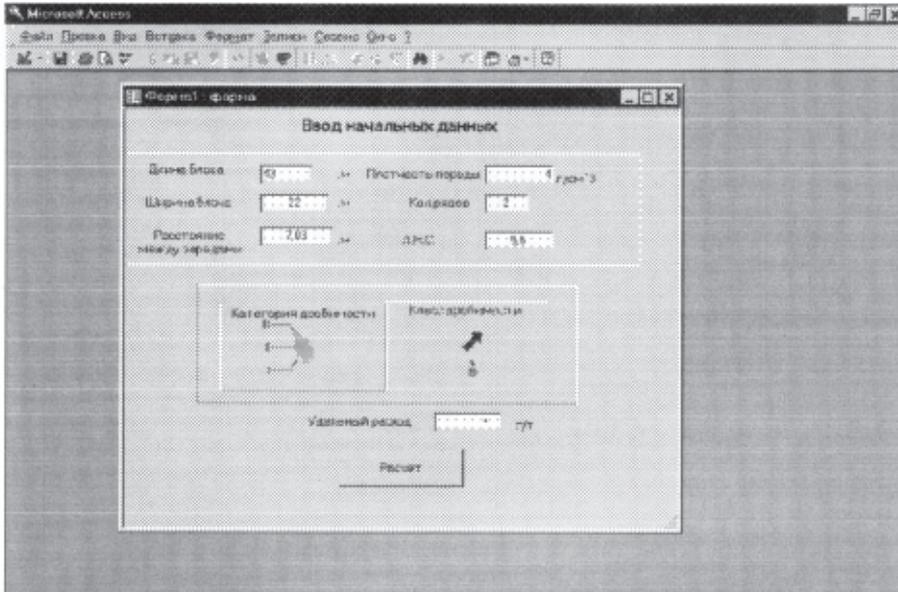


Рис. 2.46.

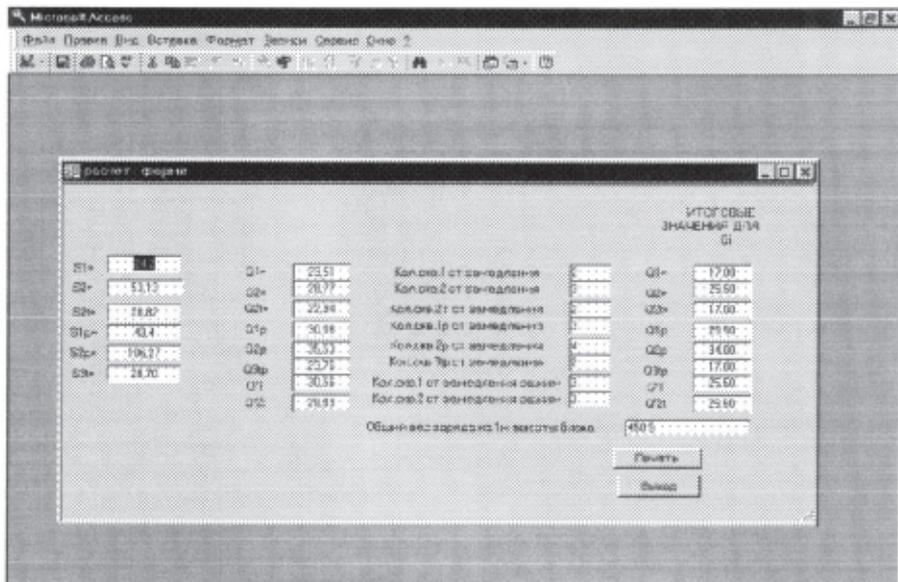


Рис. 2.47.

На этой же форме находится кнопка “Печать”, при помощи которой на печать выводятся рассчитанные параметры БВР — пример расчета приведен на рис. 2.48.

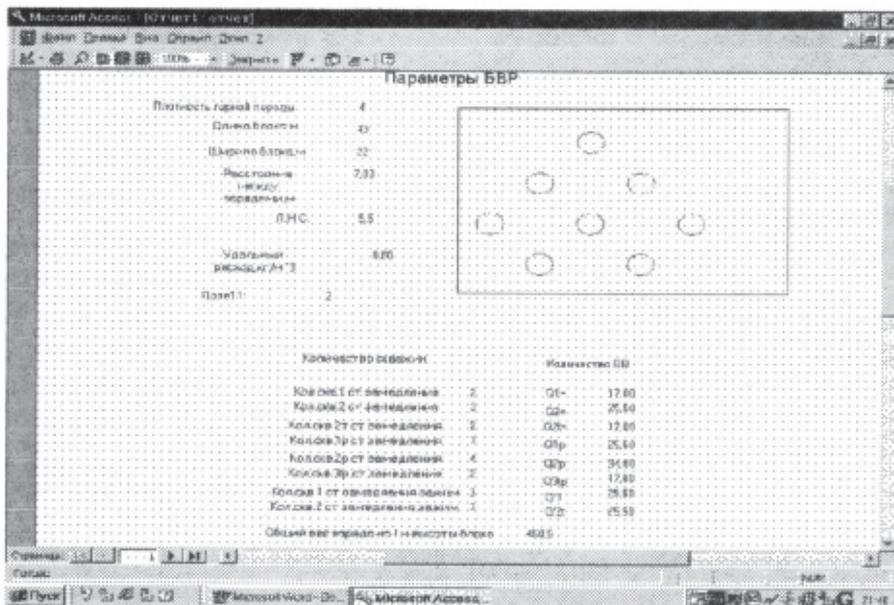


Рис.2.48.

Программа позволяет определять рациональные параметры БВР с целенаправленным формированием фронта взрывной волны различной формы и интенсивности в зависимости от требований горных технологий и, таким образом, реально оценивать повышение технологического коэффициента полезного действия взрыва.

7.12. Обоснование использования новых показателей эффективности механизма действия взрыва для оценки технологий буровзрывных работ

Как известно, оценка эффективности технологических режимов технологий или систем разработки включает несколько показателей, отдельные из которых отражают результаты непосредственно действия взрыва. Последние при этом характеризуются только конечными итогами — качеством дробления и технико-экономическими показателями процессов бурения и взрывания независимо от технологий. Следовательно, оценка конечного результата не отражает возможности управления действием взрыва с точки зрения реализации требований горных технологий, которые могут быть самыми разнообразными и часто взаимопротиворечивыми. Так, скважинная отбойка и дробление при очистной выемке мощных рудных тел предъявляют взрыву требования — минимальный удельный расход ВВ на отбойку и заданное горно-обогащительной технологией качество дробления. При

скважинной отбойке крупномасштабных рудных тел при подземной и открытой добыче главным нежелательным элементом является негабарит — понятие «плавающее» и зависящее от средств погрузки. В этих условиях генеральное направление — дробить мельче и равномернее. Здесь взрыв должен производиться таким образом, чтобы в идеале выход негабарита равнялся нулю. Количество мелких фракций при этом не лимитируется, а так как расстояние между скважинами достаточно большое, то их выход относительно невысок.

При шпуровой отбойке маломощных рудных тел (жильные месторождения) стоит принципиально другая задача. При существующих параметрах БВР расстояния между зарядами там редко превышают двойной размер негабарита, и вероятность появления негабаритных кусков практически равна нулю. Вместе с тем по геометрии размещения зарядов значительная часть обуриваемого массива попадает в зоны избыточной энергии и, соответственно, мелкого дробления. Поэтому для данной технологии характерен высокий процент выхода рудной мелочи (до 70 %), который, в свою очередь, приводит к резкому увеличению потерь в очистном пространстве, нерациональному расходу энергии взрыва, снижению производительности операций транспортирования и разгрузки руды, особенно если руды имеют высокую влажность или склонны к слеживаемости. В этих условиях главное технологическое требование к БВР можно обозначить как увеличение среднего диаметра куса дробленого продукта, т. е. необходимо добиваться более крупного дробления за счет уменьшения рудной мелочи.

При этом для маломощных месторождений возникают особые требования к интенсивности законтурного действия взрыва во вмещающих породах, в результате которого отбойка горной массы не только засоряется пустой породой (разубоживается), но и образуются негабаритные фракции, возникающие в результате вывалов вмещающих пород, разрушенных законтурным действием взрыва. При отбойке жильных месторождений происхождение негабарита — законтурное, поэтому здесь борьба с ним сводится к снижению законтурного действия взрыва.

В следующем типичном элементе горного производства — проведении выработок различного назначения по горным породам (горизонтальных, вертикальных, наклонных) — технологический процесс практически полностью связан со шпуровой отбойкой и механической погрузкой горной массы. Поэтому основное требование к взрывным работам можно сформулировать так: необходимо дробление с таким грансоставом, при котором обеспечивается максимальная степень (коэффициент) заполнения объемов погрузочно-транспортных средств. С другой стороны, как и на жильных месторождениях, главным требованием является максимальное приближение реального контура выработок к проектному, т. е. идеально-полное отсутствие законтурного действия.

Взрыводоставка предъявляет к результатам взрыва свои требования, например, такие как равномерность дробления и уменьшенный выход мелких фракций.

Контурообразование, щадящая отбойка при добыче ценного минерального сырья, отделочного камня и некоторые другие области применения взрыва имеют свои технологии и требования к нему. Например, может иметь большое значение сохранение необходимых физико-механических свойств горного массива за пределами зон разрушения.

Все перечисленные требования в рамках возможности управления действием взрыва можно свести к трем «классическим» задачам, которые должны быть решены с помощью действия взрыва:

- дробление массива
- формирование контура
- перемещение горной массы.

Для решения первой задачи необходимо поглощение энергии внутри отбиваемого контура и равномерное распределение ее с удельным расходом, достаточным для разрушения взрывающей части массива на куски требуемого размера.

Для решения второй задачи необходимо, чтобы энергия полностью поглощалась (реализовывалась) внутри контура, не выходя в массив вне его. При этом на границе контура концентрация энергии должна быть достаточной для нарушения его сплошности.

Для решения третьей задачи необходимо выполнить все предыдущие требования и иметь избыток энергии, достаточный для перемещения центра массы на технологически обусловленное расстояние.

В реальной обстановке эти требования представляют собой не что иное, как соединение в различных сочетаниях и соотношениях этих трех задач.

Таким образом, горные технологии предъявляют к взрыву, как средству разрушения и нарушения сплошности материала, такие требования, для удовлетворения которых, с одной стороны, необходимо решить задачи, связанные с распределением энергии ВВ внутри отбиваемого массива (грансоставом руды), предельным расходом энергии на это дробление (удельным расходом ВВ), удельным расходом бурения, удельными затратами на отбойку. С другой стороны, этим требованиям должно отвечать такое распределение энергии ВВ в пространстве, при котором разрушение не должно выходить за контуры, определенные технологическими параметрами системы разработки. Такое разнообразие и часто взаимно противоречивые требования к взрыву определяют необходимость иметь широкий диапазон технологических возможностей управления действием взрыва. Выполнение этих требований применительно к реальным условиям составляет цель и содержание понятия управления действием взрыва. С точки зрения действия взрыва — это управление механизмом выделения и распределения энергии зарядов ВВ во времени и пространстве. Наука и практика ответили на этот вызов горнодобывающих технологий разработкой различных технологических средств и приемов управления механизмом действия взрыва, включающим подбор и регламентацию свойств ВВ и параметров заряда, регулирование удельного расхода ВВ и показателей рассредоточения ВВ в от-

бываемом массиве, подбор и изменение формы и конструкции зарядов, схем и последовательности взрывания и, наконец, способы повышения их безотказности. На практике соединение требований к взрыву со средствами реализации пошло по пути, назовем его традиционным, подбора наиболее подходящего метода управления взрывом или комбинации нескольких, т. е. метода сочетаний в каждом конкретном случае ведения взрывных работ применительно к определенной структуре массива, характеру неоднородностей, свойствам слагающих пород, естественному напряженному состоянию и ряду техногенных факторов.

Для удовлетворения требований различных горных технологий к результатам взрыва в настоящее время наука и практика до такой степени идут по пути увеличения арсенала соответствующих приемов и средств управления энергией взрыва и способов ее распределения во взрываемой среде, что для решения той или иной задачи горного производства возникает проблема выбора этих средств или их комбинаций. Этот путь, в принципе, верный, но для задачи установления количественных оценок «управления механизмом разрушения массивов горных пород» и «полезного действия взрыва в различных технологических режимах ведения горных пород» является очень сложным и малопригодным.

Данную задачу можно попытаться решить в другой постановке, а именно, когда все должно основываться (свестись) на поиске и применении одного, но универсального метода управления взрывом. Тогда, в принципе, возможна математическая формулировка задачи. Такой метод должен характеризоваться с одной стороны универсальностью, а с другой — включать в себя, в том числе интегрально, достижения и успехи других традиционных самостоятельных приемов и методов усовершенствования взрывных работ. Удовлетворить в «одном лице» различные требования к взрыву в разнообразных условиях горного производства может только способ, имеющий такой элемент универсальности, включающий и допускающий изменения свойственных только ему параметров внутри своей системы. Отсюда был сделан логический вывод, что в основе такого подхода должен лежать отход от традиционно круглой в сечении формы заряда и замена его зарядом произвольной формы, взрывная волна от которого, будучи любой формы и интенсивности (задаваемые параметры), сможет более избирательно и эффективно «решать» проблемы БВР горного производства. В этом случае появится гораздо больше возможностей для «маневра» во времени и пространстве, чем это имеет место при одиночном скважинном заряде круглого сечени. Наиболее интересную перспективу с точки зрения отхода от традиционной круглой в сечении формы скважинного заряда с его ограниченными возможностями открыл такой известный технологический метод управления действием взрыва, как взрывание параллельно-сближенными скважинными зарядами. На базе этого метода и попытаемся подойти к постановке вышеуказанной задачи и ее формализации.

Напомним, что пучком сближенных зарядов называется группа пробуренных близко друг от друга по определенной схеме скважин, которые заполняются взрывчатым составом и одновременно детонируют с проявлени-

ем эффекта взрыва единого заряда и образованием взрывной волны заданной формы, интенсивности и направленности (в зависимости от требований горных технологий), которые регулируются количеством скважин, их расположением и типом ВВ.

Диапазон управляющих возможностей пучка сближенных скважинных зарядов (ПССЗ) включает следующие факторы:

- количество скважин (зарядов) в пучке;
- ориентацию зарядов внутри пучка;
- ориентацию пучка относительно свободной поверхности;
- энергию каждого заряда в пучке;
- детонационные характеристики каждого заряда в пучке;
- диаметр зарядов в пучке;
- конструкцию единичного скважинного заряда в пучке.

На основании вышесказанного можно дать определение понятию «механизм управления процессом взрыва» как совокупности свойств (альтернатив) взрыва единичного заряда как первичного элемента буровзрывного комплекса. Он, в принципе, должен иметь способность удовлетворять требованиям горных технологий под влиянием управляющих воздействий (возможностей) и величин «нагрузки» на этот заряд в совокупном процессе массового взрыва. Отсюда следуют различные возможности формализации, одна из которых, например, может состоять в сравнительной количественной оценке возможностей различных конструкций единичных зарядов.

В первом приближении сформулируем цель управления механизмом взрывного процесса как выбор альтернативы, обеспечивающей максимально эффективное использование возможностей (ресурсов) через технологический коэффициент полезного действия взрыва, введенный нами ранее [50, 51]. Приведем пример задачи, условие и решение которой помогут выявить основание черты операции «управление действием взрыва» [52–54].

Предположим, что взрываема скважина может быть использована в трех различных ситуациях: 1 — очистная выемка; 2 — используется при проходке восстающих или образовании полостей для размещения вертикальных концентрированных зарядов; 3 — на подсечке. Если скважина используется в ситуации 1, то для нее имеются несколько, например, три альтернативы:

- она может быть использована для получения равномерно дробленной горной массы с минимальным содержанием негабаритных кусков в числе других скважин;
- она может быть использована в операции предварительного оконтуривания и щелеобразования вместе с другими скважинами;
- она может быть использована для получения крупного дробления с минимальным количеством рудной мелочи.

В ситуации 3 имеются точно такие же альтернативы, а в ситуации 2 — последняя альтернатива отсутствует, так как там нет функции попутной добычи руды с такими параметрами. Для каждой альтернативы в каждой ситу-

ации задаются вероятности того, что средствами одиночного взрыва будет осуществлено выполнение задач в каждой альтернативе (вероятности перехода) с предполагаемыми КПД взрыва, в том числе технологическими, вычисленными по формулам (6.11.). Задача состоит в том, чтобы руководителю буровзрывных работ (РБВР) предоставить возможность выбора альтернативы оптимальной политики, которая бы обеспечила либо максимальный технологический КПД взрыва всего комплекса БВР (и это важнее), либо обеспечило ему максимальный КПД в одной из ситуации, задействовав «все ресурсы» здесь. В принципе, такая задача характерна для так называемых многошаговых процессов решения и при большом числе альтернатив сопряжена со значительными вычислительными трудностями. Для большинства таких задач приходится разрабатывать алгоритмы и производить решение на вычислительных машинах.

Зададим произвольно численные значения, соответствующие условиям задачи о технологическом КПД взрыва (ТКПД) и сведем их в таблицу 2.25.

Табл.2.25.

Ситуация (место ведения взрывных работ) №	Альтернатива	Вероятность перехода, p_j			Технологическое КПД взрыва, g_i		
		J=1	2	3	i= 1	2	3
1	1	1/2	1/4	1/4	10	4	8
	2	1/16	3/4	3/16	8	2	4
	3	1/4	1/8	5/8	4	6	4
2	1	1/2	0	1/2	14	0	18
	2	1/16	7/8	1/16	8	16	8
3	1	1/4	1/4	1/2	10	2	8
	2	1/8	3/4	1/8	6	4	2
	3	3/4	1/16	3/16	4	0	8

Содержание первой строки показывает, например, что если руководитель БВР, находясь в ситуации 1, выбирает первую альтернативу, то с вероятностью 1/2 можно ожидать получение технологического КПД взрыва в этой ситуации со значением 10 условных единиц, с вероятностью 1/4 — получение значения технологического КПД взрыва 4 при взрывании в ситуации 2. Такова же вероятность (1/4) при взрывании в ситуации 3 с технологическим КПД взрыва 8. В этой задаче имеются три ситуации ($n = 3$) и три альтернативы для состояний 1 и 3 и две для состояния 2, т. е. $n_1 = 3$, $n_2 = 2$, $n_3 = 3$. Таким образом, имеется $3 \times 2 \times 3 = 18$ возможных политик (стратегий, решений) задачи буровзрывных работ для руководителя. Вот эти решения (табл. 2.26):

Табл. 2.26.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3
1	1	1	2	2	2	1	1	1	2	2	2	1	1	1	2	2	2
1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3

Если РБВР выбирает (из табл. 2.23.) первую политику 1/1/1, это означает, что в какой бы ситуации он ни находился, он предпочитает ее решать средствами первой альтернативы.

Если же руководитель выбирает, скажем, политику 6, то находясь в ситуации 1, он будет решать задачи БВР по первой альтернативе; в ситуации 2 он будет действовать согласно второй альтернативе, а в ситуации 3 он опробует альтернативу 3. Численная оценка той или иной стратегии довольно сложна, так как математическое ожидание суммарного (технологического) КПД взрыва зависит от начальных условий взрывания конструкций зарядов и вероятностей перехода. Для выбранной политики 1/1/1 матрица вероятностей перехода составит

$$P_{ij} = \begin{bmatrix} \frac{1}{2} & \frac{1}{4} & \frac{1}{4} \\ \frac{1}{2} & 0 & \frac{1}{2} \\ \frac{1}{4} & \frac{1}{4} & \frac{1}{2} \end{bmatrix},$$

а технологический КПД взрыва может быть записан так:

$$g = \sum_{i,j=1}^n P_{ij} \cdot r_i$$

В среднем, политика 1 «всегда дробить мелко» даст РБВР 9.2 единиц ТКПД одновременного взрыва. Политика 1/1/1 была выбрана потому, что она обеспечивает максимальные значения КПД взрыва как самого по себе физического явления в каждой из альтернатив, и теперь следует установить, обеспечит ли она максимальный технологический КПД взрыва. Расчет с помощью сложных итерационных методов показывает, что политика 1/2/2, к которой мы переходим на основании результатов вычислений, обеспечит ТКПД взрыва в 13.5 единиц. Таким образом, величина этого критерия возрастет по сравнению с альтернативной 1 примерно на 4 условные единицы

(находясь в ситуации 1 надо «дробить мелко», а в ситуации 2 и 3 надо действовать согласно альтернативе 2). Следовательно, расчет показывает, что РБВР должен в любой из трех ситуаций действовать согласно альтернативе 2, т. е. независимо от характера взрыва (массовая отбойка в камерах, целиках, потолочинах и т. д.) и независимо от требуемой крупности дробления горной массы необходимо (желательно) предварительное оконтуривание (образование щели) взрывающей или разрушаемой части горного массива. Это обеспечит руднику в среднем ТКПД взрыва в полтора раза больший, чем стремление «мелко дробить руду» во всех случаях.

Таким образом, поиски обоснования использования новых показателей эффективности действия взрыва для оценки технологий БВР приводят к развитию принципов механизма управления энергией взрыва в технологических целях.

ГЛАВА 8

Изыскание возможностей взрывчатых веществ с водорастворимыми горючими компонентами на управление механизмом разрушения горных пород

Как известно, такое физическое явление, как взрыв, имеет свое химическое «содержание», именуемое «взрывчатое вещество, взрывчатый состав», причем эффективность действия одного фактора напрямую зависит от «качества» другого. В развитие этого в части усиления взрывчатых и технико-экономических свойств и характеристик последнего фактора были проведены исследования и сформулированы задачи по следующим направлениям:

а) разработка новых составов промышленных взрывчатых веществ, обеспечивающих повышение безопасного уровня применения и рационального использования в широком спектре горно-геологических условий [55];

б) модификация используемых взрывчатых составов с целью повышения их взрывной эффективности [56];

в) обоснование и разработка основ методики, позволяющей проводить исследования взрывчатого превращения составов промышленных ВВ в лабораторных условиях.

Принимая во внимание, что в России не менее 70 % объема взрывных работ в горнодобывающей промышленности и строительстве ведется с применением акватолов, граммонитов и гранулитов, объектами исследовательских и экспериментальных работ были именно эти промышленные взрывчатые вещества. При этом направление работа проводилась с учетом следующих факторов:

- граммониты изготавливаются только в заводских условиях и потому имеют сравнительно высокую стоимость; необходимость транспортирования по железной дороге большого количества взрывоопасного груза представляет повышенную потенциальную опасность;
- гранулиты, изготавливаемые на местах применения, имеют ограниченный ассортимент и поэтому часто применяются не в оптимальных условиях по использованию потенциальной энергии взрыва ВВ;
- акватолы, которые за последние 15 лет находят широкое применение при взрывных работах в обводненных условиях, имеют низкий коэффициент энерговыделения;

все указанные выше промышленные взрывчатые вещества практически ограничиваются одной базовой рецептурой без промежуточных марок (аналогов), что ведет к нерациональному расходованию ВВ при разработке горных пород различной степени крепости.

В соответствии с этими факторами были сформулированы задачи:

- по граммонитам: разработка составов, изготавливаемых на местах применения;
- по гранулитам: разработка новых взрывчатых составов;

- по акватаолам: разработка новых и модернизация применяемых рецептов акватаолов;
- разработка аналогов типовых (базовых) рецептов ВВ.

8.1. Разработка основ методики исследования механизма взрывчатого превращения промышленных ВВ в лабораторных условиях

Промышленные взрывчатые вещества, в основном, представляют собой грубодисперсные механические смеси, содержащие в своем составе окислитель и горючее. Окислитель — слабое индивидуальное ВВ. Горючее, в основном, — инертное вещество, не способное к разложению с тепловыделением в отсутствие окислителя. Неоднородность состава и структуры вещества, а также гетерогенность фаз обуславливают сложность отдельных стадий инициирования и развития, а также самого распространения взрывного превращения этого типа взрывчатых веществ.

Как отдельные стадии, так и весь процесс в целом характеризуется неоднородностью и неравновесностью тепловых, физико-химических, диффузионных и механических явлений, протекающих в веществе при удароволновом воздействии на него. Сложность процесса требует непростых методов экспериментального исследования и установления закономерностей взрывного превращения промышленных взрывчатых веществ [57]. Одним из характерных параметров, присущих взрывчатому составу, является критический диаметр заряда. При критическом диаметре процесс взрывного превращения распространяется неустойчиво, характеризуется затуханием и может распространяться на расстояние до нескольких десятков диаметров заряда.

В общепринятой практике длина заряда при испытаниях составляет примерно 10 диаметров заряда. Для наиболее распространенных промышленных ВВ критический диаметр заключен в пределах 100–200 мм [57]. При вышеуказанных размерах заряда при проведении исследований масса заряда составляет от 10 до 100 кг, вследствие этого исследования проводят только в полигонных условиях. Проявление эффекта критического диаметра обусловлено физико-химической природой взрывчатого вещества и наличием оболочки исследуемого заряда. При распространении взрывчатого превращения по цилиндрическому заряду за счет бокового разлета продуктов взрыва (ПВ) к оси заряда распространяется волна разгрузки, снижающая параметры детонации. Обычно сравнивают время прихода волны разгрузки к оси заряда со временем взрывчатого превращения вещества в зоне реакции и устанавливают степень влияния бокового разлета ПВ на параметры детонации.

При помещении заряда в стальную оболочку степень влияния боковой разгрузки снижается, при этом значения критического диаметра уменьшается в 2–2,5 раза. Однако при этом масса заряда такова, что испытания возможны только в полигонных условиях. В настоящее время отсутствует методика, позволяющая реализовать режимы взрывчатого превращения

промышленных ВВ, близкие к идеальным. Для достижения поставленной цели необходимо разработать такую конструкцию заряда, которая исключала бы влияние боковой волны разгрузки на параметры взрывчатого превращения исследуемого вещества. В этом случае можно ожидать, что процесс взрывчатого превращения будет распространяться с идеальной скоростью детонации, который достижим в зарядах, имеющих предельный диаметр. Для большинства современных промышленных ВВ предельный диаметр d^3 500 мм, а масса заряда такого диаметра более 1000 кг. В настоящее время идеальную скорость детонации оценивают на основании экспериментальных результатов измерения скорости детонации в зарядах различного диаметра больших $d_{кр}$. Один из методов оценки изложен в работе [58].

Экспериментальные значения идеальной скорости детонации могут быть использованы для оценки значения критического диаметра заряда [59], а также служить в качестве критерия оценки расчетных методов параметров детонации.

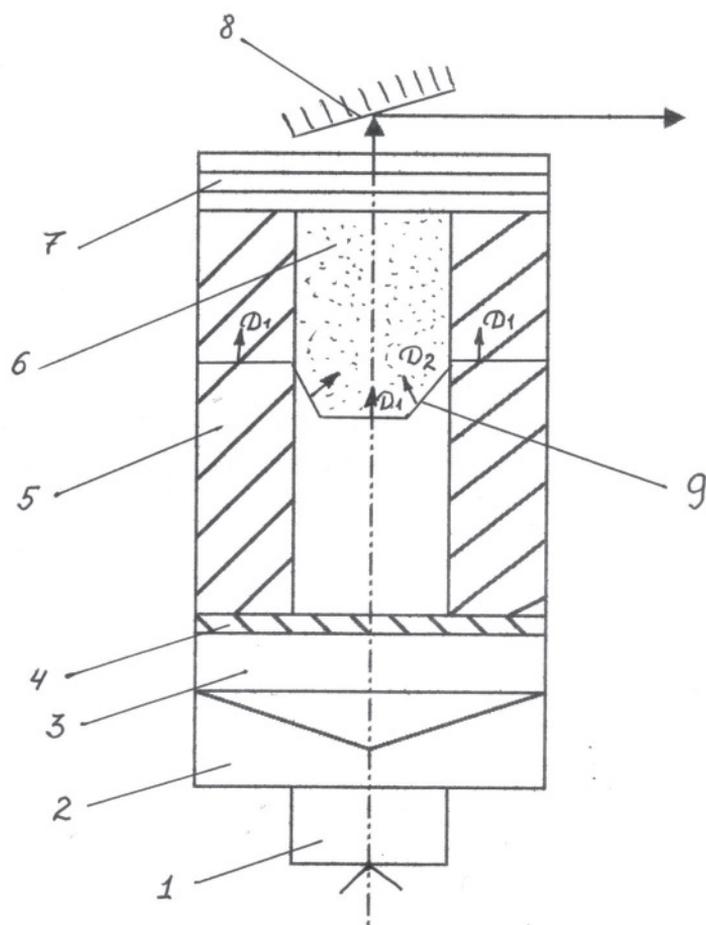


Рис. 2.49.

На рис. 2.49. представлена схема комбинированного заряда, позволяющего исключить влияние боковой разгрузки.

Исследуемое вещество (6) помещается в оболочку (5) из индивидуально ВВ, по своим параметрам детонации близкое к исследуемому веществу. Подрыв заряда осуществляется капсюлем детонатором (1), инициирование производится генератором плоского фронта (2), через промежуточную таблетку (3) и металлическую пластину (4) толщиной 2 мм.

В процессе развития в заряде формируется профиль фронта (9), регистрация которого осуществляется скоростным фоторегистром через зеркало (8), вследствие высветов воздушных зазоров плексигласовой сборки (7). В исследуемом веществе формируется квазистационарный комплекс, представляющий коническую детонационную волну с маховским диском в вершине. Комбинированные цилиндрические заряды использовались в [59], где представлен подробный анализ формирования установившегося детонационного комплекса.

Значение угла α определяется выражением:

$$\sin \alpha = \frac{D_2}{D_1}$$

Экспериментально было установлено, что значение скорости детонации исследуемого вещества — D_2 близко к значению идеальной скорости детонации.

Измерив в эксперименте скорость детонации оболочки, а также по профилю фронта детонационного комплекса определив угол, можно установить значение скорости детонации исследуемого вещества.

Таким образом, использование комбинированных цилиндрических зарядов позволяет в лабораторных условиях с массой заряда 150–200 г. определить значение скорости детонации, близкое к идеальной для веществ имеющих критический диаметр 100 мм и более.

Различные аспекты данной методики были использованы при разработке приведенных ниже взрывчатых веществ, применение которых в различных условиях горного производства повышало эффективность взрывных работ, в том числе за счет управления механизмом их взрывчатого превращения.

8.2. Граммонит, изготавливаемый на местах применения (граммонит М).

В настоящее время горнорудные предприятия на открытых взрывных работах для разрушения массивов горных пород средней крепости (с коэффициентом $f = 10–15$) в сухих или слабообводненных условиях широко применяют взрывчатый состав граммонит 79/21 по ГОСТ 21988–78. Годовое потребление граммонита составляет около 250 тыс. т, из них около 150 тыс. т потребляют угледобывающие предприятия на вскрышных работах.

Граммонит 79/21 содержит в своем составе 21 % тротила и 79 % аммиачной селитры; изготавливается и поставляется заводами оборонной промышленности.

Широкое применение граммонита обусловлено рядом объективных обстоятельств.

Известное простейшее ВВ игданит на основе гладкой аммиачной селитры (АС) вследствие низкой физической стабильности в реальных условиях обладает недостаточной энергией взрыва.

Игданит на основе пористой аммиачной селитры по взрывной эффективности приближается к граммониту 79/21, но он пока не получил широкого распространения.

Простейшие алюмосодержащие составы обладают достаточной взрывной эффективностью, но имеют высокую стоимость и изготавливаются на местах применения в ограниченных объемах.

Существенными недостатками граммонита 79/21 являются: сравнительно высокая стоимость его и повышенная потенциальная опасность при транспортировании по железной дороге.

Оба эти недостатка могут быть устранены, если граммонит 79/21 изготавливать на местах применения. Из опыта работ горных предприятий известно, что при изготовлении промышленных ВВ на местах применения стоимость их в сравнении с заводскими снижается в 1,5–2 раза.

При изготовлении взрывчатых веществ на местах применения одним из важнейших требований является обеспечение безопасности.

В целях снижения опасности при изготовлении и применении граммонита предусматривается введение в состав граммонита жидкого нефтепродукта — дизельного топлива или смеси его с индустриальным маслом или отработанным моторным маслом. Введение в состав жидкого горючего компонента в виде нефтепродукта позволяет наряду со снижением уровня опасности уменьшить в граммоните содержание взрывчатого компонента без существенного снижения энергетического уровня взрывчатого состава. Для разрушения горных пород с коэффициентом крепости в пределах $f = 10, 16$ предложены сбалансированные по кислороду три модификации (марки) граммонита (условно — граммонита М).

Компонентный состав и основные расчетные параметры детонации предложенных марок граммонита М представлены в табл. 2.27 и табл. 2.28.

Табл. 2.27.

Наименование компонентов	Марки граммонита М		
	T10	T14	T18
1. Аммиачная селитра, %	87	84	80
2. Тротил, %	10	14	18
3. Масло минеральное, %	3	2	2

Табл. 2.25.

Параметры детонации	Граммонит 79/21	Граммонит М		
		T10	T14	T18
1. Удельная теплота взрыва Q, МДж/кг (ккал/кг)	4.43 (1050)	4.2 (1000)	4.28 (1020)	4.36 (1040)
2. Отношение $Q_M/Q_{79/21}$	1	0.95	0.97	0.98
3. Скорость детонации, м/с	5300	5100	5200	5200
4. Массовая скорость, м/с	1090	1060	1070	1080
5. Давление детонации, МПа	5200	4900	5000	5100
6. Кислородный баланс, %	+0.3	-0.4	-0.5	-0.6
7. Начальная плотность, г/см ³	0.9	0.9	0.9	0.9

Q_M — теплота взрыва граммонита М

$Q_{79/21}$ — теплота взрыва граммонита 79/21

Из таблицы 2.28. следует, что основные параметры детонации граммонита М сопоставимы с параметрами детонации граммонита 79/21.

Детонационная способность граммонита М в слабообводненных условиях не вызывает сомнений.

Роль минерального масла в составе граммонита М имеет существенное значение:

- во-первых, за счет масла уменьшается содержание тротила в составе без существенного снижения показателей детонации; согласно расчетам, граммонит T10 и T14 с успехом могут применяться для дробления пород с коэффициентом $f = 10, 16$, а граммонит T18 — для крепких пород с коэффициентом $f = 18, 19$.
- во-вторых, наличие масла в любом взрывчатом составе ведет к уменьшению степени опасности при обращении с ВВ за счет снижения чувствительности к механическим воздействиям, в частности к трению, а также за счет уменьшения пыления при изготовлении граммонита и, как следствие, снижение уровня образования статического электричества.

Наличие трех марок (аналогов) граммонита М позволяет наиболее рационально использовать это ВВ, подбирая соответствующую марку в зависимости от крепости взрывааемых горных пород. Таким образом, представляется реальная возможность рационально использовать ВВ.

На граммонит М разработан проект технических условий.

Выводы:

Для разрушения горных пород средней крепости в сухих и слабообводненных условиях взамен граммонита 79/21 заводского изготовления разработано промышленное взрывчатое вещество граммонит М изготовления на местах применения.

Граммонит М в сравнении с грамонитом 79/21 содержит в своем составе уменьшенное количество взрывчатого компонента — тротила, недостаток которого компенсируется жидким нефтепродуктом.

По основным параметрам детонации граммонит М сопоставим с грамонитом 79/21. Ожидаемая стоимость граммонита М в 1,5–2 раза ниже стоимости грамонита 79/21.

Граммонит М имеет три марки (аналога), что позволяет рационально использовать энергию взрыва, т. е. применять соответствующую марку в зависимости от крепости взрывааемых горных пород и требований технологии буровзрывных работ.

8.3. Новые рецептуры гранулитов. Гранулит на основе пористой аммиачной селитры

Под действием экономических факторов в горнодобывающей промышленности России определилась тенденция по замене дорогостоящего и сравнительно опасного тротилсодержащего грамонита 79/21 на более дешевые и менее опасные простейшие гранулиты, изготавливаемые преимущественно на местах применения.

Граммонит 79/21 применяется для разрушения горных пород средней крепости в сухих и слабообводненных условиях. Из допущенных к применению простейших ВВ взамен грамонита 79/21 предприятия выбирают взрывчатые составы, содержащие алюминий: гранулит А6, изготавливаемый на местах применения, гранулиты АС-8 и АС-4, изготавливаемые в заводских условиях.

В зарубежной практике взрывных работ вместо грамонита находит широкое применение простейшее взрывчатое вещество на основе пористой аммиачной селитры — AN-FO, которое является аналогом игданита.

Производство пористой аммиачной селитры в России ведется только 1996–97 гг. — на предприятии ОАО «Акрон» (г. Новгород) и предприятии ОАО «Березники» (г. Березники). Таким образом, появилась возможность применения пористой аммиачной селитры для изготовления на местах применения эффективного простейшего взрывчатого вещества.

На основании предварительных лабораторных экспериментов были разработаны:

- проект технических условий на игданит, изготавливаемый на основе пористой аммиачной селитры производства ОАО «Акрон»;
- программа и методика проведения приемочных испытаний игданита на основе пористой селитры.

Приемочные испытания, проведенные на предприятии ОАО «Апатиты», показали, что взрывчатое вещество гранулит (игданит-II) на основе пористой селитры по взрывной эффективности сопоставимо с грамонитом 79/21 и пригодно для применения в породах с коэффициентом крепости $f = 10\text{--}13$.

На основании положительных результатов приемочных испытаний Госгортехнадзор России допустил гранулит на основе пористой аммиачной селитры (гранулит-П) к постоянному применению (ТУ 7276–001–04683349–98).

С использованием технических условий, разработанных ИПКОН РАН, проведены также приемочные испытания игданита на основе пористой селитры производства ОАО «Березники».

8.4. Гранулит А3 для разрушения пород средней крепости

Для разрушения крепких горных пород ($c f^3 > 16$) многие предприятия успешно применяют разработанное в ИПКОН РАН взрывчатое вещество гранулит А6, содержащее в своем составе 6 % алюминиевого порошка. Из-за отсутствия аналогов гранулита А6 — простейших ВВ с меньшей энергией взрыва, предприятия вынуждены применять гранулит А6 также и для разрушения горных пород средней крепости ($c f < 16$).

Исходя из сложившейся ситуации, предложен и разработан взрывчатый состав — гранулит А3, который предназначен для разрушения горных пород средней крепости. Гранулит А3 является аналогом гранулита А6. Для обеспечения физической стабильности гранулита А3 введено ограничение по ассортименту применяемых алюминиевых порошков: для изготовления гранулита А3 пригодны только наиболее тонкодисперсные порошки: ПА-2, ПА-3 и ПА-4. С этой же целью предусмотрено загущение дизельного топлива минеральным маслом (индустриальным или отработанным).

Сравнительные расчетные показатели детонации гранулитов А3 и А6 приведены в табл. 2.29.

Табл. 2.29.

№	Показатели	Гранулит А6	Гранулит А3
1.	Удельная теплота взрыва, Q_v , МДж/кг	4,94	4,41
2.	Скорость детонации D , км/с	5,56	5,25
3.	Давление детонации, ГПа	5,75	5,14
4.	Кислородный баланс, %	-1,19	-1,59

Приемочные испытания гранулита А3 проведены в условиях норильского горного комбината — на руднике «Комсомольский».

Согласно заключению приемочной комиссии стоимость гранулита А3 в условиях рудника «Комсомольский» на 19 % ниже стоимости гранулита А6 и на 64 % ниже стоимости гранулита АС-8.

Госгортехнадзор России допустил гранулит А3 к постоянному применению (решение № 08–10/559 от 07.06.2001) и согласовал ТУ 7276–001–04683349–2001.

С 2001 г. гранулит А3 успешно применяется в подземных условиях на одном из рудников Норильского горного комбината для разрушения горных пород средней крепости вместо граммонита 79/21 и гранулита А6.

Выводы:

1. Положительные результаты испытаний игданита на основе пористой селитры и наличие согласованной Госгортехнадзором России нормативной технической документации (технические условия) позволили предприятиям-производителям экспортировать пористую аммиачную селитру в зарубежные страны, а горнодобывающим предприятиям — применять дешевый и менее опасный гранулит игданит-П вместо дорогостоящего и сравнительно опасного граммонита 79/21.

2. Разработано и принято к постоянному применению новое простейшее промышленное взрывчатое вещество — гранулит А3, предназначенное для разрушения горных пород средней крепости ($c f = 10 - 16$).

3. Гранулит А3 является аналогом гранулита А6, поэтому оба эти взрывчатые вещества могут изготавливаться на одном и том же оборудовании и по единой технологии.

8.5. Акватола повышенной взрывной эффективности

Основным недостатком акватолов, представляющих собой суспензии раствора окислителя (аммиачной селитры) и тротила является их физическая нестабильность: во время охлаждения заряда происходит расслаивание его на составные части — тротил и раствор селитры. Явление расслаивания обусловлено разностью плотностей между раствором селитры и тротилом.

В процессе расслаивания нижняя часть заряда обогащается тротилом, а в верхних частях заряда, до 75 % по его высоте, остается почти чистый раствор окислителя — происходит нарушение компонентного соотношения взрывчатого состава. Нарушение сбалансированного по кислороду компонентного соотношения состава приводит к снижению энергии взрывчатого превращения заряда. Согласно расчетам (табл. 2.27.), снижение энергии взрыва заряда составляет около 30 %.

Для предотвращения расслаивания заряда применяются различные загустители раствора окислителя. Но практическая эффективность этих загустителей оказывается недостаточной, или применение их очень осложняет технологию приготовления и применения состава.

Следовательно, если невозможно предотвратить расслаивание заряда, в результате чего большая часть его представляет собой окислитель, обедненный горючим компонентом, то естественным образом возникает идея превратить эту часть заряда в полноценный, сбалансированный по кислороду, взрывчатый состав путем введения в раствор окислителя во-

дорастворимого горючего компонента. С этой целью в качестве водорастворимых горючих компонентов предложены уротропин, карбамид и сахароза. С использованием этих веществ разработаны три модификации акватола, в зависимости от применяемого водорастворимого горючего компонента. Для каждой модификации предусмотрено по три марки (аналога), в зависимости от содержания в составе взрывчатого компонента (тротила).

Модифицированному акватолу присвоено условное название «Акватол М», а в зависимости от применяемого водорастворимого вещества добавляется к названию аббревиатурная приставка, например, для уротропина — УСТ (уротропин — селитра — тротил), для карбамида — КСТ (карбамид — селитра — тротил). Рецептурный состав и расчетные значения удельной теплоты взрыва модифицированного акватола по маркам с 10 до 15 % (масс.) тротила в твердой фазе представлены в табл. 2.30 и 2.28.

В расчетах принято полное расслоение модифицированного акватола: верхняя часть колонки заряда представляет собой жидкую фазу — насыщенный раствор окислителя, сбалансированный по кислороду водорастворимым горючим компонентом, а нижняя часть — «твердую фазу» (смесь гранулолола с гранулированной аммиачной селитрой), межгранульное пространство в которой заполнено жидкой фазой.

Расчеты показывают, что при введении в состав акватола водорастворимого горючего компонента фактор расслоения заряда практически не оказывает влияния на энергетические показатели взрывчатого превращения состава.

Табл. 2.30.

Фазовое состояние, наименование компонентов	Наименование состава, соотношение фаз и содержание компонентов, массовая доля в %						
	Т-20ГМ	УСТ		КСТ		ССТ	
		Т-15	Т-10	Т-15	Т-10	Т-15	Т-10
Раствор		75					
АС	68	83		74		77	
Вода	8	9		8		9	
Уротропин	–	8		–		–	
Карбамид	4	–		20		–	
Сахароза	–	–		–		14	
«Твердая фаза»		25					
Гранулолол	20	15	10	15	10	15	10
АС	–	10	15	10	15	10	15

Табл. 2.31.

Состояние состава	Наименование состава, теплота взрыва состава, Q_v , МДж/кг						
	Т-20ГМ	УСТ		КСТ		ССТ	
		Т-15	Т-10	Т-15	Т-10	Т-15	Т-10
Не расслоившийся состав	3,50	3,27	3,46	2,79	2,97	3,15	3,33
Расслоившийся состав	2,30	3,37	3,44	2,91	2,98	3,22	3,33
Нижняя часть заряда	4,20*	3,43	3,63	3,25	3,42	3,30	3,58
Верхняя часть заряда	1,69	3,33	3,33	2,71	2,71	3,18	3,18

Примечания: * — гранулолот в расплавленном состоянии

Обозначения в табл.2.30. и 2.31.:

УСТ — уротропин в растворе АС

КСТ — карбамид в растворе АС

ССТ — сахараза в растворе АС

Т — тротил

Т-20ГМ — акватол по ТУ 8406628424–632–87

При необходимости разрушения наиболее крепких горных пород разработана модификация акватола М с содержанием в «твердой фазе» тротила 20 % (масс.) и селитры 5 % (масс.).

В результате предложенной модификации достигаются следующие преимущества в сравнении с применяемыми акватолами:

1) фактор расслоения не оказывает отрицательного влияния на энергетические показатели заряда;

возможно уменьшение расхода тротила, примерно в 1,5–2 раза;

за счет расслоения состава формируется естественным образом комбинированный заряд, что отвечает требованиям технологии скважинной отбойки горных пород.

снижается экологическая нагрузка на окружающую среду за счет резкого снижения выбросов окислов азота.

Следует отметить, что использование уротропина и карбамида наиболее целесообразно в условиях месторождений, содержащих сульфидные руды, т. к. эти вещества являются ингибиторами взаимодействия сульфидов с раствором аммиачной селитры.

В период работы экспедиции ИПКОН РАН в регионе КМА, в августе 2000 г., на карьерах Стойленского ГОКа проведены испытания скважинных зарядов из модифицированного акватола. Опытные заряды формировались в скважинах из акватола с применением в качестве водорастворимого горючего компонента — карбамида. Размеры скважин: диаметр 250 мм, высота 5000 мм. Масса заряда — 200 кг.

Цель испытаний — проверить работоспособность опытного состава в экспериментальных условиях, т. е. при полном расслоении компонентов акватола («твердой» и «жидкой» фаз). Исходя из технических возможностей

используемой зарядной техники, было принято соотношение между «жидкой» и «твердой» фазами как 75:25. «Твердая» фаза-смесь гранулола с гранулированной аммиачной селитрой в соотношении 2:3. «Жидкая» фаза — насыщенный (90 %) водный раствор аммиачной селитры, сбалансированный по кислороду карбамидом.

Состав «жидкой фазы»; %, масс.:

Аммиачная селитра — 72,7

Вода — 8,5

Карбамид — 18,8

При изготовлении «жидкой» фазы использовался насыщенный (90 %) водный раствор аммиачной селитры, применяемый для изготовления аквата Т-20ГМ, содержащий 5 % карбамида.

Заряды формировались следующим образом:

в нижнюю часть скважин помещался промежуточный детонатор (2 пресованные шашки Т-400; затем в скважину засыпали смесь гранулола с аммиачной селитрой; далее на смесь подавали горячий насыщенный водный раствор аммиачной селитры, в котором растворен горючий компонент (карбамид).

При этом в межгранульном пространстве нижней части заряда размещается около 30–32 % «жидкой» фазы.

В результате взрывов образовались воронки. Диаметр наибольшей воронки составлял около 7 м, а глубина около 3 м. По визуальным оценкам работников буровзрывных работ предприятия взрывная эффективность модифицированного аквата заметно превосходит эффективность применяемого аквата Т20 ГМ. На рецептуру модифицированных акватолов с применением уротропина и сахарозы в качестве водорастворимых компонентов выдан патент (№ 2165403). На проведение испытаний модифицированного аквата с применением карбамида проявило заинтересованность предприятие ОАО «Лебединский ГОК».

ВЫВОДЫ:

Для решения задачи хрупкого разрушения горных пород при дроблении и измельчении предложены две модели разрушения при одноосном сжатии и чистом сдвиге. В этих моделях напряжения, испытываемые зернами, определяют механизм зарождения микротрещин, их развитие, объединение в макротрещины и распространение последних до полного разрушения горных пород.

За критерий разрушений зерна выбран критерий максимального растягивающего напряжения, несмотря на то, что горная порода в целом испытывает одноосное сжатие. С учетом этого сформулирован механизм разрушения кристаллических горных пород при одноосном сжатии и чистом сдвиге, согласно которому разрушение происходит в три стадии. На первой стадии в «благоприятно» ориентированных зернах (зерна, в которых при сжатии возникают растягивающие напряжения, равные пределу прочности на растяжение) образуются микротрещины, преимущественная ориентация которых параллельна внешней сжимающей нагрузке. На второй стадии разрушения все образовавшиеся трещины распространяются в направлении приложенного напряжения до встречи с другими трещинами.

На заключительной стадии разрушения образованные магистральные трещины распространяются вдоль действия внешней нагрузки до тех пор, пока они не достигнут поверхности кусков горной породы, что ведет к разделению их на части, а значит, к полному разрушению.

Используя предложенные модели и принцип суперпозиции сдвиговых и сжимающих напряжений, установлен механизм разрушения кристаллических горных пород при их дроблении и измельчении.

Разработана геометрически вероятностная модель хрупкого разрушения горных пород при дроблении и измельчении с учетом концевых эффектов, обусловленных контактным взаимодействием рабочего органа разрушающего устройства и куска горной породы. На основании этого получено общее выражения для подсчета вероятности разрушения при дроблении и измельчении.

Проанализированы возможные механизмы разупрочнения магнитных и немагнитных материалов, что позволяет оценить требуемые параметры импульсного магнитного поля (ИМП) в технологиях термического расширения взрывных скважин.

Установлены закономерности для оценки энергии деформирования и разрушения при дроблении и измельчении руды различных ГОКов; в результате анализа полученных закономерностей установлено следующее:

- а) энергия, которая идет на разрушение при дроблении, составляет 78 % от энергии деформирования;
- б) после второй стадии дробления остаются не разрушенными 5 % кусков руды;

в) после третьей стадии дробления остаются не разрушенными 1 % кусков руды;

г) энергия, которая идет на разрушение при измельчении, составляет 67 % от энергии деформирования;

д) после второй стадии измельчения остаются не разрушенными 11 % кусков руды;

е) после третьей стадии измельчения остаются не разрушенными 3,6 % кусков руды;

ж) энергоемкость при измельчении железистых кварцитов больше, чем при их дроблении в среднем в 12,794 раза.

Разработаны акватола с повышенной на 25–30 % взрывной эффективностью за счет введения в раствор окислителя водорастворимого горючего компонента, в качестве которого используются уротропин, карбамид, сахара.роза.

Для каждой модификации акватола разработаны по три марки (аналога), для применения в зависимости от крепости взрывааемых горных пород.

Применяемые на горных предприятиях оборудование и технология изготовления и заряжания штатных акватолов могут быть полностью адаптированы для изготовления и применения модифицированных акватолов.

Водорастворимые компоненты для модифицированных акватолов не являются дефицитными.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ К РАЗДЕЛУ II

1. *Трубцежкой К. Н., Закалинский В. М., Каплунов Д. Р., Чаплыгин Н. Н.* Современные горные науки: предмет, содержание, новые задачи //Горный журнал. 1994. № 6.
2. *Штетбахер А.* Пороха и взрывчатые вещества/ Пер с нем. М.: ОНТИ, 1936. 620 с.
3. *Адушкин В. В., Спивак А. А.* Геомеханика крупномасштабных взрывов. — М.: Недра, 1993. — 319 с.: ил. —ISBN 5–247–02515–6.
4. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве / *В. Г. Кравец, И. А. Лучко, А. В. Михалюк.* — М.: Недра, 1987. — 208 с.
5. *А. Баум, Л. П. Орленко, К. П. Станюкович, В. П. Чельшев, Б. И. Шехтер.* Физика взрыва, монография, под редакцией К. П. Станюковича, изд. 2-е, перераб. Главная редакция физико-математической литературы изд-ва «Наука», 1975.
6. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем. *Беляев А. Ф.,* М., «Наука», 1968 г. — 255 стр.
7. *Демидюк Г. П., Бугайский А. Н.* Средства механизации и технология взрывных работ с применением гранулированных взрывчатых веществ. М., «Недра», 1975, — 312 с.
8. *Э. И. Ефремов, А. А. Вовк.* Справочник по взрывным работам.
9. *Викторов С. Д., Кузнецов А. П.* Действие струи химически активного вещества на горную породу// Докл. РАН 1997. т. 356, № 3. с. 337–338.
10. *Дмитриев А. П., Гончаров С. А.* Термодинамические процессы в горных породах: Учеб. для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1990. — 360 с.
11. Электротермическое и электротермомеханическое разрушение крепких горных пород / *В. Ф. Бызов, Н. Ф. Филиппов, А. П. Образцов, В. Д. Ицхакин.* — К.: Тэхника, 1989. —144 с.
12. *Г. П. Никонов, И. А. Кузьмич, Ю. А. Гольдин.* Разрушение горных пород струями воды высокого давления. М., «Недра» 1986 —143 с.
13. *Панасюк В. В.* Предельное равновесие хрупких тел. Киев, «Наукова думка», 1968, 246 с.
14. Энергоплотность как критерий оценки свойств минеральных и других кристаллических веществ/ *В. В. Зуев, Г. А. Денисов, Н. А. Мосалов* и др.— М.: ПолиМедиа. — 2000.
15. *Баум Ф. А.* Процессы разрушения горных пород взрывом. М., В кн. Взрывное дело, М., 1974. 223 с.
16. *Родионов В. Н., Адушкин В. В.* и др. Механический эффект подземного взрыва. М., 1979. 200 с.
17. *Баранов Е. Г., Тангаев И. А.* Энергетический принцип анализа и оптимизации технологических процессов добычи и рудоподготовки. В кн. «Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых». 1989, № 4, с 44–57.
18. *Покровский Г. И., Фёдоров И. С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., 1957. 276 с.
19. *Мельников Н. В., Демидюк Г. П.* и др. Регулирование объёмной концентрации энергии ВВ как средство интенсификации дробления горных пород взрывом. М., 1970. 114 с.

20. Казаков Н. Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М., Недра, 1977, 191 с.
21. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., 1973. 311 с.
22. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., 1976. 271 с.
23. Ракишев Б. Р. Энергоёмкость механического разрушения горных пород. Алматы, Баспагер, 1998. 209 с.
24. Тангаев И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М., Недра, 1986. 231 с.
25. Адушкин В. В. Модельные исследования разрушения горных пород взрывом. В кн. Физические проблемы взрывного разрушения массивов горных пород. М., ИПКОН РАН, 1999. с 18–29.
26. Баренблат Г.И. Математическая теория равновесных трещин образующихся при хрупком разрушении. – «Прикладная механика и техническая физика» (ПМТФ), 1961, №4, с. 3–56.
27. Ивлев Д.Д. О теории трещин квазихрупкого разрушения. — ПМТФ, 1967, №6, с. 91–96.
28. Панасюк В. В. Предельное равновесие хрупких тел. Киев, «Наукова думка», 1968, 246 с.
29. Германович Л.Н., Дыскин А.В., Салганик Р.Л., Цырульников М.Н Модель разрушения хрупкого материала с трещинами при одноосном нагружении. — Изв. АН СССР. Механика твердого тела. –1988, №2, с. 118–131.
30. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. — М., Наука, 1976, 640 с.
31. Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. М., МГИ, 1992, с. 516.
32. Шемякин Е. И. Расширение газовой полости в несжимаемой среде. ПМТФ, 1961, №5.
33. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н. О разрушении горных пород в ближней зоне подземного взрыва. //Взрывное дело № 92/49«Развитие теории разрушения горных пород взрывов». М., 1999, с. 7–19.
34. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н. Волны напряжений при взрыве скважинного заряда. «Сб. Взрывное дело» № 91/48// Развитие теории и практики взрывного дела// М. 1998.
35. Казаков Н. Н., Копылов С. В. Изменение максимальной массовой скорости волны напряжения // Горный информационно-аналитический бюллетень. М., МГГУ, №1, 2004.
36. Копылов С. В., Казаков Н.Н. Уравнение формы волны в породе при взрыве скважинного заряд // Горный информационно — аналитический бюллетень. М., МГГУ, №10, 2003.
37. Ресурсосберегающие технологии взрывного разрушения горных пород/ Э.И.Ефремов, В.М.Комир, И.А.Краснопольский, В.П.Мартыненко.— К.: Тэхника,—1990.
38. Деньгина Н. И., Левин Б. В., Рудцкая Е. Р. Влияние микроструктурных особенностей песчаников на проявление эффекта взрывного предразрушения // ФТПРПИ. — 1990. — № 2. — С.57–60.

39. *Durham W.B.* Direct observation of explosively induced damage in sandstone with application to reservoir stimulation.— Scanning Electron Microscopy, — 1981. — p. 539.
40. *Ржевский В. В., Новик Г. Я.* Основы физики горных пород. Изд. 3-е перераб. и доп.— М.: Недра, 1978.—390 с.
41. *Eberhardt E, Stimpson B, Stead D* Effects of grain size on the initiation and propagation thresholds of stress-induced brittle fractures// Rock.Mech. and Rock Eng. 1999. — 32. № 2. — с. 81–99.
42. *Александров К. С., Продайвода Г. Т.* Анизотропия упругих свойств минералов и горных пород. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2000. — 354 с.
43. *Мосинец В. Н.* Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.,»Недра», 1976. 271 с.
44. *Кузнецов В. М.* О разрушении металлических колец в пластическом состоянии. // Физика горения и взрыва. 1973, № 4. с 76–82.
45. *Серяков С. В.* Влияние локальных возмущений на разрушение металлических колец взрывом //Динамика сплошной среды. 1974. Вып. 16. с. 115–126.
46. *Кузнецов А. П.* Вероятностная оценка интенсивности разрушения сплошной среды. // Физико-технические исследования разработки и обогащения руд. Материалы 1 конференции молодых учёных Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР. М. 1972 с. 93–99.
47. *Кузнецов А. П.* Математическое моделирование динамического разрушения кольца // сб. «Деформируемые среды при импульсных нагрузках». Киев. Наукова думка. с. 71–76.
48. *Черников А. Г.* Разрушение колец из алюминия и дюралюминия // Физика горения и взрыва 1976. № 4, с. 76–82.
49. *Родионов В. Н., Адушкин В. В., Костюченко В. Н., Николаевский В. Н., Ромашов А. Н., Цветков В. М.* Механический эффект подземного взрыва. М.: Недра, 1971.
50. *Закалинский В. М., Казаков Н. Н., Галченко Ю. П.* О подходах к определению КПД взрыва в геотехнологии // Физические проблемы разрушения горных пород: сб. трудов Второй международной научной конференции 25–29 сентября 2000 г. Санкт-Петербургский горный институт, 2001.
51. *Курочкин А.Н., Астафьев Ю.П., Сафонов Л.В.* Математические основы теории оперативного управления в карьерах. М.: Наука, 1974. С. 95.
52. Оптимальное управление. Сборник. М.: «Знание», 1978. с. 144. (Нар. Ун-т Естественно-научный фак. Издается с 1961 г.).
53. *Цирлин А. М.* Оптимальное управление технологическими процессами: Учебн. пособие для вузов. — М.: Энергоатомиздат, 1986. — 400 с.
54. *Кофман А.* Методы и модели исследования операций. М.: «Мир», 1966.
55. *Вахотин А. А., Демченко Н. Г., Файнштейн И. З.* Способ повышения физической стабильности игданита // Проблемы взрывного дела, № 1, Сб. МГГУ. АНО «Национальная организация инженеров-взрывников», 2002, с. 123–125.
56. *Вахотин А. А., Викторов С. Д., Демченко Н. Г.* Модификация составов акватолов с учётом их расслоения // Записки горного института. // Физические проблемы разрушения горных пород: сб. трудов Второй международной научной конференции 25–29 сентября 2000 г. Санкт-Петербургский горный институт, ч.1, с. 178–179, 2001.

57. Пацюк В. В., Анискин А. И., Шведов К. К. Методика определения параметров детонации промышленных взрывчатых веществ в лабораторно-полигонных условиях. Методы испытаний низкочувствительных ВВ. АН СССР. ОИХФ — Препринт — 1991, 146 с.
58. Кукиб Б. Н. К вопросу о зависимости скорости детонации от диаметра заряда // Использование взрыва в народном хозяйстве. Ч. 1, Киев: Наукова думка. 1970 с. 60–65.
59. Кукиб Б. Н., Лавров В. В., Шведов К. К. О зависимости параметров детонации конденсированных взрывчатых веществ. Доклады IV Всесоюзного совещания по детонации. Телави. ОИХФ, Черноголовка, 1988.
60. Воскобойкинов И. М., Гоголя М. Ф., Демченко Н. Г. Маховское взаимодействие детонационных волн в нитрометане. Физика горения и взрыва. Т.17, № 1, 1981.
61. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Наука, 1974. 224 с.
62. Ландау Л. Д., Лифшиц Е. М Теория упругости. — М.: Наука, 1987.
63. Гончаров С. А., Ананьев П. П., Бруев В. П. Математическое моделирование разупрочнения железистых кварцитов при их магнитно-импульсной обработке (МИО) 11 Горный информ. аналит. бюл. — 2005. — № 210.
64. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Лукин В. Д., Гуляев Ю. В., Бунина Н. С., Вдовин П. С., Корженевский А. В., Черененин В. А. Использование мощных электромагнитных импульсов в процессе дезинтеграции и вскрытия упорного золотосодержащего сырья. ФТПРПИ. — 2001. — № 27.
65. Журков С. Н, Томашевский Э. Е. Временная зависимость прочности при различных режимах нагружения. Некоторые проблемы прочности твердого тела. — М.–Л., 1959.

РАЗДЕЛ III

Концепция синергетического взаимодействия геомеханики и взрывного разрушения

ГЛАВА 1

Физические предпосылки концепции синергетического взаимодействия различных материальных объектов

Известно, что в основе механизмов практически всех в человеческой цивилизации технических достижений материального характера любой сложности лежат некие простые идеи, представленные далее своими начальными или простейшими прототипами. Применительно к нашей проблеме такую постановку возможно реализовать, например, следующей исходной позицией, представленной в форме системной задачи: требуется рассмотреть определенное воздействие физического характера на некоторый материальный объект, например, в виде кубика, до состояния его целостности и определения соответствующих граничных условий. Такая задача давно поставлена и решена в различных технических приложениях на базе, в частности, разделов механики сплошной среды с ее гипотезами, условиями и критериями прочности. В нашем случае представляет интерес ее развитие при переносе ее постановки в специфическую крупномасштабную область горного дела. Здесь, в отличие от других технических областей (самолетостроение, машиностроение, и т. п.), «обслуживаемыми точными науками», преобладает подход эмпирического рассмотрения позиций независимых технологических процессов. Новый подход, систематизируя типы причинно-следственных связей и механику различных воздействий на состояние горной среды и расположенные в них объекты, развивает известную методологию до уровня создания концепции и ее физических предпосылок синергетического взаимодействия различных материальных объектов.

Методология, отображая решения известных проблем при разработке полезных ископаемых в сложных удароопасных условиях разработки месторождений полезных ископаемых, впервые характеризуется постановкой исследований на стыке такой науки, как «геомеханика» с ее специальностями «математика и механика», «механика деформируемого твердого тела», относящимся к точным наукам, и «разрушение горных пород». Это позволяет использовать аналоги теоретического и экспериментального характера и соответствующий инструментарий, в частности разработку математических моделей и компьютерных технологий, для решения конкретных задач

горного производства с целью выявления новых эффектов при таком взаимодействии с горной наукой. Исследования включали комбинации одновременности, совместности и взаимодействия различных процессов горного производства, разработку метода решения проблемы сейсмического влияния взрывных работ, а также вопросы землетрясений, на устойчивость массивов горных пород и подземных сооружений при разработке угольных месторождений, что составило часть базового содержания новой концепции синергетического взаимодействия процессов взрывного разрушения и геомеханики.

Суть ее в превышении результатов сложения действия двух разнородных процессов в отличие от итога простой арифметической суммы их свойств за счет проявления дополнительных эффектов. Научный аппарат синергетики весьма удобен и гибок для описания многих проблем, поражает необычными подходами и моделями, которые раскрывают принципы и закономерности протекания процессов нелинейного и самоорганизующегося роста. С использованием синергетического подхода в исследовании и развитии термодинамических и энергетических методов моделирования открывается возможность адекватного описания различных физических и других процессов перехода вещества на новые энергетические уровни.

Предложенная концепция и ее идея выводят прежнюю механику взаимодействия «контактов» разнохарактерных технологических процессов исключительно качественного характера на новый количественный уровень синергетического взаимодействия с возможностью разработки соответствующих критериев.

Далее приведены примеры из практики подземных и открытых горных работ, демонстрирующих возможности использования данного подхода.

1.1. К вопросу о влиянии технологических факторов разработки месторождений на состояние массивов горных пород

Геодинамические явления в шахтах и на рудниках зависят не только от природной геодинамической обстановки, но и от быстро меняющихся техногенных воздействий на массив. Под действием техногенных процессов и активным воздействием на массив различными способами формируются условия, влияющие на несущую способность горных объектов различного назначения.

Широкое применение в отечественной и зарубежной практике ведения горных работ получил комбинированный метод разработки полезного ископаемого. Различают три вида данного метода в зависимости от временного сочетания его открытых и подземных работ:

– вначале отработка ведется открытым способом, затем переходят на подземный;

- наоборот, сначала подземная добыча, затем открытым способом;
- одновременное функционирование карьера и подземного комплекса добычных работ.

Но все три метода объединяет наличие разделяющего слоя (целика) между открытыми и подземными горными работами, который выполняет различные функции, в том числе и водоупора. Именно в нем происходит наложение зон геомеханического влияния от карьера и рудника, что особенно актуально при работах, совмещенных в одной вертикальной плоскости. Примером могут служить разработки кимберлитовых месторождений «Мир», «Интернациональная», «Удачная», «Айхал». Особенность ведения горных работ на таких месторождениях заключается в специальном расчёте и строгом соблюдении режима взрывных работ на карьере и шахте, позволяющем обеспечить безопасную эффективную деятельность всего комплекса. Но этих мер все равно недостаточно для того, чтобы исключить аварийные ситуации, например, происшедшие на месторождении «Мир» в 2017 году, или на руднике «Восточный», где произошёл вывал горной массы с южного борта карьера порядка 50–70 тыс. м³. Причиной происшедших аварий является потеря устойчивости и нарушенность массива горных пород. Как показывает анализ подобных случаев, горные работы неразрывно связаны с изменением геомеханического состояния, процессами сдвижения и нарушенностью массива горных пород.

Особенность условий открытой разработки месторождений после подземных работ заключается в возрастании опасности обрушений в выработках, увеличенной трещиноватости массива в зонах сдвижения горной породы. При ведении подземных работ после открытых негативное влияние оказывает наличие карьера, часто затопленного водой, поэтому помимо обрушений в подземные выработки, существует опасность прорыва воды в рудник.

Деформированное состояние массивов пород проявляется в потере сплошности: от беспорядочного обрушения, сопровождающегося полной потерей связей между отдельными кусками, до плавных прогибов слоев с небольшим раскрытием естественных трещин.

Особо актуальна проблема деформирования для предохранительных целиков и уступов бортов карьера. Так, в первом случае разделяющий слой испытывает дополнительные сжимающие и растягивающие напряжения, а во втором случае наиболее распространенный вид деформаций на карьерах — осыпание уступов, сложенных скальными и полускальными породами, потеря прочности по контактам трещин, отсюда вывалы горной породы в больших объемах из бортов карьеров.

Такая закономерность обусловлена максимальным, по сравнению с остальными зонами влияния горных работ, количеством действующих факторов. Поэтому основным вопросом при разработке мероприятий по предупреждению и локализации деформаций массива является установление условий и причин их возникновения.

Факторы, оказывающие влияние на прочностные характеристики пород, можно условно разделить на 4 группы: геологические, гидрогеологические, климатические и горнотехнические факторы.

Из геологических факторов решающее значение имеют трещины большого протяжения, и технической задачей является минимизация раскрытия и углубления этих трещин.

Из гидрогеологических факторов основным является обводненность трещин в скальных породах, наличие водоносных напорных объектов в зоне влияния горных работ, и наилучшим сценарием будет изоляция от воды.

Климатические условия района также оказывают существенное влияние на устойчивость массива. Суточные колебания температуры, осадки, замерзание и оттаивание, действуя индивидуально или совместно, часто вызывают значительное уменьшение прочностных свойств массивов.

Горнотехнические факторы включают в том числе влияние буровзрывных работ на устойчивость уступов и прочностные свойства массива [1]. Этой проблемой занимались Г. Л. Фисенко [2], Ю. И. Туринцев [3], Г. В. Кузнецов [4] и др. Параметры БВР при очистной выемке обычно определяются исходя из требований к качеству дробления горных пород, что далеко не всегда согласуется с условиями обеспечения безопасности и эффективности применения определенных систем разработки. Негативные последствия взрывной отбойки — это и осложнения ведения горных работ в результате снижения несущей способности целиков различного назначения и среды. Установлено, что при массовых взрывах в вертикальных скважинах большого диаметра частичное нарушение массива горных пород распространяется на расстояние до 60–70 м от места взрыва. После выемки экскаватором полностью раздробленной породы в уступах остаются породы, сохранившие не более 20–25 % естественной прочности массива. Кроме того, известно, что под действием взрывной волны при массовых взрывах изменяется напряженное состояние массива. Это уменьшает силы трения по наиболее слабой поверхности (контакты трещин большого протяжения) и при небольшом запасе устойчивости может привести к внезапному обрушению уступов или их частей.

В настоящее время накоплено значительное количество экспериментальных данных, свидетельствующих о наличии нарушения массива при взрыве в области, радиус которой существенно превосходит область радиальной трещиноватости [9–15]. Опыт взрывания показывает, что имеет место накопление повреждений массива от действия предшествующих взрывов, также широко известна индуцированная массовыми взрывами сейсмоактивность массивов горных пород. Так, в работах [16–17] при проведении лабораторных испытаний по взрывному воздействию на образцы горных пород накладными зарядами разной массы показано, что с увеличением числа циклов нагружения скорость продольных волн, которая зависит от дефектности структуры, закономерно уменьшается (рис. 3.1).

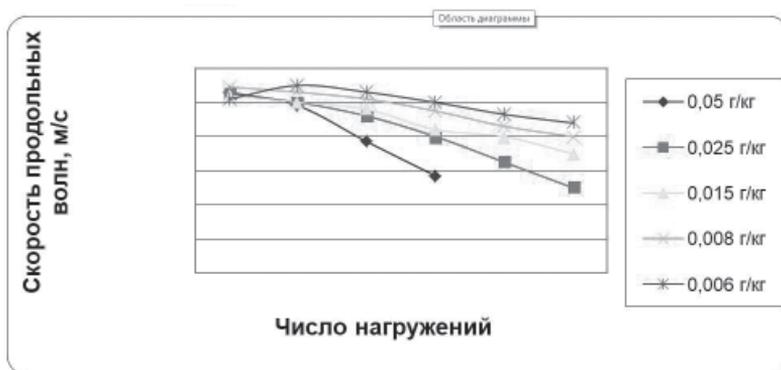


Рис. 3.1 Зависимость скорости продольных волн от числа циклов взрывного нагружения образцов

При проведении ультразвуковых измерений, целью которых было исследование фактора образования и распространения зон разномасштабной нарушенности, в качестве информативного параметра была принята скорость продольных волн [14–15]. Контроль состояния образцов горных пород осуществлялся по методике прозвучивания, когда датчики располагались на противоположных гранях образцов. Использовались аппаратура УК-14П и комплект датчиков с частотой 150 кГц. Ультразвуковые измерения осуществлялись по двум взаимно перпендикулярным направлениям с шагом 3 см. Обычно на каждый образец приходилось до 100 измерительных точек. При проведении экспериментов использовались образцы мелкозернистого кварцевого песчаника и мрамора с характерными размерами 50(25) x 25(20) x 15(12,5) см. Динамическое воздействие моделировалось действием заряда взрывчатого вещества, который, как правило, располагался в центре образца в специальном отверстии диаметром 4,2 мм. Его масса подбиралась с таким расчетом, чтобы исключить разрушение образцов на отдельные фрагменты.

После взрывного воздействия наблюдалось снижение скорости продольных волн. В качестве примера на рис. 3.2а представлен график относительного изменения скорости $\bar{c}_p = (c_{p0} - c_p(R))/c_{p0}$ в зависимости от расстояния R от заряда в образцах песчаника и мрамора. После динамического воздействия в образцах песчаника с приближением к центру взрыва значения скорости продольных волн закономерно уменьшались, в образцах мрамора данная зависимость имела менее выраженный характер. Кроме изменения скорости продольных волн, обусловленное развитием микродефектов, прямыми экспериментальными испытаниями установлено снижение прочности на растяжение песчаника с расстоянием от источника взрывного воздействия, что отражает рисунок 3.2б.

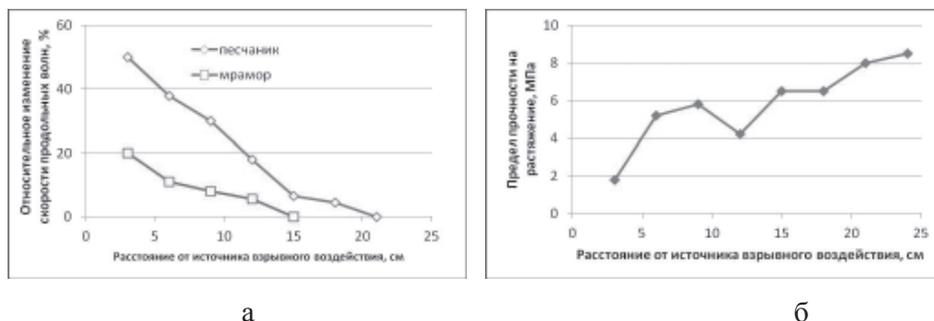


Рис. 3.2. Относительное изменение скорости продольной волны (а) и предела прочности на растяжение (б) на разном расстоянии от заряда

Выполнены также экспериментальные исследования в натуральных условиях. В таблице 3.1 приведены данные по нарушенности в результате крупномасштабного взрыва в массиве, сложенным песчаником и алевролитом, полученные с помощью бурения разведочной скважины длиной 69,7 м [15]. Отбор кернов, для последующего изготовления из них шлифов, производился с интервалом 0,5–1,0 м по мере бурения скважины длиной 69,7 м. Петрографические исследования позволили выявить микроскопические деформационные изменения, зональность по степени и характеру нарушений относительно эпицентра взрыва.

Табл. 3.1. Распределение нарушений в породном массиве после взрыва по разрезу скважины

Интервал, м	0,0–24,0	24,0–37,0	37,0–44,0	44,0–49,5	49,5–57,0	57,0–61,2	61,2–69,7
Выход керна, %	30–88	60–86	80–87	40–80	50–70	70–80	4–28
Содержание макротрещин, кол-во/пог. м	–	–	1–4	0–4	3–6	5–7	н.д.
Содержание микротрещин в кварце, %	–	45–60	15–50	5–10	5–7	5–10	30–50

Изменения свойств горных пород на столь значительных расстояниях однозначно дают основания утверждать, что они вызваны прохождением волн напряжений. В настоящее время накоплены многочисленные экспери-

ментальные данные по параметрам волн напряжений. Сводные экспериментальные данные по затуханию максимальных амплитуд скоростей частиц и максимальных перемещений при взрывах показывают, что существуют общие законы затухания этих величин с расстоянием от заряда. Они позволяют утверждать, что в достаточно большом диапазоне безразмерных расстояний (10–200) r_0 имеет место гораздо более быстрое затухание в безграничной среде, чем это предполагается упругой моделью. Следует отметить, что вопросу изучению законов распространения волн напряжений уделял много внимания академик Е. И. Шемякин, и им опубликована целая серия работ по этому вопросу [16, 17].

Установлено, что затухание максимальных амплитуд в волне напряжений происходит по степенному закону:

$$\sigma(R) = \frac{A}{R^n},$$

где $n = 1.6–1.8$ для сферической симметрии и $n = 0.8–1.0$ — для цилиндрической симметрии, $R = r/r_0$ — относительное расстояние от заряда, r_0 — радиус заряда, r — расстояние от заряда.

Для взрывов одиночных зарядов в безграничной среде максимальные напряжения определяются зависимостями [8]:

$$\sigma_{r \max} = \rho_n C_p^2 \frac{0,51}{\bar{r}^2} \quad 12 < \bar{r} < 100$$

$$\sigma_{r \max} = \rho_n C_p^2 \frac{0,78}{\bar{r}^{1,5}} \quad 100 < \bar{r} < 200$$

$$\sigma_{\varphi \max} = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_{r \max};$$

– цилиндрический заряд

$$\sigma_{r \max} = \rho_n C_p^2 \frac{0,124}{\bar{r}^{1,1}} \quad 12 < \bar{r} < 100$$

При $\bar{r} > 100$ величины $\sigma_{r \max}(\bar{r})$ и $\sigma_{\varphi \max}(\bar{r})$ для цилиндрического заряда совпадают с аналогичными параметрами для взрыва сферического заряда,

здесь P_n — плотность породы; C_p — скорость продольной волны; $\bar{r} = \frac{r}{R_{03}}$ — относительное расстояние от центра сферического заряда от оси цилиндрического перпендикулярно к ней; R_{03} — эквивалентный радиус заряда, определяемый соотношением:

$$R_{oz}^* = R_{oz} \left(\frac{\rho_{BB} Q_{BB}}{\rho_{TЭН} Q_{TЭН}} \right)^\lambda,$$

где R_{oz} – фактический радиус заряда; P_{BB} и $P_{TЭН}$ – плотности ВВ и тэна, соответственно; $\lambda = \frac{1}{2}$ для цилиндрического и $\lambda = \frac{1}{3}$ для сферического зарядов.

Фактический радиус сферического заряда связан с его массой соотношением:

$$R_{oz} = 0,623 \sqrt[3]{\frac{q}{\rho_{BB}}}, \quad \text{м,}$$

где q измеряется в килограммах, ρ – кг/м³.

Для тротила плотностью $\rho = 1,6 \cdot 10^3$ кг/м³, $R_{oz} = 0,0533 \sqrt[3]{q}$.

Время действия волны напряжений обычно принимается равным времени продолжительности положительной фазы:

$$r_0 = \frac{\pi}{b_1 + b_2 \bar{r}} R_{oz}^*, \quad \text{с } 10 < \bar{r} < 100,$$

где $b_1 = 178 + 3,49 \cdot 10^{-6} \rho_n C_p$, м/с; $b_2 = -0,125 + 0,218 \cdot 10^{-7} \rho_n C_p$, м/с;

$$r_0 = \frac{\pi}{b_3} R_{oz}^*, \quad \text{с } 100 < \bar{r} < 200,$$

где $b_3 = 166 + 5,67 \cdot 10^{-6} \rho_n C_p$, м/с;

Развитие нарушений при прохождении волн напряжений происходит в том случае, если напряжения на фронте волны $\sigma(r)$ превышают некоторое минимальное значение σ_0 . В соответствии с критерием Ирвина, полученным в рамках линейной механики разрушения, для старта трещины, имеющей полудлину l_0 , необходимо выполнение неравенства:

$$K_D = \sigma_0 \sqrt{\pi l_0} > K_d$$

где K_d — трещиностойкость материала при динамическом нагружении, K_D — динамический коэффициент интенсивности напряжений, l_0 — размер дефекта.

Результаты этих исследований, характеризующие дезорганизацию материала за пределами границы скважинной отбойки, то есть вызывающие раз-

витие микродефектов и инициируемые этим процессом изменения свойств горных пород, позволяют выделить определенные зональности по степени и характеру нарушений с расстоянием от заряда. В рамках современных возможностей управления действием взрыва эти процессы можно трансформировать в управление геомеханическим состоянием породного массива с последующим его сейсморайонированием. Это позволяет также оценить разупрочнение неоднородного породного массива на разном расстоянии от заряда, а также выделить в зависимости от поставленной инженерной задачи границу области, где среду можно считать условно упругой.

При прогнозной оценке влияния БВР на массив должны учитываться горно-геологические и горнотехнические условия при различных их сочетаниях в ходе ведения горных работ и особенностей структуры каждого участка, что в лабораторных условиях является затруднительным, иногда невозможным. Так, в используемом образце могут отсутствовать напряжения и тектонические нарушения, которые существуют в массиве в естественных условиях.

В горных породах из-за их неоднородности распределение нарушений по отношению к эпицентру взрывного воздействия может иметь достаточно сложную пространственную конфигурацию. Для идентификации результатов взрывного воздействия с целью управления геомеханическим состоянием породного массива предложен новый подход, суть которого основывается и заключается в интерпретации так называемого эффекта предразрушения, характеризуемого степенью нарушенности массива при прохождении волн напряжений. Он базируется на современных представлениях о волновых процессах в поглощающих средах, механизмах взрывного разрушения горных пород, особенностях контактного взаимодействия неоднородных массивов с контрастными деформационными свойствами в части технологической устойчивости вещества целиков различного назначения.

Понятие «предразрушение», будучи относительно новым фактором в горном деле, может быть представлено и апробировано на предмет критериальной оценки в проблеме механизма законтурного действия взрыва.

Так как при взрывной отбойке главное требование к ней — качество дробления горных пород, законтурное действие взрыва, вообще говоря, можно трактовать как благоприятный фактор и, как следствие из вышеприведенных данных, чем величина его больше, тем лучше. Принципиальное отличие предлагаемого подхода обусловлено характером поставленной задачи по сохранению устойчивости материала целиков различного назначения, решение которой базируется как раз на обратной постановке — чем указанная величина меньше, тем лучше. Отсюда вытекает суть подхода, которую можно условно выразить принципом «сейсморайонирования рудных и шахтных полей по структурно- геологической устойчивости материала целиков различного назначения при различных способах взрывных работ и комбинированной разработке месторождений», «сейсморайонирования

рудных и шахтных полей по способам воздействия взрывных работ на структурно- геологическую устойчивость материала целиков различного назначения».

Анализ влияния технологических взрывов на устойчивость породного массива показывает, что даже при использовании щадящего взрывания интенсивная трещиноватость в некоторых случаях достигает десятков метров. Таким образом, рудные целики уже не могут рассматриваться в качестве водоупоров [18], а прибортовые участки вмещающих пород несут угрозу обрушения. В любом случае понижение прочностных свойств массива сказывается негативно на ведении горных работ и затрудняет добычу полезного ископаемого.

В части практических аспектов в этом направлении может быть использован опыт решения проблемы снижения негативного влияния взрыва на горнотехнические объекты, расположенные в зоне влияния карьера. Теоретическими расчетами и экспериментальными взрывами в производственных условиях была доказана эффективность специально разработанной конструкции скважинного заряда, позволившей при взрыве управлять сейсмическим воздействием на породный массив. В результате было снижено воздействие массового взрыва на породный массив целика между карьером и шахтой и, соответственно, негативное влияние на расположенные под карьером шахтные объекты [19].

1.2. К методологии механизма взаимодействия геомеханического состояния и процессов взрывного разрушения

Новое направление ориентировано на решение научной проблемы, заключающейся в систематизации типов воздействия на состояние горных массивов и их взаимодействия с позиций причинно-следственных связей.

Методология, отображая решения новых и корректировку известных проблем при разработке полезных ископаемых в сложных удароопасных условиях разработки месторождений полезных ископаемых, впервые характеризуется постановкой исследований на стыке такой науки, как «геомеханика» с ее специальностями «математика и механика», «механика деформируемого твердого тела», относящимся к «точным» наукам, и «разрушение горных пород». Это позволяет использовать аналогии теоретического и экспериментального характера и соответствующий инструментарий, в частности расчетные методы моделирования, разработку математических моделей и компьютерных технологий, для выявления новых эффектов и решения конкретных задач горного производства.

Научная значимость и актуальность нового подхода направлены на существенное повышение уровня решения сложных задач на удароопасных рудниках и выбросоопасных угольных шахтах, получение новых эффектов, совершенствование возможностей существующих технологий в части повышения безопасности, надежности и достоверности известных решений.

Конкретные задачи отвечают масштабности нового научно-методологического направления, дополняясь их новыми видами.

Актуальные задачи:

– разработка физических моделей возникновения ударо- и взрывоопасных ситуаций и их использование в математических моделях конкретных задач горного производства при решении численными методами [32];

– изучение технологических способов отчуждения зон взрывных работ от окружающей среды с созданием щелей, компенсационных камер и других пространств при добыче полезных ископаемых и корректировка их параметров, связанная с удароопасностью;

– развитие метода (критерия) интенсивности прироста эмиссии частиц в зависимости от степени удароопасности с обоснованием тенденции в части корректировки управлением действием взрыва в соответствующую сторону;

– разработка метода решения проблемы сейсмического влияния взрывных работ на устойчивость массивов горных пород и подземных сооружений при разработке угольных месторождений;

– формулирование новых проблем горного производства и их решение численными методами в рамках постановки задач с помощью разработанного вычислительного подхода для компьютерного моделирования.

Новация нового подхода представляет по сути смену существующей парадигмы во «взаимоотношениях» двух специальностей в горной науке и заключается в разработке положений принципиально новой концепции синергизма взрывного разрушения и геомеханики в сложных условиях разработки месторождений полезных ископаемых.

Как показал анализ различных зарубежных изданий и непосредственное участие авторов в различных международных конференциях, состояние исследований по данной проблеме в мировой науке пребывает в русле старой парадигмы.

Для получения новых результатов намечено использовать оригинальную методику и экспериментальный метод с использованием лазерной спектроскопии для регистрации спектра размеров образовавшихся минеральных частиц при допредельном квазистатическом деформировании. Это позволит выявить качественные и количественные закономерности эмиссии субмикронных частиц в зависимости от напряженно-деформированного состояния. Кроме того, для установления закономерностей распределения напряжений и возможных зон разрушений на контуре цилиндрической полости в образце при его одноосном сжатии предполагается использование компьютерное моделирование методом конечных элементов.

Методика исследования включает:

- обзор, анализ и систематизацию важнейших видов воздействия (факторов) различной природы происхождения на состояние массивов рудных, угольных месторождений и целиков;

- структуру их взаимодействия как систем с позиций причинно-следственных связей;
- представление их соподчинённости через условные зависимые и независимые факторы;
- обоснование целесообразности нового подхода и разработку концепции синергизма геомеханики и взрывного разрушения в сложных условиях разработки месторождений полезных ископаемых;
- постановку геомеханических задач, отвечающих потребностям практики горного производства, решение которых подтверждает эффективность предлагаемой методологической концепции;
- выбор наиболее подходящих математических моделей для решения поставленных геомеханических задач;
- создание вычислительного подхода для реализации выбранного математического моделирования. Формирование и отладку компьютерной методики численного моделирования напряженно-деформированного состояния горного массива при динамических нагружениях;
- разработку физических моделей возникновения ударо- и взрывоопасных ситуаций и их использование в математических моделях конкретных задач горного производства при решении численными методами;
- развитие метода (критерия) интенсивности прироста эмиссии частиц в зависимости от степени удароопасности с обоснованием тенденции в части корректировки управлением действием взрыва в соответствующую сторону;
- разработку метода решения проблемы сейсмического влияния взрывных работ на устойчивость массивов горных пород и подземных сооружений при разработке угольных месторождений;
- анализ степени соответствия теоретических и экспериментальных результатов исследований концепции синергизма взрывного разрушения и геомеханики в сложных условиях разработки месторождений полезных ископаемых намеченным целям;
- разработку методологии оценки результатов известных методов борьбы с негативными техногенными явлениями и катастрофами, научно обоснованных принципов и технической базы с целью существенного повышения их точности, надежности и достоверности.

Новое направление связывает горнотехнические и природные факторы систем открытой и подземной разработки месторождений различных полезных ископаемых, устанавливая их иерархичность (соподчиненность) для удовлетворения насущных потребностей горного производства методом адекватного взаимодействия.

Поставлены краевые задачи математического моделирования с выбором вычислительного подхода, отражающие суть геомеханических проблем горного производства. Одно из направлений предусматривает численное моделирование воздействия сейсмозрывных волн на неоднородные целики различного происхождения.

1.3. Обоснование концепции синергизма взрывного разрушения и геомеханики в сложных условиях разработки месторождений полезных ископаемых

На современном этапе развития горнодобывающей промышленности работы, связанные с разработкой полезных ископаемых, должны гарантировать как их безопасность, так и технико-экономическую эффективность. Решение этой проблемы невозможно без постановки исследований на основе подхода, при котором вопросы выбора систем и способов разработки сочетаются одновременно с аспектами безопасности и эффективности [1]. Актуальность этого очевидна при открытой и подземной разработке в условиях проявления газо-, геодинамических явлений, вызываемых рядом факторов. Это обусловлено и тем, что практические задачи оценки состояния горных выработок и сооружений, требуют рассмотрения поведения массивов горных пород в широком диапазоне прикладываемых нагрузок и режимов нагружения, выделив при этом главный процесс в этой системе.

Как известно, проведение выработок в рудных залежах, угольных пластах и других полезных ископаемых нарушает равновесие горных пород, в результате чего последние деформируются и сдвигаются. Существенный, а чаще и основной вклад здесь приходится на процессы взрывного разрушения горных пород как главного технологического способа отделения горной породы от горного массива при добыче полезных ископаемых. Поскольку строгих теоретических решений, удовлетворяющих такие разноплановые и разнохарактерные потребности практики разработки месторождений, опасных по газо- и геодинамическим явлениям, нет, используем комплексный подход в вопросе их геомеханического обеспечения, заключающийся в рассмотрении важнейших видов воздействия на состояния рудного массива, угольного пласта и целики, их аспекты, связи и взаимодействие [19]. В простейшем варианте это тождественно описанию поведения или реакции состояния массива на его воздействие и управление. Необходимо определиться с главным фактором, вызывающим сейсмические и динамические явления, их интенсивность и формы проявления в системе «воздействие–реакция».

Развитие исследований в этом направлении охарактеризуем следующими постулатами:

- используется комплексный подход решения проблемы;
- в основу комплексного подхода, наряду с его горнотехническим смыслом, положена гипотеза о возможности использования в горном деле результатов междисциплинарного подхода в сходных (близких) научных исследованиях;
- анализ факторов различной природы происхождения и взаимодействия производится с установления функциональной зависимости между их составляющими;

– оценка правомерности использования и рекомендации по выбору междисциплинарного научного инструментария теоретического и модельно-экспериментального характера в различных вариантах решения проблемы;

– формулирование методологической концепции на основе анализа ударо-, газодинамических явлений различной природы и поведения (реакции) окружающей среды.

Осветим содержание основных апробированных фрагментов отдельных постулатов.

Так как в основу комплексного подхода положена гипотеза о возможности использовании в горной области результатов известного междисциплинарного подхода в сходных (близких) научных исследованиях, охарактеризуем его суть. Она выражается свойствами интегративности дисциплин, основанными на переносе методов и технологий исследований по одной дисциплине в другую, синтезе полученных в рамках различных научных дисциплин результатов, которые обеспечивают решение комплексных научно-технических проблем [21, 22]. Анализ факторов различной природы происхождения исходит из позиций поиска оценки их взаимодействия в форме математической аналогии с определением функциональных составляющих. Для этого систематизируем важнейшие виды воздействий (факторов) различной природы происхождения на состояние массивов рудных, угольных месторождений и целиков с отражением их взаимодействия как систем с позиций причинно-следственных связей. Отображение их соподчинённости представим условными символами ЗФ и НФ (зависимый и независимый фактор). Такой путь, с прослеживанием соподчинённости и анализом соответствующих структурных составляющих, близок математическому отождествлению функциональной зависимости с её зависимыми и независимыми членами. В дальнейшем это используется при оценке адекватности выбираемых моделей на основании анализа теоретических фрагментов и методов междисциплинарных дисциплин.

К первостепенной форме работы системы «воздействие–реакция», безусловно, следует отнести структуру, базирующуюся на природной основе её происхождения — поведение массива «в лице» его напряжённого состояния, горного давления, сдвижения, деформаций и других проявлений (ЗФ) как реакция на проникновение в неё внешних антропогенных воздействий (НФ).

В этом плане самым масштабным техногенным независимым фактором является разработка месторождения полезных ископаемых с формированием выемочных блоков, камер, и многочисленных выработок, проходимых в различных условиях, зачастую без начальной привязки к состоянию горного массива. Естественная реакция на это «вторжение» со стороны окружающей среды имеет очевидную природу зависимого факторного компонента. В рамках нашей концепции интерес здесь заключается в том, что на

этом фоне происходят действия, в качестве различных структурных составляющих, всех остальных факторов, в которых процессы могут развиваться самым непредсказуемым, включая опасный, образом и должны научно обоснованно регламентироваться

Следующий по значимости и распространённости независимый фактор — взрывные работы (НФ) различных масштабов и способов, косвенно или напрямую влияющие на состояние массива горных пород. Здесь в роли зависимых факторов, например, после массовых взрывов, выступают динамические явления (ЗФ) различного характера и интенсивности, что особенно присуще подземной разработке полезных ископаемых на рудниках Горной Шории и некоторых других регионов [23]. Необходимо особо отметить исследования, выполненные в ИГД СО РАН под руководством профессора А. А. Еременко, результаты которых, по сути, являются креативно-экспериментальным подтверждением идейного направления данной книги. Не приводя фрагменты этого основательного по объёму и содержанию материала, отсылаем читателей к его первоисточникам. См. литературу [23, 20, 6].

Суть другой, сейсмической, формы явлений заключается в воздействии взрывных работ, производимых на рудных карьерах и угольных разрезах (НФ), на расположенные под ними шахтные объекты и выработки при подземной разработке полезных ископаемых (ЗФ). Здесь стоит задача исследования влияния интенсивности сейсмозврывной волны и свойств целика между открытыми и подземными работами на сохранность горных выработок и безопасность людей [19].

Представляет интерес и другой вид воздействия, связанный с влиянием проходки взрывным способом выработки (НФ) на расположенный вблизи угольной пласт, склонный к внезапному выбросу угля и газа (ЗФ).

Следующая, так же сейсмическая, форма воздействия имеет другую природу и связана с естественными землетрясениями (НФ), провоцирующими развитие горных ударов, оползней и толчков при разработке полезных ископаемых, реагирующей на такие явления (ЗФ).

Анализ представленных форм показывает, что они, имея общие характерные признаки в части происхождения и последствий, представляют собой систему «воздействие–реакция», которая в свете концепции де-факто обозначает главный фактор, вызывающий сейсмические и динамические явления, их интенсивность и формы проявления — взрывные работы.

На этом фоне с прослеживанием структуры соподчинённости, тождественной, как указывалось выше, математической функциональной зависимости с её зависимыми и независимыми членами, можно использовать аналогию при трактовке результатов близких модельных экспериментальных исследований.

Отметим, что речь идёт не о разработке теории, отражающей все варианты решения проблемы, а о привлечении некоторых фрагментов теоретического характера или моделирования из других научных дисциплин к осве-

щению отдельных позиций новой научной дисциплины «Геомеханика и разрушение горных пород».

Рассмотрим применительно к нашей концепции и её гипотезе некоторые апробированные фрагменты вышеприведенных постулатов. Так, содержание фрагмента одного из них представляет интерес использованием эффекта памяти.

На сегодняшний день известен целый ряд эффектов памяти о механических, тепловых, электрических, магнитных и других воздействиях на горные породы как «независимого» маломасштабных характера, так и в качестве их структурных составляющих в «глобальных» формах воздействий на большие массивы горных пород [20, 25–28]. Сюда же можно отнести и сведения о значительном присутствии в горных породах, наряду с гравитационными и тектоническими, также и остаточных напряжений, унаследованных массивами тектонических структур с предшествующих геологических эпох, влияние которых сказывается в развитии деформационных и геодинамических процессов в породных массивах при освоении недр.

Анализ показал, что они могут быть эффективно использованы в познании фундаментальных закономерностей поведения горных пород при деформировании и разрушении и свидетельствуют о перспективности их использования для исследований напряжённо-деформированных состояний (НДС) горных пород [20, 21].

В ИПКОН РАН были выполнены экспериментальные исследования эмиссии субмикронных частиц в диапазоне от 0,3 до 5,0 мкм и более в условиях одноосного сжатия [31]. Настоящая работа является продолжением вышеописанных исследований, цель которой заключается в изучении эффекта памяти при циклическом одноосном сжатии образцов горных пород. Среди известных эффектов памяти наиболее близким является деформационный эффект памяти, природу и механизм которого большинство исследователей связывают с возникновением и развитием в горных породах дефектов различного масштабного уровня.

Объектом исследований являлись образцы бетона кубической формы со стороной 40 мм. В центре образца была создана цилиндрическая полость диаметром 6 мм, из объема которой осуществлялась регистрация эмиссии частиц. Образцы подвергали одноосному квазистатическому сжатию в несколько циклов и регистрировали параметры эмиссии частиц. Эксперимент состоял из двух этапов. В первом этапе образцы ступенчато нагружали от нулевой нагрузки до нагрузки $P = 30$ кН в несколько циклов. Во втором этапе эти образцы были нагружены до нагрузки $P = 50$ кН. На рисунке 3.3 представлены результаты исследований при циклическом нагружении образца бетона до $P = 30$ кН. По оси ординат слева показано количество частиц N , шт. (для трех размерных диапазонов 0.3–0.5, 0.5–5.0 и > 5.0 мкм), справа — задаваемая нагрузка P , кН, а по оси абсцисс — время t , с.

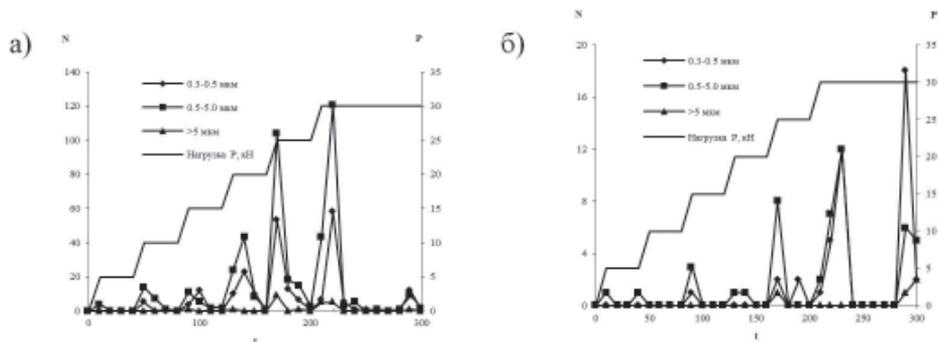


Рис. 3.3. Распределение эмиссии частиц в 1-ом (а) и 5-ом (б) циклах нагружения при $P = 30$ кН.

Из графиков видно, что в 5-ом цикле нагружения количество частиц для всех размерных диапазонов на порядок меньше, чем в 1-ом цикле. Аналогичные результаты были получены при испытаниях других образцов бетона.

После этого образцы были нагружены до нагрузки 50 кН. На рисунке 3.4 показано распределение эмиссии частиц для 1-го и 3-го циклов нагружения.

В этом случае наблюдалось увеличение эмиссии частиц с последующим циклом нагружения. Образец был разрушен в 3-ем цикле нагружения при значении нагрузки 50 кН ($\sigma_{сж} = 31$ МПа). Из графиков видно, что в 3-ем цикле нагружения количество частиц в диапазоне 0.5–5.0 мкм при увеличении нагрузки с 40 до 45 кН составило около 2500 шт., а в 1-ом цикле их количество меньше сотни. Увеличение нагрузки с 45 до 50 кН сопровождается образованием частиц около 6000 шт. для этого диапазона. Через некоторое время (10–20 секунд) образец был разрушен.

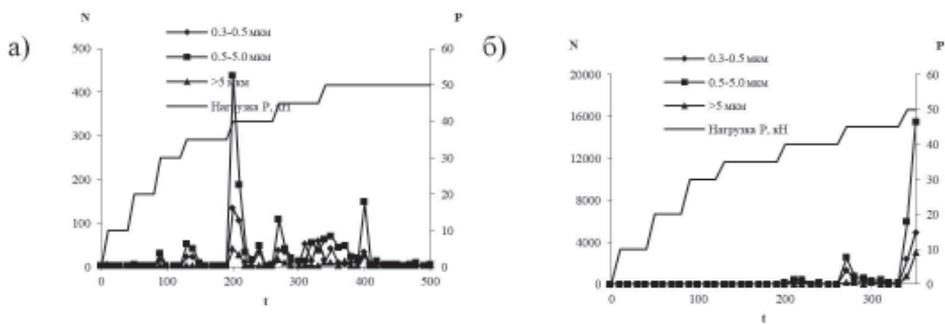


Рис. 3.4. Распределение эмиссии частиц в 1-ом (а) и 3-ем (б) циклах нагружения при $P = 50$ кН.

Таким образом, экспериментально установлено, что циклическая нагрузка $P = 30$ кН (0.6σсж) с увеличением количества циклов (в нашем случае 5 циклов) приводит к затуханию эмиссии частиц. Однако при нагрузках, близких к критическим, имеет место быть разупрочнение образцов, и, как следствие, их макроразрушение при дальнейших циклах нагружения. В этом случае заметный прирост эмиссии частиц является предвестником разрушения нагружаемых образцов.

Фрагмент другого постулата связан с динамичным развитием топливно-энергетического комплекса страны в современных условиях, базирующемся на целом ряде технических, социально-экономических и экологических аспектов решений актуальных задач и определяющих инновационную разработку угольных месторождений [21].

Одна из таких задач связана с проблемой негативного воздействия взрывных работ на открытых разработках на подземные горные выработки (объекты), расположенные непосредственно под дном карьера при комплексной разработке одного и того же пластового угольного месторождения.

Сейсмобезопасность сопутствует проведению взрывных работ на горных предприятиях, представляя реальную проблему, когда при массовых взрывах расход взрывчатых веществ составляет сотни и тысячи тонн. Решение зависит от конкретных горнотехнических и горно-геологических условий. Такая задача имеет место, например, при совместном ведении подземных и открытых горных работ, когда сейсмозрывные волны при массовых взрывах на разрезе «Заречный» воздействуют на подземные горные выработки нижерасположенной угольной шахты «Галдинская-Западная 2».

В настоящее время решение основывается на концепции снижения интенсивности взрывных работ в карьере (разрезе), что достигается использованием различных технологических средств и приемов, например, путем дробления крупномасштабного взрыва на ряд мелкомасштабных. Это в целом существенно снижает технико-экономические показатели работы разрезов, в частности из-за недоиспользования ресурсов мощной импортной техники.

Несмотря на известные достижения в науке и практике в этой области, сложность учета многообразия различных условий в увязке со способами крепления и обеспечения устойчивости горных выработок и сооружений требует изыскания новых подходов с обоснованием и разработкой сейсмобезопасных параметров буровзрывных работ.

Решение данной проблемы в формулировке задачи было выполнено на базе одного из крупнейших угольных объектов топливно-энергетического комплекса Российской Федерации — ОАО «СУЭК-КУЗБАСС».

Задача заключалась в научно-техническом обосновании и разработке способа снижения направленного сейсмического действия взрыва, снижающим до минимума воздействие взрывных волн на подземные горные выработки, и определении сейсмобезопасных параметров буровзрывных работ на разрезе. Результатом ее решения явилась разработка новой идеи в буровзрывных работах, изыскание которой базируется на анализе и использова-

нии авторских, а также указанных выше известных теоретических предпосылок и расчетных методов междисциплинарного происхождения (характера) в данной постановке.

Исследовался механизм процесса прохождения взрывной волны через предварительно разрушенный нижерасположенный участок горного массива (горную массу). Предстояло проверить в качественном и количественном отношении гипотезу о потери части энергии падающей на препятствие волны взрывного характера, что и было положено в основу разработки новой идеи в части ее эффективности и работоспособности. Это требует постановки и решения задачи методами теории действия взрыва в горной породе, что на современной стадии ее разработки не представляется возможным. Решение подобной задачи аналитическими и эмпирическими методами является крайне сложным, поскольку необходимо решение связанных нелинейных задач, либо проведение масштабного и крайне дорогостоящего экспериментального исследования. В связи с этим прибегли к постановке задачи виртуального характера и методу аналогий из смежных научных дисциплин. Развитие быстродействующей компьютерной техники и технологий численного моделирования продвинуло решение подобных задач. Это, в свою очередь, позволяет расширить интерпретацию математических аналогий с уровня известных дифференциальных уравнений на следующий уровень — аналогий, с использованием отдельных решений аналитического характера, полученных с помощью технологий численного моделирования в области технических задач, в частности из горной практики. Для этого решение отождествили с результатами исследования поведения защитной конструкции в процессах газодинамики и прочности.

Были сопоставлены условно аналогичные процессы прохождения взрывной ударной волны через преграду, представляющую собой слои металлических плетеных сеток, в одном случае, и через участок разрушенной горной породы при прохождении через нее взрывной волны скважинного заряда при взрывной отбойке на карьере, в другом. Теоретические и экспериментально-модельные аспекты решения задачи показаны в работе [32, 34]. Анализ данных регистрации сейсмических сигналов в вентиляционном штреке № 7010 показал, что амплитуда регистрируемых сигналов в диапазоне 30–200 Гц уменьшилась не менее чем на 30 % в сравнении с контрольным взрыванием. При опытном взрывании наблюдается смещение спектра несущей частоты упругих колебаний в область низких частот до 17 % в зависимости от компоненты. Данный факт свидетельствует об эффективности при опытном взрыве образованного слоя разрушенных горных пород, который гасит распространение высокочастотной энергии основного заряда в глубь массива.

Подтверждена правомочность и эффективность высказанной гипотезы по снижению негативного влияния взрывных работ на карьере на шахтные горные выработки на основе предложенного подхода к решению проблемы горного производства, увязывающего анализ идеи практической работы

с модельным решением задачи по влиянию преграды на газодинамическое течение.

Показана приемлемость использования приведенного аналитического аппарата газодинамического течения и его взаимодействия с твердой преградой в механизме действия взрыва задачи горного производства методом решения проблемы в рамках постановки виртуального характера задачи и граничных условий.

Очередной фрагмент характерен для ситуации внезапного выброса угля и газа, происходящего из мгновенно разрушенной породы кровли (почвы) при проведении выработки вблизи выбросоопасного пласта [33]. Состояние выбросоопасного угольного пласта и вмещающих его пород как единого целого изучено недостаточно. На практике при ведении горных работ в угольных шахтах имеют место газодинамические явления при расположении выбросоопасного пласта, что вблизи проводимой горной выработки. К настоящему времени выполнено много аналитических исследований механизма реализации газодинамических явлений. Одни методики были основаны на учёте преобладающего влияния на процесс газового фактора, другие — напряжённо-деформированного состояния, третьи — физико-механических свойств. Были выполнены работы с попытками учёта нескольких факторов одновременно путём учёта гетерогенности среды. Однако корректного решения с учётом одновременно всех или большинства факторов, характеризующих явление, получено не было. В этой связи значителен новый подход на основе численного математического моделирования реализации процесса газодинамического явления с использованием новой модели выбросоопасного пласта [24]. Целью данной работы являлось определение возможностей выбранного расчётного подхода на основе метода сглаженных частиц (SPH) к решению задач прогноза выбросоопасности горного массива вблизи проводимой выработки и апробация оригинального физико-механического подхода для описания выбросоопасного угольного пласта, суть которого состоит в том, что пласт представляется некоторым энергонасыщенным материалом.

В данной работе с помощью компьютерного моделирования методом сглаженных частиц SPH исследуется поведение массива горной породы при взрывной проходке горной выработки, которая была заложена вблизи выбросоопасного угольного пласта. Определялись основные параметры: распределение напряжений, возникающих при нагружении, а также образование областей разрушения и возможности эволюции выброса. В теоретической части исследования проведен выбор модели рассматриваемых процессов, поставлена краевая задача. Впервые предложенный авторами подход компьютерного моделирования даёт исследователям инструмент, который позволяет принимать научно обоснованные решения для выбора безопасного способа проведения выработки. Основываясь на результатах расчётов для выбранной схемы проведения выработки можно выявить момент и место зарождения выброса и оценить последствия заполнения пространства вы-

работки выбрасываемыми осколками и частицами разрушенной углепородной массы. Эти исследования показали, что использование предложенного подхода при моделировании поведения горного массива с выработкой открывает возможность адекватного описания внезапных выбросов и других процессов.

Таким образом, результатом рассмотрения системы «воздействие–реакция», включающей проведение выработок в рудных залежах, угольных пластах и других формах разработки полезных ископаемых, с одной стороны, реакцию окружающей среды в форме горного давления, вызывающего напряженное состояние, в результате чего массивы горных пород деформируются и сдвигаются, с другой — является нарушение её равновесия [32]. А так как существенный, а чаще и основной вклад при добыче полезных ископаемых приходится на взрывное разрушение горных пород, как главного технологического способа отделения горной породы от горного массива, то действие взрывной составляющей, как малоизученного аспекта взаимодействия зависимых и независимых расположений в общей системе, определяет новую концепцию, базирующуюся на следующих принципах:

- производство взрывных работ и действие взрыва различных масштабов, способов и назначений в массиве горных пород, кроме физического нарушения, влечёт за собой появление источников (очагов) концентрации напряжений разнообразного характера, самыми негативными из которых являются ударо-газодинамические явления;

- в качестве модельного представления борьбы с негативными проявлениями можно, в порядке междисциплинарного заимствования, использовать известные аналогии из механики сплошной среды и электротехники по замене одних материалов и процессов другими с подобными свойствами; если, условно, реакцию окружающей среды представить напором воды на предохраняемый горнотехнический объект, то следует следующий постулат;

- радикальным средством борьбы с последствиями крайних проявлений взрывных работ на окружающую среду являются новые системы разработки на основе технологических способов отчуждения зон взрывных работ от окружающей среды с созданием щелей, компенсационных камер и других пространств при добыче полезных ископаемых;

- известные признаки проявления газо-, удародинамических явлений следует дополнить таким их предвестником, как разработанный в ИПКОН РАН метод (критерий) интенсивности прироста эмиссии частиц в зависимости от степени удароопасности, тенденция к увеличению или уменьшению которого обязывает действие взрывных работ корректировать в соответствующую сторону;

- взрывное разрушение массивов горных пород является не только средством получения горной массы определённого грансостава, но и является способом управления воздействием на окружающую их среду.

1.4. Исследование технологии разрушения горных пород при комбинированной разработке угольных месторождений

Применим положения методологии нового направления на решение проблемы обоснования рациональной технологии разрушения горных пород на карьере, обеспечивающей сейсмическую безопасность подземным горным выработкам.

В настоящее время дальнейшее увеличение добычи полезных ископаемых связано с ежегодным увеличением объемов использования энергии взрыва.

В горнодобывающей промышленности весьма перспективной является комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых подземным и открытым способами.

Такая разработка дает возможность интенсифицировать горные работы на разведанных месторождениях и существенно улучшить технико-экономические показатели добычи, делает целесообразным разработку целого ряда месторождений, которые сегодня считаются неэффективными.

Совместное применение на одном месторождении двух способов разработки характеризуется определенными особенностями. От степени их учета и использования зависят не только конечные результаты отработки всего месторождения, но и показатели открытых работ (при доработке нижних горизонтов) и подземных работ (особенно на первых горизонтах).

В последнее десятилетие в мире значительно возросли объемы отбиваемой горной массы. С увеличением масштабов взрывов повышаются требования к точности их расчета ввиду многообразия горно-геологических условий, выбора оптимальной схемы и режима проведения взрыва, обеспечения безопасных условий производства работ. От технологии производства массовых взрывов существенно зависит и эффективность работы горнорудного предприятия. На карьерах и шахтах за последние годы существенно возросла масса взрываемого взрывчатого вещества. Сохраняется тенденция дальнейшего увеличения веса зарядов и лишь в отдельных случаях сдерживается возрастанием сейсмического эффекта, отрицательно влияющего на устойчивость бортов карьеров, подземных выработок, зданий и сооружений.

Весьма важной проблемой при ведении буровзрывных работ в непосредственной близости от границы карьера с шахтой является сейсмобезопасность. Возникает необходимость защиты как горных выработок, так и находящихся рядом с шахтой объектов. Немаловажную роль при этом играют буровзрывные работы, которые могут вызывать сдвиги и деформации породного массива, нарушения слоя массива в непосредственной близости на границе карьера с шахтой.

Для решения задачи по обеспечению устойчивости выработок потребовалось экспериментально и теоретически изучить, а также обобщить некоторые аспекты технологий и параметры, определяющие степень сейсмического воздействия для разработки эффективных способов и средств

взрывания. В этой связи исследование особенностей динамики взрывного-воздействия на пребывающие в относительно статическом состоянии шахтные объекты и окружающую их геосферу имеет значительный научный и практический интерес, представляя актуальную задачу.

Цель работы, таким образом, заключалась в обосновании рациональной технологии разрушения горных пород на карьере обеспечивающей сейсмическую безопасность подземным горным выработкам.

Основная идея заключалась в том, что поставленная цель может быть достигнута формированием таких условий для передачи энергии взрыва скважинного заряда в массив, чтобы энергии взрывной волны, дошедшей до защищаемого объекта, было недостаточно для его повреждения.

Были поставлены следующие задачи исследований:

- исследовать особенности ведения буровзрывных работ при комбинированной разработке пластовых угольных месторождений с учетом физико-механических и горнотехнических характеристик массива горных пород, через который проходит сейсмозрывная волна массового взрыва и состояние которого определяется ее интенсивностью и характером распространения;

- обосновать теоретические предпосылки снижения сейсмического действия взрыва при комбинированной разработке угольных месторождений;

- обосновать физические предпосылки взрывного разрушения массивов горных пород для разработки способа повышения сейсмобезопасности при комбинированной разработке;

- разработать технологические основы способа повышения сейсмозрывной безопасности при комбинированной разработке;

- обосновать новую конструкцию скважинного заряда, позволяющую существенно снизить негативное воздействие сейсмозрывной волны на шахтные горные выработки и находящиеся рядом объектов;

- разработать параметры способа буровзрывных работ на угольном разрезе на основе новой конструкции скважинного заряда;

- провести экспериментальные исследования новой конструкции скважинного заряда и способа взрывной отбойки на открытых горных работах;

- установить свойства твердого окислителя и зависимость свойств жидкого горючего при отрицательных температурах как особенности взрывчатых веществ, повышающих эффективность действия взрыва нового способа отбойки;

- провести замеры параметров сейсмозрывной волны в шахте и их обработку при сравнительных производственных испытаниях;

- дать технико-экономическую оценку эффективности нового способа буровзрывных работ.

Методы исследований включали использование теоретических и экспериментальных исследований фундаментальных наук, результаты которых в виде соответствующих конструкций подвергались экспериментальным исследованиям в лабораторных и производственных на рудниках и шахтах условиях. Использовались стандартная статистическая обработка и анализ

натурных наблюдений, сравнительный анализ и обобщения экспериментальных данных по замеру значений виброскорости, суммарных величин вибросмещений на контуре подземных горных выработок и массовых скоростей в массиве с применением геофизических методов измерений.

Технической задачей является создание ограничения сейсмического действия взрыва при массовой отбойке угля и пород на открытых горных работах на нижерасположенные объекты в массиве горных пород при подземной разработке полезных ископаемых.

Указанная цель достигается тем, что взрывы производят скважинными зарядами в две стадии, каждый из которых состоит из двух частей — нижней, располагающейся в донной части скважины и взрываемой в первую очередь, и верхней части, расположенной через расчетный инертный (воздушный) промежуток, второй заряд которой составляет оставшуюся часть общего веса заряда взрывчатого вещества, инициируемый нижним зарядом, которая взрывается во вторую очередь.

Сущность механизма действия взрыва поясняется рисунками 3.5 (а, б). На рисунке 3.5 (а) дана принципиальная детализация конструкции заряда.

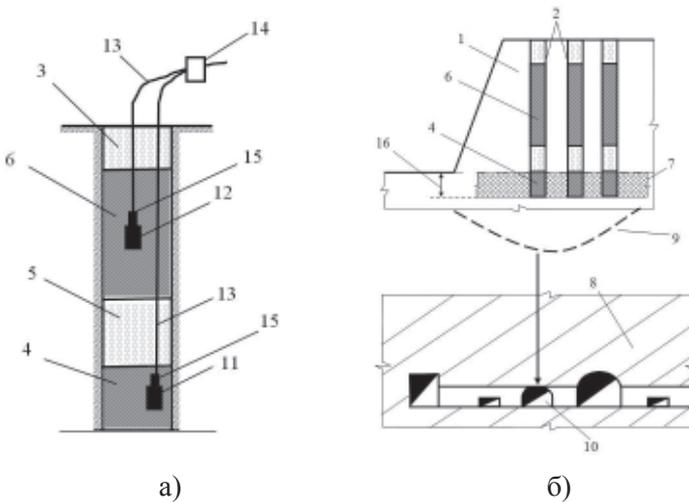


Рис. 3.5 — Конструкция рассредоточенного скважинного заряда и принципиальная схема технологии взрывных работ при комбинированной разработке

На рисунках цифрами обозначены уступ горного массива — 1, вертикальные нисходящие скважины — 2, забойка — 3, донный заряд — 4, инертный (древесные опилки, мелкая дробленая порода, песок и т. д.) или воздушный промежуток — 5, верхний основной скважинный заряд — 6, зона разрушенного участка горного массива (горная масса), образованная взрывом донного заряда — 7, нижерасположенный горный массив — 8, сейсмическая волна — 9, защищаемые объекты подземной разработки — 10, первый детонатор — 11, второй детонатор — 12, волноводы УВТ — 13 [ударно-волновая трубка (УВТ)], источники детонации — 14 с условно показанным замедлителем — 15, переbur — 16.

В результате была разработана технология буровзрывных работ при открытой разработке с применением заряда новой конструкции в скважине, обеспечивающая взрывание в две стадии — нижней в донной части скважины, заряд которой составляет 10–25 % общего веса заряда взрывчатого вещества и взрываемой вначале первым детонатором, и верхней, заряд которой, расположенный через воздушный или инертный промежуток и составляющий основную 90–75% часть общего веса заряда, инициируется другим детонатором во вторую очередь.

Таким образом, представленная технология буровзрывных работ характеризуется новой конструкцией скважинного заряда и образованием зоны разрушенной горной массы при взрыве его нижней части.

Механизм действия взрывного процесса происходит следующим образом.

Отбиваемый объем горного массива 1 обуривают вертикальными нисходящими скважинами 2 известным методом бурения (рисунок 3.5 (а)). В каждую скважину 2 размещают донный заряд 4 (рисунок 3.5 (а)), длина и масса которого равны соответственно длине перебура 1б и массе размещенном в нем ВВ, соответствующие принятым условиям взрывания. В процессе заряжания создается инертный промежуток или воздушный 5. Над ним располагают верхний основной заряд 6, над которым находится забойка 3. Первый детонатор 11 размещают в нижнем, донном заряде, взрываемом вначале, в результате чего при взрыве вокруг него, на высоту длины донного заряда образуется объемная зона раздробленной горной массы 7. Встречаясь и совмещаясь с аналогичными зонами других зарядов, формируется объемный в горизонтальном направлении общий нижний слой горной массы 1 по нижнему контуру рядов скважинных зарядов 7. С внутри скважинным замедлением 2 мс, 7 мс, 9 мс, 17 мс и др. миллисекунд, в зависимости от условий взрывания и взрывчатого вещества, одной из систем инициирования, типа СИНВ (неэлектрическая система инициирования), взрывают основной верхний скважинный заряд 6 с помощью второго детонатора 12, и волноводов УВТ 13 [ударно-волновая трубка (УВТ)], источников детонации 14 с условно показанном замедлителем 15 (рисунок 3.5 (а)). Создаваемый слой разрушенной породы экранирует сейсмическую волну и вызывает потери энергии за счет различий в акустической жесткости массива горных пород и разрушенного слоя.

При прохождении по нетронутому массиву 8 горной породы, взаимодействуя с волнами других зарядов, под нижним контуром рядов скважинных зарядов формируется на некотором расстоянии обобщенная сейсмическая волна 9. Схематично представлено воздействие волны на защищаемые подземные объекты 10.

Длина инертного (воздушного) промежутка рассчитывается по передаче детонации через влияние на расстояние для различных типов взрывчатых веществ с условием. Время прохождения ударной воздушной волны по нему, после детонации нижнего донного заряда, должно быть больше или равно времени образования и раскрытия трещин между скважинными зарядами в объемном нижнем слое, т. е. $t_{увв} \geq t_{тр}$, где $t_{увв}$ — время прохождения ударно воздушной волны (УВВ), $t_{тр}$ — время образования и раскры-

тия трещин. Время $t_{тр}$ зависит от скорости развития и раскрытия трещин и расстояния между зарядами. Время $t_{увв}$ зависит от скорости УВВ и длины инертного или воздушного промежутка, что обеспечивает условие возбуждения детонации верхнего основного заряда после образования объемного экранирующего нижнего слоя разрушенных пород.

На рисунке 3.6 представлена разработанная конструкция скважинного заряда, примененная в эксперименте при массовых взрывах на разрезе «Заречный», под которым располагались подземные горные выработки нижерасположенной угольной шахты «Талдинская-Западная-2». Конструкция заряда характеризуется включением в обычный скважинный заряд новых элементов, позволяющих в совокупности достигнуть снижение сейсмического действия взрыва.

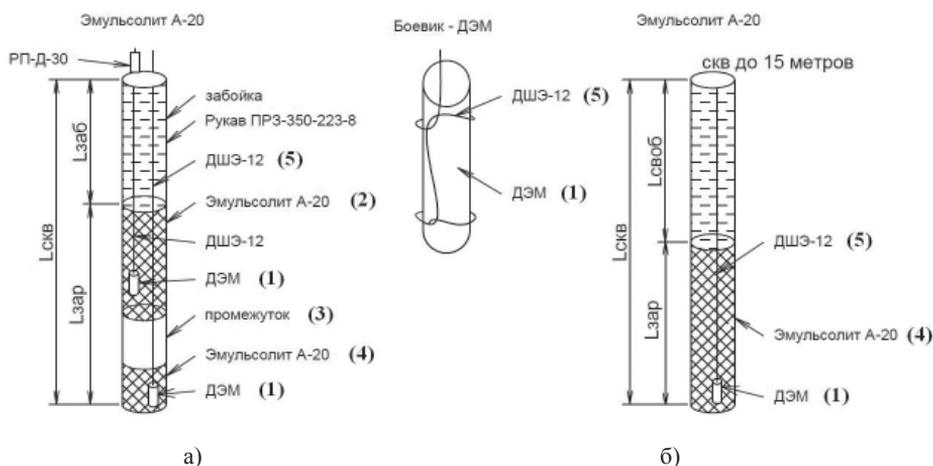


Рис. 3.6 — Конструкция нового (а) и штатного (б) скважинных зарядов:

- 1 — детонаторы; 2 — верхний основной скважинный заряд; 3 — воздушный или инертный (древесные опилки, мелкая дробленая порода, песок и т. д.) промежуток; 4 — донный заряд; 5 — детонирующий шнур

Таким образом, раскрыта суть механизма образования под рядами скважинных зарядов зоны разрушенной горной массы, образованной способом одновременного взрывания различных частей скважинного заряда.

В результате механизм образования зоны разрушенной горной массы под рядами скважинных зарядов, образованной взрыванием нижних частей каждого из них, ослабляет результат действия последующих взрывов верхних частей скважинных зарядов в сторону расположенных под ними шахтных объектов.

Суть комбинированной отработки заключается в открыто-подземном способе одновременного ведения горных работ, что неизбежно сопровождается, что отмечалось выше, ситуацией прохождения сейсмозрывных волн в результате массовых взрывов на открытых горных работах вниз, в сторону подземных шахтных разработок (выработок, объектов) с негативными последствиями для последних (рисунок 3.7).

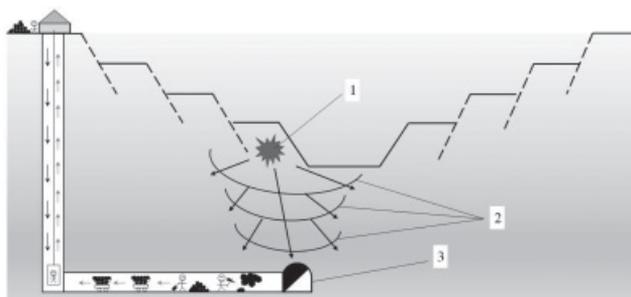


Рис. 3.7 — Общая картина воздействия взрыва при открытых горных работах на подземную горную выработку: 1 — взрыв скважинных зарядов; 2 — фронт распространения сейсмического действия взрыва; 3 — выработка

Поставленная задача основывалась на идее предварительного снижения параметров сейсмозрывной волны на ближних подступах ее распространения по целику между разрезом (карьером) и шахтой вследствие «организации» ее прохождения через зону предварительно разрушенного нижерасположенного участка породного массива (горную массу).

Реализацией данной идеи явилась новая конструкция скважинного заряда, механизм действия взрыва которой отвечает поставленной цели.

Указанная цель достигается механизмом действия взрыва, представленного определенными фазами.

Качественная картина взрыва и механизм воздействия на окружающую среду новой конструкции скважинного заряда представлена действиями нескольких последовательных фаз взрыва. Первая фаза показана на рисунке 3.9, относится к взрыву нижней части скважинного заряда.

Действие следующей, второй фазы (рисунок 3.9) описывает действие взрыва верхней основной части скважинного заряда, начинающейся через временной промежуток с момента прихода импульса детонации снизу. Она характеризуется появлением взрывной волны основного заряда, которая, распространяясь и унося часть энергии взрывной волны вниз, достигает шахтных объектов.

Конструктивные особенности скважинного заряда обуславливают появление третьей фазы (рисунок 3.9, район п. 3), взаимодействующей с делящейся относительно большой промежуток времени второй фазой. Эта фаза характеризуется столкновением и взаимодействием «переходных» от ударных к волнам сжатия, физическая сущность явлений которых и математическое описание процесса столкновения и отражения ударных волн было дано в результате работ Зельдовича Я. Б., Гандельмана Г. М., Гудерлея К. Г. и других ученых.

Наличие третьей фазы отличает, таким образом, данную конструкции скважинного заряда. Она включает в механизм действия взрыва процесс взаимодействия двух волн близкорасположенных одновременно инициированных частей одного и того же заряда. Она выражается в эффекте взаимодействия (противодействия) волн двух частей заряда друг с другом. В противном случае, присущему механизму взрыва скважинного заряда вариантам обычной конструкции,

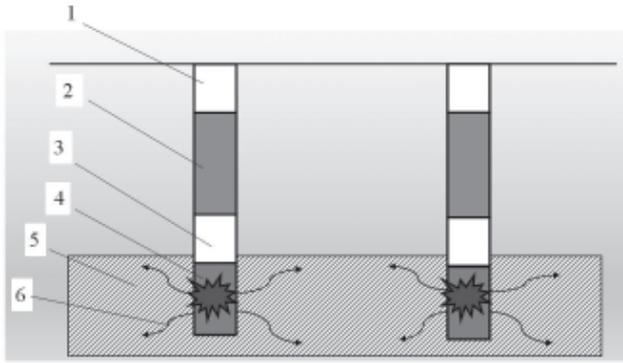


Рис. 3.8 — К взаимодействию взрыва двух частей скважинного заряда при первоначальном взрывании донной части с образованием сети трещин: 1— забойка; 2 — основной верхний скважинный заряд; 3 — инертный (щебень, древесина, уголь или др.) или воздушный промежуток; 4 — донный заряд; 5 — объемная зона раздробленной горной массы (демпферная зона); 6 — трещины от заряда

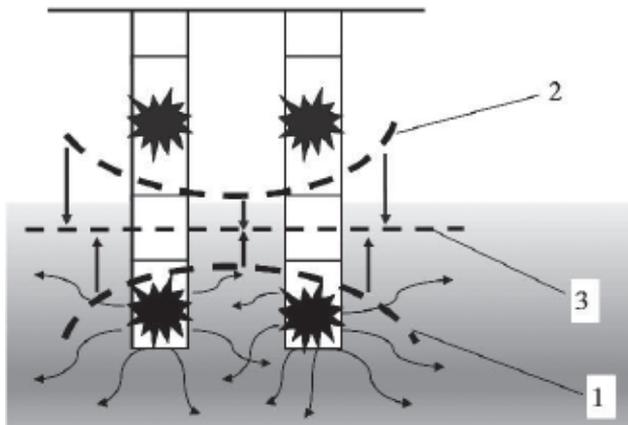


Рис. 3.9 — Схема взаимодействия двух волн в точках столкновения при взрывании донной и основной частей рассредоточенного скважинного заряда: 1— фронт ударной волны донной части заряда (1-я фаза); 2 — фронт ударной волны основной части заряда (2-я фаза); 3 — зона взаимодействия при столкновении двух ударных волн (3-я фаза)

взрывная волна беспрепятственно устремляется ниже зоны перебура в сторону подземных объектов, теряя свою интенсивность только по естественным причинам. Так как параметры волн зависят от связанной с массой ВВ энергии заряда каждого из них, интенсивность сталкивающихся волн будет различной.

Последняя, четвертая фаза (рисунок 3.10) механизма взрыва реализует процессы предыдущих фаз. Она характеризуется созданием искусственного препятствия в форме задерживающегося по времени столкновения верхней и нижней ударных волн. В результате существенно снижается интенсивность взрывной волны, идущей вниз в сторону шахтных выработок. В отличие от сложности получения количественных оценок в предыдущих фазах, результаты действия последней фазы можно оценить по результатам сравнительных испытаний. С этой целью выполнены инструментальные

замеры параметров сейсмозврывных волн и визуально оценен гранулометрический состав причиненного ущерба подземным объектам.

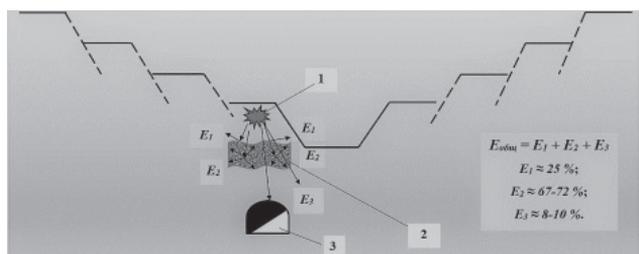


Рис. 3.10 — Потери энергии при прохождении взрывной волны через экранирующую зону (4-я фаза): 1 — взрыв; 2 — объемная (демпферная) зона раздробленной горной массы; 3 — горная выработка; E1 — энергия волны, отраженная в сторону зоны 2; E2 — энергия волны, теряющаяся в породном экране 2; E3 — остаточная энергия волны в виде сейсмических колебаний окружающего массива

Таким образом установлен и обоснован механизм взаимодействия взрывов верхней и нижней частей скважинного заряда как эффект противодействия их соударяющихся ударных волн для последующего существенного снижения энергии, идущей через разрушенную зону вниз ударной и далее сейсмозврывной волны

Эти результаты механизма взаимодействия косвенно подтверждаются также работой проф. В. Н. Мосинца по исследованию экранированию энергии волн напряжения: которым установлено, что при подобном взрывании в сторону заэкранированного массива отражается до 25 % энергии волны, 67–72 % энергии теряется в породе экрана и лишь 8–10% энергии волн проходит через экран в виде сейсмических колебаний окружающего массива.

Данное феноменологическое описание механизма действия взрыва зарядов явилась основой разработки технических решений, реализованное конструкцией скважинного заряда, которая прошла испытания с замерами виброскорости, вибро смещений и массовых скоростей.

Таким образом, результатом столкновения двух ударных волн и их взаимодействия является существенное ослабление основной, идущей вниз, взрывной волны от взрыва верхнего заряда противодействием взрыва нижнего скважинного заряда. В этом заключается суть механизма действия взрыва новой конструкции скважинного заряда.

В развитие физических и технологических факторов комбинированной разработки представлены результаты исследований на разрезе «Заречный» в Кемеровской области на территории Прокопьевского района и Талдинского каменноугольного месторождения были проведены массовые экспериментальные взрывы. Проверялось и анализировалось совокупное воздействие приведенных выше условий на основе учета механизма изменения структуры гранул поризованной аммиачной селитры и установленной зависимости вязкости и текучести отработанного моторного масла при различных, в том числе отрицательных, температурах при комбинированной

разработки взрывного разрушения массивов горных пород с целью снижения сейсмического действия на шахтные объекты. Для установления степени влияния массовых взрывов разреза «Заречный» на подземные горные выработки шахты «Талдинская–Западная-2» в Кемеровской области на территории Прокопьевского района и Талдинского каменноугольного месторождения были проведены опытно-промышленные испытания предложенной конструкции скважинного заряда промышленного ВВ, для чего в пределах границ ведения горных работ разреза «Заречный» были выбраны равноудалённые от места регистрации сейсмического воздействия взрыва взрывные блоки.

Файлы с записями сейсмических колебаний переписываются со всех регистраторов в ПК. Проверяется целостность и длина записей. Далее по данным с блока регистратора, размещенного на дневной поверхности, определяются отметки моментов взрывов, по которым выделяются две сейсмограммы (по одной на каждый взрыв) длиной не менее 5 секунд.

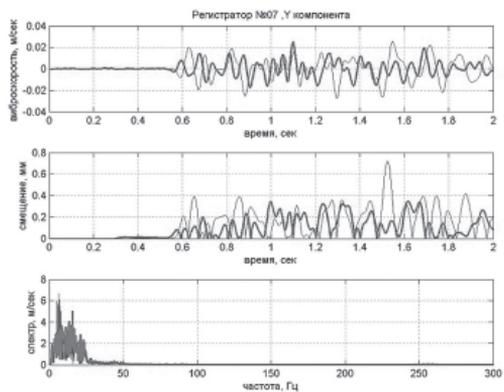
Для каждой точки регистрации и каждой компоненты геофона строятся совмещенные графики изменения виброскорости во времени (сейсмограммы) от опытного и контрольного взрывов. Виброскорость учитывает перемещение контролируемой точки и энергетическое воздействие от взрывов, вызвавших вибрацию. Для каждой сейсмограммы рассчитывается среднеквадратичное значение виброскорости и определяется ее относительное изменение. Модульные значения виброскорости колебаний пересчитываются дифференцированием в вибросмещения. Для спектральной оценки выполняются быстрое преобразование временных рядов Фурье.

Для каждой пары сигналов определяется длительность колебания, в соответствии с которой вычисляют энергию колебательного процесса, интегрируя квадрат виброскорости по времени длительности импульса. При относительной оценке изменения величины энергии в точке регистрации необходимо учитывать расстояние до взрыва. Для упрощения расчетов в геофизике, принимается ослабление сигнала пропорционально квадрату расстояния до источника.

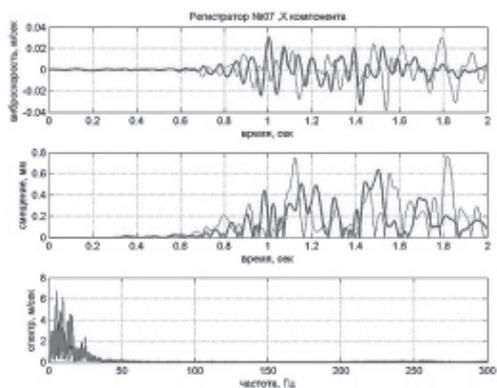
С учетом коэффициентов преобразования и передачи геофонов и блоков регистраторов амплитуды сигналов пересчитываются из кодов аналогово-цифрового преобразователя (АЦП) в значения виброскорости колебаний (м/с).

В результате регистрации сейсмического воздействия промышленных взрывов были получены сейсмограммы, по которым рассчитаны значения виброскорости, суммарные величины вибросмещений на контуре подземных горных выработок и массовые скорости. Выполнено частотное разложение спектра сейсмических импульсов. Экспериментальные исследования по замеру параметров сеймовзрывных волн выполнены кандидатом технических наук Авериным А. П. и инженером Белоусовым Ф. С.

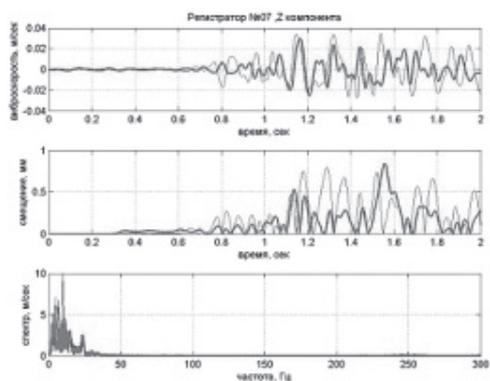
На графиках серым цветом выделены сейсмограммы, полученные в результате регистрации сейсмического воздействия на подземные горные выработки взрыва контрольного блока, а черным цветом обозначено воздействие экспериментального блока (рис. 3.11, 3.12).



а)



б)



г)

Рис. 3.11 — Экспериментальные данные по виброскоростям, вибросмещениям и спектрам сигналов по осям X, Y, Z

На всех сейсмограммах отчетливо прослеживается снижение амплитуды переднего фронта продольной волны сформировавшейся под воздействием взрыва экспериментального блока. Наблюдается более плавное нарастание амплитудного фронта сейсмической волны экспериментального взрыва в сравнении с контрольным.

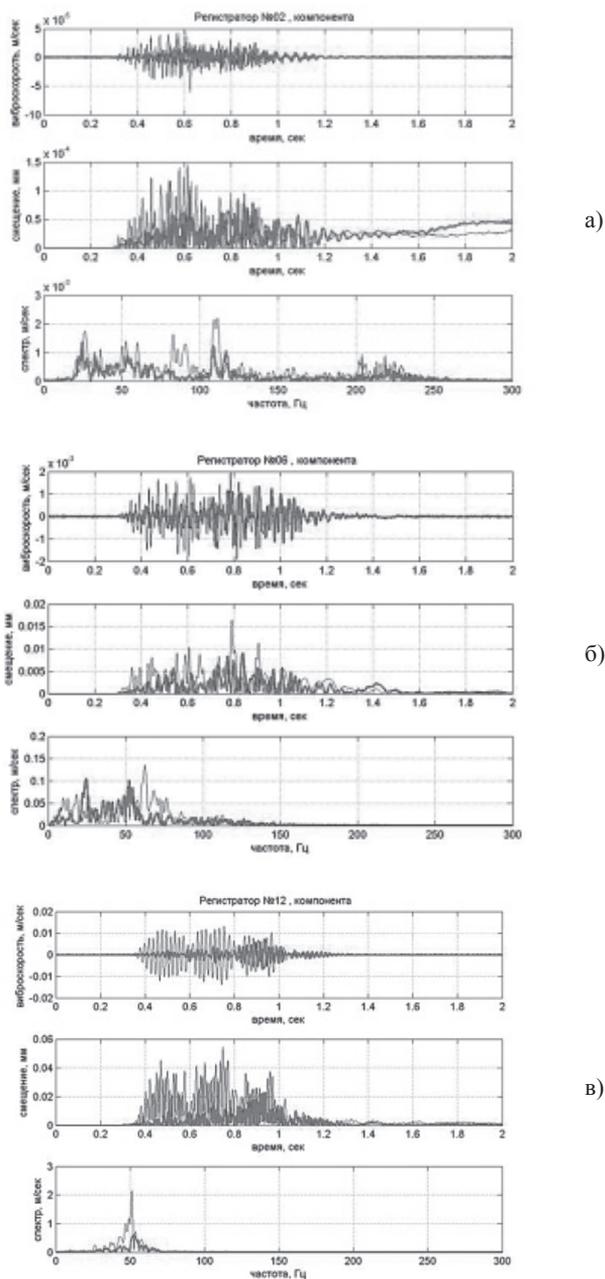
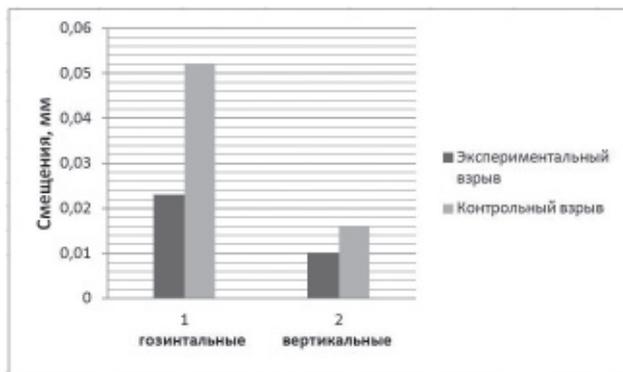


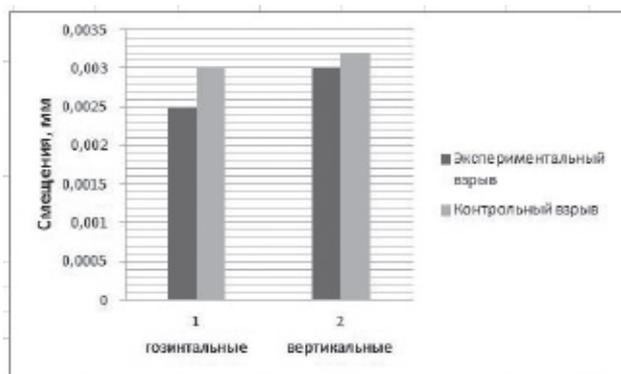
Рис. 3.12 — Обработка экспериментальных данных с выделением сейсмических импульсов и сравнением в частотной и временной областях зарегистрированных на ПК120 (а), ПК115 (б), ПК110 (в)

Полученные данные представлены на сравнительных гистограммах (рисунок 3.13) вертикальных, горизонтальных смещений и сравнительной кри-

вой (рисунок 3.14) значений виброскоростей на контрольном и экспериментальном участке опытного блока.



а)



б)

Рис. 3.13 — Сравнительные гистограммы значений горизонтальных и вертикальных смещений в путевом стволе (а) и в точке наблюдения на поверхности (смотровой площадке) (б)

Анализ данных регистрации сейсмических сигналов в вентиляционном штреке показал:

– выполненное исследование крупномасштабного опытного взрыва подтвердило эффективность новой конструкции скважинного заряда и на ее основе технологию взрывных работ по снижению интенсивности сейсмозрывной волны на подземные горные выработки;

– изменение энергии упругих колебаний, рассчитанной на основе значений виброскорости, снижает сейсмическое воздействие на подземные выработки не менее чем на 68 %, на поверхности — не менее чем на 46 %;

– качество дробления горной массы на опытном и контрольном участках, по визуальной оценке, в маломасштабном эксперименте не отличалось, а при крупномасштабном, судя по развалу, соответственно превосходило.

Таким образом, на основе учета различных физических и технологических факторов производства взрывных работ результатов их исследований обоснованы предпосылки взрывного разрушения массивов горных пород

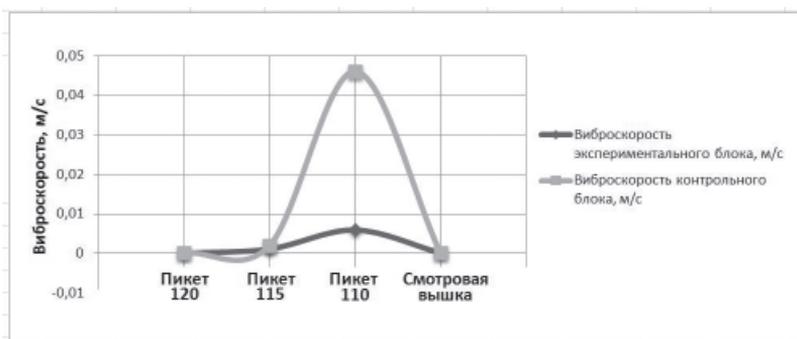


Рис. 3.14 — Сравнительная кривая значений виброскоростей на контрольном и экспериментальном участке опытного блока

при комбинированной разработке, обеспечивающие снижение сейсмического действия взрыва на шахтные объекты.

Установленная эффективность действия взрыва новой конструкции скважинного заряда была дополнена результатами исследований на основе учета механизма изменения структуры гранул аммиачной селитры при поризации и влияния диспергирующих депрессорных присадок на вязкость и текучесть отработанного моторного масла при различных, в том числе отрицательных, температурах применения взрывчатого вещества.

Наличие в составе отработанного масла нерегламентированного количества парафинов ухудшает его вязкостно-температурные свойства, особенно в области отрицательных температур. Измерение вязкости отработанного моторного масла (ОММ), полученного с АО «Разрез Тугнуйский», проводилось на различных приборах вискозиметра Anton Paar и Brookfield LVDV-II-Pro на рисунке 3.15 (а, б). На рисунках 3.16, 3.17 представлены результаты вязкости отработанного моторного масла в различных температурных диапазонах, свидетельствующие о различии аддитивных свойств.



Рис. 3.15 — Вискозиметры, используемые в исследованиях Anton Paar (а) и Brookfield LVDV-II-Pro (б)

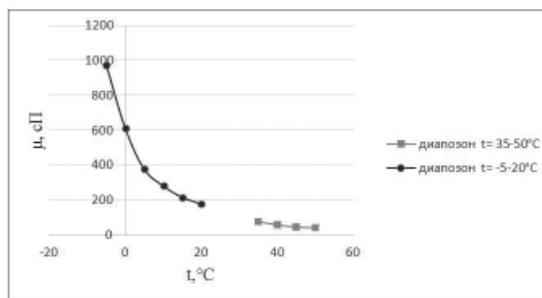


Рис. 3.16 — Температурные интервалы измерения вязкости отработанного моторного масла

Для определения динамической вязкости ОММ в диапазоне температур от $-10\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $-50\text{ }^{\circ}\text{C}$ была осуществлено аппроксимирование экспериментальных данных полиномиальной зависимостью четвертой степени выражаемой уравнением:

$$y = 0,0009x^4 - 0,1019x^3 + 3,8198 - 62,944x + 599,72 \quad (1)$$

С достоверностью аппроксимации $R^2 = 0,9952$

Данные аппроксимации представлены на рисунке 3.17:

а) б)

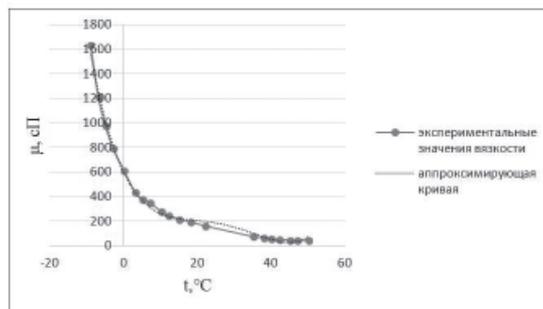


Рис. 3.17 — Вид аппроксимирующей кривой

С использованием полученной зависимости были получены расчетные значения динамической вязкости (от 1720 до 31658 сП.) в диапазоне от $-10\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $-50\text{ }^{\circ}\text{C}$, представленные на рисунке 3.19.

Были выполнены лабораторные эксперименты для климатических условий Сибири и Дальнего Востока с использованием взрывчатого вещества на основе отработанного моторного масла.

Данное исследование позволило определить двухкомпонентный взрывчатый состав на основе поризованной АС и отработанного моторного масла.

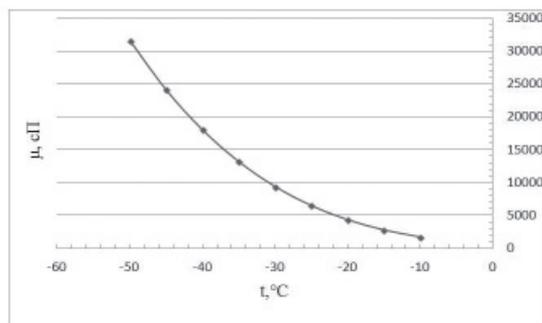


Рис. 3.18 — Расчетные значения по выбранной функции

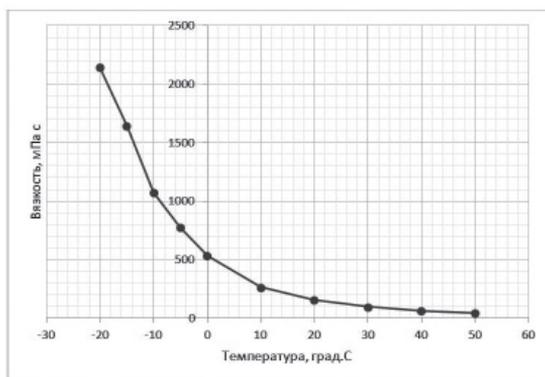


Рис. 3.19 — Зависимость вязкости отработанного моторного масла от температуры (от + 50 °С до — 20 °С)

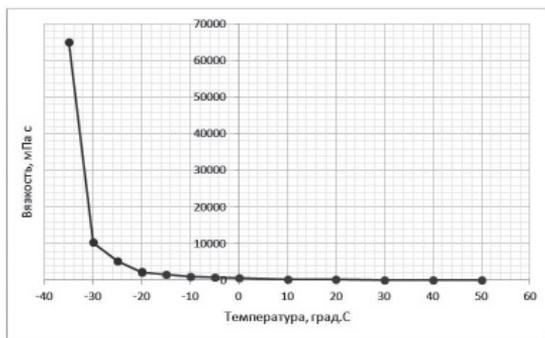


Рис. 3.20 — Зависимость вязкости отработанного моторного масла от температуры (от -25 °С до — 35 °С)

Представленные результаты исследования компонентов взрывчатого состава применительно к новой конструкции скважинного заряда позволили увеличить эффективность его взрывного действия.

Выполнена технико-экономическая оценка эффективности применения технологии разрушения горного массива пластовых месторождений при проведении сейсмобезопасного взрывания с учетом ограничений воздействия сейсмического действия при проведении взрывных работ. Произведено сравнение предлагаемой и штатной технологий, представленное в таблице 3.2.

Табл. 3.2 — Оценка технико-экономической эффективности сейсмобезопасных взрывных работ.

№	Показатели	Ед. изм.	Новая технология разрушения массива	Традиционная технология разрушения массива
1	Удельные затраты на добычу полезного ископаемого ($\Sigma CA, \Sigma CB$)	руб./т	0,38	0,33
2	Ущерб от негативного сейсмического воздействия ($\Sigma DA, \Sigma DB$)	руб./т	0,93	5,59
3	Сумма затрат	руб./т	1,31	5,92
4	Эффективность сейсмобезопасного взрывания $E = \Sigma DB - \Sigma DA - \Sigma K$	руб./т	4,61	

Е — разница между ущербом от негативного сейсмического воздействия (ΣD) и затратами на антисейсмическое обеспечение проведения горных работ ($\Sigma K = 0,05$ руб./т) при годовой производительности (Πr) — 5500000 м³/час.

ГЛАВА 2

Физико-техническое обоснование ресурсосберегающего способа взрывной отбойки слоистых руд на карьерах

2.1. Теоретические предпосылки механизма разупрочнения слоистых массивов железистых кварцитов для повышения эффективности взрывной скважинной отбойки

Один из аспектов концепции синергетического взаимодействия геомеханики и взрывного разрушения можно отнести и к области скважинной отбойки определенного типа горных пород, имеющих специфический характер механизма их взрывного разрушения в связи с требованием максимального разупрочнения.

Наиболее типичным представителем таких горных пород являются слоистые руды железистых кварцитов. Их взрывная отбойка от массива является первым этапом в технологической цепи рудоподготовки перед обогащением. В этой связи при взрывной отбойке железистых кварцитов от массива необходимо обеспечить их максимальное разупрочнение с той целью, чтобы на последующих этапах рудоподготовки (дробление и измельчение) снизить энергоемкость этих наиболее энергоемких процессов.

Эффективность разупрочнения массива железистых кварцитов на микро- и макроуровнях существенно зависит от их строения: макротекстуры или ориентации слоистости кварцитов и микротекстуры или ориентации и формы составляющих их зерен. Экспериментальными исследованиями, проведенными в МГГУ, установлена анизотропия микротекстуры железистых кварцитов [33]. Размеры рудных зерен (агрегатов) вдоль слоистости находятся в пределах 13–110 мкм, перпендикулярно слоистости — в пределах 9–80 мкм. Коэффициент изометричности (отношение размеров зерен параллельно и перпендикулярно слоистости) колеблется в пределах 1,0–3,3 с достоверностью 90–70, а его среднее значение равно 1,54. Это определяет большую площадь поверхности зерен и соответственно значительную энергоемкость разрушения межзерновых связей вдоль слоистости по сравнению с таковыми поперек нее. В работе [33] показана возможность повышения показателей обогатительного передела на стадии взрывной отбойки без дополнительных расходов на увеличение удельного расхода ВВ. Предлагается применение оптимальных схем обуривания рабочих площадок и схем коммутации скважин, при которых на наиболее энергоемких (с позиции раскрытия зерен) направлениях слоистости обеспечиваются максимальные сдвиговые напряжения при взрывной отбойке железистых кварцитов на карьерах. При взрывании ряда скважин на достаточном удалении от заряда (за пределами зоны дробления) распространяющаяся от данного ряда упругую взрывную волну сжатия в первом приближении можно считать плоской волной сжатия.

Известно, что при одноосном сжатии максимальные касательные напряжения реализуются на площадках, ориентированных под углом 45° к направлению действия сжимающих сил [34].

Введем относительное касательное напряжение $\bar{\tau}(\varphi)$, положив [34]:

$$\bar{\tau}(\varphi) = \frac{\tau(\varphi)}{\sigma_{сж}} = \frac{1}{2} \cdot \sin 2\varphi, \quad (3.1)$$

где $\tau(\varphi)$ — касательное напряжение при угле φ между плоскостью взрывной волны сжатия и плоскостью слоев железистых кварцитов; $\sigma_{сж}$ — напряжение сжатия в плоской взрывной волне.

Максимальное значение сдвиговых напряжений $\bar{\tau}(\varphi) = \bar{\tau}_{\max}$ достигается при $\varphi_{\text{опт}} = 45^\circ$. Действительно, при $\varphi_{\text{опт}} = 45^\circ$ имеем $\sin 2\varphi_{\text{опт}} = \sin 2 \cdot 45^\circ = \sin 90^\circ = 1$ а максимальное значение тригонометрической функции «синус» равно единице. Следовательно, максимум относительного касательного напряжения

$\bar{\tau}(\varphi)$ имеет место при $\varphi_{\text{опт}} = 45^\circ$ и равен

$$\bar{\tau}(45) = \frac{1}{2} \cdot \sin 2 \cdot 45^\circ = \frac{1}{2},$$

Отсюда, максимальное сдвиговое напряжение $\tau(\varphi) = \tau_{\max}$, действующее в плоскости слоев железистых кварцитов, может достигать величины, равной половине сжимающего напряжения, действующего перпендикулярно плоскости фронта волны сжатия, т. е.

$$\tau(\varphi) = \tau_{\max} = \frac{1}{2} \cdot \sigma_{сж},$$

Касательное напряжение $\tau(\varphi)$, отнесенное к его максимальному значению, равно

$$\bar{\tau}(\varphi) = \frac{\tau(\varphi)}{\sigma_{сж}} = \sin 2\varphi,$$

Таким образом, для создания максимальных сдвиговых напряжений в плоскостях слоев железистых кварцитов необходимо ориентировать плоскость фронта взрывной волны сжатия, движущуюся в массиве от ряда скважин под углом $\varphi_{\text{опт}} = 45^\circ$ к плоскостям слоев. Поскольку слои железистых кварцитов параллельны друг другу и фронт волны сжатия проходит

при своем движении через все слои массива в пределах взрываемого блока, то при расчетах достаточно взять один произвольный слой.

Отклонения от угла $\varphi_{опт}$ как в большую, так и в меньшую сторону приводят к снижению величины $\tau(\varphi)$ (рис. 3.21). Так как на практике затруднительно ориентировать плоскость фронта волны сжатия точно под углом $\varphi_{опт} = 45^\circ$ к плоскостям слоев, то целесообразно рассмотреть влияние отклонения от $\varphi_{опт} = 45^\circ$ ту или другую сторону на снижение величины сдвиговых напряжений $\tau(\varphi)$. Для практического осуществления данного способа достаточно создать в плоскостях слоев сдвиговые напряжения, не меньше 95 % от максимальных.

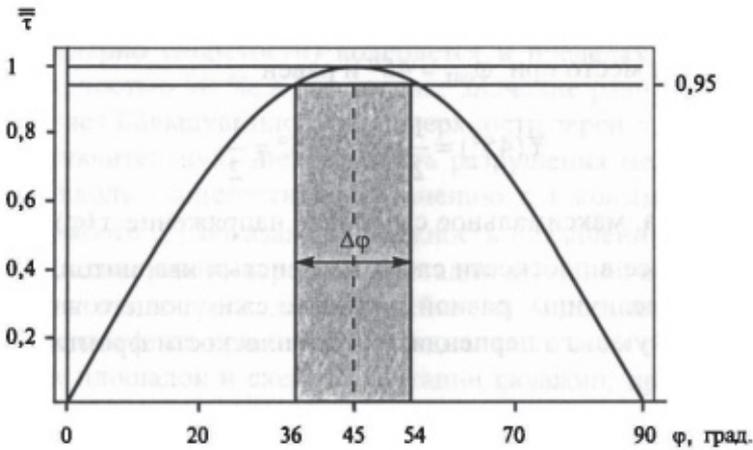


Рис. 3.21

Найдем угол φ_{95} ориентации фронта взрывной волны сжатия, при котором в плоскости слоев достигается касательное напряжение, равное 95 % от максимального, т. е. когда $\bar{\tau}_{95} = 0,95 \cdot \bar{\tau}_{\max} = 0,5 \cdot 0,95 = 0,475$. Тогда согласно (3.1.1) и в соответствии с элементарной геометрией имеем

$$\sin 2\varphi_{опт} = 0,95 \Rightarrow 2\varphi_{95} = (-1)^k \cdot \arcsin 0,95 + \pi k$$

или

$$\varphi_{95} = (-1)^k \cdot \arcsin 0,95 + \frac{\pi}{2} \cdot k$$

В диапазоне $0^\circ \leq \varphi \leq 90^\circ$ это уравнение справедливо при $k = 0$ и $k = 1$. Это соответствует следующим углам между плоскостями слоев и плоскостью фронта взрывной волны:

$$\varphi_{95/1}(k=0) = \frac{1}{2} \cdot \arcsin 0,95 = 35,902^\circ \approx 36^\circ;$$

Следовательно, для обеспечения значений сдвиговых напряжений на площадках параллельных слоистости не менее 95 % от максимального, угол φ между плоскостями фронта взрывной волны и слоев железистых кварцитов должен находиться в пределах от 36 до 54,

т. е. $36^\circ \leq \varphi \leq 54^\circ (\Delta\varphi = 18^\circ)$ (рис. 3.21).

Соответственно для всех углов φ в промежутке $36^\circ \leq \varphi \leq 54^\circ$ эффект разупрочнения межзерновых связей на плоскостях параллельных слоистости будет достигать не менее 95 % от максимальной величины этого эффекта.

Результаты данного рассмотрения используются для оптимизации различных параметров скважинной многорядной отбойки с учетом специфики механизма их взрывного разрушения.

2.2. Определение оптимальной ориентации рядов скважин при вертикальном расположении фронта взрывной волны сжатия

Фронт взрывной волны сжатия, образуемый от ряда скважин, закомутированных в один ряд, имеет вертикальное расположение, при условии, что взрывание заряда в каждой скважине производится одновременно по всей ее высоте.

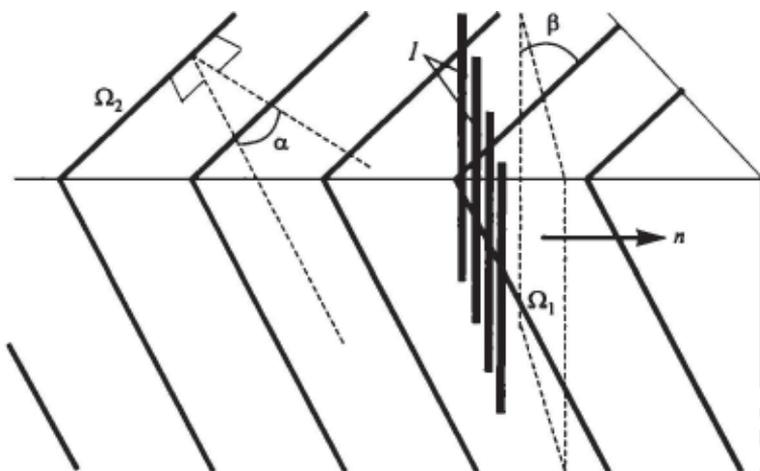


Рис. 3.22

Рассмотрим плоскость фронта вертикальной волны сжатия $\Omega 1$ (на рис. 3.21 эта плоскость закрашена серым цветом), распространяющуюся по направлению нормали n к ней. Плоскость волны ориентирована под углом β к линии простирания слоев $L1$ и параллельна ряду взрываваемых скважин 1 (рис. 3.22 и 3.23). Плоскость слоев железистых кварцитов $\Omega 2$ (на рис. 3.23 она заштрихована) имеет угол падения, равный α . Выберем на линии простирания $L1$ некоторого слоя произвольную точку и поместим в нее начало координат (рис. 3.23). Плоскость $ХОУ$ совместим с горизонтальной поверхностью $\Omega 3$ блока, а ось $ОУ$ — с линией простирания слоев $L1$. Для решения задачи предположим, что ось $ОZ$ находится в плоскости $\Omega 1$ фронта взрывной волны сжатия. Иначе говоря, угол β можно интерпретировать как угол поворота плоскости $\Omega 1$ вокруг оси $ОZ$ против часовой стрелки относительно линии простирания $L1$.

Общие уравнения плоскостей $\Omega 1$ и $\Omega 2$, проходящих через начало координат, соответственно имеют виды:

$$A_1 x + B_1 y + C_1 z = 0 \quad (3.2)$$

$$A_2 x + B_2 y + C_2 z = 0, \quad (3.3)$$

где A_1, B_1, C_1 и A_2, B_2, C_2 — некоторые числовые коэффициенты. Поскольку плоскость $\Omega 1$ проходит через ось $ОZ$, то $C_1 = 0$. Аналогично для плоскости $\Omega 2$, проходящей через ось $ОУ$ находим $B_2 = 0$. Тогда уравнения (3.2) и (3.3) преобразуются к виду

$$A_1 x + B_1 y = 0 \quad (3.2^*)$$

и

$$A_2 x + C_2 z = 0. \quad (3.3^*)$$

Для определения остальных коэффициентов рассмотрим проекции плоскостей $\Omega 1$ и $\Omega 2$ соответственно на плоскости $ХОУ$ и $ХОZ$ (рис. 3.24, а и б).

Данные проекции представляют собой прямые, определяемые уравнениями

$$\operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right) \cdot x - y = 0 \quad (3.4)$$

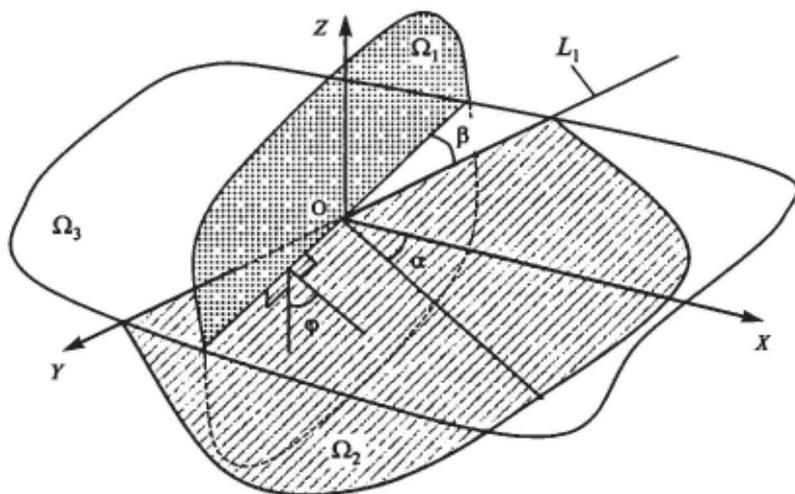


Рис. 3.23

$$\operatorname{tg} \alpha \cdot x + z = 0. \quad (3.5)$$

Сравнивая соответствующие коэффициенты при неизвестных в уравнениях

(3.2*) и (3.4), а также (3.3*) и (3.5) получим

$$A_1 = \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right), A_2 = \operatorname{tg} \alpha,$$

$$B_1 = -1, B_2 = 0, C_1 = 0, C_2 = 1.$$

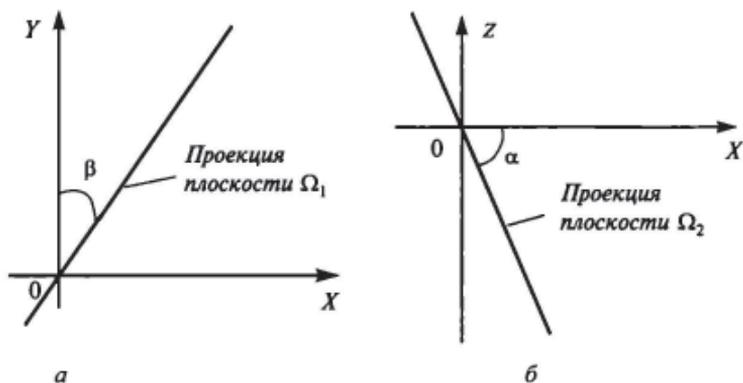


Рис. 3.24

Угол φ между плоскостями Ω_1 и Ω_2 определяется выражением:

$$\cos\varphi = \frac{A_1A_2 + B_1B_2 + C_1C_2}{\sqrt{A_1^2 + B_1^2 + C_1^2} \cdot \sqrt{A_2^2 + B_2^2 + C_2^2}} = \frac{\operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) \cdot \operatorname{tg}\alpha}{\sqrt{\operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) + 1} \cdot \sqrt{\operatorname{tg}^2\alpha + 1}}. \quad (3.6)$$

Так

как

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sin \alpha}{\cos \alpha},$$

$$\operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) = \frac{\sin\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)}{\cos\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)},$$

то выражения, стоящие в знаменателе (3.6), можно представить в виде

$$\sqrt{\operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) + 1} = \sqrt{\frac{\sin^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) + \cos^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)}{\cos^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)}} = \sqrt{\frac{1}{\cos^2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)}} = \frac{1}{\cos\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right)},$$

$$\sqrt{\operatorname{tg}^2 \alpha + 1} = \frac{1}{\cos \alpha}.$$

После несложных преобразований из (3.6) получим

$$\cos\varphi = \sin\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) \cdot \sin\alpha, \quad (3.7)$$

или

$$\cos\varphi = \cos\beta \cdot \sin \alpha. \quad (3.7)^*$$

Следовательно, угол между плоскостями фронта взрывной вертикальной волны сжатия и слоев железистых кварцитов определяется формулой

$$\varphi = \arccos [\cos\beta \sin\alpha]. \quad (3.8)$$

Угол φ представляет собой согласно (3.8) функцию двух независимых переменных α и β , $\varphi = \varphi(\alpha, \beta)$, т. е. величина φ определяет некоторую поверхность в трехмерном пространстве. Трехмерный график зависимости (3.28)

дан на рис. 3.25 (углы даны в градусах). На данном графике по вертикальной оси откладывается угол φ . При заданных угол φ представляет собой расстояние от точки $M(\alpha, \beta)$ на плоскости $\varphi = 0$ до поверхности $\varphi = \varphi(\alpha, \beta)$ (рис. 3.25).

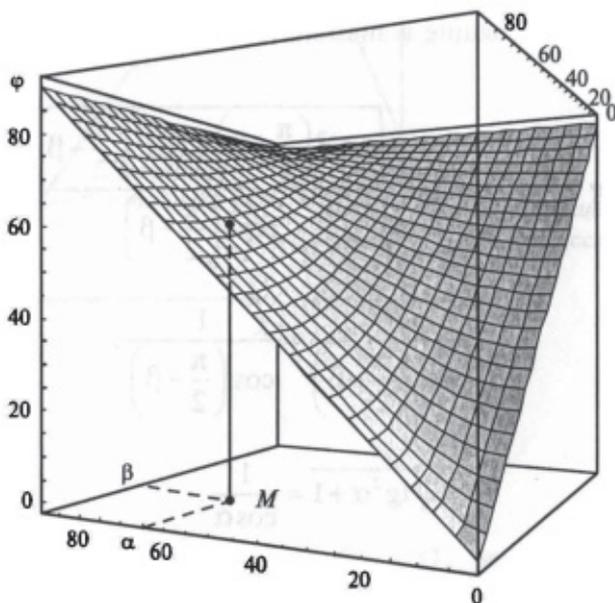


Рис. 3.25

Угол падения α слоев железистых кварцитов представляет собой характеристику массива горных пород, поэтому он задается для каждого блока и является постоянной величиной, а угол β между плоскостью Ω фронта взрывной волны сжатия и линией простирания слоев является расчетной величиной и определяет схемы обруивания и коммутации скважин. Таким образом, при заданном угле падения α слоев угол β определяется только величиной $\varphi_{opt} = 450$, соответствующей оптимальной ориентации плоскости волны сжатия.

В графическом виде зависимость (3.28) при заданных углах α падения слоев железистых кварцитов представлена на рис. 3.25. Кривые 1, 2, ..., 10 получены соответственно при углах падения слоев железистых кварцитов, равных 90, 80, ..., 00. На том же рисунке дана горизонтальная прямая 11, соответствующая $\varphi = 450$. Непосредственно из рис. 3.26 видно, что при углах падения слоев $\alpha < 450$ и любых β угол $\varphi = \varphi_{opt} = 450$ не существует (кривые 6, 7, 8, 9, 10 не пересекаются с прямой 11). Причина этого заключается в следующем.

Из выражения (3.7) находим

$$\sin\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) = \frac{\cos\varphi}{\sin\alpha}. \quad (3.9)$$

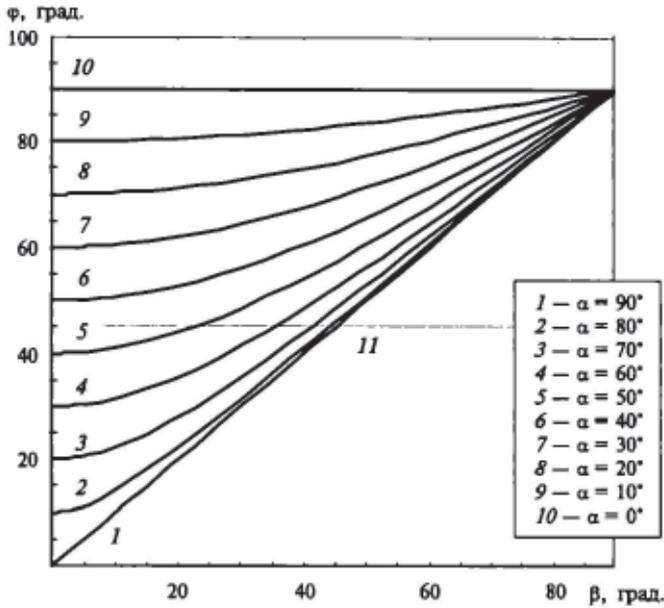


Рис. 3.26

Поскольку синус любого угла меньше или равен единице, т. е.

$$\sin\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right) \leq 1,$$

то из (3.9) имеем

$$\frac{\cos\varphi}{\sin\alpha} \leq 1 \quad (3.10)$$

или $\cos\varphi \leq \sin\alpha$.

При $\varphi = 45^\circ$ получим условие существования оптимального угла β_{opt} , при котором обеспечиваются максимальные касательные напряжения в плоскостях, параллельных слоям железистых кварцитов

$$\frac{\cos 45^\circ}{\sin\alpha} \leq 1 \quad (3.11)$$

Отсюда имеем

$$\sin \alpha \geq \cos 45^\circ = \frac{\sqrt{2}}{2} = 0,7071.$$

Следовательно, условие существования оптимального угла β опт может быть только в случае

$$\alpha \geq \arcsin(0,7071) = 45^\circ. \quad (3.11^*)$$

Это наглядно видно из графика зависимости отношения $\cos 45^\circ / \sin \alpha$ от угла падения слоев α , приведенного на рис. 3.27. Из данного рисунка видно, что при углах $\alpha < 45^\circ$ величина отношения $\cos 45^\circ / \sin \alpha$ становится больше единицы и условие (3.10) не удовлетворяется.

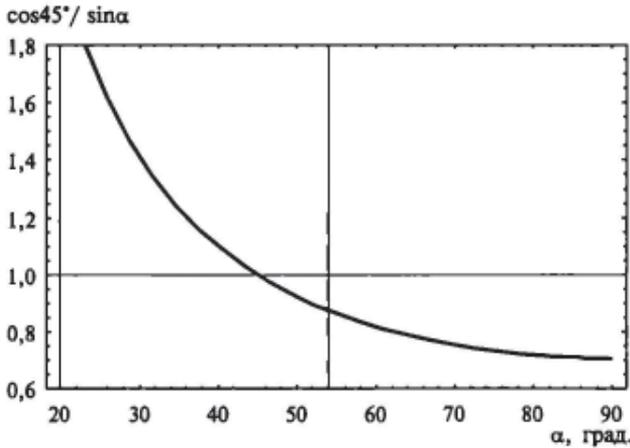


Рис. 3.27

Это свидетельствует о том, что вертикальную плоскость фронта взрывной волны сжатия $\Omega 1$ можно ориентировать под двугранным углом 45° к плоскости слоистости железистых кварцитов $\Omega 2$ только в том случае, если угол падения слоистости α будет больше 45° .

Отметим также, что согласно (3.9) при $\alpha = 0^\circ$ и любых β угол φ всегда равен 90° . Это естественно, поскольку при любой ориентации вертикальной плоскости она перпендикулярна горизонтальной. Таким образом, оптимальная ориентация плоскости фронта взрывной волны сжатия под углом 45° относительно слоев железистых кварцитов возможна при угле их падения, больших 45° , т. е. когда $\alpha > 45^\circ$. Из выражения (3.9) имеем

$$\beta = \pm \left[\frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{\cos \varphi}{\sin \alpha} \right) \right]. \quad (3.12)$$

Исходя из условия максимальности касательных напряжений, достигаемых при ориентации плоскости фронта взрывной волны сжатия относительно плоскости слоев железистых кварцитов под углом $\varphi = \pi/2$, из формулы (3.12) находим

$$\beta_{\text{опт}} = \pm \left[\frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{1}{\sqrt{2} \sin \alpha} \right) \right]. \quad (3.13)$$

при ($450 \leq \alpha \leq 900$).

Зависимость (3.13) в графическом виде представлена на рис. 3.28.

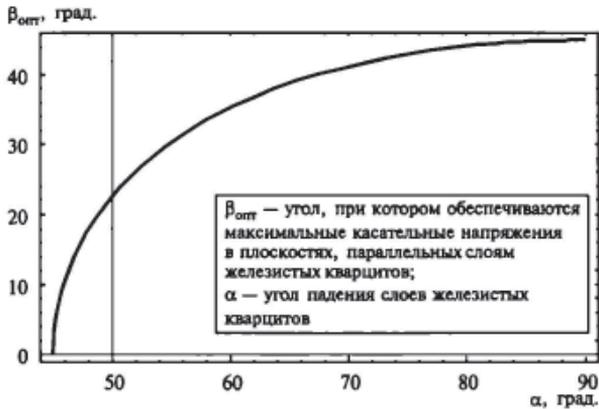


Рис. 3.28

Ранее было установлено, что сдвиговые напряжения в плоскостях слоев железистых кварцитов величиной не менее 95 % от максимальных, имеют место при ориентации плоскости фронта волны сжатия под углом φ к плоскостям слоев, удовлетворяющих условию $360 = \varphi_{\text{пр.1}} \leq \varphi \leq \varphi_{\text{пр.2}} = 540$. Подставляя предельные значения углов $\varphi_{\text{пр.1}} = 360$ и $\varphi_{\text{пр.2}} = 540$ в соотношение (3.12) получим, что эффект взрывного разупрочнения железистых кварцитов по площадкам, параллельным слоистости, достигает 95 % от максимального в том случае, если будут выполняться следующие условия

$$\beta_{95.1} = \frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{\cos 36^\circ}{\sin \alpha} \right) = \frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{0,80902}{\sin \alpha} \right), \quad (3.14)$$

$$\beta_{95.2} = \frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{\cos 54^\circ}{\sin \alpha} \right) = \frac{\pi}{2} - \arcsin \left(\frac{0,58778}{\sin \alpha} \right), \quad (3.15)$$

при ($360 \leq \alpha \leq 900$)

Графики зависимостей $\beta_{95.1}(\alpha), \beta_{95.2}(\alpha)$ и $\beta_{опт}$, полученные соответственно по формулам (3.13), (3.14) и (3.12), даны на рис. 3.29 (соответственно кривые 1, 3 и 2).

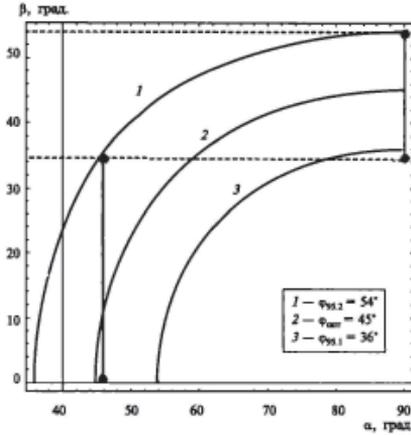


Рис. 3.29

Согласно (3.14) и рис. 3.29 следует, что при углах α падения слоев железистых кварцитов, больших или равных 360 , пределы изменения угла ориентации β , при которых сдвиговые напряжения в плоскостях слоистости имеют значения, не меньшие 95% от максимального, достаточно широкие. Например, при $\alpha = 450$ имеем $\tau_{max} \geq \bar{\tau} \geq 0,95\bar{\tau}_{max}$ в том случае, если $0 \leq \beta \leq 360$, а при $\alpha = 900$, если $360 \leq \beta \leq 540$. При углах $\alpha \leq 360$ максимальные сдвиговые напряжения достигаются при угле β , равном нулю. Зависимости изменения относительного сдвигового напряжения $\bar{\tau}/\bar{\tau}_{max}$, выраженного в процентных долях от максимального значения $\bar{\tau}_{max}$, действующего на площадках, параллельных слоистости железистых кварцитов, от угла β ориентации плоскости волны сжатия для разных углов α падения слоев с учетом формул 3.1) и (3.8) даны на рис. 3.30 и 3.31.

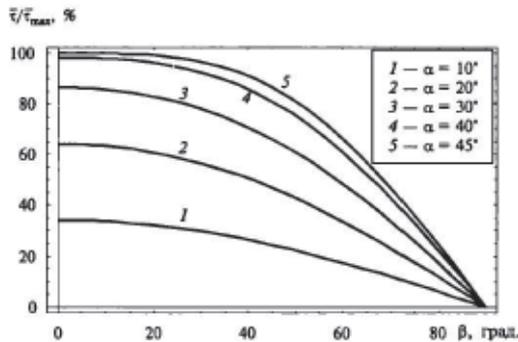


Рис. 3.30

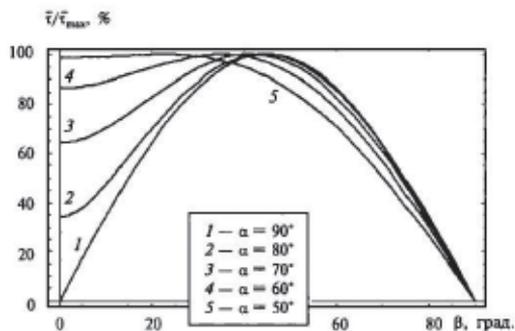


Рис. 3.31

Приведенные графики показывают, что при $\alpha \leq 45^\circ$ относительные напряжения на площадках, параллельных слоям, монотонно убывают (рис. 3.30), а при $\alpha > 45^\circ$ имеют единственный максимум, определяемый выражением (3.12) (рис. 3.31). На рис. 3.32 и 3.33 с учетом формул (3.1) и (3.8) представлены графики зависимости величины $\bar{\tau}/\bar{\tau}_{\max}$ от угла β для тех значений $\bar{\tau}$ сдвиговых напряжений, которые находятся в пределах $\bar{\tau}_{\max} \geq \bar{\tau} \geq 0,95\bar{\tau}_{\max}$.

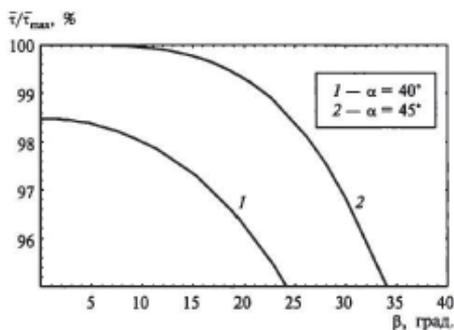


Рис. 3.32

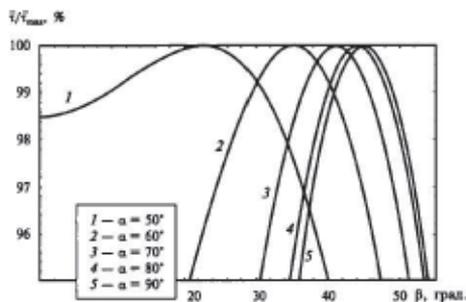


Рис. 3.33

Данные графики непосредственно показывают пределы изменения угла β , при которых сдвиговые напряжения на площадках, параллельных слоистости железистых кварцитов составляют не менее 95 % от максимального значения.

2.3. Влияние неодновременности взрывания скважинных зарядов одного ряда коммутации места расположения боевика в скважине на ориентацию плоскости взрывной волны сжатия в массиве

Полученные соотношения для определения угла β ориентации плоской волны сжатия по отношению к плоскостям слоистости железистых кварцитов получены для случая одновременного взрывания скважинных зарядов, расположенных в одном ряду коммутации. При последовательном взрывании зарядов, находящихся в этом ряду, необходимо учитывать поправку на опережение пути прохождения волны сжатия от взрыва предыдущей скважины по отношению к последующим (рис. 3.34).

Пусть первоначально производится взрывание 1-ой скважины и затем с помощью детонирующего шнура подрываются последовательно 2, 3, 4 и 5 скважины в заданном ряду. Тогда

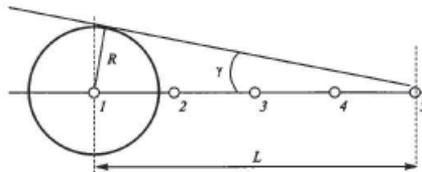


Рис. 3.34

угол γ между линией скважинных зарядов и плоскостью волны сжатия составит

$$\sin(\gamma) = \frac{R}{L} = \frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}} \quad (3.16)$$

где $v_{упр}$ — скорость распространения упругой волны в массиве; $v_{дет.ДШ}$ — скорость распространения детонационной волны в ДШ.

Отсюда поправка на неодновременное взрывание зарядов будет определяться выражением

$$\gamma = \pm \arcsin \left(\frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}} \right) \quad (3.17)$$

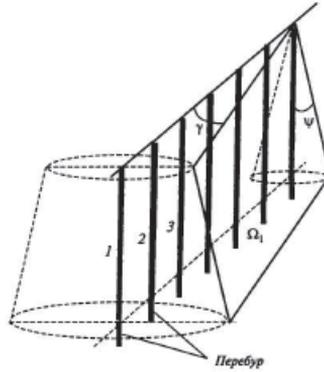


Рис. 3.35

Пусть, как и ранее, линия простирания L_1 некоторого слоя железистых кварцитов совпадает с осью OY пространственной системы координат XYZ (рис. 3.36).

Плоская волна сжатия, образуемая от ряда скважин, ориентирована относительно линии ряда под углом γ и имеет вертикальное расположение, когда взрывание заряда в каждой скважине производится одновременно по всей ее высоте. Это возможно в случае применения нескольких боевиков. Когда взрывание заряда производится от одного боевика, в зависимости от его положения плоская волна сжатия отклоняется от вертикали. Это связано с тем, что волна сжатия начинает распространяться в массиве от точки, где расположен боевик и к моменту завершения детонации ВВ фронт волны оказывается на разных расстояниях от скважины по ее высоте.

На практике боевик обычно располагают на уровне подошвы уступа. Тогда при последовательном взрывании скважин 1, 2, 3 и т.д. наклон плоскости Ω_1 волны сжатия определяется углом $\pm\psi$ к вертикали (рис. 3.35 и 3.36).

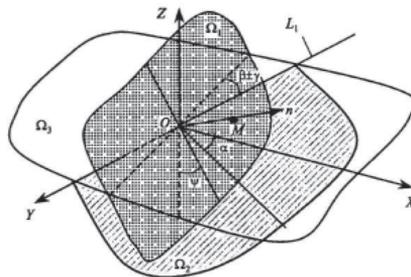


Рис. 3.36

Плоскость Ω_2 этого слоя наклонена под углом α к плоскости XOY , которая совмещена с горизонтальной поверхностью Ω_3 блока. Плоскость Ω_1 наклонной волны сжатия ориентирована под углом ψ к вертикали, а в пересече-

чении с плоскостью XOY составляет угол $\beta \pm \gamma$ (далее рассмотрим только угол β , поправку γ учтем позднее) с линией простирания $L1$ слоев железистых кварцитов и параллельна линиям рядов коммутации взрывааемых скважин. Найдем уравнение плоскости Ω_1 в выбранной системе координат. Определим координаты некоторой точки M на нормали n к плоскости Ω_1 , исходящей из начала координат. Пусть проекция отрезка OM нормали n на ось OX равна 1, т. е. $ON = x = 1$, а на плоскость XOY есть отрезок OL (рис. 3.37, 3.38 и 3.39). Тогда для координат точки M имеем

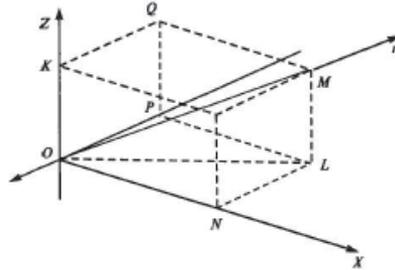


Рис. 3.37

$$x = a = 1;$$

$$NL = y = b = -ON \cdot \operatorname{tg}\beta = -1 \cdot \operatorname{tg}\beta;$$

$$OL = \sqrt{ON^2 + NL^2} = \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2\beta} = \frac{1}{\cos\beta};$$

$$ML = z = c = OL \cdot \operatorname{tg}\psi = \frac{\operatorname{tg}\psi}{\cos\beta}.$$

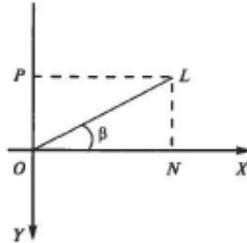


Рис. 3.38

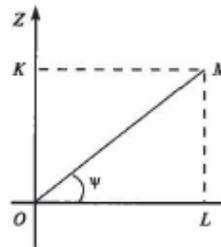


Рис. 3.39

Уравнение плоскости Ω_1 , проходящей через начало координат нормально к вектору $OM = \{a, b, c\}$, имеет вид

$$ax + by + cz = 0 \Leftrightarrow x - \operatorname{tg}\beta \cdot y + \frac{\operatorname{tg}\psi}{\cos\beta} \cdot z = 0$$

или

$$\cos\beta \cdot x - \sin\beta \cdot y + \operatorname{tg}\psi \cdot z = 0. \quad (3.18)$$

Уравнение плоскости получено ранее и дано выражением (3.5). Тогда рассуждая аналогично предыдущему, для угла φ между плоскостями Ω_1 и Ω_2 согласно соотношениям (3.5) и (3.18) имеем

$$\begin{aligned} \cos\varphi &= \frac{\cos\beta \cdot \operatorname{tg}\alpha + \operatorname{tg}\psi}{\sqrt{\cos^2\beta + \sin^2\beta + \operatorname{tg}^2\psi} \cdot \sqrt{\operatorname{tg}^2\alpha + 1}} = \frac{\cos\beta \cdot \operatorname{tg}\alpha + \operatorname{tg}\psi}{\frac{1}{\cos\psi} \cdot \frac{1}{\cos\alpha}} \\ &= (\cos\beta \cdot \operatorname{tg}\alpha + \operatorname{tg}\psi) \cdot \cos\psi \cdot \cos\alpha \end{aligned}$$

или в окончательном виде

$$\cos\varphi = \cos\beta \cdot \sin\alpha \cdot \cos\psi + \sin\psi \cdot \cos\alpha \quad (3.19)$$

Отсюда угол φ определяется выражением

$$\varphi = \arccos(\cos\beta \cdot \sin\alpha \cdot \cos\psi + \sin\psi \cdot \cos\alpha) \quad (3.20)$$

Угол φ зависит от искомого угла β при разных углах падения α слоев железистых кварцитов соответственным образом, что видно из рис. 3.40, полученного при $\psi = 300$.

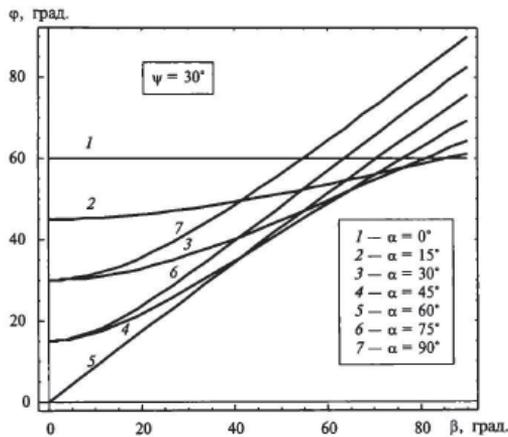


Рис. 3.40

Угол β , как и ранее, имеет простую геометрическую интерпретацию: он определяет угол поворота плоскости волны сжатия вокруг вертикальной оси OZ. В частности, при $\alpha = 0$ (кривая 1 на рис. 3.40) угол между плоскостями волны сжатия и слоев железистых кварцитов не зависит от угла поворота β и составляет 60° , что вполне естественно, так как при повороте наклонной плоскости вокруг вертикальной оси угол между ней и горизонтальной плоскостью ($\alpha = 0$) остается неизменным.

В частном случае, при $\psi = 0$ соотношение (3.19) преобразуется в выражение (3.7), определяющее угол φ для вертикальной волны сжатия, т. е.

$$\cos\varphi = \cos\beta \cdot \sin\alpha \cdot \cos 0^\circ + \sin 0^\circ \cdot \cos\alpha = \cos\beta \cdot \sin\alpha.$$

Углы α и ψ задаются, исходя соответственно из строения массива железистых кварцитов и свойств ВВ. Тогда из выражения (3.19) находим искомый угол β

$$\cos\beta = \frac{\cos\varphi - \sin\psi \cdot \cos\alpha}{\sin\alpha \cdot \cos\psi} \quad (3.21)$$

Пределы изменения угла β определяются условием

$$|\cos\beta| \leq 1 \leftrightarrow \left| \frac{\cos\varphi - \sin\psi \cdot \cos\alpha}{\sin\alpha \cdot \cos\psi} \right| \leq 1. \quad (3.22)$$

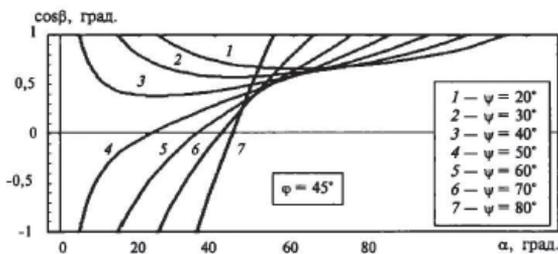


Рис. 3.41

В графическом виде условие (3.22) при $\beta = 45^\circ$ представлено на рис. 3.41. Как видно из этого рисунка, с увеличением угла ψ сужается диапазон изменения угла α падения слоев железистых кварцитов, при которых достигается максимальное сдвиговое напряжение в плоскостях, параллельных слоистости. Из формулы (3.21) получим

$$\beta = \arccos\left(\frac{\cos\varphi - \sin\psi \cdot \cos\alpha}{\sin\alpha \cdot \cos\psi}\right) \quad (3.23)$$

Угол ψ определяется равенством

$$\psi = \pm \arcsin\left(\frac{U_{\text{упр}}}{U_{\text{дет.ВВ}}}\right) \quad (3.24)$$

где $U_{\text{дет.ВВ}}$ — скорость детонации ВВ в скважинном заряде.

Следовательно, угол ψ зависит от типа ВВ. Расчетные кривые зависимости $\beta_{\text{опт}} = \beta(\alpha)$ для оптимального угла $\varphi = 45^\circ$, соответствующего максимальному значению сдвиговых напряжений, и разных значений угла ψ наклона плоскости волны сжатия к вертикали, даны на рис. 3.42.

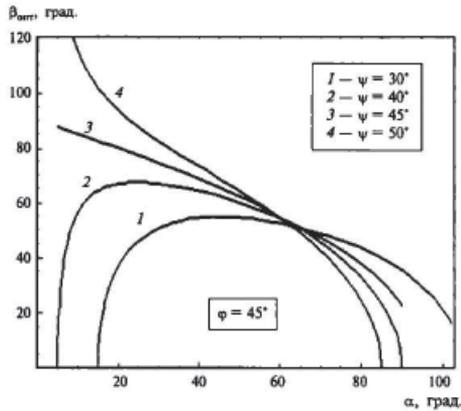


Рис. 3.42

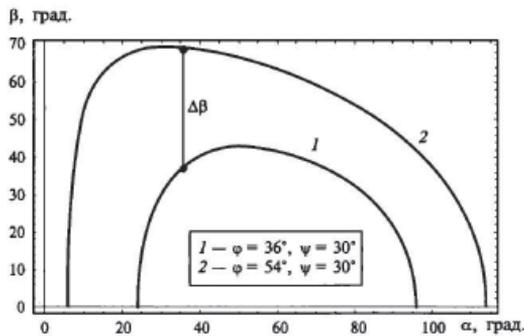


Рис. 3.43

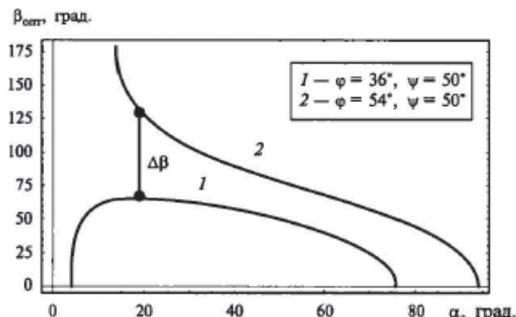


Рис. 3.44

Характерно, что в отличие от случая вертикальной волны, для наклонной волны оптимальный угол $\beta_{\text{опт}}$ существует и при углах α падения слоев, меньших 45°. Если учесть, что в пределах изменения угла φ от 36 до 54° величина сдвиговых напряжений не меньше 95 % от их максимального значения, то и соответствующие углы β изменяются в достаточно широких пределах (рис. 3.43 и 3.44). Даже в случае угла наклона фронта волны сжатия $\psi = 300$ и $\varphi = 360$ минимальный угол падения слоев железистых кварцитов составляет $\alpha = 240$. При увеличении угла ψ до 500 минимальный угол α уменьшается до 40. Таким образом, подбирая характеристики ВВ можно оптимизировать параметры БВР даже при малых углах падения α слоев железистых кварцитов.

Для практических расчетов при проектировании параметров буровзрывных работ необходимо выдать рекомендации для схем обурирования и коммутации взрывной сети с учетом угла падения слоистости железистых кварцитов, типа ВВ и места расположения боевика в скважине.

2.4. Методика проектирования рациональных параметров буровзрывных работ при взрывной отбойке слоистых рудных массивов

Для практической реализации результатов, приведенных выше, разработана методика выбора основных параметров обурирования и коммутации взрывной сети при заданных параметрах взрываемого блока (линии простирания и угла падения слоев железистых кварцитов), а также при заданных размерах сетки скважин и характеристиках средств взрывания.

Так как инициирование взрыва производится от одного боевика, то в зависимости от его положения плоскость фронта взрывной волны сжатия отклоняется от вертикали. Это связано с тем, что волна сжатия начинает распространяться в массиве от точки, где расположен боевик и к моменту завершения детонации ВВ фронт волны оказывается на разных расстояниях от скважины по ее высоте.

При углах падения слоев железистых кварцитов, меньших 45° , максимум сдвиговых (касательных) напряжений не достигается ни при какой ориентации плоскости фронта взрывной волны сжатия. Однако нет необходимости рассматривать только максимальные сдвиговые напряжения. Если в плоскости слоев железистых кварцитов обеспечить напряжения, составляющие не менее 95 % от максимальных, то с позиций снижения энергоемкости измельчения, этого практически вполне достаточно. С другой стороны, угол β между линией простирания слоев и линией скважин одного ряда коммутации зарядов изменяется дискретно и подобрать величину β точно в соответствии с расчетным значением, полученным согласно выражению (3.8) представляется затруднительным.

При условии обеспечения в плоскостях слоев железистых кварцитов сдвиговых напряжений, не меньших 95 % от максимальных, угол φ , как было показано ранее, должен находиться в пределах от 36° до 54° , т.е. $360 \leq \varphi \leq 540$.

Предварительно напомним обозначения углов, используемых в расчетах и показанных на рис. 3.45 и 3.46:

α — угол падения слоев железистых кварцитов (угол между плоскостью слоистости и горизонтальной плоскостью);

φ — угол между плоскостью фронта взрывной волны от скважин одного ряда коммутации и плоскостью слоистости; угол между линией пересечения плоскости фронта взрывной волны с горизонтальной плоскостью (плоскостью уступа) и линией простирания слоев;

γ — угол между линией пересечения плоскости фронта взрывной волны с горизонтальной плоскостью (плоскостью уступа) и линией скважин одного ряда коммутации, обусловленный неодновременностью (поочередностью) взрывания скважин одного ряда коммутации;

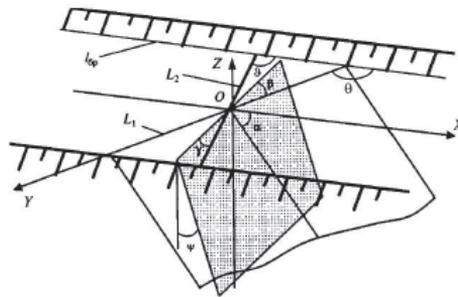


Рис. 3.45

ψ — угол между плоскостью фронта взрывной волны сжатия от скважин одного ряда коммутации и вертикалью, обусловленный неодновременностью детонации ВВ по высоте скважины и распространением волны сжатия в виде усеченного конуса;

θ — угол между линией внутренней бровки уступа и линией простирания слоев;

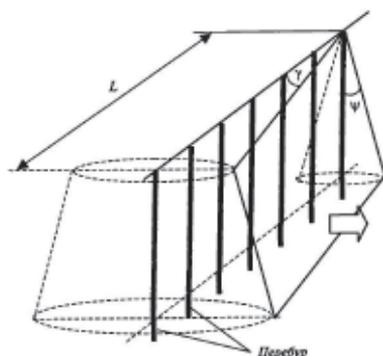


Рис. 3.46

ϑ — угол между линией внутренней бровки уступа и линией скважин одного ряда коммутации;

L1 — линия простираения слоев железистых кварцитов;

L2 — линия скважин одного ряда коммутации;

lбр — линия внутренней бровки уступа.

На практике боевик обычно располагают на уровне подошвы уступа. В этом случае наклон плоскости фронта взрывной волны сжатия определяется углом $\pm \psi$ к вертикали. Угол ψ определяется выражением (3.24):

$$\psi = \pm \arcsin \left(\frac{R_{\text{упр}}}{L_{\text{ВВ}}} \right) = \pm \arcsin \left(\frac{u_{\text{упр}}}{u_{\text{дет.ВВ}}} \right), \quad (3.25)$$

где $R_{\text{упр}}$ — расстояние, пройденное упругой волной в массиве от начальной точки детонации (боевика) за время детонации всего заряда ВВ• $L_{\text{ВВ}}$ — длина заряда ВВ; $u_{\text{дет.ВВ}}$ — скорость детонации ВВ в скважинном заряде.

Угол γ между линией скважин одного ряда коммутации и линией пересечения плоскости фронта волны сжатия с поверхностью блока определяется формулами (3.16) и (3.17).

Выпишем снова эти формулы:

$$\sin \gamma = \frac{u_{\text{упр}}}{u_{\text{дет.ДШ}}}, \quad (3.26)$$

$$\gamma = \pm \arcsin \left(\frac{u_{\text{упр}}}{u_{\text{дет.ДШ}}} \right), \quad (3.27)$$

где $u_{\text{упр}}$ — скорость распространения упругой волны в массиве;

$v_{дет.ДШ}$ — скорость распространения детонационной волны в ДШ, соединяющим скважины одного ряда коммутации.

В случае наклонной плоскости фронта взрывной волны сжатия формула для расчета угла между линией внутренней бровки уступа и линией скважин одного ряда коммутации согласно 3.46. 3.25 имеет вид:

$$\begin{cases} \theta = \theta \pm \beta \pm \gamma = \\ = \theta \pm \arccos\left(\frac{\cos\varphi_{пр} - \cos\alpha \cdot \sin\psi}{\sin\alpha \cdot \cos\psi}\right) \pm \arcsin\left(\frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}}\right), \\ \psi = \arcsin\left(\frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}}\right). \end{cases} \quad (3.28)$$

Выбор соответствующей комбинации углов осуществляется в зависимости от значений углов θ и α , а также от направления отработки уступа при учете того, что взрывание скважин одного ряда коммутации производится в направлении от внешней бровки уступа к внутренней.

Возможны два направления отработки уступа: слева направо и справа налево. Выделим основные условия, необходимые для выбора требуемой комбинации углов в формуле (3.28) в соответствии с направлением отработки уступа. За положительное направление линии внутренней бровки уступа примем направление отработки уступа. Углы θ и ϑ , определяющие соответственно ориентацию линии простирания слоев железистых кварцитов L1 и линии скважин одного ряда коммутации L2 будем отсчитывать от положительного направления внутренней бровки уступа. Рассмотрим каждое направление отработки уступа.

1. Отработка уступа слева направо

Для обеспечения отбойки породы на свободную поверхность необходимо, чтобы удовлетворялось условие $\vartheta < 90^\circ$ (рис. 3.47). Так как в этом случае рассматривается плоскость фронта волны сжатия, направленная в сторону неразрушенной части массива, то ее ориентация относительно внутренней бровки уступа определяется углом $\vartheta - \gamma$. С другой стороны данная плоскость ориентирована относительно линии простирания слоев под углом $\pm\beta$.

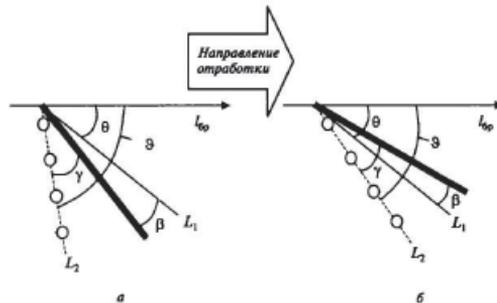


Рис. 3.47

$$\boxed{\vartheta < 90^\circ} \quad (3.31)$$

При данном условии соотношение (3.28) преобразуется к виду

$$\boxed{\vartheta = \theta \pm \beta + \gamma}$$

или

$$\boxed{\vartheta = \theta \pm \arccos\left(\frac{\cos\varphi_{\text{пр}} - \cos\alpha \cdot \sin\psi}{\sin\alpha \cdot \cos\psi}\right) + \arcsin\left(\frac{v_{\text{упр}}}{v_{\text{дет.ДШ}}}\right)}. \quad (3.32)$$

Из двух вариантов, определяемых этим равенством, в зависимости от величины угла β , выбирают перед ним тот знак, при котором значение угла ϑ ближе к 90° .

2.5. Исходные условия для проектирования схем обуривания уступов на карьере при добыче слоистых руд

За положительное направление внутренней бровки уступа принято направление отработки уступа.

За начало отсчета угла θ (угла между линией простирания слоев железистых кварцитов и внутренней бровкой уступа) принята линия положительного направления внутренней бровки уступа. При этом условии отсчета возможный диапазон изменения угла θ находится в пределах $0 < \theta < 180^\circ$. Угол θ — это угол, определяемый маркшейдерской службой для конкретного блока на уступе и для конкретного направления его отработки.

За начало отсчета угла α (угла между плоскостью слоистости железистых кварцитов и плоскостью поверхности обрабатываемого уступа) принята полуплоскость поверхности уступа в направлении отработки уступа. При этой системе отсчета диапазон возможного изменения угла α следующий:

$$0 < \alpha < 180^\circ.$$

Угол α определяется по результатам эксплуатационной разведки и задается маркшейдерской службой.

За начало отсчета угла ϑ (угла между внутренней линией бровки уступа и линией скважин одного ряда коммутации) принята линия положительного направления внутренней бровки уступа.

Скорость упругих волн в железистых кварцитах равна $v_{\text{упр}} = 4 \cdot 103$ м/с.

Скорость детонации ВВ:

– для граммонита 79/21 равна $v_{\text{дет.ВВ}} = 4,2 \cdot 103$ м/с;

– для акватолы $v_{\text{дет.ВВ}} = 4,9 \cdot 103$ м/с.

Принимаем скорость детонации ВВ равную $v_{\text{дет.ВВ}} = 4,6 \cdot 103$ м/с.

При этом угол ψ (угол отклонения взрывной волны сжатия от вертикали в связи с неодновременностью детонации ВВ по высоте скважины) определяют по формуле:

$$\psi = \arcsin\left(\frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}}\right) = \arcsin\left(\frac{4 \cdot 10^3}{4,6 \cdot 10^3}\right) = \arcsin(0,869) \approx 60^\circ.$$

Угол γ (угол между линией скважин одного ряда коммутации и линией, образующейся при пересечении плоскости фронта взрывной волны с плоскостью поверхности уступа; этот угол обусловлен неодновременностью взрывания скважин, находящихся в одном ряду коммутации, т. к. очередность взрывания скважин направлена от внешней бровки уступа к внутренней) определяют по формуле

$$\gamma = \arcsin\left(\frac{v_{упр}}{v_{дет.ДШ}}\right) = \arcsin\left(\frac{4 \cdot 10^3}{6,5 \cdot 10^3}\right) = \arcsin(0,615) \approx 38^\circ.$$

Следует иметь в виду, что направление взрывной отбойки железистых кварцитов на уступе всегда противоположно направлению отработки уступа.

Методика проектирования ресурсосберегающей технологии взрывной отбойки слоистых руд на карьерах

Согласно пункту 8.5.2 предыдущего параграфа задаются численным значением угла θ .

Согласно пункту 8.5.3 предыдущего параграфа задаются численным значением угла α .

Задаются численными значениями углов ψ и γ :

$$\psi = 60^\circ; \gamma = 38^\circ.$$

16.6.4. Определяют значение угла β в зависимости от угла α по формуле

$$\beta = \arccos\left(\frac{\cos 45^\circ - \cos \alpha \cdot \sin \psi}{\sin \alpha \cdot \cos \psi}\right) = \arccos\left(\frac{0,7 - 0,869 \cdot \cos \alpha}{0,5 \cdot \sin \alpha}\right).$$

По формуле $\theta = \theta \pm \beta + \gamma$ определяют два значения угла θ (когда перед углом β стоит знак «+» и когда знак «-»).

Из двух значений угла θ принимают при проектировании БВР тот угол, который меньше 90° . При этом взрывная отбойка железистых кварцитов будет осуществляться на свободную поверхность и направлена в сторону, противоположную направлению отработки уступа.

Если согласно п. 8.6.5 оба значения угла θ окажутся меньше 90° , то для проектирования БВР принимают то значение θ , которое ближе к 90° (в этом случае упрощается разметка на обуваемом уступе точек заложения скважин).

Примеры реализации схем обуривания и коммутации взрывной сети на карьерах при взрывной отбойке слоистых руд

Пример 1

Предположим, что угол падения слоев α составляет 70° , скорости удет. и удет.вв распространения взрывной упругой волны в массиве и детонации ВВ в скважине соответственно равны $4,0$ км/с и $4,6$ км/с (для граммонита 79/21), направление отработки уступа — слева направо. В качестве ВВ принимаем граммонит 79/21. В нижней части скважины на уровне подошвы уступа устанавливают боевик. Линия простираения слоев железистых кварцитов относительно линии внутренней бровки уступа составляет угол $\theta = 60^\circ$. При этом угол между плоскостью фронта взрывной волны сжатия и вертикалью равен

$$\psi = \arcsin\left(\frac{v_{\text{упр}}}{v_{\text{дет.ДШ}}}\right) = \arcsin\left(\frac{4,0 \text{ км/с}}{4,6 \text{ км/с}}\right) = 60^\circ$$

Поправка на угол γ поворота плоскости фронта взрывной волны сжатия вокруг вертикальной оси относительно линии скважин одного ряда коммутации определяется выражением:

$$\gamma = \arcsin\left(\frac{v_{\text{упр}}}{v_{\text{дет.ДШ}}}\right),$$

где $v_{\text{дет.ДШ}}$ — скорость распространения детонационной волны в ДШ, рав

$$\gamma = \arcsin\left(\frac{4,0 \text{ км/с}}{6,5 \text{ км/с}}\right) \approx 38^\circ.$$

Угол β между линией простираения слоев и линией плоскости фронта взр

$$\beta = \arccos\left(\frac{\cos 45^\circ - \cos 70^\circ \cdot \sin 60^\circ}{\sin 70^\circ \cdot \cos 60^\circ}\right) \approx 29^\circ$$

Принимаем согласно формулы (8.4.5) знак «плюс» для угла β , характеризующего положение плоскости фронта взрывной волны сжатия относительно плоскости слоев железистых кварцитов. Тогда угол ϑ между линией скважин одного ряда коммутации и линией внутренней бровки уступа составит (см. рис. 3.49):

$$\vartheta = 60^\circ + 29^\circ + 38^\circ = 127^\circ$$

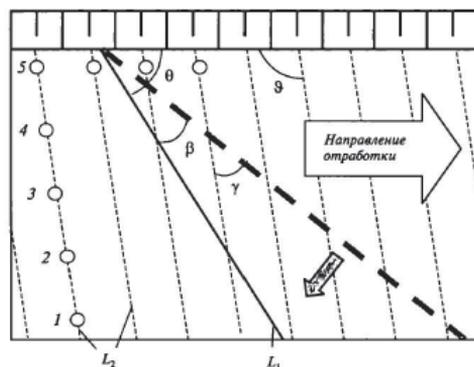


Рис. 3.49

В этом случае угол ϑ , определяющий положение линии скважин одного ряда коммутации, не удовлетворяет условию $\vartheta < 90^\circ$.

Принимаем знак «минус» для угла β и находим искомый угол ϑ по выражению (8.4.6):

$$\vartheta = 60^\circ - 29^\circ + 38^\circ = 69^\circ$$

Этот случай удовлетворяет условию $\vartheta < 90^\circ$. Линии, характеризующие простираание слоев железистых кварцитов, ориентацию плоскости фронта взрывной волны сжатия и скважин одного ряда коммутации, соответствующие этому случаю, представлены на рис. 3.49.

Предположим теперь, что при тех же условиях отработка уступа производится справа налево. В этом случае согласно принятому допущению положительное направление внутренней бровки уступа изменяется на обратное. Тогда угол β и знак поправки γ остаются прежними. Следовательно, угол ϑ в этом варианте равен (рис. 3.50):

$$\vartheta = 60^\circ - 29^\circ + 38^\circ = 69^\circ$$

Пример 2

Отработка уступа осуществляется слева направо. В качестве ВВ также принимаем граммонит 79/21. Угол падения слоев равен $\alpha = 50^\circ$. Линия простираания слоев железистых кварцитов относительно линии внутренней бровки уступа составляет угол $\theta = 110^\circ$. При этом угол между плоскостью фронта взрывной волны сжатия и вертикалью также равен

$$\psi = \arcsin \left(\frac{v_{\text{упр}}}{v_{\text{дет.ДШ}}} \right) = \arcsin \left(\frac{4,0 \text{ км/с}}{4,6 \text{ км/с}} \right) = 60^\circ$$

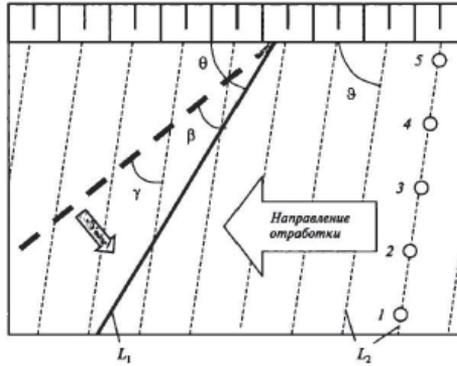


Рис. 3.50

Угол β между линией простирания слоев и линией скважин одного ряда коммутации равен:

$$\beta = \arccos \left(\frac{\cos 45^\circ - \cos 50^\circ \cdot \sin 60^\circ}{\sin 50^\circ \cdot \cos 60^\circ} \right) \approx 67^\circ$$

Поправка γ на неодновременность взрывания скважин в ряду также составляет

$$\gamma = \arcsin \left(\frac{4,0 \text{ км/с}}{6,5 \text{ км/с}} \right) \approx 38^\circ.$$

Принимаем знак «плюс» для угла β . Тогда ряды скважин должны быть расположены под углом $\vartheta = 110^\circ + 69^\circ + 38^\circ = 217^\circ$ к линии внутренней бровки уступа, т. е. условие $v < 900$ не выполняется. Если выбрать для угла β знак «минус», то имеем $\vartheta = 110^\circ - 69^\circ + 38^\circ = 79^\circ$. Следовательно, условие $v < 900$ в этом случае выполняется (рис. 3.51).

Рассмотрим случай отработки уступа справа налево. В этом случае аналогично примеру 1 имеем:

$$\vartheta = 110^\circ - 69^\circ + 38^\circ = 79^\circ$$

Для этого случая схема обурирования уступа и коммутации взрывной сети представлена на рис. 3.52.

Проектировать схему обурирования уступов на карьерах железистых кварцитов и коммутировать взрывную сеть необходимо так, чтобы выполнялось условие (8.4.8), то есть так, чтобы угол между линией внутренней бровки уступа карьера и линией скважин одного ряда коммутации (ϑ) удовлетворял

условию (8.4.8). При этом согласно выражению (8.4.8) возможны два варианта угла (ϑ), из которых выбирается тот, который ближе к 90°. Этот вариант более удобен для разметки схемы обустройства уступа.

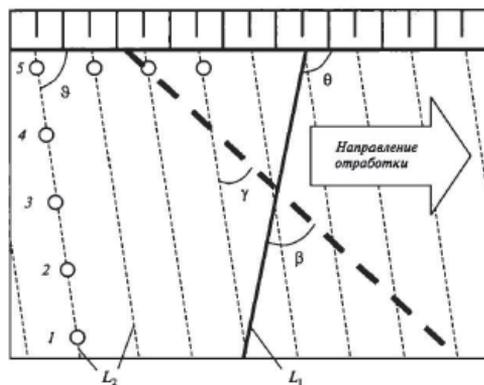


Рис. 3.51

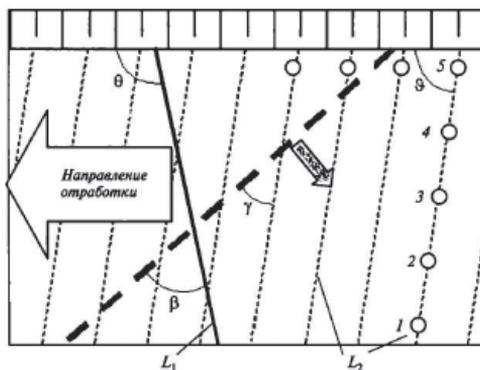


Рис.3.52

В этом случае имеет место максимальное взрывное разупрочнение межзерновых связей в железистых кварцитах при их отбойке от массива.

Реализация схемы обустройства уступов на карьерах железистых кварцитов в соответствии с выражением (8.4.8) позволяет снизить энергоёмкость последующего дробления руды на $3,5 \div 4 \%$, а энергоёмкость измельчения руды — $1,5 \div 1,8 \%$.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Изложены результаты исследования нового подхода в одном из направлений в горных науках — «горнофизическом», заключающемся в рассмотрении проблемы влияния и взаимодействия геомеханического состояния и процессов взрывного разрушения при разработке рудных и угольных месторождений полезных ископаемых.

Исследования впервые характеризуются постановкой на стыке «геомеханики» и «разрушение горных пород» в рамках их синергетического взаимодействия, что позволило по-новому посмотреть на проблему механизма распределения энергии разрушения горных пород при взрывном технологическом воздействии её управления в интересах геомеханического обеспечения разработки полезных ископаемых. Этим восполняется известный пробел, вызванный традиционно независимым рассмотрением данных аспектов, с изысканием новых резервов для существенного повышения эффективности технико-экономических показателей в условиях рыночных отношений.

Дано научно-техническое обоснование новой концепции и ее идеи, позволяющие прежнее механику взаимодействия «контактов» разнохарактерных технологических процессов исключительно качественного характера вывести на новый количественный уровень синергетического взаимодействия с возможностью разработки соответствующих критериев.

В разделе геомеханика рассмотрены методика и результаты измерений, установлены зависимости деформаций от основных влияющих факторов, разработаны методы расчёта параметров деформационных процессов и способы управления этими процессами. Изучен механизм сдвижения и деформации горных пород как интегрального критерия развития геомеханических процессов. Изложены результаты исследования вопросов сдвижения горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений в условиях типового развития деформационных процессов, наиболее часто встречающихся на практике. Обоснован механизм сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности и представлена методика расчёт его величин. Представлены результаты исследования особенностей механизма сдвижения горных пород при комбинированной и скважинной добыче полезных ископаемых, при этом среди известных факторов, влияющих на этот процесс, уделено внимание генезису сейсмического происхождения. Вклад в проблему охраны сооружений различного характера представлен классификацией мер и способов защиты.

По-новому раскрыта проблема управления распределением энергии взрыва, сообщаемой горному массиву при его технологическом разрушении как при традиционно взрывном, так и при нетрадиционном методе воздействия.

Проведена оценка степени фрагментации массива горной породы в зависимости от условий динамического нагружения. Новизной проведенной оценки является то, что она учитывает, с одной стороны, локальную ско-

рость нарастания напряжений, с другой — прочностные характеристики массива горной породы, представленные функцией распределения ее предела прочности.

Исследования позволяют впервые подойти к количественной оценке эффективности применения различных способов управления действием взрыва с учетом требований горных технологий.

Изучены микроструктурные нарушения в прочных горных породах при взрывном нагружении.

Разработана методика расчета геометрических, силовых и энергетических параметров расширения полости при взрыве сосредоточенного и скважинного зарядов вблизи обнаженной поверхности. Выполнены анализ влияния геометрических параметров групп зарядов одинаковой энергии на коэффициент полезного действия взрыва и исследования возможности его повышения путем управления потоками энергии в зависимости от требований геотехнологий.

Определено понятие коэффициента полезного действия технологического дробления породы взрывом, дан расчет его численного значения в зависимости от условий взрывания.

Предложена методика оценки эффективности взрыва как средства дробления горной породы.

Разработана программа расчета параметров отбиваемого слоя с целенаправленным действием взрыва пучка параллельно-сближенных скважинных зарядов.

Обосновано использование новых показателей действия взрыва для оценки эффективности технологий, связанных с буровзрывными работами. Дана оценка технологических режимов ведения взрывных работ при скважинной отбойке через показатели эффективности действия взрыва.

Разработана программа расчета выбора метода управления действием взрыва при решении различных горнотехнических задач.

В перспективе развития данного научно-технического направления представлен ряд новых задач, демонстрирующих пути и возможности дальнейшего совершенствования его различных аспектов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ К РАЗДЕЛУ III

1. Трубецкой К. Н., Захаров В. Н., Викторов С. Д., Жариков И. Ф. Взрывное разрушение горных пород при освоении недр// Сетевое периодическое научное издание «проблемы недропользования». 2014. № 3. С. 80–95.
2. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов М., Недра, 1965.
3. Туринцев Ю. И., Зобнин В. И., Бахарева Г. П. Влияние взрывных работ на устойчивость бортов карьеров. Безопасность труда в промышленности. 1961, № 4. Кузнецов Г. В., Микулинский М. А. и др. Действие взрыва на массив горных пород. Известия ВУЗов. Горный журнал, 1962, № II.
4. Садовский М. А., Адушкин В. В., Стивак А. А. О размере зон необратимого деформирования при взрыве в блочной среде/ Механическое действие взрыва. М.:— ИДГ РАН, 1994.
5. Кишкина С. Б., Куликов В. И., Родионов В. Н. О накоплении нарушенности горного массива при массовых взрывах на карьерах/ Геоэкология. 2004. № 1. С.76–81
6. Еременко А. А. Совершенствование технологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов / А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. П. Гайдин. — Новосибирск: Наука, 2008. — 312 с.
7. Менжулин М. Г., Софронов В. В. Экологическая безопасность геодинамических процессов в решении задач освоения и эксплуатации недр. Санкт-Петербург. 2007. 113 с.
8. Антоненко В. А., Ковалевский В. К. Оценка технологической нарушенности массива ультразвуковым и сейсмическими методами/ Совершенствование подземной разработки месторождений горнохимического сырья. М.6 1981. Вып. 54. С. 60–65.
9. Гончаров С. А., Томакова Р. А., Зайченко В. А. Томаков В. И. Влияния длительности взрывного нагружения на дефектность микроструктуры и процесс рудоподготовки железистых кварцитов /Изв. вузов. Горный журнал. 1988. № 9. С. 12–15.
10. Кочетков П. А. Механизм разупрочнения пород горного массива при распространении взрывных волн / Изв. вузов. Горный журнал. 1987. № 11. С. 61–65.
11. Мец Ю. С. Исследование взрывной усталости горных пород// ФТПРПИ. — 1983. — № 1. — С.42–47.
12. Мец Ю. С. Исследование влияния взрывных нагрузок различной интенсивности на сопротивляемость механическому разрушению крепких магнетитовых кварцитов/ ФТПРПИ. 1982. 33. С. 50–53
13. Викторов С. Д., Кочанов А. Н. Динамика упорядочивания микроструктуры и свойств образцов горных пород в результате взрывного воздействия/ Известия РАН. Серия физическая. 2014. т. 78, № 4. С. 385–391.
14. Александров В. Е., Кочанов А. Н., Левин Б. В. О взаимосвязи акустических и прочностных свойств пород в зоне предразрушающего действия взрыва. — ФТПРПИ, 1987, № 4. С. 45–48.
15. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н., Деньгина Н. И. Параметры волн напряжений и предразрушение горных пород при взрыве/Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород. — М.: ИГД им. А. А.Скочинского. — 1997. С.20–29.

16. *Шемякин Е. И.* Волны напряжений при подземном взрыве/ Нелинейные проблемы механики и физики деформированного тела. С–П Гос. ун-т. — 2001. № 4. С.114–123
17. *Шемякин Е. И., Кочанов А. Н.* Волны напряжений при взрыве скважинного заряда// Развитие теории и практики взрывного дела. Взрывное дело № 91/48, М.: — 1998. — С. 12–21
18. *Викторов С. Д., Иофис М. А., Гончаров С. А.* Сдвижение и разрушение горных пород / [Отв. ред. К. Н. Трубецкой]. — М.: Наука, 2005.
19. *Викторов С. Д., Захаров В. Н., Закалинский В. М.* Снижение сейсмического воздействия массовых взрывов в карьере на устойчивость породного массива и подземных сооружений при комбинированной разработке угольных месторождений./Горный журнал № 12. 2016.
20. *Викторов С. Д.* Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири / С. Д. Викторов, А. А. Еременко, В. М. Закалинский, И. В. Машуков. — Новосибирск: Наука, 2005. — 212 с.
21. *Кашаев Р. С.* Развитие науки и образования на основе междисциплинарного подхода / Р. С. Кашаев // Успехи современного естествознания. — 2011. — № 2. — С. 82–87.
22. *Чернышева Е. Н.* Перспективы междисциплинарного подхода в науке / Е. Н. Чернышева // Вестник Российского экономического университета им. Г. В. Плеханова. Вступление. Путь в науку. — 2013. — № 1 (5). — С. 85–90.].
23. *Ерёмченко А. А.* Совершенствование технологии буровзрывных работ на железорудных месторождениях Западной Сибири /А. А. Еременко. — Новосибирск: Наука, 2013. — 192 с.
24. *Минеев С. П., Шиповский И. Е.* Моделирование поведения массива при взрывном проведении выработки вблизи выбросоопасного пласта // Форум Горняков–2014. Национальный горный университет /Материалы международной конференции «Геомеханика и геотехника». Том 2. Днепропетровск, 2014. С 81–91.
25. *Влох Н. П., Литин Я. И., Саишурин А. Д.* Исследование остаточных напряжений в крепких горных породах //Современные проблемы механики горных пород: Матер. 4-ой Всес. конф. по механике горных пород. — Л., 1972. — С. 186–189.
26. *Лавров А. В., Шкуратник В. Л., Филимонов Ю. Л.* Акустоэмиссионный эффект памяти в горных породах. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. — 456 с.
27. *Ржевский В. В., Ямщиков В. С.* Эффекты памяти в горных породах // Сборник научных трудов. 1986. — 97 с.;
28. *Ямщиков В. С., Шкуратник В. Л., Лыков К. Г.* Измерение напряжений в массиве горных пород на основе эмиссионных эффектов памяти // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых (ФТПРПИ). 1990. № 2. С. 23–28;
29. *Викторов С. Д., Кочанов А. Н., Одинцев В. Н., Осокин А. А.* Эмиссия субмикронных частиц при деформировании горных пород // Известия Российской академии наук. Серия физическая. 2012. Т. 76. № 3. С. 388–390.
30. *Одинцев В. Н., Трофимов В. А.* Развитие теоретической механики в ИПКОН РАН // ИПКОН РАН — 50 лет становления и развития горных наук / Под ред. академик РАН Трубецкого К. Н., член-корреспондента РАН Захарова В.Н. —М.: ИПКОН РАН, 2017.— 360 с.

31. Закалинский В. М., Кочанов А. Н, Красюкова Е. В. К вопросу о методах влияния на геомеханическое состояние массива горных пород (АО «ВНИПИпромтехнологии». Сборник научных трудов «Материалы международной научно-практической конференции». ООО «Винпресс». — 2018).
32. Закалинский В. М., Мингазов Р. Я. Применение виртуального эксперимента в горной практике. Взрывное дело. — 2017. — № 117–74. — С. 6–18.
33. Гладаревский Р. А. «Разработка взрывного ресурсосберегающего способа разрушения железистых кварцитов при их рудоподготовке». Дис. канд. техн. наук. — М., МГТУ, 2006.
34. Белов К. П. Упругие, тепловые и электрические явления в ферромагнетиках. — М.: Государственное издательство научно-технической литературы, 1957.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
--------------------	---

РАЗДЕЛ I Механика горных пород

Глава 1 Состояние и задачи современной науки о механике сдвига горных пород	6
--	---

1.1. Становление и развитие науки о механике флуктуаций в горных массивах	6
1.2. Основные задачи современной науки о механике сдвига горных пород	12

Глава 2 Сдвиг горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений полезных ископаемых	15
---	----

2.1. Общие сведения о механизме процесса сдвига горных пород и земной поверхности	16
2.2. Область и зоны сдвига горных пород над и под очистными выработками	21
2.3. Основные факторы, влияющие на процесс сдвига горных пород	27
2.4. Параметры механики сдвига горных пород и земной поверхности	30
2.5. Наблюдения за геомеханическими процессами в массивах горных пород и земной поверхности	36
2.6. Расчет величин сдвигов и деформаций горных пород и земной поверхности	41
2.7. Технологические методы управления геомеханическими процессами при подземной разработке месторождений	61

Глава 3 Сдвиг горных пород при открытой разработке	68
---	----

3.1. Формы проявления сдвига пород при открытой разработке	68
3.2. Наблюдения за сдвигом пород на карьерах	70
3.3. Методы расчета устойчивости уступов и бортов карьеров	73
3.4. Расчет устойчивости отвалов	80
3.5. Противооползневые мероприятия на карьерах	84

Глава 4 Особенности механики сдвига горных пород при комбинированной (открыто-подземной) и скважинной добыче полезных ископаемых	89
---	----

4.1. Механика сдвига горных пород при комбинированной разработке месторождений	89
--	----

4.2. К механике сдвижения горных пород при скважинной добыче полезных ископаемых	95
Глава 5 Защита сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок	100
5.1. Классификация мер защиты	100
5.2. Способы осуществления мер защиты	102
Глава 6 Прогноз горных ударов и землетрясений: сходства и различия подходов	117
6.1. Геодинамическое и сейсмическое районирование	118
6.2. Локальный и краткосрочный прогноз	120
6.3. Региональный и среднесрочный прогноз	122
6.4. Техногенные землетрясения	129
Список литературы к разделу I	131

РАЗДЕЛ II

Механика разрушения горных пород

Глава 1 Эволюция практики и научных знаний горного дела, связанных с разрушением горных пород	134
1.1. Ресурсы недр и горное производство	134
1.2. Становление и состояние горных наук, связанных с технологиями взрывного разрушения	135
1.3. Современные проблемы освоения недр	140
1.4. Опыт систематизации горных наук	141
Глава 2 Механизм разрушения горных пород при дроблении и измельчении	145
2.1. Модель разрушения при дроблении	145
2.2. Влияние концевых эффектов на разрушение при дроблении	148
2.3. Механизм разрушения при измельчении	152
2.4. Энергоемкость при дроблении и измельчении	157
Глава 3 Физико-техническое обоснование ресурсосберегающего способа взрывной отбойки слоистых руд на карьерах*	165
3.1. Основные энергетические показатели механизма процессов дробления и измельчения горных пород	165
3.2. Технологические решения по снижению энергоемкости дробления и измельчения руд	172
3.3. Обоснование импульсной электромагнитной обработки руды с целью ее разупрочнения перед измельчением	176

Глава 4 Обоснование оптимальных параметров бурения и термического расширения скважин при комбинированной технологии обуривания уступов на карьерах железистых кварцитов	179
4.1. Расчет составляющей себестоимости бурения	181
4.2. Расчет составляющей себестоимости термического расширения скважин	184
4.3. Расчет составляющей себестоимости заряжения скважин	186
4.4. Расчет составляющей себестоимости отбойки железистых кварцитов, обусловленной расходом средств взрывания	188
4.5. Расчет составляющей себестоимости отбойки железистых кварцитов, обусловленной расходом взрывчатых веществ	190
Глава 5 Обоснование оптимальных размеров котлов многокотловых скважинных зарядов	192
Глава 6 Технология механизма термического расширения взрывных скважин	200
6.1. Варианты технологических схем расширения взрывных скважин термическим способом	200
6.2. Технологические и режимные параметры в механизме процесса термического расширения скважин	202
Глава 7 Разработка метода расчета и алгоритма получения количественных оценок полезного действия взрыва в различных технологических режимах ведения горных работ	204
7.1. К механизму содержания коэффициента полезного действия взрыва	204
7.2. Схема потоков энергии взрыва в породе	206
7.3. О структуре трещины разрушения в породе	209
7.4. Методика расчета коэффициента полезного действия технологического взрыва	212
7.5. Методика расчета геометрических, силовых и энергетических параметров первой и второй стадий расширения полости при взрыве заряда у обнаженной поверхности	216
7.6. Время действия первой стадии безволнового расширения полости	226
7.7. Зависимость КПД взрыва от глубины заложения заряда	228
7.8. Зависимость КПД взрыва от коэффициента высоты полости	234
7.9. Изучение микроструктурных нарушений в прочных горных породах при взрывном нагружении	237
7.10. Методика оценки эффективности механизма взрыва как средства дробления горной породы	246
7.11. Оценка технологических режимов ведения взрывных работ при скважинной отбойке через показатели эффективности действия взрыва	251
7.12. Обоснование использования новых показателей эффективности механизма действия взрыва для оценки технологий буровзрывных работ	258

Глава 8 Изыскание возможностей взрывчатых веществ с водорастворимыми горючими компонентами на управление механизмом разрушения горных пород	266
8.1. Разработка основ методики исследования механизма взрывчатого превращения промышленных ВВ в лабораторных условиях	267
8.2. Граммонит, изготавливаемый на местах применения (граммонит М).	269
8.3. Новые рецептуры гранулитов. Гранулит на основе пористой аммиачной селитры	272
8.4. Гранулит АЗ для разрушения пород средней крепости	273
8.5. Акватол повышенной взрывной эффективности	274
Список литературы к разделу II	280

РАЗДЕЛ III

Концепция синергетического взаимодействия геомеханики и взрывного разрушения

Глава 1 Физические предпосылки концепции синергетического взаимодействия различных материальных объектов	284
1.1. К вопросу о влиянии технологических факторов разработки месторождений на состояние массивов горных пород	285
1.2. К методологии механизма взаимодействия геомеханического состояния и процессов взрывного разрушения	293
1.3. Обоснование концепции синергизма взрывного разрушения и геомеханики в сложных условиях разработки месторождений полезных ископаемых	296
1.4. Исследование технологии разрушения горных пород при комбинированной разработке угольных месторождений	305
Глава 2 Физико-техническое обоснование ресурсосберегающего способа взрывной отбойки слоистых руд на карьерах	321
2.1. Теоретические предпосылки механизма разупрочнения слоистых массивов железистых кварцитов для повышения эффективности взрывной скважинной отбойки	321
2.2. Определение оптимальной ориентации рядов скважин при вертикальном расположении фронта взрывной волны сжатия	324
2.3. Влияние неодновременности взрывания скважинных зарядов одного ряда коммутации места расположения боевикав скважине на ориентацию плоскости взрывной волны сжатия в массиве	334
2.4. Методика проектирования рациональных параметров буровзрывных работ при взрывной отбойке слоистых рудных массивов	340
2.5. Исходные условия для проектирования схем обуривания уступов на карьере при добыче слоистых руд	345
Заключение	351
Список литературы к разделу III	353

Монография

**Механика
сдвижения и разрушения
горных пород**

Подписано в печать 29. 11. 2019
Формат 70x100/16
Гарнитура Times
Печ. л. 22,5. Уч.-изд. л. 27,00
Тираж 300 экз.

Издатель — Российская академия наук

Верстка – Ларичева М.М.
Отпечатано ООО «Тип-Топ»

Издается по решению Научно-издательского совета
Российской академии наук (НИСО РАН)
и распространяется бесплатно