

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО - МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

*На правах рукописи
УДК 622.235 (043.3)*

АБДУЛЛАЕВ ЖАСУР ЯХШИБОВЕВИЧ

**Исследование кумулятивного эффекта щелевого заряда взрывчатых
веществ путем разработки их параметров на открытых разработках**

5А 311601 – «Разработка месторождений полезных ископаемых
(открытым способом)»

Диссертация
на соискание академической степени
магистра

Научный руководитель:
д.т.н., проф. **Норов Ю.Д.**

НАВОИ – 2014

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Горный факультет
Кафедра «Горное дело»
2012-2014 учебный год

Магистрант: Абдуллаев Ж.Я.
Научный руководитель: д.т.н., проф. Норов Ю.Д.
Специальность: 5А 311601 – «Разработка
месторождений полезных ископаемых
(открытым способом)»

АННОТАЦИЯ МАГИСТЕРСКОЙ ДИССЕРТАЦИИ

Актуальность работы. В настоящее время использование традиционных методов управления энергией взрыва в разнопрочных горных породах затрудняется в связи с разнопрочными литологическими разностями обуриваемых пород, которые существенно отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам. При реализации известных разработанных способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород не обеспечивается равномерное дробление крепких пропластков, что ведет к ухудшению качества подготовки горной массы и повышенным затратам на экскавацию. При изучении процессов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород сложноструктурных месторождений с применением скважинных зарядов ВВ необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных свойств взрываемого массива горных пород.

В ранее проведенных исследованиях установлено, что в мощных пропластках при постоянном удельном расходе ВВ увеличение длины заряда ведет к интенсивности возрастания дробления пропластка за счет увеличения длительности волн напряжений массива, создаваемой взрывами удлиненного скважинного заряда ВВ. Главным недостатком способов является то, что они не обеспечивают качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

На основании вышеизложенного, сформулирована научная задача разработки способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта.

Цель исследования – разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления разнопрочных горных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов и негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных взрывчатых веществ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

Задачи исследования:

- анализ исследований по управлению действием взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород;
- теоретические исследования действия кумулятивных зарядов взрывчатых веществ;
- разработка методики моделирования действия взрыва щелевых зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах методом физического моделирования;
- разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных взрывчатых веществ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования является массив разнопрочных горных пород. Предмет исследования – конструкция щелевого заряда ВВ с кумулятивным эффектом.

Методы исследований. Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих научные обобщения, экспериментальные исследования в промышленных условиях по исследованию действия зарядов ВВ в разнопрочных горных породах, методов математического программирования с использованием современной компьютерной техники для разработки способа дробления массива целевыми зарядами ВВ, а также методов математической статистики и корреляционного анализа результатов испытаний.

Научная новизна работы заключается в следующем:

1. На основе изучения гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ установлена максимальная скорость струи, зависящая от местной скорости звука и нормальной скорости струи.

2. На основе гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ разработана методика инженерного расчета глубины проникновения кумулятивной струи с учетом сжимаемости. Определен диаметр отверстия при проникании кумулятивной струи в разнопрочную горную породу.

3. Изучен сравнительный эффект действия кумулятивных зарядов ВВ. Установлено, что при детонации заряда ВВ без кумулятивной выемки наблюдается неглубокая вмятина в материале преграды, при незначительном удалении заряда от преграды эффект воздействия на преграду резко снижается. Наличие кумулятивной выемки в заряде приводит к концентрации плотности энергии, что проявляется в увеличении глубины вмятины в материале преграды. С удалением кумулятивного заряда от преграды эффект взрывного воздействия также резко снижается. Применение металлической облицовки в кумулятивном заряде приводит к резкому увеличению пробивного действия, при этом глубина проникания кумулятивной струи существенно зависит и от расстояния кумулятивного заряда от крепкого пропластка.

4. Установлено, что наиболее эффективное действие кумулятивной струи может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств металла облицовки. Условия формирования кумулятивной струи определяются микроструктурой металла облицовки и способностью его структурных составляющих к пластической деформации. Однако пластичность металла в условиях обжатия под действием взрыва не определяется однозначно его стандартными характеристиками. Отмечена зависимость между способностью металла к быстрому обжатию и типом кристаллической решетки.

Научная и практическая значимость результатов исследования:

1. На основе изучения законов распространения прямых и отраженных волн напряжения от свободных поверхностей уступа при взрывных нагрузках разработаны теоретические основы определения зон разрушения массива горных пород, зависящие от диаметра взрывной полости скважины, плотности и скорости детонации применяемых промышленных ВВ, а также прочностных свойств горных пород.

2. Установлено различие в законах затухания скоростей и смещений в ближней и дальней зонах действия взрыва в исследуемых твердых средах. Показано, что границы изменения законов затухания скоростей и смещений определяются размерами зон дробления для разрушаемых сред.

3. Обоснованы параметры буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ. Рекомендуется вводить поправку в расчетные значения удельных расходов и параметры БВР, учитывающую относительную работоспособность применяемого ЭВВ по отношению к эталонному.

4. Относительную работоспособность ЭВВ в разнопрочных горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности, позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов различного действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ.

5. Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, позволяющий эффективно использовать энергию взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов. Путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из аннотации, введения, четырех глав и заключения, изложенных на 124 страницах, включая 47 рисунков, 4 таблиц и 83 наименований использованной литературы.

Основные результаты выполненной работы, выводы и рекомендации. В магистерской научно-исследовательской работе решена научно-техническая задача по разработке способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта, позволяющая внести существенный вклад в решение актуальной научной задачи – эффективного использования энергии взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов.

Разработанные методики и рекомендации подготовлены к внедрению на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов и рекомендуются к применению на аналогичных карьерах.

Научный руководитель

д.т.н., проф. Норов Ю.Д.

Магистрант

Абдуллаев Ж.Я.

**MINISTRY OF THE HIGHER AND SECONDARY VOCATIONAL EDUCATION OF
THE REPUBLIC OF UZBEKISTAN**

NAVOI STATE MINING INSTITUTE

Mountain faculty
Mining chair
2012-2014 academic year

Undergraduate: Abdullaev J.Ya.
Research supervisor: Dr.Sci.Tech., prof. Norov Yu.D.
Specialty: 5A 311601 – "Development of mineral deposits
(in the open way)"

SUMMARY OF THE MASTER THESIS

Relevance of work. Now use of traditional methods of management by energy of explosion in the raznoprochnykh rocks is at a loss in connection with raznoprochny litologicheskoy differences of overwhelmed breeds which significantly differ from each other on the physicomachanical properties. At realization of the known developed ways of explosive destruction of the massif the raznoprochnykh of rocks isn't provided uniform crushing of strong proplastok that conducts to deterioration of preparation of mountain weight and the raised costs of excavation. When studying processes of explosive destruction of the massif the raznoprochnykh of rocks the slozhnostrukturnykh of fields with application of borehole charges of VV it is necessary to pay special attention to detection of physical features of their destruction depending on concrete structural and strength properties of the blown-up massif of rocks.

In earlier conducted researches it is established that in powerful the proplastkakh at a constant specific expense of VV conducts increase in length of a charge to intensity of increase of crushing a proplastka at the expense of increase in duration of waves of tension of the massif, created by explosions of the extended borehole charge of Centuries. The main lack of ways is that they don't provide high-quality crushing of the rocks presented by the slozhnostrukturny massif.

On the basis of the above, the scientific problem of development of a way of detonation the raznoprochnykh of rocks by slot-hole charges with use of cumulative effect is formulated.

Research objective – development of a design of cumulative charges and effective parameters of explosive works for crushing the raznoprochnykh of rocks of the Dzheroy-Sardarinsky field of phosphorites and oversized pieces of the blown-up mountain weight on the basis of the emulsion explosives which are let out at EVV plant of mine M.

Research problems:

- analysis of researches on management of action of explosive destruction of the massif raznoprochnykh of rocks;
- theoretical researches of action of cumulative charges of explosives;
- development of a technique of modeling of action of explosion of slot-hole charges of explosives in the raznoprochnykh rocks a method of physical modeling;
- development of a design of cumulative charges and effective parameters of explosive works for crushing of oversized pieces of the blown-up mountain weight on the basis of the emulsion explosives which are let out at EVV plant of mine M.

Object and object of research. Object of research is the massif the raznoprochnykh of rocks. Object of research – a design of a slot-hole charge of VV with cumulative effect.

Methods of researches. Work is performed with application of complex methods of the researches including scientific generalizations, pilot studies in industrial conditions on research of action of charges of VV in the raznoprochnykh rocks, methods of mathematical programming with use of the modern computer equipment for development of a way of crushing of the massif by slot-hole charges of VV, and also methods of mathematical statistics and the correlation analysis of results of tests.

Scientific novelty of work consists in the following:

1. On the basis of studying of the hydrodynamic theory of a kumulation of borehole charges of explosives the maximum speed of a stream depending on local speed of a sound and normal speed of a stream is established.

2. On the basis of the hydrodynamic theory of a kumulation of borehole charges of explosives the technique of engineering calculation of depth of penetration of a cumulative stream taking into account compressibility is developed. Diameter of an opening is determined at penetration of a cumulative stream into raznoprochny rock.

3. The comparative effect of action of cumulative charges of Centuries is studied. It is established that at a detonation заряда VV without kukmulyativny dredging is observed a superficial dent in a barrier material, during insignificant removal of a charge from a barrier the effect of impact on a barrier sharply decreases. Existence of cumulative dredging in a charge results in concentration of density of energy that проявляется in increase in depth of a dent in a barrier material. With removal of a cumulative charge from a barrier the effect of explosive influence also sharply decreases. Application of metal facing in a cumulative charge leads to sharp increase in penetrative action, thus depth of penetration of a cumulative stream significantly depends and on distance of a cumulative charge from strong a proplastka.

4. It is established that the most effective deystviye of a cumulative stream can be provided only at a certain combination of physicomachanical properties of metal of facing. Conditions of formation of a cumulative stream are defined by a microstructure of metal of facing and ability of its structural components to plastic deformation. However plasticity of metal in the conditions of sinking under the influence of explosion not определяется unambiguous its standard characteristics. Dependence between ability of metal to fast sinking and type of a crystal rezhim is noted.

Scientific and practical importance of results of research:

1. On the basis of studying of laws of distribution of straight lines and the reflected waves of tension from free surfaces of a ledge at explosive loadings theoretical bases of definition of zones of destruction of the massif of the rocks, depending on diameter of an explosive cavity of a well, density and speed of a detonation of applied industrial VV, and also strength properties of rocks are developed.

2. Distinction in laws of attenuation of speeds and shifts in near and far explosion areas of coverage in studied firm environments is established. It is shown that borders of change of laws of attenuation of speeds and shifts are defined by the sizes of zones of crushing for destroyed environments.

3. Parameters of drilling-and-blasting works with use of emulsion explosives are proved. It is recommended to enter the amendment to calculated values of specific expenses and the BVR parameters, considering relative operability of applied EVV in relation to the reference.

4. Relative operability of EVV in the raznoprochnykh rocks with various physics and technology properties is offered to be estimated on value of coefficient of the explosive efficiency, allowing to count the equivalent masses (specific expenses) charges of various action in comparison with similar indicators for reference Centuries.

5. The way of explosive destruction of the massif the raznoprochnykh of rocks allowing effectively to use energy of explosion on strong a proplastka at carrying out industrial explosions is developed. By an arrangement of additional slot-hole charges of VV over proplastka it is possible to achieve their uniform crushing due to directed use of energy of explosion on the strong proplastka, being in the top part of a ledge in a zone of uncontrollable crushing.

Structure and thesis volume. The thesis consists of the summary, the introduction, four heads and the conclusion stated on 124 pages, including 47 drawings, 4 tables and 83 names of the used literature.

The main results of the performed work, conclusions and recommendations. In master's research thesis the scientific and technical task of development of a way of detonation the raznoprochnykh of rocks by slot-hole charges with use of the cumulative effect, allowing to make an essential contribution to the solution of an actual scientific task – effective use of energy

of explosion on strong a proplastka when carrying out industrial explosions is solved.

The developed techniques and recommendations are prepared for introduction on Tashkur's career of the Dzheroy-Sardarinsky field of phosphorites and are recommended for application on similar pits.

Research supervisor

Dr.Sci.Tech., prof. Norov Yu.D.

Undergraduate

Abdullaev J.Ya.

О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ.....	10
1. АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД	15
1.1. Анализ выполненных исследований по управлению взрывным разрушением массива разнопрочных горных пород	15
1.2. Анализ способов и определение эффективных параметров взрывных работ массива разнопрочных горных пород взрывами промышленных зарядов ВВ на пластовых сложноструктурных месторождениях	26
1.3. Характеристика района исследований. Цель и задачи исследования.....	47
2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ КУМУЛЯТИВНЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ.....	54
2.1. Гидродинамическая теория кумуляции щелевых зарядов ВВ на открытых горных работах	54
2.2. Инженерный метод расчёта параметров кумулятивной струи щелевых зарядов ВВ на открытых горных работах.....	73
2.3. Определение глубины пробития пропластков кумулятивной струей.....	79
Основные выводы	83
3. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЩЕЛЕВЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ МЕТОДОМ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ..	85
3.1. Исследование параметров волн напряжения щелевых зарядов в разнопрочных горных породах	85

3.2. Исследование дробления разнопрочных горных пород взрывами щелевых зарядов.....	87
3.3. Анализ ранее выполненных исследований по разработке и применению накладных (кумулятивных) зарядов для дробления негабаритных кусков взорванной горной массы в горной промышленности	96
Основные выводы	100
4. РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ КУМУЛЯТИВНЫХ ЗАРЯДОВ И ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТНЫХ КУСКОВ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ НА ОСНОВЕ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ, ВЫПУСКАЕМЫХ НА ЗАВОДЕ ЭВВ РУДНИКА М.....	101
4.1. Обоснование параметров буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ.....	101
4.2. Разработка способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта.....	104
4.3. Рекомендации и методика промышленного испытания разработанного способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с применением эмульсионных ВВ	109
4.4. Расчёт экономической эффективности разработанного способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с применением эмульсионных ВВ.....	110
Основные выводы	111
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	113
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	116

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В настоящее время использование традиционных методов управления энергией взрыва в разнопрочных горных породах затрудняется в связи с разнопрочными литологическими разностями обуриваемых пород, которые существенно отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам. При реализации известных разработанных способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород не обеспечивается равномерное дробление крепких пропластков, что ведет к ухудшению качества подготовки горной массы и повышенным затратам на экскавацию. При изучении процессов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород сложноструктурных месторождений с применением скважинных зарядов ВВ необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных свойств взрываемого массива горных пород.

В ранее проведенных исследованиях установлено, что в мощных пропластках при постоянном удельном расходе ВВ увеличение длины заряда ведет к интенсивности возрастания дробления пропластка за счет увеличения длительности волн напряжений массива, создаваемой взрывами удлиненного скважинного заряда ВВ. Главным недостатком способов является то, что они не обеспечивают качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

На основании вышеизложенного, сформулирована научная задача разработки способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта.

Связь диссертационной работы с тематическими планами НИР. Работа выполнялась в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы комитета по координации развития науки и технологий при Кабинете Министров Республики Узбекистан на тему: А13-006 – «Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в

глубоких карьерах».

Цель исследования – разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления разнопрочных горных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов и негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных взрывчатых веществ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

Для решения поставленной цели необходимо решить следующие основные **задачи исследования:**

- анализ исследований по управлению действием взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород;
- теоретические исследования действия кумулятивных зарядов взрывчатых веществ;
- разработка методики моделирования действия взрыва щелевых зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах методом физического моделирования;
- разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных взрывчатых веществ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования является массив разнопрочных горных пород. Предмет исследования – конструкция щелевого заряда ВВ с кумулятивным эффектом.

Методы исследований. Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих научные обобщения, экспериментальные исследования в промышленных условиях по исследованию действия зарядов ВВ в разнопрочных горных породах, методов математического программирования с использованием современной компьютерной техники для разработки способа дробления массива щелевыми зарядами ВВ, а также методов математической статистики и корреляционного анализа результатов испытаний.

Научная новизна работы заключается в следующем:

1. На основе изучения гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ установлена максимальная скорость струи, зависящая от местной скорости звука и нормальной скорости струи.

2. На основе гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ разработана методика инженерного расчета глубины проникновения кумулятивной струи с учетом сжимаемости. Определен диаметр отверстия при проникании кумулятивной струи в разнопрочную горную породу.

3. Изучен сравнительный эффект действия кумулятивных зарядов ВВ. Установлено, что при детонации заряда ВВ без кумулятивной выемки наблюдается неглубокая вмятина в материале преграды, при незначительном удалении заряда от преграды эффект воздействия на преграду резко снижается. Наличие кумулятивной выемки в заряде приводит к концентрации плотности энергии, что проявляется в увеличении глубины вмятины в материале преграды. С удалением кумулятивного заряда от преграды эффект взрывного воздействия также резко снижается. Применение металлической облицовки в кумулятивном заряде приводит к резкому увеличению пробивного действия, при этом глубина проникания кумулятивной струи существенно зависит и от расстояния кумулятивного заряда от крепкого пропластка.

4. Установлено, что наиболее эффективное действие кумулятивной струи может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств металла облицовки. Условия формирования кумулятивной струи определяются микроструктурой металла облицовки и способностью его структурных составляющих к пластической деформации. Однако пластичность металла в условиях обжатия под действием взрыва не определяется однозначно его стандартными характеристиками. Отмечена зависимость между способностью металла к быстрому обжатию и типом

кристаллической решетки.

Научная и практическая значимость результатов исследования:

1. На основе изучения законов распространения прямых и отраженных волн напряжения от свободных поверхностей уступа при взрывных нагрузках разработаны теоретические основы определения зон разрушения массива горных пород, зависящие от диаметра взрывной полости скважины, плотности и скорости детонации применяемых промышленных ВВ, а также прочностных свойств горных пород.

2. Установлено различие в законах затухания скоростей и смещений в ближней и дальней зонах действия взрыва в исследуемых твердых средах. Показано, что границы изменения законов затухания скоростей и смещений определяются размерами зон дробления для разрушаемых сред.

3. Обоснованы параметры буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ. Рекомендуются вводить поправку в расчетные значения удельных расходов и параметры БВР, учитывающую относительную работоспособность применяемого ЭВВ по отношению к эталонному

4. Относительную работоспособность ЭВВ в разнопрочных горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности, позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов различного действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ.

5. Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, позволяющий эффективно использовать энергию взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов. Путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Апробация работы. Результаты исследований докладывались автором на VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития» (г. Навои, 14-16 мая 2013 г.), на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему: «Фан ва техника тараккиётида ёшлар» (г. Навои, 16 мая 2013 гг.), республиканской научно-практической конференции на тему: «Современные проблемы рационального недропользования» (г. Ташкент, 26 сентября 2013 г.) и региональной научно-практической конференции студентов и молодых ученых на тему: «XXI век – век интеллектуального поколения» (г. Навои, 13-14 июня 2014 г.).

Опубликованность результатов. Основные результаты работы изложены в 7 печатных работах, в том числе 3 статьях и 4 тезисах в ведущих изданиях Республики Узбекистан.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из аннотации, введения, четырех глав и заключения, изложенных на 124 страницах, включая 47 рисунков, 4 таблиц и 83 наименований использованной литературы.

Автор выражает глубокую благодарность и искреннюю признательность научному руководителю – начальнику горного бюро Центральной научно-исследовательской лаборатории Навоийского горно-металлургического комбината, доктору технических наук, профессору Норову Юнусу Джумаевичу и заведующему кафедрой «Горное дело» Навоийского государственного горного института, кандидату технических наук, доценту Тухташеву Алишеру Баходировичу за полезные консультации и поддержку на разных этапах выполненной работы.

1. АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Анализ выполненных исследований по управлению взрывным разрушением массива разнопрочных горных пород

Одной из важных задач взрывного дела является разработка высокоэффективных, экологически чистых, безопасных и ресурсосберегающих технологий взрывания массива горных пород на карьерах.

Большой вклад в развитие науки о взрывном разрушении горных пород внесли ученые В.Л. Барон, Ф.А. Баум, Г.П. Демидюк, М.Ф. Друкованный, Б.Н. Кутузов, В.Н. Мосинец, Б.П. Юматов, М. Кук и др. Ими проведены исследования, позволившие выяснить различные аспекты действия взрыва в твердой среде.

Вместе с тем, существуют нерешенные проблемы взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород с крепкими пропластками. Значительный вклад в развитие этого направления взрывного дела внесли ученые И.П. Бибик, Е.А. Котенко, О.Н. Мальгин, В.Н. Мосинец, Ю.Д. Норов, С.К. Рубцов, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов и др.

При взрывном разрушении массива разнопрочных горных пород основная часть энергии взрыва затрачивается на уплотнение мягких пород с образованием газовой полости и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепких пропластков. В результате исследования распространения взрывных волн в разнопрочных горных породах разработана математическая модель действия цилиндрического и сферического зарядов ВВ в массивах, состоящих из мягких пород и крепких пропластков, позволяющая установить зону уплотнения мягких пород, находящихся между крепкими пропластками.

Для описания процесса управления взрывным разрушением разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях с применением скважинных зарядов ВВ необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных особенностей взрываемого разнопрочного массива горных пород [1-8].

Основываясь на разработанной в работах [9-12] упругопластической модели деформации горных пород под действием взрывных нагрузок, механизм разрушения разнопрочных горных пород можно характеризовать технологической схемой, представленной на рис. 1.1. Избранная модель позволяет оценивать затраты энергии взрыва с учетом упруго-пластических свойств разнопрочного массива, обоснованно оценивать методы управления энергией взрыва не только с точки зрения упругости, учитывающей лишь условия распространения в среде взрывных волн, но и деформативных свойств горных пород, проявляющихся при нагрузке и разгрузке.

На основании теоретических и экспериментальных работ В.Н. Байкова, И.П. Бибика, Е.А. Котенко, Г.М. Ляхова, О.Н. Мальгина, В.Н. Мосинца, В.Н. Родионова, С.К. Рубцова, В.П. Смирнова, В.Н. Сытенкова, Б.П. Юматова и др. [9-21,37,38] исследовались закономерности управления взрывным разрушением разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях.

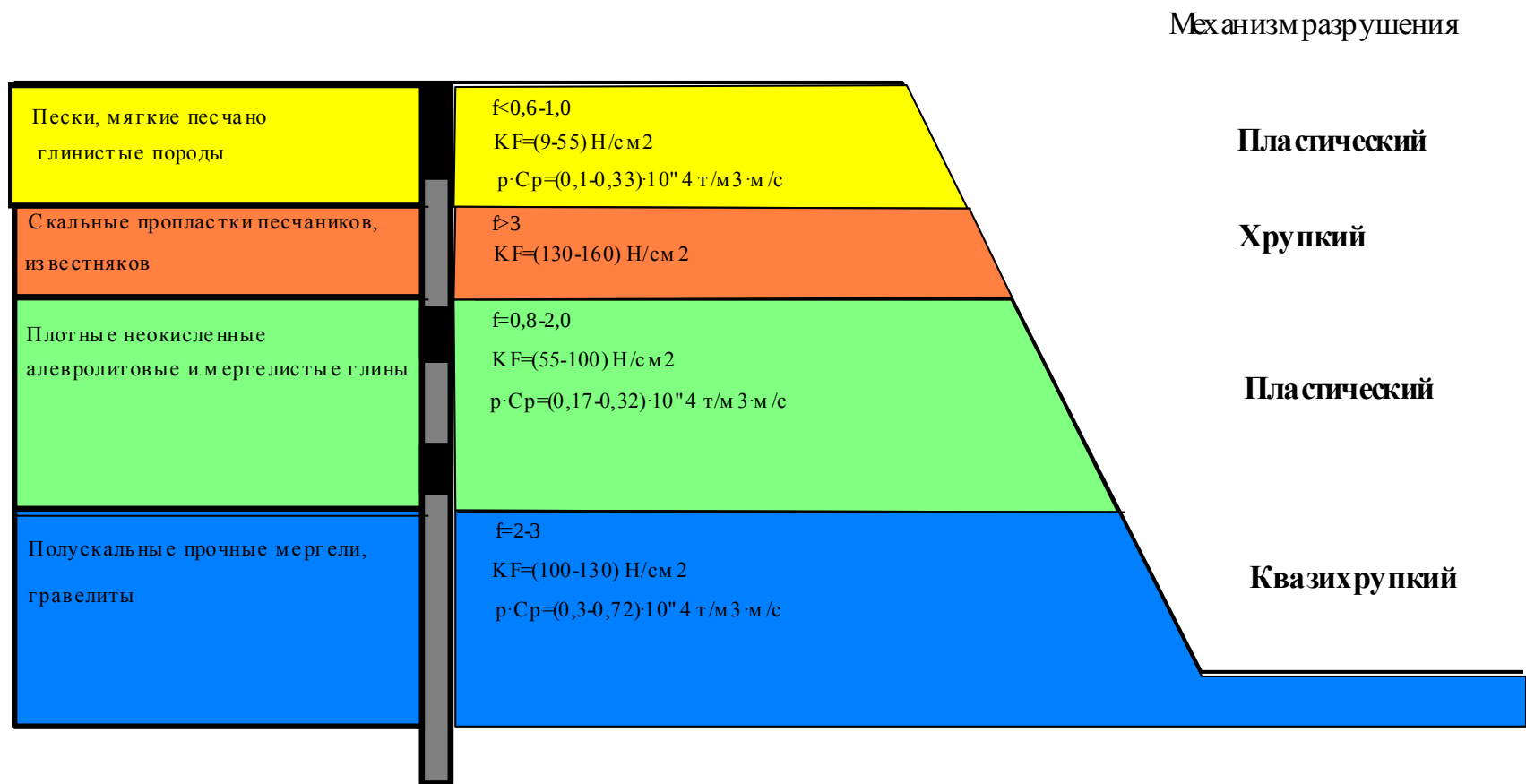


Рис. 1.1. Технологическая схема механизма разрушения разнопрочного горного массива

Авторами работ [9-13] установлено, что важной областью управления полем напряжений в процессе разрушения массива горных пород взрывом является метод управления процессом детонации и давлением продуктов взрыва в зарядной камере, основанный на применении метода инициирования скважинного заряда ВВ.

При взрывном разрушении разнопрочных горных пород со скальными пропластками перспективным является метод встречного инициирования скважинного заряда ВВ, позволяющий создать внутри скального прослоя высокую концентрацию поля напряжений при встрече детонационных волн. В результате выполненных исследований установлено [9], что в пропластке при встречном инициировании скважинного заряда ВВ по сравнению с односторонним, начальное давление в волне напряжений, возникающее на границе раздела «заряд ВВ – горная порода», на расстоянии от оси заряда ВВ до значения, равной $16 r_0$ (r_0 – радиус заряда ВВ), давление во фронте ударной волны в 2,39 раза выше (рис. 1.2).

График изменения отношений максимальных давлений в пропластке с расстоянием при встречном и одностороннем инициировании скважинного заряда ВВ приведен на рис. 1.3.

Исследованиями установлено [9-13], что эффективность разрушения разнопрочных горных пород с локализованными пропластками при встречном методе инициирования достигается за счет образования зоны максимальных напряжений, создаваемой встречей детонационных волн скважинных зарядов ВВ.

Избранная модель позволяет оценивать затраты энергии взрыва с учетом упруго-пластических свойств разнопрочного массива, обоснованно оценивать методы управления энергией взрыва не только с точки зрения упругости, учитывающей лишь условия распространения в среде взрывных волн, но и деформационных свойств горных пород, проявляющихся при нагрузке и разгрузке.

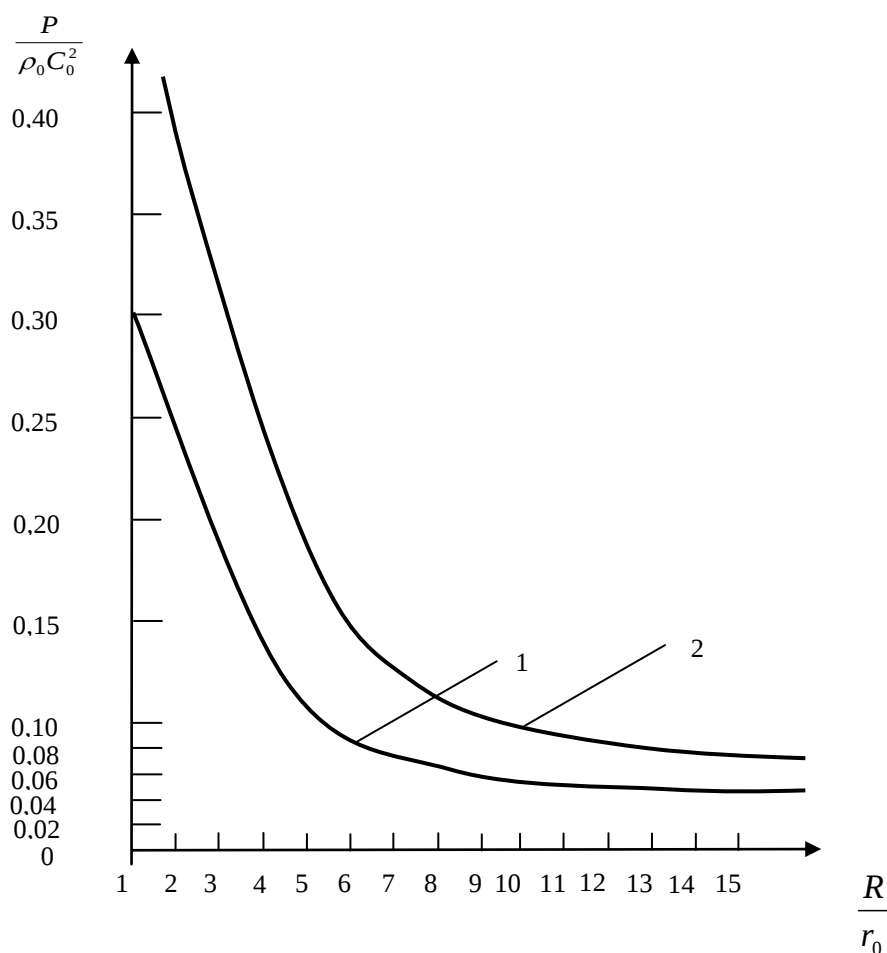


Рис. 1.2. Изменение давления во фронте ударной волны в пропластке с расстоянием при одностороннем (1) и двустороннем (2) инициировании скважинного заряда ВВ

Авторами работ [14-19] на основе комплексных исследований на объемных моделях из эквивалентных материалов и опытно-промышленных испытаний установлены физические особенности взрывного разрушения разнопрочного горного массива с крепкими пропластками с учетом следующих природных и технологических факторов:

- природные факторы: мощность пропластка (m); глубина его залегания (h) и крепость пород (f);
- технические факторы: высота уступа (H), диаметр заряда ВВ, параметры сетки скважин и удельный расход ВВ (q), место расположения

заряда ВВ относительно пропластка, плотность заряжения скважин.

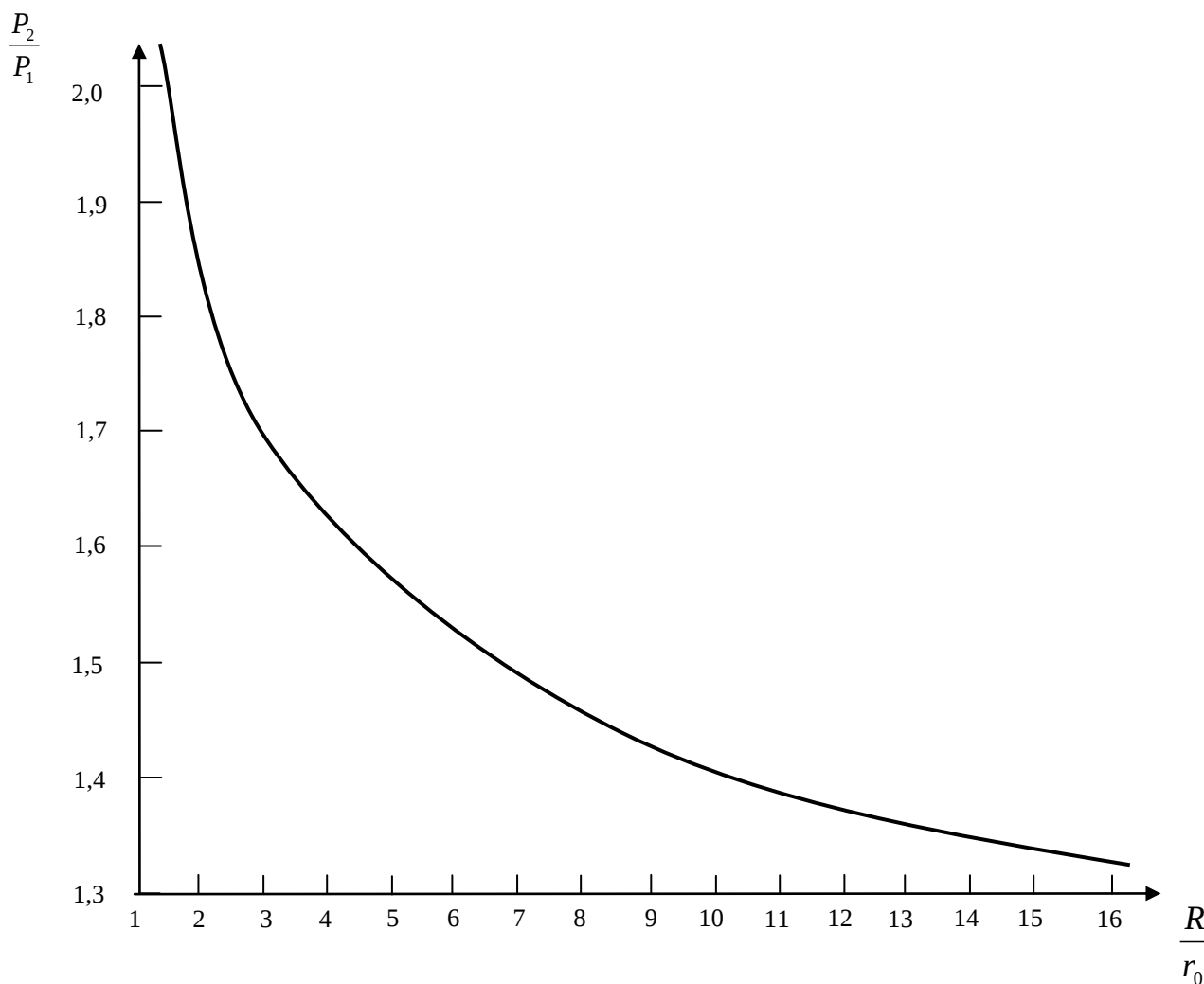


Рис. 1.3. График изменения отношения максимальных давлений с расстоянием при встречном (P_2) и одностороннем (P_1) инициировании скважинного заряда ВВ

Важнейшими природными факторами являются мощность пропластка и толщи налегающих пород. Исследования проводились на объемных цилиндрических песчано-алебастровых блоках диаметром 190 мм и высотой 20, 40 и 80 мм. Взрывание осуществлялось в песчаном слое переменной мощности, при котором выявлены закономерности изменения степени дробления пропластка в зависимости от их мощности и толщины. Длина заряда ВВ во всех экспериментах соответствовала высоте блока, что обеспечивало постоянство удельного расхода ВВ.

В качестве критериев, характеризующих дробление разнопрочного

массива, авторами [9, 14] был принят выход негабарита и показатель степени дробления горных пород - N_d , определяемый по уравнению:

$$N_d = \sum_{i=1}^n \lg \frac{D_0}{d_{1,...,n}} = K_1 \lg \frac{D_0}{d_1} + K_2 \lg \frac{D_0}{d_2} + ... K_n \lg \frac{D_0}{d_n}, \quad (1.1)$$

где $K_{1,...,n}$ - процентное соотношение отдельных фракций крупности кусков горных пород;

D_0 - максимальный линейный размер среды взрывания, во всех опытах диаметр модели-блока равен 190 см;

$d_{1,...,n}$ - средний линейный размер частиц определенного класса крупности, выделяемый при взрыве после анализа взорванной массы (средние размеры фракций в экспериментах составлял 9; 18; 30; 40 и 50 мм);

n - общее число классов крупности.

Исследованиями установлено, что с увеличением мощности пропластка выход негабарита уменьшается, а величина показателя степени дробления горных пород увеличивается. Полученная закономерность характеризуется зависимостями параболического типа, которые приведены на рис. 1.4.

Полученные зависимости также показывают, что с увеличением толщины пропластка сопровождается снижение удельного расхода ВВ.

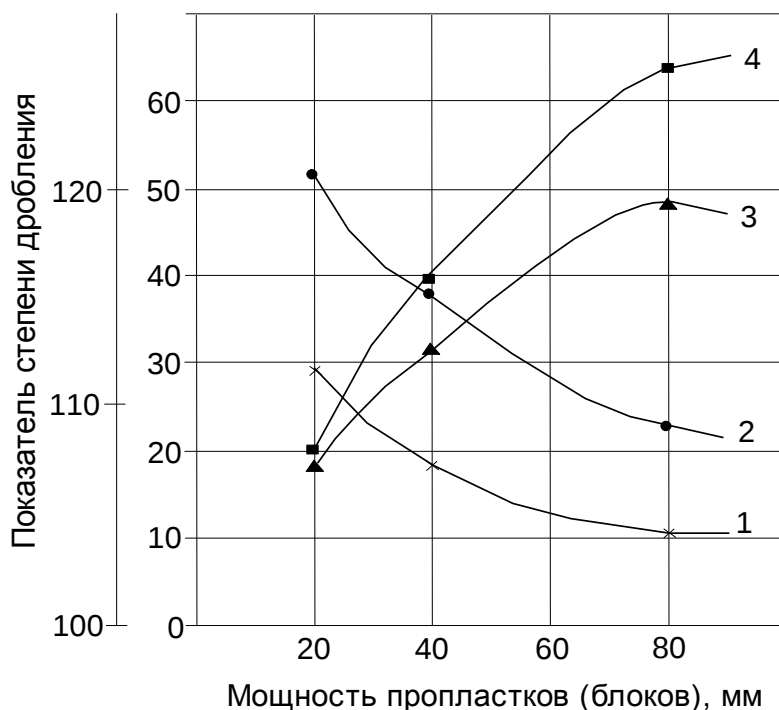
Исследованиями [14] установлено, что залегание крепких пропластков в массиве характеризуется мощностью настиляющих на них пород, создающих при взрыве условия зажима, которые определенным образом влияют на степень их дробления за счет использования эффективного режима взрывной нагрузки.

Полученные исследования на объемных моделях, нагружаемых песчаным слоем различной толщины, показали, что при постоянном удельном расходе ВВ интенсивность дробления пропластков возрастает с увеличением мощности настиляющих горных пород (рис. 1.5).

Полученные закономерности на объемных моделях, нагружаемых

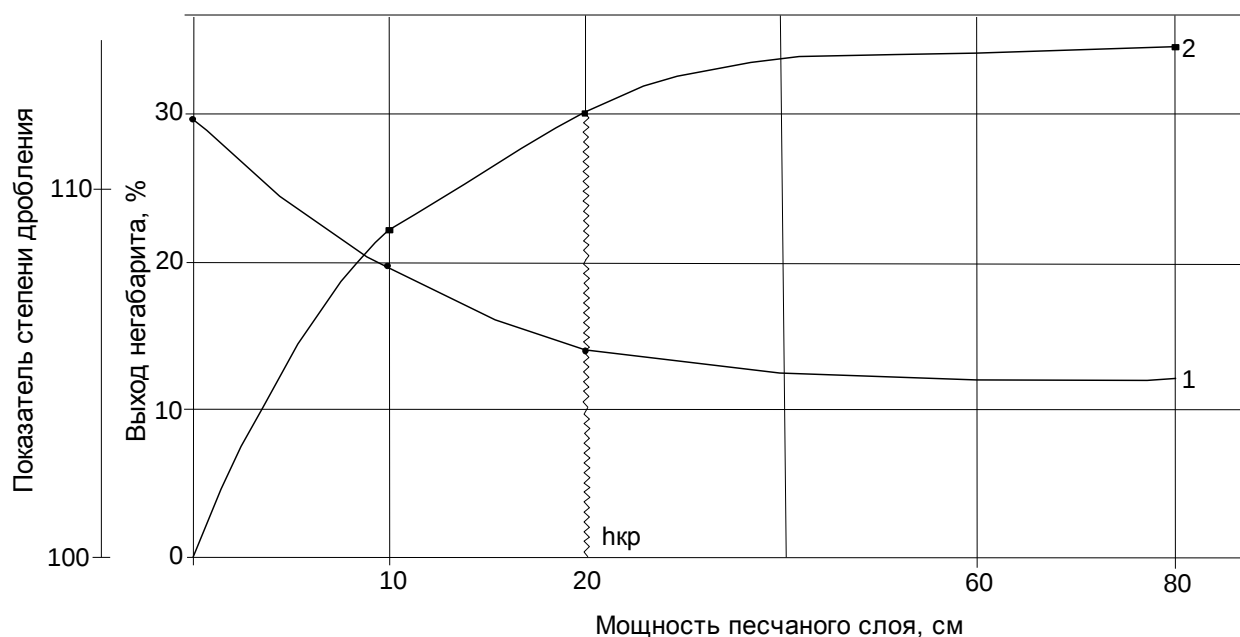
песчаным слоем в маломощных пропластках показывают, что уменьшение длины заряда ведет к снижению дробления массива за счет интенсивного затухания волн напряжений, создаваемой взрывами удлиненных скважинных зарядов ВВ.

Исследованиями установлено, что в мощных пропластках при постоянном удельном расходе ВВ увеличение длины заряда ведет к интенсивности возрастания дробления пропластка за счет увеличения длительности волн напряжений массива, создаваемой взрывами удлиненных скважинных зарядов ВВ.



1,2 – выход негабарита при прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ соответственно 15 и 33,6 кг/см²; 3, 4 – показатель степени дробления блока при прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ соответственно 15 и 33,6 кг/см²

Рис. 1.4. Влияние мощности пропластка на выход негабарита и показатель степени дробления горных пород



1 - выход негабарита

2 - показатель степени мощности и дробления

Рис. 1.5. Закономерность изменения мощности настилающего песчаного слоя в зависимости от выхода негабарита и показателя степени дробления пропластка

Полученные зависимости показывают, что мощность настилающих пропластков имеет предельное значение, свыше которой увеличение их мощности на интенсивность дробления массива горных пород не влияет.

Авторами работ [22-24] проведены полигонные испытания по изучению физического состояния разнопрочного массива горных пород типа песок-пропласток путем предварительного их увлажнения для эффективного использования энергии взрыва скважинных зарядов ВВ. Для этой цели на моделях проводились серии лабораторных экспериментов с предварительным увлажнением путем гидростатического замачивания толщи песков, в которой размещались песчано-алебастровые блоки.

Анализ полученных результатов показал, что при взрывании моделей в песке массовой влажностью 20% выход некондиционных фракций +30 мм при $\sigma_{сж} = 15 \text{ кг/см}^2$ для блоков $m=20 \text{ мм}$ снижается в 2,5

раза, а для блоков $m=80$ мм - в 3,2 раза.

Полученные результаты исследований опробированы на карьерах месторождения Учкудук опытно-промышленными испытаниями по предварительному увлажнению вмещающих пород по гидростатическому замачиванию. Для этого по кровле уступа на расстоянии 12-15 м один от другого был создан ряд неглубоких канав, в которые от магистральной водопроводной сети карьера наливалась вода.

Под гидростатическим давлением вода постепенно впитывается в песок, меняя его влажность и акустические свойства. При этом установлено, что меняется не только акустическая жесткость вмещающих пород, но и прочность отдельных твердых включений. Полученные данные показывают, что на 8-12 сутки прочность на сжатие по испытаниям кернов была снижена до 2-х раз, а прочность на растяжение - в среднем в 1,5 раза.

В результате экспериментальных исследований установлено, что при естественной массовой влажности 5-6% акустическая жесткость вмещающих песков составляла $0,6 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с, а твердых карбонатных пропластков – $7 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с. Результаты опытно-промышленных взрывов без увлажнения и с предварительным увлажнением вмещающих пород представлены в табл. 1.1.

Полученные данные показывают, что при существенном различии в сжимаемости разнопрочных горных пород начальное давление взрыва заряда ВВ в песке составляло $1 \cdot 10^4$ кгс/см², а в твердом включении – $5 \cdot 10^4$ кгс/см². По этой причине на границе раздела двух сред наблюдалось отражение и преломление волн напряжений взрыва скважинных зарядов ВВ, снижающие их полезное использование. Вследствие чего под пропластком и над ним образовалась воронка, а сам пропласток почти не дробился.

Полученные данные также показывают, что в способе искусственного увлажнения разнопрочных горных пород акустическая жесткость песков повышается до $2,7 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с, а выход негабаритной

фракции +300 мм снижается на 25-35% по сравнению со взрывом в песках с естественной влажностью.

Таблица 1.1

Результаты опытно-промышленных взрывов без увлажнения и с предварительным увлажнением вмещающих пород

Показатель	I блок		II блок	
	При естественной влажности	При искусственной влажности	При естественной влажности	При искусственной влажности
Влажность пород, %	5-6	15-20	5-6	15-20
Параметры вмещающих пород (песков)				
плотность пород, кг/м ³	1600	1800	1600	1850
скорость звука, м/с	380	1500	380	1540
акустическая жесткость, кг/м ³ ·м/с	$0,6 \cdot 10^6$	$2,7 \cdot 10^6$	$0,6 \cdot 10^6$	$2,8 \cdot 10^6$
модуль объемного сжатия, кгс/см ²	$0,15 \cdot 10^6$	$3 \cdot 10^6$	$0,15 \cdot 10^6$	$3 \cdot 10^6$
сопротивление сжатию, кгс/см ²	3,2	2,4	3,2	2,4
Параметры твердых включений				
плотность пород, кг/м ³	2100	2100	2100	2100
скорость звука, м/с	3300	3400	3300	3500
акустическая жесткость, кг/м ³ ·м/с	$7 \cdot 10^6$	$7,1 \cdot 10^6$	$7 \cdot 10^6$	$7,4 \cdot 10^6$
модуль объемного сжатия, кгс/см ²	$1,5 \cdot 10^5$	$1,6 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,8 \cdot 10^5$
сопротивление сжатию, кгс/см ²	300	160	300	160
мощность твердых включений, м	2,1	2,1	1,2	1,2
Параметры взрывания				
высота уступа, м	6,5	6,5	6,3	6,3
диаметр скважин, мм	230	230	230	230
расстояние между скважинами в ряду, м	7,0	7,0	8,0	8,0
расстояние между рядами, м	7,0	7,0	8,0	8,0
удельный расход ВВ, кг/м ³	0,94	0,94	1,67	1,67
выход негабарита +300 мм, %	16,3	11,6	8,2	5,3
выход негабарита +1000 мм, %	10,7	6,3	2,5	0,0

Полученные результаты исследований [25] показывают, что разрыхленные породы, окружающие пропласток, создают условия его всестороннего зажима, благодаря чему перераспределение части кинетической энергии взрыва затрачивается на дробление и перемещение пропластка.

1.2. Анализ способов и определение эффективных параметров взрывных работ массива разнопрочных горных пород взрывами промышленных зарядов ВВ на пластовых сложноструктурных месторождениях

Известен способ [20] взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, пласты которых находятся в зоне колонкового скважинного заряда ВВ, схема которого приведена на рис. 1.6.

При данном способе вертикальные скважины бурятся до глубины, равной глубине залегания пропластков. При наличии в уступе одного пропластка длина скважины устанавливается по формуле:

$$L_{\text{скв}} = h + (m + 1) \cdot h_{\text{пер}}, \text{ м.} \quad (1.2)$$

При многоярусном залегании пропластков:

$$L_{\text{скв}} = h_{\text{н}} + (m_{\text{н}} + 1) \cdot h_{\text{пер}}, \text{ м,} \quad (1.3)$$

где $h_{\text{н}}$ – глубина залегания нижнего пропластка, м;

$m_{\text{н}}$ – мощность нижнего пропластка, м;

$h_{\text{пер}}$ – величина перебура скважин, принятая равной 1 м.

Масса скважинного заряда ВВ при наличии в массиве одного пропластка рассчитывается по формуле:

$$Q = \frac{\pi d_{\text{с}}^2}{4} \cdot \rho_{\text{вв}} (m + 2), \text{ кг,} \quad (1.4)$$

$d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м;

$\rho_{\text{вв}}$ – плотность скважинного заряда ВВ, т/м³;

m – мощность пропластка, м.

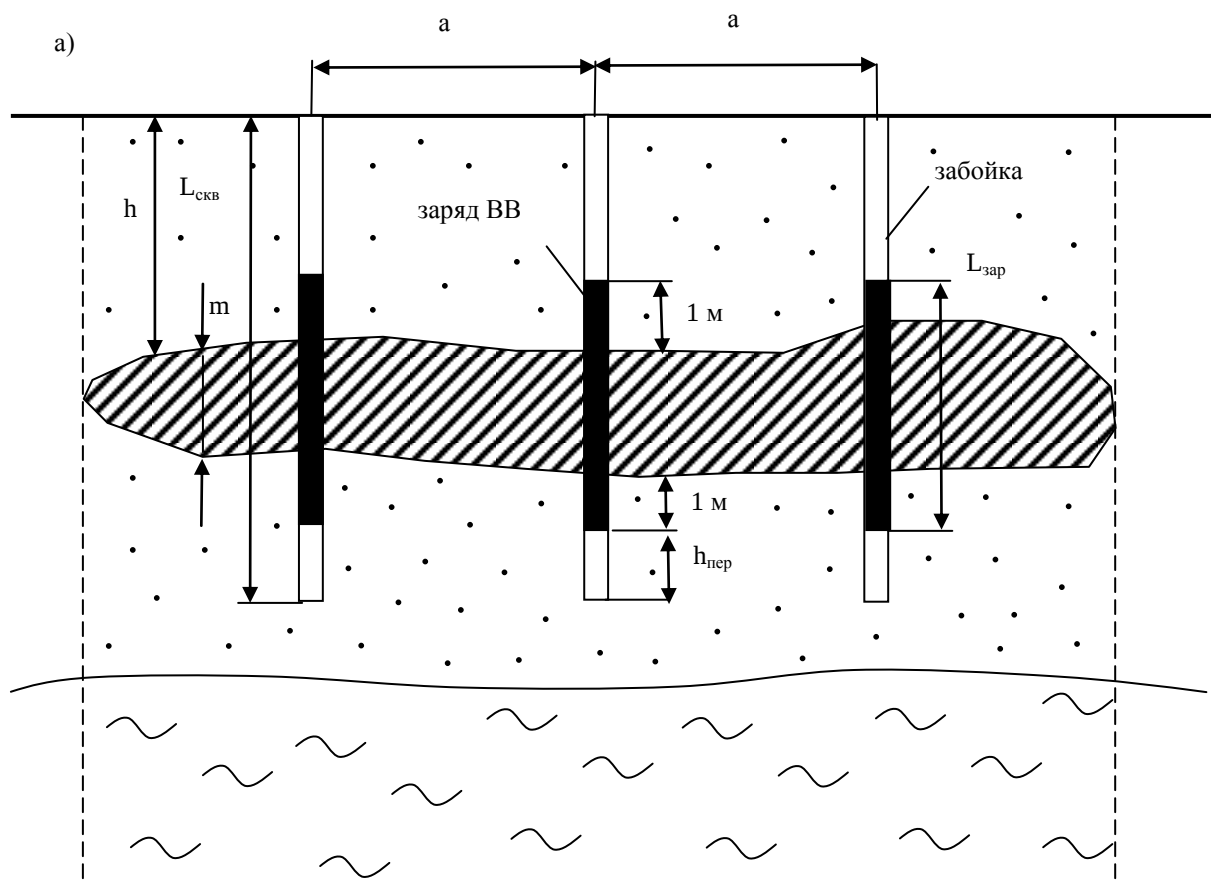
При многоярусном залегании пропластка в массиве:

$$Q = 0,25 \pi d_{\text{с}}^2 \rho_{\text{вв}} (L_{\text{скв}} - h_{\text{в}}), \text{ кг.} \quad (1.5)$$

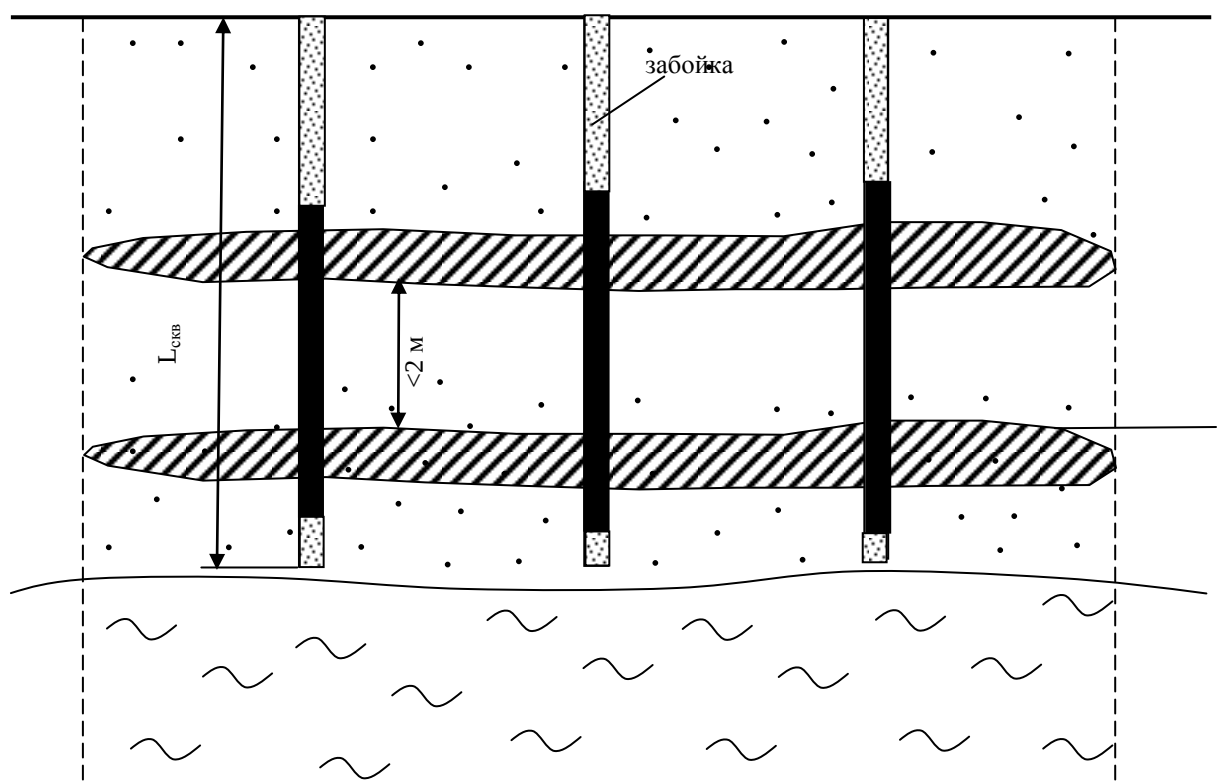
Удельный расход ВВ во всех случаях определяется по формуле:

$$q = Q / a^2 (L_{\text{скв}} - h_{\text{пер}}), \text{ кг/м}^3, \quad (1.6)$$

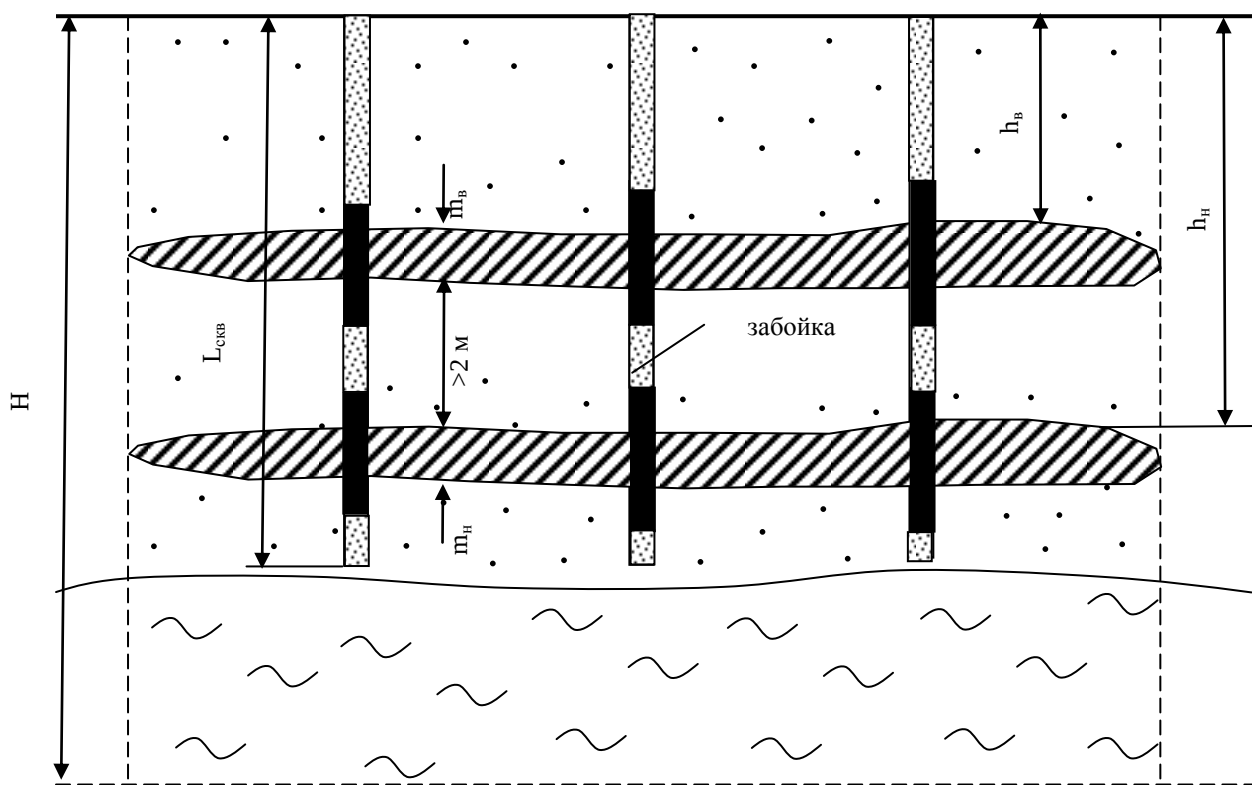
где a – расстояние между скважинами, м.



б)



в)



- а - при наличии в уступе одного пропластка;
- б - при многоярусном залегании пропластков;
- в - при многоярусном залегании пропластков с рассредоточением зарядов

Рис. 1.6. Схема расположения взрывчатых веществ в скважинах при одноярусном и многоярусном расположении пропластков

Впервые авторами работ [26] для более равномерного размещения ВВ в массиве были применены вспомогательные скважины, предназначенные для равномерного дробления горных пород в верхней части уступа.

Вспомогательные скважины обычно имеют меньший диаметр, вдвое меньшую глубину и размещаются в местах пересечения диагоналей, соединяющих основные скважины. Величину заряда вспомогательных скважин применяют близкой к предельному значению. Вспомогательные

скважинные заряды, располагаемые в верхней части массива, улучшают степень дробления без увеличения числа основных скважин и возрастания удельного расхода ВВ по всему блоку. Таким образом достигается необходимое дробление трудновзрываемых горных пород без увеличения удельного расхода ВВ.

Опытно-промышленные взрывы с укороченными вспомогательными скважинами были проведены на Кременчугских гранитных карьерах нерудных полезных ископаемых комбинатом строительных материалов, схема которого приведена на рис. 1.7. Взрываемый массив разбит системой трещин на естественные отдельности, относящиеся к негабариту по своим размерам. Породы представлены среднезернистыми, трещиноватыми и обводненными гранитами с коэффициентом крепости $f=12\div14$. Блок разделен на контрольный (на котором взрывали по применяемой ранее схеме) и экспериментальный участки.

Анализ технических показателей для одного разрабатываемого горизонта позволяет сделать вывод о том, что увеличение параметров сетки скважин на 10-13% не приводит к пропорциональному увеличению выхода негабарита. Следовательно, сетку скважин можно увеличить при соблюдении рациональной конструкции заряда и условий взрывания. Поэтому основные скважины диаметром 214 мм бурили по сетке 6 x 6 м на глубину 16 м. Вспомогательные укороченные скважины диаметром 214 мм и глубиной 6 м были пробурены в местах пересечения диагоналей, соединяющих основные скважины.

Нижние обводненные участки скважин были заряжены гранулированным тротилом, верхние сухие — аммонитом № 6ЖВ.

Заряды вспомогательных скважин взрывали с замедлением 10 - 20 мс по отношению к зарядам предыдущего ряда с тем, чтобы не уменьшить величину л.н.с. в верхней части уступа для основных зарядов следующего ряда.

бурение ряда скважин с обратным углом наклона по отношению к плоскости уступа до границы нижней бровки, зарядание скважин ВВ, забойку и взрывание с миллисекундным замедлением.

Известен также способ [28] включающий бурение вертикальных скважин – 1 с расположением их в несколько рядов, бурение последующего ряда скважин – 2 с обратным углом наклона по отношению к плоскости – 3 откоса вновь образуемого уступа до границы нижней его бровки – 4, зарядание скважин ВВ, забойку, взрывание с миллисекундным замедлением, погрузку и транспортировку взорванной горной массы (рис. 1.8). С целью обеспечения качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом, по контуру выполаживаемой части уступа бурят экранирующий ряд наклонных скважин - 5 на глубину не более половины высоты уступа, а между этим рядом скважин и предпоследним бурят вспомогательный ряд скважин - 6 на глубину, соответствующую дну экранирующих скважин - 5, причем после зарядания и забойки экранирующий, вспомогательный, предпоследний и последующий ряды скважин взрывают с замедлением по отношению друг к другу.

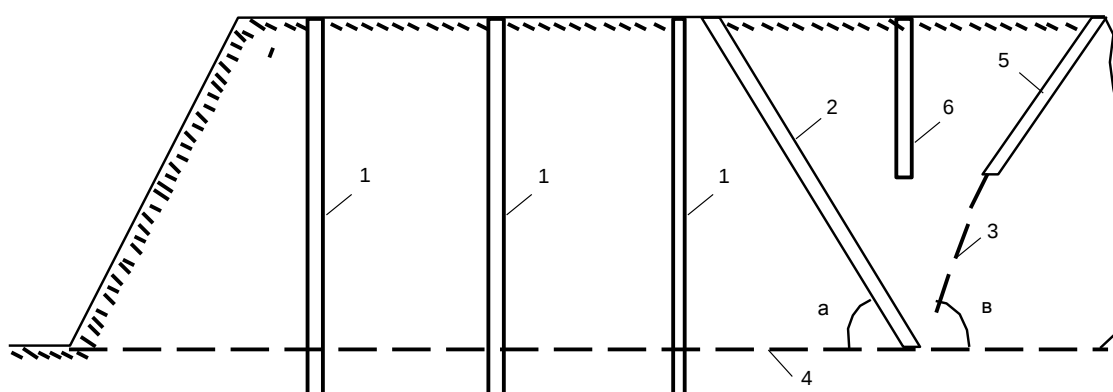


Рис. 1.8. Способ отбойки горных пород на карьерах сложноструктурных месторождений

Главным недостатком вышеперечисленных способов отработки уступов на карьерах является то, что они не обеспечивают качественного

дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

Известен способ [21] взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, пласты которых находятся в зоне забойки скважинных зарядов ВВ, схема которого приведена на рис. 1.9. При данном способе основные параметры вертикальных скважинных зарядов ВВ выполняют по паспорту буровзрывных работ карьера. В процессе бурения основных вертикальных скважин определяют толщину пропластка. Дополнительные укороченные скважины бурят до соприкосновения с пропластком. Массу дополнительного укороченного скважинного заряда ВВ устанавливают по формуле:

$$Q=(0,81\div2,25)\cdot q\cdot h_m^3, \quad (1.7)$$

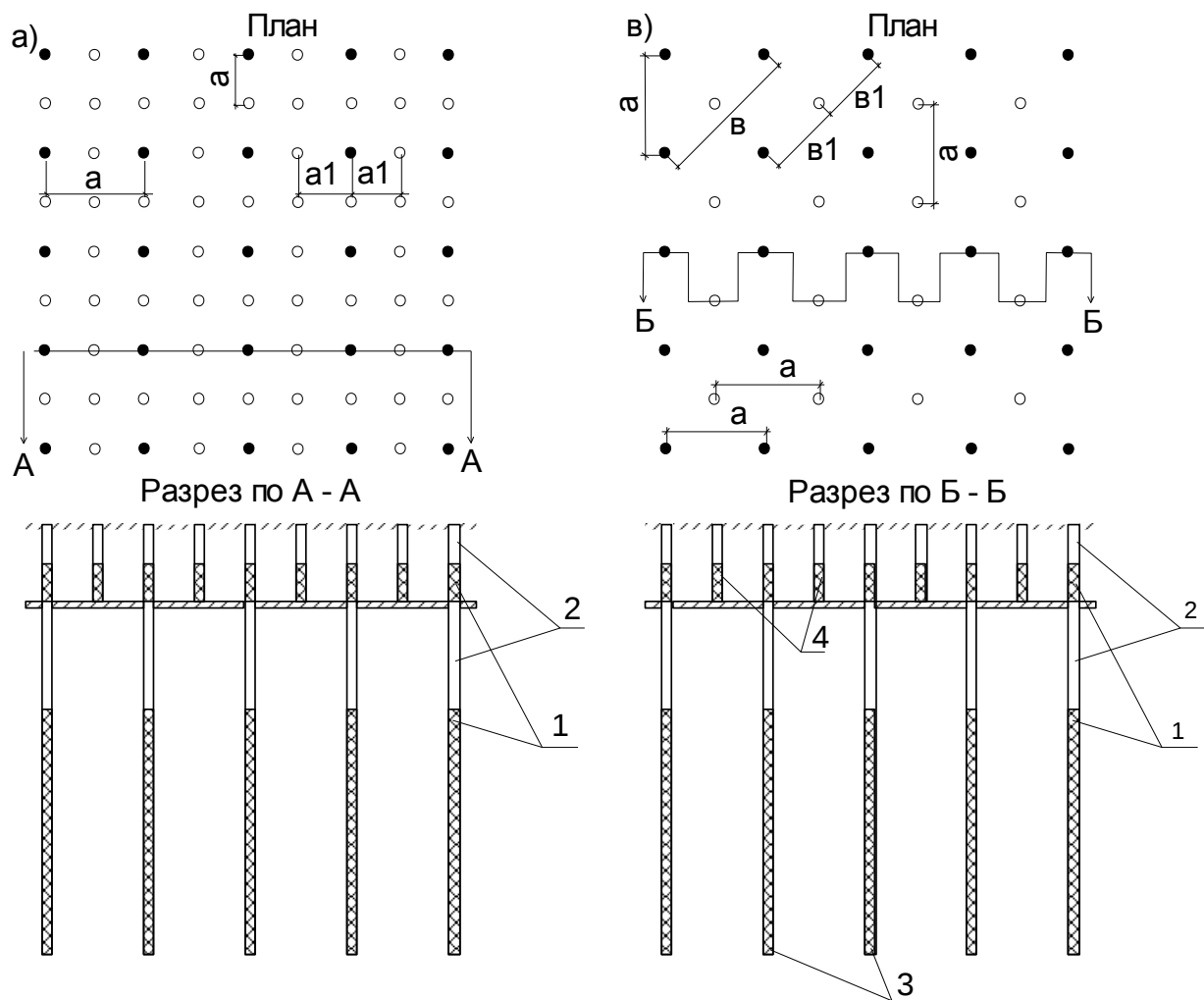
где q – удельный расход ВВ, принят $0,5\div0,6$ кг/м³;

h_m – толщина пропластка, м.

Известен также способ [29] взрывного разрушения разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях с использованием встречного инициирования скважинных зарядов ВВ.

Встречное инициирование осуществляется за счет установления патронов-боевиков в нижней и верхней частях торцов зарядов ВВ, позволяющей создать внутри скального прослоя высокую концентрацию напряжений при встрече детонационных волн.

При разрушении разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях наиболее эффективно применение конструкции комбинированных скважинных зарядов ВВ. При этом высокоскоростное детонационное промышленное ВВ размещается непосредственно в самом пропластке, а низкоскоростное – над и под пластом.



- а) при квадратной сетке дополнительных скважин
 б) при шахматной сетке дополнительных скважин
 1 – основные и вспомогательные заряды ВВ
 2 – забойка и породные промежутки
 3 – основные скважины
 4 – дополнительные скважины и заряды
 а – расстояние между основными скважинами
 а₁ – расстояние между основными и дополнительными скважинами
 в – расстояние между основными скважинами по диагонали
 в₁ – расстояние между основными и дополнительными скважинами по диагонали

Рис. 1.9. Схема многорядного короткозамедленного взрывания блока с одновременным дроблением пропластка гравелитов мощностью от 1,5÷1,8 до 4÷5 м (без покрывающих пород)

В связи с этим для достижения качественного дробления крепких включений разработан способ [29] разрушения разнопрочных горных

пород, при котором в зоне пропластка располагается наиболее мощное промышленное ВВ, состоящее из комбинированного скважинного заряда. Это дает возможность в пределах требуемого радиуса разрушения получить более высокую объемную энергию по пропластку, чем во вмещающих мягких породах.

Реализация предложенного способа представлена на рис. 1.10.

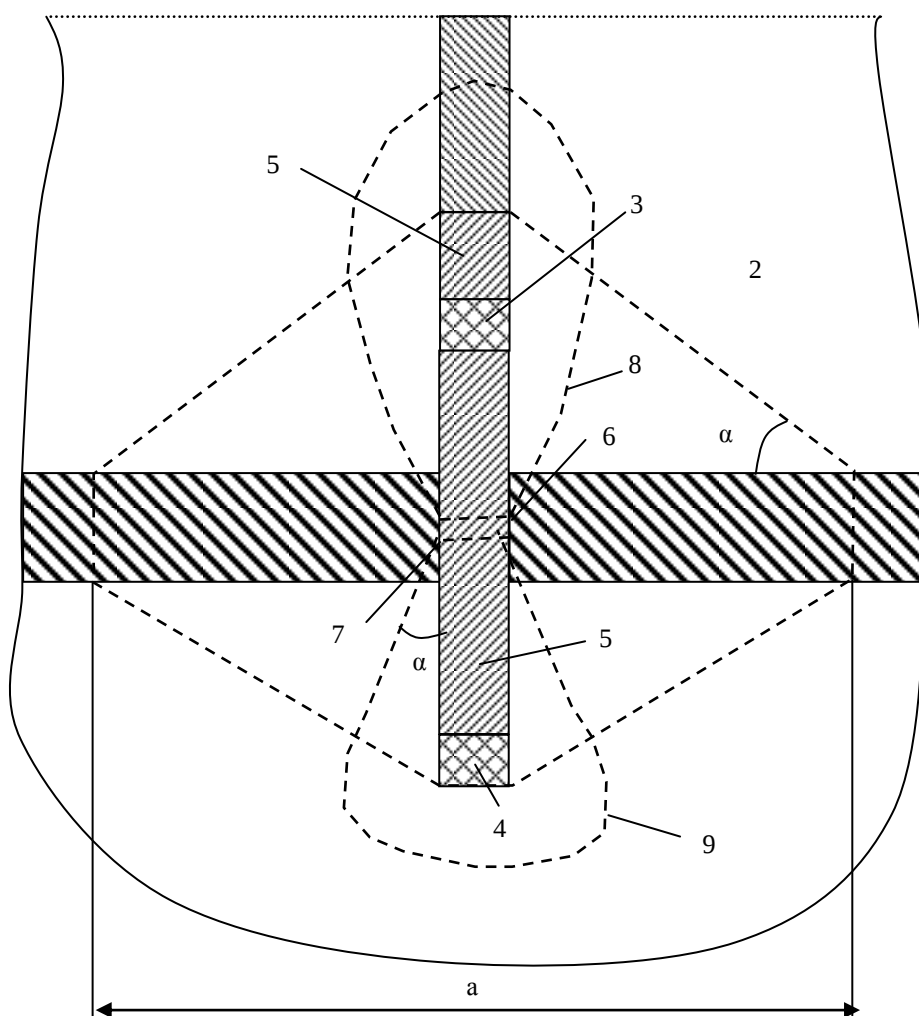


Рис. 1.10. Способ разрушения разнопрочных горных пород с крепкими пропластками комбинированным скважинным зарядом

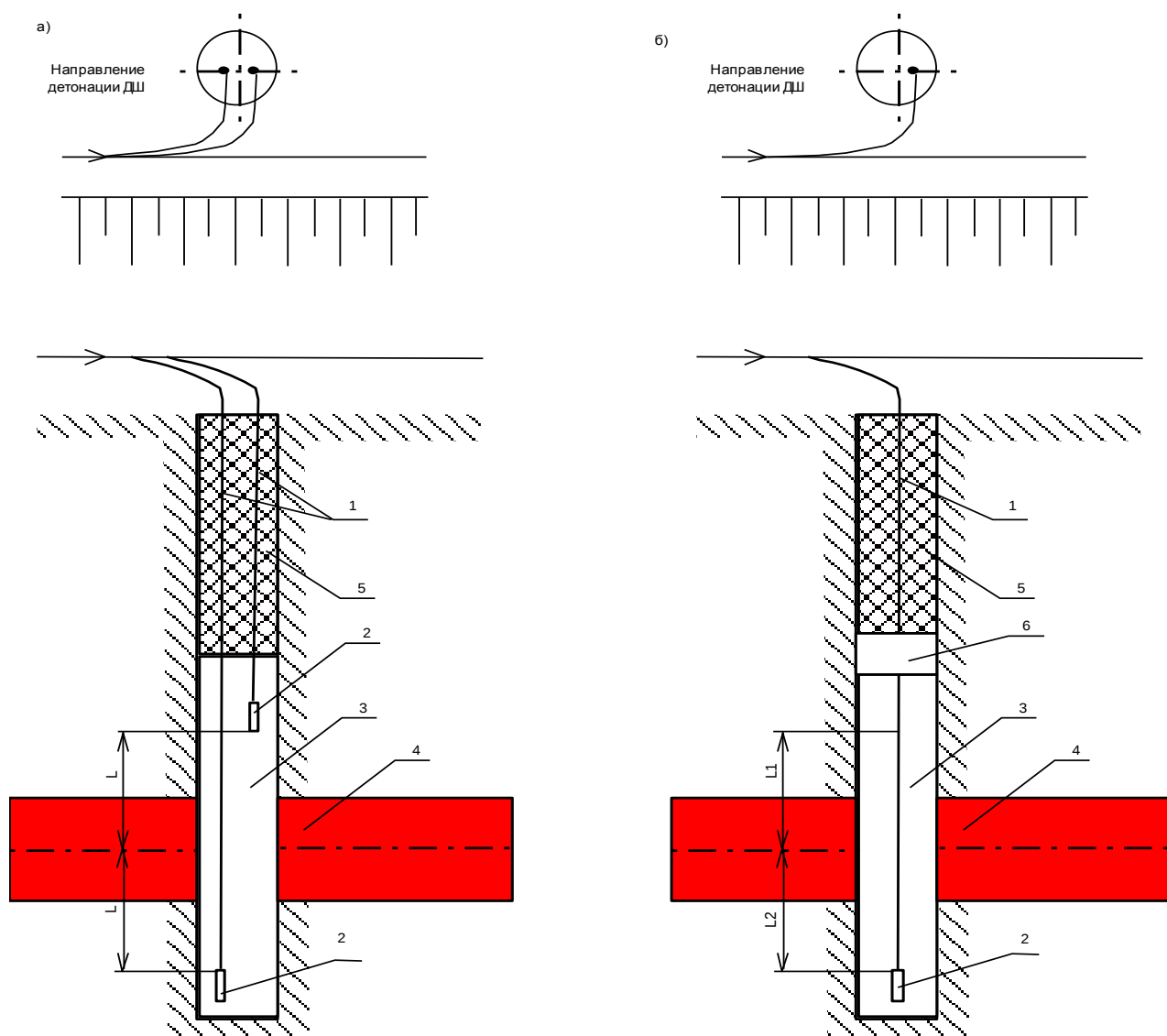
При обурировании взрываемого блока определяют расположение и мощность пропластка 1. В зависимости от мощности и местонахождения пропластка 1 в окружающей среде 2 выбирают расстояние между

боевиками 3 и 4. Комбинированный заряд 5 располагают в скважине следующим образом: под пропластком и над ним размещают ВВ с минимальной скоростью детонации (например, игданит), а более мощное ВВ с большей скоростью детонации – в самом пропластке. Боевики в скважинном заряде располагают симметрично относительно пропластка на расстоянии 3-7 мощностей и инициируют одновременно. При одновременном инициировании боевиков образуются детонационные волны 6 и 7,двигающиеся по заряду навстречу друг другу.

В начальной стадии поверхности волн напряжений в массиве 8 и 9, вызванные детонацией верхней и нижней частей заряда, представляют самостоятельные усеченные конические поверхности. В момент перехода детонационной волны в более мощное ВВ в самом пропластке происходит его детонация и запираение газообразными продуктами взрыва от частей заряда, не расположенных в самом пропластке.

При встрече детонационных волн на середине пропластка образуется зона отражения (отраженная волна), давление в которой в 2,4 раза выше, чем в подошедших волнах. В результате запираения продуктов взрыва в более мощной части заряда задерживается их выброс из района пропластка, что обуславливает увеличение времени действия взрыва на пропласток. Эти обстоятельства вызывают усиленную волну напряжения в самом пропластке и, как следствие, увеличивают радиус разрушения пропластка. Применительно к скважинным зарядам расстояние между боевиками соответствует 3-7 толщинам пропластка в зависимости от его мощности.

Способ встречного инициирования скважинного заряда ВВ прошел опытно-промышленную проверку на карьерах месторождения Учкудук. Он испытывался в двух вариантах, представленных на рис. 1.11: с симметричным и ассиметричным расположением боевиков относительно пропластка.



1 – маломощный детонирующий шнур ДШЭ-2

2 – тротиловая шашка Т-400

3 – заряд ВВ

4 – пропласток

5 – забойка

6 – аммонит 6ЖВ;

L_1 – расстояние от верхнего боевика до середины пропластка

L_2 – расстояние от нижнего боевика до середины пропластка

Рис. 1.11. Схема расположения боевиков при одновременном (а) и разновременном (б) инициировании скважинного заряда

Во всех опытно-промышленных взрывах встреча детонационных волн обеспечивалась на середине пропластка. Основной заряд ВВ инициировался только от боевиков. В качестве средства передачи детонации от магистрали детонирующего шнура (ДШ) к боевикам в

первом варианте, схема которого приведена на рис. 1.11, а выбран специальный маломощный ДШ марки ВМ-3, не инициирующий ВВ боковой поверхностью. Запаздывание фронта детонации от нижнего боевика относительно верхнего при их одновременном инициировании компенсировалось петлей ДШ, создаваемой на поверхности уступа. Длина петли равнялась расстоянию между боевиками, который симметрично расположен относительно пропластка и выбирается 3-5 его толщинам.

Во втором варианте, схема которого приведена на рис. 1.11, б передача детонации от магистрали к боевикам осуществлялась одной нитью ДШ, помещенного в полихлорвиниловую трубку и пропущенного по всей длине скважины.

В этом варианте боевики располагались на различных расстояниях от пропластка. Верхний боевик из аммонита 6ЖВ инициировался промежуточным детонатором от тонкого ДШ. Исходя из условия одновременности прихода детонационных волн к пропластку, боевики располагали на расстоянии от пропластка, рассчитанных по формуле:

$$L_2 = L_1 \frac{D_{ДШ} - D_{ВВ}}{D_{ДШ} + D_{ВВ}}, \quad (1.8)$$

где L_1, L_2 – соответственно расстояние от верхнего и нижнего боевиков до середины пропластка, м;

$D_{ДШ}, D_{ВВ}$ – скорость детонации ДШ и ВВ, м/с.

Главным недостатком способа встречного инициирования скважинного заряда ВВ является сложность технологии зарядки в тонких скальных пропластках, так как для обеспечения встречи детонационных волн требуется более точное размещение двух боевиков по высоте скважины.

Как показали исследования [30] для улучшения динамики процесса разрушения и увеличения эффективности действия взрыва необходимо обеспечить многократное воздействие источника на среду за счет изменения внутренней газодинамики в скважине. Этого можно достичь

также использованием многоточечного инициирования удлиненного скважинного заряда ВВ.

Известен способ [31] отбойки горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ на карьерах сложноструктурных месторождений, включающий бурение вертикальных скважин, опускание в скважину промежуточных детонаторов с ДШ, состоящие из 3 и более тротиловых шашек марки Т-400 для обеспечения многоточечного инициирования скважинного заряда ВВ. Далее следует зарядание скважин, забойка и взрывание, схема которых приведена на рис. 1.12.

Вышеназванный способ прошел опытно-экспериментальную проверку на карьерах месторождения Учкудук. В результате опытно-промышленных взрывов [20] установлено, что с увеличением мощности пропластка для более лучшего его дробления целесообразно увеличение числа точек инициирования до 3-4. В этом случае давление на фронте волны напряжения увеличивается на 20-30%, а импульс взрыва на 20-40%. Установлено, что для пропластков с определенной мощностью можно рекомендовать следующие схемы инициирования: $m \leq 0,5$ м – одностороннее; $0,5 \text{ м} < m \leq 1,5 \text{ м}$ – двукратное; $1,5 \text{ м} < m \leq 2,5 \text{ м}$ – трехкратное; $m > 2,5 \text{ м}$ – четырехкратное.

Инициирование скважинного заряда ВВ в 3 и 4 точках рекомендуется обеспечивать за счет использования маломощного ДШ марки ДШЭ-2 с тротиловой шашкой Т-400 в качестве нижнего боевика и размещения в заряде ВВ промежуточных боевиков из насыпного или патронированного аммонита 6ЖВ.

Исследованиями также установлено, что в общем количестве заряжаемых на каждом блоке скважин с двукратным инициированием составляет в среднем - 9,4%, с трехкратным – 2,5%, с четырехкратным – 2,1%.

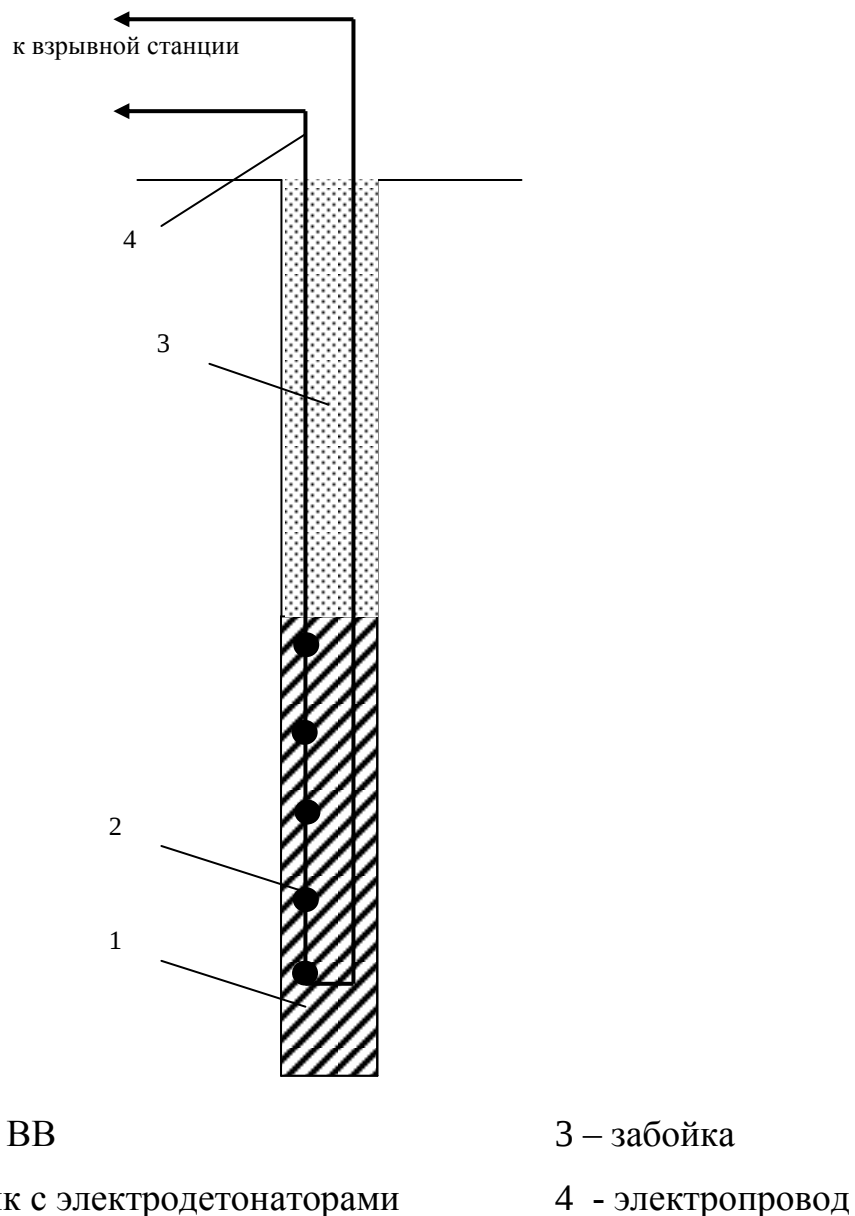


Рис. 1.12. Схема расположения боевиков в заряде и их взрывание при многоточечном инициировании

Главным недостатком предложенного способа отбойки горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ с многоточечным инициированием на карьерах сложноструктурных месторождений является сложность размещения в конструкции скважинных зарядов ВВ промежуточных детонаторов, состоящих из 3-х и более тротильных шашек.

Анализ литературных данных [22-24] по исследованию рыхления разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных

месторождениях показывают, что качество и себестоимость их дробления зависят от эффективных параметров буровзрывных работ, результаты которых приведены на рис. 1.13.

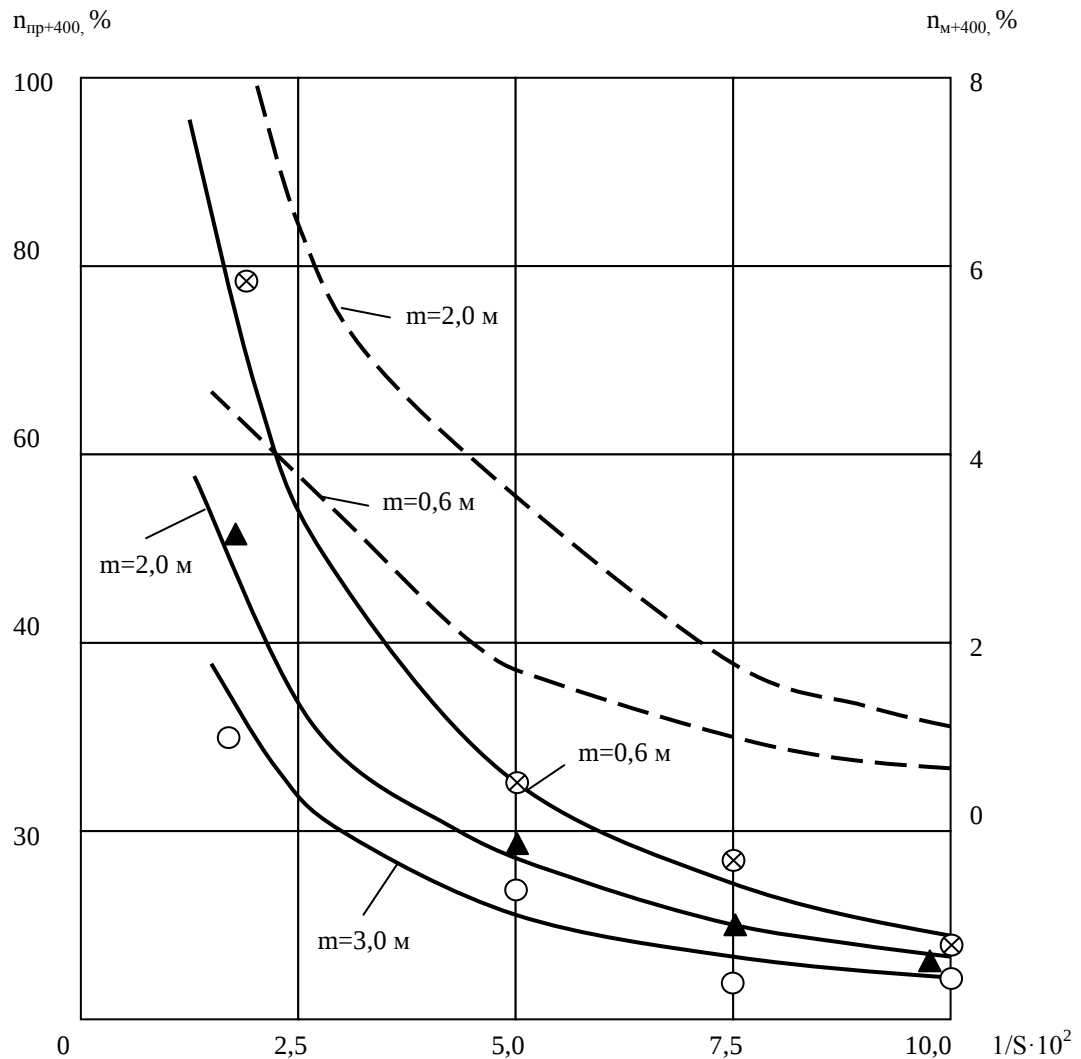


Рис. 1.13. Зависимости изменения выхода негабарита из пропластка n_{pr+400} (—) и по массиву n_{M+400} (- -) от параметров S расположения сетки скважин

В результате статистической обработки данных авторами [22] получены следующие эмпирические зависимости изменения выхода негабаритной фракции пропластков в зависимости от параметров расположения сетки в диапазоне 16-40 м²:

$$n_{pr+}(S) = C \cdot S \cdot 5 \cdot e^{-0,01S}, \quad (1.9)$$

$$n_{\text{пр+}}(S) = 4,7 \cdot S - 18, \quad (1.10)$$

где C - коэффициент, учитывающий мощность пропластка и глубину его залегания;

S – параметр сетки скважин, м^2 .

Исследованиями установлено, что существенных изменений качества дробления пропластка в зависимости от длины заряда за счет расположения части заряда ВВ над и под пропластками по сравнению с результатами взрывания зарядами ВВ, длина которых соответствовала мощности пропластка.

В результате опытно-промышленных взрывов, проведенных авторами работ [14,17,19] определены зависимости изменения массы скважинного заряда ВВ от мощности разрушаемого пропластка, диаметра и плотности скважинного заряда ВВ, которая может быть выражена в виде:

$$Q = \frac{\pi d_c^2}{4} \cdot \rho_{\text{вв}} (m + 2), \quad (1.11)$$

где d_c - диаметр скважинного заряда ВВ, мм;

$\rho_{\text{вв}}$ - плотность заряжения, т/м^3 ;

m - мощность пропластка, м.

Полученная эмпирическая зависимость показывает, что превышение длины заряда ВВ сверх мощности пропластка практически не приводит к улучшению их степени дробления. Полученная эмпирическая зависимость также показывает, что изменение параметров сетки расположения скважинных зарядов ВВ активно влияет на степень дробления пропластка и качество взрывной подготовки разнопрочного массива. Варьирование диаметра скважинного заряда ВВ ограничивается техническими возможностями используемого бурового оборудования на карьере.

Анализ литературных данных, приведенных в работах [22,23] по рыхлению разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях показывают, что качество степени дробления пропластков зависят от мощности налегающих массивов горных пород,

результаты которых приведены на рис. 1.14. Установлено, что увеличение мощности налегающих горных пород в условиях взрывания ведет к постепенному возрастанию степени дробления пропластка, что снижает выход негабарита. Полученные зависимости показывают, что при взрывании пропластков мощностью 1,2 м, находящихся практически на поверхности уступа с глубиной залегания 0,5 м, выход негабаритной фракции +400 мм составил 5,5%, а при расположении пропластков такой же мощности на глубине 3-4 м выход негабарита уменьшился в два раза и составил 3%. Дальнейшее увеличение глубины залегания пропластка свыше 3 м на качество их дробления практически не сказывалось.

По данным авторов [20] для рыхления разнопрочных горных пород при средней плотности заряжения $\rho=1000 \text{ кг/м}^3$ и коэффициенте сближения скважинных зарядов ВВ, равной $a/b=1,2$ для определения расстояния между скважинными зарядами ВВ и расстояния между рядами рекомендованы следующие формулы:

$$a = 30d \sqrt{\frac{1}{q} \cdot \frac{m+2}{H}}, \text{ м;} \quad (1.12)$$

$$b = 25d \sqrt{\frac{1}{q} \cdot \frac{m+2}{H}}, \text{ м.} \quad (1.13)$$

где a – расстояние между скважинными зарядами ВВ, м;

b – расстояние между рядами скважинных зарядов ВВ, м.

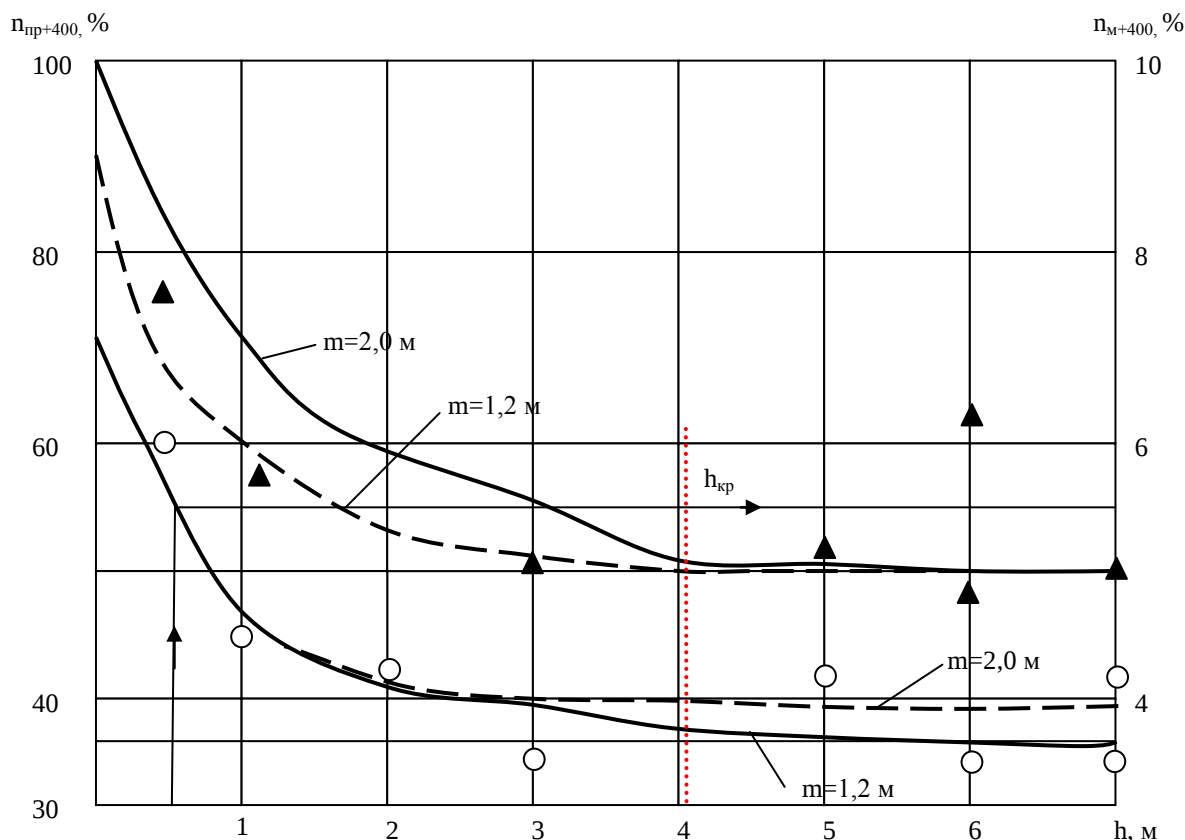


Рис. 1.14. Изменение выхода негабарита из пропластка $n_{пр+400}$ (---) и по массиву $n_{м+400}$ (—) от мощности h настиляющих пород

Масса скважинного заряда ВВ при наличии в массиве одного пропластка рассчитывается по формуле:

$$Q = \frac{\pi d_c^2}{4} \cdot \rho_{вв} (m + 2), \text{ кг.} \quad (1.14)$$

Масса скважинного заряда ВВ при многоярусном залегании пропластка в массиве рассчитывается по формуле:

$$Q = 0,25 \pi d_c^2 \rho_{вв} (L_{скв} - h_v), \text{ кг.} \quad (1.15)$$

Следует отметить, что разработанные авторами расчетные формулы по определению параметров взрывных работ скважинных зарядов в разнопрочных горных массивах не учли закономерности изменения высоты колонкового заряда ВВ в зависимости от толщины пропластка.

По данным авторов [21] для рыхления массива разнопрочных

горных пород при мощности пропластков от 1,5 до 5 м расстояние между скважинными зарядами ВВ определяются по формуле:

$$a_1 = (0,9 \div 1,5) h_m, \text{ м}, \quad (1.16)$$

где a_1 – расстояние между основными и дополнительными скважинными зарядами ВВ, принимаемый кратным сетке расположения основных скважинных зарядов на уступе.

Длина дополнительных скважинных зарядов ВВ устанавливается из условий устранения возможного «прострела» в относительно более слабую зону глинистых мергелей:

$$l = (0,85 \div 0,91) h_m, \text{ м}. \quad (1.17)$$

Масса дополнительного укороченного скважинного заряда ВВ:

$$Q = (0,81 \div 2,25) q h_m^3, \text{ кг}, \quad (1.18)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3 , принят $0,5 \div 0,6 \text{ кг/м}^3$.

Расстояние по диагонали между основными и дополнительными скважинными зарядами ВВ определяют по формуле:

$$b_1 = \sqrt{2} \cdot a_1, \text{ м}. \quad (1.19)$$

По данным авторов [21] для взрывного рыхления массива разнопрочных горных пород при мощности пропластков более 5 м взрываемый блок обрушивается только основными скважинами по обычной сетке. При этом глубину скважин определяют по формуле:

$$L = (0,85 \div 0,91) \cdot h_m, \text{ м}. \quad (1.20)$$

Для взрывного рыхления массива разнопрочных горных пород при мощности пропластков до 1,8 м авторами работ [21] рекомендовано одновременное взрывание основных скважинных и кумулятивных зарядов ВВ, располагающихся по поверхности уступа.

Масса каждого кумулятивного заряда, необходимая для разрушения слоя пропластка толщиной 1,5-1,8 м, рассчитывается по формуле:

$$Q = 2 \cdot q \cdot h^{10/3}, \text{ кг}. \quad (1.21)$$

Однако, разработанные авторами расчетные формулы по определению параметров взрывных работ скважинных зарядов ВВ в

разнопрочных горных массивах не учитывают толщину пропластка, на которых заряды ВВ располагают по поверхности взрываемого пропластка.

В результате выполненного анализа можно сделать следующие основные выводы:

1. Установлены закономерности разрушения разнопрочного горного массива взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от природных (мощность пропластка, глубина его залегания, крепость пород) и технологических (высота уступа, диаметр заряда ВВ, параметры сетки скважин и удельный расход ВВ, место расположения заряда ВВ относительно пропластка, плотность заряжения скважин) факторов.

2. Показано, что во всех ранее проведенных исследованиях на объемных моделях, нагружаемых песчаным слоем в маломощных пропластках, уменьшение длины заряда ведет к снижению дробления массива за счет интенсивного затухания волн напряжений, создаваемой взрывами удлиненного скважинного заряда ВВ. В ранее проведенных исследованиях также показано, что в мощных пропластках при постоянном удельном расходе ВВ увеличение длины заряда ведет к интенсивности возрастания дробления пропластка за счет увеличения длительности волн напряжений массива, создаваемой взрывами удлиненного скважинного заряда ВВ.

Полученные результаты показывают, что мощность настилающих пропластков имеет предельное значение, свыше которой увеличение их мощности на интенсивность дробления массива горных пород не влияет.

3. В работах ряда исследователей разработанные способы отбойки горных пород на карьерах сложноструктурных месторождений, включающие бурение рядов скважин, бурение ряда скважин с обратным углом наклона по отношению к плоскости уступа до границы нижней бровки, заряжение скважин ВВ, забойку и взрывание с миллисекундным замедлением, являются не эффективными. Главным недостатком этих способов отработки уступов на карьерах является то, что они не

обеспечивают качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

4. Установлено, что в способе встречного инициирования скважинного заряда ВВ, который испытывался взрывами скважинных зарядов ВВ на карьере симметричным и ассиметричным расположением боевиков относительно пропластка, главным недостатком является сложность технологии зарядки в тонких скальных пропластках, так как для обеспечения встречи детонационных волн требуется более точное размещение двух боевиков по высоте скважины.

5. В работах ряда исследователей разработанный способ отбойки горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ на карьерах сложноструктурных месторождений, включающий бурение вертикальных скважин, опускание в скважину промежуточных детонаторов с ДШ, состоящие из трех и более тротиловых шашек марки Т-400 для обеспечения многоточечного инициирования скважинного заряда ВВ, является сложным из-за размещения в конструкции скважинных зарядов ВВ нескольких промежуточных детонаторов.

6. Установлено, что разработанные авторами расчетные формулы по определению параметров взрывных работ скважинных зарядов в разнопрочных горных массивах не учли зависимости изменения высоты колонкового заряда ВВ от толщины пропластка. Следует отметить, что расчетные формулы по определению параметров взрывных работ разработаны с учетом расположения скважинных зарядов ВВ по поверхности взрываемого пропластка, что не всегда дает желаемого эффекта.

1.3. Характеристика района исследований. Цель и задачи исследования

Районом исследований является Джерой-Сардаринское месторождение фосфоритов, расположенное в центральной части Кызылкумского горнорудного района и занимающее более 80% территории Навоийской области Республики Узбекистан. Общая площадь месторождения более 2500 км².

Площадь месторождения совпадает с одноименными впадинами: Джерой, Сардара и Ташкура, ограниченными горными грядами Мурунтау и Тамдытау с севера и северо-запада, Ауминзатау - с запада, Аристантау - с юга и юго-востока. Рельеф месторождения слабохолмистый с абсолютными отметками 200-310 м.

По инженерно-геологическим условиям участок Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения относится к простому типу. Строение пород, вмещающих фосфоритовые пласты небольшой мощности, по инженерно-геологическим характеристикам весьма однородно и крупные тектонические нарушения в пределах участка Ташкура отсутствуют. Выявлены две системы мелкой трещиноватости: субвертикальная с углами падения трещин 80-90° и наклонная с падением трещин под углами 45-50°.

В фосфоритной толще участка Ташкура установлено наличие 6 фосфоритных пластов. Пласты залегают горизонтально падением, под углом 3-5° на В-ЮВ и лишь в краевых частях впадин и вблизи тектонических нарушений падение пластов увеличивается до 10-15°. Промышленное значение имеют только первый и второй пласты.

С инженерно-технологических позиций на месторождении выделяются четыре группы пород, физико-механические свойства которых приведены в табл. 1.2 и рис. 1.15, а разрез месторождения на рис. 1.16 и 1.17.

Таблица 1.2

Физико-механические показатели горных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов

Группы пород	Наименование пород	Показатели								
		Мощность, м	Объемная масса, г/см ³	Пористость, %	Предел прочности на сжатие, МПа	Угол внутр. трения, град	Удельное сцепление (в куске), МПа	Влажность, %	Коэффициент разрыхления	Коэфф. крепости по шкале проф. М.М. Протоdje-яконова
I	Непродуктивная толща: песок, супесь, суглинок	2,5-22,0	1,36-1,96	39,0	0,6- 4,9	н/д*)	н/д*)	2,8	1,1	до 0,5
	глина плотная загипсованная и глина плотная известковая	0,35-8,25	1,85	31,0	1,4-22,1	37- 45	0,2-0,4	15,6	1,29	0,14 -2,2
II	Продуктивная толща: фосфориты	0,63-0,66	2,02-2,09	13,9	38,9-49,4	н/д*)	н/д*)	2,5-5,4	1,42	3-5
III	межпластовые мергели	8-12	1,64 -2,0	31,9	20,0-44,3	35-50	3,6-10,2	6,59	н/д*)	2,0-4,5
IV	Подпродуктивная толща: глина, мергели, песчаники	н/д*)	1,42-1,89	23,8-45,6	5,1-27,1	25-50	1,8-5,2	н/д*)	н/д*)	0,5-3,0

Примечание: н/д*) - нет данных; модуль трещиноватости пород составляет 0,2-0,9, в среднем – 0,5

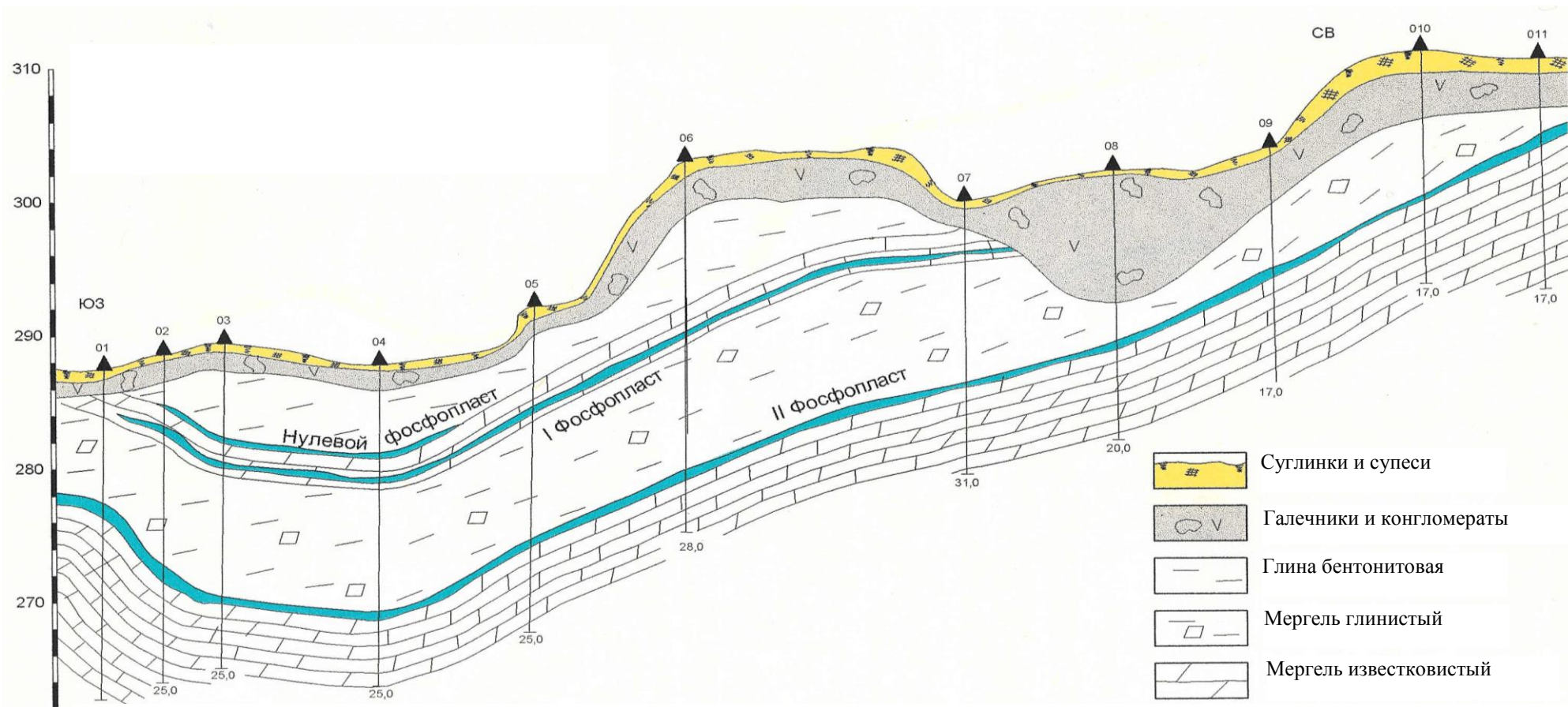


Рис. 1.15. Геологический разрез участка Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов

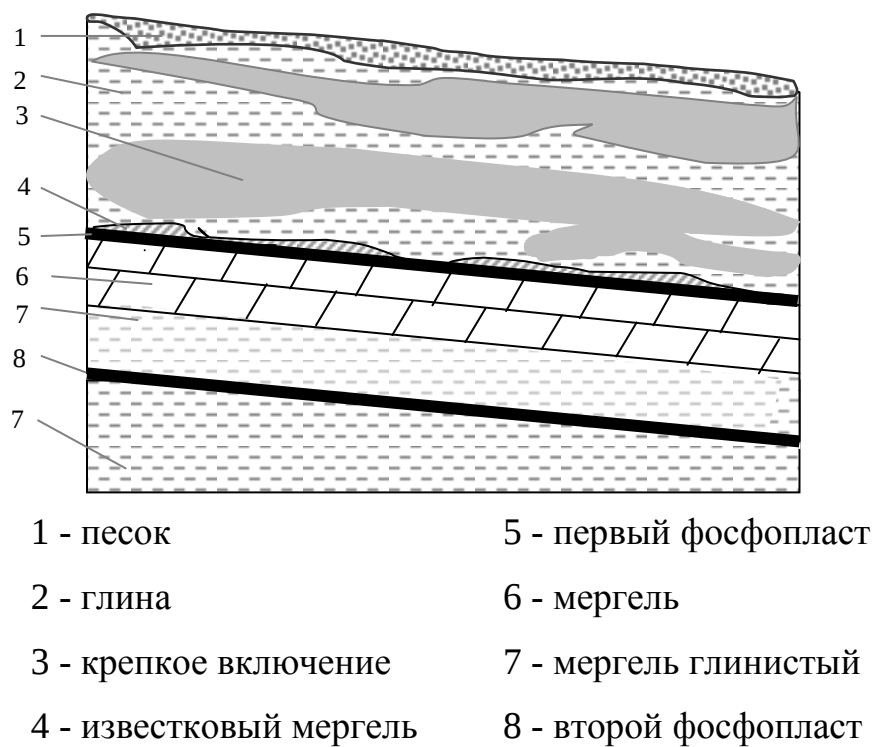


Рис. 1.16. Схематический разрез Джерой-Сарадринского месторождения



Рис. 1.17. Массив разнопрочных вскрышных пород Джерой-Сарадринского месторождения фосфоритов

Средняя мощность I и II фосфоритных пластов составляет, соответственно, 0,63 и 0,66 м.

Породы вскрыши условно разделены на внешнюю и внутреннюю вскрышу.

Внешняя вскрыша располагается над первым фосфоритным пластом. Их мощность колеблется от 5 до 50 м (в основном 12-20 м). Они представлены сверху вниз лессовидными суглинками с прослоями песчано-гравийной смеси, глинами и известняковыми глинами и мергелями. Последние располагаются непосредственно над первым пластом, их мощность 0 – 4 м, в среднем 2 м, коэффициент крепости – до 3.

Предварительная разведка месторождения показала, что среди четвертичных отложений внешней вскрыши встречаются крепкие пропластки, сцементированные гипсом и карбонатом с коэффициентом крепости до 4 и даже более и среди глин – участки плотных и карбонатизированных глин повышенной крепости до 3.

К внутренней вскрыше отнесены полускальные мергели, которые залегают между первым и вторым фосфоритными пластами. Их отличает повышенный коэффициент крепости, достигающий значений 4-5. Мощность мергелей колеблется от 8-9 до 15 м и составляет в среднем 10,2 м.

Следует также отметить, что по результатам пробуренных 18 структурных скважин выполнена инженерно-геологическая оценка толщи пород, залегающая непосредственно на контакте с пластом, перекрывающих пласты фосфоритов. В результате определены границы и состав пород, перекрывающих вмещающие и подстилающие пласты фосфоритов.

Гравелиты – плотные, сцементированные известковистым цементом, средне- и крупнозернистые породы плейстоценового возраста, перекрывают всю площадь месторождения. Мощность гравелитов от 2 до 10,2 м, в среднем – 3,5 м. От поверхности до глубины 0,5-0,6 м породы выветренные, рыхлые, ниже идут плотные, сцементированные разновидности горных пород.

Глины бентонитовые зеленовато-серые, участками бурые. Возраст глин и фосфоритов – средне палеогеновый; до глубины 8-10 м глины содержат многочисленные трещины усыхания, гнезда и прожилки гипса – продукта гипергенеза.

Мергели – плотные светло-серые породы с зеленоватым и желтоватым оттенком. Граница между пластом фосфоритов и мергелями часто нечеткая. Зернистый фосфорит в центральной части пласта ниже по мощности переходит в мергелистый фосфорит и далее в мергель.

Таким образом, гравелиты практически повсеместно перекрывают весь разрез месторождения, залегая в зависимости от наклона слоёв, на глинах первом и втором пластах фосфоритов. Исключение составляют крупные саи, современной эрозии, где гравелиты полностью или частично эродированы.

В результате анализа ранее вышеперечисленных научных исследований по изучению действия взрыва в разнопрочных горных породах для их эффективного дробления были сформулированы цель и задачи исследования.

Целью работы является разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления разнопрочных горных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов и негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных взрывчатых веществ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи:

- анализ исследований по управлению действием взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород;
- теоретические исследования действия кумулятивных зарядов ВВ;
- разработка методики моделирования действия взрыва щелевых зарядов ВВ в разнопрочных горных породах методом физического моделирования;

– разработка конструкции кумулятивных зарядов и эффективных параметров взрывных работ для дробления негабаритных кусков взорванной горной массы на основе эмульсионных ВВ, выпускаемых на заводе ЭВВ рудника М.

2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ КУМУЛЯТИВНЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

2.1. Гидродинамическая теория кумуляции щелевых зарядов ВВ на открытых горных работах

Кумулятивный заряд приобрел большое значение в практике применения ВВ для промышленных целей. Суть кумулятивного эффекта иллюстрирует рис. 2.1. Кумулятивный заряд состоит из кумулятивной воронки – КВ (1), взрывчатого вещества – ВВ (2), и детонатора (3).

Если монолитный заряд ВВ, имеющий осевую симметрию, при взрыве на поверхности стального блока оставляет лишь неглубокую коническую вмятину (случай “а”), то заряд с конической выемкой, содержащий к тому же меньшее количество ВВ, выбивает кратер, глубина которого в 5 раз больше (случай “б”).

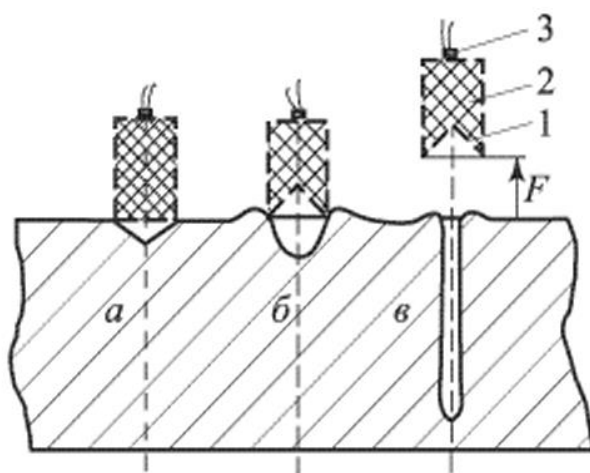


Рис. 2.1. Действие кумулятивного заряда ВВ в горной породе

Когда в том же заряде выемка облицована металлом, а заряд взрывается на некотором расстоянии от преграды, (равном 1-6 диаметра заряда), получается значительное отверстие, глубиной до 12 диаметров заряда (случай “в”). Явление кумуляции носит чисто местный характер. Общее воздействие на преграду в случае “а” наибольшее, но местное воздействие будет наибольшим в случае “в”.

Кумуляция представляет собой существенное повышение действия взрыва в определенном направлении. Этот эффект достигается благодаря концентрации энергии в единице объема в нужном направлении. Кумуляция энергии может осуществляться различными способами. Классическим примером этого явления могут служить сходящиеся сферические ударные и детонационные волны. В этом случае в центре симметрии возникают давления порядка миллиона атмосфер. Чаще всего в практике используется осесимметричный вид кумуляции. Этот эффект получается при использовании зарядов, имеющих на одном из своих концов кумулятивную выемку. Эффект резко возрастает, если эта выемка покрыта металлической облицовкой. Инициирование кумулятивного заряда должно производиться со стороны, противоположной кумулятивной выемке.

Теоретические исследования и современные экспериментальные методы (импульсная рентгенография, оптические и осциллографические методы и др.) позволили получить достаточно полное представление о процессе образования кумулятивной струи.

Фронт детонационной волны в кумулятивном заряде начинает распространяться от детонатора со скоростью D (рис. 2.2 и 2.3). Затем он отражается от поверхности воронки, на которую при этом действует максимальное давление в 20-60 ГПа. Его величина зависит от материала воронки, угла подхода фронта детонационной волны к поверхности облицовки и свойств ВВ.

Разогнанная продуктами детонации тонкая металлическая воронка движется со скоростью 1-2,5 км/с к оси КЗ, что сопровождается последовательным уменьшением ее диаметра в различных сечениях. В струю переходит внутренняя часть кумулятивной воронки (рис. 2.2).

После схлопывания i -й элемент находится под всесторонним давлением (кроме внутренней поверхности), которое возникает от соударения кумулятивной воронки на оси заряда. В результате образуется тонкая металлическая струя,двигающаяся вдоль оси заряда (рис. 2.3).

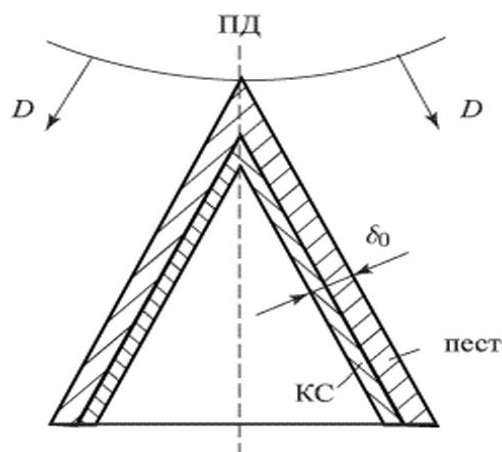


Рис. 2.2. Фронт детонационной волны в кумулятивном заряде

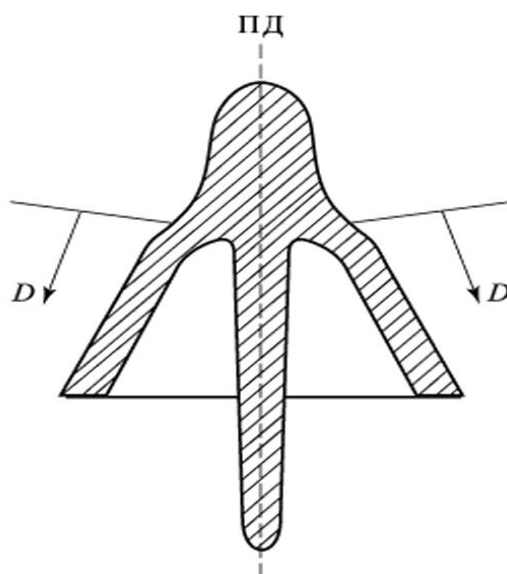


Рис. 2.3. Распространение фронта детонационной волны в кумулятивном заряде

Различные части КС летят с разной скоростью, поскольку верхние элементы кумулятивного конуса, толщиной Δx_i , имеют небольшой радиус и малую массу M_i по сравнению с массой элементов у основания конуса, а масса ВВ, прилегающая к разным элементам воронки t_i , и в основном определяющая его скорость, убывает от вершины к основанию конуса. Распределение скорости частиц вдоль кумулятивной струи показано на рис. 2.4. Головные частицы (для Cu, Fe, Al) имеют скорость $u=6-12$ км/с, а хвостовые $u=0,5-1$ км/с.



Рис. 2.4. Распределение скорости частиц вдоль кумулятивной струи



Рис. 2.5.

Из-за градиента скорости струя со временем растягивается и разрывается на несколько десятков частиц (при свободном полете в воздухе, пустоте), каждая из которых летит как целое тело с постоянной скоростью.

Кумулятивные воронки делают из различных материалов в зависимости от той задачи, которую должен решить КЗ. Широко используются тяжелые, пластичные металлы, такие как медь (марки М1), которые образуют сплошные струи с большим удлинением (примерно в 10 раз); плотность в струе снижается не более чем на 10% по сравнению с плотностью исходного материала. Разрыв этих струй происходит на относительно больших расстояниях от места их образования.

Кумулятивные струи из таких металлов, как железо или малоуглеродистая сталь, цинк, раньше разрываются, меньше растягиваются и проникают в преграду на меньшую величину по сравнению с медными струями.

Малопластичные, хрупкие металлы (титан, вольфрам и др.) не образуют сплошных струй. В этом случае сразу формируется струя из отдельных частиц относительно большого диаметра. Такие дискретные струи проникают на меньшую глубину, чем сплошные струи, но, как правило, образуют в преграде отверстие большего диаметра.

Для получения кумулятивной струи без песта широко используются кумулятивные воронки, прессованные из вольфрамового порошка (до 75%) и медного порошка с добавлением связующих добавок. Порошковые струи не разрываются на частицы, как, например, медные струи, но при растяжении их плотность уменьшается. Кумулятивные заряды с такими воронками способны пробить малоуглеродистую стальную плиту толщиной $12d$ (где d – диаметр заряда ВВ).

Существуют и такие материалы (например, биметаллические соединения меди и цинка, пластмассы), которые песта не образуют из-за малой прочности материала, способности к испарению и сгоранию.

Формирование струи зависит от угла раствора кумулятивной воронки. Если этот угол 2α меньше некоторого критического угла $\gamma_{кр}$, то КС не образуется. Образование её происходит только в том случае, если в окрестности точки схлопывания воронки создается дозвуковой режим течения. При сверхзвуковом же течении в этой области ударные волны препятствуют образованию КС. Верхний предел скорости струи, соответствующий $\gamma_{кр}$, близок к удвоенной скорости звука в материале воронки. Но и при дозвуковом режиме течения не всегда создаются необходимые условия для формирования струи, поскольку при небольших углах раствора воронки существенную роль в процессе струеобразования играют пластичность и прочность материала кумулятивной облицовки.

Струя по массе составляет меньшую часть металла облицовки (для медных воронок 10-20%). Большая же часть массы воронки образует пест, который для таких материалов, как Cu, Fe, Al, летит как целое компактное тело.

Исследования показывают, что температура КС ниже температуры плавления: для таких материалов, как медь и железо, она равна 600-1000°C. Нагрев КС зависит от нескольких причин: 1) при взаимодействии детонационной волны с облицовкой в последней возникают ударные волны, затем происходит изоэнтропическая разгрузка, причём облицовка

нагревается до 150-200°C вследствие необратимых потерь на фронте ударной волны; 2) нагрев еще на 400-700°C достигается за счёт пластического деформирования металла воронки и струи; 3) нагрев от взаимодействия струи с воздухом и от взаимодействия оболочки с продуктами детонации за счет теплопроводности охватывает лишь незначительную поверхностную часть металла.

Скорости кумулятивной струи, наблюдаемые в действительности, составляют (2-12) км/сек. Если такая струя встречается с преградой, состоящей также из плотного материала, то возникает давление торможения, намного превосходящее прочность металла. Таким образом, и в этом случае оказывается возможным применить гидродинамическую модель.

Рассмотрим кинематическую схему проникания i -го элемента кумулятивной струи в горную породу (рис. 2.6).

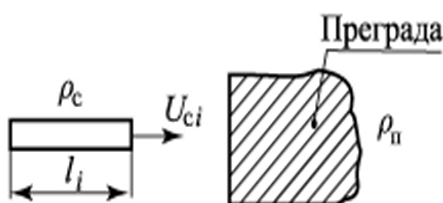


Рис. 2.6. Кинематическая схема проникания i -го элемента кумулятивной струи в горную породу

При проникании в преграду со скоростью U_x , элемент струи срабатывается, подобно струе воды, проникающей в глину (рис. 2.8).

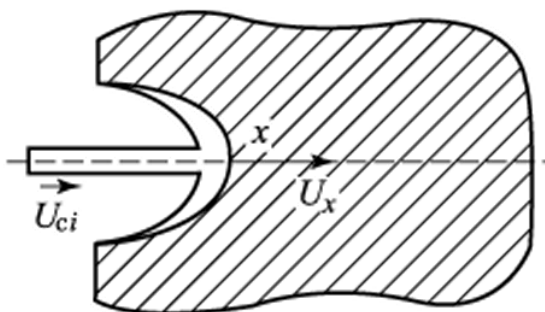


Рис. 2.7. Струя кумулятивного заряда, проникающей в горную породу

Перейдем к системе координат, в которой точка x покоится (рис. 2.8).

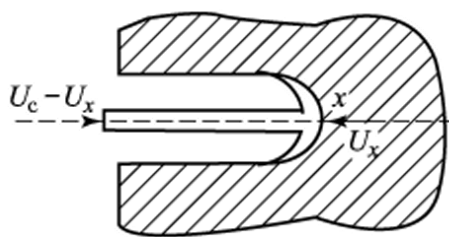


Рис. 2.8. Система координат кумулятивной струи

Элемент кумулятивной струи проникает на глубин L_i , (рис. 2.9).

$$L_i = U_{xi} t_1. \quad (2.1)$$

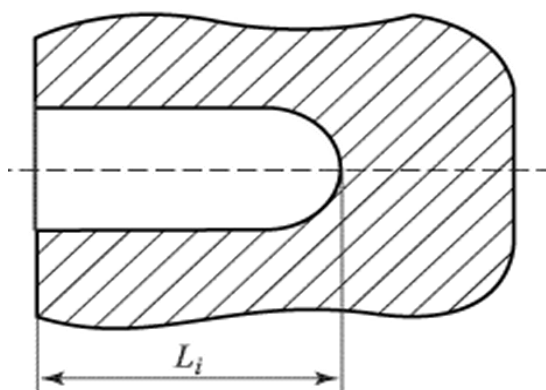


Рис. 2.9. Элемент кумулятивной струи, проникающей на глубин L_i

Время пробития отверстия равно времени срабатывания струи:

$$t_1 = \frac{l_i}{U_{ci} - U_{xi}} = \frac{L_i}{U_{xi}} \quad (2.2)$$

Отсюда

$$L_i = \frac{U_{xi}}{U_{ci} - U_{xi}}. \quad (2.3)$$

Величина U_x , зависит от свойств преграды и струи.

Самую простейшую гипотезу для определения глубины пробития предложил М. А. Лаврентьев. По этой гипотезе материал преграды и струи считается несжимаемой жидкостью, так как скорости большие, и прочность большой роли не играет.

В общем случае струя и преграда имеют разную плотность. Для центральной линии тока (в точке x) справедливо уравнение Бернулли:

для струи:

$$\rho_{xc} = \frac{\rho_c (U_{ci} - U_{xi})^2}{2}. \quad (2.4)$$

для горной породы:

$$\rho_{xn} = \frac{\rho_{cn} U_{xi}^2}{2}. \quad (2.5)$$

Поскольку в точке x давление справа и слева одинаково:

$$\rho_n U_{xi}^2 = \rho_c (U_{ci} - U_{xi})^2. \quad (2.6)$$

или

$$\frac{U_{xi}}{U_{ci} - U_{xi}} = \sqrt{\frac{\rho_c}{\rho_n}}. \quad (2.7)$$

Решая совместно это уравнение получена формула Лаврентьева:

$$L_i = l_i \sqrt{\frac{\rho_c}{\rho_n}}. \quad (2.8)$$

Картина формирования КС при обжатии металлической конической облицовки осесимметричного КЗ схематично показана на рис. 2.10. Фронт ДВ 2 в заряде ВВ 3 начинает распространяться от детонатора 1 со скоростью детонации D . Образующиеся продукты детонации (ПД) взаимодействуют с облицовкой 4 кумулятивной выемки. При последовательном схлопывании облицовки образуется пест 5 и кумулятивная струя 6.

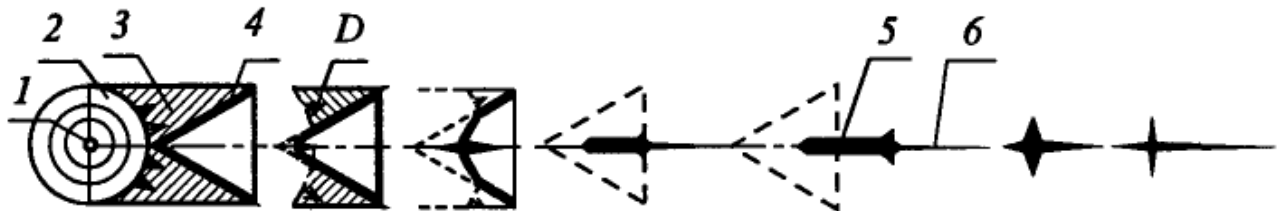


Рис. 2.10. Формирование кумулятивной струи при обжатии металлической облицовки осесимметричного кумулятивного заряда

Результаты обработки рентгенограмм показывают, что, в случае

использования конических медных облицовок, в струю переходит в среднем 10-20% массы облицовки, скорость головных участков струи составляет 9-10 км/с, а хвостовых 2-2,5 км/с. Скорость струи от полусферической облицовки приблизительно в два раза меньше, но масса ее в три-четыре раза больше, так что общая энергия струи от полусферической облицовки сравнима с энергией струи от конуса такой же.

При обжатии облицовки толщина ее увеличивается, а энергия концентрируется преимущественно в ее внутреннем слое. Механизм образования КС связан с течением материала внутренних слоев облицовки, что является следствием высокоскоростного соударения ее элементов в момент захлопывания, при этом струя как бы «выжимается» из металлической облицовки в процессе осевого охлопывания ее внутренних слоев. Подтверждением того, что КС связана с течением металла, кроме приведенных результатов, могут служить следующие данные. Если на внутреннюю поверхность стального конуса гальваническим путем нанести слой меди толщиной 0,05 мм, то обнаружить в песте какие-либо следы меди не удастся. Если же слой меди нанести на наружную поверхность конуса, то в песте обнаруживаются полосы окисленной меди. При обследовании песта вдоль его оси удастся обнаружить узкий канал, наличие которого является показателем того, что внутренние слои металла имеют резко повышенные скорости по сравнению с наружными. О характере деформации металла облицовки в процессе ее обжатия можно также судить по результатам металлографических исследований пестов в сечениях, различно удаленных от оси. На всех фотографиях микроструктур (рис. 2.11) легко обнаруживается ориентация и вытягивание структурных составляющих в осевом направлении. Ориентация и вытягивание увеличиваются по мере приближения соответствующих слоев к оси.

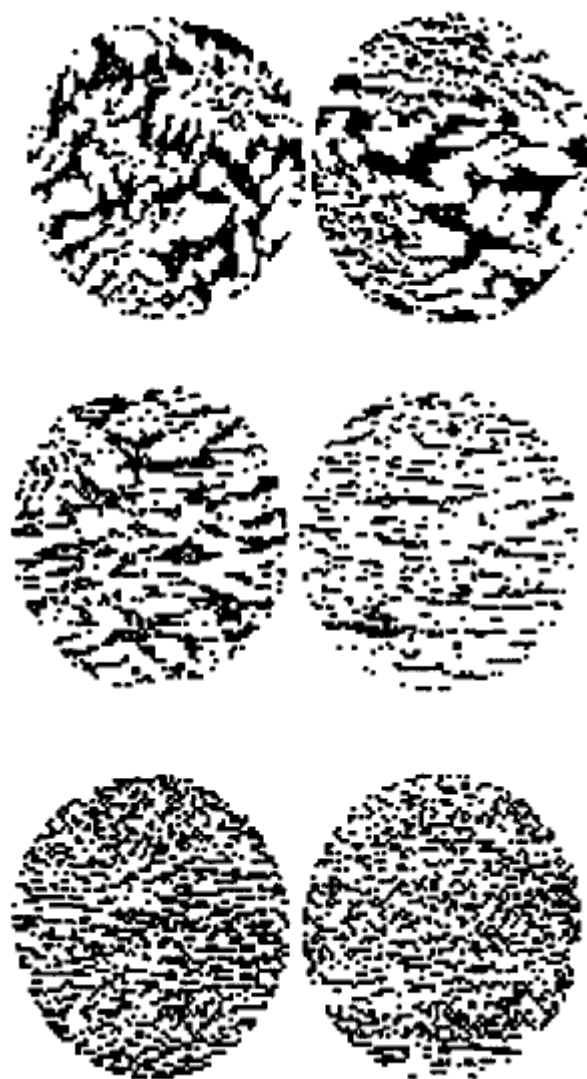


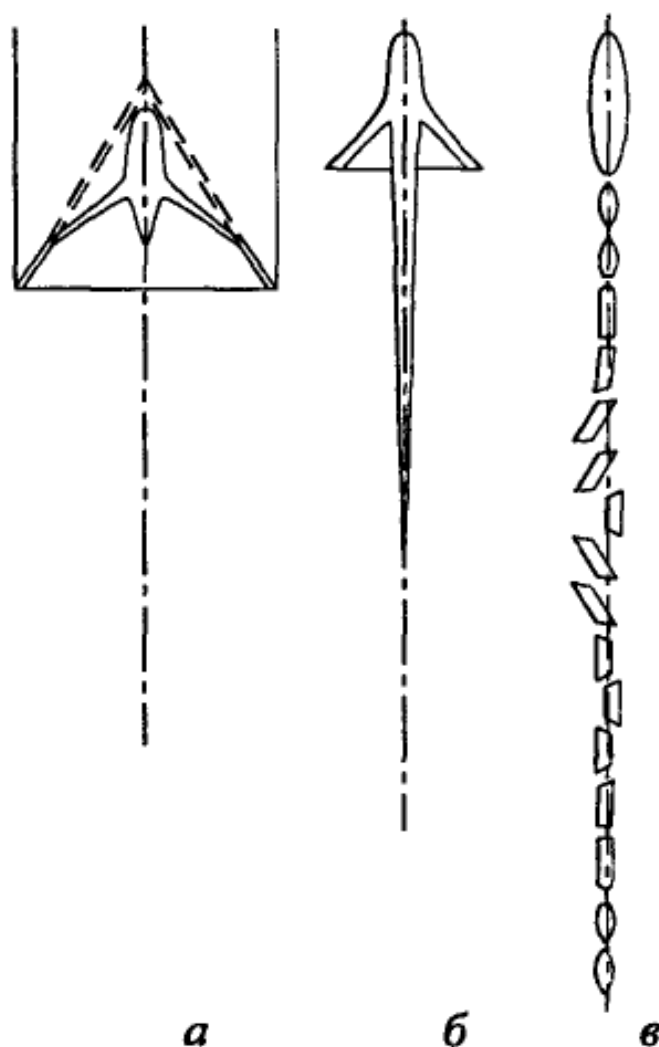
Рис. 2.11. Микрофотография шлифов песта (латунь)

Как следует из рентгенограмм, в течение некоторого времени пест и струя составляют единое целое, однако их движение совершается с различными скоростями. Пест движется сравнительно медленно (со скоростью 0,5-1 км/с). Струя, наоборот, обладает весьма большой скоростью поступательного движения. Однако скорость эта различна в различных частях вдоль струи: головная часть струи имеет наибольшую скорость, а скорость хвостовой части близка к скорости песта. В зависимости от формы и природы металла облицовки, свойств ВВ заряда и других факторов, скорость головной части струи может изменяться в широких пределах. Например, для алюминиевой облицовки гиперболической формы скорость головной части достигает 11 км/с.

В реальных условиях различные участки формируемой КС движутся с различными скоростями, при этом скорость вдоль струи существенно возрастает от хвостовых к головным ее элементам. Различие в скоростях движения элементов КС может достигать 5-6 км/с и более, значения начальных градиентов скорости — 10^4 - 10^5 с⁻¹, что приводит к удлинению (растяжению) струи при ее движении в свободном пространстве и затем к ее распаду на конечное число отдельных фрагментов, в дальнейшем не изменяющих своей длины.

Картина растяжения и последующего разрыва КС многостадийна. На рис. 2.12 схематично показаны основные стадии образования (а), растяжения (б) и фрагментации (в) в свободном полете кумулятивной струи. При этом элементы фрагментированной КС в процессе движения под воздействием внешних возмущений и с учетом технологических факторов могут отклоняться от оси в пределах некоторого телесного угла разлета, изменяющегося в зависимости от точности изготовления КЗ в пределах 0,5-1,5°.

На основании изложенного можно заключить, что наиболее эффективное действие КС может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств металла. При этом необходимо иметь в виду, что свойства металла в условиях быстрых деформаций могут значительно отличаться от его свойств, определяемых при обычных скоростях деформаций. Например, чугун, хрупкий в обычных условиях, при взрыве КЗ ведет себя как металл с относительно высокой пластичностью.



а - образование струи при обжатии облицовки;

б - растяжение струи вследствие наличия градиента скорости;

в - фрагментация (разрыв) струи на отдельные элементы в свободном полете

Рис. 2.12. Основные стадии формирования и движения кумулятивной струи

Условия формирования КС определяются микроструктурой металла облицовки и способностью его структурных составляющих к пластической деформации. Однако пластичность металла в условиях обжатия под действием взрыва не определяется однозначно его стандартными характеристиками. Отмечена зависимость между способностью металла к быстрому обжатию и типом кристаллической решетки. Тяжелые пластичные

металлы, в частности гранецентрированные металлы с кубической решеткой группы меди, и некоторые сплавы образуют сплошные струи, плотность которых не более, чем на 10% ниже плотности материала облицовки, и которые при большом удлинении (примерно в 10 раз по сравнению с исходной длиной образующей облицовки) не разрываются и сохраняют высокую плотность. Другие металлы, такие, например, как железо и цинк, на начальных стадиях образуют сплошные струи, которые, в отличие от описанных выше, при растяжении разрываются гораздо раньше. Хрупкие металлы, такие, в частности, как вольфрам, титан, а также металлы с высокой пористостью, получаемые спеканием, вообще не образуют сплошных струй, они формируют дискретные струи, состоящие из отдельных твердых частиц. В этом случае растяжение струи приводит не к уменьшению ее диаметра, как в сплошных струях, а к снижению средней плотности струи. Поражающая способность таких струй, по сравнению со сплошными, значительно ниже.

Путем улавливания КС и песта в некоторых неплотных средах и последующего металлографического анализа установлена что в процессе формирования струи не происходит плавления металла. Однако температура КС, в зависимости от материала облицовки, может достигать 900-1000°C.

Нормальный процесс струеобразования приводит к формированию классической сплошной монолитной высокоградиентной КС, обладающей наибольшей пробивной способностью. Однако, могут существовать условия, при которых струя либо вообще не образуется, либо образуется в виде диспергированного потока частиц, или в виде компактного поражающего элемента (ударного ядра). В общем случае переход от соударения с образованием сплошной КС к соударению с образованием диспергированной КС имеет место тогда, когда точка соударения (точка контакта) движется со сверхзвуковой скоростью. При очень маленьких углах охлопывания струя вообще может не образовываться. При увеличении угла схлопывания вероятность струеобразования повышается, однако условием образования сплошной монолитной КС будет являться обеспечение дозвуковой величины

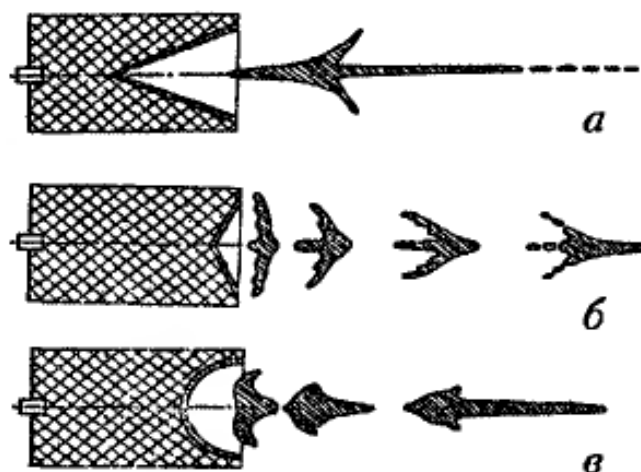
скорости точки контакта. В ряде работ верхний предел скорости головной части сплошной КС определяется близким к удвоенной скорости звука материала облицовки (к примеру, для меди он не должен превышать ~ 10 км/с). Так, скорость головной части сплошной КС, ограниченная сверху условиями обеспечения дозвуковой величины скорости точки струеобразования, не должна превышать $V_j \leq 2,41c_0$, где c_0 - скорость звука в материале облицовки.

Вместе с тем, для экспериментальной физики представляет интерес получение газовых и металлических струй, движущихся со скоростями порядка многих десятков километров в секунду. Такие распыленные струи могут быть реализованы в условиях цилиндрической кумуляции при достаточно высокой скорости схлопывания элементов облицовки и достаточно малых значениях углов схлопывания.

При существенном увеличении углов схлопывания (переходе на пологие конические или полусферические облицовки), наряду с классическим режимом кумулятивного струеобразования, возможен так называемый режим «обратной кумуляции», связанный с механизмом выворачивания кумулятивной облицовки.

На рис. 2.13 схематично показаны различные режимы кумуляции, связанные с изменением угла конической облицовки и профиля полусферической облицовки. В зарядах с высокими конусами реализуется режим классической кумуляции (а), приводящий к формированию высокоскоростной и высокоградиентной КС (выход металла в струю до 30%, скорости головных элементов порядка 9-10 км/с, хвостовых элементов порядка 2-2,5 км/с, пробитие стальной преграды до $(8-10)d_0$). В зарядах с пологими конусами с углом раствора порядка $150-160^\circ$ и сегментными облицовками высотой до $(0,1-0,2)d_0$ реализуется режим обратной кумуляции (б), приводящий к формированию компактного поражающего элемента с практически 100%-ым выходом материала облицовки в ударное ядро, скоростью порядка 2,2-2,8 км/с и пробитием стальной преграды толщиной

$(0,5-0,8)d_0$. Указанный режим образования компактного тела связан с влиянием прочности материала кумулятивной облицовки (КО) на процесс обжатия и определяется верхним пределом струеобразования. На рис. 2.7, в показан промежуточный режим, характерный для конических облицовок с углами раствора $100-120^\circ$ и полусферических облицовок, и приводящий к образованию массивной малоградиентной струи (выход металла облицовки в струю порядка 50-60%, скорости головных элементов порядка 4,5-5 км/с, хвостовых элементов — порядка 1,5-2 км/с, пробитие стальной преграды до $(4-5)d_0$). Приведенные выше количественные характеристики зависят также от толщины КО, заряда ВВ и относятся к медным КС и ударным ядрам.



- а - классическая кумуляция
 б - «обратная кумуляция»
 в - промежуточный режим

Рис. 2.13. Различные режимы кумуляции

При описании действия зарядов ВВ для разрушения массива разнородных горных пород основное внимание уделяется месту расположения зарядов, способствующих кумуляции, и процессу развития газовой полости, которая достаточно полно описана в работах [1,2,9,10,20,32-36].

На основании теоретических и экспериментальных исследований

[1,2,9,10] изучались гидродинамические теории кумуляции заряда ВВ.

В основе гидродинамической теории кумуляции зарядов ВВ лежат элементы теории струй несжимаемой жидкости [1,2], схема которых представлена на рис. 2.14.

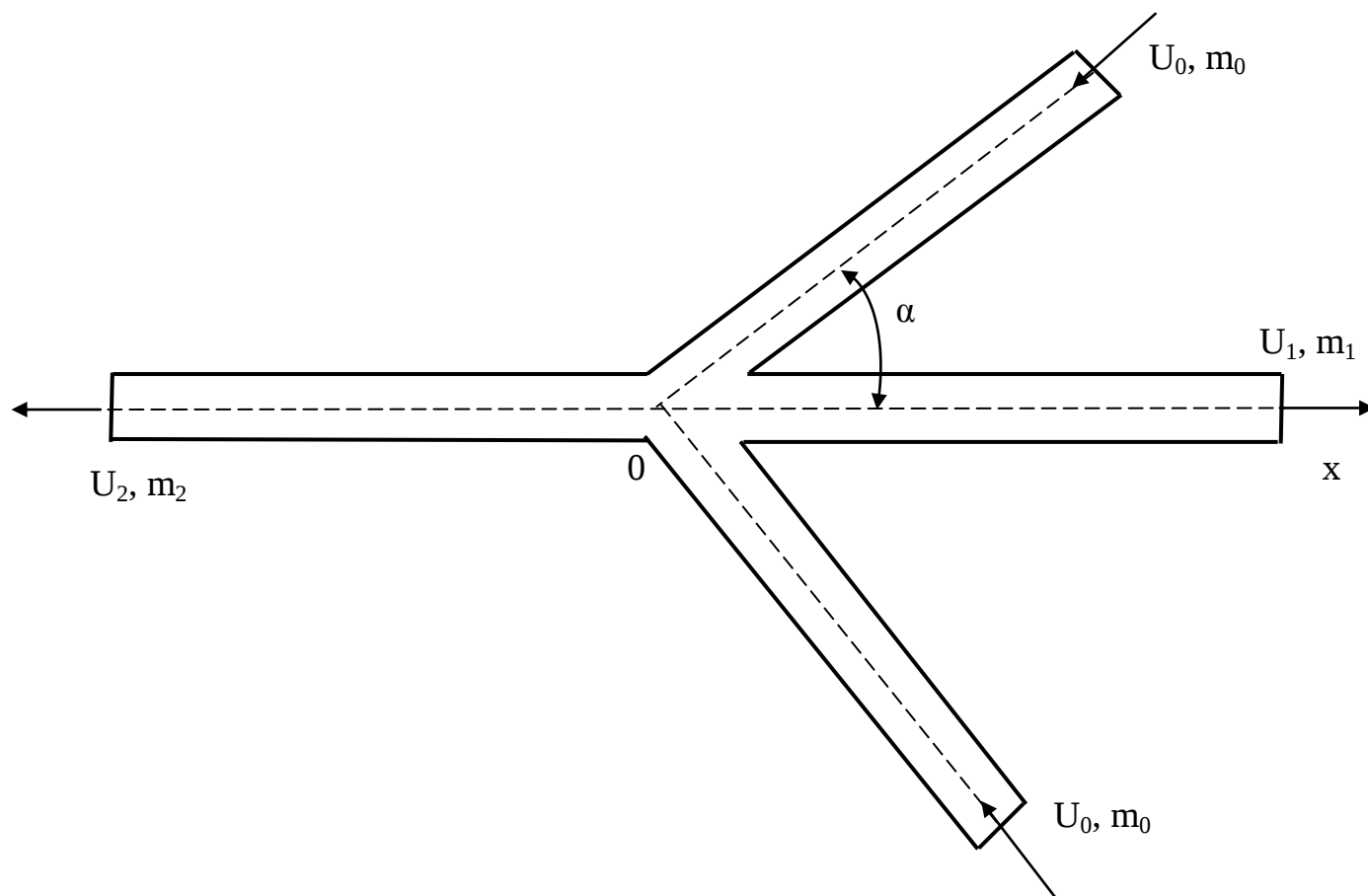


Рис. 2.14. Схема сходящегося потока

Сходящийся поток с известными параметрами — углом α , скоростью U_0 , и массой m_0 (масса, проходящая через единицу площади в единицу времени) образует на оси два потока, растекающихся в противоположных направлениях вдоль оси Ox с параметрами U_1, m_1, U_2, m_2 (рис. 2.14). Так как задача симметрична, можно рассматривать только одну половину схемы, которая приведена на рис. 2.15.

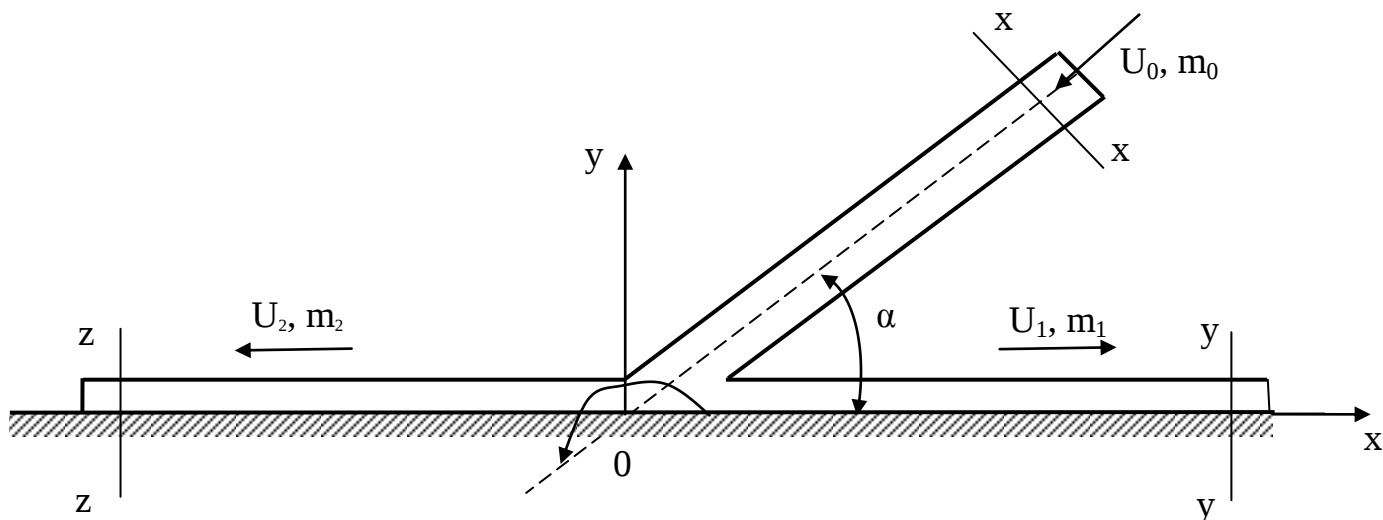


Рис. 2.15. Схема соударения струй

Будем считать, что поверхность симметрии абсолютно гладкая, то есть при движении жидкости по поверхности отсутствует трение.

Для схемы, которая приведена на рис. 2.15 можно записать следующие основные соотношения.

1. Закон сохранения массы:

$$m_0 = m_1 + m_2. \quad (2.9)$$

2. Закон сохранения импульса.

Так как трения нет, то вдоль оси импульс сил равен нулю и изменение импульса также равно нулю:

$$(m_1 U_1 \cos 0^\circ + m_2 U_2 \cos 180^\circ) - U_0 m_0 \cos (180^\circ + \alpha) = 0,$$

или

$$m_1 U_1 - m_2 U_2 = -U_0 m_0 \cos \alpha. \quad (2.10)$$

3. Закон сохранения энергии.

Так как процесс стационарен, а жидкость несжимаема, то закон сохранения энергии выражается уравнением

$$\frac{m_0 U_0^2}{2} = \frac{m_1 U_1^2}{2} + \frac{m_2 U_2^2}{2}. \quad (2.11)$$

Тогда из уравнений (2.9) и (2.11) имеем:

$$U_0 = U_1 = U_2. \quad (2.12)$$

Теперь с учётом уравнения (2.12) можно записать уравнения (2.9) и (2.11) в следующем виде:

$$\begin{aligned} m_0 &= m_1 + m_2, \\ -m_0 \cos \alpha &= m_1 - m_2. \end{aligned}$$

Решим эту систему относительно m_1 и m_2 :

$$\begin{aligned} 2m_1 &= m_0(1 - \cos \alpha), \text{ или } m_1 = m_0 \frac{1 - \cos \alpha}{2} = m_0 \sin^2 \frac{\alpha}{2}, \\ 2m_2 &= m_0(1 + \cos \alpha), \text{ или } m_2 = m_0 \frac{1 + \cos \alpha}{2} = m_0 \cos^2 \frac{\alpha}{2}. \end{aligned} \quad (2.13)$$

Рассмотрим схлопывание кумулятивной воронки, схема которого представлена на рис. 2.16.

Допустим, что кумулятивная воронка получает скорость U_b , нормальную к своей поверхности.

Разложим вектор U_b на две составляющие: вдоль стенки воронки U_0 и вдоль оси симметрии U_k (рис. 2.16).

Вдоль оси при столкновении струй со скоростью U_0 , согласно теории соударения двух струй, возникнет две струи: одна со скоростью U_1 , а другая со скоростью U_2 , причём $U_1 = U_2 = U_0$. Но направления U_1 и U_2 разные. Эти две струи будут сноситься вправо со скоростью U_k . При этом скорость струи $U_c = U_1 + U_k$, а песта $U_n = U_k - U_2$.

Согласно схеме, представленной на рис. 2.16, составляющие U_k и U_0 равны:

$$U_k = \frac{U_b}{\sin \alpha}, \quad U_0 = \frac{U_b}{\operatorname{tg} \alpha},$$

U_k — скорость точки соударения элементов облицовки.

Согласно вышесказанному, скорость струи равна

$$U_c = U_1 + U_k = U_0 + U_k,$$

или

$$U_c = \frac{U_b}{\operatorname{tg} \alpha} + \frac{U_b}{\sin \alpha} = U_b \frac{1 + \cos \alpha}{\sin \alpha} = U_b \frac{2 \cos^2 \frac{\alpha}{2}}{2 \sin \frac{\alpha}{2} \cos \frac{\alpha}{2}} = \frac{U_b}{\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}}. \quad (2.14)$$

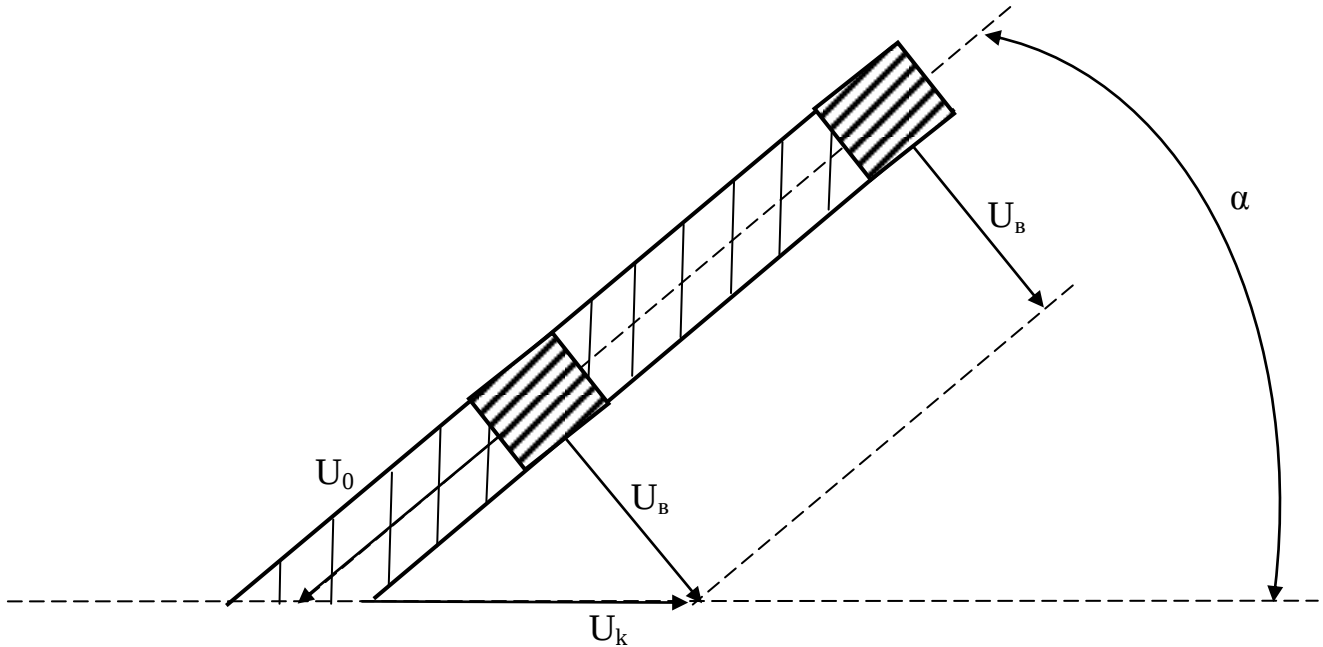


Рис. 2.16. Схема схлопывания кумулятивной воронки

Скорость песта:

$$U_{\pi} = U_k - U_2 = U_k - U_0,$$

или

$$U_n = \frac{U_b}{\operatorname{tg} \alpha} - \frac{U_b}{\sin \alpha} = U_b \frac{1 - \cos \alpha}{\sin \alpha} = U_b \frac{2 \sin^2 \frac{\alpha}{2}}{2 \sin \frac{\alpha}{2} \cos \frac{\alpha}{2}} = U_b \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}. \quad (2.15)$$

Определим энергию струи и песта:

$$E_c = \frac{U_c^2 m_1}{2} = \frac{m_0 U_b^2 \sin^2 \frac{\alpha}{2}}{2 \operatorname{tg}^2 \frac{\alpha}{2}} = E_0 \cos^2 \frac{\alpha}{2},$$

$$E_n = \frac{U_n^2 m_2}{2} = \frac{m_0 U_b^2 \operatorname{tg}^2 \frac{\alpha}{2} \cos^2 \frac{\alpha}{2}}{2} = E_0 \sin^2 \frac{\alpha}{2}, \quad (2.16)$$

причём $E_0 = E_c + E_{\pi}$.

Рассмотрим предельный случай:

$$\alpha \rightarrow 0, \quad m_1 \rightarrow 0, \quad m_2 \rightarrow m_0, \quad U_{\Pi} \rightarrow 0,$$

$$U_c \rightarrow \infty \quad E_c \rightarrow E_0, \quad E_{\Pi} \rightarrow 0.$$

Отсюда должно было бы следовать, что можно достичь бесконечно большой скорости струи при $\alpha \rightarrow 0$. В действительности, однако, этого не происходит. Скорость струи практически имеет верхний предел, зависящий от сжимаемости материала облицовки.

Имеется некоторый критический угол α_k . Если $\alpha \leq \alpha_k$, то кумулятивная струя не образуется, а летит поток частиц. Скорость струи, соответствующая α_k , равняется максимальной скорости струи для данного кумулятивного заряда, т.е.

$$U_{ck} = c + \sqrt{c^2 + U_b^2}, \quad (2.17)$$

где c – местная скорость звука в точке 0.

2.2. Инженерный метод расчёта параметров кумулятивной струи щелевых зарядов ВВ на открытых горных работах

Процессы детонации кумулятивного заряда, схлопывания воронки и образования кумулятивной струи относятся к классу двумерных осесимметричных задач, которые требуют использования компьютерной программы.

В настоящее время существует несколько инженерных методов расчёта параметров кумулятивных зарядов. Рассмотрим один из таких методов.

Разобьём кумулятивный заряд на n элементов, причем $n \geq 10$, схема которого приведена на рис. 2.17.

Рассмотрим i -й элемент заряда, помещённый в корпус, массой $M_{\text{н}i}$, масса ВВ i -го элемента m_i , а масса кумулятивной облицовки M_i (рис. 2.18).

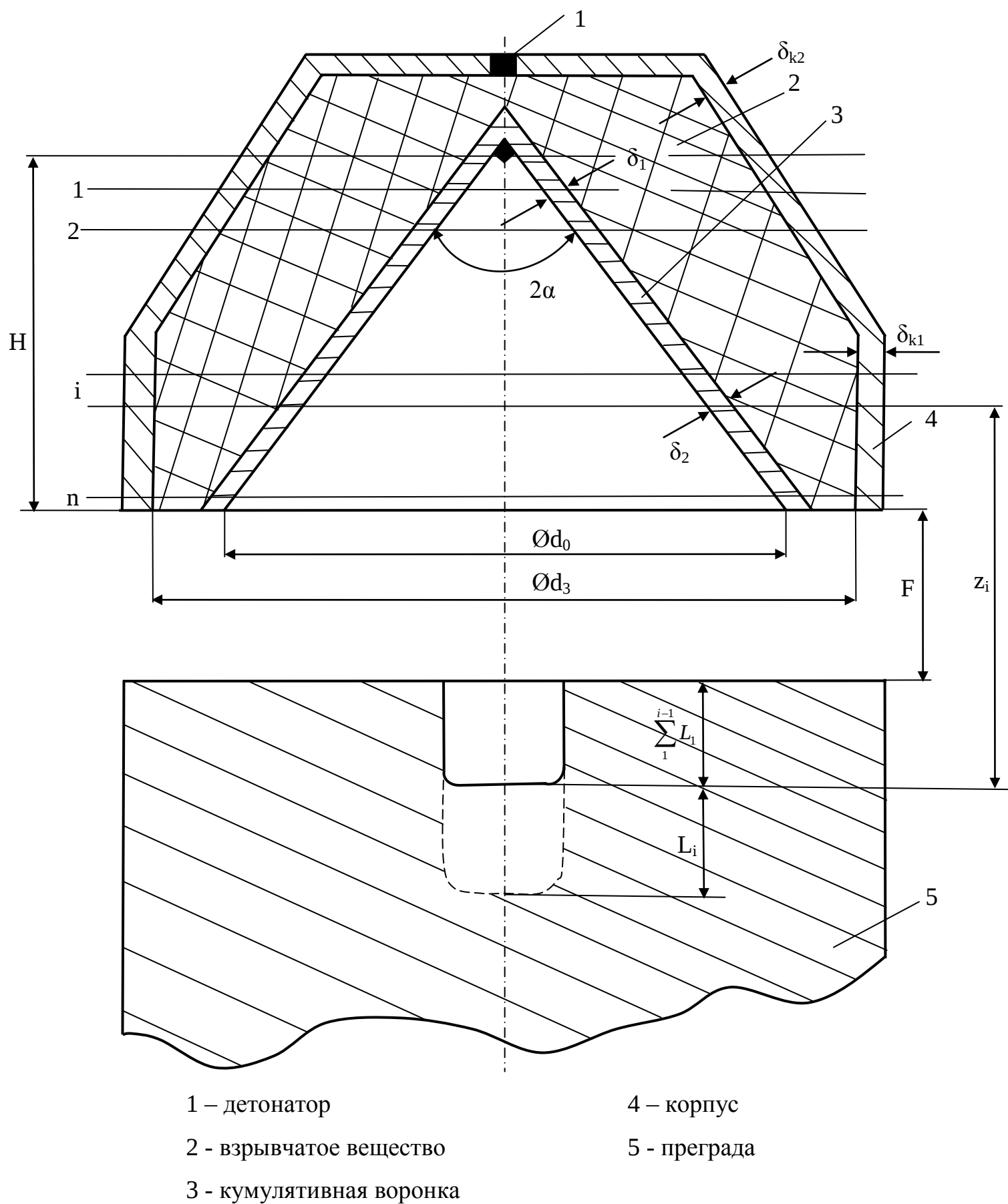


Рис. 2.17. Схема расчета параметров кумулятивных зарядов

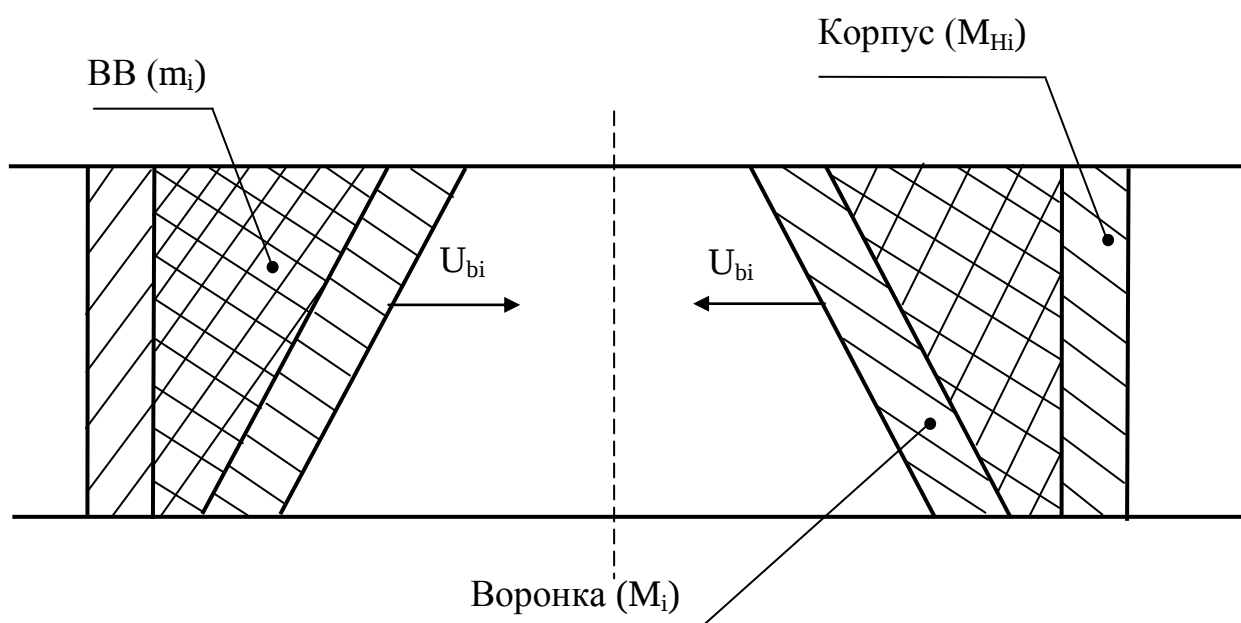


Рис. 2.18. Схема i-го элемента заряда, помещенного в корпус

Для данной схемы запишем уравнение сохранения энергии:

$$\frac{M_i U_{bi}^2}{2} + \frac{m_{ai} U_{bi}^2}{4} = m_{ai} Q. \quad (2.18)$$

Из уравнения (2.18) видно, что энергия активной массы ВВ m_{ai} преобразуется в кинетическую энергию движения элементов воронки и в кинетическую энергию движения газов, образующихся при взрыве активной массы ВВ.

Активная масса рассчитывается по следующему соотношению:

$$m_{ai} = \frac{m_i}{2} \left(1 + \frac{M_{Hi} - M_i}{M_i + M_{Hi} + m_i} \right). \quad (2.19)$$

Рассмотрим несколько более простых случаев нагружения, следующих из соотношения (2.19):

$$\begin{aligned} 1. \quad M_i &= M_{Hi}; & m_{ai} &= \frac{m_i}{2}; \\ 2. \quad M_{Hi} &\gg M_i; & m_{ai} &\cong m_i; \\ 3. \quad M_{Hi} &= 0; & m_{ai} &= \frac{m_i^2}{2(M_i + m_i)}. \end{aligned} \quad (2.20)$$

m_{ai}/M_i обозначим как коэффициент нагрузки i -го элемента β_i .

Скорость детонации ВВ определяется по формуле

$$D = 4\sqrt{Q}.$$

Уравнение (2.18) преобразуем к следующему виду:

$$U_{bi} = \frac{D}{2} \sqrt{\frac{\beta_i}{2 + \beta_i}}. \quad (2.21)$$

Определим скорость струи для i -го элемента с помощью уравнения (2.16):

$$U_{ci} = \frac{U_{bi}}{\operatorname{tg} \frac{\alpha_i}{2}} = \frac{D}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha_i}{2}} \sqrt{\frac{\beta_i}{2 + \beta_i}}. \quad (2.22)$$

Полученные уравнения показывают, что значение угла α_i вдоль облицовки изменяется, в процессе соударения воронка схлопывается от вершины к основанию со все увеличивающимся углом α_i . То есть, угол α_i надо определять конкретно для каждого i -го элемента облицовки.

Вследствие того, что процесс детонации имеет конечную скорость D , точка a в течение времени $\Delta t_i = \Delta x_i / D$ будет двигаться, а точка b ещё будет неподвижной, возникает перекос, изменение угла α_i , схема которого приведена на рис. 2.19.

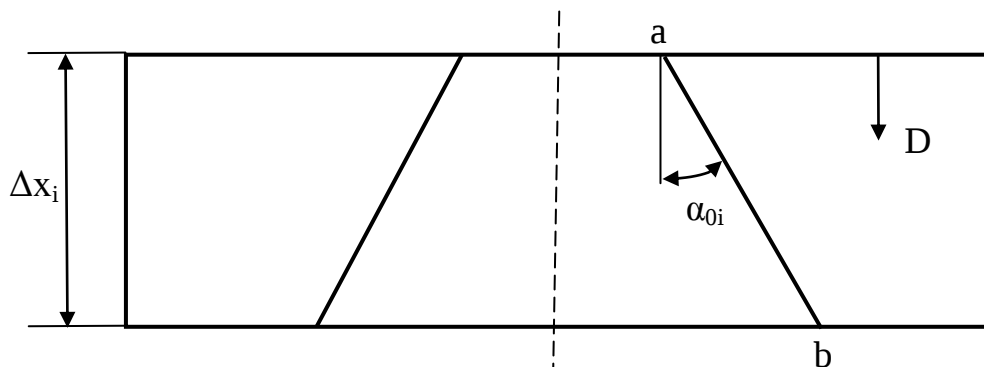


Рис. 2.19.

Величина Δx_i задана делением заряда ВВ на элементы, линия ab - начальное положение образующей воронки.

Согласно рис. 2.20

$$a'd = cd = a'a + ad,$$

$$a'a = \bar{U}_i \Delta t_i,$$

$$ad = \operatorname{tg} \alpha_{0i} \Delta x_i.$$

Точка "а" лежит на границе i -го и $(i - 1)$ -го элементов, поэтому ее скорость можно определить как полусумму скоростей этих элементов:

$$\bar{U}_i = \frac{U_{0,i-1} + U_{0i}}{2}. \quad (2.23)$$

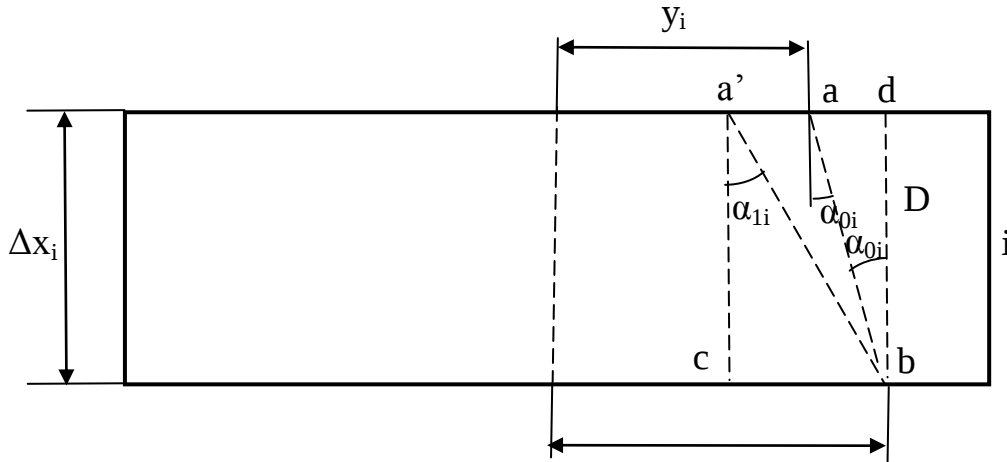


Рис. 2.20.

Для данного этапа можно определить угол α_{1i} (рис. 2.20):

$$\operatorname{tg} \alpha_{1i} = \frac{cb}{\Delta x_i} = \frac{\bar{U}_i \Delta t_i + \operatorname{tg} \alpha_{0i} \Delta x_i}{\Delta x_i} = \frac{\bar{U}_i}{D} + \operatorname{tg} \alpha_{0i}. \quad (2.24)$$

Угол наклона линии $a'b$ дополнительно изменится, когда точка b начнёт двигаться, так как точки a' и b будут иметь разные скорости.

Обозначим: t_i — время, в течение которого точка a' переместится в точку a'' (рис. 2.21):

$$t_i = \frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i}. \quad (2.25)$$

Тангенс угла определяется из уравнения

$$\operatorname{tg} \alpha_i = \frac{\bar{y}_{i+1}}{\Delta x_i}.$$

Необходимо определить величину $\bar{y}_{i+1}$ (см. рис. 2.21)

$$y_{i+1} - \bar{y}_{i+1} = \bar{U}_{i+1} t_i,$$

где $\bar{U}_{i+1} = (U_{bi} + U_{0,i+1}) / 2$.

С учётом (2.25) получим

$$\bar{y}_{i+1} = y_{i+1} - \bar{U}_{i+1} \frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i}. \quad (2.26)$$

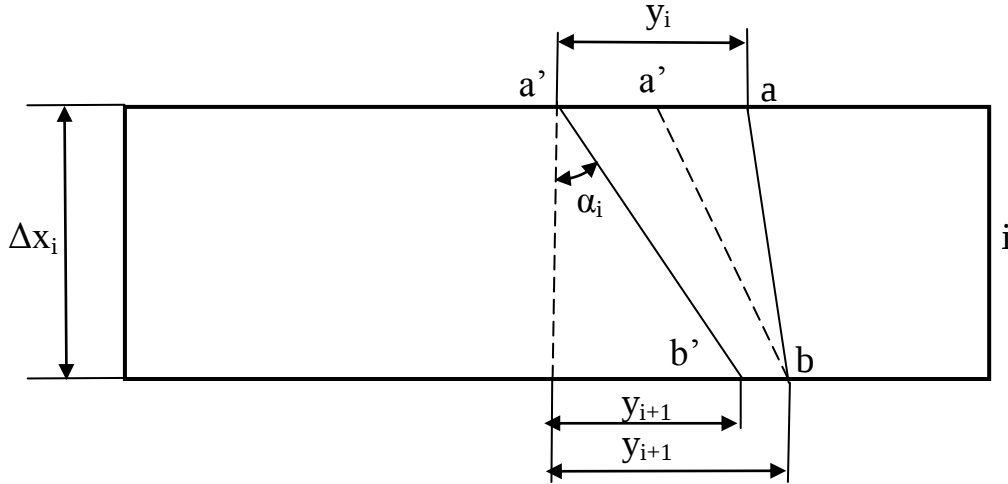


Рис. 2.21.

Окончательно на основе (2.26) получим формулу определения угла схлопывания облицовки для i -го элемента кумулятивной облицовки:

$$\operatorname{tg} \alpha_i = \frac{y_{i+1}}{\Delta x_i} - \frac{\bar{U}_{i+1}}{\Delta x_i} \left(\frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i} \right), \quad (2.27)$$

где $\Delta t_i = \Delta x_i / D$.

Масса кумулятивной струи определяется с помощью формулы (2.13), если $m_1 = M_{ci}$, $m_0 = M_i$, а ее кинетическая энергия — с помощью (2.22):

$$M_{ci} = M_i \sin^2 \frac{\alpha_i}{2}, \quad M_{kc} = \sum_{i=1}^n M_{ci};$$

$$E_{ci} = \frac{M_{ci} U_{ci}^2}{2}, \quad E_{kc} = \sum_{i=1}^n E_{ci}, \quad \eta = \frac{E_{kc}}{mQ}. \quad (2.28)$$

Показатель η характеризует КПД кумулятивного заряда. Угол α_i определяется по формуле (2.27).

Диаметр i -го элемента кумулятивной струи вычисляется исходя из формулы

$$M_{ci} = \frac{\pi d_{ci}^2}{4} l_i \rho_c.$$

Отсюда следует, что

$$d_{ci} = \sqrt{\frac{4M_{ci}}{\pi l_i \rho_c}}, \quad (2.29)$$

то есть d_{ci} зависит от l_i .

2.3. Определение глубины пробития пропластков кумулятивной струёй

Скорости кумулятивной струи, наблюдаемые в действительности, составляют 2-12 км/сек. Если такая струя встречается с преградой, состоящей из твердых пропластков, то возникает давление торможения. Таким образом, и в этом случае оказывается возможным применить гидродинамическую модель.

Нестационарная теория

Данная теория основана на теории соударения двух тел. Элемент кумулятивной струи подлетает к преграде со скоростью U_c и внедряется в неё с ударом со скоростью U_x . От границы соударения идут ударные волны в преграде и в элементе струи (рис. 2.22).

Для струи и преграды справедлива следующая система уравнений:

$$p_x = \rho_c (U_c - U_x) D_c,$$

$$p_x = \rho_n U_x D_n.$$

Отсюда

$$\frac{U_x}{U_c - U_x} = \frac{\rho_c D_c}{\rho_n D_n}.$$

С учётом уравнения

$$L_i = l_i \frac{U_{xi}}{U_{ci} - U_{xi}}$$

получаем

$$L_i = l_i \frac{\rho_c D_c}{\rho_n D_n}. \quad (2.30)$$

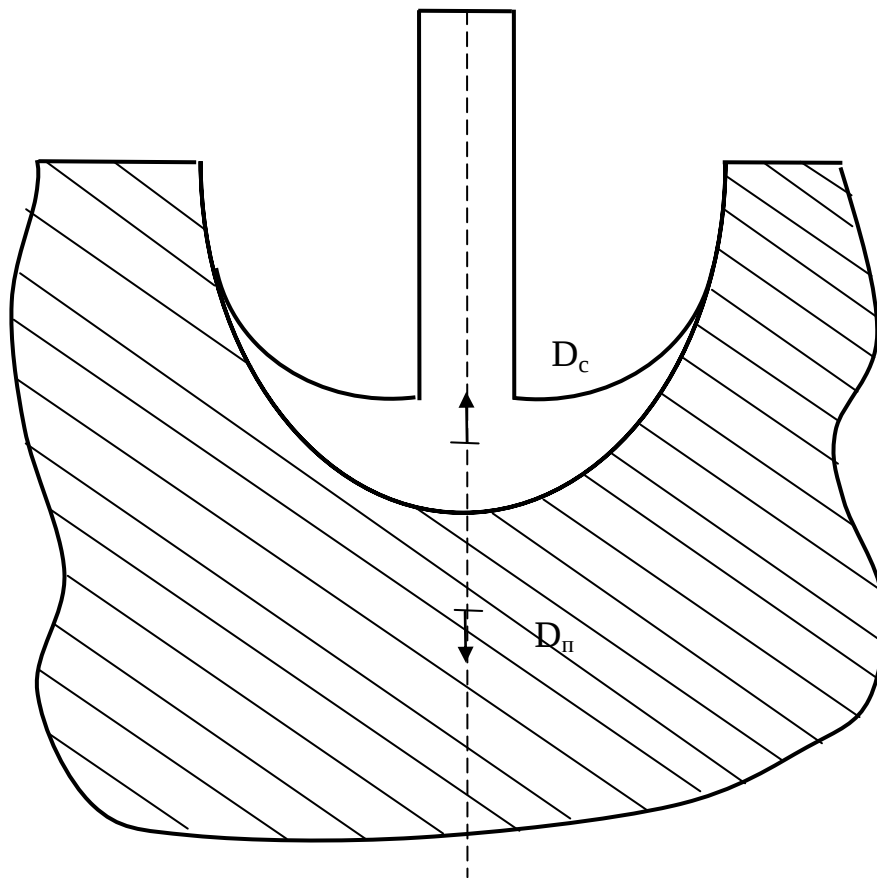


Рис. 2.22. Ударные волны в преграде и в элементе струи

Относительная сжимаемость определяется формулой

$$\varepsilon = 1 - \frac{\rho_0}{\rho}. \quad (2.31)$$

Для ударной волны справедливо равенство

$$\rho_0 D = \rho (D - U),$$

тогда

$$1 - \frac{\rho_0}{\rho} = \frac{U}{D},$$

то есть

$$\varepsilon = \frac{U}{D}. \quad (2.32)$$

Для кумулятивной струи и пропластка будем иметь

$$\rho_c(U_c - U_x)D_c = \rho_n U_x D_n.$$

Или

$$\frac{\rho_n U_x D_n^2}{D_n} = \frac{c(U_c - U_x)D_c^2}{D_c}. \quad (2.33)$$

В этом уравнении

$$\frac{U_x}{D_n} = \varepsilon_n, \quad \frac{U_c - U_x}{D_c} = \varepsilon_c,$$

поэтому

$$\frac{\varepsilon_n}{\varepsilon_c} = \frac{\rho_c D_c^2}{\rho_n D_n^2}. \quad (2.34)$$

Теперь уравнение (3.30) перепишем в следующем виде:

$$L_i = l_i \frac{\rho_c D_c}{\rho_n D_n} = l_i \sqrt{\frac{\rho_c^2 D_c^2}{\rho_n^2 D_n^2}}. \quad (2.35)$$

С помощью (2.34) произведем замену в уравнении (2.35) и получим окончательное выражение для определения глубины проникания кумулятивной струи с учётом сжимаемости твердых включений:

$$L_i = l_i \sqrt{\frac{\rho_c}{\rho_n} \frac{\varepsilon_n}{\varepsilon_c}}. \quad (2.36)$$

При одинаковой сжимаемости струи и твердых включений из выражения (2.36) получаем формулу Лаврентьева.

$$L_i = l_i \sqrt{\frac{\rho_c}{\rho_n}}.$$

Стационарная теория

По этой теории элемент кумулятивной струи срабатывается в твердом включении, проникая в неё с постоянной скоростью U_x . В результате возникают ударные волны в твердых включениях и в струе, которые располагаются на постоянном расстоянии от места контакта струи и твердого включения. Картина проникания во времени не меняется, так как проникание идет с постоянной скоростью (рис. 2.23).

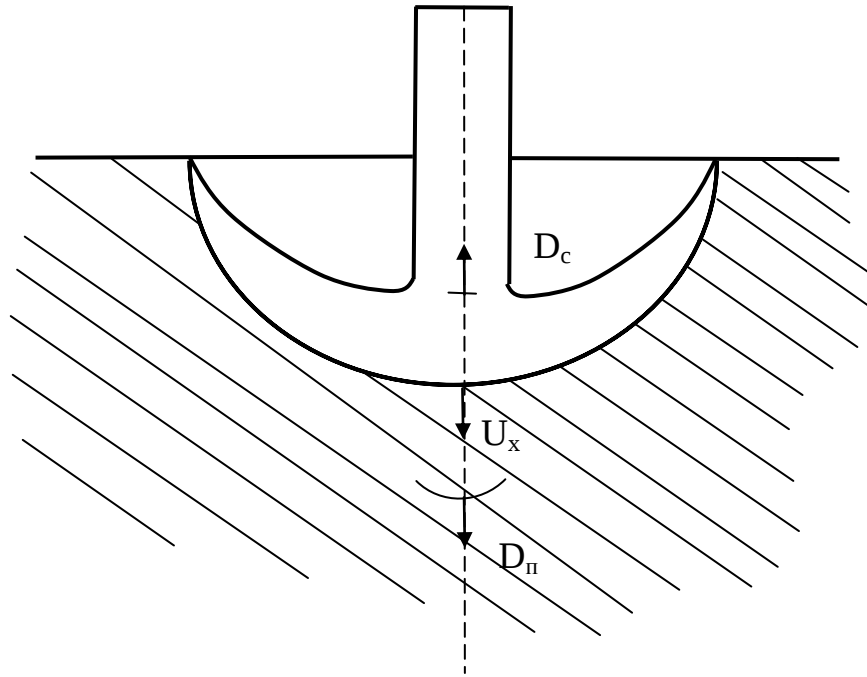


Рис. 2.23. Схема проникания кумулятивной струи в твердое включение с постоянной скоростью

Используем уравнение Бернулли для центральной линии тока (для сжимаемой жидкости), которое записывается в следующем виде:

$$\frac{U_2}{2} + \int \frac{dp}{\rho} = const.$$

Должно быть задано $p = p(\rho)$.

Отсюда можно получить:

$$L_i = l_i \sqrt{\frac{\rho_c (1 + \varepsilon_c)}{\rho_n (1 + \varepsilon_n)}}. \quad (2.37)$$

Формулы (2.36) и (2.37) противоречивы: при увеличении ε_c по (2.28) L_i уменьшается, а по (2.37) увеличивается. Очевидно, что чем больше сжимаемость твердого включения и меньше сжимаемость струи, тем больше глубина проникания струи в твердое включение L_i .

Основные выводы

1. На основе изучения гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ установлена максимальная скорость струи, зависящая от местной скорости звука и нормальной скорости струи.

2. На основе гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ разработана методика инженерного расчета глубины проникновения кумулятивной струи с учетом сжимаемости. Определен диаметр отверстия при проникании кумулятивной струи в горную породу.

3. Изучен сравнительный эффект действия кумулятивных зарядов ВВ. Установлено, что при детонации заряда ВВ без кумулятивной выемки наблюдается неглубокая вмятина в материале преграды, при незначительном удалении заряда от преграды эффект воздействия на преграду резко снижается. Наличие кумулятивной выемки в заряде приводит к концентрации плотности энергии, что проявляется в увеличении глубины вмятины в материале преграды. С удалением кумулятивного заряда от преграды эффект взрывного воздействия также резко снижается. Применение металлической облицовки в кумулятивном заряде приводит к резкому увеличению пробивного действия, при этом глубина проникания кумулятивной струи существенно зависит и от расстояния кумулятивного заряда от крепкого пропластка.

4. В результате проведенных теоретических исследований установлено, что усиление кумулятивного эффекта при наличии облицовки связано с весьма сильным и своеобразным перераспределением энергии между продуктами взрыва и материалом металлической облицовки, а также переходом части металла в кумулятивную струю. Основная часть энергии активной части кумулятивного заряда «перекачивается» в металл облицовки так, что оказывается сконцентрированной в его тонком слое, который

собственно и образует кумулятивную струю. Вследствие этого достигается значительно большая плотность энергии в струе, чем при подрыве заряда без облицовки выемки. Максимальное отношение диаметра выемки к диаметру струи для заряда без облицовки равно 4-5.

5. Установлено, что наиболее эффективное действие кумулятивной струи может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств металла облицовки. Условия формирования кумулятивной струи определяются микроструктурой металла облицовки и способностью его структурных составляющих к пластической деформации. Однако пластичность металла в условиях обжата под действием взрыва не определяется однозначно его стандартными характеристиками. Отмечена зависимость между способностью металла к быстрому обжатию и типом кристаллической решетки.

3. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЦЕЛЕВЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ МЕТОДОМ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

3.1. Исследование параметров волн напряжения щелевых зарядов в разнопрочных горных породах

Твердая среда характеризуется, прежде всего, стремлением сохранять свою форму, сопротивляясь различным деформациям. Однако, как показывают последние исследования [61], наличие неоднородностей и тепловое движение атомов порождает необратимость сдвиговых деформаций, способствующих сглаживанию неоднородного поля напряжений внутри твердого тела. Для реальных твердых тел (например, горных пород) характерно наличие множества неоднородностей самого разного масштаба, которые проявляются, прежде всего, в том, что при деформировании на них концентрируются напряжения, вызывая неоднородность возникающего в твердом теле поля напряжений. Концентрация напряжений на неоднородностях и связанные с ним необратимые деформации обуславливают неоднозначность связи напряжений и деформаций и необходимость разделения напряжений на упругую и неупругую части.

При рассмотрении механической модели твердого тела вводится дополнительный параметр, характеризующий диссипацию механической энергии и определяющий состояние (форму) твердого тела. Таким параметром может быть линейный размер неоднородности, на котором и возникают избыточные напряжения сдвига. При этом механическое состояние твердого тела оказывается зависящим от скорости деформации, так, что два первоначально одинаковых тела, но деформированных с разными скоростями до одной и той же средней сдвиговой деформации,

будут иметь различную структуру поля напряжений вследствие неодинаково напряженных неоднородностей. Если скорость деформации достаточно мала и наибольшее избыточное напряжение не превышает предел прочности материала, то тело остается не разрушенным. Если же скорость деформации такова, что в теле имеются напряженные неоднородности, вызывающие зарождение трещин, то по мере роста этих трещин тело будет разрушено на отдельные фрагменты. Изменение скорости деформирования твердой среды, по сравнению с импульсным взрывным нагружением можно достичь с помощью беспламенного взрывания, при котором характер нагружения значительно отличается от взрывного длительностью приложения нагрузки (10-20 мс) и сравнительно небольшим давлением в шпуре (4-5) МПа [62]. Исследования показали, что при возникновении радиальных трещин начинает расти и радиус шпура, и поскольку компоненты главных напряжений пропорциональны квадрату радиуса шпура и первой степени давления, то напряжения растут и наступает лавинный процесс разрушения. Однако, до тех пор, пока образовавшееся при развитии трещин возмущение не достигнет свободной поверхности, трещина не распространяется и замедляет скорость распространения. Иными словами. Скорость распространения трещин имеет периодичный характер, когда одна трещина приобретает максимальную скорость, вторая имеет минимальную скорость. После того. Как возмущение от первой трещины достигнет свободной поверхности, начинает распространяться с максимальной скоростью вторая трещина. Это свидетельствует о том, что развитие трещин, возникающих на неоднородностях, происходит не спонтанно и изолированно, а с учетом всего поля напряжений, причем преимущество получают те трещины, развитие которых менее энергоемко в данный момент времени.

С другой стороны это не свидетельствует о том, что и зарождение микротрещин на неоднородностях подчиняется определенной последовательности. Зарождение микротрещин будет иметь место в момент превышения избыточным напряжением предела прочности среды в данной

точке, но развитие этой микротрещины может произойти при определенных условиях и тем быстрее, чем более нестационарным будет поле напряжений.

Таким образом, исследование поля напряжений является важным этапом при изучении процесса разрушения твердой среды под действием взрывных нагрузок. Традиционно напряжения вычисляются по механическим параметрам движения среды (максимальные массовые скорости, смещения, ускорения и т.д.) или измеряются непосредственно в различных точках с помощью пьезодатчиков. В этом плане метод динамической фотоупругости позволяет проследить, развитие поля напряжений в некоторой области исследуемой модели.

3.2. Исследование дробления разнопрочных горных пород взрывами щелевых зарядов

Большинство горных пород отличаются отсутствием сплошности, благодаря довольно сильной естественной трещиноватости. В естественных условиях лишь каменная соль является исключением, залежи которой иногда на несколько километров встречаются сплошными – без трещин. Этим объясняется то, что многие исследователи используют каменную соль в качестве среды для моделей. В хрупко-разрушаемых средах появляется дополнительный параметр, который может быть определен экспериментально - зона дробления. Опыты проводились на блоках размером $300 \times 300 \times 300 \text{ мм}^3$. Физико-механические свойства тиосульфата натрия были следующими: плотность $\rho_0 = 1,72 / \text{см}^3$, скорость продольных волн $C_0 = 4 \cdot 10^3 \text{ м/с}$, скорость поперечных волн $C_t = 2,2 \cdot 10^3 \text{ м/с}$, коэффициент Пуассона $\sigma = 0,28$. Масса заряда составляла от 0,2 до 2,4 г, при плотности $1,5 \text{ г/см}^3$ и удельной энергии тэна равной $1,34 \text{ ккал/г}$. После взрыва заряда ВВ в блоке тиосульфата натрия наблюдалась характерная картина разрушения. Полость, стенки которой несколько оплавлены, но с ровной внутренней

поверхностью, т.к. размеры кристаллов, по сравнению с радиусом заряда, малы. Имеют сферическую форму, что свидетельствует о симметричности воздействия при ее расширении и незначительном влиянии конечных размеров блока.

С помощью электромагнитных датчиков, вплавленных в среду, были изучены зависимости величин массовой скорости от расстояния, пройденного волной. Обработка осциллограмм показала, что эта зависимость неоднозначна [63]: ближняя зона описывается более сильными законами затухания, чем дальняя. Эти зависимости выражаются формулами

$$v_m = 3,8R_0^{-2,1} \text{ при } 0,15 < R_0 < 0,7; \quad (3.1)$$

$$v_m = 4,5R_0^{-1,7} \text{ при } 0,7 < R_0 < 3. \quad (3.2)$$

Такая зависимость указывает на наличие больших потерь в ближней зоне, связанных с необратимыми деформациями на фронте волны, а также при зафронтном течении, т.к. силы трения в этой среде значительны.

Эпюра массовой скорости имеет некоторый интервал времени, в течение которого скорость возрастает до максимального значения τ_H (время нарастания). Это время нарастания увеличивается до расстояния $R=6r_0$, достигая максимальной величины $\tau_M = 3,2$ мксек.

Обработка осциллограмм и их анализ показывает, рис. 2.1, что для всех используемых зарядов зависимость смещения от расстояния можно описать формулами

$$U_m = 3,7 \cdot 10^{-3} R \text{ при } 0,15 < R_0 < 0,7; \quad (3.3)$$

$$U_m = 2,1 \cdot 10^{-3} R_0^{-1,75} \text{ при } 0,7 < R_0 < 2,3. \quad (3.4)$$

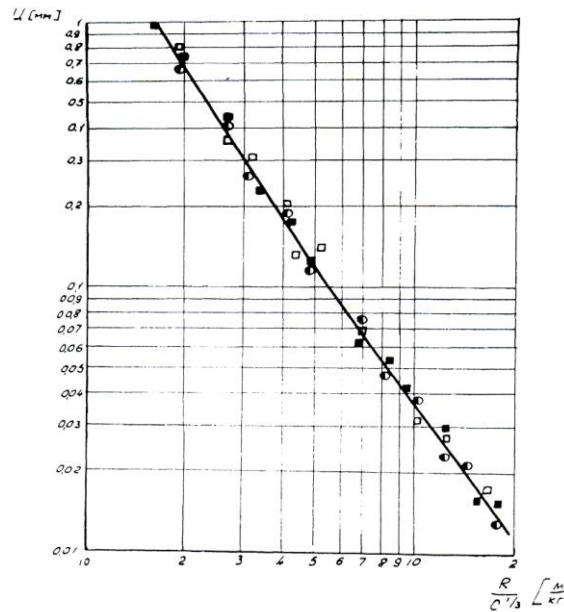


Рис. 3.1. Зависимость максимальных смещений от расстояния

Опытное подтверждение законов затухания для сферической волны показывает необходимость учета сил трения при формировании волны напряжений [64], что подтверждается обнаружением подобных законов и при крупномасштабных взрывах [65]. Волна напряжений в силу быстрого нарастания $\sigma_r(t)$ в ближней зоне является почти ударной (или короткой), что означает при рассмотрении процесса деформирования приоритет $\varepsilon_r \approx \varepsilon$.

Измеряя последовательно в фиксированных точках время прихода максимума амплитуды скорости смещения можно построить зависимость скорости распространения максимума D_m от расстояния до центра взрыва. Эксперименты показали, что эта зависимость выражается эмпирическими формулами

$$D_m = 3,4 \cdot 10^3 R_0^{-0.4} \text{ при } 0,055 < R_0 < 0,3; \quad (3.5)$$

Оценим уплотнение среды в волне сжатия. Объемная деформация на фронте волны выражается соотношением: $\varepsilon \approx v_\phi / D_m$

Подставляя значения v_ϕ и D_m получим зависимость плотности среды на фронте от расстояния, которая может быть приближенно записана в виде

$$\rho = \rho_0 (1 + 0,05 R_0^{-2,1}), \quad (3.6)$$

откуда следует, что на расстоянии порядка 20 г0 изменение плотности прекращается. Отсюда можно сделать вывод, что зона разрушения имеет такую же протяженность.

В процессе зафронтного течения плотность среды не остается постоянной. Если вычислить плотность на различных расстояниях от центра взрыва в лагранжевых координатах после остановки среды, то получим такое распределение плотностей: вблизи границы котловой полости плотность меньше начальной, а на некотором удалении от полости превышает начальное значение.

Если бы достигаемое на фронте волны уплотнение оставалось неизменным, то должно бы наблюдаться монотонное уменьшение конечной плотности с расстоянием.

Уменьшение плотности за фронтом волны происходит, по-видимому, в процессе расширения полости. Действительно, при абсолютно необратимом уплотнении среды изменение скорости движения за фронтом волны должно иметь вид: $v \approx 1/R^2$. В опытах не было получено, что $v = v_\phi \left(\frac{R_\phi}{r} \right)^{1,3}$. Это означает, что в центральной зоне происходит разуплотнение среды.

Рассмотрим изменение кинетической энергии среды. Вычисленные с помощью экспериментальных данных значения кинетической энергии движущейся среды для различных моментов времени приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

$R_0 [м/кг]$	0,8	1,5	4	8	10	15
$E_k / \varepsilon [\%]$	4,1	4,9	3,8	2,6	2,1	1,4

Важным результатом является то, что кинетическая энергия среды мало меняется в процессе расширения полости и не превышает 5 % от полной энергии взрыва. Это постоянство кинетической энергии во времени есть результат своеобразного динамического равновесия, при котором сообщаемая среде продуктами взрыва энергия непрерывно расходуется на необратимые деформации среды. При этом, как было отмечено выше, имеют

место существенные потери из-за разрушения среды.

Оценим смещения упругой зоны, используя решение В.Н. Родионова [66]. Смещение внешней границы зоны раздавливания будет определяться формулой:

$$U = \frac{1-\sigma}{1-2\sigma} \cdot \frac{\sigma^*}{2\rho c^2} R_p \quad (3.6)$$

Для тиосульфата натрия $R_p \approx 10r_0$ и величина смещения $U \approx 2 \cdot 10^{-2} \text{ см}$.

Определяя по величине смещения границу упругой области, а по величине скорости напряжения на фронте волны, легко вычислить, что $\sigma^* \approx 150 \text{ кг/см}^2$, что удовлетворительно согласуется с данными статических измерений, учитывая приближенный характер оценки.

Объем полости, с учетом упаковки раздробленной среды, определяется выражением:

$$\frac{4}{3} \pi R_p^3 = \frac{4}{3} \pi R_p^3 \left[1 + \frac{3}{2} \cdot \frac{1-\sigma}{1-2\sigma} \right] \frac{\sigma^*}{\rho c^2}. \quad (3.7)$$

При этом предполагается, что объемом зарядной камеры можно пренебречь. Отсюда имеем:

$$\frac{R_p}{R_m} = \sqrt{\frac{\rho c^2}{\sigma^* \left(1 + \frac{3}{2} \cdot \frac{1-\sigma}{1-2\sigma} \right)}}. \quad (3.8)$$

Полученное простое соотношение является результатом пренебрежения изменениями плотности во времени в зоне дробления и оправдано тем, что полость образуется в основном за счет вытеснения в упругой области. Подставляя значения в формулу, получим $R_p \approx 7,3 R_m$.

Величину R_m можно определить из графика смещения путем экстраполяции на стенки полости, с учетом начального радиуса, тогда $R_p \approx 50 \text{ мм}$.

Эта величина несколько больше, чем непосредственно замеренная ($R_p \approx 40 \text{ мм}$), однако необходимо учитывать, что в опытах измерение зоны

дробления производилось по изменению цвета тиосульфата, что, по-видимому, является лишь первым приближением.

Проводя аналогию с упругим решением, можно получить оценку времени положительной фазы. Радиус сферы, ограниченный упругой областью, равен $R_p = nR_m$. Рассматривая ее как излучатель продольных волн (на этой границе приложена нагрузка σ^*), легко определить время положительной фазы

$$t_+ \approx 1,2 \frac{nR_m}{c}. \quad (3.9)$$

Подставляя экспериментальные данные, легко вычислить $t_+ \approx 15-16$ мксек, что удовлетворительно согласуются с опытными данными.

Для решения задачи о взрыве, в хрупко-разрушаемой твердой среде, получена приближенная формула, которая достаточно хорошо аппроксимирует решение в ограниченной области

$$\frac{4}{3} \pi R_m^3 \frac{\rho c^2}{\varepsilon} = 38 \left[\frac{\rho c^2}{250 \sigma^*} \right]^{2/3} \quad (3.10)$$

Зная параметры источника, а также свойства среды, легко оценить максимальный размер полости. Такая оценка совершенно необходима при расчете заряда для предварительного прострела камеры взрывной полости.

Используя формулу (3.10) и указанные параметры, оценим максимальные размеры полости. Расчеты дают: $R_m = 8,4 \text{ мм}$.

Экстраполяция графика $U=f(R_0)$ на границу полости дают $R_m \approx 8 \text{ мм}$, т.е. весьма близкую величину.

Оценка энергии, переносимой волной, дает ту же качественную зависимость, что и для плексигласа, но с несколько меньшими величинами.

При анализе результатов исследования движения среды и механизма диссипации энергии при взрыве автор исходит из представлений, развитых в работах [61, 66], суть которых сводится к следующему.

Хотя давления, развиваемые при взрыве (10^5 кг/см^2), оказывается меньше, чем модуль упругости (10^6 кг/см^2), это не означает, что диссипация

энергии во фронте волны будет играть второстепенную роль. Действительно, твердые тела, сопротивляясь не только изменению объема, но и формы, будут испытывать большие необратимые деформации, которые приводят к разрушению материала. За пределами зоны разрушений расположена зона упругих деформаций. Граница между этими зонами устанавливается с помощью характеристики прочности, которой может служить для горных пород давление разрушения кубика заданных размеров при одноосном сжатии. Большая амплитуда давлений в волне сжатия в непосредственной близости от заряда ВВ определяет интенсивное разрушение среды. Следовательно, основная доля энергии взрыва расходуется на необратимое деформирование и разрушение твердой среды, причем диссипация энергии происходит как на фронте волны, так и внутри зоны, охваченной волной.

Поведение раздробленной среды при больших необратимых деформациях, по мнению авторов, должно быть подобно поведению песка и определяться аналогичными особенностями, а именно: значительная пористость способствует необратимому объемному уплотнению за счет переупаковки частиц; упругие сигналы испытывают сильное затухание, а скорость распространения упругих возмущений невелика; с увеличением нормальных напряжений значительно возрастает сопротивление сдвиговым напряжениям и, наконец, изменение средней плотности при интенсивных деформациях может происходить в любую сторону в зависимости от начальной плотности и нормального давления.

Горные породы очень разнообразны как по своим механическим свойствам, так и по характеру разрушения. Если большая часть скальных горных пород, к которым можно отнести граниты, гнейсы, базальты, разрушается с образованием кусков, то глины, мягкие известняки, сланцы способны пластически деформироваться. Однако ни тот ни другой тип разрушения горных пород строго нельзя отнести к идеальным механизмам разрушения. Так, например, кристаллическая горная порода - гранит дробится на куски главным образом вследствие неоднородности и

трещиноватости среды. Наличие в среде разнородных минералов, многие из которых в состоянии пластически деформироваться, приводит к растрескиванию блоков сросшихся зерен. Важным условием образования зернистой структуры при деформации твердого тела за пределами упругости является большое различие прочностных характеристик отдельных составных частей.

Если говорить о пластическом деформировании горных пород, подобных глине, то механизм скольжения здесь имеет мало общего с пластичностью кристаллов. Часто пластичность горной породы обязана присутствию воды. В отдельных случаях сопротивление сдвигу является следствием очень большой вязкости, так что нужно рассматривать фактически не твердое тело, а очень вязкую жидкость.

Известные в настоящее время данные о поведении твердой среды при деформировании ее за пределами упругости, т.е. в процессе разрушения и после него, очень ограничены. В частности, не изучен вопрос об изменении плотности среды за фронтом волны сжатия [63].

Оценим уплотнение среды в волне сжатия. Объемная деформация на фронте волны выражается соотношением $\varepsilon \approx v_\phi / D_m$. Подставив в это соотношение экспериментальные значения, получим зависимость плотности среды на фронте от расстояния, которая может быть приближенно записана в виде

$$\rho \approx \rho_0 [1 + 0,94 \cdot 10^{-3} R_0^{-1,7}] \quad (3.11)$$

Отсюда следует, что уплотнение среды не является постоянной величиной. Существенной же особенностью схемы, предложенной в работе [67], которая отличает ее от того, что наблюдается при взрыве в крепких горных породах, является постоянство параметра ε , указывающее на независимость уплотнения от амплитуды. В действительности в крепких горных породах остается почти постоянной (или изменяется незначительно) скорость распространения волн сжатия, что указывает на линейную связь объемного уплотнения и амплитуды волны напряжения.

Используя соотношения для v_ϕ и D_m , оценим максимальные давления, достигаемые в волне сжатия, по формуле, которая является точной для ударного фронта $\sigma_m = \rho_0 v_\phi D_m$. Окончательно получим

$$\sigma_m = 70,6 R_0^{-2,5} \text{ при } 0,055 < R_0 < 0,4 \quad (3.12)$$

$$\sigma_m = 21,4 R_0^{-1,6} \text{ м/с при } 0,4 < R_0 < 1,7 \quad (3.13)$$

Зная эпюры массовых скоростей и скорость распространения фронта волны, можно построить поле скоростей в различные моменты времени. Обработка эпюр показывает, что скорость движения среды за фронтом волны монотонно возрастает по направлению к границе полости. Изменение скорости движения среды в пространстве можно приближенно описать зависимостью

$$v = v_\phi \left(\frac{R_\phi}{r} \right)^n, \quad (3.14)$$

где v_ϕ – скорость на фронте волны сжатия; v – скорость внутри возмущенной области; R_ϕ – координата фронта волны; r – Эйлера координата.

Необходимо отметить, что фронт волны сжатия характеризуется довольно резким скачком скорости. В процессе же зафронтового течения плотность среды не остается постоянной. Если вычислить плотность на различных расстояниях от центра взрыва в Лагранжевых координатах после остановки среды, то получим такое распределение плотностей: вблизи границы котловой полости плотность меньше начальной, а на некотором удалении от полости превышает начальное значение.

Если бы достигаемое на фронте волны уплотнение оставалось неизменным, то должно бы наблюдаться монотонное уменьшение конечной плотности с расстоянием. Уменьшение плотности за фронтом волны происходит, по-видимому, в процессе расширения полости. Действительно, при абсолютно необратимом уплотнении среды изменение скорости движения за фронтом волны должно иметь вид $v \approx \left(\frac{1}{r} \right)^2$, а в опытах было

получено, что $v = v_\phi \left(\frac{R_\phi}{r} \right)^{1,3}$. Это означает, что в центральной части происходит разуплотнение среды, которое необходимо учитывать при проведении крупных взрывов.

3.3. Анализ ранее выполненных исследований по разработке и применению накладных (кумулятивных) зарядов для дробления негабаритных кусков взорванной горной массы в горной промышленности

Сравнительный эффект действия обычных и кумулятивных зарядов (КЗ) проиллюстрирован на рис. 3.2. Такие простые опыты были впервые описаны в фундаментальных работах и впоследствии вошли во многие издания, посвященные вопросам кумуляции [1-8]. При детонации заряда ВВ без кумулятивной выемки наблюдается неглубокая вмятина в материале преграды (а), при незначительном удалении заряда от преграды эффект воздействия на преграду резко снижается (б). Наличие кумулятивной выемки в заряде приводит к концентрации плотности энергии, что проявляется в увеличении глубины вмятины в материале преграды (в). С удалением рассматриваемого КЗ от преграды эффект взрывного воздействия также резко снижается (г). Применение металлической облицовки в КЗ приводит к резкому увеличению пробивного действия, при этом глубина проникания кумулятивной струи (КС) существенно зависит и от расстояния КЗ от преграды (д, е). Различия в степени воздействия КЗ без облицовки кумулятивной выемки и с металлической облицовкой связаны с физическими особенностями реализуемых режимов пространственной концентрации плотности энергии. В первом случае эффект кумуляции проявляется в формировании газокумулятивной струи, представляющей собой

высокоскоростной направленный поток продуктов взрыва (ПВ) повышенной плотности энергии (скорость такой струи может превышать даже вторую космическую скорость - 11,2 км/с). Однако такая газокумулятивная струя имеет относительно низкую эффективность действия по преграде, особенно на некотором удалении от нее, что обусловлено быстрым расширением газообразных ПВ вследствие неравномерного распределения по длине струи и наличия поперечных пульсаций в струе. Это приводит к радиальному рассеиванию и быстрому снижению плотности продуктов взрыва.

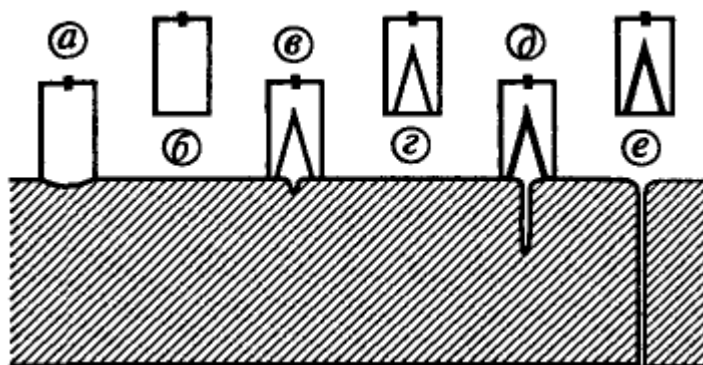


Рис. 3.2. Схематическое изображение результатов взрывного воздействия обычных и кумулятивных зарядов на преграду

В присутствии металлической облицовки на поверхности выемки наблюдается очень резкое усиление кумулятивного эффекта. Несмотря на это обстоятельство, в данном случае сохраняются те физические особенности, которые характерны для взрыва КЗ без облицовки выемки. Однако картина рассматриваемого явления при этом существенно меняется.

В результате исследований установлено, что усиление кумулятивного эффекта при наличии облицовки связано с весьма сильным и своеобразным перераспределением энергии между ПВ и материалом металлической облицовки, а также переходом части металла в кумулятивную струю. Основная часть энергии активной части КЗ «перекачивается» в металл облицовки так, что оказывается сконцентрированной в его тонком слое, который собственно и образует кумулятивную струю. Вследствие этого

достигается значительно большая плотность энергии в струе, чем при подрыве заряда без облицовки выемки. Максимальное отношение диаметра выемки к диаметру струи для заряда без облицовки равно 4-5. Для заряда с металлической облицовкой выемки это отношение значительно больше, так как диаметр КС значительно меньше, чем для зарядов без облицовки.

Структурная характеристика КЗ обусловлена особенностями их конструктивного оформления и функциональным назначением. Различают сосредоточенные (осесимметричные) и удлиненные (плоские) кумулятивные заряды (рис. 3.3). Представленные схемы КЗ включают следующие структурные элементы: 1 – заряд ВВ с кумулятивной выемкой, 2 – облицовка кумулятивной выемки, 3 – корпус КЗ, 4 – средство инициирования.

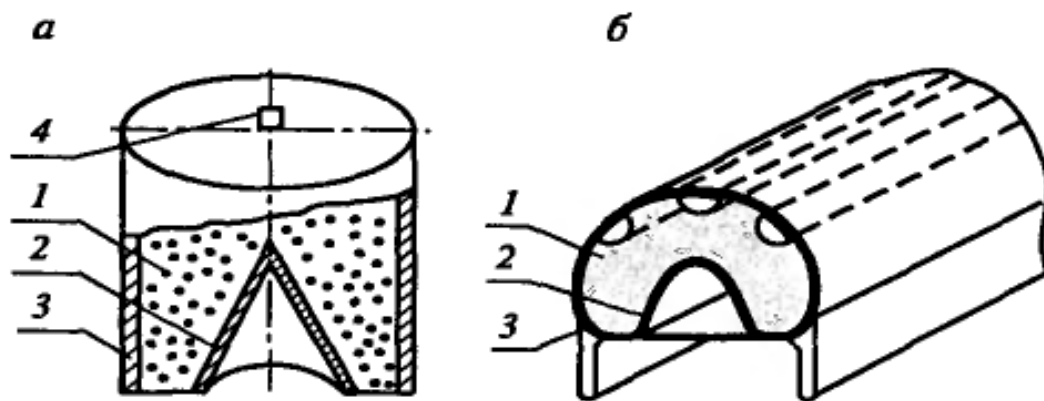


Рис. 3.3. Сосредоточенный (а) и удлиненный (б) кумулятивные заряды

Наибольшее значение для практики имеет направленная осевая кумуляция. Этот вид кумуляции может быть реализован при подрыве осесимметричных зарядов (рис. 3.2, а), имеющих выемку той или иной формы (конус, полусфера, парабола, гипербола и т.п.). Такие КЗ с оптимального расстояния $F_m = (1,5-6)d_0$ способны пробивать насквозь стальные преграды, или создавать в них каверны глубиной $L = (5-6)d_0$ и более, со средним диаметром отверстия $D_0 = (0,1-0,3)d_0$, где d_0 — внутренний диаметр кумулятивной облицовки (рис. 3.2, е).

Удлиненные КЗ с плоской симметрией (рис. 3.3, б) имеют кумулятивную выемку, поперечное сечение которой может иметь форму угла

(клиновидные облицовки), параболы, полуокружности (полуцилиндрические облицовки) и т.п. При взрыве они формируют пелену или кумулятивный «нож», который и разрезает преграда. Основными элементами удлиненного КЗ являются корпус 3, заряд взрывчатого вещества 1 и металлическая облицовка 2 кумулятивной выемки, причем последняя, как правило, формируется из заготовки совместно с корпусом. Чаще всего инициирование осуществляется с одного из открытых торцов заряда при расположении детонатора посередине слоя ВВ в любом удобном месте среза заряда, однако наиболее стабильные и лучшие результаты получаются при подводе инициирующего импульса непосредственно к ребру облицовки (установка детонатора в вершине облицовки строго по оси заряда). При таком способе инициирования с торца, нож при своем формировании и действии как бы бежит вдоль заряда. При функционировании удлиненных КЗ глубина реза стальных преград с оптимального расстояния $F_m = (0,5-1)d_k$ составляет $L = (0,8-1)d_k$, где d_k — внешний диаметр корпуса-трубки с полуцилиндрической медной облицовкой.

Таким образом, область использования кумулятивного эффекта определяется конструктивными особенностями и функциональным назначением кумулятивных зарядов. Сосредоточенные осесимметричные КЗ используются в промышленности для пробития негабаритных кусков; в кумулятивных перфораторах — для образования шпуров под заряды ВВ в массивах материалов, негабаритах горных пород и т.п.

Основные выводы

1. На основе изучения законов распространения прямых и отраженных волн напряжения от свободных поверхностей уступа при взрывных нагрузках разработаны теоретические основы определения зон разрушения массива горных пород, зависящие от диаметра взрывной полости скважины, плотности и скорости детонации применяемых промышленных ВВ, а также прочностных свойств горных пород.

2. Установлено различие в законах затухания скоростей и смещений в ближней и дальней зонах действия взрыва в исследуемых твердых средах. Показано, что границы изменения законов затухания скоростей и смещений определяются размерами зон дробления для разрушаемых сред.

3. Область использования кумулятивного эффекта определяется конструктивными особенностями и функциональным назначением кумулятивных зарядов. Сосредоточенные осесимметричные кумулятивные заряды используются в промышленности для пробития негабаритных кусков; в кумулятивных перфораторах – для образования шпуров под заряды ВВ в массивах материалов, негабаритах горных пород и т.п.

4. РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ КУМУЛЯТИВНЫХ ЗАРЯДОВ И ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТНЫХ КУСКОВ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ НА ОСНОВЕ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ, ВЫПУСКАЕМЫХ НА ЗАВОДЕ ЭВВ РУДНИКА М

4.1. Обоснование параметров буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ

В связи с применением на карьерах Навоийского ГМК промышленных ВВ собственного производства, во все нормативные документы и аналитические зависимости, характеризующие расчетные значения удельных расходов и параметров БВР, целесообразно вводить поправку, учитывающую относительную работоспособность применяемого промышленного ВВ по отношению к эталонному (граммонит 79/21). В современной справочной и горнотехнической литературе [78-80] предлагается переход к другому типу ВВ производить с помощью коэффициента $K_{ВВ}$, учитывающего теплоту взрыва эталонного ВВ – $Q_э$ и применяемого ВВ – $Q_ф$, т.е. $K_{ВВ} = \frac{Q_э}{Q_ф}$. Однако это соотношение является работоспособным для промышленных гранулированных ВВ, плотность заряжания которых находится в интервале 0,8-0,95 г/см³. С появлением на горных предприятиях эмульсионно-взрывчатых составов (ЭВС), обладающих повышенной плотностью, высокой детонационной способностью и работоспособностью отмеченные значения $K_{ВВ}$ дают некорректные результаты из-за неадекватности расчетных значений и практических результатов. В связи с этим, в работе [81] относительную работоспособность новых ВВ в разнопрочных горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности $K_{ВВ}^{эф}$, позволяющего рассчитывать

эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов различного действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ. Коэффициент $K_{ВВ}^{\text{эф}}$ рассчитывается по формуле, полученной на основе теоретических представлений о полезной работе газов взрыва [82]

$$K_{ВВ}^{\text{эф}} = \frac{q}{q_{\text{э}}} = \frac{\rho_{ВВ_{\text{э}}} \cdot Q_{ВВ_{\text{э}}} \cdot V_{ВВ_{\text{э}}} \cdot \left[1 + \frac{\rho_{ВВ} D}{\rho_r D_r} \right]}{\rho_{ВВ} \cdot Q_{ВВ} \cdot V_{ВВ} \cdot \left[1 + \frac{\rho_{ВВ_{\text{э}}} D_{\text{э}}}{\rho_r D_r} \right]}, \quad (4.1)$$

где $q, q_{\text{э}}$ – удельный расход ВВ для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$\rho_{ВВ}, \rho_{ВВ_{\text{э}}}$ – плотность заряжения для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$Q_{ВВ}, Q_{ВВ_{\text{э}}}$ – удельная теплота взрыва для применяемого и эталонного ВВ, ккал/кг;

$V_{ВВ}, V_{ВВ_{\text{э}}}$ – объем выделяющихся газообразных продуктов для применяемого и эталонного ВВ;

$D, D_{\text{э}}$ – скорость детонации ВВ с учетом диаметра для применяемого и эталонного ВВ, м/с;

ρ_r – плотность взрывааемых разнопрочных горных пород, г/см³;

D_r – скорость распространения в разнопрочной горной породе упругих продольных волн (скорость звука), м/с.

Критерий относительной работоспособности оценивается как экспериментально методом воронкообразования $F = \frac{M_{\text{э}}}{M_{ВВ}}$, так и расчетно по формуле [83]

$$F = \left(\frac{Q}{1031} \right)^{0,75} \cdot \left(\frac{V}{893} \right)^{0,25}, \quad (4.2)$$

где Q и V – расчетные значения теплоты и объема газов взрыва исследуемого ВВ, а 1031 ккал/кг и 893 л/кг – соответственно, теплота и объем газов взрыва эталонного ВВ – рекомендуемого.

Из анализа формулы (4.2) очевидно, что коэффициент F по своей сути является обратной величиной коэффициента взрывной эффективности $K_{ВВ}^{эф}$, т.е. $F = \frac{1}{K_{ВВ}^{эф}}$ или $K_{ВВ}^{эф} = \frac{1}{F}$. Результаты расчетов коэффициентов относительной работоспособности сравниваемых взрывчатых составов по формуле (4.2) приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Оценка относительной работоспособности взрывчатых составов

Коэффициенты	Сравниваемые взрывчатые составы					
	Граммонит 79/21 (эталонное ВВ)	Игданит на обычной АС	Игданит на пористой АС	Нобелит 2030	Нобелан 2080, обычная АС	Нобелан 2080, пористая АС
Относительной работоспособности, F	1	0,64	0,93	0,75	0,74	0,88
Взрывной эффективности, $K_{ВВ}^{эф} = \frac{1}{F}$	1	1,56	1,08	1,33	1,35	1,14

При коэффициентах эффективности ЭВВ равных 1,05 (Нобелит 2030), 1,07 (Нобелан 2080), рассчитанные по формуле 4.1 длина заряда уменьшается на 32 и 27%, удельные затраты энергии взрыва снижаются на 26-30%. В связи с этим, очевидно, снижение степени полезного использования энергии взрыва заряда на дробление и увеличение зоны нерегулируемого дробления. С целью нейтрализации этих отрицательных факторов целесообразно компенсировать снижение длины заряда (Δl) применением комбинированных зарядов.

Исходя из изложенного, коэффициенты взрывной эффективности ЭВВ $K_{ВВ}^{эф}=1,07$ (Нобелан 2080) и $K_{ВВ}^{эф}=1,05$ (Нобелит 2030) и рекомендуемую конструкцию комбинированного заряда целесообразно использовать при расчете удельных расходов. При коэффициентах взрывной эффективности ЭВВ равных 1,33 (Нобелит 2030), 1,35 (Нобелан 2080), рассчитанные по формуле (4.2) (табл. 4.1) и соответственном увеличении удельного расхода длины зарядов и удельных энергозатрат сравниваемых ВВ практически равнозначны. С учетом этого, указанные значения $K_{ВВ}^{эф}$ наиболее

предпочтительно использовать при расчетах удельных расходов ВВ для разнопрочных горных пород.

4.2. Разработка способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта

В результате проведенных исследований разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта, суть которого заключается в следующем.

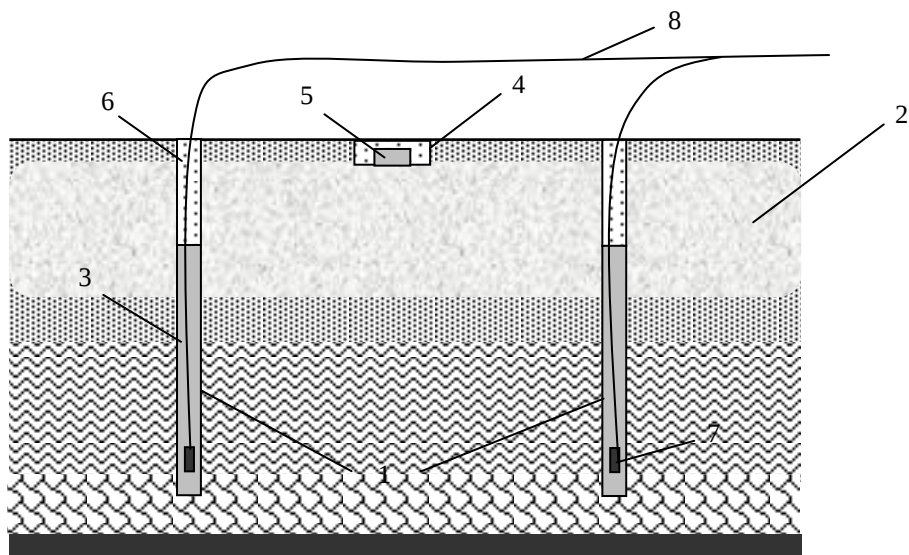
Нарезают дополнительные щели над крепкими пропластками между основными скважинными зарядами ВВ, располагают в них кумулятивные заряды ВВ и одновременно с основными скважинными зарядами взрывают, что обеспечивает качественное дробление разнопрочных горных пород, представленных крепкими включениями, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Реализация способа взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием щелевых зарядов достигается тем, что мощность крепких включений определяют в процессе бурения скважин. Между скважинами проходят щели глубиной, равной глубине заложения крепких включений, и шириной 0,8 м. На дне щели устанавливают заряды ВВ, имеющие направленное кумулятивное действие. Щель и скважины заполняют забойкой, основные скважинные и дополнительные щелевые заряды взрывают одновременно. Такая конструкция щелевых зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление разнопрочных горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким включениям, находящихся в верхней части уступа в пластовых сложноструктурных месторождениях и снижает удельный расход ВВ.

На рис. 4.1 показан способ взрывного разрушения разнопрочных

горных пород.

Разрушение крепких пропластков, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления, осуществляется следующим образом.



- | | |
|---------------------------|-----------------------------|
| 1 – вертикальные скважины | 5 – кумулятивный заряд ВВ |
| 2 – крепкое включение | 6 – забойка |
| 3 – промышленное ВВ | 7 – промежуточный детонатор |
| 4 – дополнительная щель | 8 – детонирующий шнур |

Рис. 4.1. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород

Бурят вертикальные скважины – 1 по паспорту буровзрывных работ для данного карьера, с одновременным определением мощностей крепких пропластков – 2. Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород с включениями крепких пропластков в дополнительных щелях – 4 располагают кумулятивные заряды ВВ - 5 марки ЗКП, производят забойку – 6 и одновременное взрывание основных скважинных и дополнительных щелевых зарядов ВВ.

Фокусное расстояние кумулятивного заряда ВВ определяют по формуле:

$$l=(6\div 8)\cdot d, \text{ мм}, \quad (4.1)$$

где d – диаметр кумулятивного заряда ВВ, мм.

Оптимальный угол между стенками облицовки должен составлять 40-50°.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = \frac{d}{2 \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}, \quad (4.2)$$

где α – угол между стенками облицовки.

Масса кумулятивного заряда ВВ определяется по формуле:

$$Q = (0,6 \div 1,0) \cdot q \cdot h_{\text{ТВ}}^3, \text{ кг}, \quad (4.3)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³, принят 0,5÷0,6 кг/м³.

$h_{\text{ТВ}}$ – мощность твердых включений, м.

Исследованиями установлено, что при взрыве щелевого заряда происходит разрушение с одновременным образованием воронки выброса со стороны, обращенной к заряду ВВ, и откола с противоположной стороны (рис. 4.2).

Рассматривая эту схему можно с точностью определить объем разрушаемой разнородной горной породы:

$$V = \frac{\pi}{4} h^2 l \quad (4.4)$$

где V – объем разрушаемой породы, м³; h – мощность крепкого пропластка, м; l – ширина крепкого включения, м.

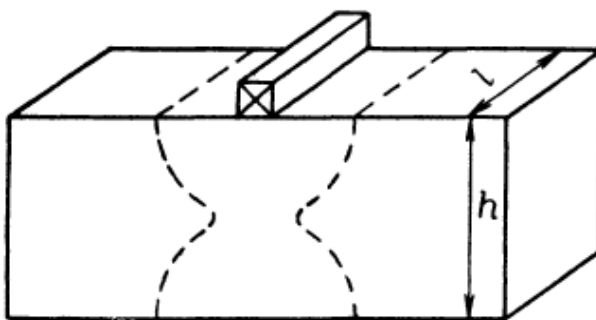


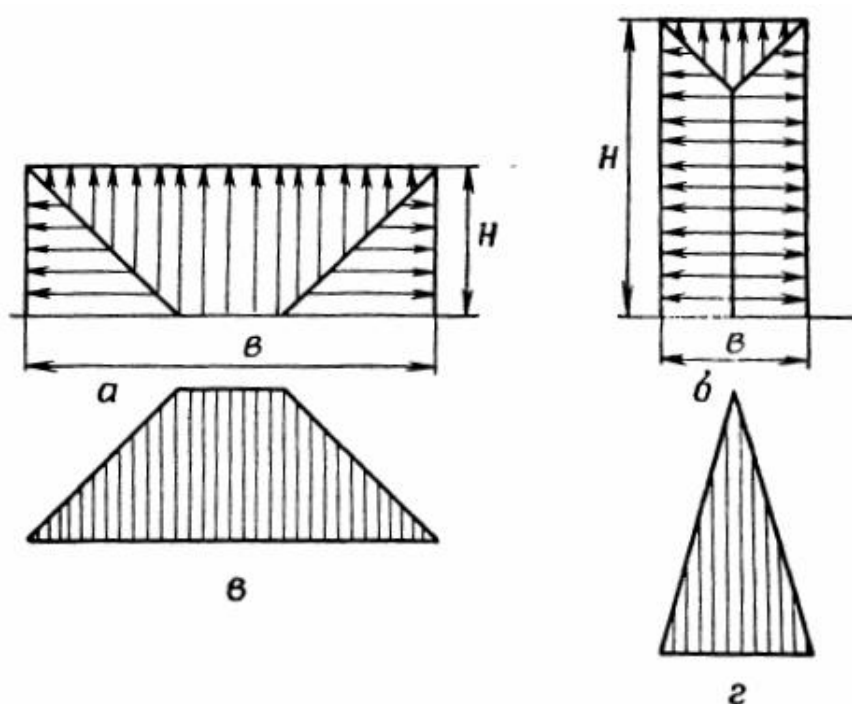
Рис. 4.2. Характер разрушения твердого пропластка щелевым зарядом

При использовании щелевых зарядов перебивание конструктивных элементов осуществляется непосредственным ударом продуктов взрыва; они,

отражаясь от перебиваемого элемента, изменяют характер своего разлета, который показан стрелками на рис. 4.3, и сообщают данному элементу то или иное количество энергии в виде импульсной нагрузки, действующей на разрушаемый объект в течение очень короткого промежутка времени. Величина импульса, сообщаемого перебиваемому объекту, может быть выражена зависимостью

$$I = \mu C U_0, \text{ кг/с}, \quad (4.5)$$

где μ – коэффициент формы заряда; C – вес (масса) заряда, кг; U_0 – скорость разлета продуктов взрыва, м/с.



а – распределение разлета продуктов взрыва при $b > H$; б – распределение разлета продуктов взрыва у заряда при $b < H$; в и г – эпюры импульсов, сообщаемых твердому пропластку

Рис. 4.3. Разлет продуктов взрыва щелевого заряда, лежащего на твердом пропластке

Импульс, приобретенный разрушаемым объектом и реализованный в объеме его разрушения, равен

$$I=mU=V_{\rho}U_{кр}, \quad (4.6)$$

где V_{ρ} — масса твердого пропластка; $U_{кр}$ — скорость, приобретенная твердым пропластком и достаточная для отрыва частиц пропластка и сообщения им движения.

Из уравнений (4.5) и (4.6), а также учитывая выражение (4.4) можно определить вес заряда взрывчатого вещества:

$$C = \frac{\rho U_{кр}}{\mu U_0} h^2 l,$$

где дробное выражение является характеристикой разрушаемого твердого пропластка (ρ , $U_{кр}$), взрывчатого вещества (U_0) и формы заряда (μ).

Так как расчетные формулы целесообразно строить для ВВ нормальной мощности и высота заряда в этом случае не будет превышать ширины его основания, а постоянные величины $\frac{\pi}{2}$ и $\frac{\pi}{4}$ могут быть введены в характеристику материала, последняя формула будет иметь такой окончательный вид:

$$C=K_{\kappa}h^2l, \text{ кг}$$

Значения коэффициента K_{κ} зависят только от свойств разрушаемого материала.

Таким образом, путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

4.3. Рекомендации и методика промышленного испытания разработанного способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с применением эмульсионных ВВ

Реализация способа взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием щелевых зарядов достигается тем, что мощность крепких включений определяют в процессе бурения скважин. Щели проходят экскаваторами глубиной, равной глубине заложения крепких включений и шириной равной ширине рабочего органа выемочной техники. На дне щели устанавливают металлическую облицовку, выполненную в виде угольника с углом $40-50^0$, толщиной 3-4 мм, своими лучами направленный к поверхности твердого пропластка. На поверхности металлической облицовки формируется заряд из промышленного ВВ, масса которого на 1 м щели определяется по формуле:

$$Q = (0,6 \div 1,0) \cdot q \cdot h_{\text{ТВ}}^3, \text{ кг}, \quad (4.7)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ; $h_{\text{ТВ}}$ – мощность твердых включений, м.

Тем самым создается кумулятивная выемка, направленная в сторону пропластка твердых пород (рис. 4.4). Щель заполняют забойкой из вынутого грунта массива горных пород, щелевые заряды взрывают. Такая конструкция щелевых зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление разнопрочных горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким включениям, находящихся в верхней части уступа в пластовых сложноструктурных месторождениях и снижает удельный расход ВВ.

Фокусное расстояние кумулятивного заряда ВВ определяют по формуле:

$$l = (6 \div 8) \cdot h_{\text{щ}}, \text{ мм}, \quad (4.8)$$

где $h_{\text{щ}}$ – ширина щелевого заряда ВВ с кумулятивным эффектом, мм.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = 0,5 d \text{ctg}(\alpha / 2), \quad (4.9)$$

где α – угол между стенками облицовки, град.

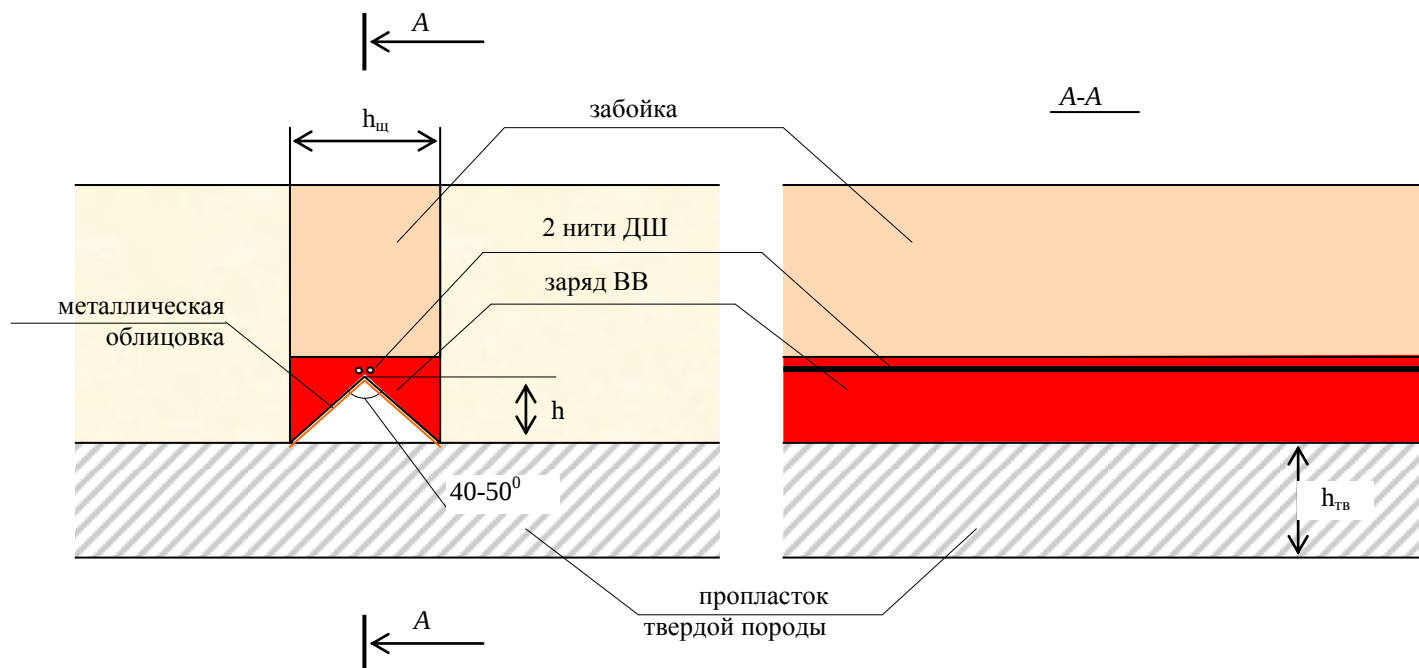


Рис. 4.4. Рекомендуемый способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород

4.4. Расчёт экономической эффективности разработанного способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с применением эмульсионных ВВ

Расчет экономической эффективности разработанного способа дробления разнопрочных горных пород щелевыми зарядами ВВ рекомендуется выполнять в соответствии с «Методикой определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений» [43].

Годовой экономический эффект от применения предлагаемого способа дробления крепких включений определяется по формуле

$$\mathcal{E} = [(C_1 - C_2) - E(K_1 - K_2)] \cdot V_T, \text{ сум/год}, \quad (4.10)$$

где C_1 , C_2 – общие эксплуатационные затраты до и после внедрения способа, сум/м³;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;
 K_1, K_2 – удельные капитальные затраты до и после внедрения способа, сум/м;

V_T – годовой объем взрываваемой горной массы, м³.

Эксплуатационные затраты на бурение и взрывание горных пород, соответственно, определяются по формулам:

$$C_{B(1,2)} = C_B \cdot L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (4.11)$$

$$C_{B(1,2)} = C_B q_{(1,2)} + Z_B + M_B, \text{ сум/м}^3, \quad (4.12)$$

а капитальные затраты на бурение по формуле

$$K_B = \frac{C_{CT}}{P_{CT}} L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (4.13)$$

где C_B – себестоимость бурения 1 м скважины, сум/п.м.;

L_1, L_2 – объем бурения на 1 м³ отбиваемой горной массы до и после внедрения разработанного способа, м;

C_B – цена ВВ, сум/кг;

q_1, q_2 – удельный расход ВВ до и после внедрения способа, кг/м³;

Z_B – зарплата взрывника в стоимости взрывания, сум;

M_B – стоимость материалов при взрывании 1 м³ горной массы, сум/м³;

C_{CT} – балансовая стоимость бурового станка, сум;

P_{CT} – годовая производительность бурового станка, п.м./год.

Основные выводы

1. Обоснованы параметры буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ. Рекомендуется вводить поправку в расчетные значения удельных расходов и параметры БВР, учитывающую относительную работоспособность применяемого ЭВВ по отношению к эталонному

2. Относительную работоспособность ЭВВ в разнопрочных горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается

оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности, позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов различного действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ.

3. Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, позволяющий эффективно использовать энергию взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов. Путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования по разработке способа взрывания разнопрочных горных пород щелевыми зарядами с использованием кумулятивного эффекта позволили внести существенный вклад в решение актуальной научной задачи – эффективного использования энергии взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов.

Основные научные и практические результаты, полученные при выполнении диссертационной работы, заключаются в следующем.

1. На основе изучения гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ установлена максимальная скорость струи, зависящая от местной скорости звука и нормальной скорости струи.

2. На основе гидродинамической теории кумуляции скважинных зарядов взрывчатых веществ разработана методика инженерного расчета глубины проникновения кумулятивной струи с учетом сжимаемости. Определен диаметр отверстия при проникании кумулятивной струи в горную породу.

3. Изучен сравнительный эффект действия кумулятивных зарядов ВВ. Установлено, что при детонации заряда ВВ без кумулятивной выемки наблюдается неглубокая вмятина в материале преграды, при незначительном удалении заряда от преграды эффект воздействия на преграду резко снижается. Наличие кумулятивной выемки в заряде приводит к концентрации плотности энергии, что проявляется в увеличении глубины вмятины в материале преграды. С удалением кумулятивного заряда от преграды эффект взрывного воздействия также резко снижается. Применение металлической облицовки в кумулятивном заряде приводит к резкому увеличению пробивного действия, при этом глубина проникания кумулятивной струи существенно зависит и от расстояния кумулятивного

заряда от крепкого пропластка.

4. В результате проведенных теоретических исследований установлено, что усиление кумулятивного эффекта при наличии облицовки связано с весьма сильным и своеобразным перераспределением энергии между продуктами взрыва и материалом металлической облицовки, а также переходом части металла в кумулятивную струю. Основная часть энергии активной части кумулятивного заряда «перекачивается» в металл облицовки так, что оказывается сконцентрированной в его тонком слое, который собственно и образует кумулятивную струю. Вследствие этого достигается значительно большая плотность энергии в струе, чем при подрыве заряда без облицовки выемки. Максимальное отношение диаметра выемки к диаметру струи для заряда без облицовки равно 4-5.

5. Установлено, что наиболее эффективное действие кумулятивной струи может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств металла облицовки. Условия формирования кумулятивной струи определяются микроструктурой металла облицовки и способностью его структурных составляющих к пластической деформации. Однако пластичность металла в условиях обжатия под действием взрыва не определяется однозначно его стандартными характеристиками. Отмечена зависимость между способностью металла к быстрому обжатию и типом кристаллической решетки.

6. На основе изучения законов распространения прямых и отраженных волн напряжения от свободных поверхностей уступа при взрывных нагрузках разработаны теоретические основы определения зон разрушения массива горных пород, зависящие от диаметра взрывной полости скважины, плотности и скорости детонации применяемых промышленных ВВ, а также прочностных свойств горных пород.

7. Установлено различие в законах затухания скоростей и смещений в ближней и дальней зонах действия взрыва в исследуемых твердых средах. Показано, что границы изменения законов затухания скоростей и смещений

определяются размерами зон дробления для разрушаемых сред.

8. Область использования кумулятивного эффекта определяется конструктивными особенностями и функциональным назначением кумулятивных зарядов. Сосредоточенные осесимметричные кумулятивные заряды используются в промышленности для пробития негабаритных кусков; в кумулятивных перфораторах – для образования шпуров под заряды ВВ в массивах материалов, негабаритах горных пород и т.п.

9. Обоснованы параметры буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ. Рекомендуется вводить поправку в расчетные значения удельных расходов и параметры БВР, учитывающую относительную работоспособность применяемого ЭВВ по отношению к эталонному

10. Относительную работоспособность ЭВВ в разнопрочных горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности, позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов различного действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ.

11. Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, позволяющий эффективно использовать энергию взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов. Путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящимся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. – 3-е изд., исправленное. – В 2 т. – М.: Физматлит, 2004. – 488 с.
2. Орленко Л.П. Физика взрыва и удара. Учебное пособие для вузов. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 304 с.
3. Высокоскоростное взаимодействие тел. /Под ред. В.М. Фомина. – Новосибирск: Изд. СО РАН, 1999. – 600 с.
4. Кобылкин И.Ф., Селиванов В.В., Соловьев В.С., Сысоев Н.Н. Ударные и детонационные волны. Методы исследования. – 2-ое изд., перераб. и дополн. – М.: Физматлит, 2004. – 367 с.
5. Ударные волны и экстремальные состояния вещества / Под ред. В.Е. Фортова и др. – М.: Наука, 2000. – 425 с.
6. Свойства конденсированных веществ при высоких давлениях и температурах / Под ред. Р.Ф. Трунина. – Арзамас-16: Изд. ВНИИЭФ, 1992. – 398 с.
7. Высокоскоростные ударные явления / Под ред. В.Н. Николаевского. – М.: Мир, 1973.
8. Каннель Г.И., Разоренов С.В., Уткин А.В., Фортон В.Е. Ударно-волновые явления в конденсированных средах. – М.: Янус-К, 1996. – 407 с.
9. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М.: Недра, 1976. – 271 с.
10. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
11. Валаханович Е.М. Исследование влияния схем инициирования скважинных зарядов на разрушение разнопрочных слоистых пород: Дис. ... канд. техн. наук. – Москва: ВНИПИпромтехнологии, 1980. – 212 с.
12. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К., Штейнберг А.Б. Отчет о НИР. А-78426. – Москва. Фонды ВНИПИпромтехнологии, 1973. – 248 с.
13. Ефремов Э.И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. –

Киев: Наукова думка, 1971. – 170 с.

14. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В. Пути повышения эффективности действия взрыва в разнопрочных горных породах // Горно-металлургическая промышленность. – Ташкент: ОНТИ ВНИПИПТ, 1976. – №5. – С. 17-22.

15. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В. Основные направления повышения эффективности действия взрыва в разнопрочных горных породах со скальными включениями // Вопросы атомной науки и техники. Сер: «Геология и горное дело». – М.: ЦНИИАтоминформ, 1978. – Вып. 3 (28). – С. 28-40.

16. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Подготовка буровзрывным способом вскрышных пород со скальными пропластками для экскавации и транспортирования роторным комплексом // Физика горных пород и процессов. Тез. докл. на Всесоюзной научной конференции ВУЗов СССР с участием научно-исследовательских институтов. – М.: МГИ, 1974. – С. 169.

17. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Экспериментальное исследование разработки роторным комплексом вскрышных пород со скальными пропластками // Горно-металлургическая промышленность. – М.: ОНТИ ВНИПИПТ, 1974. – № 10. – С. 9-12.

18. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Разработка роторным комплексом мягких вскрышных пород с включением твердых пропластков // Горный журнал. – М., 1976. – № 1. – С. 25-28.

19. Рубцов С.К., Климов Ю.В. Буровзрывная подготовка разнопрочных осадочных пород для выемки роторным комплексом // Технический прогресс в атомной промышленности. Сер. «Горно-металлургическое производство». – М.: ЦНИИАтоминформ, 1987. – Вып. 4. – С. 913.

20. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Взрывное рыхление разнопрочных горных пород для поточных технологий пластовых месторождений. – Ташкент: Фан, 2006. – С. 126-151.

21. Бибик И.П., Ершов В.П., Кустиков Т.П. Технологические схемы буровзрывных работ в условиях Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2006. – №4. – С. 36-37.

22. Технический проект строительства горнорудного предприятия на базе месторождения Учкудук. – М.: Фонды ВНИПИпромтехнологии, 1979. – 124 с.

23. Основные проектные решения строительства горного комплекса Кокпатас. / – М., 2001. –Т. 1. Пояснительная записка и чертежи. Фонды ВНИПИпромтехнологии.

24. Технико-экономическое обоснование строительства горно-металлургического предприятия на объединенной сырьевой базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау / – Ташкент. СредАзНИПИпромтехнологии, 2001.

25. Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б., Норов А.Ю. Анализ исследований по управлению взрывным разрушением в разнопрочных горных породах на пластовых сложноструктурных месторождениях // Инновационная деятельность молодых ученых: Материалы Республиканского научно-практического семинара. 25 сентября 2008 г. – Навоий, 2008. – С. 87-90.

26. Друкованный М.Ф., Ильин В.И., Ефремов Э.И. Буровзрывные работы на карьерах. – М.: Недра, 1978. –390 с.

27. А.С. 2657546. Способ отбойки горных пород на карьере / Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И. // Б.И. – 1979. – №21.

28. А.С. 976745. Способ отбойки горных пород на карьерах. / Глатоленков А.И., Ахтулов Г.К., Рогач М.С., Качайник Г.В., Мухамеджанов Е.Б. // Б.И. – 1983. – №37.

29. А.С. 618991. Способ разрушения разнопрочных горных пород. / Мосинец В.Н., Валаханович Е.М., Рубцов С.К. // Б.И. – 1973.

30. Жариков И.Ф. Разработка и научное обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на открытых разработках

угольных месторождений: Дисс. ... докт. техн. наук. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 2001.

31. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф., Нуриджанян Г.З., Дворкин Л.С. Исследование формы импульса взрыва и частотного распределения энергии ВВ при многоточечном инициировании зарядов // Горючие сланцы. – М., 1983. – №4. – С. 1-7.

32. Высокоскоростное взаимодействие тел. /Под ред. В.М.Фомина. – Новосибирск: Издательство СО РАН. 1999. – 600 с.

33. Кобылкин И.Ф., Селиванов В.В., Соловьев В.С., Сысоев Н.Н. Ударные и детонационные волны. Методы исследования. – 2-ое изд., перераб. и дополн. – М.: Физматлит, 2004. – 367 с.

34. Ударные волны и экстремальные состояния вещества. /Под ред. В.Е.Фортова и др. – М.: Наука, 2000. – 425 с.

35. Свойства конденсированных веществ при высоких давлениях и температурах. /Под ред. Р.Ф.Трунина. – Арзамас-16: Изд. ВНИИЭФ, 1992. – 398 с.

36. Высокоскоростные ударные явления. /Под ред. В.Н.Николаевского. – М.: Мир, 1973.

37. Юматов Б.П., Байков В.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. – М.: Недра, 1973. – 227 с.

38. Родионов В.Н., Адушкин В.В. и др. Механический эффект подземного взрыва. – М.: Наука, 1976. – 285 с.

39. Патент РУз № IAP 03938. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород / Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Бибик И.П., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш.. // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.04.2009 г.

40. Сидиков А.А., Заиров Ш.Ш., Равшанова М., Норов А.Ю., Норов Д.Ш. Технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием целевых зарядов ВВ // Геотехнология: инновационные

методы недропользования в XXI веке: Тез. докл. Респ. науч.-техн. конф. (с межд. участием) «ISTIQLOL». 25-27 сентября 2007 г. – Москва-Навоий, 2007. – С. 53-54.

41. Норов Ю.Д., Назаров З.С., Заиров Ш.Ш. Проведение открытых выемок в разнопрочных горных породах взрывом при сложных гидрогеологических условиях // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. – №1. – С. 29-30.

42. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Метод интенсификации дробления разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях // Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития: Материалы Международной научно-технической конференции. 12-14 мая 2010 г. – Навоий, 2010. – С. 26.

43. Методика определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений, рационализаторских предложений. – М.: ВИНТИ, 1977. – 96 с.

44. Мец Ю.С. Дробление горных пород взрывом. – Взрывное дело, № 86/43. – М.: Недра, 1984, с.81–89.

45. Мохначев М.П. Усталость горных пород. – М.: Недра, 1979, –152 с.

46. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974, с.224.

47. Рубцов В.К. Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах. Дисс.докт.техн наук /МГИ, М., 1971. Машинопись.

48. Results of “Gnome” Plaseful Nucleaz Detanation in New Mexiko/ The Engineez, 1963, 215, №5592, p.p. 602–604.

49. Рубцов В.К., Азаркович А.Е. Исследования действия взрывов вглубь массива при многорядном взрывании. – Известия ВУЗов, Горный журнал, 1963, №2.

50. Певзнер М.Е., Кириенко В.Ф., Ким Д.Н. Влияние массовых взрывов на устойчивость бортов карьеров. – Известия ВУЗов, Горный журнал, 1961, № 12.

51. Нейман И.Б. Определение размеров нарушения в глубине ограниченного массива горных пород от взрыва цилиндрического заряда рыхления. Дисс.кан.техн.наук.Новосибирск, СО АН СССР, 1975. Машинопись.

52. Давыдов С.А., Рубцов В.К. Многорядное взрывание. – М.: Недра, 1965, – с.91.

53. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород. Раздел, – М.: МГИ, 1970.– с.171.

54. Бирик И.П., Сытенков Д.В. Оптимизация параметров буровзрывных работ Горный журнал – 2007–№ 5, 48–51 с.

55. Шеметов П.А., Бирик И.П., Исаков М.М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных карьерах Узбекистана Горный вестник Узбекистана. – 2010–№ 4, 12–19 с.

56. Бирик И.П., Лукин С.В., Джос В.Ф. Взрывание высоких уступов в карьере Мурунтау Горный журнал – 2007–№ 5, 52–54 с.

57. Комаров Б.Е. Анализ способов приготовления промышленных ВВ вблизи мест их использования. Сб. Взрывное дело № 93/50, 2001, изд. МГГУ, 205–211 с.

58. Демич Л. М., Рубцов С. К., Шеметов П. А. Интенсификация взрывного дробления руды и пород в карьере Мурунтау. Сб. научно–технических статей. Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом, Ташкент, ФАН АнРУз, 1997, 70–75 с.

59. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Оптимизация типов взрывчатых веществ для карьера Мурунтау. Записки горного института, том 148 (часть 1), Санкт–Петербург, 2001, 197–199 с.

60. Кутузов Б.Н. Развитие ассортимента эмульсионных и гранулированных бестротиловых ВВ для горных предприятий России. Проблемы взрывного дела. Сборник статей и докладов № 1, 2002, изд. МГГУ, 170–174 с.

61. Родионов В.Н., Сизов И.А. О неупругих напряжениях в твердом

теле с неоднородностями. // Взрывное дело, М., Недра, 1990, № 90/47, с. 5–17.

62. Кусов Н.Ф., Пиковец С.И. Исследование процесса трещинообразования при квазистатических нагрузках. // Науч. сообщ. ИГД им. А.А.Скочинского, М., 1973, вып. 108, с. 23–27.

63. Жариков И.Ф. Повышение эффективности дробления горных пород взрывом. // Науч. сообщ., ИГД им. А.А.Скочинского, М., 1984, вып. 226, с. 9–16.

64. Шемякин Е.И. О волнах напряжений в прочных горных породах. // ПМТФ, № 5, 1963, с. 83–93.

65. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. // М., Недра, 1993.

66. Родионов В.Н., И.А. Сизов, В.М.Цветков. Исследование развития полости при камуфлетном взрыве. Сб. «Взрывное дело», № 64/21, 1968.

67. Компанеец А.С. Ударные волны в пластически уплотняющейся среде. ДАН, т. 109, 1956, № 1.

68. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Экспериментальные исследования действия взрыва сосредоточенного укороченного скважинного заряда взрывчатых веществ. // Горный информационно–аналитический бюллетень. – Москва: изд. МГГУ, 2010. – №7. – С. 205–210.

69. Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Управление энергией взрыва при дроблении крепких включений в массиве горных пород. // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2009. – №4. – С. 31–33.

70. Ахмеджанов Ф.Р., Алиев Н.А., Заиров Ш.Ш., Асраров Ш.А. Определение взрывного импульса в горных породах // Современная техника и технология горно–металлургической отрасли и пути их развития: Материалы Международной научно–технической конференции «Istiqlol». 29–30 сентября 2008 г. – Навои, 2008. – С. 56–59.

71. Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Применение метода физического моделирования при экспериментальных измерениях волн напряжений при

взрыве разнопрочных горных пород // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2009. – №2. – С. 51–54.

72. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. – В 2 т. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. – 832 с.

73. Воробьев В.В., Пеев А.М., Щетинин В.Т. Снижение динамического воздействия ударных волн на материал забойки скважинного заряда // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 6/2004(29). – С. 124 – 126.

74. Воробьев В.В., Пеев А.М., Славко Г.В. Изменение степени проработки подошвы уступа при взаимодействии зарядов с различной формой донной части // Науковий вісник гірничого університету: Науково-технічний журнал. – Дніпропетровськ. – 2005. – №3 (2005). – С. 31 – 33.

75. Норов Ю.Д., Шеметов П.А., Бибик И.П. Сборник практических работ по предмету: «Новые технологии взрывных работ» – Навоий, НГГИ, 2007. – 116 с.

76. Норов Ю.Д. Буровзрывные работы. Курс лекций. – Навои: НГГИ, 2006. – 274 с.

77. Норов Ю.Д., Шеметов П.А. Новые технологии и безопасности при ведении взрывных работ. Курс лекций.– Навои, НГГИ, 2007. – 200 с.

78. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Ерофеев И.Е. и др. Справочник взрывника. М., Недра, 1988, 21-23 с.

79. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н., Кутузов Б.Н. Об оценке работоспособности промышленных ВВ. Горный журнал № 11-12, 2000, 96-97 с.

80. Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Бибик И.П., К вопросу оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых составов Горный вестник Узбекистана. - 2005-№ 2, 36-40 с.

81. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. М., Недра, 1988, 209 с.

82. Кантор В.Х., Кутузов Б.Н. Новое поколение гранулированных промышленных ВВ на основе пористой аммиачной селитры. Горный журнал

№6, 2003, 27-34 с.

83. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н. О работоспособности промышленных взрывчатых веществ. Физика горения и взрыва. Новосибирск, 2001, 115-125 с.