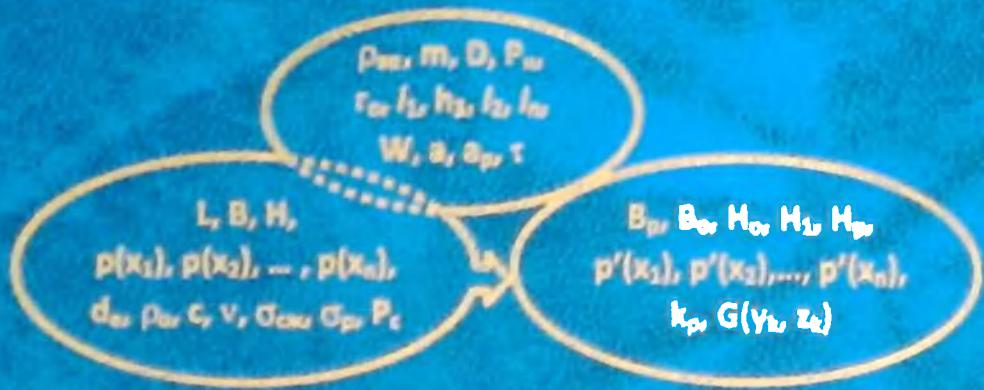


Б.Р.РАИШЕВ

АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОИЗВОДСТВО МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ШАРЬЕРАХ



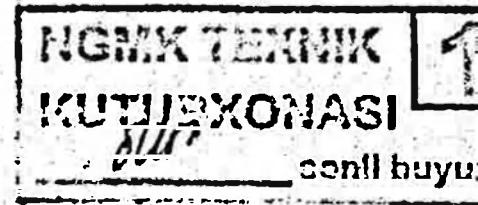
УДК 622.4
622.23

P. 19

Б. Р. РАКИШЕВ

АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ
ПРОЕКТИРОВАНИЕ
И ПРОИЗВОДСТВО
МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ
НА КАРЬЕРАХ

Алматы
Гылым
2016



УДК 622.235.622.271(035.3)

ББК 33.1

Р 19

Рекомендовано к печати Ученым советом Казахского национального нефтехимического технического университета им. К. Н. Сатпаева

Рецензенты:

Чл.-кор. НАН РК, докт. техн. наук, проф. Н. С. Бұхтияров,
докт. техн. наук, проф. А. А. Бозбекинова,
докт. техн. наук, проф. Н. А. Юлжанов

Ракишев Б. Р.

Р 19 Автоматизированное проектирование и производство массовых взрывов на карьерах / Б. Р. Ракишев. – Алматы: Фылым, 2016. – 340 с. – Библиогр. 93. Ил. 91. Табл. 57. Объем 22 пл.

ISBN 978-601-228-271-1

В монографии в качестве важнейших тектоногеологических характеристик взорванной горной массы, предопределяющих технико-экономические показатели работы карьера, рассмотрены геометрические параметры разреза, гранулометрический состав взорванной горной массы, различение элементов взрывываемого блока в разрезе и степень струйности отработки разнородных забоев.

В качестве исходных данных приведены физико-технические свойства пород, химико-физические характеристики взрывчатого вещества, условия взрывания. На основе предельного радиуса взрывной опасности – интегрального эффекта взрыва в твердой среде установлено взаимосвязь между указанными влияющими и исключими факторами. Созданы математические модели взрывываемого и взорванного блоков уступа. Разработаны эмпирические методы определения рациональных параметров расположения скважинных зарядов в уступе, гранулометрического состава взорванной горной массы, расположения различных частей уступа в разрезе, горно-геометрических показателей различения разнородных пород в разрезе. Созданы системы автоматизированного проектирования параметров и прогнозирования результатов массовых взрывов на карьерах.

Монография предназначена для инженерно-технических и научных работников производства, НИИ и вузов, занимающихся вопросами взрывного разрушения горных пород и открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Она весьма востребована при подготовке бакалавров, магистров и докторантов PhD по специальности «Горное дело».

УДК 622.235.622.271(035.3)

ББК 33.1

ISBN 978-601-228-271-1

© Ракишев Б.Р., 2016

ПРЕДИСЛОВИЕ

Казахстан является крупной горной державой мира. Горнодобывающая отрасль составляет основу индустрии, экономики страны в целом. Такого положения она достигла за счет добычи полезных ископаемых преимущественно открытым способом (более 80 %).

Однако с углублением горных работ ухудшаются горно-геологические условия разрабатываемых месторождений, снижается содержание основных полезных компонентов в руде, усложняется их минералогический состав, растет доля труднообогатимых руд и т.д. Кроме того, рудные тела многих месторождений представлены в виде жил, пластов переменной мощности с изменяющимся углом падения, разнородных включений неодинакового объема и разной геометрической формы с визуально ненаблюдаемыми контактами между ними.

В таких условиях создание и применение новых производительных машин и комплексов выдвигает задачу обеспечения выемочно-погрузочных машин достаточным объемом взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления и связности и такого размещения рудных включений в развале, при котором потери и разубоживание руды при добыче были бы наименьшими. Решение задачи видится в научно обоснованном выборе параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и технологий выемочно-погрузочных, взрывных работ, основанных на учете количественных связей между исходными данными и конечными результатами взрыва.

К основным определяющим факторам отнесены упругие, прочностные свойства пород, структурные характеристики массива пород, элементы залегания рудных тел (включений), а также взрывчатые свойства ВВ, параметры расположения заряда в массиве и условия взрывания. Эти величины могут быть измерены и изучены в условиях каждого месторождения или блока.

В качестве важнейших технологических параметров взорванной горной массы рассмотрены геометрические размеры и конфигурация, внутренняя структура развода, гранулометрический состав взорванной горной массы, распределение кусков пород по размерам в развале, местоположение пород из различных частей массива в развале и степень сложности строения и отработки разнородных забоев. С исходными

данными взрыва они взаимоувязываются посредством предельного радиуса взрывной полости – интегрального эффекта взрыва в твердой среде.

Для определения этого основополагающего результата взрыва использована модель постепенного развития взрыва, предложенная Г. И. Покровским и развитая автором. Согласно этой модели на первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве ВВ, разрушает породу на контакте заряд – среда (зробит или переведет в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин. В течении этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы и камуфлирующая полость цилиндрической формы достигает своего предельного объема.

На второй стадии, вследствие влияния свободной поверхности, нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообращают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности.

Третья стадия – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести и образование развала взорванной породы.

Принятая модель позволила применить методы теоретической механики и механики деформируемого твердого тела при определении прочностной характеристики пород в условиях взрывного нагружения, предельного радиуса взрывной полости (первая стадия), разбросов зон разрушения и начальных условий движения раздробленной горной массы (конец первой и начало второй стадий), а методы физического моделирования – при исследовании конфигурации и внутренней структуры развала пород (третья стадия). В результате такого подхода выявлено, что предельный относительный радиус взрывной полости равняется корню четвертой степени из отношения среднего давления продуктов детонации к прочностной характеристике пород в условиях взрывного нагружения, а разбросы зон разрушения, кусковатость и kinематические параметры движения раздробленной массы при удлиненных зарядах обусловливаются значением указанного параметра взрыва.

С использованием предельного радиуса взрывной полости сформулирован принцип рационального размещения скважинных зарядов в массиве пород, позволяющий аналитически определить рациональные параметры взрывных работ на уступах и схем монтажа взрывной сети.

При совокупном рассмотрении всех трех стадий взрыва гранулометрический состав взорванных пород, критическая скорость разрушения массива и максимальная скорость выброса непосредственно взаимоувязаны с прочностными, упругими свойствами пород, трещиноватостью массива, свойствами ВВ, параметрами и условиями взрывания зарядов. Показано, что процесс образования развала обусловливается вектором максимальной скорости центра масс отбивающей части массива, а геометрические параметры расположения заряда предопределяют начальные условия этого движения.

Установлены закономерности размещения пород из различных частей уступа в развале при различных способах взрывания, разработан графоаналитический метод определения внутренней структуры развала и структурно-технологических характеристик сложных забоев — показатель сложности их строения и отработки. Предлагаемый показатель служит критерием для выбора технологий буровзрывных и экскаваторных работ, обеспечивающих наименьшие количественные и качественные потери полезного ископаемого в заданных горно-геологических условиях.

На основе предложенной модели дробления реального массива пород взрывом разработан метод, позволяющий по известным прочностным, упругим свойствам пород, структурным характеристикам массива и свойствам ВВ рассчитать диаметр заряда и другие параметры его расположения в уступе.

Разработанные аналитические методы расчета рациональных параметров расположения зарядов на уступе, гранулометрического состава взорванных пород, распределения кусков по крупности в развале принципиально отличаются от известных в теории и практике горного дела и позволяют по известным прочностным, упругим свойствам пород, структурным характеристикам массива и свойствам ВВ предрасчитать все параметры расположения зарядов в массиве и технологические параметры взорванных пород. Поэтому они положены в основу предложенной системы автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах (САПР БВР) и прогнозирования гранулометрического состава взорванных горных пород (Грансостав).

Разработанные компьютерные программы САПР БВР, «Грансостав» позволяют привлечь аппарат вычислительной математики, более точно описать физические процессы, эффективно решать и объединять отдельные задачи в интегрированную систему и получить на компьютере и распечатать на бумаге весь комплект проектной документации

«Проект бурения скважин на уступе» и «Проект массового взрыва на карьере» и «Проект результатов взрыва».

Проектирование буровых работ на конкретном блоке начинается с введения в память компьютера результатов маркшейдерской съемки уступа по состоянию на момент проектирования. По введенным точкам журнала маркшейдерской съемки, с использованием ранее введенной в память компьютера информации программа отстраивает верхнюю бровку уступа, нижнюю бровку вышележащего уступа или линию раз渲а неубранной горной массы на уступе. Для всех точек рассчитываются их высотные отметки. Из памяти компьютера на план уступа наносятся точки положения крайнего ряда ранее взорванных скважин.

Программа в автоЧертежеском режиме осуществляет объемное построение всех геометрических элементов обуливаемого блока с наложением на них из памяти компьютера геологической структуры рудных тел и рассчитывает: координаты скважин, параметры сетки скважин, ЛСПП, величину перебора и глубину скважины, вес заряда в каждой скважине, схему монтажа взрывной сети, объем рудных тел, удельный расход ВВ для каждого рудного тела, средний удельный расход ВВ, суммарный объем взорванной горной массы.

В основу книги положены публикации автора за последние 15 лет, написанные по материалам проведенных исследований по государственным научно-техническим и научным программам в Казахском национальном исследовательском техническом университете им. К. И. Сатпаева. При написании 6 главы использованы материалы других авторов, опубликованные в открытой печати.

Автор выражает глубокую благодарность профессорам, докторам технических наук Н. С. Буктукову, А. А. Бояндиновой, Х. А. Юсупову за ценные советы по улучшению качества монографии.

1. ОБЪЕКТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И ИХ ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

1.1. Геологические характеристики типичных месторождений Казахстана

Сарбайское месторождение. В геологическом строении месторождения принимают участие два комплекса пород: сильноислоцированные осадочно-вулканогенные породы палеозойского возраста и перекрывающие их горизонтально залегающие, преимущественно рыхлые, мезокайнозойские отложения [1].

Палеозойские породы нижнего карбона валерьяновской серии подразделяются на три свиты (снизу вверх): Сарбайскую, Соколовскую и Куржункулскую.

Сарбайская свита, состоящая из трех пачек, слагает лежачий бок рудных залежей и представлена андезитовыми порфиритами, вулканическими брекчиями и туфами андезитового состава.

Куржункульская свита слагает висячий бок рудного поля, разделяется на 4 пачки и представлена плагиоклазовыми андезито-базальтовыми порфиритами, туфами, туффитами, вулканическими брекчиями. К порфиритам нижней (VI) пачки приурочены прожилковые магнетитовые руды Верхнего рудного тела.

Между этими свитами расположена соколовская свита, которая является основной рудовмещающей в пределах рудного поля и месторождения, состоит из двух пачек (IV и V). IV пачка сложена перекристаллизованными известняками и туффитами и является основной рудовмещающей в пределах рудного поля и месторождения. Магнетитовое оруденение локализуется в известковистых туффитах, приуроченных к зоне фациального перехода в известняки.

Туффиты V пачки характеризуются почти полным отсутствием оруденения, кроме так называемых Рудных лиз V пачки.

Характерным для месторождения (и всего Сарбайского рудного поля) является блоковое строение, обусловленное наличием большого количества разрывных нарушений, основными из которых являются «Меридиональное», «Широтное» и «Широтное-II».

Инtrузивные породы представлены редкими маломощными дайками и пластообразными залежами диоритовых и диабазовых порфириев.

На месторождении установлено два основных рудных тела – Нижнее, залегающее в породах IV пачки Соколовской свиты, и Верхнее, залегающее в породах VI пачки Куржункульской свиты.

Рудные линзы V пачки представлены зоной прожилково-вкрапленного магнетитового оруденения, приуроченной к туффицитам V пачки Соколовской свиты.

Нижнее рудное тело Южно-Сарбайского месторождения совместно с Восточной и Юго-Восточной залежами Сарбайского месторождения в целом можно рассматривать как единое рудное тело Сарбайского рудного поля. В контуре карьера к Нижнему рудному телу приурочено более 80% запасов. Из них запасы окисленных руд составляют 4%.

Нижнее рудное тело имеет пластообразную форму, которая значительно усложняется в центральной и северной частях месторождения. Рудное тело выклинивается по падению, а севернее и по восстанию. В южной части месторождения Нижнее рудное тело выходит на поверхность палеозойских пород, а в северной направлении погружается на глубину более 700 м.

Внутри рудных простон пород в пределах рудного тела имеют неизначительную мощность. На выходах под покровные отложения и вблизи зон тектонических нарушений магнетитовые руды окислены.

Тектоническими нарушениями рудное тело разбито на 4 изолированных структурных блока. В пределах каждого блока рудное тело характеризуется определенными особенностями залегания и формы.

I структурный блок в плане имеет длину 725 м при ширине 675 м. Максимальные мощности отмечаются в осевой части. По падению и восстанию мощности уменьшаются вплоть до полного выклинивания.

II структурный блок в плане имеет длину 550 м при ширине 500 м.

Севернее рудное тело расслаивается на 2 крупных слоя; нижний слой по падению расслаивается на несколько маломощных слоев.

Максимальные мощности фиксируются в центральной части блока.

III структурный блок в плане имеет длину 425 м при ширине 400 м.

Рудное тело в пределах блока имеет форму в виде сложно построенного сплюснутого рудного столба, с резким выклиниванием по падению, более спокойным – по восстанию и резким раздувом мощности в осевой части. В крайней северной части блока рудное тело расщепляется на два слоя.

IV структурный блок в плане имеет длину 1040 м при ширине 210 м.

Форма рудного тела сложная. В крайней южной части она приближается к платообразной, и здесь отмечается наличие двух рудных слоев.

Запасы руды IV структурного блока отнесены к подземной отработке.

Верхнее рудное тело залегает стратиграфически выше Нижнего и отделено от него толщей пустых пород мощностью до 400 м. Максимальная мощность рудного тела приурочена к осевой части. В контуре карьера запасы руды Верхнего рудного тела составляют около 18%. Из них менее 2% – запасы окисленных руд.

Рудные линзы V пачки расположены в непосредственной близости от Верхнего рудного тела. Это серия сближенных рудных слоев, слагающих относительно компактное рудное тело, по форме аналогично Верхнему, с резким изменением мощности по падению и восстанию, вплоть до полного выклинивания. В контуре карьера запасы Рудных линз V пачки составляют 2%.

Рыхлые покровные отложения на месторождении представлены глинами, песками, песчаниками, опоками и имеют суммарную мощность от 80 до 120 м в (среднем 108 м), а вместе с древней корой выветривания иногда до 150 м.

К рыхлым мезозойским отложениям приурочен горизонт оолитовых бурых железняков аятского горизонта, залегающих на глубине в среднем 67 м от дневной поверхности при мощности 0,5–10 м (в среднем 3,5–4 м).

Сидерит-кальцитовая разновидность руд, как труднообогатимая, статистически выделена в запасах руды в контуре карьера на конец отработки, доля этих руд составляет 28% (42,4 млн т).

Окисленные и полуокисленные (мартитовые и мартит-магнетитовые) руды локализуются у контакта первичных руд с рыхлыми покровными отложениями и в непосредственной близости от зон тектонических нарушений.

В геологическом строении Коунарадского месторождения участвуют песчано-алевролитовые образования с редкими прослоями туфов кислого состава фаменского яруса. Выше с резким угловым несогласием залегают андезито-базальты, андезито-дациты каркаралийской свиты нижнего карбона. Широко развиты интрузивные породы, представленные аляскитовыми гранитами акчатауского комплекса с редкометальной минерализацией (вольфрам, молибден и др.), а также гранитоидами Токрауского плутона, относящегося к балхашскому нижнекамен-поугольному комплексу и имеющему трехфазное строение [2].

Первая фаза представлена габбродиоритовыми порфиритами, слагающими небольшие штокобразные тела; вторая фаза (основная) –

кварцевыми диоритами, гранодиоритами, плагиогранитами, тоналитами, гранитами; третья фаза, вмещающая основную часть рудной минерализации, сложена породами, аналогичными основной фазе, но имеющими порфировые структуры. Для гранитоидов комплекса типична повышенная глиноzemистость и резкое преобладание в составе шатрия над калием. Форма тела пород третьей фазы в центральной части близка к изометрической с многочисленными апофизами, а в южной – линейно-уллюсионная. В тесной пространственной связи со штоками кварцевых диоритов и гранодиорит-порфиров находятся эксплозивные брекчи. Распространены дайки диоритовых и диабазовых порфиритов.

Вмещающие оруденение гранодиорит-порфирь и эксплозивные брекчи в различной степени аргиллитизированы, серицитизированы, окварцовены, иногда пропилитизированы. Распространены вторичные кварциты.

Разноориентированные разрывные нарушения обусловили блоковое строение месторождения. Одни из них (кольцевые и радиальные разломы) сформированы в связи с вулкано-зачечами, другие (линейные) в большинстве случаев имеют древнее заложение и контролируют размещение магматитов, метасоматитов и оруденения.

Рудное тело имеет форму опрокинутой слегка вытянутой чаши протяженностью около 1000 м при ширине от 100 до 800 м. "Дно" чаши сложено преимущественно халькозиновыми рудами и рудами зоны окисления, развитыми до глубины 20–25 м, максимально 60 м. Минералы зоны окисления – гематит, лимонит, куприт, мелаконит, самородная медь, яшмит, малахит, азурит, брошанит, халькантит, атакамит, хризоколла. Халькозиновые руды с пиритом, халькопиритом, минералами группы энагита и люценита распространены до 200 м. Представляя собой зону вторичного сульфидного обогащения, они имеют частично пиргенис, но в основном пигогенис (в связи с формированием вторичных кварцитов и аргиллитов) происхождение. Первичные руды установлены на глубинах 5–70 м и продолжаются до 700 м и более. Сложены они пиритом, халькопиритом, халькозином, молибденитом, тен-пантитом, марказитом, блеклыми рудами, сфалеритом, галенитом, молибденитом, арсенопиритом, магнетитом, гематитом, стибиолюционитом и др. Характер оруденения вкрашенный и прожилково-вкрашенный.

На месторождении проявлена вертикальная и горизонтальная рудная зональность. Вертикальная зональность выражалась в смене с глубиной борнит-халькозиновых руд рудами борнит-халькопиритовыми, з

затем снова борнит-халькозиновыми, халькопиритовыми, пирит-халькопиритовыми и магнетит-пиритовыми. Горизонтальная зональность обусловлена преимущественным развитием в центральной части борнит-халькопиритовых и халькозин-борнитовых руд, а по периферии – пирит-халькопиритовых и полиметаллических руд.

Руды Коунрада комплексные. Кроме меди и молибдена (в отношении 115:1) в рудах определены мышьяк, свинец, цинк, рений, таллий, галлий, селен, серебро, золото, сурьма, теллур, индий, висмут, кобальт, никель, сурьма, олово. Основное количество сопутствующих элементов находится в виде изоморфной примеси, частично они образуют собственные минералы.

Содержание меди и молибдена варьирует в широких пределах, составляя в среднем по месторождению соответственно 0,61 и 0,0053%. В настоящее время отрабатываются руды с содержанием меди 0,35–0,45%. Зоны окисления и вторичного сульфидного обогащения на месторождении отработаны.

Месторождение Бозшаколь расположено в Ерементау-Бозшакольской структурно-формационной зоне и приурочено к субширотной Бозшакольской антиклинали [2]. В ядре складки обнажаются породы жангадульской свиты нижнего кембра – амфиболовые, андезито-базальтовые порфириты, их туфы. Они согласно перекрываются вулканогенно-осадочными образованиями агырской свиты среднего кембра и прорваны интрузиями кембрийского габбро-плагиогранитного комплекса – диоритами, кварцевыми диоритами, гранодиоритами (первая фаза), порфировидными гранодиоритами и более поздними гранодиорит-порфирами (вторая фаза).

Отложения нижнего и среднего кембра и прорывающие их интрузии несогласно перекрываются песчаниками и алевролитами с прослойями известковистых песчаников и известняков тортукудукской свиты верхнего кембра-нижнего ордовика. Наиболее молодые фанерозойские образования представлены диорит-порфирами и габбро-диоритами условно силурийского комплекса.

Рудное поле имеет блоковое строение, обусловленное двумя системами трещин. Продольные нарушения (Северный и Южный разломы), ограничивающие месторождение с севера и юга, являются наиболее древними. Поперечными нарушениями участок месторождения разбит на ряд блоков: Восточный, Центральный, Западный и Дальне-Западный. На Восточном и Центральном участках выделяются тела крупнообломочных (несколько метров в поперечнике) брекчий, в которых

тесно прилегающие друг к другу обломки эфузивных и интрузивных пород кембрия cementируются относительно небольшим количеством мелкообломочного материала того же состава. Ветвящиеся тела этих брекчий имеют близвертикальное падение и служат как-бы шестрами гидротермалитов.

Руды месторождения комплексные мolibденово-медные. Содержание меди в среднем составляет 0,72 %, молибдена – 0,014 %. В повышенных количествах отмечаются золото (0,28 г/т), серебро (9,26 г/т), висмут, платина, палладий, кобальт (0,005 %), селен (3,82 г/т), теллур (0,26 г/т), свинец, никель, кадмий, сурьма, мышьяк, рений (0,001 г/т).

Структуры руд вкрашенные, прожилково-вкрашенные, реже брекчевые. Главными минералами первичных руд являются пирит и халькопирит, второстепенными – магнетит, молибденит, сфalerит, редкими – галенит, марказит, борнит, гематит, блеклая руда, пирротин, кубанит, висмутин, лимонит.

Зона окисления развита до глубины 5–54 м. Сложна она глинистыми минералами с хризоколлой, атакашитом, малахитом, азуритом, брошиантитом, купритом, теноритом, самородными медью и латунью. Значительная часть меди связана с гидрооксидами железа и входит в состав глинистых минералов, особенно в труднофлотируемых рудах. В легкофлотируемых окисленных рудах преобладают собственные минералы меди.

Зона вторичного сульфидного обогащения проявлена слабо, за исключением Южной залежи, где предполагается кембрийская зона вторичного сульфидного обогащения, сложенная халькопиритом и борнитом при слабом развитии халькоизина и ковеллина.

По запасам металлов месторождение относится к крупным. 97% балансовых запасов сосредоточено в Главной и Южной залежах и 3% – в Восточной залежи. Запасы можно нарастить за счет глубоких горизонтов и за счет снижения бортовых и средних содержаний.

В Актогайском районе изучено три медно-порфировых месторождения: Актогай, Айдарлы, Кызылкия. Кроме того, выявлена серия мелких проявлений свинца и цинка, а бурением на глубинах до 300 м подсечены три слепых штокверка [2].

Месторождение Актогай приурочено к диоритам и гранодиоритам. Рудный штокверк выходит на дневную поверхность. Его форма соответствует опрокинутому толстостенному эллиптическому конусу с внутренним безрудным ядром, выклинивающемуся и расщепляющемуся книзу на серию конформных струй, прослеженных до глубины

свыше 800 м. Длинная ось горизонтальных эллиптических сечений штокверка ориентирована в запад-северо-западном направлении. Протяженность штокверка около 2500 м при ширине 50–830 м.

Относительно условной осевой поверхности штокверка содержание меди закономерно падает к его внутренним и внешним границам. Аналогично распределение молибденовой минерализации. Максимумы медного и молибденового оруденения пространственно совпадают. Наблюдается закономерное повышение содержания пирита от безрудного ядра к внешнему контуру штокверка, где последний смыкается с внешней пиритной оболочкой. Закономерна смена в этом же направлении минеральных форм меди – от маложелезистых или безжелезистых малосернистых минералов к железистым высокосернистым (гипогенные халькозин и борнит – халькопирит – мединый пирит). Для штокверка средняя величина отношения серы к меди составляет 2:1, отношение меди к молибдену – 42:1. К внешнему контуру штокверка приурочены незначительные скопления свинцовой и цинковой минерализации.

Месторождение Айдарлы на поверхности проявлено в виде зон относительно слабого ожелезнения и единичных выходов малахит-хризоколловых руд среди измененных диоритов, гранодиоритов и гранитов. Развиты многочисленные дайки гранодиорит-порфиров, плагио-гранит-порфиров, микрографитов, тела и дайки диабазов.

Изученная часть штокверка может быть аппроксимирована верхней частью слабонаклонного в юго-восточном направлении эллипсоида с внутренним безрудным ядром, расположенным на глубине более 600 м. Горизонтальные сечения штокверка имеют эллиптическую форму с длинной осью, ориентированной в северо-западном направлении. Штокверк многовершинный, осложнен крупными тектоническими нарушениями. По одному из них (Айдарлинскому взбросо-сдвигу) часть штокверка поднята и перемещена на запад, юго-запад на расстояние выше 1000 м.

Внутреннее строение штокверка аналогично Актогайскому. Интенсивность медного оруденения и пространственно соподчиненной ему молибденовой минерализации возрастает от внутреннего безрудного ядра к периферии. В отличие от Актогая она достигает максимума ближе к внешнему контуру штокверка, окруженного более мощной и интенсивной пиритной оболочкой. В зоне безрудного ядра пирит практически отсутствует. Проявления полиметаллической минерализации приурочены к зоне внешнего контакта штокверка, развиты в пиритной оболочке и в ряде случаев выходят за ее пределы. Они более интенсивные, чем на Актогае.

Сплошность медного оруденения высокая, нарушается лишь даеками разного состава. На глубине 600–700 м трубообразные тела гранодиорит-порфиров оруденели в той же степени, что и гранодиориты. Оруденение прослежено без перерывов до глубины выше 1300 м. Средняя величина отношения серы к меди для штокверка составляет 4,5:1, отношение меди к молибдену – 35:1.

Месторождение Кызылакия расположено в восточной части рудного поля среди измененных гранодиоритов. Представляет собой серию субширотных крутопадающих зон вкрапленного и прожилково-вкрапленного халькопирит-борнит-халькозинового оруденения и слабой пиритизации. С глубиной площадь оруденелых пород сокращается. Свинцово-цинковая минерализация проявлена по периферии штокверка, но очень слабо. Величина отношения серы к меди составляет 0,9:1, меди к молибдену – выше 100:1.

Выделяются четыре стадии рудообразующего гидротермального процесса, каждой из которых соответствует своя рудная минерализация: щелочная (пренит-биотит-калишпат-кварц-сульфидная), кислотная (серпентит-кварц-сульфидная), березлючесиликатная (турмалин-сульфидная) и поздняя щелочная (карбонат-целлитовая). Промышленная ценность месторождений обуяна проявлению первых двух стадий, причем основная часть оруденения связана со щелочной стадией.

Минеральный состав руд для всех трех месторождений более или менее однотипен. Основными рудными минералами являются халькопирит, пирит, магнетит, молибденит; реже отмечаются титаномагнетит, мушкетовит, марказит, пирротин, борнит, халькозин, сфалерит; редко – ильменит, магнетит, марпелит, галенит, блестая руда, энаргит, самородное золото.

Руды молибденово-мединые. Содержание меди достигает 1% и более, составляя в среднем 0,39% для месторождения Актугай и 0,38% для Айдарлов. Содержание молибдена в рудах колеблется от 0,002% до 0,17%, составляя в среднем около 0,01%. Помимо меди и молибдена в повышенных количествах содержится рений (0,007–2,2 г/т, среднее – 0,24 г/т), основным носителем которого является молибденит. Содержание рения в молибдените варьирует в пределах 177–2040 г/т. Селен содержится в количестве 1–10 г/т, среднее 1,8 г/т. Содержание золота изменяется от 0,007 г/т до 0,40 г/т. Обнаружено оно в пирите, халькопирите, молибдените и магнетите. Содержание серебра изменяется от 0,25 до 3,6 г/т при среднем 1,8 г/т. Отмечаются также повышенные количества цинка, свинца, висмута, германия, галлия, индия, таллия,

кобальта. В единичных пробах присутствует платина (до 0,05 г/т) и осмий (до 0,018 г/т в пирите и 0,036 г/т в халькопирите).

Акжалское месторождение является сырьевой базой предприятия СП ТОО «Nova Цинк». Месторождение сложено в основном известняками и песчаниками кассанских слоев нижнего турна. Известняковая свита обнаруживается в центральной и юго-западной части участка. В верхней части отмечаются линзы и прослои грубозернистых полимиктовых песчаников, состоящих из окатанных зерен кварца, полевого шпата и кальцита, сцементированных песчано-карбонатным материалом. В строении месторождения участвуют отложения двух фаменских толщ – кремнисто-карбонатной и карбонатно-терригенной. Кремнисто-карбонатная толща сложена кремнисто-глинистыми и массивными известняками. В карбонатно-терригенною толще выделяются бугристые песчанистые известняки и известковистые песчаники. Верхние кремнисто-глинистые известняки имеют ограниченное распространение на западном, центральном и восточном частях участка. В большинстве случаев ими выполнены ядра синклинальных складок. Макроскопически они мало, чем отличаются от нижних кремнисто-глинистых известняков. Видимая мощность горизонта не превышает 80 м. Мощность горизонта нижних кремнисто-глинистых известняков равна 100 м [3].

Песчано-известняковая свита максимальное распространение имеет в южной половине участка месторождения и литологически подразделяется на 4 горизонта: бугристые, тонкоплитчатые, песчанистые известняки, известковистые песчаники.

– Бугристые известняки прослеживаются узкой полосой через весь участок месторождения. Они состоят из кальцита, кварца с мощностью горизонта 50–60 м;

– тонкоплитчатые известняки постепенно сменяют бугристые известняки, имеют зеленовато-серый цвет и тонко-слоистое строение с мощностью горизонта 50 м;

– песчанистые известняки согласно ложатся на тонкоплитчатые, имеют темно-серый цвет. Мощность горизонта составляет 100 м;

– известковистые песчаники слагают слабовсхолмленную равнину южнее Акжалского месторождения в ядрах синклинальных складок. Мощность горизонта равна 100–150 м.

Породы, слагающие рудное поле, прорваны серией малых интрузий, штоков, даек гранитов, диорито-порфиров и диабазовых порфириотов.

Сильно распространены скальные породы, представленные песчаниками, туфопесчаниками с прослойми туфов и известняков. В отдель-

ных местах коренные породы прерваны гранитной интрузией и в пониженных частях перекрыты четвертичными отложениями — супесью, суглинками с дресвой и щебнем. Мощность рыхлых отложений колеблется от 0,1 до 2 м.

Основные рудовмещающие породы представляются массивными известняками, которые обрачиваются нижними и верхними горизонтами кремнистых известняков.

Средняя протяженность рудной зоны по падению не превышает 150–200 м. Мощность ее колеблется от нескольких метров до 40–50 м, достигая местами 70–80 метров.

Падение рудной зоны согласное с падением массивных известняков. Выявлено не менее 27 рудных тел. Условно вся рудная зона месторождения разделена на три участка — Западный, Центральный, Восточный. В настоящее время разработка ведется на Центральном участке. Верхняя граница рудной зоны на большей части Восточного и Центрального участков ограничена дневной поверхностью, и только на Восточном и Западном флангах она постепенно погружается соответственно до 300 и 70 м. Рудная зона Центрального участка простиралась на 3600 м, ширина изменяется в пределах от 5 до 50 м, составляя в среднем 17–20 м. Внутренняя структура рудной зоны отличается сложным строением и неоднородностью.

Месторождение представлено серией местных жил, прожилков, линз, гнезд, столбов, послойных залежей и участков вкрапленного оруденения. Форма и элементы залегания рудных тел очень сложны, разнообразны, причудливы и непостоянны. По простиранию и падению они быстро изменяют свое направление, перекрываются или полностью выклиниваются, обратают раздувы, разветвления и снова сливаются вместе. Размеры и форма тел весьма разнообразны, длина их колеблется от нескольких сантиметров до 10–15 м, редко достигая 50–100 м, мощность 0,5–10 м.

Горизонты сложены одним и тем же типом свинцово-цинковых руд. Зональность распределения оруденения по простиранию выражена довольно четко. Это проявляется в увеличении содержания свинца и уменьшении содержания цинка на флангах месторождения.

Руды Центрального участка преимущественно свинцово-цинковые, среднее содержание свинца в подсчетных блоках увеличивается в восточном направлении до 1,5–2%. Наиболее богатые руды приурочены к лежачему боку рудной зоны. В Центральной части в основном распространены прожилковые руды.

Руды Аюжалского месторождения в основном сульфидные, а в зоне окисления – смешанные. Глубина зоны окисления на западе и в центральной части карьерного поля 15–20 м, а на востоке 30–50 м. В окисленных рудах преобладают вторичные минералы – смитсонит, гидрокинит, церуссит, лимонит, мангеймит, каламин, англезит, гринотит. Первичные минералы – галенит и сфалерит в этой зоне встречаются в небольшом количестве.

Вмещающие породы на Аюжалском руднике представлены в основном массивными известняками, гранат-волластонитовыми скарнами, песчанистыми известняками, кремнисто-глинистыми известняками, диоритовыми порфиритами, кварцево-диоритовыми порфиритами.

Цинк является главным и наиболее распространенным компонентом месторождения. Его среднее содержание в контуре карьера составляет 4,62 %. Среднее содержание свинца в рудах карьера – 0,61%. Другие полезные компоненты имеют подчиненное значение. К промышленным относятся кадмий в сфалерите, серебро в галените и в блеклых рудах. В большей части руд учтено золото со средним содержанием 0,137 г/т. В рудах отмечается сурьма, мышьяк, медь, кобальт, висмут, молибден, бор и рассеянные элементы галлий, индий, селен, теллур, таллий.

Аюжалское месторождение полиметаллических руд сложено эфузивно-осадочными отложениями среднего, верхнего девона и нижнего карбона. В пределах рудного поля значительно распространены интрузивные породы. Основные типы пород характеризуются следующими коэффициентами крепости: диорит-порфирит, бугристый известняк – 8–10, известняк мраморированный 10–12, известняк светло-серый крупнозернистый – 10–14, скарнированный известняк – 14–16 [3].

Житикаринское месторождение является сырьевой базой предприятия АО «Костанайские минералы». Оно расположено в одноименном массиве ультрамафитов Притобольско-Аккаргинского комплекса (S2-D1) и относится к баженовскому геолого-промышленному типу [4].

Месторождение состоит из пяти промышленных залежей хризотил-асбеста: «Основная» залежь; «Линданская» залежь; «Гейслеровская» залежь; «Малая» залежь; «Новая» залежь.

В настоящее время добыча асbestовых руд производится полосой 300–400 м в меридиональном направлении протяженностью 3900 м, их мощность колеблется от 30–90 м на севере до 210–450 м на юге, составляя в среднем 180 м. Залежь имеет пластообразную форму с восточным падением под углом в среднем 70 град., а распространение –

волокна асбеста в промышленных концентрациях прослеживается на глубину до 500 м, а на юге до 800 м.

Асбестовая зона приурочена к контактной зоне серпентинитов, серпентинизированных перidotитов, перidotитов. Первые покрывают его, вторые подстилают. Контуры висячего бока асбестоносных серпентинитов не четкие, т.е. асбестоносность пород затухает постепенно. Лежачий бок примыкает к перidotитовому ядру. Рудное тело представлено серпентинитами с несколькими типами асбестоносности, которое довольно-таки закономерно расположено от лежащего до висячего бока.

«Основная залежь» – самая крупная из месторождений, в ней сосредоточено 80% запасов месторождения. Она приурочена к восточночному контакту Малого ультрамафитового ядра и протягивается в виде широкой (300–400 м) дуги на 3900 м. Залежь имеет пластообразную форму и падает согласно с контактом ультрамафитового ядра на восток. С глубиной мощность залежи уменьшается. Отмечается более пологое падение лежачего бока залежи и более крутое висячего бока. Угол падения лежачего бока до глубины 200–250 м составляет 60°, еще глубже (до 800 м) увеличивается до 65–88°. Висячий бок залежи более неровный и извилистый. С востока «Основная залежь» ограничивается Восточной зоной разломов, полости которых заполнены дайками среднего и кислого состава. В северном и южном направлениях залежь выклинивается. Северное выклинивание залежи постепенное, южное – резкое. В залежи наблюдается несколько локальных пережимов. Эти пережимы, а также резкое выклинивание залежи в южном направлении обусловлены дайками и штоками диоритовых порфиритов и гранодиорит-порфиров.

В пределах «Основной залежи» выделены 6 типов асбестоносности, которые характерны для всего месторождения. При выделении типов асбестоносности учитывались не только геологические факторы (форма жилкования, длина волокна и т.п.), но и промышленное содержание асбеста класса крупности +0,5 мм.

На «Основной залежи» отмечается зональность рудоносных пород: степень серпентинизации увеличивается в направлении от ультрамафитового ядра к периферии массива. От лежачего бока залежи к висячему, выделяются: серпентинизированные перidotиты и дуниты; серпентиниты с ядрами перidotитов или дунитов, составляющими 5–50% породы; серпентиниты. Оруденевые серпентинизированные гар-

бургиты и дуниты, которые слагают не более 5% объема всей залежи, протягиваются вдоль ее лежачего бока полосой мощностью от 5 до 90 м. Серпентинизация здесь, в основном, хризотиловая и лизардитовая. Асбестовая минерализация представлена одиночными жилами и просечками. Серпентинизированные дуниты в отличие от гарцбургитов слабо асбестоносны. В них отмечены лишь просечки асбеста.

Зона серпентинитов с ядрами перidotитов, реже дунитов, составляет значительную часть залежи (25%) и располагается к востоку от полосы серпентинизированных перidotитов. Размеры ядер гарцбургитов колеблются от 1 до 200 см, обычно 10–50 см. Форма ядер шаро- и бочкообразная, а также яйцевидная. Расстояния между ядрами сопоставимы с их параметрами. Границы ядер с вмещающими серпентинитами резкие, не превышают нескольких миллиметров. Следует отметить, что жилы хризотил – асбеста независимо от размера ядер отделены от последних серпентинитовой оторочкой мощностью от 1 до 15 см. По минеральному составу серпентиниты этой зоны на севере и в центре залежи хризотил-лизардитовые, а от центра на юг – лизардит-хризотиловые. С этой полосой связаны наиболее богатые асбестовые руды – крупная сетка и сложные жилы.

Зона полной серпентинизации является самой мощной и занимает до 70% объема залежи. Она слагает восточную и частично осевую ее части. В зависимости от состава исходных пород серпентиниты данной полосы делятся на апоперidotитовые, аподунитовые и развитые по полосчатому дунит-гарцбургитовому комплексу, а по минеральному составу – соответственно на хризотил-лизардитовые, существенно хризотиловые и лизардит-хризотиловые. С этой полосой связаны асбестоносности типа бедных сложных жил и крупной сетки, мелкопрожила, мелкой сетки и просечек.

Таким образом, для каждой зоны характерен определенный тип асбестоносности. Кроме того, в пределах залежи наблюдается рудная зональность, обусловленная составом и структурой вмещающих пород: вдоль лежачего бока просечки и одиночные жилы асбеста в серпентинизированных перidotитах и дунитах; более богатые сложные и крупносетчатые жилы в серпентинитах с ядрами перidotитов в осевой части; бедные сложные жилы и крупная сетка, мелкосетчатые жилы, мелкопрожилы и просечки – в серпентинитах вдоль висячего бока. Серпентиниты с антигоритом располагаются в приконтактовых частях даек гранитоидов и самостоятельного значения не имеют.

1.2. Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков

Из приведенных геологических данных месторождений полезных ископаемых Казахстана видно, что большинство из них являются сложно структурными. Месторождения руд цветных металлов, имеющие сложное геолого-морфологическое строение и разрабатываемые открытым способом по форме и размерам рудных тел, характеру оруденения и условиям залегания обычно подразделяются на четыре типа [5-7].

Однако анализ указанных и других литературных источников, их теоретическое осмысление показывает, что по характеру расположения рудных образований и их геометрическим параметрам сложноструктурные блоки в общем случае могут быть подразделены лишь на два типа [8]:

I тип – блоки, сложенные из сплошных рудных тел различной формы и размеров с прямолинейными (рисунок I.1, а) или криволинейными (рисунок I.1, б) контактами с породными пространствами. Контактные линии простираются от одной границы блока до другой. Прямолинейные контакты образуют с горизонтом углы, изменяющиеся от 0 до π. Криволинейные контакты имеют любую пространственную ориентацию и расположение, но визуально не пересекаются.

II тип – блоки, сложенные из рассредоточенных рудных включений в виде геометрических фигур различной формы и размеров (многоугольники, эллипсы и т.д.) с прямолинейными (рисунок I.1, в) или криволинейными (рисунок I.1, г) контактами с вмещающими породами. Контактные линии или полностью располагаются внутри блока, или частично пересекают границы блока.

В частном случае, первый тип сложноструктурных блоков может быть представлен горизонтальными, наклонными или вертикальными пластообразными рудными телами относительно выдержанной мощности (контактные линии параллельны) или линзообразными включениями переменной мощности, между которыми размещаются прослои пустых пород, а второй тип сложных блоков – гнездообразными рудными телами различных размеров.

Типизация сложноструктурных блоков предполагает их упорядочение для выбора рациональных параметров горных технологий при их селективной разработке и имеет ценность лишь в том случае, если упомянутые каким-то образом будут оценены количественно.

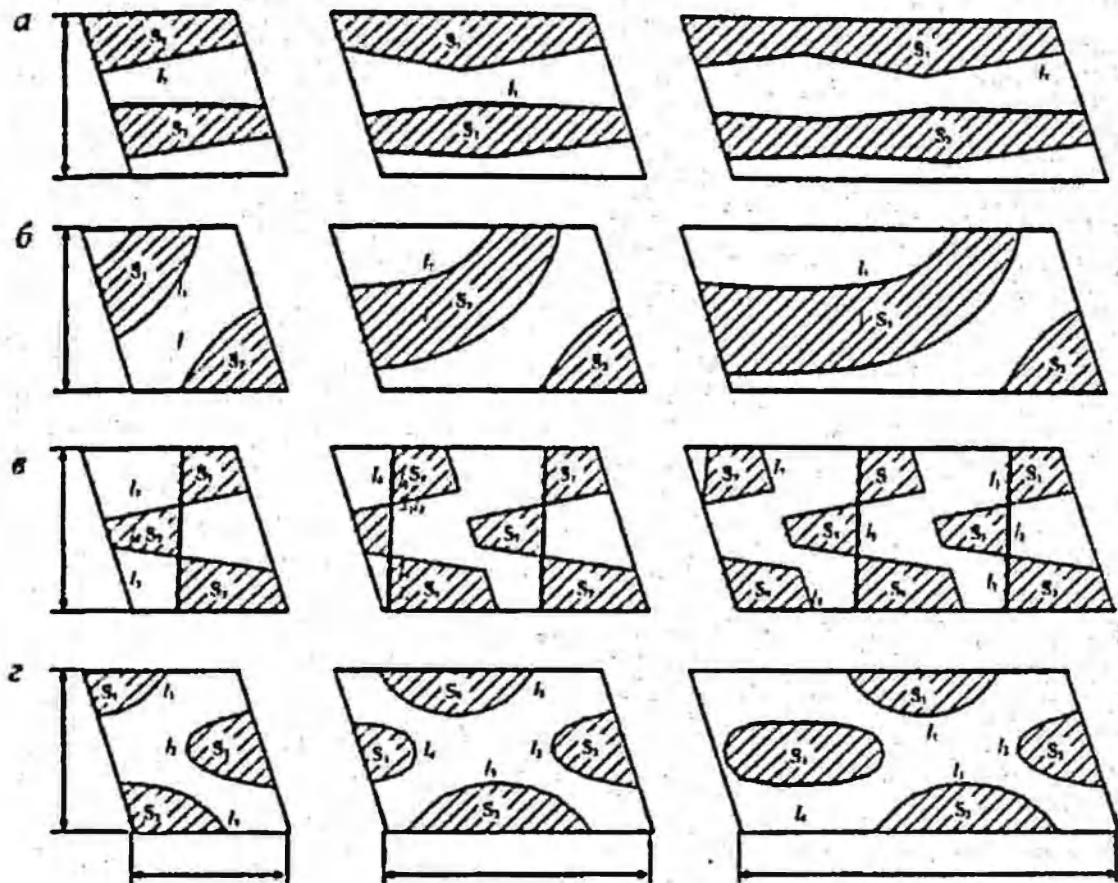


Рисунок 1.1 – Модели сложноструктурных блоков при однорядном (слева), двухрядном (в центре) и трехрядном расположении скважин (справа)

В основу таких методов оценки степени сложности строения месторождения, особенно его отдельных участков или блоков должна быть положена достоверная информация о конфигурации и размерах рудных включений и их взаимном пространственном размещении. При этом искомые технологические характеристики должны взаимоувязывать между собой все выявленные геометрические параметры геолого-морфологического строения блоков. Только в таком случае они будут объективно отражать естественное состояние изучаемого объекта и способствовать более полному извлечению полезных ископаемых из недр за счет назначения наиболее эффективных технологий буро-взрывных и выемочно-погрузочных работ в условиях конкретных сложноструктурных блоков. В качестве искомых горно-геологических показателей могут быть рассмотрены сравнительно легко измеряемые величины:

- коэффициент рудонасыщенности блока;
- показатель сложности сечения блока.

Из приведенной типизации сложноструктурных блоков (рисунок 1.1) видно, что они прежде всего характеризуются уровнем насыщенности их полезным ископаемым. Это свойство для рассматриваемого разреза блока может быть оценено коэффициентом рудонасыщенности блока (k_{pr}), вычисляемым по формуле

$$k_{pr} = \sum S_i / S_b , \quad (1.1)$$

где S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока; S_b – площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного блока.

Число сечений зависит от протяженности сложноструктурного блока. Каждое сечение охватывает зону протяженностью равной, как правило, расстоянию между скважинами в ряду.

Величины S_i легко вычисляются по выделенным разрезам на компьютере с использованием программы АвтоКад.

На практике открытых горных работ при использовании современной мобильной выемочно-погрузочной техники высота сложноструктурного лобычного уступа обычно не превышает – 10 м, а наименьшая ширина заходки по целику составляет – 8–10 м. При взрывном дроблении таких блоков выемка слоя полезного ископаемого мощностью не более 2,5 м оказывается экономически не выгодной, а порой технически – не возможной. Поэтому нижнее значение рассматриваемого показателя может быть принято равным 0,25, а верхнее значение – 0,75. Это означает, что в большинстве случаев коэффициент рудонасыщенности сложноструктурного блока лежит в пределах 0,25–0,75. Нетрудно заметить, что предлагаемая характеристика, как относительная величина, распространяется на блоки любых геометрических размеров.

Исходя из изложенного и разумного шага между группами, сложноструктурный блок по степени рудонасыщенности может быть подразделен на:

- более рудонасыщенный ($k_{pr} = 0,75–0,6$);
- умеренно рудонасыщенный ($k_{pr} = 0,6–0,4$);
- менее рудонасыщенный ($k_{pr} = 0,4–0,25$).

Очевидно, чем менее рудонасыщен блок, тем сложнее его отработка без количественных и качественных потерь. Однако, как показывают расчеты и опыт работы горнорудных предприятий, при одном и том же значении показателя рудонасыщенности достигаются различ-

ные конечные результаты по извлечению полезных ископаемых из недр. Определяющими параметрами блока в этом случае выступают размеры площадей отдельных рудных включений и линий их контактов с вмещающими породами в рассматриваемом объеме. Последние служат местом формирования потерь и разубоживания. Соотношение между обсуждаемыми геометрическими размерами рудных включений и характеризует степень сложности структуры блока.

Этот признак может быть оценен коэффициентом сложности геолого-морфологического строения блока ($k_{\text{сл}}$), определяемым для рассматриваемого разреза из зависимости:

$$k_{\text{сл}} = \sum l_i t / \sum S_i , \quad (1.2)$$

где l_i – длина контактных линий i -го рудного включения с вмещающими породами на данном разрезе; t – толщина слоя вмещающих пород (или руд), попадающих при экскавации в рудную массу (или в отгружаемую породу); S_i – площадь сечения i -го рудного включения на данном разрезе блока.

Длины контактных линий рудных залежей с вмещающими породами вычисляются по рассматриваемым разрезам на компьютере.

Как видно из равенства (1.2), показатель сложности строения блока ($k_{\text{сл}}$) выражает отношение суммарной площади приконтактного слоя примешиваемой породы или теряющей руды в пределах разреза блока к суммарной площади рудных включений в тех же пределах. В зависимости от содержания числителя этот показатель представляет либо потери, либо разубоживание, либо то и другое вместе взятое. Чем меньше сумма площадей рудных включений, тем больше коэффициент сложности геолого-морфологического строения блока и наоборот. Это обстоятельство достаточно полно отражает фактическое состояние дел на практике горных разработок.

Если толщина приконтактного слоя примешиваемой породы или теряющей руды для всех рудных включений величина постоянная, то ее можно вынести за знак суммы. Тогда количественные и качественные потери будут пропорциональны отношению сумм длин контактных линий к суммарной площади рудных включений на данном разрезе блока.

Как видно, коэффициент пропорциональности зависит от толщины слоя. Расчеты показывают, что для сложноструктурных месторождений рассматриваемый критерий при значении t , равном 0,25 м (десятой части наименьшей мощности рудного слоя), колеблется от 0,1 до 0,3.

Причем, чем больше k_{cl} , тем сложнее структура блока и тем больше источник потерь. Основываясь на этом положении разнородный рудный блок по характеру строения можно разделить на:

- сложноструктурный ($k_{cl} = 0,1-0,2$);
- более сложноструктурный ($k_{cl} = 0,2-0,3$).

Следует отметить, что при значении этой характеристики, превышающем 0,3 селективная выемка полезного ископаемого по экономическим соображениям становится весьма проблематичной, так как текущие потери (разубоживание) достигают больших размеров.

Для наглядного представления структуры сложных блоков определим численные значения предлагаемых горно-геологических показателей для модельных блоков, приведенных на рисунке 1.1 (см. таблицу 1.1). Представим, что они изображают десятичстровые сложноструктурные уступы. Ширина блока, соответствующего однорядному расположению скважин, составляет 9 м, соответствующего двухрядному расположению скважин – 16 м и соответствующего трехрядному расположению скважин – 22,5 м. Численные значения рудных включений S_r , контактных линий – l , с вмещающими породами и их суммы сведены в таблице 1.1. Эти параметры блоков устанавливаются по данным проб взрывных скважин или геофизическим или другим методам. На разрезах, как отмечено выше, они вычисляются с использованием программы Автокад.

Горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков при известных S_r , S_c , l , вычисляются по формулам (1.1), (1.2). Их значения для данных условий также приведены в таблице 1.1.

Из анализа данных таблицы 1.1 видно, что рассматриваемые разнородные рудные блоки обоих типов представляются умеренно рудонасыщенными ($k_{rw} = 0,39-0,54$) и сложноструктурными ($k_{cl} = 0,11-0,20$). Коэффициент сложности геолого-морфологического строения k_{cl} при постоянном l действительно пропорционален отношению l/S_r . Блоки II типа имеют относительно большее значение ($k_{cl} = 0,16-0,20$), чем блоки I типа ($k_{cl} = 0,10-0,14$). Это предопределяет более высокий уровень количественных и качественных потерь полезного ископаемого в блоках II типа, что является вполне естественным.

Предлагаемый критерий сложности геолого-морфологического строения блока k_{cl} служит основанием для принятия решения о селективной выемке разнородных рудных включений и назначения параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выемки руд из сложных блоков.

Таблица 1.1 – Горно-геологические характеристики
модельных сложноструктурных блоков в массиве

Пара- метры	Блоки			
	а	б	в	г
<i>При однорядном расположении скважин</i>				
S_{fn}	90			
$S_p (I_p)$	47,62 (26,46)	42,91 (19,03)	38,3 (29,93)	36,41 (23,18)
I_p / S_p	0,5557	0,443	0,7815	0,636
$S_1 (I_1)$	24,65 (8,67)	24,13 (11,94)	10,63 (7,44)	8,82 (5,18)
$S_2 (I_2)$	22,97 (17,79)	18,77 (7,09)	10,17 (13,47)	14,97 (10,69)
$S_3 (I_3)$			17,49 (9,02)	12,61 (7,3)
K_{ph}	0,529	0,476	0,436	0,404
K_{cn}	0,1389	0,1108	0,1953	0,1591
<i>При двухрядном расположении скважин</i>				
S_{fn}	157,5			
$S_p (I_p)$	85,1 (47,17)	74,16 (32,14)	72,13 (58,92)	65,33 (43,11)
I_p / S_p	0,5542	0,4333	0,8168	0,6599
$S_1 (I_1)$	43,93 (15,95)	55,38 (25,04)	10,63 (7,44)	17,95 (11,23)
$S_2 (I_2)$	41,17 (31,22)	18,77 (7,09)	10,17 (13,47)	14,97 (10,70)
$S_3 (I_3)$			17,49 (9,01)	23,41 (13,15)
$S_4 (I_4)$			10,66 (10,14)	8,99 (8,03)
$S_5 (I_5)$			5,56 (7,18)	
$S_6 (I_6)$			17,59 (11,66)	
K_{ph}	0,54	0,47	0,458	0,415
K_{cn}	0,1386	0,1083	0,2042	0,1649
<i>При трехрядном расположении скважин</i>				
S_{fn}	225			
$S_p (I_p)$	119,46 (67,25)	109,65 (45,69)	100,85 (83,09)	87,01 (57,47)
I_p / S_p	0,5629	0,4167	0,8239	0,6605
$S_1 (I_1)$	61,62 (22,49)	90,87 (38,59)	10,63 (7,44)	17,95 (11,23)
$S_2 (I_2)$	57,84 (44,75)	18,77 (7,09)	10,17 (13,47)	14,97 (10,70)
$S_3 (I_3)$			17,49 (9,01)	23,41 (13,15)
$S_4 (I_4)$			10,66 (10,14)	30,67 (22,38)
$S_5 (I_5)$			10,18 (13,45)	
$S_6 (I_6)$			17,59 (11,66)	
$S_7 (I_7)$			11,12 (10,49)	
$S_8 (I_8)$			12,97 (7,4)	
K_{ph}	0,5309	0,4873	0,4482	0,3867
K_{cn}	0,1407	0,1042	0,206	0,1651

1.3. Трещиноватость массивов горных пород

Трещиноватость массивов горных пород оказывает сильное влияние на водопроницаемость массива, на устойчивость горных выработок различного назначения. Существенное влияние трещиноватости (блочности) пород на крупность взорванной горной массы отмечалось давно и многими исследователями. Одним из первых М. М. Протодьяконов заметил, что наличие трещиноватости в породах существенно улучшает (облегчает) их взрываемость. Известная квалификация пород М. М. Протодьяконова по коэффициенту крепости была составлена для практических монолитных перед, обычно встречающихся на подземных работах (при проходке выработок и др.). Именно поэтому взрываемость пород прежде всего связывалась с их крепостью.

А. Ф. Суханов [9] при составлении классификации горных пород по взрываемости писал, что классификация по трещиноватости представляет практический интерес, так как трещиноватость иногда является решающим фактором для отделения породы от массива. Чем более трещиновата порода, тем легче ее добывать.

До недавнего времени для упрощения исследований предполагалось, что массив пород сложен отдельностями одного среднего размера. Считалось также, что различные массивы различаются только степенью трещиноватости. В действительности трещиноватый массив представлен отдельностями разного размера и имеет вполне определенный гранулометрический состав. На этот факт в числе первых обратили внимание А. Ж. Машанов [10] и Опарин [11]. В. К. Рубцов [12] предложил трещиноватость массива характеризовать средним расстоянием между трещинами и содержанием крупных отдельностей в массиве.

Исходя из работ В. К. Рубцова и др., Межведомственной комиссией по взрывным работам была принята единая классификация горных пород по степени трещиноватости в массивах (таблица 1.2) [13]. В результате исследований, проведенных под руководством В. В. Ржевского, эта классификация была дополнена еще одним важным параметром – акустическим показателем трещиноватости, равным отношению квадратов скоростей продольных волн в массиве и образце данной породы.

При проведении массивных взрывов в зажатой среде, что исключает измерения на обнажениях, наиболее перспективными являются сейсмические и акустические методы оценки трещиноватости породного массива.

Таблица 1.2 – Классификация горных пород по степени трещиноватости

Кате- гория трес- щиново- ватос- ти пород	Степень трещиноватости (блочности) массива	Средние расстояния между естественными трещинами всех систем, м	Акустич- еский показатель	Содержание (%) в массиве отдельностей крупнее		
				0,3 м	0,7 м	1,0 м
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	0,1–0,01	До 10	0	0
II	Сильно трещиноватые (среднеблочные)	0,1–0,5	0,25– 0,10	10–70	До 30	До 5
III	Средне трещиноватые (крупноблочные)	0,5–1,0	0,40– 0,25	70–100	30–80	5–40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблоч- ные)	1,0–1,5	0,60– 0,40	100	80– 100	40– 100
V	Практически монолит- ные (исключительно крупно- блочные)	Более 1,50	1,00– 0,60	100	100	100

В массиве горных пород отмечаются трещины трех порядков [14]. Трещины первого и второго порядков определяют сопротивляемость пород бурению и измельчению в дробилках [15].

Трещины третьего порядка наиболее существенно влияют на эффективность взрывания массива горных пород. К ним относятся эндогенные трещины, возникающие при метаморфизации пород за счет уменьшения объема пород. Кроме того, к ним принадлежат тектонические трещины, развивающиеся в горных породах под влиянием тектонических сил, искусственные трещины, образующиеся в породах при ведении горных работ, и трещины выветривания. Все трещины третьего порядка имеют значительное простиранье, измеряемое сантиметрами, метрами и даже километрами. Величина их раскрытия изменяется от 10^{-4} до 10^1 м. Эти трещины могут заполняться другими породами или оставаться незаполненными. Для трещин третьего порядка характерно то, что они делят породы на структурные элементы – отдельности [10, 11].

Таким образом изучение трещиноватости массива пород сводится к определению характеристик трещин третьего порядка. Такая информация обычно содержится в геологическом отчете проекта разработки месторождения. В качестве примера в таблице 1.3 приведены системы основные трещин развитии в массивах скальных пород Сарбайского месторождения [1].

Геологическая документация откосов с целью определения блочности массивов Акжалского месторождения включалась в описании типа, состава и текстурных особенностей пород, характера складчатых и разрывных нарушений, трещиноватости породного массива, фиксации даек магматитов, измерение элементов залегания метаморфитов, даек, разрывных нарушений и трещин [16].

Изучение трещиноватости пород Акжалского месторождения велись практически непрерывно по откосам уступов, исключая участки, покрытые осыпями, вкрапленной горной массой или опасные по условиям работы. Поскольку горный массив Акжалского месторождения является слоистым сложноскладчатым с системами развитием трещин, измерение ориентировки трещин выполнялось из каждой станицы наблюдения строго по системам. Измерение разчера элементарного структурного блока осуществлялось мерной лейкой как расстояние между соседними трещинами каждой системы, а степень трещиноватости пород выражалась величиной среднего поперечника естественной отдельности, т.е. как среднесарифметическая величина из всех замеров по системам трещин.

Фотографирование откосов уступов производилось через каждые 3-5 метров с помощью фотоаппарата и высокоточного объектива.

Для расшифровки снимки масштабировались в (М1:100). Одни снимок откоса уступа охватывал приблизительно 20-30% его поверхности, поэтому при фотографировании откоса уступа выбиралось та его часть, которая наиболее полно отражала гранулометрический состав естественных отдельностей и характериза для всей поверхности.

Для обработки полученных данных на фотографиях использовалась программа Microsoft Office Excel 2009.

Весь процесс подсчета гранулометрического состава естественных отдельностей в массиве пород по откосу уступа сводился к следующим операциям:

- сканирование фотографии;
- импорт отсканированного изображение в рабочую зону программы AutoCAD;

Таблица 1.3 – Основные системы трещин, развитые в массивах скальных пород Сарбайского месторождения

Сис- тема тре- щин	Наимено- вание пород, в которых она развита	Про- стира- ние	Угол па- дения	Протя- женность	Среднее расстояние между трещинами, раскрытие трещин	Форма поверхности
I	Чаще в дио- рите-порфи- ритах, порфи- ритах и про- стягивается во всех породах	$190 \pm 20^\circ$	$40-55^\circ$	От десят- ков сан- тиметров до не- скольких метров, изредка достигает 10-20 м	Восточный борт от $0,2+0,25$ до $0,3+0,45$ м; Южный борт от $0,35+0,45$ до $0,5+0,6$ м, раскрытие трещин 1-2 мм	Поверхность волнистая, криволиней- ная, шерохо- ватая. Трещины ку- лисообразные
II	Самая четко выраженная система тре- щин, просле- живается во всех породах	Субши- ротнос или $70 \pm 15^\circ$	$70-80^\circ$	Превыше- ет $10-15$ м	$0,3+0,6$ м до гор. (-40) м в западном и восточном бортах.	Волнистая, шероховатая
III	Туфы, туффи- ты, известня- ки, скариро- ванные поро- ды, скарины, четко прояв- ляются тре- щины слоист- ности и слан- цесватости	$5 \pm 12^\circ$	$30-67^\circ$, пре- обла- дают $35-55^\circ$		Восточный борт $0,3+0,35$ до $0,42$ м . Западный - $0,4+0,6$ м	Прерывистая. ступенчатая, волнистая, шероховатая. Секутся тре- щиными сис- тем I, II, VI,
IV	Система не имеет повс- еместного рас- пространения и выражена слабо	$175 \pm 15^\circ$ падение меняет- ся от запад- ного до восточ- ного	$60-90^\circ$	от 1-5 м до 30-40 м по прости- ранию и до 10-12 м по паде- нию (в районе тектониче- ских под- вижек)	$0,2+0,8$ м	Ступенчатая

- масштабирование изображения;
- разделение изображения на масштабные полосы;
- подсчет площадей отдельных кусков в каждой масштабной полосе и во всей исследуемой области изображения;
- определение принадлежности каждой естественной отдельности к той или иной группе фракций естественных отдельностей;
- определение гранулометрического состава пород для данного снимка.

Сканирование фотографии производилось с разрешением 600дп, что позволяло в дальнейшем четко просматривать в рабочей зоне программы AutoCAD куски размером более 0,01 м. После импорта изображения в область AutoCAD произошло его масштабирование таким образом, чтобы оно соответствовало размерам стандартной фотографии. Затем проводилась проверка путем измерения длины, занимаемой мерной маркиейдерской линейкой на стандартной фотографии (102x152 мм) и аналогичной на отсканированном изображении в AutoCADe. Если обнаруживалось расхождение, то вносились необходимые корректировки и приступали к дальнейшему этапу.

Площадь изображения составляла 3х3 м², что давалось разметкой мерной маркийдерской линейки. Затем по четырем точкам (концы мерных маркийдерских линек) изображается четырехугольник. На нем в AutoCADe подсчитывается площадь каждой естественной отдельности в отдельной масштабной полосе и замерялись площади естественных отдельностей в остальных полосах, а затем площадь всей исследуемой области. Размер элементарного структурного блока (естественной отдельности) определяется расстоянием между соседними трещинами блокообразующих систем.

Все естественные отдельности, входящие в четырехугольник фиксируются в программе AutoCAD и их площади вычисляются с использованием программы Microsoft Office Excel 2009. Определяются площади фиксированных по размерам естественных отдельностей, далее процентное содержание данного естественного блока. Чтобы получить гранулометрический состав естественных отдельностей всех размеров провести указанную процедуру для каждого из них.

Фрагменты компьютерной оценки гранулометрического состава естественных отдельностей в массиве пород с использованием программы AutoCAD приведены на рисунках 1.2, 1.3, 1.4, 1.5, 1.6 и 1.7 для каждого типа массива.

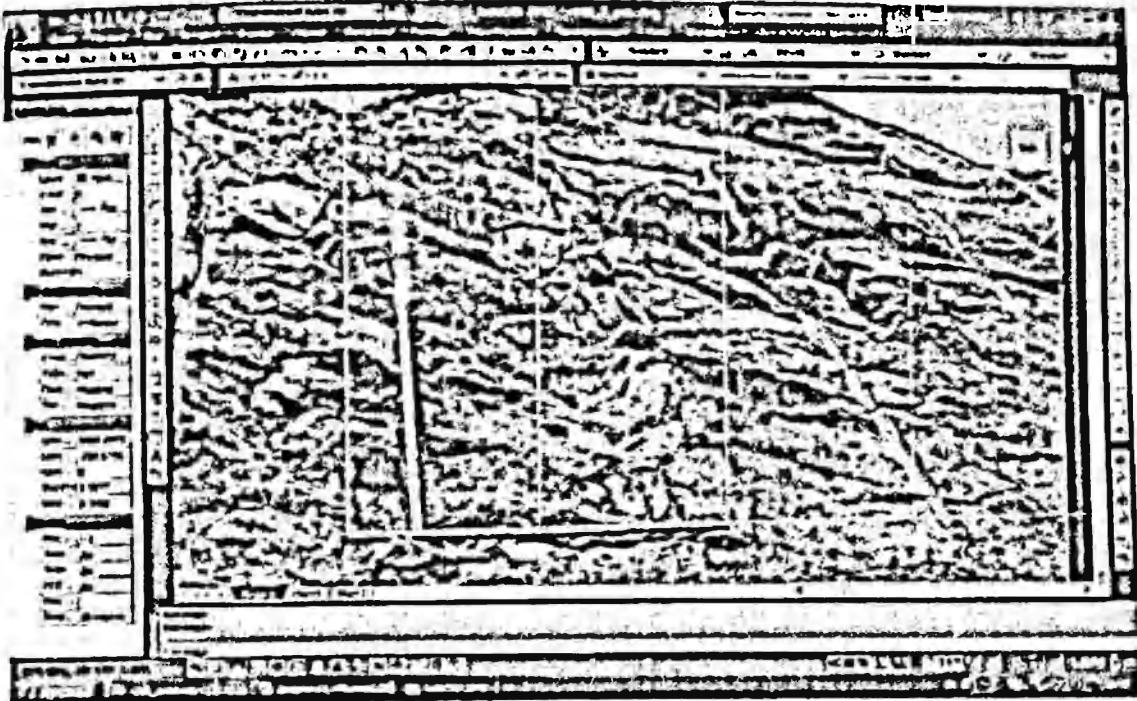


Рисунок 1.2 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 160
Сарбайского карьера. Породы: туфы, туффиты

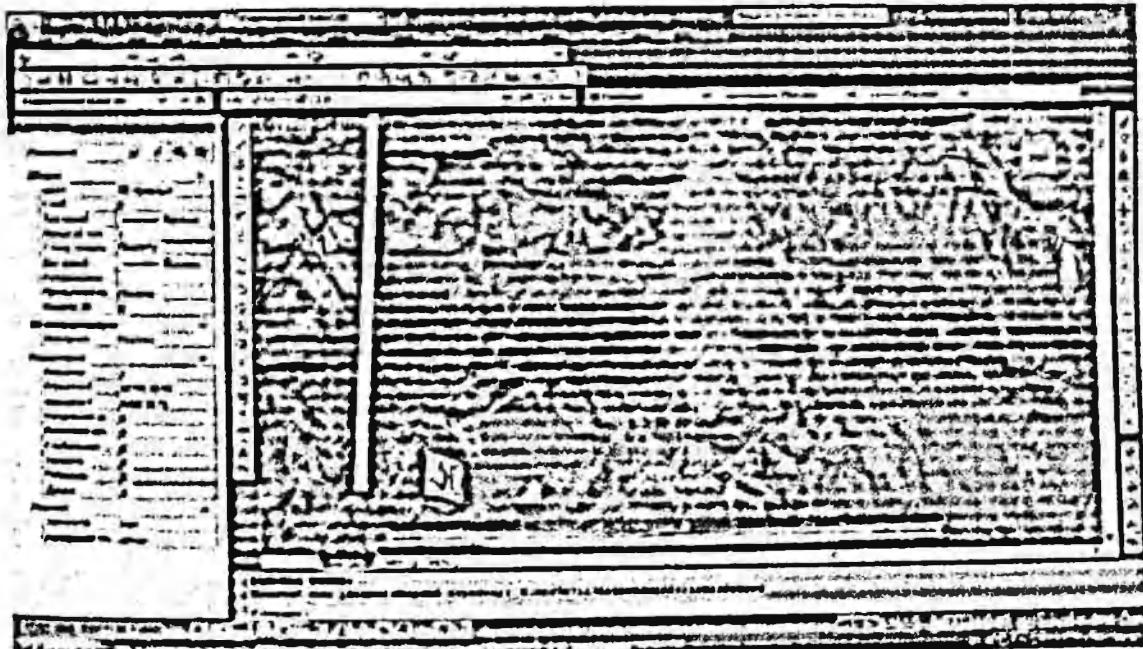


Рисунок 1.3 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 345
Сарбайского карьера.
Породы: диабазовые порфириты, диоритовые порфириты

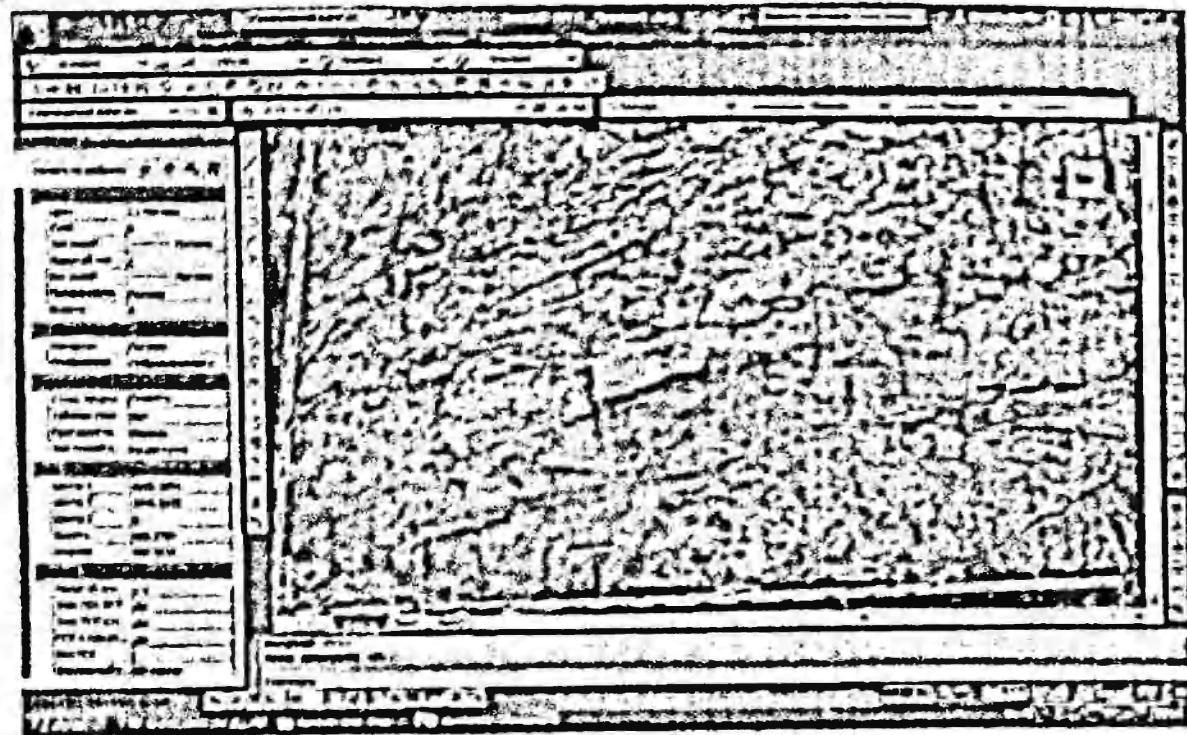


Рисунок 1.4 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 505
Акжатского карьера. Породы: крутюхристый известник

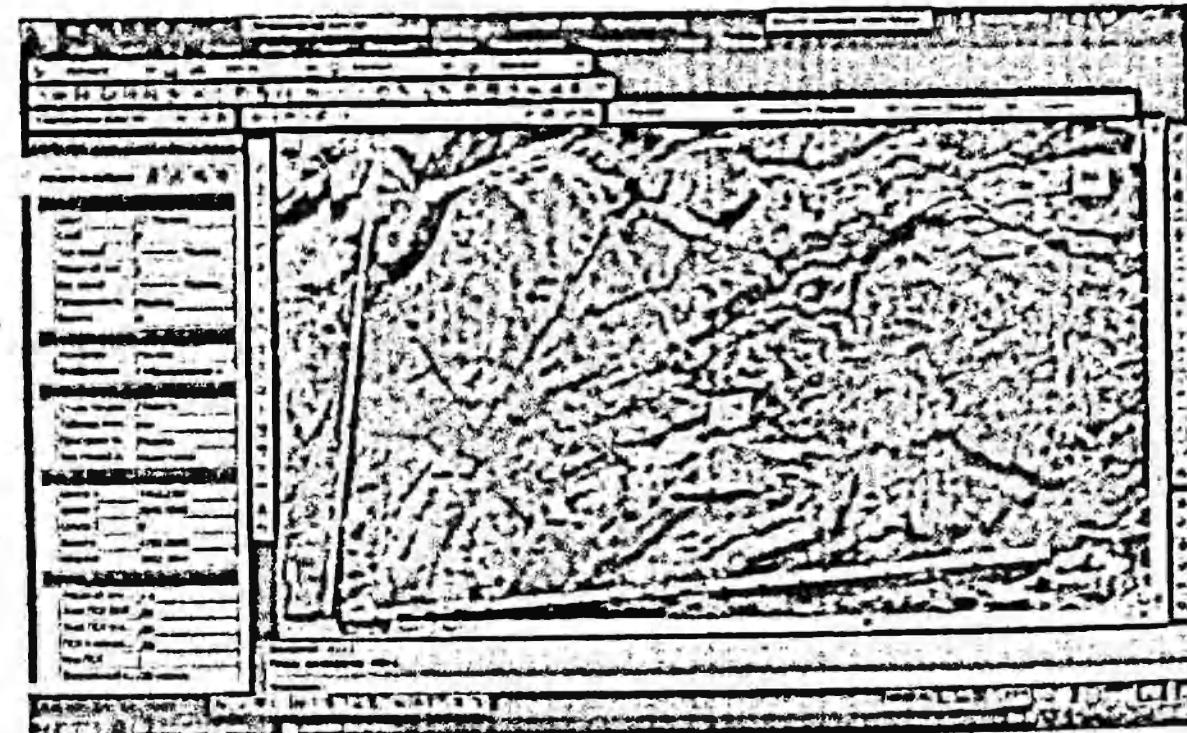


Рисунок 1.5 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 380
Акжатского карьера. Породы: диорит-порфирь

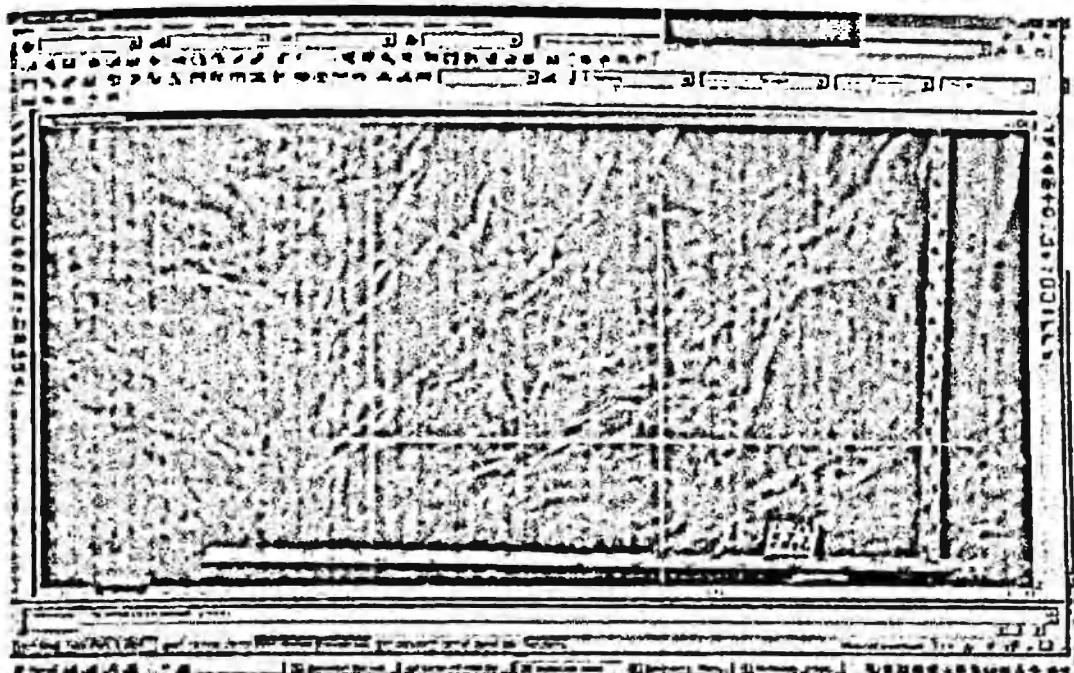


Рисунок 1.6 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 95
Житикаринского карьера. Породы: сланцы

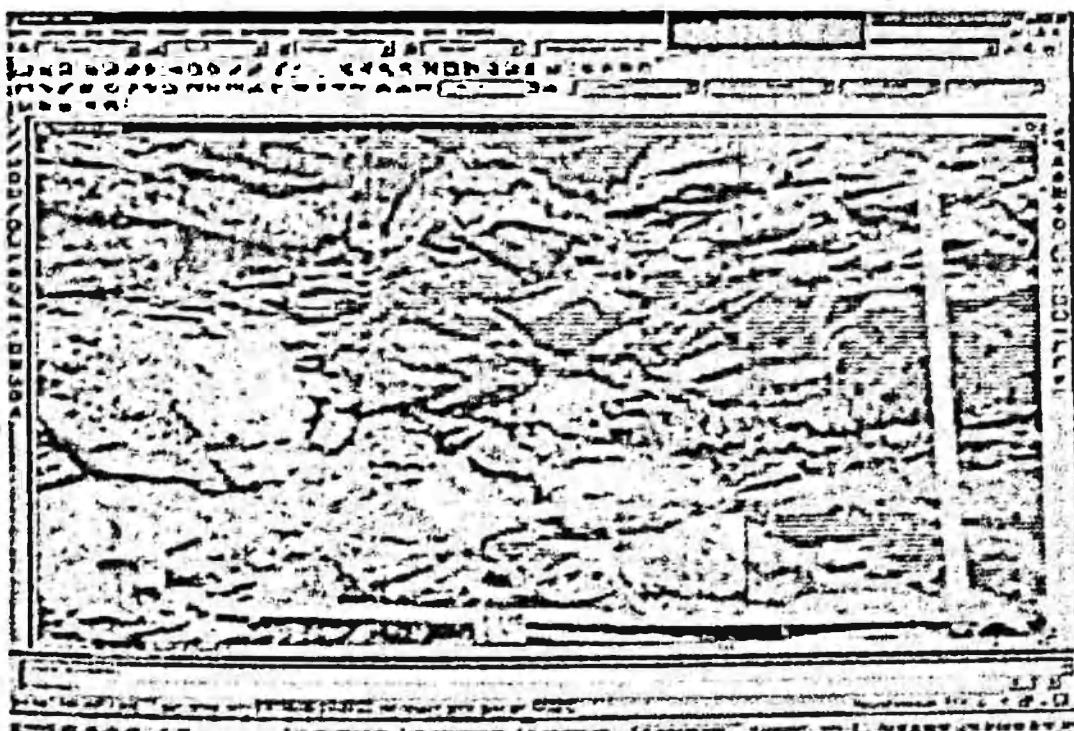


Рисунок 1.7 – Фотоснимок участка откоса борта горизонта 155
Житикаринского карьера. Породы перидотиты слабо серпентинизированные

Породный массив месторождения пронизан тремя системами отрывных трещин (М, Н и К), названными блокообразующими, так как главным образом они определяют делимость массива на элементарные структурные блоки. Эти системы трещин закономерно связаны с простиранием складчатости и залеганием слоистости (полосчатости) пород, приобретенных ими по завершению складкообразования, проходившего в условиях повышенной пластичности пород.

Система трещин М развивается по слоистости пород. Она наиболее выражена на месторождении. Трещины этой системы, как правило, не прерывно прослеживаются на всю высоту уступа, являясь часто ограничениями для трещин двух других блокообразующих систем. Простирание трещин совпадает с простиранием складок, падение их обычно крутое ($60\text{--}85^\circ$) до вертикального и обе стороны. Генеральное простирание трещин, как и в целом складчатость, северо-западное (азимут $300\pm10^\circ$). В обычных складках с падением крыльев в противоположные стороны в каждом крыле формируется своя подсистема трещин (М₁ северо-восточного падения и М₂ юго-западного падения).

Система трещин К субпараллельна простиранию пород и субперпендикулярна их слоистости. Вследствие этого подсистеме М₁ соответствует падающая ей навстречу подсистема К₁, а подсистеме М₂ — подсистема К₂. Подсистемы каждой пары М₁ и К₁, М₂ и К₂ образуют между собой двугранный угол, близкий к 90° , т.е. чем круче залегание пород, тем больше будут трещины системы К.

Поскольку на месторождении преобладающим является крутое до субвертикального залегание пород, трещины системы К преимущественно пологие ($10\text{--}30^\circ$) или субгоризонтальные.

Трещины системы Н-поперечные по отношению к складчатости. По своей природе они явно отрывные. Их простирание субортогонально простиранию системы М.

По направлению падения рассматриваемая система образует две подсистемы и Н₂) с обратными азимутами падения. Выделение этих подсистем достаточно условно, поскольку они плавно переходят друг в друга. Обе подсистемы представлены трещинами крутого падения под углом $80\text{--}90^\circ$.

Размер элементарного структурного блока определяется расстоянием между соседними трещинами блокообразующих систем (М, Н, К), а форма блока с учетом субпараллельности трещин внутри системы и субортогональности систем между собой приближается к параллелепипеду с различным соотношением длин ребер, т.е. указанных выше расстояний.

Таблица 1.4 – Характеристики трещиноватости массивов пород Аюжалского и Коунрадского месторождений

Породы (их крепость)	Содержание (%) отдельностей размером (м)							Средний диаметр отдельности, м
	<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,00	1,01-1,20	>1,21	
Интенсивно дробленые вторичные кварциты из эфузивных порфиров ($f=8$), гранодиорит-порфиры ($f=12$)	47,1	29,0	10,4	5,3	4,0	3,2	1,0	0,32
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=8\text{--}10$), эфузивных порфиров ($f=8\text{--}12$)	30,0	19,2	14,5	12,7	11,0	8,6	4,0	0,50
Игоричные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=12\text{--}14$), эфузивных порфиров, плотные ($f=12$)	15,5	16,1	13,6	13,2	12,1	12,3	17,2	0,70
Диорит-порфиры, бугристый известняк ($f=8\text{--}10$)	42,0	28,0	14,7	6,5	4,5	3,3	1,0	0,33
Известняк мраморизованный, известняк крупно-зернистый ($f=10\text{--}14$)	30,0	20,8	14,3	11,4	9,9	8,1	5,5	0,50
Известняк скарированный ($f=14\text{--}16$)	19,8	17,2	15,5	9,7	8,2	10,5	19,1	0,66
Орговикованный песчаник, туфопесчаник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты ($f=14\text{--}18$)	28,5	20,5	13,0	11,2	11,0	9,6	6,2	0,52
Активолит-гранатовый, эпилом-пироксеновый, оруденельные скарны ($f=14\text{--}18$), массивный известняк ($f=10$)	14,0	15,3	12,6	11,4	2,7	14,5	19,5	0,72
Мраморы ($f=8$)	-	-	5,0	12,0	20,0	29,0	34,0	1,05

В зависимости от минерально-петрографического типа пород средний размер элементарного структурного блока увеличивается в такой последовательности: сланцы ($f=8$) до 0,3 м, бугристый известняк

($f = 8+10$) 0,30–0,40 м, известняк мраморизованный, известняк крупно-зернистый ($f = 10+14$) 0,50–0,7 м, сканированный известняк ($f = 14+16$), слаборудные кварциты (0,75 м). Различия в среднем размере элементарного блока между наиболее распространенными на месторождении типами пород практически нет (таблица 1.4.).

Форма блока для всех типов пород, независимо от их структурной позиции, в грубом приближении параллелепипедальная с уплощением по ребру системы М. Степень этого уплощения, как правило, больше на крыльях складок (М:К, К = 1:1,1–1,5). Наиболее плоский блок на крыльях складок характерен для сланцев (М:Н, В, К = 1:2,1:2,2). В зачехах складок намечается тенденция к относительному "утолщению" блока и приближению его к кубообразной форме (М:Н, К = 1:1,1:1,3).

В зачехах складок месторождения мощность подсвит продуктивной коробковской свиты и отдельных слагающихся подсвит пачек, горизонтов и слоев увеличивается по сравнению с крыльями складок в 1,4–1,6 раза, а иногда в 2–2,4 раза. Следовательно, должно увеличиваться среднее расстояние между трещинами системы М, а соответственно и между трещинами систем Н и К. Прячная зависимость между размером элементарного структурного блока и мощностью дефорсирующего пласта общезвестна. Результаты проведенных замеров сведены в таблице 1.5.

При изучении блочности (трещиноватости) массивов пород Житикаринского месторождения с помощью цифрового фотоаппарата и высокоточного объектива производилась съемка выбранных участков откосов уступов через каждые 20 м.

Далее снимки масштабировались (М1:100) и служили страницей полевого дневника. Эта методика в отличие от ручной зарисовки позволила более наглядно отразить геологоструктурные особенности бортов карьеров и в дальнейшем более точно привязать их на картографической поверхности.

Породный массив месторождения пронизан тремя системами трещин (М, Н и К), которые закономерно связаны с простиранием складчатости и залеганием слоистости (полосчатости) пород, приобретенных ими по завершению складкообразования, проходившего в условиях повышенной пластичности пород. На основании проведенных измерений по методике Межведомственной комиссии по взрывным работам составлена классификация массивов пород Житикаринского месторождения, которая приведена в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Трещиноватость массивов пород Житикаринского карьера

Наимено- вание горных пород	Краткое описание пород	Содержание (%) отдельностей пород в массиве размером (м)				Средний диаметр отдель- ностей, м
		до 0,3	0,3-0,7	0,7-1,0	>1,0	
Сланцы	Серого цвета, рас- сланцованные	60,3	22,0	12,5	4,2	0,2-0,4
Диориты	Серого цвета	55,0	25,0	14,0	6,0	0,3-0,5
Серпенти- низированный перидотит	Темно-зеленого цвета	48,0	30,0	13,0	9,0	0,3-0,7
Серпенти- ниты	Серовато-зеленого цвета	43,0	29,0	18,0	10,0	0,4-0,6
Дуниты	Темно-серого почти черного цвета, афо- ниптового строения	45,0	27,0	17,0	11,0	0,4-0,7
Кварцевые диориты	Зеленовато-серого цвета массивные	42,0	26,0	20,0	12,0	0,5-0,8
Диоритовые перидотиты	Серого цвета порфи- ровой структуры	32,0	25,0	24,0	19,0	0,6-1,0

Следует отметить, что на месторождении превалируют мелкоблочные, среднеблочные массивы пород. Крупноблочные массивы, как правило, охватывают породы средней прочности ($\sigma_{сж} = 130 \div 150$ МПа). Весьма крупноблочные массивы пород состоят из дунитов и кварцевых диоритов. Исключительно крупноблочные массива пород на месторождении отсутствуют.

1.4. Гранулометрический состав естественных отдельностей в массиве горных пород

Анализ данных по трещиноватости (блочности) массивов горных пород Сарбайского, Акжалского, Житикаринского и ряда других месторождений показывает, что массив характеризуется определенной совокупностью естественных отдельностей, содержащихся в нем и склеенных между собой природным цементом. Различное сочетание этих элементов и представляет их гранулометрический состав в массиве и устанавливается непосредственными замерами на обнажениях

горных выработок. При этом естественные отдельности по крупности подразделяются на семь фракций: менее 0,2 м, в пределах от 0,21 до 0,4, от 0,41 до 0,6, от 0,61 до 0,80, от 0,81 до 1,0, от 1,01 до 1,2 и более 1,21 м. По найденному гравиставу естественных отдельностей в конкретных массивах вычисляется их средний размер. По этому параметру осуществляется классификация массивов пород по блочности или трещиноватости. Пример реализации такой методики иллюстрируется данными таблицы 1.6.

Таблица 1.6 – Классификация массивов горных пород по блочности

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности (степень трещиноватости)	Содержание в массиве (%) отдельностей различном (ч)							Средний диаметр отдельности, ч
		<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,00	1,01-1,20	>1,21	
I	Мелкоблочные (чрезвычайно трещиноватые)	82,0	10,3	7,0	0,5	0,2	–	–	0,15
II	Среднеблочные (сильно трещиноватые)	48,0	27,0	10,5	6,0	4,2	3,3	1,0	0,31
III	Крупноблочные (средне трещиноватые)	29,5	20,2	14,0	11,8	10,6	8,7	5,2	0,50
IV	Весьма крупноблочные (мало трещиноватые)	17,5	16,1	14,6	13,2	12,7	12,9	13,0	0,69
V	Исключительно крупноблочные (практически не трещинные)	–	3,0	3,0	13,0	18,0	26,0	32,0	1,00

Как видно из таблицы 1.6, массивы пород со средним диаметром естественной отдельности $d_e = 0,15$ м отнесены к I классу, с $d_e = 0,31$ м – к II классу, с $d_e = 0,50$ м – к III классу, $d_e = 0,69$ м – к IV классу, с $d_e = 1,00$ м – к V классу по блочности.

Мелкоблочные массивы представлены альбитофирами, мортитами, известняками мраморированными Сарбайского месторождения, интенсивно дробленным бугристым известняком Аюжалского месторождения, сланцами Житикаринского месторождения.

Средисблочныс массивы представлены туфами, туффитами, известняками Сарбайского месторождения, вторичными кварцитами, диорит-порфирами Акжалского месторождения, диоритами Житикаринского месторождения.

Крупноблочные массивы представлены диоритами – порфиритами, песчаниками Сарбайского месторождения, известняком мраморизованным Акжалского месторождения, серпентинизированным перидотитом, серпентинитами Житикаринского месторождения.

Весьма крупноблочные массивы представлены порфирированным диабазовым, сиенитом порфировым Сарбайского месторождения, кварцитами из гранодиорит-порфиров, известняком мраморизованным, известняком крупнозернистым Акжалского месторождения, дунитами, кварцевыми диоритами Житикаринского месторождения.

Исключительно крупноблочные массивы представлены скарии пироксен-эпидотовым, диабазовым порфирилом Сарбайского месторождения, скарнированный известняком Акжалского месторождения.

Графическое изображение данных таблицы 1.6 представлено на рисунке 1.8.



Рисунок 1.8 – Характеристики блочности массивов пород:
 1 – мелкоблочные, 2 – среднеблочные, 3 – крупноблочные,
 4 – весьма крупноблочные, 5 – исключительно крупноблочные

Анализ приведенной информации рассмотренных карьеров по трещиноватости и данных таблицы 1.6 показывает, что на разных месторождениях содержание естественных отдельностей в массиве по выделенным типам пород совпадает довольно близко. В то же время в пределах даже одного месторождения не наблюдается какая-либо четкая

связь между крепостью пород и блочностью массива. Породы с одноковой крепостью могут иметь различный гранулометрический состав естественных отдельностей. Мало того, более крепкие породы могут иметь меньший средний размер блока, чем менее крепкие породы. Все это в явной форме выражает сложную роль трещиноватости при оценке массива как объекта разрушения [10-13].

По данным таблицы 1.5 нетрудно найти соответствующие зависимости процентного содержания естественных отдельностей заданного размера в массиве, их линии регрессий, показатели достоверности аппроксимации (коэффициент детерминации) по каждой группе блочности массива.

Поиск линии регрессии процентного содержания естественных отдельностей и ее формализация легко осуществимы, если воспользоваться средствами табличного редактора MS Excel. Для этого в MS Excel необходимо построить диаграмму, отражающую зависимость процентного содержания естественных отдельностей заданного размера. Затем по этой диаграмме выбрать линию регрессии $y = f(x)$ [17].

Для оценки соответствия полученных линий регрессий фактическим измерениям вычисляется коэффициент детерминации R^2 .

$$R^2 = 1 - \frac{\sum (y_i - \bar{y})^2}{(\sum y_i^2) - (\sum \bar{y})^2}, \quad (1.3)$$

где y_i – фактическое содержание естественной отдельности; \bar{y} – расчетное содержание естественной отдельности; n – количество наблюдений.

Данный показатель является статистической мерой согласия, с помощью которой можно определить, насколько уравнение регрессии соответствует фактическим данным. Изменение R^2 в пределах от 0,8 до 1,0 указывает на высокое соответствие кривой фактическим данным.

Для иллюстрации реализуемости предлагаемой методики на рисунке 1.8 представлены зависимости экспериментального процентного содержания естественных отдельностей и их линии регрессий для мелкоблочных (рисунок 1.9, а) и среднеблочных (рисунок 1.9, б) массивов.

Уравнения регрессий $y = f(x)$ для мелкоблочных и среднеблочных массивов соответственно представлены в следующем виде [17]:

$$y = 154,6e^{-7,5x}, \quad y = 59,32e^{-3x}, \quad (1.4)$$

где x – размер естественной отдельности; y – процентное содержание в массиве данной отдельности; e – основание натурального логарифма.

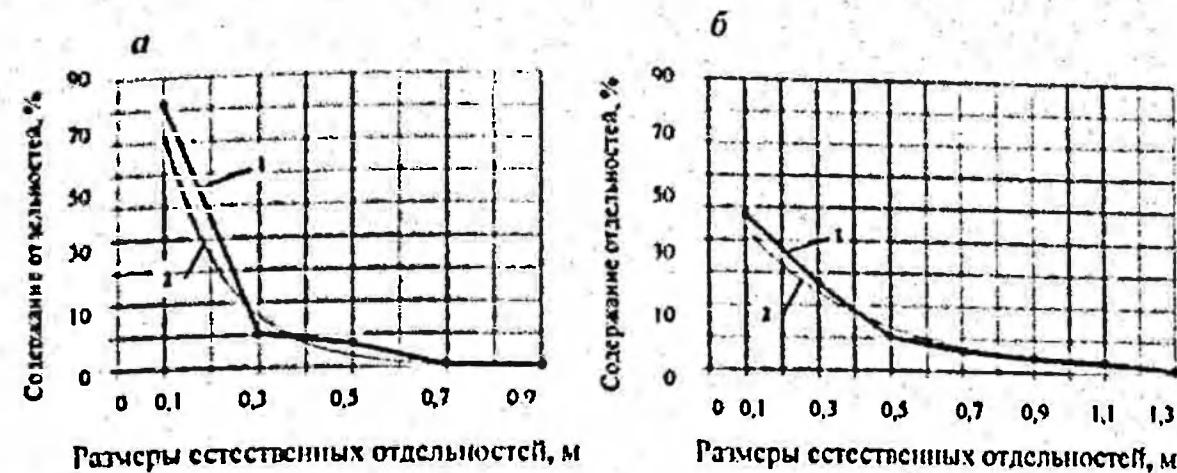


Рисунок 1.9 – Зависимости экспериментального процентного содержания естественных отдельностей (1) и линии регрессий (2) для мелкоблочных (а) и среднеблочных массивов (б)

Приведенные на рисунке 1.10 зависимости экспериментального процентного содержания естественных отдельностей и линии регрессий представляют характеристики крупноблочных (рисунок 1.10, а) и весьма крупноблочных (рисунок 1.10, б) массивов пород.

Уравнения регрессий для крупноблочных и весьма крупноблочных массивов соответственно имеют вид:

$$y = 30,58e^{-1,9x}, \quad y = 17,05e^{-0,3x}. \quad (1.5)$$

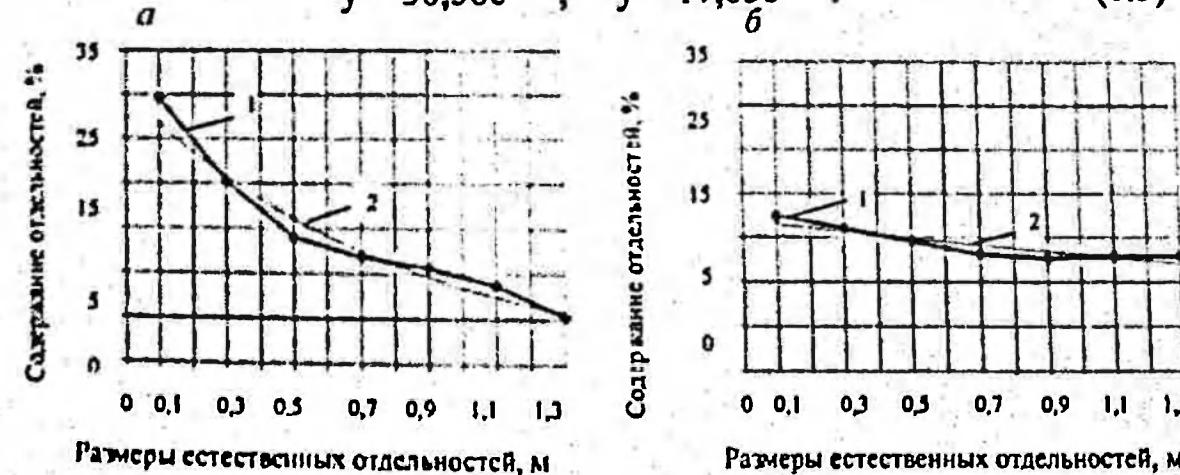


Рисунок 1.10 – Зависимости экспериментального процентного содержания естественных отдельностей (1) и линии регрессий (2) для крупноблочных (а) и весьма крупноблочных массивов (б)

На рисунке 1.11 приведены зависимости экспериментального процентного содержания естественных отдельностей и линия регрессии для исключительно крупноблочных массивов.

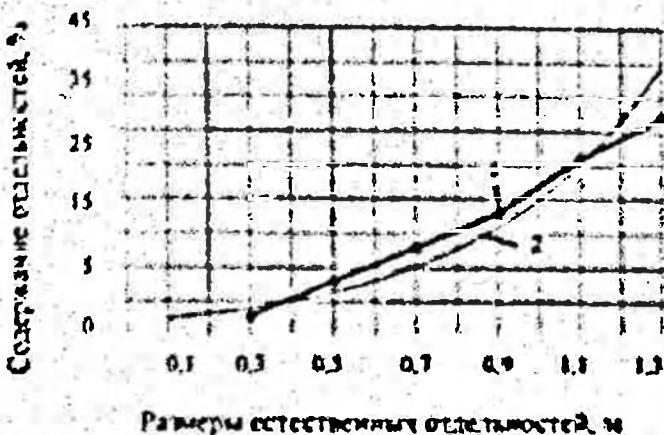


Рисунок 1.11 – Зависимость экспериментального процентного содержания естественных отдельностей (1) и линии регрессии (2) для исключительно крупноблочных массивов

В этом случае линия регрессии описывается уравнением:

$$y = 2,15e^{2,24x}. \quad (1.6)$$

Как видно из уравнений (1.4)–(1.6), содержание естественных отдельностей в массивах пород различной блочности в общем случае изменяется по экспоненциальному закону [18], т.е.:

$$y = ae^{bx}. \quad (1.7)$$

Здесь a, b – константы для каждого класса категории блочности.

Их значения из уравнений (1.4)–(1.6) и коэффициенты детерминации (R^2) для рассмотренных массивов сведены в таблице 1.7.

Таблица 1.7 – Константы a, b и коэффициенты детерминации R^2

Массивы пород по блочности	Константы		Коэффициент детерминации R^2
	a	b	
Мелкоблочные ($d_b = 0,15$ м)	154,6	-7,5	0,96
Среднеблочные ($d_b = 0,31$ м)	59,32	-3,0	0,96
Крупноблочные ($d_b = 0,50$ м)	30,58	-1,3	0,96
Весьма крупноблочные ($d_b = 0,69$ м)	17,03	-0,3	0,82
Исключительно крупноблочные ($d_b = 1,00$ м)	2,15	2,24	0,93

Обычно возникает необходимость решения обратной задачи, т.е. определения гранулометрического состава естественных отдельностей в массиве пород по их среднему размеру, который обычно содержится в геологическом отчете проекта. Для решения этой задачи необходимо

установить значения постоянных уравнения (1.7), в зависимости от заданного размера естественных отдельностей [16]. В этих целях построены графики зависимостей постоянных a , b от d_e . Они представлены на рисунке 1.12.



Рисунок 1.12 – Зависимости постоянных a и b от средних размеров естественных отдельностей

По этой диаграмме посредством табличного редактора MS Excel выбирают линии регрессии a , b от d_e [18].

Зависимости коэффициентов a и b от размеров естественных отдельностей в объем случае описываются уравнениями:

$$a = ce^{kx}, \quad b = llnx + f, \quad (1.8)$$

где x – размер естественный отдельности; c , k , l , f – некоторые постоянные.

В рассматриваем случае коэффициент a описывается уравнением, изменяющимся по экспоненциальному закону:

$$a = 264,9e^{-0,52x}, \quad (1.9)$$

коэффициент b – уравнением, изменяющимся по логарифмическому закону:

$$b = 4,023 \ln(x) + 1,694. \quad (1.10)$$

Для проверки правомочности уравнений (1.7), (1.9) и (1.10) выполнены расчет процентного содержания естественных отдельностей в массиве по формуле (1.7) с подстановкой найденных значений a и b из выражений (1.9) и (1.10). Эти данные для всех классов массивов по блочности приведены в таблице 1.8.

Таблица 1.8 – Расчетный граностав массивов пород

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности (средний диаметр отдельности, м)	Содержание в массиве (%) отдельностей размером (м)						
		<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,00	1,01-1,20	>1,21
I	Мелкоблочные ($d_e = 0,15$ м)	76,77	17,83	4,14	0,96	0,22	0,05	0,02
II	Среднеблочные ($d_e = 0,31$ м)	45,63	25,04	13,74	7,54	4,14	2,27	1,68
III	Крупноблочные ($d_e = 0,50$ м)	27,07	20,89	14,11	12,42	9,37	7,38	6,48
IV	Весьма крупноблочные ($d_e = 0,69$ м)	16,93	15,95	15,02	14,14	13,32	12,55	12,17
V	Исключительно крупноблочные ($d_e = 1,00$ м)	2,76	4,32	6,78	10,63	16,67	26,14	32,74

Их графическое изображение представлено на рисунке 1.13. Сопоставление данных таблиц 1.6 и 1.8 и графиков зависимостей на рисунках 1.9, 1.11 и на рисунке 1.13 показывает, что расчетные данные близко совпадают с экспериментально установленным гранулометрическим составом естественных отдельностей в массиве пород.

Такой вывод дает основание распространить полученные результаты на массивы пород с другими любыми размерами естественных отдельностей. Для этого нужно предварительно рассчитать значения постоянных a и b для рассматриваемого размера естественной отдельности по формулам (1.9) и (1.10). Расчеты показывают [16, 18], что:

- для мелкоблочных массивов при $d_e = 0,1$ м: $a = 167,1$, $b = -7,6$; при $d_e = 0,2$ м: $a = 104,1$, $b = -5,0$;
- для среднеблочных массивов при $d_e = 0,3$ м: $a = 65,3$, $b = -3,2$; при $d_e = 0,4$ м: $a = 42,2$, $b = -2,0$;
- для крупноблочных массивов при $d_e = 0,5$ м: $a = 27,6$, $b = -1,1$; при $d_e = 0,6$ м: $a = 23,4$, $b = -0,8$;
- для весьма крупноблочных массивов при $d_e = 0,7$ м: $a = 17,5$, $b = -0,3$; при $d_e = 0,8$ м: $a = 15,3$, $b = -0,1$;
- для исключительно крупноблочных массивов при $d_e = 0,9$ м: $a = 4,0$, $b = 1,6$; при $d_e = 1,0$ м: $a = 2,8$, $b = 2,0$.

Расчетное процентное содержание естественных отдельностей указанных размеров в массиве приведено в таблицах 1.8 и 1.9.

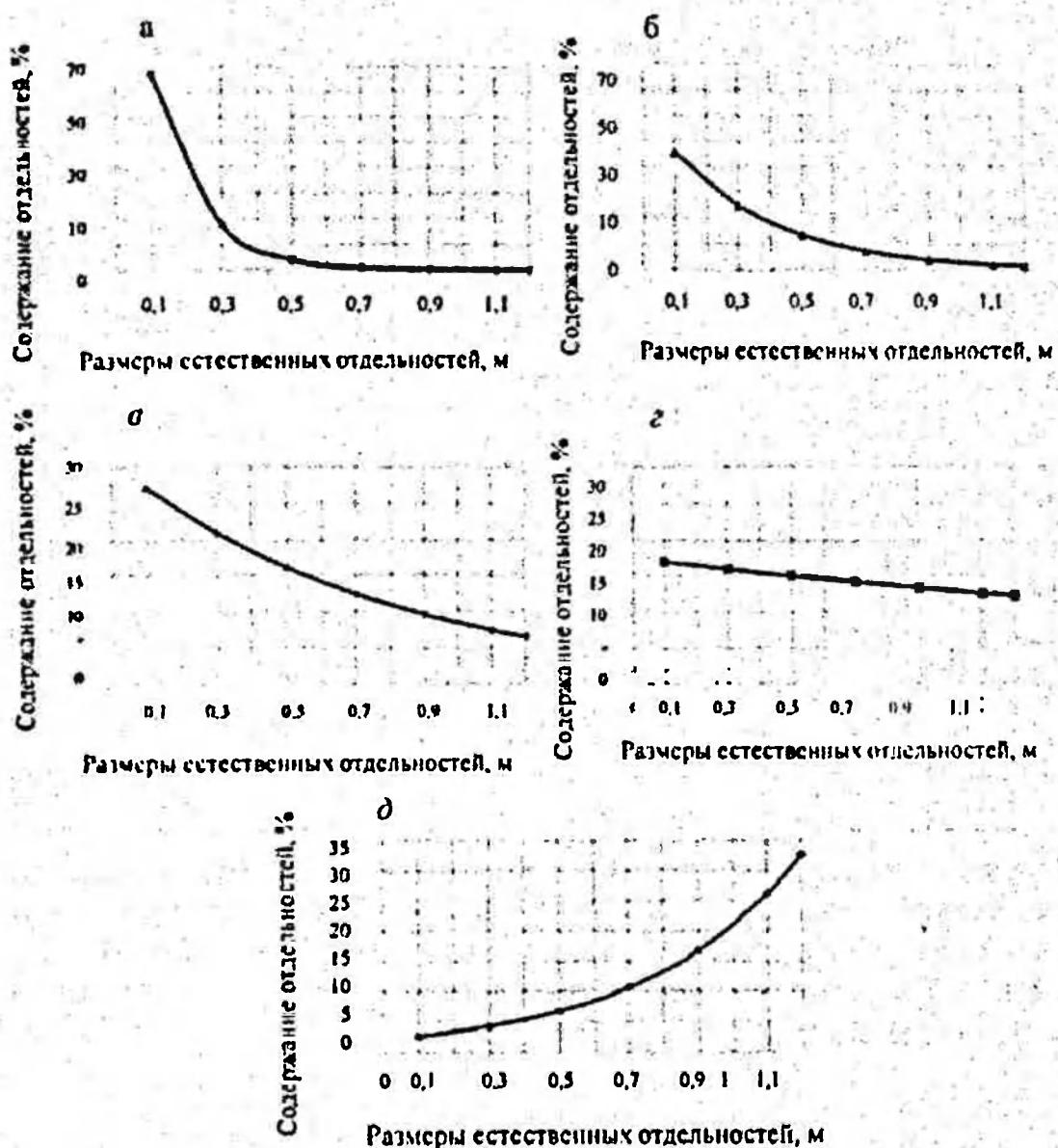


Рисунок 1.13 – Расчетный граностав массивов пород с учетом коэффициентов a и b для каждой категории блочности:
а – мелкоблочные массивы; б – среднеблочные массивы;
в – крупноблочные массивы; г – весьма крупноблочные массивы;
д – исключительно крупноблочные массивы

Для наглядного представления данные таблицы 1.9 графически изображены на рисунках 1.14–1.16. На рисунке 1.14 представлены зависимости процентного содержания естественных отдельностей в мелкоблочных массивах со средними диаметрами: $d_e = 0,1$ м; $d_e = 0,2$ м (рисунок 1.14, а) и среднеблочных массивах со средними диаметрами: $d_e = 0,3$ м; $d_e = 0,4$ м (рисунок 1.14, б).

Таблица 1.9 – Содержание естественных отдельностей в массивах пород по блочности

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности (средний диаметр отдельности, м)	Содержание в массиве (%) отдельностей различным (n)						
		<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,00	1,01-1,20	>1,21
I	Мелкоблочные ($d_e = 0,1$ м; $d_v = 0,2$ м)	78,1	17,1	3,7	0,8	0,2	0,0	0,0
		63,1	23,2	8,5	3,1	1,2	0,4	0,3
II	Среднеблочные ($d_e = 0,3$ м; $d_v = 0,4$ м)	47,4	25,0	13,2	7,0	3,7	1,9	1,4
		34,6	23,2	15,5	10,4	7,0	4,7	3,8
III	Крупноблочные ($d_e = 0,5$ м; $d_v = 0,6$ м)	24,7	19,8	15,9	12,8	10,3	8,2	7,4
		21,6	18,8	15,7	13,4	11,4	9,7	9,0
IV	Весьма крупноблочные ($d_e = 0,7$ м; $d_v = 0,8$ м)	17,0	16,0	15,1	14,2	13,4	12,6	12,2
		15,1	14,8	14,6	14,3	14,0	13,7	13,6
V	Несколько крупноблочные ($d_e = 0,9$ м; $d_v = 1,0$ м)	4,7	6,5	8,9	12,3	16,9	23,3	27,3
		3,4	5,1	7,6	11,4	16,9	25,3	30,9

Примечание. Данные в числителе для меньшего, в знаменателе для большего размера отдельности.

Приведенные на рисунке 1.15 зависимости процентного содержания естественных отдельностей представляют характеристики крупноблочных со средним диаметром массивов: $d_e = 0,5$ м; $d_v = 0,6$ м (рисунок 1.15, а) и весьма крупноблочных массивов со средними диаметрами $d_e = 0,7$ м; $d_v = 0,8$ м (рисунок 1.15, б).



Рисунок 1.14. Процентное содержание естественных отдельностей в мелкоблочных (а) (1 – для $d_e = 0,1$ м; 2 – для $d_e = 0,2$ м;) и среднеблочных (б) массивах (1 – для $d_e = 0,3$ м; 2 – для $d_e = 0,4$ м)



Рисунок 1.15 – Процентное содержание естественных отдельностей в крупноблочных (а) и весьма крупноблочных (б) массивах
(1 – для $d_e = 0,5$ м; 2 – для $d_e = 0,6$ м); (1 – для $d_e = 0,7$ м; 2 – для $d_e = 0,8$ м)

На рисунке 1.16 приведена зависимость процентного содержания естественных отдельностей в исключительно крупноблочных массивах со средними и диаметрами естественных отдельностей $d_e = 0,9$ м; $d_e = 1,0$ м.



Рисунок 1.16 – Процентное содержание естественных отдельностей в исключительно крупноблочных массивах
(1 – для $d_e = 0,9$ м; 2 – для $d_e = 1,0$ м)

Как видно, графики зависимостей, приведенные на рисунке 1.13, идентичны графикам, представленным на рисунках 1.9, 1.10. Это свидетельствует о правомерности проведенных расчетов и применимости уравнения (1.7) для определения гранулометрического состава естественных отдельностей в массивах горных пород любых размеров.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что по среднему размеру естественной отдельности можно установить значения постоянных a и b для рассматриваемых классов массивов пород по

блочности. Затем с использованием этих данных по зависимости (1.7) рассчитать, процентное содержание естественных отдельностей в массиве горных пород. Поскольку в геологических отчетах и другой технической документации горных предприятий обычно указывается лишь среднее расстояние между естественными трещинами всех порядков (т.е. средний диаметр естественной отдельности), то разработанная методика служит надежным инструментом для определения гранулометрического состава естественных отдельностей в массиве горных пород [17, 18]. Это горно-геологическая характеристика необходима для проектирования параметров технологических процессов горных работ, в том числе для прогнозирования кусковатости взорванных горных пород.

1.5. Физико-механические свойства горных пород, рассмотренных месторождений

К основным свойствам горных пород, характеризующим их поведение при динамических нагрузках, как известно, относятся: плотность, скорости распространения продольной и поперечной волн, модуль упругости, коэффициент Пуассона и пределы прочности на сжатие, растяжение и сдвиг. Эти константы пород устанавливаются стандартными методами из образцах прямойной и полуправильной формы. Модуль упругости легко вычисляется по формулам теории упругости при подстановке в них конкретных значений плотности, скорости продольной волны и коэффициента Пуассона [19].

Упругие и прочностные свойства горных пород указанных месторождений, определенные с использованием известных методик, приведены в таблице 1.10.

Таблица 1.10 – Физико-механические свойства горных пород Сарбайского, Коунрадского, Акжатского, Салкского и Житикаринского месторождений

Породы	Плотность пород, кг/м ³	Скорость звука, м/с	Пределы прочности (МПа) на		Коэффициент Пуассона
			сжатие	растяжение	
1	2	3	4	5	6
Альбитофир (С)	2650	4770	90	12	0,28
Диорит-порфирит (С)	2830	5100	190	16	0,24
Известняк мраморизованный (С)	2710	3950	120	9	0,30

Продолжение таблицы 1.10

1	2	3	4	5	6
Известник глинистый (С)	2700	4200	144	10	0,22
Магнетитовая руда богатая (С)	3870	4700	274	23	0,30
Магнетитовая руда бедная (С)	3240	4900	214	22	0,30
Мартит пористый (С)	3580	4300	73	6	0,25
Песчаник кварцевый (С)	2660	4520	166	15	0,25
Порфирит диабазовый (С)	2880	5700	160	16	0,23
Сиенит порфировый (С)	2620	5300	150	14	0,30
Скарн пироксен эпидотовый (С)	2780	5650	168	12	0,35
Туф альбитофировый (С)	2660	4680	160	20	0,23
Скарнированный известняк (А)	2840	4250	209,9	19,6	0,30
Крупнозернистый известняк (А)	2820	4350	175,6	16,2	0,30
Мраморизованный известняк (А)	2820	3820	158,9	12,3	0,30
Диорит-порфирит (А)	2720	5700	107,9	10,3	0,28
Сланцы глинистые (Ж)	2600	4400	101,0	8,0	0,24
Сланцы (Ж)	2630	4900	116,0	10,6	0,25
Диориты (Ж)	2600	5350	140,0	13,0	0,28
Серпентинизированный перidotит (Ж)	2720	5500	123,0	14,9	0,26
Серпентиниты (Ж)	2570	5330	125,0	11,4	0,25
Дуниты (Ж)	2650	5320	130,0	12,0	0,28
Кварцевые диориты (Ж)	2790	5670	180,0	17,4	0,30
Диоритовые перidotиты (Ж)	2680	4880	170,0	18,6	0,3
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К)	2720	520	157,0	15,7	0,32
Вторичные кварциты из:					
эфузивных порфиров, крепкие (К)	2770	5200	133,4	15,2	0,20
эфузивных порфиров, средние (К)	2740	4820	107,9	13,2	0,32
гранодиорит-порфиры, сильно окварцованные (К)	2760	4820	92,2	9,8	0,30
гранодиорит-порфиры, умеренно окварцованные (К)	2740	4550	71,6	8,3	0,28
Ороговикованный песчаник (Ск)	3060	4410	258,0	21,6	0,30
Диорит-порфирит Саяка (Ск)	2900	4920	251,1	21,1	0,28
Туфопесчаник (Ск)	2700	4640	243,3	20,6	0,32
Диабазовый порфирит (Ск)	2840	4210	235,4	17,7	0,30
Актинолит-гранатовые скарны (Ск)	2900	5390	210,0	20,6	0,28
Гранодиориты Саяка (Ск)	2730	4960	189,3	16,2	0,30
Эпидот-пироксеновые скарны (Ск)	2900	5700	179,5	17,6	0,30
Оруденельные скарны (Ск)	3800	5900	172,6	16,7	0,28
Массивный известняк (Ск)	2820	3860	145,2	12,7	0,25
Мрамор белый (Ск)	2710	4800	66,7	5,9	0,30

1.6. Характеристики взрываемости массивов горных пород

Взрываемость массивов горных пород – их сопротивляемость разрушению при взрывании, как известно, находится в тесной связи с прочностью, вязкостью, плотностью породы и трещиноватостью массива. С увеличением прочности пород при прочих равных условиях возрастает их сопротивляемость внешним усилиям. Эта зависимость отражена в известной классификации горных пород М. М. Протодьяконова. Корреляционную связь между характеристикой трущности отделения пород от массива и коэффициентом их крепости отмечают в работах [20, 21]. Большое влияние на взрываемость пород оказывает трещиноватость массива [10, 12, 15]. В зависимости от частоты и характера трещин изменяется и процесс разрушения горных пород. При наличии густой сети микротрещин обычно наблюдается хорошее дробление породы, а при резкой сети макротрещин – значительный выход крупных кусков.

Что касается плотности пород, то с ее увеличением при прочих равных условиях потребуется больше затрат энергии ВВ на разрушение и перемещение взорванной породы.

Во взрываемой среде эти свойства пород проявляются в различном сочетании между собой, поэтому сопротивляемость массива пород разрушению должна учитывать их комплексное влияние. В связи с отсутствием обоснованной физической характеристики взрываемость пород оценивалась удельным расходом ВВ (или энергии) на разрушение данного объема до кусков определенной крупности при стандартных условиях. Предполагается, что указанная характеристика учитывает конкретное заданное сочетание природных свойств пород и массива по величине таким образом найденного расхода ВВ с некоторым шагом все породы делятся на различные категории по взрывамости. В то же время фактический удельный расход ВВ по породам одинаковой трущности взрывания на разных карьерах отличается друг от друга в 1,5–2,5 раза и объективно сравнивать массивы пород разных месторождений по их взрываемости в таких случаях не представляется возможным.

Для исключения подобных случаев при расчете удельного расхода ВВ акад. В. В. Ржевский предложил учесть четыре основополагающих условия [13].

1. Энергия ВВ (следовательно, и его расход) при дроблении породы затрачивается на создание новых поверхностей с преодолением пределов прочности породы на сжатие ($\sigma_{\text{сж}}$), сдвиг ($\sigma_{\text{сд}}$), растяжение ($\sigma_{\text{р}}$).

Для относительной оценки взрываемости пород их участок может быть принято одинаковым, т.е.:

$$q = f_1 \left(\frac{\sigma_{ck} + \sigma_{cd} + \sigma_p}{3} \right). \quad (1.11a)$$

2. Расход энергии ВВ на дробление породы пропорционален площади вновь образованных поверхностей; в свою очередь, они пропорциональны степени дробления, т.е. отношению среднего линейного размера отдельности в массиве d_e к таковому куска взорванной породы d_k :

$$q = f_2 (d_e / d_k). \quad (1.11b)$$

3. Затраты энергии ВВ на преодоление силы тяжести пропорциональны плотности породы ρ_0 , т.е.:

$$q = f_3 (\rho_0). \quad (1.11b)$$

4. Для сопоставимости результатов взрыва и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности взрывания данной породы необходимы эталонные условия взрывания. В качестве эталонного принят взрыв на дробление $1,0 \text{ м}^3$ породы при наличии шести свободных поверхностей с расположением заряда в центре куба и степенью дробления породы $\eta = 2$. Такому взрыву соответствует эталонный удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6 ЖВ).

При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения:

$$q_e = 2 \cdot 10^{-10} (\sigma_{ck} + \sigma_{cd} + \sigma_p) + 2 \cdot 10^{-3} \rho_0, \text{ кг/м}^3. \quad (1.12)$$

Рассчитанный по этой формуле удельный расход ВВ для большинства горных пород изменяется от $0,005$ до $0,050 \text{ кг/м}^3$, достигая в отдельных случаях $0,070$ – $0,100 \text{ кг/м}^3$ [13]. По величине q_e с шагом $0,010 \text{ кг/м}^3$ все горные породы по трудности дробления взрывом разделены на пять классов. Они приведены в таблице 1.11.

Определение эталонного расхода ВВ базируется на объективных характеристиках породы ($\rho_0, \sigma_{ck}, \sigma_{cd}, \sigma_p$). Однако в выражении (1.12) не учитывается трещиноватость пород. Для перехода от эталонного к проектному расходу ВВ при взрывании массивов пород необходимо учесть шесть эмпирических коэффициентом, обоснование которых требует проведения трудноосуществимых специальных экспериментов. Кроме того, эти коэффициенты колеблются в широких пределах.

В результате эталонный расход ВВ лишается тех качеств, которыми он должен был обладать как критерий взрываемости массива пород.

В связи с этим возникает необходимость в оценке взрываемости массива горных пород другой характеристикой сопротивляемости их разрушению. В качестве такого показателя может быть принято значение номинального расхода ВВ, устанавливаемое эмпирическим путем. Под ним следует понимать удельный расход ВВ (типа аммонита № 6 ЖВ), при котором взрывом осуществляется равновеликое преодоление пределов прочности пород на сжатие, сдвиг и растяжение и сообщение взрываемой части массива некоторой начальной скорости.

Используя приведенную выше методику В. В. Ржевского, первое слагаемое искомого расхода ВВ можно принять пропорциональным произведению суммы пределов прочности ($\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сд}} + \sigma_{\text{р}}$) на средний размер естественной отдельности (d_e), а второе слагаемое – пропорциональным плотности пород (ρ_0). Тогда эмпирическая зависимость номинального расхода ВВ от природных свойств среды выражается формулой:

$$q_n = A d_e (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сд}} + \sigma_{\text{р}}) + B \rho_0, \text{ кг/м}^3, \quad (1.13)$$

где A , B – коэффициенты, зависящие от метода взрывных работ.

Математическая обработка соответствующего фактического материала Сарбайского, Конурадского, Акжатского, карьеров показывает, что при скважинных зарядах они составляют $A = 0,33 \cdot 10^{-9} \text{ см}^2/\text{м}^3$, $B = 4 \cdot 10^{-3}$ [15, 22].

Номинальный расход ВВ, вычисленный по формуле (1.13), для типичных горных пород составляет $0,15\text{--}1,10 \text{ кг/м}^3$. Формула (1.13) справедлива для значений d_e от 0,1 до 1,5 м.

По величине номинального расхода ВВ (1.13) с шагом 0,2 кг/м³ все породы по степени трудности взрывания по аналогии с [13] могут быть разделены на пять классов. Эти результаты сведены в таблице 1.11. Как показывают расчеты, рекомендуемые классы пород по взрываемости охватывают довольно широкий круг массивов горных пород и подтверждаются данными других карьеров [23, 24].

Широко распространенные критерии взрываемости горных пород – различные удельные расходы ВВ, в том числе q_n , q_s , помимо упругих, прочностных и структурных свойств массива ставятся в зависимость еще от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. В то же время совершенно очевидно, что условия и параметры взрывания являются средством достижения необходимого

качества дробления, а последнее – результатом взрыва. Естественно, эти факторы как вторичные никак не могут повлиять на специфическое свойство пород – сопротивляемость их разрушению при взрывании. Вследствие этого одинаковые по трудности взрывная породы в условиях одного предприятия относятся к средневзрываемым, в условиях другого предприятия – к трудновзрываемым и т.д. [15].

Для устранения субъективности в оценке сопротивляемости пород разрушению при взрывании, вызванной отмеченными причинами, под взрываемостью следует понимать обобщенное свойство массива, определяемое заданным сочетанием природных характеристик пород – их упругих, прочностных и структурных констант. Иначе говоря, искомая характеристика взрываемости должна быть функцией следующих основных величин:

$$v = v(\rho_0, c, v, \sigma_{\text{сж}}, \sigma_{\text{р}}, d_e, k), \quad (1.14)$$

где v – характеристика взрываемости массива пород; ρ_0 – плотность породы; c – скорость звука в среде; v – коэффициент Пуассона (для большинства горных пород $v = 0,3$); E – модуль упругости среды $E = (1+v)(1-2v)\rho_0 c^2/(1-v)$; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности на сжатие; $\sigma_{\text{р}}$ – предел прочности на растяжение; d_e – средний размер естественной отдельности; k – коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин.

Анализ простых теорий разрушения материалов и размерностей [15, 25] показывает, что из совокупности базовых свойств породы, приведенных в первой части выражения (1.14), можно составить один параметр с размерностью скорости, характеризующий рассматриваемый процесс. Действительно, удельная потенциальная энергия деформации, соответствующая пределу текучести испытываемого образца, может быть заменена величиной кинетической энергии, обеспечивающей при полном переходе в работу деформации наступление разрушения. Скорость частиц, по которой вычисляется эта кинетическая энергия, т.е. критическая скорость разрушения, определяется по формуле [15]:

$$u_s = \kappa \frac{\sigma_s}{\rho_0 c}. \quad (1.14a)$$

В случае одноосного сжатия образца $\sigma_s = \sigma_{\text{сж}}$, в случае одноосного растяжения $\sigma_s = \sigma_{\text{р}}$. При разрыве одиночной естественной отдельности путем линейного нагружения $\kappa = 2/\sqrt{3}$, плоского нагружения $\kappa = 2\sqrt{2}/3$, а объемного нагружения $\kappa = 2$. При взрывании массива пород разру-

шашечное напряжение σ_s , и коэффициент χ могут быть установлены на основе общих закономерностей разрушения твердых тел.

Для этой цели, в частности, можно использовать положение о том, что напряженное состояние среды изменяется по мере удаления от центра взрыва. Например, в зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия, вызываемые взрывом ВВ, значительно превышают предел прочности породы на сжатие. Поэтому здесь порода раздавливается, процесс усиливается действием газообразных ГВ. Размер этой зоны не превышает 7–15 радиусов заряда [15].

За пределами такой зоны частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделенный эллиптический слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Простиранье такой зоны в результате совместного действия волновых процессов и газообразных ГВ прослеживается до 20–40 радиусов заряда. Разрушение, идущее от свободной поверхности, также вызвано растягивающими напряжениями. В зависимости от свойств массива оно распространяется на расстояние порядка 30–60 радиусов заряда. Таким образом, в обычных условиях взрыва массива не более 10% всего объема породы разрушается путем среза, обусловленного сжимающими напряжениями. Остальная его часть (более 90%) разрушается путем отрыва, вызванного действием нормальных растягивающих напряжений. На основании изложенного с известной степенью точности величину эквивалентного разрушающего напряжения можно принять равной

$$\sigma_{\text{раз}} = 0.1 \sigma_{\text{сж}} + \sigma_p. \quad (1.14a)$$

Что касается значения коэффициента χ , то оно уменьшается с увеличением ограничений движения образовавшихся при взрыве кусков. Поскольку при взрывании массива перемещения частиц в основном объеме пород сильно ограничены, с учетом поправки на различные микродефекты структурных элементов искомый множитель может быть принят равным единице. Таким образом, для критической скорости разрушения естественной отдельности в массиве можно написать

$$v_{\text{кр}} = \sigma_{\text{раз}} / \rho_0 c. \quad (1.14b)$$

Для учета влияния структурных свойств среды (блочности массива, характера упаковки отдельностей, их формы) на критерий взрыва-

мости следует исходить из того, что всякий реальный массив, как показано выше, разбит той или иной системой трещин и состоит из совокупности различных по объему и конфигурации естественных отдельностей, склеенных между собой природным цементом. Причем, для крупноблочных массивов характерны более широкие трещины и их раскрытие. И наоборот, мелкоблочным массивам присущи узкие трещины и их сжимаемость. Отсюда следует, что структурные свойства массива могут быть охарактеризованы средним размером естественной отдельности и коэффициентом, учитывающим материал заполнителей и раскрытие трещин (1.14г).

Опыт показывает, что разрушающие напряжения, следовательно скорости разрушения, прямо пропорциональны упомянутым структурным характеристикам массива. На основании этого и теории размерностей искомую составляющую критической скорости разрушения массива можно определить из выражения

$$v_{\text{с.с.}} = k \sqrt{g d_e}, \quad (1.14g)$$

где g – ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$; k – коэффициент, учитывающий материал заполнителей и раскрытие трещин.

Таким образом с учетом (1.14a) – (1.14г) критическая скорость разрушения массива пород при взрыве окончательно может быть определена из выражения:

$$v_{\text{кр}} = k \sqrt{g d_e + \frac{\sigma_{\text{раз}}}{\rho_0 c}}. \quad (1.15)$$

Предлагаемая характеристика взываемости удачно взаимоувязывает основные базовые свойства пород и массива. Она имеет ясный физический смысл. Так, первое слагаемое критической скорости представляет собой результат действия разрушающих усилий, направленных на расщепление массива на естественные отдельности, а второе слагаемое – результат разрушения самих отдельностей при сложном объемном нагружении в данной среде. Выражение нового критерия в виде суммы слагаемых не противоречит тому, что эти процессы по времени протекают одновременно.

Из формулы (1.15) следует, что при идентичных физико-механических свойствах пород увеличение среднего диаметра естественной отдельности, а также большое раскрытие трещин приводят к росту необходимых усилий на разрушение. При одинаковой трещиноватости (блочности) массива дробление более прочных пород требует больше энергетических затрат. Эти выводы хорошо согласуются с закономер-

ностями, известными из практики. Кроме того, при дроблении одиночной естественной отдельности по физическому смыслу $K = 0$, в результате чего уравнение (1.15) вырождается в зависимость (1.14 а). Это лишний раз подтверждает теоретическую обоснованность конструирования критерия взрываемости (1.15).

Новая физическая характеристика взрываемости – критическая скорость разрушения массива при взрыве – рассчитывается по известным упругим, прочностным и структурным свойствам пород. В отличие от широко распространенного технологического критерия взрываемости – удельного расхода ВВ – она не зависит от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. Следовательно, на определение v_{cr} не накладываются дополнительные ограничения, и она как объективная характеристика сопротивляемости массива разрушению может быть положена в основу классификации горных пород по взрываемости [15].

Таблица 1.11. Общая классификация пород по взрываемости

Класс породы	Породы	Критерии взрываемости		
		q_n , кг/м ³	q_m , кг/м ³	v_{cr} , м/с
I	Легковзрываемые	<0,01	<0,3	<3,6
II	Средневзрываемые	0,01-0,02	0,3-0,5	3,6-4,5
III	Трудновзрываемые	0,02-0,03	0,5-0,7	4,5-5,4
IV	Весьма трудновзрываемые	0,03-0,04	0,7-0,9	5,4-6,3
V	Исключительно трудновзрываемые	0,04-0,05	>0,9	>6,3

Критические скорости разрушения, вычисленные по формуле (1.15) для типичных скальных пород при различном возможном сочетании их физико-механических и структурных свойств изменяются от 2,5 до 7,0 м/с. Поскольку большое число классов пород по взрываемости нецелесообразно [3, 24], по величине v_{cr} с шагом 0,9 м/с все породы по рассматриваемому признаку могут быть разделены на пять классов (см. таблицу 1.11): I класс – легковзрываемые ($v_{cr} < 3,6$ м/с), II класс – средневзрываемые ($v_{cr} = 3,6-4,5$ м/с),

III класс – трудновзрываемые ($v_{cr} = 4,5-5,4$ м/с), IV класс – весьма трудновзрываемые ($v_{cr} = 5,4-6,3$ м/с) и V класс – исключительно трудновзрываемые породы ($v_{cr} > 6,3$ м/с).

Таблица 1.12. Классификация пород
по взрываемости Коуцралского, Акжалского и Саякского карьеров

Породы	Характеристик и массива		Удельный расход ВВ, кг/м ³
	d ₀ , м	v _{kr} , м/с	
I. Легковзрываемые (d₀ = 0,32 м)			
Вторичные кварциты из:			
эффузивных порфиров, средние (К)	0,32	3,6	0,25
гранодиорит-порфиров, умеренно			
окварцованные (К)	0,32	3,0	0,25
то же, коалинизованные (К)	0,32	2,6	0,25
Диорит-порфирилт (А)	0,32	3,1	0,25
Бурристый известняк (А)	0,32	3,0	0,25
II. Средневзрываемые (d₀ = 0,5 м)			
Вторичные кварциты из:			
эффузивных порфиров, крепкие (К)	0,50	4,2	0,40
гранодиорит-порфиров, средние (К)	0,50	4,0	0,40
то же, сильно окварцованные (К)	0,50	3,7	0,40
Мраморизованный известняк (А)	0,50	4,5	0,45
III. Трудновзрываемые (d₀ = 0,52–0,72 м)			
Гранодиорит-порфиры без признаков			
окварцевания (К)	0,70	4,9	0,60
Вторичные кварциты			
из эффузивных порфиров, крепкие (К)	0,70	4,6	0,60
Скарнированный известняк (А)	0,66	5,4	0,70
Крупнозернистый известняк (А)	0,66	4,9	0,70
Ороговикованный песчаник (С)	0,52	5,4	0,70
Диорит-порфирилт (С)	0,52	5,2	0,70
Туфопесчаник (С)	0,52	5,5	0,70
Диабазовый порфирилт (С)	0,52	5,4	0,70
Гранодиорит (С)	0,52	4,5	0,70
Эпидот-пироксеновые скарны (С)	0,72	4,8	0,70
Оруденевые скарны (С)	0,72	4,8	0,70
Массивный известняк (С)	0,72	4,8	0,70
Белый мрамор (С)	1,05	5,1	0,70
Актинолит-гранатовые скарны (С)	0,72	5,0	0,70

При расчете критических скоростей разрушения использованы данные измерений на обнажениях, которые показали, что средняя величина раскрытия трещин составляет: для мрамора $\delta = 3 \cdot 10^{-3}$ м, для всех остальных пород $\delta = 2 \cdot 10^{-3}$ м. Кроме того, материал заполнителей трещин крепких пород ($\sigma_{cr} > 157$ МПа), как правило, более плотный, что способствует меньшей потере энергии волны напряжений на контактах естественных отдельностей.

Исходя из изложенного, коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин, принят: для мрамора $k=1,3$, для крепких пород $k=0,85$ и для всех остальных пород $k=1,0$.

Классификация пород по взрываемости рассмотренных месторождений, составленная на основе новой физической характеристики приведена в таблице 1.12.

Как видно из таблицы 1.12, степень взрываемости, определенная по новой методике, близко совпадает с качественной характеристикой пород по взрываемости, установленной на предприятиях опытным путем и по обобщенной эмпирической формуле (1.13). Это дает основание применять предлагаемый критерий разрушения для классификации пород по взрываемости. Таким образом, использование новой физической характеристики позволяет объективно оценить разрываемость массива пород при взрыве и сопоставить породы различных месторождений по трудности их взрываания.

2. ТЕОРИЯ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ПОРОД ВЗРЫВОМ

2.1. Разрушение твердых тел при простых нагрузлениях. Теории прочности

Разрушение массива горных пород действием взрыва ВВ является весьма сложным процессом. Его протекание и конечные результаты определяются природными свойствами массива, пород, характеристиками взрывчатого превращения ВВ и эффектом механического взаимодействия продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой. Для понимания этого сложного явления целесообразно сначала рассмотреть механизм разрушения твердых тел при простых статических нагрузлениях [27-31].

Поведение материала под нагрузкой зависит от его свойств и вида напряженного состояния. При простых механических испытаниях в одних случаях вплоть до разрушения деформация образцов оказывается более или менее точно пропорциональной напряжению, разрушение наступает при отсутствии пластических деформаций (хрупкое разрушение). При растяжении разрушение происходит по площадке, перпендикулярной направлению растягивающей силы, а при сжатии – по площадкам, параллельным направлению сжимающей силы. В том и другом виде испытаний разрушение осуществляется за счет отделения частиц материала друг от друга путем отрыва. В то же время разрушение хрупких материалов при сжатии нередко происходит по площадкам, наклоненным к направлению сжимающей нагрузки под некоторым углом, что свидетельствует о сложном характере разрушения.

В других случаях после упругой деформации развиваются значительные пластические деформации, заканчивающиеся разрушением (вязкое разрушение). Непрерывно растущая пластическая деформация при сжатии может и не приводить к разрушению. Развитие пластических деформаций и разрушение возникают за счет скольжения и сдвигов путем среза. Каждый материал в зависимости от условий нагружения может разрушаться как путем отрыва, так и путем среза. Поэтому трудно провести грань между видами разрушения при сложных напряженных состояниях.

Хрупкое разрушение путем отрыва обусловлено деформациями удлинения или преимущественно действием нормальных растягивающих напряжений. Предположение о связи разрушения с величиной

наибольших растягивающих напряжений было высказано еще Галилеем и поддерживалось впоследствии Ламе и Рэнкиным. Теория, в которой в качестве критерия прочности принимается наибольшее растягивающее напряжение, называется теорией наибольших напряжений, или первой теорией прочности.

Если главные напряжения подчиняются неравенству $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, то по первой теории прочности разрушение материала независимо от вида напряженного состояния произойдет при условии

$$\sigma_1 = \sigma_0. \quad (2.1)$$

где σ_0 – сопротивление материала отрыву. Для многих хрупких материалов, в том числе горных пород, σ_0 равно напряжению в момент разрушения при растяжении σ_r .

Так как первая теория прочности не принимает во внимание два других главных напряжения, от которых в ряде случаев тоже зависит прочность материала, то при сложном напряженном состоянии она нередко приводит к расхождению с опытом.

Предположение о том, что хрупкое разрушение связано не с наибольшим растягивающим напряжением, а с наибольшим относительным удлинением, высказано Маринетти и Навье; такого же мнения придерживались Понселе и Сен-Венан. Основанная на этом предложении теория прочности называется теорией наибольших удлинений, или второй теорией прочности. По этой теории разрушение независимо от вида напряженного состояния наступит в тот момент, когда наибольшее относительное удлинение $\varepsilon_{\text{разр}}$ достигает предельной для данного материала величины $\varepsilon_{\text{разр}}$. В общем случае

$$\varepsilon_{\text{разр}} = \varepsilon_{\text{разр}} = \frac{1}{E} [\sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3)] \quad (2.2)$$

где E , μ – модуль упругости и коэффициент Пуассона.

При простом растяжении $\varepsilon_{\text{разр}} = \sigma/E$. При сложном напряженном $\sigma_{\text{разр}}$ сопротивлению отрыва:

$$\sigma_{\text{разр}} = \sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3) = \sigma_0. \quad (2.3)$$

Для хрупкого состояния материала эта теория прочности дает согласующиеся с опытом результаты. Она состоит в противоречии с некоторыми опытами по исследованию прочности пластических материалов и не подтверждается при всестороннем равномерном сжатии.

Вязкое разрушение путем среза или скольжения обусловлено преимущественно действием касательных напряжений, что дает основание принять эти напряжения в качестве критерия прочности.

Впервые такое предположение было высказано Кулоном и подтверждено опытами Треска, Геста и других ученых. Основанная на этом предположении теория прочности получила название теории наибольших касательных напряжений, или третьей теории прочности. По этой теории текучесть или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния наступят при условии, когда наибольшее касательное напряжение τ_{max} станет равным некоторой постоянной для данного материала величине τ_t – пределу текучести (разрушения):

$$\tau_{max} = \tau_t. \quad (2.4)$$

При сложном напряженном состоянии $\tau_{max} = (\sigma_1 - \sigma_3)/2$, при простом растяжении, когда разрушение происходит путем среза, $[\tau] = [\tau]/2$. Следовательно, условие прочности приобретает вид

$$\sigma_1 - \sigma_3 \leq [\sigma]. \quad (2.5)$$

Теория наибольших касательных напряжений хорошо подтверждается опытами на всестороннее сжатие, а также опытами над пластичными материалами, одинаково сопротивляющимися растяжению и сжатию. Последнее обстоятельство делает эту теорию неприменимой для многих хрупких материалов.

По мнению ряда ученых, опасное состояние материала зависит не от величины деформаций или напряжений в отдельности, а от совокупности тех и других – от величины потенциальной энергии или от численно равной ей удельной работы деформаций. Величина этой работы выражается через все три главных напряжения. Бельтрами предложил критерий пластичности и прочности материала считать полное количество потенциальной энергии деформации в единице объема. Это предложение, не подтвердившееся впоследствии, послужило базой для создания энергетической теории прочности.

Учитывая, что пластическая деформация происходит без изменения объема, Губер, Мицес и Генки предложили в качестве критерия прочности принять не всю потенциальную энергию деформации, а только ту ее часть, которая идет на изменение формы тела. При этом начало текучести или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния будет иметь место, если потенциальная энергия формоизменения P_ϕ в единице объема достигнет некоторого предельного для данного материала значения P_ϕ^0

$$P_\phi = P_\phi^0. \quad (2.6)$$

При сложном напряженном состоянии

$$\Pi_3 = \frac{1+\mu}{\sigma t} [(\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2] = \frac{3(1+\mu)}{2E} \tau_{\text{окт}}^2.$$

а при линейном растяжении

$$\Pi_3 = \frac{1+\mu}{3E} c^2.$$

где $\tau_{\text{окт}}$ — октаэдрическое касательное напряжение.

Полагая, что опасное количество энергии фронтонизенции не зависит от вида напряженного состояния, можно написать

$$\Pi_3' = \frac{1+\mu}{3E} \sigma_t^2.$$

Подставив выражения для Π_3 и Π_3' в уравнение (2.6), получим условие наступления опасного состояния:

$$\frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} = \tau_t.$$

Условие прочности по этой теории, получившей название теории потенциальной энергии фронтонизенции, или четвертой теории прочности, записывается так:

$$\frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} \leq [\tau]. \quad (2.7)$$

Эта теория хорошо подтверждается опытами над пластичными материалами, но не оправдывается при применении к хрупким материалам.

Дальнейшие попытки ее усовершенствования привели к формулировке теории Мора, согласно которой величина предельного максимального касательного напряжения может зависеть от величины нормального напряжения σ_n на плоскости скольжения. Эта теория постулирует существование предельной зависимости [25]:

$$\tau_{\text{max}} = f(\sigma_n), \quad (2.8)$$

$$\tau_{\text{max}} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}, \quad \tau_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}.$$

Зависимость (2.8), огибающая предельных кругов Мора, строится по экспериментальным данным. Она может быть выражена прямой линией

$$\tau_{\text{max}} = \sigma_n \tan \psi + k, \quad (2.9)$$

где ψ — угол внутреннего трения; k — модуль сцепления.

Теория Мора в известной мере обобщает первые три теории прочности, хорошо описывает явление пластической деформации и разруш-

шение материалов путем среза. Однако она не учитывает влияния среднего главного напряжения σ_2 . Случай всестороннего растяжения также плохо согласуется с этой теорией.

Более общее решение вопроса о прочности дается в объединенной теории Давиденкова–Фридмана, которая является синтезом ранее рассмотренных теорий наибольших удлинений и наибольших касательных напряжений. Эта теория включает в себя различные возможности разрушения в одной диаграмме механического состояния: сопротивление срезу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 . Причем пластическое разрушение определяется максимальными касательными, а хрупкое разрушение – максимальными приведенными нормальными напряжениями.

На рисунке 2.1 показана диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана [28]. Она состоит из двух частей. По оси ординат обеих частей отложены максимальные касательные напряжения τ_{max} . По оси абсцисс в левой части приведены максимальные растягивающие напряжения σ_{pr} (2.3), в правой – максимальные пластические сдвиги γ^p_{max} . Кроме того, в левой части показаны прямыми линиями предел текучести τ_t , сопротивление сдвигу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 .

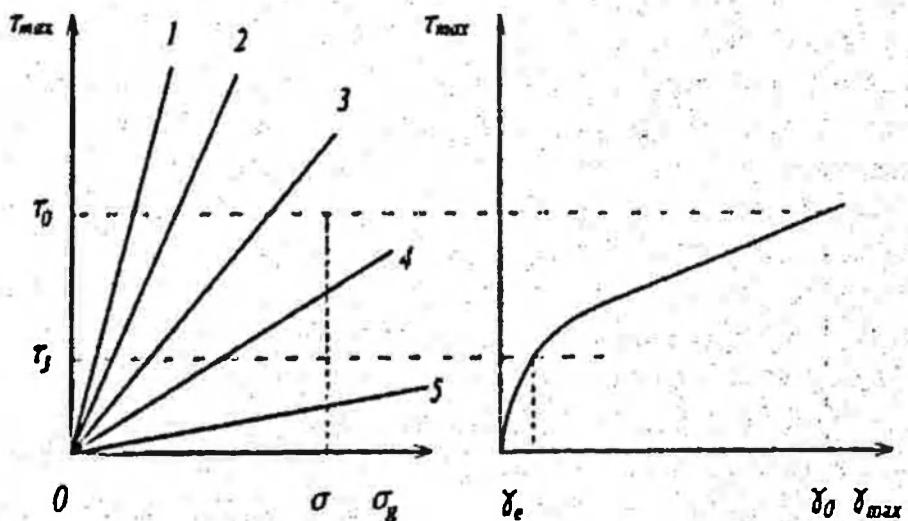


Рисунок 2.1 – Диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана

Таким образом, левая часть диаграммы условно характеризует «жесткость» или «мягкость» способа нагружения по отношению к τ_{max}/σ_{pr} . Так лучи 1–5 соответствуют вдавливанию, одноосному сжатию ($\tau_{max}/\sigma_{pr} = 2, \nu = 0,2$), чистому кручению ($\tau_{max}/\sigma_{pr} = 0,8$),

одноосному растяжению ($\tau_{max}/\sigma_{pr}=0,5$) и т.д.; правая часть диаграммы представляет собой обобщенную кривую течения $\tau_{max} = f(y_{max}^P)$. Независимость величин τ_0 , τ , σ_0 от напряженного состояния – недостаток теории, особенно в случае объемных напряженных состояний.

Новым в направлении построения критерия прочности при сложном нагружении считается критерий В. В. Новожилова и О. Г. Рыбакиной [28]:

$$\mathcal{C}_p = \frac{\Lambda}{E_p} \left(1 - \frac{\sigma}{S}\right)^n; \quad \sigma = \frac{1}{3}(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \quad (2.10)$$

Здесь \mathcal{C}_p – интенсивность пластических деформаций; E_p – пластическое разрыхление материала; S – сопротивление материала всестороннему разрыву; постоянная $\Lambda = \bar{\nu} \mathcal{E}$; включает в себя \mathcal{E}_p – предельное значение \mathcal{C}_p при разрушении путем чистого сдвига; $\bar{\nu}$ – коэффициент внутреннего трения; n – показатель охрупчивости материала в объемном напряженном состоянии.

Критерий (2.10) включает в себя как инвариант деформации, так и инвариант напряжения. Это дает возможность учесть появление больших пластических деформаций при разрушении и рассмотреть в рамках одного универсального критерия второй крайний случай квазихрупкого разрушения со слабо выраженным пластическим деформированием. При использовании в случае простого нагружения он приводит к теории прочности, являющейся обобщением теории Я. Б. Фридмана.

Все перечисленные теории прочности применимы к изотропным и не учитывают структуру реальных тел. Основы теории разрушения, учитывающей реальное состояние материала и, в первую очередь, наличие в нем дефектов, трещин, пустот и других несовершенств, являющихся очагами разрушения, разработаны Л. А. Гриффитсом и развиты С. А. Христиановичем, Г. Р. Ирвиносом, О. Е. Орованом и др. [28, 31].

Поскольку распределение дефектов в объеме «однородных» материалов, распределение свойств реальных сред, например металлов с поликристаллической структурой, горных пород с зернами и межзеренными спайками и т.п., имеют случайный характер разрушение таких тел наиболее полно объясняет статистическая теория прочности. Она исходит из положения, что любому макроскопическому разрушению предшествует образование микротрещин. С увеличением внешней нагрузки при определенных условиях микротрещины начинают расти

и образуются макротрещины. В идеально неоднородных средах максимальное напряжение, вызывающее зарождение трещин, всегда больше максимального напряжения, вызывающего макроразрушения. Прочность тела полностью определяется прочностью наиболее слабого звена и нет необходимости учитывать сложнейшее взаимодействие первичных элементов-звеньев.

Однако по-прежнему речь идет о статических испытаниях различных конструкционных материалов ограниченного размера (объема). Поэтому статистическая теория прочности при изучении разрушения массива горных пород может быть рассмотрена как вспомогательный аппарат познания.

2.2. Физическая модель разрушения массива горных пород взрывом

Рассмотренные теории прочности твердых тел показывают, что изучение поведения горных пород при воздействии мощных динамических нагрузок требует создания новых моделей разрушения таких тел. Дело в том, что динамическое разрушение горных пород действием взрыва заряда ВВ зависит от конкретного сочетания многочисленных влияющих факторов. Для определения наиболее существенных из них необходимо иметь ясное представление о развитии взрыва в твердой среде. В связи с этим рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива крепких горных пород, в основу которой положена наиболее удачная, получившая экспериментальное подтверждение и ставшая классической схема действия взрыва, предложенная Г. И. Покровским [31]. Эта модель разрушения горных пород получила дальнейшее развитие в работе [26] и трудах автора [8, 15].

Согласно этой схеме, после практически одновременной детонации сферического заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте продукты взрыва – среда. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия (раздавливания) всецело зависят от давления, развиваемого в ПВ в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы (рисунок 2.2, зона 2).

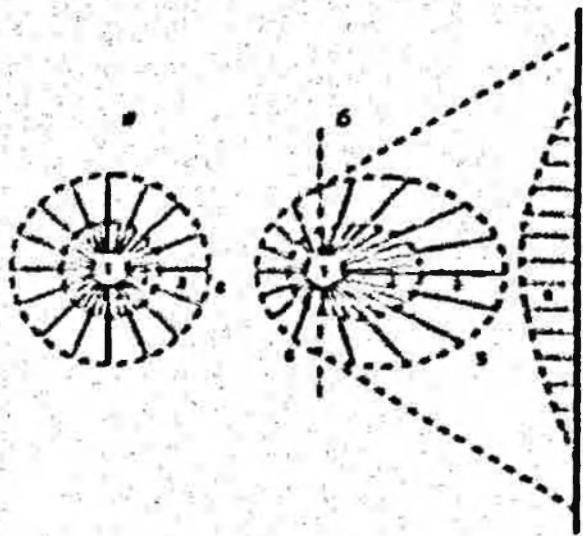


Рисунок 2.2 – Разрушение массива пород при взрыве в бензиничной среде (а) и вблизи свободной поверхности (б): 1 – взрывная полость; 2-6 – зоны: 2 – разделяющие; 3 – радиальные трещи; 4 – трещин, развивающихся от свободной поверхности; 5 – сокрушающего разрушения; 6 – радиальный трещинник, перераспределение

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушенияносит иной характер. Частицы породы, полученные в движение волной сжатия, продолжают передвигаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический (цилиндрический) слой, мысленно выделенный в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормали к поверхности сферы (цилиндра). Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв (рисунок 2.2, зона 3).

При еще большем удалении от центра взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду (рисунок 2.2, зона 3).

На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты детонации [8, 15].

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной эн ergии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности во внутрь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения (рисунок 2.2, зона 4).

В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола [34, 35].

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой – зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва (рисунок 2.2, зона 5). При взрыве в бесконечной среде после падения давления ПВ в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разряжения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение скальных горных пород происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур взрываемого массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбивающую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию. В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве. В сильно уплотняемых породах (грунтах) роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ [3, 15, 29, 30].

Интересные экспериментальные данные по выявлению последовательности разрушения материала получены В. В. Адушюным и А. Н. Сухотиным [36]. Для наглядности на рисунке 2.3 приведена r - t -диаграмма развития первой стадии взрыва в блоке из плексигласа. Здесь по оси абсцисс отложено время, по оси ординат – относительное расстояние r/r_0 (r – расстояние от центра заряда, r_0 – радиус заряда). Линия 1 представляет собой след фронта волны сжатия, которая отражается от свободной поверхности в виде волны растяжения

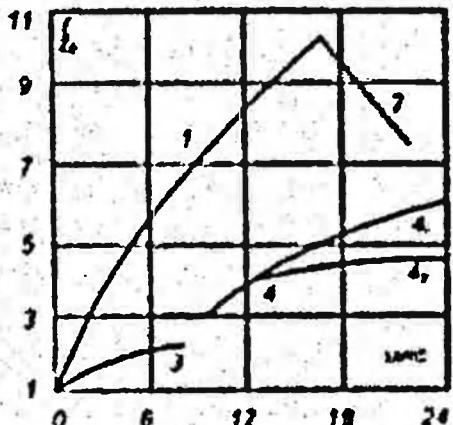


Рисунок 2.3 –
Диаграмма развития
первой стадии взрыва в плексигласе

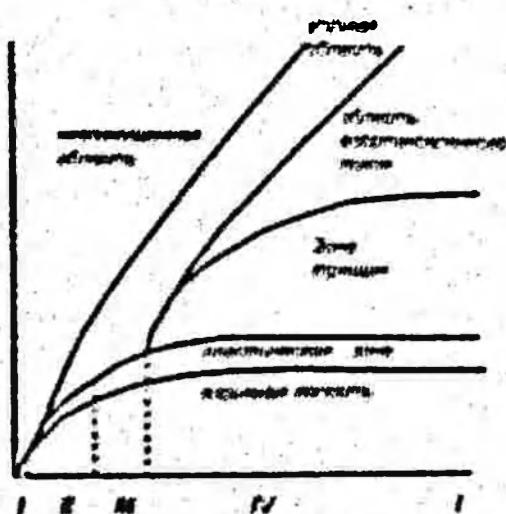


Рисунок 2.4 – Этапы развития взрыва
в бесграничной среде по
И. В. Захаринскому и В. Н. Корзлову

Контур области 3 показывает расширение зарядной камеры по времени. Ее развитие прекращается примерно через 6 мкс, когда радиус достигает значения $2r_0$. Начиная с расстояния $3r_0$ спустя 6 мкс после прохождения фронта волны сжатия, возникает новая область разрушения материала – 4. Линии 4₁ и 4₂ показывают развитие ее размеров во времени. В блоке толщиной 100 мч ($20r_0$) влияние свободной поверхности на развитие области 4 отсутствует, по крайней мере, в течение 24 мкс.

Во всех опытах с блоками из плексигласа независимо от их размера [37-39] наблюдалась следующая типичная картина разрушения. В диапазоне расстояний (1–3) r_0 имеет место разогрев материалов, что, очевидно, происходит за счет ударного сжатия и пластических деформаций за фронтом волны. На расстоянии (3–4) r_0 наблюдается шаровой пояс, состоящий из большого числа мелких, радиально ориентированных трещин. Ориентация трещин свидетельствует о том, что они

появились и результате действия тангенциальных растягивающих напряжений. Следует подчеркнуть, что эти напряжения во фронте полны сжатия отсутствовали и возникали позже вследствие радиального перемещения материала в сферически расходящейся волне сжатия. Такого же мнения придерживаются С. С. Григорян [37], Н. В. Зволинский [38], В. П. Корявов [39], которые отмечают, что кольцевые напряжения становятся растягивающими на некотором расстоянии позади фронта ударной волны (волны сжатия). Кроме того, эти напряжения монотонно убывают с увеличением радиуса.

Последовательность и смена режимов разрушения в безграничной среде по данным [39], представлены на рисунке 2.4. На I этапе ударная волна распространяется со сверхзвуковой скоростью по невозмущенной среде, материал между фронтом волны и взрывной полостью испытывает пластическое течение. На II этапе фронт ударной волны распространяется со звуковой скоростью и излучает упругую волну, пластическое течение за фронтом ударной волны продолжается. На III этапе ударная волна истощается (вырождается в контактный разрыв), между полостью и контактным разрывом продолжается пластичное течение, но нового раздавливания среды не происходит. Этот этап длится до тех пор, пока на поверхности контактного разрыва напряжение не достигнет предельного значения его на разрыв. На IV этапе от поверхности разрыва наружу распространяется ударный фронт, насаждающий в среде радиальные трещины. За контактным разрывом продолжается пластическое течение. Ударный фронт разрушения излучает упругую волну, на переднем фронте которой напряжение равно пределу прочности материала на разрыв. Фронт разрушения достигает предельного положения, новых разрушений не происходит, но излучение упругой волны и пластическое течение вокруг полости продолжаются. Последний этап длится до полного прекращения движения вокруг полости.

Для определения наиболее существенных характеристик механического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой разрушение массива крепких горных пород и образование развала при взрыве скважинных зарядов в соответствии с изложенным и работами [15, 26, 33] схематически можно разделить на три стадии (рисунок 2.5).

На первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве, расширяет взрывную полость, разрушает породу на контакте заряд – среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин.

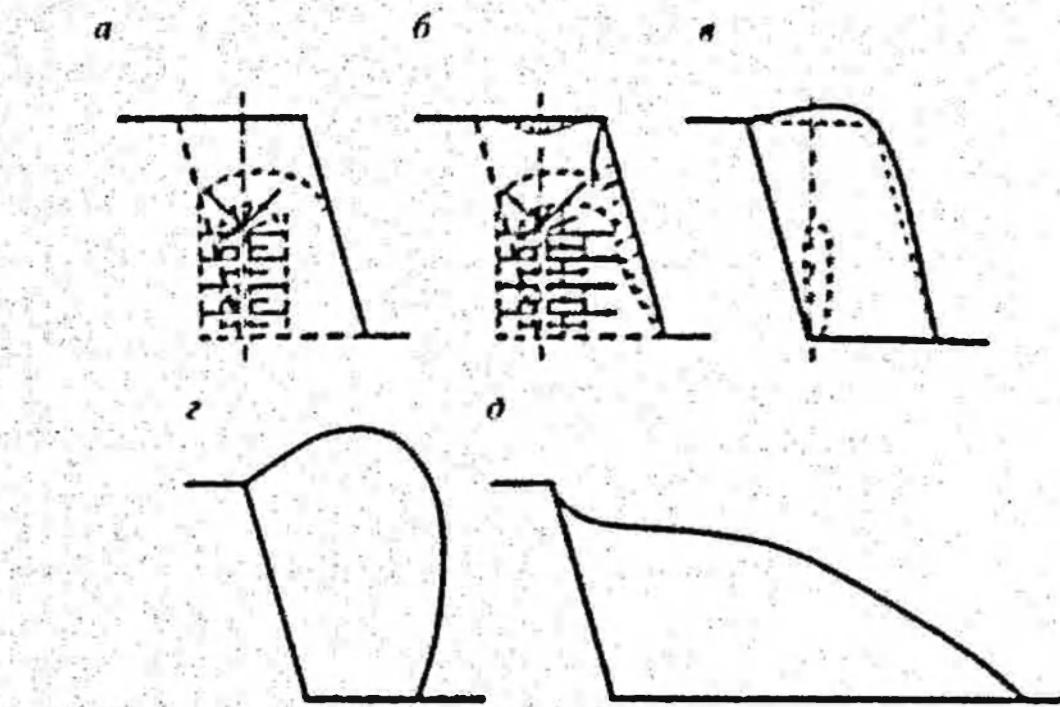


Рисунок 2.5 – Этапы разработки взрыва в уступе:
начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии;
начало (д) и конец (е) третьей стадии

Процесс вначале мало отличается от явлений, сопровождающих взрыв в безграничной среде, но взаимодействие волны сжатия со свободной поверхностью приводит к более интенсивному дроблению материала в ее окрестности и теле массива.

Эта стадия кратковременная, но за это время расходуется большая часть энергии ВВ. В течение этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы и камуфлистная полость цилиндрической формы достигает своего предельного объема (рисунок 2.5, а, б).

На второй стадии вследствие влияния свободной поверхности нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности (рисунок 2.5, в, г). Хотя скорости, приобретенные частицами в волне сжатия и растяжения, имеют важное значение, главным определяющим фактором на этой стадии является действие оставшихся в полости продуктов взрыва.

Третья стадия – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развода взорванной породы (рисунок 2.5, д, е).

Такая схематизация разрушения и движения среды способствует преодолению трудностей, возникающих при моделировании действия

взрыва на массив, так как обычно представляется возможным соблюдение подобия лишь отдельных процессов, сопровождающих взрыв [15-40]. Она также позволяет применять различные методы, учитывать различные факторы и соблюдать различные критерии подобия при моделировании каждого из перечисленных процессов.

Как видно, в задачах получения взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления главного внимания заслуживает первая стадия взрыва. При этом целесообразно подробнее рассмотреть общую последовательность разрушения породы различными системами трещин. Размеры зон разрушения различными трещинами, как известно, зависят от многих факторов: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, характеристик ВВ, параметров расположения зарядов в массиве и др. Интенсивность дробления участка массива при взрыве определяется тем, как густо он охватывается различными системами трещин.

Естественно, что этапы развития при различных условиях взрыва будут протекать по-разному. Например, на них будут оказывать влияние положение свободной поверхности относительно заряда, характеристика среды, ВВ, размеры заряда и т.д. В зависимости от конкретного сочетания определяющих факторов одни виды работы взрыва могут усиливаться, а другие, наоборот, ослабляться. Однако, как показывает опыт, общее действие взрыва ВВ во всем его многообразии будет вписываться в приведенную схему разрушения и движения породы при взрыве.

2.3. Предельный радиус полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ

Специалисты в области теории разрушения деформируемых тел действием взрыва считают, что среди различных эффектов взрыва в среде особенно наглядным является образование полости. Оно интегрально включает в свой состав все элементы развития процесса взрыва. Поэтому при прогнозировании технологических параметров взорванной горной массы и разработке методов управления процессами взрывного дробления и перемещения пород должное внимание следует обратить на закономерности развития полости при взрыве.

Закономерности развития газовой полости при взрыве сферического, реже цилиндрического заряда в неограниченной среде описаны в работах [30, 38, 40]. Большинство из них носит чисто теоретический

характер, а полученные уравнения для определения основных параметров движения полости громоздки и сложны. Кроме того, в этих работах отсутствует инженерный метод расчета размеров полости при взрыве наиболее распространенного на практике цилиндрического заряда в ограниченной среде. В связи с этим на основе исследований [15, 26] определим радиус полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями.

Выше было отмечено, что на первой стадии взрыва после детонации заряда ВВ по горной породе распространяется ударная волна, напряжение в которой превышает предел прочности самой крепкой породы на раздавливание. На фронте волны порода сильно сжимается (разрушается). Однако, как показали измерения движения фронта ударной волны и границы продуктов детонации, последняя начинает отставать от фронта ударной волны сразу же после выхода детонационной волны на поверхность заряда [34, 36, 41]. Вследствие этого газообразные продукты детонации (ПД), дальше развивая уже начатый процесс разрушения, переносят среду в зоне контакта и осесимметрично расширяют заряженную камеру. Иначе говоря, вступает в силу этап динамического безволнового расширения полости. Он начинается с момента, когда скорость фронта разрушения становится меньше скорости ударной волны (или волны сжатия). Между фронтом волны разрушения (раздавливания) и полостью происходит движение мелкораздробленной среды с внутренними сухими трением.

В дальнейшем газовая полость при симметричном развитии достигает своего предельного объема, который определяется свойствами среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. Иначе говоря, ПД осесимметрично будут расширяться до тех пор, пока их давление не упадет до значения P_c , равного прочностному сопротивлению среды в условиях взрывного нагружения [26]. За все это время продолжается процесс разрушения массива. Пока волна сжатия не достигнет свободной поверхности, картина движения среды и развитие разрушений происходят так же, как при камуфлированном взрыве. Оссесимметричное развитие взрывной полости продолжается примерно вдвое дольше, поскольку влияние свободной поверхности скажется после прихода отраженной от свободной поверхности волны разгрузки.

Таким образом, для определения максимальных размеров газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями достаточно ограничиться рассмотрением камуфлированной стадии взрыва. В дальнейшем вследствие влияния волновых

процессов и разрушения уступа нарушается осесимметрическое развитие полости. Вступает в силу вторая стадия – стадия ускоренного движения раздробленной части массива. В такой постановке задача решена в работе [15, 42].

Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД – среда. Подвижки границы раздела связаны с раздавливанием среды, с ее дроблением и уплотнением (рисунок 2.6). Вытесненный из полости объем породы растет от минимального до максимального значения и определенным образом распределяется в зоне разрушения. Следовательно, масса этого объема переменная. Ее величина, приходящаяся на единицу длины заряда, определяется из соотношения [8, 15]

$$M = \pi(r^2 - r_0^2) \rho_0, \quad (2.11)$$

где r – расстояние от оси заряда до границы раздела ПВ – среда; r_0 – начальный радиус полости; ρ_0 – плотность вытесненной породы.

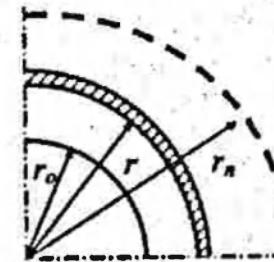


Рисунок 2.6 – Схема к определению радиуса взрывной полости

По аналогии с [30] плотность уплотненной породы принимается как постоянная величина. Использование массы породы на единицу длины заряда связано с тем, что действительное конечное расширение стенок полости по высоте заряда одинаково. Кроме того, характер движения каждого элементарного слоя по высоте полости за соответствующие моменты с учетом времени распространения детонационной волны также одинаков.

В уравнении (2.11) в начальный момент движения $M \neq 0$, как это кажется на первый взгляд. Дело в том, что до начала движения, по крайней мере, некоторый элементарный слой среды уже уплотнен или раздроблен действием ударной волны (УВ). Поэтому $r_0 = r_0(1+\epsilon)$, где ϵ – относительная толщина слоя, уплотненного (или раздробленного) УВ до начала движения границы раздела под действием газообразных продуктов детонации; r_0 – радиус заряда.

Согласно гидродинамической теории действия взрыва, в ближней зоне ($3+7r_0$) справедливы законы механики сплошной среды. Поэтому, применив теорему об изменении количества движения тела переменной массы, для вытесненного и вовлеченного в движение объема породы можно написать [15]:

$$\frac{d(Mu)}{dr} = S(P - P_c). \quad (2.12)$$

Здесь M – масса среды, вовлеченной ПД в механическое движение; u – текущая скорость границы раздела ПД – среды; S – текущая площадь поверхности границы раздела; P – текущее давление ПД; P_c – прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения.

Из экспериментов известно, что высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда близка к его высоте. Тогда площадь поверхности раздела границы, приходящейся на единицу высоты заряда:

$$S = 2\pi r. \quad (2.13)$$

Так как прочностная характеристика скальных горных пород в условиях всестороннего сжатия больше $P_c = 200$ МПа, расширение ПД на рассматриваемом участке можно принять происходящим изэнтропически по закону $PV^3 = \text{const}$ [35, 41], откуда

$$P = P_n(r_0/r)^3, \quad (2.14)$$

где P_n – начальное давление ПД.

Подставив значения M , S и P из (2.11), (2.13), в уравнение (2.12) и взяв производную по r от левой части, получим

$$\frac{du^2}{dr} + \frac{4ru^2}{r^2 - r_0^2} = \frac{4r}{P_0(r^2 - r_0^2)} \left[P_n \left(\frac{r_0}{r} \right)^6 - P_c \right]. \quad (2.15)$$

После интегрирования уравнения (2.15) в соответствующих пределах и проведенных преобразований закон изменения скорости полости через ее радиус выражается зависимостью:

$$u = \frac{1}{\left(\frac{r}{r_0}\right)^2 - 1} \sqrt{\frac{P_n}{P_0} \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r} \right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{P_0} \left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^2 - 2 \right] + \frac{P_n}{P_0} - \frac{P_c}{P_0} \left(\frac{r}{r_0} \right)^2}. \quad (2.16)$$

Обозначив r/r_0 через \bar{r} , после несложных преобразований это уравнение можно привести к виду

$$u = \frac{(\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_n - P_c \bar{r}_{\text{пр}}^4}}{\bar{r}_{\text{пр}}^2 (\bar{r}^2 - 1) \sqrt{\rho_0}}. \quad (2.17)$$

Для того чтобы пользоваться уравнением (2.17), нужно знать значения величин P_n , P_c .

Как было сказано, расширение полости под действием газообразных продуктов начинается с момента отделения фронта ударной волны от поверхности раздела ПД – среда. К этому времени в замкнутом объеме в продуктах детонации устанавливается одинаковое среднее давление, значение которого вдвое меньше давления на фронте детонационной волны [35, 41]. Следовательно, это давление для рассматриваемой стадии взрыва является начальным, т.е.:

$$P_n = 1/8 \rho_{\text{вв}} D^2, \quad (2.18)$$

где $\rho_{\text{вв}}$ – плотность ВВ; D – скорость детонации ВВ.

В момент, когда взрывная полость достигает предельного положения, ее скорость будет равна нулю, т.е. $u=0$. Этому условию из (2.17) соответствуют два уравнения:

$$\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1 \approx 0, P_n - P_c \bar{r}_{\text{пр}}^4 = 0. \quad (2.19)$$

Из них находим

$$\bar{r}_{\text{пр}} \approx 1, \bar{r}_{\text{пр}} = (P_n / P_c)^{1/4}. \quad (2.20)$$

Так как число $\bar{r}_{\text{пр}}$ существенно положительное, то отрицательные и комплексные корни второго уравнения (2.20) должны быть отброшены. Кроме того, при взрыве ВВ условие $P_n < P_c$ не имеет места, так как в этом случае не будет происходить ни расширения зарядной камеры, ни разрушения породы.

Первый результат $\bar{r}_{\text{пр}} \approx 1$ уравнения (2.20) соответствует начальному, второй результат – конечному положению газовой полости при ее осесимметричном развитии. Этот факт, в свою очередь, подтверждает правильность теоретических выкладок, принятых при выводе уравнения, выражающего закон изменения скорости цилиндрической полости. Действительно, по смыслу задачи первый корень уравнения (2.20) с учетом ϵ должен давать начальное, а второй корень – искомое значение радиуса полости. В связи с этим в дальнейшем достаточно найти только второй корень уравнения (2.20), соответствующий конечному размеру полости.

Уравнение (2.20) для определения наибольшего радиуса газовой полости при осесимметричном расширении выгодно отличается от ранее известных. Главное его преимущество заключается в простоте полученного выражения. Вместе с тем оно включает в себя основные характеристики ВВ и среды. Кроме того, результаты вычислений по (2.20) довольно хорошо совпадают с измеренными величинами конечного радиуса полости, образованной при взрыве скважинных зарядов на картах [15].

Анализ уравнения (2.20) показывает, что при одинаковых характеристиках ВВ предельный радиус взрывной полости уменьшается с увеличением прочностного сопротивления среды, а при одинаковых свойствах пород — с уменьшением давления ПД. Качественно эти выводы находятся в полном согласии с данными наблюдений.

2.4. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения

Из работ В. В. Ржевского, М. Н. Водяровича, А. Н. Ставрогина известно, что в условиях всестороннего сжатия увеличение давления приводит к возрастанию прочности и модулей пород. Поскольку в ближней к заряду зоне наблюдается всестороннее сжатие, то оно вызывает повышение плотности горной породы за счет ликвидации в ней пор и роста упругих и прочностных характеристик.

Для решения задачи о прочностной характеристике пород в условиях всестороннего взрывного нагружения по аналогии с работами [15, 26] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удержать давление ПД. Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удержать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточноном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде.

Следуя [26], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от

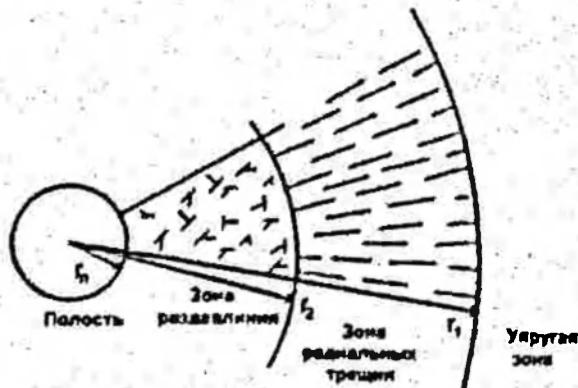


Рисунок 2.7 – Структура зон разрушения вокруг взрывной полости

бесконечности к оси заряда (рисунок 2.7). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения. При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения σ_p на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины σ_{cr} , соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно перензмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение $u = u(r)$, для упругой области в случае осевой симметрии напишется в виде:

$$\frac{d^2 u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (2.21)$$

где r – текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = \Lambda r + B/r, \quad (2.22)$$

где Λ и B – постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (2.22) рассматривается совместно со следующими двумя условиями: условием об ограниченности смещений на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение приимает предельное значение σ_r :

$$u = 0 \text{ при } r = \infty, \sigma_r = \sigma_0 \text{ при } r = r_i, \quad (2.23)$$

где σ_0 – тангенциальное напряжение; r_i – радиус зоны радиальных трещин.

Из первого условия следует, что $\Lambda = 0$. Тогда

$$\sigma_r = -\frac{E}{1+v} \frac{B}{r^2}, \quad \sigma_0 = \frac{E}{1+v} \frac{B}{r_i^2}. \quad (2.24)$$

Здесь σ_r – радиальное напряжение; E – модуль упругости; v – коэффициент Пуассона.

Используя второе граничное условие (2.23), находим B . Таким образом, в упругой области для напряжений и смещения имеем

$$\sigma_r = -\sigma_0 \left(\frac{r_i}{r}\right)^2, \quad \sigma_\theta = \sigma_0 \left(\frac{r_i}{r}\right)^2, \quad u = \frac{1+v}{E} \sigma_0 r_i \frac{r}{r_i}. \quad (2.25)$$

Смещение границы упругой зоны при $r=r_i$

$$u = \frac{1+v}{E} \sigma_0 r_i. \quad (2.26)$$

Оно определяется расстояние, на которое сместилась граница за счет деформирования упругой зоны.

В зоне радиальных трещин $\sigma_\theta = 0$. С учетом этого уравнение равновесия в рассматриваемой зоне:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0. \quad (2.27)$$

Решением уравнения (2.27) является

$$\sigma_r = \text{const.} \quad (2.28)$$

Границочное условие для внутренней границы этой зоны

$$\sigma_r = -\sigma_{rz} \text{ при } r = r_2, \quad (2.29)$$

где r_2 – радиус зоны раздавливания.

В силу зависимости (2.29) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности

$$\sigma_r = -\sigma_{cyc} \left(\frac{r_2}{r} \right), \quad (2.30)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему

$$\sigma_r = \frac{E}{1-v^2} \left(\frac{du}{dr} + v \frac{u}{r} \right) \quad \sigma_\theta = \frac{E}{1-v^2} \left(\frac{u}{r} + v \frac{du}{dr} \right). \quad (2.31)$$

Так как в этой области $\sigma_\theta = 0$, то

$$\sigma_r = -\frac{E}{v} \cdot \frac{u}{r}. \quad (2.32)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т.е. условие непрерывности смещения, и подставляя (2.26) в выражение (2.32), получаем

$$\sigma_r = -\frac{E}{v} \cdot \frac{u_1}{r_1} = -\frac{1+v}{v} \sigma_{r1}. \quad (2.33)$$

На основании (2.29), (2.30) с учетом (2.33) имеем

$$\sigma_{cyc} r_2 = \frac{1+v}{v} \sigma_{r1} r_1. \quad (2.34)$$

Радиальное u_2 напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука $\sigma_r = Ee_r$, [26]. Тогда распределение деформаций имеет вид

$$e_r = \frac{\sigma_{cyc}}{E} \cdot \frac{r_2}{r}. \quad (2.35)$$

Пересмещение u_2 внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения $\sigma_r = -\sigma_{cyc}$ определяется выражением

$$u_2 = u_1 + \int_1^{r_2} e_r dr = \frac{1+v}{E} \sigma_{r1} r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{cyc} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}. \quad (2.36)$$

С учетом зависимости (2.34) имеем

$$u_2 = \frac{\sigma_{cyc} r_2}{E} \left(v + \ln \frac{v}{1+v} \cdot \frac{\sigma_{cyc}}{\sigma_{r1}} \right) \quad (2.37)$$

Так как для типичных горных пород $\ln \frac{v}{1+v} \cdot \frac{\sigma_{cyc}}{\sigma_{r1}} \approx 1$, окончательно имеем

$$u_2 = \frac{1+v}{E} \sigma_{cx} r_2. \quad (2.38)$$

В зоне раздавливания с определенной степенью точности может быть использовано условие [26]:

$$\sigma_r - 2\sigma_\theta = 0. \quad (2.39)$$

Пользуясь уравнением равновесия в форме

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r} (\sigma_r - \sigma_\theta) = 0 \quad (2.40)$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ($r=r_2$) известно, получим

$$\sigma_r = -\sigma_{cx} (r_2/r)^{1/2} \quad (2.41)$$

При этом давление P на стенке цилиндрической полости составит

$$P = \sigma_{cx} (r_1/r_2)^{1/2}. \quad (2.42)$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне раздавливания, определим соотношение r_2/r_1 .

Объемная деформация, как известно, равна

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3\sigma_{cx}}{4K} \left(\frac{r_1}{r} \right)^{1/2}, \quad (2.43)$$

где K – модуль объемного сжатия, $K = \frac{E}{3(1-2v)}$.

При выводе зависимости (2.43) использованы известные положения из теории упругости и пластичности о том, что при цилиндрической симметрии $\sigma_z = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_\theta)$. В случае среды типа песок [26] $\sigma_z = 2\sigma_\theta$. Поскольку $\Delta = i - \rho_i/\rho_0$, то из закона объемного деформирования имеем

$$\rho_i = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{cx}}{K} \left(\frac{r_1}{r} \right)^{1/2}. \quad (2.44)$$

Здесь ρ_0 , ρ_i – плотность среды до и после деформации.

Уравнение неразрывности или баланса массы

$$\rho_0(r_2^2 - r_0^2) \int_{r_0}^{r_2+u_2} \rho_i r dr = \quad (2.45)$$

Интегрирование выражения (2.45) в указанных пределах дает

$$\frac{r_1}{r_0} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{cx}}{K} \left(\frac{r_1}{r_0} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_1} \right)^2}{\left(1 + \frac{1+v}{E} \sigma_{cx} \right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{cx}}{K} \left(1 + \frac{1+v}{E} \cdot \sigma_{cx} \right)^{1/2}}} \quad (2.46)$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряд и ограничившись членами первого порядка малости, получим

$$\frac{r_1}{r_0} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{cx}}{K} \left(\frac{r_1}{r_0} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_1} \right)^2}{2 \frac{1+v}{E} \sigma_{cx} + \frac{\sigma_{cx}}{K}}}. \quad (2.47)$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при $r_0/r_1 \rightarrow 0$. Следовательно,

$$\left(\frac{r_1}{r_0} \right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{cx}}{K} \left(\frac{r_1}{r_0} \right)^{1/2}}{2 \frac{1+v}{E} \sigma_{cx} + \frac{\sigma_{cx}}{K}}}. \quad (2.48)$$

Учитывая, что $K = \frac{5}{6}E$, а $E = \frac{3}{4}\rho_0 c^2$, при $v = 0,3$ и $\rho_0 c^2$ для горных пород на два-три порядка больше σ_{cx} , можно пренебречь вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения. Тогда из уравнения (2.48) имеем

$$\left(\frac{r_1}{r_0} \right)_m = \sqrt{\frac{3}{4(3,2+2v)} \frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{cx}}}. \quad (2.49)$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при $v=0,3$ равняется

$$P_c = \sigma_{cx} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{cx}} \right)^{1/4}. \quad (2.50)$$

Выражение (2.50) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [30]. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (2.50) следует внести поправку, учитывающую это условие.

В работе [27] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле

$$\sigma_d = \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_e(1+\beta)}} \right] = k_1 \sigma_c \quad (2.51)$$

где σ_d – напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки; T_0 – кинетическая энергия ударяющего тела (в нашем случае ПД) к моменту начала удара; U_e – потенциальная энергия деформации породы; β – отношение массы ударяющего тела (окружающей полость породы) к массе удаляющего тела (заряда ПД); k_1 – коэффициент динамичности.

Так как отношение массы отбивающей части массива к массе заряда в обычных условиях взрываания составляет не менее $3 \cdot 10^3$, а отношение T_0/U_e не превышает одного порядка, то величина $T_0/U_e(1+\beta)$ будет весьма малой. В результате коэффициент динамичности в начале действия изрывной нагрузки по формуле (2.51) будет равен 2.

С учетом того, что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса в массиве пород можно принять равным $(2+1)/2 = 1.5$.

Обоснованность приведенного значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном нагружении для стекла увеличивается на 50%, политетрафторэтилена – на 65%. Согласно данным [43], динамический предел прочности для чугуна составляет 1.5, меди – 1.35 и магниевых сплавов – 1.25 его статического значения. В соответствии с изложенным максимальное давление в полости, образованной при взрыве противореческого заряда в массиве горных пород, следовательно, прочностная характеристика пород в условиях взрывного нарушения определяется по формуле

$$P_e = \sigma_{ca} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{ca}} \right)^{1/4} \quad (2.52)$$

Расчетные значения прочностных характеристик исследуемых горных пород и относительных предельных радиусов полости в них при различных начальных давлениях ПД, найденные по формулам (2.20) и (2.52), приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Прочностные характеристики исследованных пород и возможные значения предельных радиусов полости, МПа

Породы	P_e	Относительный предельный радиус полости при P_d						
		1500	2000	2500	3000	3500	4000	4400
I	2	3	4	5	6	7	8	9
Альбитофир (С)	603	1,26	1,35	1,43	1,49	1,55	1,60	1,64
Диорит-порфирит (С)	843	1,15	1,24	1,31	1,37	1,43	1,48	1,51
Известняк мраморизованный (С)	520	1,30	1,40	1,48	1,55	1,61	1,67	1,71
Известняк глинистый (С)	614	1,25	1,34	1,42	1,49	1,55	1,60	1,64
Магнетитовая руда богатая (С)	1103	1,08	1,16	1,23	1,28	1,33	1,38	1,41
Магнетитовая руда бедная (С)	934	1,13	1,21	1,28	1,34	1,39	1,44	1,47
Мартит пористый (С)	401	1,39	1,49	1,58	1,65	1,72	1,78	1,82
Песчаник кварцевый (С)	706	1,21	1,30	1,37	1,44	1,49	1,54	1,58
Порфирит диабазовый (С)	787	1,18	1,26	1,34	1,4	1,45	1,5	1,54
Синцит порфировый (С)	706	1,21	1,30	1,37	1,44	1,49	1,54	1,58
Скари пироксен-эпидотовый (С)	805	1,17	1,26	1,33	1,39	1,44	1,49	1,53
Туф альбитофировый (С)	699	1,21	1,30	1,38	1,44	1,50	1,55	1,58
Скалированный известняк (А)	845	1,15	1,24	1,31	1,37	1,43	1,48	1,51
Крупнозернистый известняк (А)	750	1,19	1,28	1,35	1,41	1,47	1,52	1,56
Мраморизованный известняк (А)	648	1,23	1,33	1,40	1,47	1,52	1,58	1,61
Диорит-порфирит (А)	590	1,26	1,36	1,43	1,50	1,56	1,61	1,65
Сланцы глинистые (Ж)	477	1,33	1,43	1,51	1,58	1,65	1,70	1,74
Сланцы (Ж)	560	1,28	1,37	1,45	1,52	1,58	1,63	1,67
Диориты (Ж)	672	1,22	1,31	1,39	1,45	1,51	1,56	1,60
Серпентинизированный перidotит (Ж)	626	1,24	1,34	1,41	1,48	1,54	1,59	1,63
Серпентиниты (Ж)	615	1,25	1,34	1,42	1,49	1,54	1,60	1,64
Дуниты (Ж)	637	1,24	1,33	1,41	1,47	1,53	1,58	1,62
Кварцевые диориты (Ж)	850	1,15	1,24	1,31	1,37	1,42	1,47	1,51
Диоритовые перidotиты (Ж)	748	1,19	1,28	1,35	1,41	1,47	1,52	1,56
Гранодиорит-порфирь без признаков окварцевания, первичные (К)	730	1,20	1,29	1,36	1,42	1,48	1,53	1,57
Вторичные кварциты из эфузивных порфиров, крепкие	650	1,23	1,22	1,40	1,46	1,52	1,57	1,61
эфузивных порфиров, средние	532	1,28	1,39	1,47	1,54	1,60	1,65	1,69
гранодиорит-порфирь, сильно окварцеванные (К)	413	1,38	1,43	1,56	1,64	1,71	1,76	1,81
гранодиорит-порфирь, умеренно окварцеванные (К)	397	1,39	1,50	1,58	1,64	1,72	1,78	1,82

Продолжение таблицы 21

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Гранодиорит-порфирокс. коалинизованные (К)	191	1,67	1,80	1,90	2,00	2,07	2,13	2,19
Ортоглиократный песчаник (Ск)	1006	1,10	1,18	1,25	1,31	1,36	1,41	1,45
Диорит-тирфирит (Ск)	1027	1,11	1,18	1,25	1,31	1,36	1,40	1,44
Туфопесчаник (Ск)	956	1,12	1,20	1,27	1,33	1,38	1,43	1,46
Диабазовый порфирит (Ск)	899	1,14	1,22	1,29	1,35	1,40	1,45	1,49
Актинолиг-гранатовые скарны	938	1,12	1,21	1,28	1,34	1,39	1,44	1,48
Гранодиориты (Ск)	821	1,16	1,25	1,32	1,38	1,43	1,48	1,52
Эпидот-тироксеновые скарны	860	1,13	1,23	1,30	1,37	1,42	1,47	1,50
Оруденевые скарны (Ск)	908	1,13	1,22	1,29	1,35	1,40	1,45	1,49
Массивный ильстоник (Ск)	593	1,26	1,35	1,43	1,50	1,55	1,61	1,65
Мрамор белый (Ск)	369	1,41	1,52	1,64	1,73	1,75	1,81	1,86

Как видно из уравнения (2.52), прочностная характеристика пород зависит как от сжимаемости, так и от предела прочности породы на раздавливание. Выражение в скобках представляет собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения среды действием взрыва ВВ. Иначе говоря, это чисто показывает, во сколько раз на самом деле увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Числовые значения выражения в скобках в правой части уравнения (2.52) различны для разных видов пород и определяются их механическими и упругими свойствами. Например, для крепких пород типа ортоглиократного песчаника с $\sigma_{cr} = 258$ МПа, $c = 4410$ м/с она составляет $k_s = 3,90$, для оруденелых скарнов с $\sigma_{cr} = 173$ МПа, $c = 5900$ м/с $k_s = 5,26$.

2.5. Лабораторные исследования развития взрывной полости в образцах горных пород

Согласно Л. Н. Седову [25] подобие действия зарядов в ближней зоне обеспечивается простым соблюдением геометрических соотношений. Ведущие ученые в области механики разрушения [28, 37, 40, 44] также считают, что размеры газовых полостей в твердой среде подчиняются геометрическому подобию. Следовательно, развитие взрывной полости с определенным приближением экспериментально можно изучить в образцах горных пород. Такие исследования выполнены сотруд-

никами лаборатории разрушения горных пород взрывом Ленинградского горного института им. Г. В. Плеханова с помощью импульсной рентгеновской установки в семидесятые годы прошлого века. В проведении отдельных экспериментов принимал участие и автор.

Импульсная рентгеновская установка в комплексе с взрывной камерой предназначена для регистрации развития взрыва зарядов ВВ в оптически непрозрачных средах, какими являются горные породы. Установка включает в себя генераторы импульсного напряжения, рентгеновские трубы, вакуумную систему для поддержания в них высокой степени разряжения, цепи задержки, а также другие устройства и вспомогательные узлы.

Генераторы импульсного напряжения, заряженные через выпрямительное устройство, позволяют получить импульсы с амплитудой 800 кВ, которые подаются на электроды рентгеновских трубок. На начальной стадии вакуумного пробоя межэлектродного промежутка возникает весьма кратковременное (0,15–0,20 мкс) рентгеновское излучение. Благодаря наличию цепей задержки в разрядных контурах генераторов импульсного напряжения рентгеновские трубы срабатывают поочередно с микросекундными интервалами. Запаздывание каждой трубы относительно предыдущей составляет 2–7 мкс. Этот интервал обеспечивает формирование и осциллографирование отметок времени, соответствующих каждой рентгеновской вспышке.

Исследуемый образец породы с зарядом ВВ размещается в центре взрывной камеры, в стенке которой напротив катодов рентгеновских трубок сделаны отверстия для проникновения в камеру рентгеновского излучения. Рентгеновские трубы были установлены вокруг камеры по дуге сектора 90°. Излучение от каждой трубы, проходя через образец, экспонирует расположенную в кассете позади него рентгеновскую пленку. Импульсная рентгенофотометка позволяет получить серию рентгенограмм, отражающих развитие процесса во времени и экспонируемых через интервалы времени, заданные линиями задержки. Расшифровка результатов рентгенофотометрии сводится к измерению смещений поверхности полости на рентгенограммах и соответствующих им интервалов времени. Полученные данные позволяют установить закономерности развития полости в функции времени.

В отличие от ранее проведенных исследований наши опыты проводились в образцах горных пород конической формы. При этом шпуры просверливались не на всю высоту образца. Заряды размещались с оставлением незаряженной части шпура сверху, что приближало их к

условиям расположения в скважинах. Поскольку в статье как для нового развития взрыва основные данные опытов совпадали с результатами, полученными в ЛГИ им. Г. В. Плеханова, последние использовались при анализе некоторых теоретических положений [15].

Эксперименты проводились с образцами наиболее распространенных и представительных горных пород: яшмы (плотность $\rho_0 = 3000 \text{ кг}/\text{м}^3$, скорость звука $c = 6400 \text{ м}/\text{с}$, предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 225 \text{ МПа}$, на растяжение $\sigma = 13 \text{ МПа}$), мрамора белого ($\rho_0 = 2670 \text{ кг}/\text{м}^3$, $c = 6200 \text{ м}/\text{с}$, $\sigma_{\text{сж}} = 56 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 2,9 \text{ МПа}$), известняка ($\rho_0 = 2560 \text{ кг}/\text{м}^3$, $c = 3500 \text{ м}/\text{с}$, $(\sigma_{\text{сж}} = 69 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 3,6 \text{ МПа}$).

Образцы изготавливались штифтирической и конической форм. Выбор такой формы образцов и расположение заряда по оси обеспечивали симметричное развитие полости относительно любой из рентгеновских трубок. Высота образцов – $(6-11) \cdot 10^{-2} \text{ м}$, диаметр – $(4,2-5,5) \cdot 10^{-3} \text{ м}$. В качестве ВВ применялся ТЭН с плотностью 900, 1600 и $1700 \text{ кг}/\text{м}^3$. Для усиления контрастности получаемых рентгеновских снимков заряды помещались в оболочки из свинцовой фольги толщиной 10^{-2} м . Диаметры зарядов составляли 5 и $8 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ при отношении длины к диаметру не менее 10. Направление заряда осуществлялось сверху с помощью пылевой катушки.

Полученные рентгенограммы (рисунок 2.8) показывают, что расширение полости начинается с торца заряда с небольшим отступлением в сторону направления детонации. Деформированная часть шпера через некоторое время представляет собой фигуру, состоящую из комбинации штифтира с усеченным конусом. Головная (нижняя) часть конуса перемещается вдоль заряда вслед за фронтом детонационной волны с той же скоростью. По завершении процесса детонации образовавшаяся полость принимает форму, близкую к штифтиру. Величина расширения полости по оси скважины в нижней части также же, как вдоль радиусов (см. рисунок 2.8). Из рентгенограмм также видно, что полость берет свое начало из точки, отстоящей от торца заряда на расстоянии, примерно равном радиусу заряда. В результате этих изменений высота полости при взрыве цилиндрического заряда в скальных породах оказывается равной высоте заряда, что очень важно для теоретического анализа.

Данные экспериментов по исследованию развития полости при диаметре образца $4,2 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ и диаметре заряда $5 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ приведены в таблице 2.2.

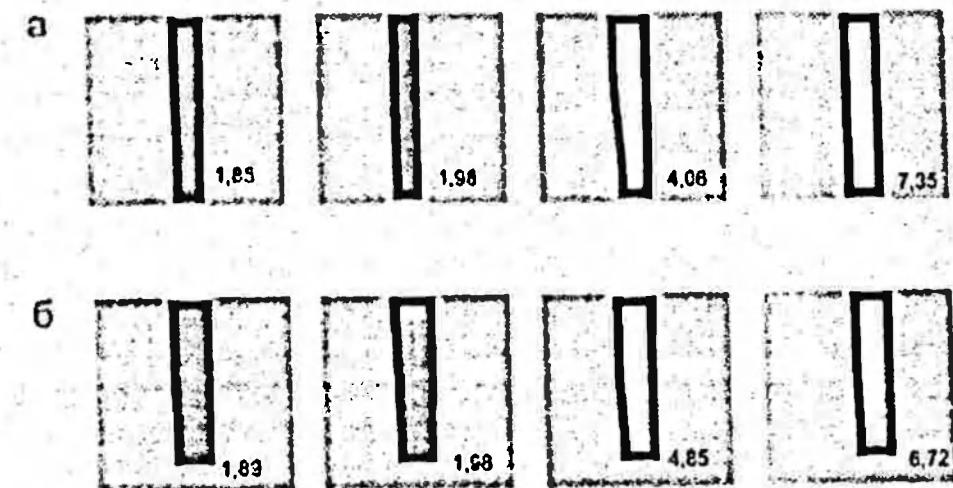


Рисунок 2.8 – Развитие полости в образце породы при сквозном (а) и укороченном (б) зарядах, время в мкс

Таблица 2.2 – Параметры полости в мраморе и известняке

Мрамор			Известняк		
v_t	t_f	r_l	v_t	t_f	r_l
$\rho_3 = 900 \text{ кг}/\text{м}^3$					
350	1,98	1,25	410	1,62	1,24
302	2,43	1,26	381	1,98	1,27
260	4,14	1,38	373	2,07	1,28
220	4,23	1,35	348	2,34	1,30
151	5,21	1,32	308	2,78	1,33
82	6,00	1,35	192	4,77	1,45
53	7,50	1,36	80	8,37	1,53
$\rho_3 = 1600 \text{ кг}/\text{м}^3$					
518	2,25	1,38	648	1,80	1,40
475	2,25	1,35	649	1,98	1,44
165	6,00	1,45	622	2,16	1,44
96	8,52	1,46	218	5,40	1,57
121	9,27	1,56	174	8,70	1,84

Примечание. t_f – текущее время, соответствующее концу измерительной временной базы, мкс; v_t – скорость движения границы раздела, м/с; r_l – текущее относительное расширение полости.

Результаты опытов при плотности заряда из ТЭНа $1700 \text{ кг}/\text{м}^3$, при тех же размерах образца и заряда, за исключением известняка, у которого диаметр образца $8 \cdot 10^{-2} \text{ м}$ ($d_0 = -8 \cdot 10^{-3} \text{ м}$), приведены в таблице.

Анализ рентгенограмм и данных таблицы 2.2 показывает, что характер движения полости одинаков для всех пород и типов ВВ. Сочетание порода – ВВ определяет различие в значениях сечений скоростей движения полости. Наблюдаемое на рентгенограммах перемещение поверхности раздела совершается под совокупным действием ударной волны и газообратных продуктов детонации за счет сжимаемости (уплотненности) среды. В экспериментах, очевидно, не зафиксирована начальная деформация полости, совершенная под непосредственным воздействием ударной волны. Вместе с тем по результатам измерений трудно отдать предпочтение одному из отмеченных составляющих рабочего органа взрыва в расширении полости. Исследование, что развитие процесса тем интенсивнее, чем большее уплотнение порода. Радиальное смещение стенок полости в любом сечении заряда зафиксировано приподнятой свободной поверхности. Такое развитие происходит одинаково при различных значениях линии наибольшего сопротивления до тех пор, пока не наступит разгрузка среды.

Таблица 2.3 – Параметры полости в указанных породах при $\rho_r = 1700 \text{ кг}/\text{м}^3$

Диабаз			Мрамор			Известняк		
v_t	t_1	r_1	v_t	t_1	r_1	v_t	t_1	r_1
570	1,98	1,22	660	1,80	1,18	886	1,44	1,23
500	2,16	1,25	535	2,34	1,28	832	1,80	1,33
173	4,77	1,35	412	4,32	1,45	740	1,89	1,31
110	6,00	1,37	390	8,82	1,77	730	2,52	1,31
308	8,46	1,66	294	10,62	1,87	352	3,24	1,42
360	7,21	1,77	331	10,70	1,91	320	4,41	1,50
384	10,90	1,87	–	–	–	352	9,00	1,36
–	–	–	–	–	–	297	10,44	1,90

Из данных таблиц 2.2 и 2.3 следует, что при повышении плотности заряда начальная скорость движения полости у всех пород возрастает. Это объясняется увеличением давления на контакте заряд – порода. Как видно из уравнения (2.20), оно прямо пропорционально квадрату скорости детонации ВВ. В экспериментах было зафиксировано также время развития полости до момента начала движения наружной поверхности образцов. Оно составляет (мкс): для мрамора – 7; 9; 8; для известняка – 9; 11; 11 и для диабаза 5–6 соответственно при плотности заряда 900, 1600 и 1700 $\text{кг}/\text{м}^3$. Эти данные указывают на наступление общего разрушения в более твердых породах.

В образце диабаза формирование полости при плотности 1700 $\text{кг}/\text{м}^3$ протекает так же, как в известняке при плотности заряда 900 $\text{кг}/\text{м}^3$, т.е. с достижением предельного положения в камуфлетной стадии (таблица 2.3).

Как видно из данных таблиц 2.2 и 2.3 увеличение плотности заряда приводит к возрастанию скорости детонации ВВ и в конечном счете к созданию высоких давлений на контакте заряд – порода. Это, в свою очередь, способствует сообщению полости высокой начальной скорости.

В опытах с образцами малых размеров вряд ли будет достигнуто действительное максимальное положение границы раздела. Однако полученные с помощью рентгеновской установки результаты не сильно отличаются от теоретически возможных. Так, если экспериментально измеренные значения относительных предельных радиусов полости при плотности заряда из ТЭНа 900 $\text{кг}/\text{м}^3$ и скорости детонации 4900 м/с составляют для известняка 1,52, для мрамора 1,37, то расчетные величины этих параметров соответственно равны 1,70 и 1,64.

Для сопоставления этих данных с расчетными в таблице 2.4 приведены прочностные характеристики пород, коэффициент динаминости и предельные радиусы полости, вычисленные по формулам (2.20) и (2.52). Как видно, теоретическое значение \bar{r}_{pr} всегда больше экспериментального. При указанных характеристиках ВВ отклонение расчетных значений r_{pr} от зафиксированных не превышает 20,0%. Это следует признать вполне удовлетворительным результатом, так как действительное значение P_c , полученное в условиях опыта, заметно отличается от расчетного.

Вместе с тем это расхождение возрастает при увеличении плотности заряда. В таких условиях, как было отмечено выше, в опытах не удавалось уловить истинный момент достижения полостью наиболь-

Таблица 2.4 – Расчетные и фактические значения относительной предельной радиуса полости

Порода	k_d	P_c , МПа	Р., МПа					
			2700		12000		14000	
			\bar{r}_{pr}	$\bar{r}_{pr\phi}$	\bar{r}_{pr}	$\bar{r}_{pr\phi}$	\bar{r}_{pr}	$\bar{r}_{pr\phi}$
Известняк	4,63	324	1,70	1,52	2,49	1,84	2,53	1,90
Мрамор	6,56	371	1,64	1,37	2,41	1,56	2,49	1,90
Диабаз	4,86	1094	1,25	–	1,84	–	1,90	1,37

шего значения. Время, необходимое для развития процесса, больше удвоенного времени прохождения ударной волны расстояния до свободной поверхности, что приводило к различу наступлению разрушения образца в целом. Иначе говоря, полость не успевает достичь максимального размера. Вследствие этого фактически измеренные величины r_{pr} при больших плотностях заряда оказываются значительно меньшие их расчетных значений.

Иногда высказывают сочинения относительно соответствия полученных результатов в образцах горных пород и массиве из-за истощенности их физико-механических характеристик. Действительно, прочностные и упругие свойства образцов пород выше таховых массива. Однако в данной задаче рассматривается состояние и движение слоя породы, непосредственно пристегающей к заряду. В этой, так называемой ближней зоне взрыва, упомянутые свойства пород массива и образца не сильно отличаются друг от друга.

Таким образом, результаты экспериментов, проведенных в образцах горных пород с регистрацией процесса развития полости при помощи реинтеноской установки, подтверждают правомерность выведенных уравнений (2.20), (2.52), предназначенных для установления предельного радиуса цилиндрической полости и прочностной характеристики пород в условиях взрывного нагружения.

2.6. Кинематические характеристики перемещения стенок взрывной полости

В качестве характеристик рассматриваются скорость перемещения оттенок взрывной полости с соответствующим временем ее расширения.

Уравнение (2.17), полученное в главе 2.3, представляет собой закономерность изменения скорости перемещения стенок взрывной полости от ее относительного радиуса при заданных P_n, P_c и P_0 . Суть этой закономерности может быть раскрыта численным методом. Для этого преобразуем уравнение (2.17) тогдаискомаемая скорость перемещения полости при заданном \bar{r}_t выражается зависимостью [45-47]:

$$u = \frac{\sqrt{P_n - P_c \bar{r}_t^4}}{\bar{r}_t^2 \sqrt{P_0}} \quad (2.53)$$

Время расширения взрывной полости (t) при перемещении на расстояние, равное отрезку между смежными радиусами полости (τ) при радиусе скважины $r_0 = 0,125$ м определяется по формуле [46]:

$$\tau = \frac{0,25 (\bar{r}_{\text{pr}} - \bar{r}_t)}{u_t + u_{\text{pr}}}, \quad (2.54)$$

где $\bar{r}_t, \bar{r}_{\text{pr}}$ – относительные радиусы полости соответственно на рассматриваемом и последующим положении радиуса полости (рисунок 2.9); u_t, u_{pr} – соответствующие этим положениям скорости стенок полости.

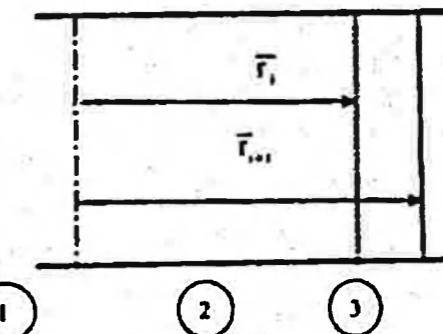


Рисунок 2.9 – Схема к определению времени расширения взрывной полости:
1 – ось заряда, 2 – \bar{r}_t -положение полости на рассматриваемом участке;
3 – \bar{r}_{pr} -положение полости на последующем участке

Численные значения скоростей стенок полости и соответствующего времени расширения полости до предельного положения при различных величинах $P_n, P_0, \bar{r}_t, \bar{r}_{\text{pr}}$ рассчитанные по формулам (2.53), (2.54) полости приведены в таблице 2.5.

Анализ этих данных показывает, что при заданных прочностных, упругих свойствах пород начальные скорости стенок полости сильно зависят начального давления ПД. Так, при $P_n = 1500, 2000, 2500, 3000, 4000$ и 4400 МПа в альбитофире начальные скорости стенок полости до достижения предельного положения соответственно составляют $543,5; 685,34; 802,50; 904,61; 996,31; 1080,25$ и $1142,97$ м/с; в диорит-порфирите – соответственно $437,94; 595,83; 719,89; 825,51; 919,07; 1003,95$ и $1067,0$ м/с, в известняке мраморизованном (С) – $565,22; 699,94; 812,63; 911,50; 1000,64; 1082,46; 1143,72$ м/с; в известняке глинистом (С) – $534,64; 675,96; 792,47; 893,92; 984,97; 1068,29; 1130,54$ м/с; в магнетитовой руде богатой (С) – $272,79; 442,69; 563,50; 662,64; 748,76; 825,96; 882,87$ м/с; в магнетитовой руде бедной (С) – $373,41; 531,04; 651,59; 753,09; 842,44; 923,19; 983,02$ м/с; в мартите пористом (С) – $524,48; 635,69; 730,16; 813,73; 889,49; 959,28; 1011,65$ м/с; в песчанике

кварцевом (С) – 505,52; 655, 14; 776,44; 881,20; 974,77; 1060,11; 1123,72 м/с; в порфирите диабазовом (С) – 455,97; 606,87; 727,11; 830,11; 921,66; 1004,92; 1066,85 м/с; в сиените порфировоч (С) – 509,37; 660,12; 782,35; 887,90; 982,18; 1068,17; 1132,27 м/с; в скважине титанит-эпидотовым (С) – 457,07; 612,43; 735,68; 841,06; 934,64; 1019,66 м/с; в туфоатыбитафирире (С) – 508,12; 657,14; 778,13; 882,69; 976,12; 1061,35; 1124,89 м/с; в сквицованном известняке (А) – 437,29; 594,19; 718,13; 823,62; 917,06; 1007,58; 1064,79 м/с и т.д.

Таблица 2.5 – Скорости стоянок золоты (u) и времена расширения (t)
в породах Сарбайского (С), Акжакского (А),
Житикаринского (Ж) месторождений

\bar{r}	u	t	\bar{r}	u	t	\bar{r}	u	t
1	2	3	4	5	6	7	8	9
При Рн = 1500 МПа в мартитовых пористоч (С)			При Рн = 1500 МПа в станичных глинисточ (Ж)			При Рн = 2000 МПа в атабитафирире (С)		
1,02	524,48	4,90	1,02	591,78	4,35	1,02	685,34	3,76
1,04	496,13	5,18	1,01	557,31	4,62	1,01	646,21	3,99
1,06	468,90	5,48	1,06	525,01	4,93	1,06	608,49	4,24
1,08	442,68	5,81	1,08	459,06	5,27	1,08	572,01	4,51
1,10	417,33	6,36	1,10	459,45	5,84	1,10	536,60	4,98
1,14	368,87	14,46	1,14	397,38	13,59	1,14	468,30	11,49
1,22	277,71	19,59	1,22	276,42	20,44	1,22	336,35	16,54
1,30	186,25	31,23	1,30	135,22	9,50	1,30	191,57	36,71
1,34	133,95	51,74			$\Sigma 113,53$	1,34	80,83	6,30
1,38	59,31	5,20						$\Sigma 127,89$
		$\Sigma 190,47$						
При Рн = 2000 МПа в известняке мраморизованном (С)			При Рн = 2000 МПа в известняке глинисточ (С)			При Рн = 2000 МПа в мраморизованном известняке (А)		
1,02	699,94	3,67	1,02	675,96	3,81	1,02	652,24	3,95
1,04	662,55	3,88	1,04	637,01	4,04	1,04	613,56	4,20
1,06	626,65	4,10	1,06	599,44	4,30	1,06	576,18	4,48
1,08	592,09	4,34	1,08	563,08	4,58	1,08	539,92	4,79
1,10	558,74	4,74	1,10	527,76	5,06	1,10	504,60	5,32
1,14	495,05	10,76	1,14	459,53	11,73	1,14	436,04	12,42

Продолжение таблицы 2.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9
1,22	375,84	14,42	1,18	393,27	13,88	1,18	368,81	14,94
1,26	317,68	17,37	1,22	327,05	17,10	1,22	300,59	18,95
1,30	257,90	22,21	1,26	257,84	22,91	1,26	227,15	27,53
1,34	192,39	33,32	1,30	178,74	44,04	1,30	136,13	9,50
1,38	107,74	8,00	1,34	48,35	4,60			$\Sigma 106,07$
		$\Sigma 139,16$			$\Sigma 136,05$			
При Рн = 2000 МПа в серпентините (Ж)			При Рн = 2000 МПа в луните (Ж)			При Рн = 2500 МПа в диорите-порфирыте (С)		
1,02	692,56	3,72	1,02	675,92	3,81	1,02	719,89	3,58
1,04	652,62	3,95	1,04	636,21	4,05	1,04	676,20	3,82
1,06	614,10	4,20	1,06	597,85	4,32	1,06	633,92	4,08
1,08	576,81	4,47	1,08	560,68	4,61	1,08	592,82	4,36
1,10	540,58	4,94	1,10	524,50	5,11	1,10	552,71	4,87
1,14	470,60	11,45	1,14	454,40	11,90	1,14	474,51	11,47
1,22	334,64	16,72	1,18	385,87	14,23	1,18	397,20	13,99
1,26	263,54	22,44	1,22	316,70	17,87	1,22	317,62	18,28
1,30	182,14	43,94	1,26	243,02	25,16	1,26	229,36	29,74
1,34	45,47	4,30	1,30	154,50	10,50	1,30	106,87	7,80
		$\Sigma 133,69$			$\Sigma 101,55$			$\Sigma 101,99$
При Рн = 2500 МПа в песчанике кварцевом (С)			При Рн = 2500 МПа в порфирите диабазовом (С)			При Рн = 2500 МПа в скаре пироксен- эпидотовом (С)		
1,02	776,44	3,31	1,02	727,11	3,54	1,02	735,68	3,50
1,04	733,47	3,51	1,04	684,66	3,76	1,04	692,20	3,72
1,06	692,12	3,72	1,06	643,67	4,01	1,06	650,19	3,97
1,08	652,23	3,95	1,08	603,97	4,28	1,08	609,45	4,24
1,14	539,49	9,92	1,14	490,61	11,01	1,14	492,83	10,99
1,22	398,54	13,77	1,18	417,70	13,12	1,18	417,46	13,18
1,26	327,83	17,24	1,22	344,35	16,36	1,22	341,12	16,66
1,30	252,30	24,17	1,26	266,72	22,63	1,26	259,27	23,91
1,34	161,51	10,70	1,30	175,12	11,30	1,30	159,04	10,70
		$\Sigma 106,15$			$\Sigma 94,75$			$\Sigma 95,57$

Окончание таблицы 2.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
При $P_h = 2500 \text{ МПа}$ в сканированном известняке (λ)			При $P_h = 2500 \text{ МПа}$ в крупнокернистом известняке (λ)			При $P_h = 2500 \text{ МПа}$ в кварцевом диорите (λ)		
1,02	718,13	3,59	1,02	743,68	3,46	1,02	723,30	3,57
1,04	674,49	3,83	1,04	701,32	3,67	1,04	679,19	3,80
1,06	632,24	4,09	1,06	660,49	3,90	1,06	636,43	4,06
1,08	591,18	4,38	1,08	621,02	4,15	1,08	594,95	4,35
1,10	551,10	4,88	1,10	582,71	4,53	1,10	551,40	4,86
1,14	472,93	11,51	1,14	503,86	10,57	1,14	475,27	11,47
1,26	227,41	30,24	1,30	210,81	32,71	1,26	225,50	31,18
1,30	103,32	7,80	1,34	94,89	7,20	1,30	95,26	7,20
	$\Sigma 102,77$			$\Sigma 117,71$			$\Sigma 102,97$	
При $P_h = 2500 \text{ МПа}$ в диоритовом перидотите (λ')			При $P_h = 3000 \text{ МПа}$ в магнетитовой руде безной (С)			При $P_h = 3500 \text{ МПа}$ в магнетитовой руде богатая (С)		
1,02	763,34	3,37	1,02	753,09	3,42	1,02	748,76	3,44
1,04	719,92	3,58	1,01	709,38	3,63	1,04	705,02	3,66
1,06	678,08	3,80	1,06	667,19	3,87	1,06	662,79	3,89
1,08	637,62	4,05	1,09	626,35	4,12	1,08	621,88	4,15
1,14	522,69	10,29	1,14	509,85	10,58	1,14	505,05	10,70
1,22	376,80	14,74	1,18	435,10	12,58	1,18	429,89	12,75
1,26	301,66	19,24	1,22	360,13	15,59	1,22	354,26	15,91
1,30	217,96	31,34	1,26	281,23	21,24	1,26	274,16	22,04
1,34	101,10	7,50	1,30	189,53	11,90	1,30	179,51	11,50
	$\Sigma 114,47$			$\Sigma 91,49$			$\Sigma 92,64$	

С расширением полости время ее перемещения несколько растет. Общее время расширения полости до предельного положения зависит от значений P_c и P_h . В одних и тех же породах с увеличением P_h растет время образования полости до предельного положения. Фрагмент развития полости до предельного положения, обработанный в программной среде Unity Pro приведен на рисунке 2.10.

Таким образом, во всех породах с увеличением начального давления ПД растут начальные скорости движения стенок полости. С расширением полости скорости стенок полости уменьшаются, достигая кулевого значения при ее предельном радиусе [16, 46].

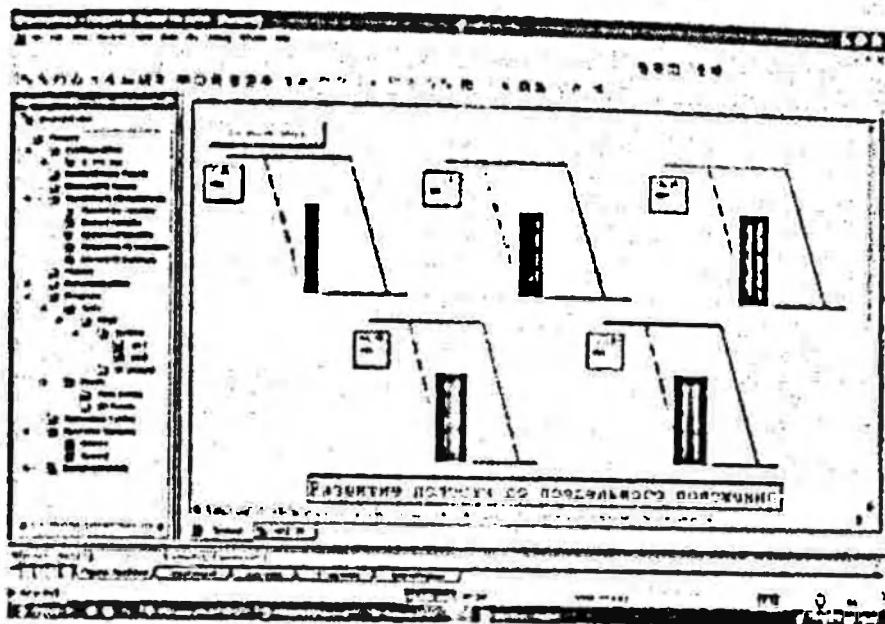


Рисунок 2.10 – Развитие полости до предельного положения в программной среде UnityPro

Так, в альбиготифирсвремя расширения полости при рассматриваемых значениях начального давления ПД составляет от 80 до 234,6 мкс, в диоритах Сарбая – от 51,37 до 143,77 мкс, в известняке мраморизованном – от 136,0 до 229,2 мкс и т.д. В рассмотренных породах время образования максимальной полости не превышает 274 мкс. В технической литературе полностью отсутствует информация о кинематических характеристиках движения взрывной полости в массивах пород [48].

В таблице 2.5 приведены значения μ и τ в случаях, когда относительный предельный радиус полости не превышает 1,38. При такой величине \bar{r}_{pr} обеспечивается нормальная проработка подошвы уступа. Как видно из данных таблицы 2.5, время расширенная полости до достижения предельного положения может лежать в пределах 84,87–190,47 мкс, составляя в среднем около 110 мкс.

Найденные значения скоростей движения стенок полости и времени образования максимального объема полости сопоставимы с данными лабораторных исследований в образцах горных пород, зафиксированных импульсной реитгеновской установкой Ленинградского Государственного института имени Г. В. Плеханова [15].

По этим данным (см. таблицы 2.2, 2.3) в мраморе при плотности заряда $\rho_s = 900 \text{ кг}/\text{м}^3$ начальная скорость движения границы раздела полости составляет $v_i = 350 \text{ м}/\text{с}$ и время развития полости – $t_i = 1,98 \text{ мкс}$;

при скорости движения границы раздела полости $v_1 = 220 \text{ м/с}$, время развития полости $t_1 = 4,23 \text{ мкс}$, при скорости движения полости $v_1 = 53 \text{ м/с}$, время развития полости составляет $t_1 = 7,50 \text{ мкс}$.

При плотности заряда $\rho_r = 1600 \text{ кг/м}^3$ начальная скорость движения полости в мраморе составляет $v_1 = 518 \text{ м/с}$; время развития полости $t_1 = 2,25 \text{ мкс}$, при скорости движения полости $v_1 = 165 \text{ м/с}$, время развития полости $t_1 = 6,00 \text{ мкс}$; при скорости движения полости $v_1 = 121 \text{ м/с}$, время развития полости составляет $t_1 = 9,27 \text{ мкс}$.

Аналогичная картина наблюдается и в других породах. Так, в образце диабаза при плотности заряда $\rho_r = 1700 \text{ кг/м}^3$ начальная скорость движения границы раздела полости составляет $v_1 = 570 \text{ м/с}$, время развития полости $t_1 = 1,98 \text{ мкс}$; при скорости движения полости $v_1 = 110 \text{ м/с}$ – время развития полости $t_1 = 6,00 \text{ мкс}$, при скорости движения полости $v_1 = 384 \text{ м/с}$ – время развития полости $t_1 = 10,90 \text{ мкс}$.

Таким образом, проведенный анализ подтверждает возможность теоретического определения скоростей пересечения стенок взрывной полости по формуле (2.17), времени расширения полости между ее фиксированными сечениями – по формуле (2.54). Причем, кинематические характеристики движения стеноек полости полностью предопределены упругими, прочностными свойствами пород и детонационными характеристиками причиняющего типа ВВ. Такой вывод усиливает научную новизну полученных результатов исследования и практическую применимость установленных зависимостей в условиях конкретного месторождения полезных ископаемых.

2.7. Скорость движения центра масс отбивающей части массива

Согласно принятой модели разрушения в первой стадии взрыва завершается основной процесс дробления массива горных пород. Основываясь на этом, отбивающую часть уступа в конце этой стадии можно считать состоящей из раздробленных, различных по объему готовых кусков. Они плотно сложены и лишены силы сцепления между собой. Взрывная полость в этой стадии при осесимметричном развитии достигает своего предельного положения.

На второй стадии из-за влияния свободных поверхностей нарушается осесимметричное развитие полости. Заключенные в полости газообразные продукты детонации сообщают раздробленной части уступа движение, как бы выталкивают ее в сторону свободных поверхностей.

На этой стадии элементы разрушенного уступа достигают максимальных скоростей, создается запас кинетической энергии, обеспечивающей разлет кусков в поле силы тяжести.

На основании такого представления для решения поставленной задачи ограничимся рассмотрением первых двух стадий развития взрыва.

С точки зрения теории и практики взрыва при этом наибольший интерес представляет скорость центра масс отбивающей части уступа, так как от ее модуля и направления зависят все конечные результаты взрыва [8, 15, 42, 47].

Сначала рассмотрим наиболее простой случай – отбойку массива горных пород однорядными скважинами, поскольку полученные при этом результаты легко могут быть распространены и на многорядное короткозамедленное взрывание (рисунок 2.11).

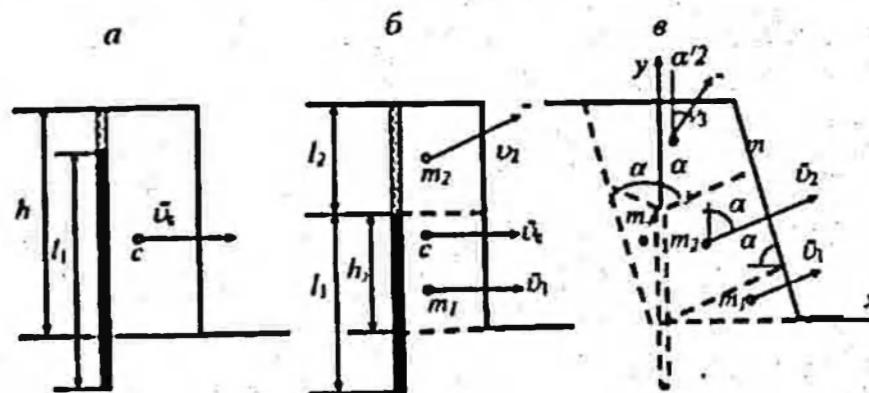


Рисунок 2.11 – Направления движения центра масс и частей уступа:
при размещении заряда по всей длине скважины (а); при неполном
использовании длины скважины (б) и при обычном расположении заряда (в)

Для простоты рассуждений положим, что заряд размещен по всей длине скважины параллельно свободной поверхности (рисунок 2.11а). Согласно [42], весь процесс расширения продуктов взрыва описывается двумя адниабатами. Выше было показано, что предел прочности скальных горных пород в условиях всестороннего взрывного нагружения больше 200 МПа. На основании этого расширение продуктов детонации в начальной стадии можно принять происходящим по закону

$$P_n V_n^3 = P_{n'} V_{n'}^3 = \text{const}, \quad (2.55)$$

во второй стадии – по закону

$$P_n V'_n = PV' = \text{const}, \quad (2.56)$$

где V_n, P_n – начальный удельный объем и давление ПД; V'_n, P' – удельный объем и давление ПД при предельном положении полости; V, P – текущий удельный объем и давление ПД; γ – показатель пропорции на втором участке, равный 1,25–1,4.

Как известно из теории взрыва, уравнение (2.56) описывает расширение ПД при переходе их к состоянию идеального газа. Значения параметров V' , P' , соответствующие условной точке перехода ПД в идеальный газ, обычно определяются из уравнения энергии. Исходя из физического смысла рассматриваемой задачи и учитывая различные условия протекания стадий, в качестве точки сопряжения уравнений (2.55), (2.56) можно принять точку, значение V' , P' , в которой обусловливаются предельным положением границы раздела ПД – среда.

Приняв отбивающую часть уступа за механическую систему кусков пород, подготовленных в первой стадии взрыва, и приложив теорему о движении центра масс, можно написать [8]

$$Mu_e \frac{dv_e}{dr} = SP. \quad (2.57)$$

Здесь M – масса отбиваемой части уступа; v_e – текущая скорость центра масс; r – текущее расстояние границы раздела ПД – среда; S – текущая площадь поверхности раздела ПД – среда.

Как показывают эксперименты, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в скальных породах равна его высоте. В соответствии с этим и принятой выше схемой

$$S = S_0 \cdot \frac{r_n}{r}, \quad (2.58)$$

где S_0 – начальная площадь боковой поверхности заряда; r_0 , r_n – соответственно радиус заряда и полости.

Из уравнения (2.55) имеем

$$P_n = P_0 \left(\frac{V_n}{V'} \right)^3 = P_0 \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^6. \quad (2.59)$$

Начальное давление продуктов взрыва $P_n = \frac{1}{8} \rho_{\infty} D^2$.

Из двух законов (2.55), (2.56) на основании принятого допущения текущее давление продуктов взрыва выражается зависимостью

$$P = \frac{1}{8} \rho_{\infty} D^2 \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^6 \cdot \left(\frac{r_n}{r} \right)^2. \quad (2.60)$$

Подставив значения S , P в правую часть уравнения (2.60), получим

$$Mu_e \frac{dv_e}{dr} = \frac{mD^2}{4} \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^4 \frac{r_n^{2\gamma-1}}{r^{2\gamma}}, \quad (2.61)$$

где m – масса заряда ВВ; $m = \frac{1}{2} S_0 \rho_{\infty} r_0$.

Интегрируя уравнение (2.61) в соответствующих пределах, для скорости центра масс имеем

$$v_e = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{\text{пр}}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)} \left[1 - \left(\frac{r_n}{r} \right)^{2\gamma-1} \right]}, \quad (2.62)$$

при $r \rightarrow \infty$

$$v_e = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{\text{пр}}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)}}. \quad (2.63)$$

Сопротивление среды на различные виды деформации в уравнениях (2.62), (2.63) учитывается предельным радиусом полости $r_{\text{пр}}$. За это время преодолевается сила сцепления между частицами породы. Предельный радиус полости рассчитывается теоретически по формуле (2.20) или устанавливается экспериментально.

Выразив массу заряда и отбивающей части массива соответственно через удельный расход ВВ и плотность породы, уравнению (2.63) можно придать более удобный вид:

$$v_e = \frac{D}{2\bar{r}_{\text{пр}}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}}, \quad (2.64)$$

где $\bar{r}_{\text{пр}} = r_{\text{пр}}/r_0$ – относительный предельный радиус взрывной полости; q – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$; ρ_0 – плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Как видно из структуры формулы (2.64), скорость центра масс отбивающей части уступа прямо пропорциональна скорости детонации заряда ВВ, обратно пропорциональна квадрату предельного радиуса полости в первой стадии взрыва. Она повышается с увеличением удельного расхода ВВ и снижается с увеличением плотности отбивающей породы. Кроме того, эта скорость зависит от показателя адиабаты на втором участке. Эти выводы хорошо согласуются с известными результатами практики [50, 52].

При размещении заряда не по всей длине скважины в зависимость (2.64) следует внести поправку, учитывающую неравномерность распределения энергии ВВ по высоте уступа. В соответствии со структурой формулы (2.62) она может быть оценена соотношением (см. рисунок 2.11б)

$$\mu_1 = \sqrt{m_1/M} \text{ или } \mu_1 = \sqrt{h_1/h}, \quad (2.65)$$

где m_1 – масса насыщенного энергией взрыва участка разработанной породы; h_1 – высота колонки заряда над подошвой уступа; h – высота уступа.

В этом случае уравнение (2.64) будет выражать скорость центра участка разработанной породы, более насыщенной энергией взрыва.

При размещении вертикальных скважинных зарядов в уступах с наклонным откосом распределение энергии ВВ по высоте отбиваемого слоя неравномерное. Это вызывает соответствующее перераспределение скоростей. С целью выявления характера этого перераспределения были проведены модельные взрывы из взаимно устроенных.

Анализ процесса образования развода, проведенный с помощью моделирующего устройства, показывает, что при расположении зарядов параллельно откосу уступа отбивающаяся порода движется в направлении, перпендикулярном откосу (рисунок 2.11а). При расположении зарядов в вертикальных однорядных скважинах, пробуренных в уступах с наклонным откосом, в начале второй стадии взрыва схематично можно выделить четыре характерных участка движущейся породы (рисунок 2.11в). Первый участок, примыкающий к подошве уступа, имеет минимальные скорость и объем. Второй участок расположен между зарядом и откосом уступа и имеет наибольшую скорость. Направление движения перпендикулярно откосу. Третий участок, верхний разработанный слой уступа, расположен выше колонки заряда. Вектор скорости центра в начале движения образует с вертикалью угол, примерно равный половине угла откоса. Четвертый участок, занимающий область между зарядом и плоскостью отрыва, в начале второй стадии практически не получает перемещения. Объемы этих участков нетрудно вычислить.

На основе этих данных и анализа результатов прочищенных взрывов для определения скорости центра масс отбиваемой части уступа при широко распространенных на практике вертикальных скважинных зарядах, размещенных в уступах с наклонным откосом, воспользуемся формулой количества движения системы, выраженной через массу системы и скорость ее центра масс, т.е.

$$M\bar{v}_c = \sum m_i \bar{v}_i, \quad (2.66)$$

где m_i – масса i -го участка разрушаемой породы; \bar{v}_i – максимальная скорость центра i -го участка движущейся породы.

Просктируя обе части векторного уравнения на декартовы оси координат (рисунок 2.11в) и совместно решая полученные равенства относительно v_c , имеем

$$v_c = \frac{m_2 v_2 + m_3 v_3}{M}. \quad (2.67)$$

При выводе зависимости (2.67) в соответствии с данными модельных экспериментов положено, что $m_1 v_1 = 0$, $m_4 v_4 = 0$, значение косинуса половинного угла при $2m_3 m_2 v_2 v_3$ принято равным единице. Оценки показывают, что внесенная при этом погрешность преиебрежимо мала.

Обозначив v_3/v_2 через θ , соотношение (2.67) перепишем в виде

$$v_c = v_2 \frac{m_2 + \theta m_3}{M}. \quad (2.68)$$

Следует напомнить, что скорость центра второго участка вычисляется по формуле

$$v_2 = \mu_1 \frac{D}{2r_{np}^{-2}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma - 1)}}. \quad (2.69)$$

Как показывают результаты скоростных киносъемок и модельных опытов, значение θ близко к единице.

Так как в первом рассмотренном случае $m_3=0$, $m_2=M$, то из (2.68) вытекает, что $v_c = v_2$. Следовательно, множитель при v_2 в равенстве (2.68) может служить второй поправкой на условия взрывания. Обозначим его через μ_2 . Из рисунка 2.11 в видно, что суммарная площадь первого и четвертого участков с достаточной точностью может быть найдена из выражения $S_1 + S_4 = \frac{1}{2} l_1^2 \operatorname{ctg}\alpha$ (l_1 – длина заряда в скважине; α – угол откоса уступа). Тогда вторую поправку можно вычислить по зависимости

$$\mu_2 = \frac{hw - 1/2 l_1^2 \operatorname{ctg}\alpha}{hw}. \quad (2.70)$$

Для модуля скорости центра масс отбиваемой части уступа в наиболее общем случае получим

$$v_2 = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2r_{\gamma}^{1-\gamma}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}} \quad (2.71)$$

Анализ уравнений (2.69) и (2.71) показывает, что в них комплексно учитывается влияние основных параметров взрываания, свойства среды и применяемого ВВ на главный кинематический расчетный параметр взрываемых пород. Например, в крепких породах скорость отбивающей части значительно больше, чем в слабых. Поскольку в крепких породах γ заметно меньше, а удельный расход ВВ больше, то из уравнения вытекает результат, хорошо согласующийся с экспериментом.

Точность вычислений по формулам (2.69) и (2.71) существенно зависит от величины показателя изэнтропы γ . Точно поставленными экспериментами [24] показано, что разгон оболочек при взрывании внутренних зарядов заканчивается при $\gamma = 1,2$. В соответствии с этими уравнениями (2.69), (2.71) при таком значении γ достигаются максимальные скорости.

Все приведенное позволяет сопоставить теоретические результаты с экспериментальными значениями скоростей видимых частей уступа на линии наименьшего сопротивления. Поскольку в начале второй стадии взрыва характерные участки отбивающей части массива совершают поступательное движение, скорость элемента откоса уступа на ЛНС будет представлять собой скорость основного (второго) участка. Скорости точек на ЛНС сравнительно просто устанавливаются по результатам скоростных кино съемок. Численные значения этих скоростей, по данным [15, 48], а также v_2 и v_r , вычисленные по уравнениям (2.69) (2.71), приведены в таблице 2.6. При расчетах скорость детонации ВВ во всех случаях принималась равной 4000 м/с, относительный предельный радиус полости, вычисленный по уравнению (2.20), — 1,34, а показатель изэнтропы — 1,2–1,4. В связи с тем, что в опыте № 1 заряды по длине скважины были рассредоточены, значение $\mu_1 \mu_2$ принималось равным 0,6.

Как видно из сравнения данных таблицы 2.6, согласие между расчетными и экспериментально найденными величинами v_2 вполне удовлетворительное. При этом во взрывах № 1, 2 и 4 значения v_2 меньше расчетных. Это может быть объяснено, во-первых, допущенной погрешностью при измерении перемещения контура и определении соответствующего промежутка времени; во-вторых, тем, что в начале второй стадии взрыва показатель изэнтропы больше, чем 1,4. Во всех

Таблица 2.6 – Результаты некоторых промышленных взрывов и расчетные значения скоростей характерных элементов уступа

№ взры- вов	<i>h</i> , м	<i>a</i> , м	α , град.	<i>W</i> , м	<i>l₁</i> , м	<i>l₂</i> , м	<i>q</i> , кг/м ³	ρ_0 , кг/м ³	<i>v₂</i> (м/с) по		<i>v_r</i> (м/с) по (2.71)
									кино- съем- ке	(2.69)	
1	52	4,0	90	4,0	51,0	2,0	0,136	2500	6,6	6,7-7,4	6,7-7,4
2	15	6,0	70	11,5	10,0	8,0	0,436	2800	9,6	10,0-11,4	8,9-10,2
3	20	4,0	65	12,5	18,0	5,0	0,420	2700	15,0	12,7-14,5	9,0-10,4
4	10	3,4	58	9,6	8,0	5,0	0,365	2600	9,0	9,9-11,2	7,7-8,9
5	15	3,0	60	11,7	6,0	12,0	0,190	2500	5,5	4,6-5,3	4,3-5,0
6	20	5,0	70	12,3	14,0	9,0	0,310	2500	12,0	9,7-11,0	8,3-9,5
7	20	5,0	60	16,5	14,0	10,0	0,210	2600	9,0	7,4-8,5	6,2-7,1
8	20	5,5	65	15,0	13,5	10,0	0,220	2600	9,5	7,6-8,7	6,6-7,5
9	20	5,5	65	15,0	13,0	10,0	0,230	2600	10,0	7,8-8,9	6,8-7,7
10	20	4,5	65	14,0	13,5	9,5	0,240	2600	10,5	8,1-9,3	6,9-7,9
11	20	6,5	70	14,0	14,0	9,0	0,245	2600	11,0	8,5-9,8	7,4-8,5
12	20	5,5	70	13,0	14,0	9,0	0,300	2600	12,0	9,3-10,7	8,0-9,3

Примечание: *h* — высота уступа; *a* — расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа; α — угол откоса; *W* — линия сопротивления по подошве уступа; *l₁* — длина заряда; *l₂* — длина забойки; *q* — удельный расход ВВ; ρ_0 — плотность породы.

остальных опытах зафиксированы максимальные скорости точек на ЛНС при $\gamma = 1,2$.

Действительно, для гарантированного выявления модулей искомых скоростей обычно их относят к моменту времени 30–50 мс после начала движения всей взорванной массы. Это приводит к завышению значений v_2 против расчетных. Поскольку на кадрах кинолент фиксируются контуры движущейся части уступа в заданные интервалы времени, то к упомянутому выше моменту они могли бы быть приращены за счет оссыпающихся кусков пород. Это вызывает, как известно, искажение истинной величины скоростей элементов откоса. С учетом такого замечания можно утверждать, что модули v_2 все больше будут приближаться к расчетным.

Массовая проверка справедливости результатов вычислений по (2.69) в промышленных условиях выполнена по ширине отброшенной части раз渲а, так как ее легко измерить. Используя эти данные, далее нетрудно определить скорости центра масс второго участка уступа.

Таким образом действительные значения скоростей характерных элементов отбиваемой части массива достаточно обоснованно и точно могут быть вычислены по теоретически выведенным уравнениям (2.69), (2.71). Эти уравнения позволяют при любых параметрах буро-взрывных работ заранее определить расчетную скорость центра масс отбиваемой части уступа, следовательно, основные характеристики механического движения взорванной горной массы.

2.8. Критическая скорость разрушения массива горных пород

Из предыдущего параграфа и анализа данных промышленных взрывов видно, что скорость разрушения может быть представлена скоростью движения центра масс отбиваемой части уступа, приобретаемой ею в первой стадии взрыва. Эта скорость рассчитывается по уравнению (2.71) при показателе изэнтропии больше, чем 1,4.

При изучении движения взорванного массива пород в обычных условиях карьеров кинокамеры явно фиксируются скорости видимых элементов уступа через 30-50 мс от начала перемещения. Вследствие этого они могут содержать в себе и часть скорости, переданной волной сжатия. Скорости и волны сжатия измеряются с помощью различных датчиков. Модули скоростей в обоих случаях при фиксированных геометрических параметрах взрываания зависят от величины заряда и детонационных и энергетических характеристик ВВ. Чем меньше ВВ, чем значительнее масса заряда, тем больше измеряемые в первой стадии взрыва скорости и наоборот. Поэтому, как величины не постоянные для данных пород и условий взрываания, они не могут служить объективной характеристикой разрушаемого массива.

В связи с изложенным в качестве искомой характеристики целесообразно принять критическую скорость разрушения массива пород в реальных условиях производства. Под критической скоростью разрушения понимается минимальное значение скорости центра масс отбиваемой части массива, при достижении которого в преобладающем объеме обеспечивается преодоление сил сцепления между естественными отдельностями. При этом разрушение идет в основном от заряда. Вместе с тем определенные перемещения продуктов дробления относительно их первоначальных положений являются обязательным условием критического разрушения, так как они гарантируют отделение естественных отдельностей друг от друга.

Сформулированному требованию в условиях карьеров удовлетворяют результаты промышленных взрывов, при которых ширина отброшенной части развода на легко, средне и трудновзываемых породах соответственно составляет 0,9; 1,0 и 1,1 высоты уступа [15]. При этих условиях гранулометрический состав взорванных пород, замеренный по поверхности развода, как показывают эксперименты, соответствует содержанию естественных отдельностей в массиве пород. Это означает, что при взрывании массивов пород с минимальным удельным расходом ВВ разрушение их отбиваемой части осуществляется за счет разваливания на естественные отдельности.

Параметры расположения зарядов и характеристики разрушения массива, при типичных промышленных, а также экспериментальных взрывах, приведены в таблице 2.7. Угол откоса уступа на легко- и средневзываемых породах составляет 63° , на трудновзываемых – 66° . Расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа соответственно составляет 5, 4 и 4 м. В первых двух породах применялся аммонит №10 ЖВ, а в третьей – аммонит №6 ЖВ. Заряды на трудновзываемых породах при однорядном взрывании рассредоточивались воздушными промежутками высотой 1,0 м (на 10-метровом уступе 0,5 м). При многорядном КЗВ эта величина в скважинах второго и последующих рядов на всех породах составляла 1,0–2,0 м. В экспериментальных взрывах уменьшение удельного расхода ВВ достигалось за счет изменения длины (массы) заряда и незаряженной части скважины. Сетка скважин оставалась прежней [15].

Для определения характеристики разрушения массива пород по уравнению (2.71) с использованием данных таблицы 2.7 были вычислены модули максимальных скоростей основного участка отбиваемого слоя при однорядном взрывании. Затем по величине v_{2m} были найдены расчетные значения ширины развода. Сопоставление расчетных данных с фактическими по разводу выявило их согласие и, следовательно, подтвердило справедливость полученных значений v_{2m} и v'_{2m} (штрихом обозначена скорость при уменьшенном удельном расходе ВВ q'_{kp}). Далее, по уравнению (2.71) были рассчитаны v_{cm}, v'_{cm} .

Поскольку эти кинематические параметры являются максимальными, для определения их модулей в начале второй стадии взрыва показатель изэнтропии принят равным 1,5. Тогда значения скоростей центров масс отбиваемой части уступа при уменьшенном удельном расходе ВВ и при $y=1,5$, отвечающие выдвинутому требованию, и будут искомыми характеристиками разрушения массива пород.

Таблица 2.7 – Характеристики разрушения при нормальном и уменьшенном удельном расходе ВВ

h, м	W, м	a, м	a _п , м	l ₁ ^I , м	l ₂ ^I , м	При обычном взрывании			
						q ₁ , кг/м ³	q ₂ , кг/м ³	v ₁ , м/с	v ₂ , м/с
<i>Легкопрываемые породы</i>									
10	10,0	9,0	8,0	5,0	6,5	0,245	0,233	6,50	6,05
12	11,0	9,5	8,5	6,0	7,5	0,207	0,263	6,15	5,80
15	12,5	10,0	9,0	8,0	8,5	0,172	0,266	6,40	5,89
17	13,5	10,5	9,5	9,5	9,5	0,172	0,247	6,15	5,80
20	15,0	11,0	10,0	12,0	10,0	0,153	0,236	6,25	5,65
<i>Среднесугласные породы</i>									
10	9,0	7,0	6,5	5,5	6,5	0,381	0,515	9,3	8,5
12	10,0	7,5	7,0	6,5	7,5	0,310	0,445	8,7	7,9
15	11,5	8,0	7,5	8,5	8,5	0,263	0,410	8,7	7,8
17	12,5	8,5	8,0	10,5	9,0	0,238	0,372	8,6	7,8
20	14,0	9,0	8,5	13,5	9,5	0,215	0,354	8,6	7,3
<i>Труднопрываемые породы</i>									
10	8,5	5,0	5,0	6,0	6,0	0,542	0,920	12,0	10,8
12	8,5	5,5	5,0	6,5	7,0	0,415	0,787	11,0	9,9
15	10,7	6,0	5,5	9,0	8,0	0,374	0,737	10,8	9,5
17	11,7	6,5	6,0	11,0	8,5	0,340	0,665	10,8	9,2
20	13,0	7,5	6,5	14,0	9,0	0,287	0,574	10,5	9,2

Продолжение таблицы 2.7

При критическом разрушении							
q _{crp} ^I , кг/м ³	q _{crp} ^{II} , кг/м ³	v _{crp} ^I , м/с	v _{crp} ^I , м/с	v _{crp} ^{II} , м/с	v _{crp} ^{II} , м/с	v _{crp} ^D , м/с	v _{crp} ^D , м/с
<i>Легкопрываемые породы</i>							
0,18	0,22	4,45	4,20	3,6	4,0	3,4	
0,16	0,20	4,55	4,40	3,7	4,1	3,8	
0,14	0,19	4,85	4,55	3,8	4,4	4,2	
0,13	0,18	4,75	4,35	3,6	4,2	4,5	
0,12	0,18	5,00	4,60	3,8	4,6	5,0	
<i>Среднесугласные породы</i>							
0,25	0,34	5,45	5,20	4,3	5,0	4,0	
0,22	0,31	5,75	5,45	4,5	5,3	4,3	
0,19	0,29	6,10	5,75	4,8	5,9	4,8	
0,18	0,27	6,20	5,75	4,8	5,9	5,2	
0,16	0,25	6,20	5,75	4,8	6,0	5,5	
<i>Труднопрываемые породы</i>							
0,35	0,58	6,65	6,4	5,3	6,8	4,5	
0,32	0,52	6,25	6,0	5,0	6,4	5,0	
0,27	0,48	6,85	6,4	5,3	7,0	5,3	
0,23	0,44	7,00	6,5	5,4	7,2	5,7	
0,21	0,40	7,20	6,6	5,5	7,6	6,0	

Примечание. Величины с индексом I – для первого, II – для второго и последующих рядов скважин.

Критические скорости разрушения, вычисленные по уравнению (2.71) с использованием экспериментально установленных значений удельных расходов ВВ $a_{\text{р}}$, приведены в таблице 2.7. Как видно из этих данных, $u_{\text{кр}}^I$ в легко, средне и трудновзываемых породах соответственно составляет 3,6–3,8; 4,3–4,8 и 5,0–5,5 м/с, а $u_{\text{кр}}^{II}$ – 4,0–4,6; 5,0–6,0 и 6,4–7,6 м/с. Масштаб взрыва при однорядном взрывании (или для первого ряда) практически не оказывает влияния на критерий разрушения. При многорядном КЗВ с увеличением высоты уступа наблюдается некоторый рост критической скорости разрушения для второго и последующих слоев, что связано с дополнительной нагрузкой от пород предыдущих взываемых слоев.

Следует заметить, что вычисленные критические скорости разрушения массива пород по предлагаемой методике хорошо коррелируют с данными, полученными по другой методике (глава 1.6). Отсюда следует, что установленные критические скорости действительно являются характеристиками разрушения массива пород.

Соответствие найденных значений критической скорости разрушения массива действительным проверялось двумя способами. Первый способ заключается в моделировании образования развала на вакуумном устройстве ИФЗ АН СССР [15]. При этом экспериментально устанавливалась величина максимальной скорости второго участка, при которой ширина отброшенной части развала на легковзываемых породах приближалась к высоте уступа. На 10-метровом уступе эта скорость в переводе на натуру составляла 4,0 м/с. С учетом поправки μ_2 критическая скорость разрушения при однорядном взрывании равняется 3,7 м/с, что подтверждает расчетную величину $u_{\text{кр}}^I$.

Второй вариант проверки состоит в следующем. На первой стадии взрыва, как было отмечено, совокупном действием волновых процессов и газообразных продуктов детонации преодолеваются силы сцепления между отдельными частицами взываемой среды, происходит и завершается основной процесс дробления породы. Массив вследствие приобретения «общей» скорости разрушения вспучивается. Далее вступает в силу вторая стадия взрыва.

В соответствии с условием задачи для экспериментального определения $u_{\text{кр}}$ достаточно ограничиться рассмотрением движения раздробленной породы в первую стадию, мысленно отбросив вторую стадию взрыва. При этом следует иметь в виду, что до погашения приобретенной скорости взорванная масса в пространстве займет несколько

больший объем. Как показывают кинокадры скоростной съемки, за время, необходимое для полного истечения сообщенной энергии, передний контур взорвавшего уступа занимает почти вертикальное положение, несколько вспучиваясь вверх. Площадь поперечного сечения отбивающегося слоя увеличивается примерно в 1,2-1,3 раза.

Раздробленная масса затем обрушиивается и занимает определенное конечное положение на рабочей площадке. При этом, как правило, активно перемещается порода из верхней призмы обрушения и частей, прилегающих к откосу уступа. Аналогичная картина наблюдается в реальных условиях взрывного разрушения массива при небольших зарядах рыхления. Это также подтверждает данные модельных взрывов, проведенных на вакуумном устройстве [15].

Таким образом, принятая схематизация действия взрыва позволяет применять методы моделирования и использовать готовую разработанную породу для воспроизведения состояния массива в первой стадии взрыва, что дает возможность экспериментально определить критическую скорость разрушения. Последняя вычисляется как скорость, сообщенная центру масс отбивающегося слоя для приведения его в положение, соответствующее моменту завершения рассматриваемой стадии взрыва.

Такие опыты проводились в лабораторных условиях. В качестве материала применялась раздробленная руда Коупридского рудника плотностью $2,75 \text{ кг}/\text{м}^3$, различной кусков 2-3, 3-4, 4-5, 7-8 и $10 \cdot 10^{-3} \text{ м}$. До начала экспериментов определялся угол естественного откоса, который в механике грунтов принимается за угол внутреннего трения. Для всех фракций он составляет 40° . Масштаб моделирования $1 : 100$ [15].

Необходимый объем раздробленной руды получался в специально изготовленный ящик с боковыми стенками из оргстекла. Длина ящика принималась равной максимально возможной ширине развода, а его ширина равной – 3-4 расстояниям между скважинами при наибольшей высоте уступа 0,3 м. Этому объему руды придавалась форма, соответствующая моделируемому состоянию уступа. Руда в таком положении удерживалась съемной передней стенкой. Для того чтобы отразить действительное состояние среды в первую стадию взрыва, площадь поперечного сечения модели увеличивалась на величину коэффициента разрыхления. В соответствии с данными киносъемок высота модели в районе верхней бровки увеличивалась в 1,10, а ширина отбивающегося слоя – в 1,1-1,2 раза. Затем передняя стенка убиралась. Вследствие этого раздробленная порода под действием силы тяжести

получала перемещение и занимала конечное положение в сосуде. При моделировании регистрировались положения отбивающей части скоростной кинокамерой СКС-1.

Для определения скорости центра масс уступа необходимо знать его начальное и конечное положение и угол бросания. Рассматривая отбивающую часть массива как однородную, для координат центра тяжести до взрыва имеем

$$x_c = b/2, y_c = h/2, \quad (2.72)$$

где b – расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа.

Координаты центра масс после взрыва также могут быть вычислены аналитически. При этом на основании полученных результатов поперечный разрез развода разбивался на три фигуры простой геометрической формы (рисунок 2.12).

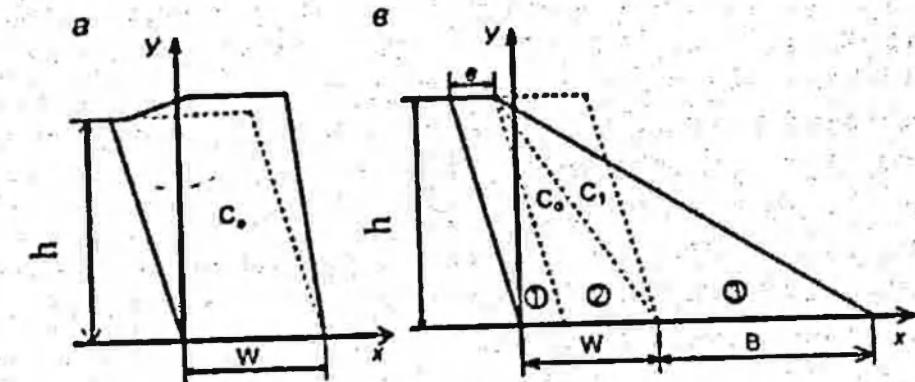


Рисунок 2.12 – Положение разрушенного массива во второй (а) и третьей (б) стадиях взрыва

Ширина необрушенной части слоя во всех случаях равнялась расстоянию от оси скважин до верхней бровки уступа.

Вес единицы площади первых двух фигур 1 и 2 принимался на 20% больше веса породы в отброшенной части 3, что отражает действительное состояние развода. С учетом этих замечаний координаты центра тяжести развода

$$x_{c_1} = \frac{1,2bx_1 + 1,2\frac{W-b}{2}x_2 + \frac{B}{2}x_2}{1,2b + 1,2\frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}}, \quad (2.73)$$

$$y_{c_1} = \frac{1,2b\frac{h}{2} + 1,2\frac{W-b}{2}\frac{h}{2} + \frac{B}{2}\frac{h}{2}}{1,2b + 1,2\frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}}.$$

Абсциссы центров тяжести упомянутых фигур

$$x_1 = -\frac{h \operatorname{ctg} \alpha - b}{2}; x_2 = \frac{h \operatorname{ctg} \alpha + W}{3}; x_3 = \frac{(h \operatorname{ctg} \alpha - b) + 2W + B}{3}.$$

Предполагая, что центр масс системы кусков в конечное положение придет под действием энергии взрыва только в первой стадии, и применяя теорему о движении центра масс в проекциях на декартовы оси координат, получаем

$$M \ddot{x}_c = \sum F_x^e, M \ddot{y}_c = \sum F_y^e. \quad (2.74)$$

где M – масса системы; x_c, y_c – проекции ускорений центра масс системы на оси координат; $\sum F_x^e$; $\sum F_y^e$ – суммы проекций всех внешних сил на те же оси.

Силы, появляющиеся при взрыве ВВ, являются внутренними, поэтому механическая система совершает движение под действием только силы тяжести, направленной вертикально вниз. Сопротивлением воздуха можно пренебречь, так как, во-первых, модуль искомой скорости незначителен; во-вторых, в момент движения пород, отбивающихся от массива, прорвавшихся из скважин и трещин поверхности уступа, продукты детонации раздвигают окружающий уступ воздух и тем самым как бы уравновешивают силы его сопротивления.

Интегрируя уравнения (2.74), находим текущие проекции скорости центра системы v_{cx} и v_{cy} :

$$v_{cx} = v_{kp} \sin \beta; v_{cy} = v_{kp} \cos \beta - g t. \quad (2.75)$$

Интегрируя (2.75) еще раз, получим уравнения движения центра уступа:

$$x_c = v_{kp} t \sin \beta + x_0, y_c = v_{kp} t \cos \beta - \frac{gt^2}{2} + y_{c0}. \quad (2.76)$$

Здесь время t отсчитывается от начала движения взорванного уступа.

Совместно решая уравнения (2.76), найдем выражение для определения скорости v_{kp} :

$$v_{kp} = \frac{x_{c1} - x_{c0}}{\sin \beta} \sqrt{\frac{g}{2[(x_{c1} - x_{c0}) \operatorname{ctg} \beta - (y_{c1} - y_{c0})]}}. \quad (2.77)$$

Для описанных условий экспериментов угол бросания на всех породах составлял 50° . Близкое значение угла бросания основной части уступа зафиксировано и на кинокадрах взрывов. Величины критических скоростей при однорядном взрывании v_{kp}^{13} , вычисленные по уравнению (2.77) с использованием результатов модельных опытов, в пере-

воде на натурную приведены в таблице 2.7. Как видно из сопоставления, согласие между v_{kp}^1 и v_{kp}^{13} вполне удовлетворительное. Некоторое расхождение на высоких уступах при взрывании легковзрываемых пород является следствием того, что материал модели имел большую плотность, чем массив.

Итоговые показатели натурных экспериментов и модельных опытов подтверждают объективность результатов, полученных по уравнению (2.77) при минимально возможном расходе ВВ. Отсюда следует, что критерий разрушения массива горных пород – критическая скорость его разрушения для различных горно-технологических условий – может быть рассчитан по упомянутой зависимости при показателе изэнтропии, равном 1,5 и величине удельного расхода ВВ, равной наименьшему значению.

2.9. Затраты энергии взрыва на разрушение массива пород

После установления характеристик разрушения массива можно перейти к определению затрат энергии взрыва на дробление и перемещение разрушенной породы. При величине скорости центра масс, превышающей ее критическое значение, энергия взрыва ВВ расходуется как на дробление, так и на сообщение разрушенной массе кинетической энергии [15].

Общая энергия движения раздробленных пород будет представлять собой полезную часть работы взрыва, т. е.:

$$E_{\text{пол}} = E_{\text{до}} + E_{\text{пер}}, \quad (2.78)$$

где $E_{\text{пол}}$ – полезно используемая энергия взрыва; $E_{\text{до}}$ – энергия взрыва, затрачиваемая на дробление; $E_{\text{пер}}$ – энергия взрыва, затрачиваемая на "чистое" движение.

Полезно используемая энергия взрыва в первом приближении может быть определена как кинетическая энергия движения взорванного блока с максимальной скоростью центра масс, т. е.

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{cm}^2. \quad (2.79)$$

Максимальная скорость центра масс состоит из суммы критической и некоторой "добавочной" скоростей, т. е.:

$$v_{cm} = v_{kp} + v_{\text{доб}}. \quad (2.80)$$

Предполагается, что эти скорости имеют одинаковые направления, а критическая скорость разрушения массива есть результатирующая всех скоростей, возникающих в первой и в начале второй стадии взрыва. Кроме того, все рассматриваемые кинематические параметры являются суммарными характеристиками разрушения и движения взрываемого блока.

С использованием соотношения (2.80) в наиболее общем случае для полезной работы взрыва ВВ можно написать

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M u_{kp}^2 + M u_{kp} u_{\text{доб}} + \frac{1}{2} M u_{\text{доб}}^2. \quad (2.81)$$

В целях сокращения записи индекс "с" при u опущен.

Из уравнения (2.81) следует, что при $u_{\text{доб}} = 0$, что соответствует "чистому" разрушению, $E_{\text{пол}} = E_{\text{др}}$.

Появление добавочной скорости $u_{\text{доб}}$ несколько затрудняет расшифровку правой части уравнения (2.81). Однако это можно устранить, если учесть, что второй член уравнения имеет отношение к обеим составляющим полезной работы взрыва. При исключительной величине $u_{\text{доб}}$ он содержит меньшую долю энергии перемещения, а при $u_{\text{др}} = u_{\text{доб}}$ очевидно, в одинаковой мере представляет энергию дробления и энергию перемещения. Если бы массив был выброшен без разрушения ($u_{\text{др}} = 0$), то имел бы место $E_{\text{пол}} = E_{\text{пер}}$. Рассмотренные предельные случаи показывают, что разбиение второго члена правой части уравнения (2.81) на две составляющие может быть произведено пропорционально модулям скоростей, характеризующих соответствующие формы полезной работы. Таким образом, на основе проведенного анализа можно написать:

$$E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M u_{kp} \frac{u_{kp} + 3u_{\text{доб}}}{u_{kp} + u_{\text{доб}}}, \quad (2.82)$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M u_{\text{доб}}^2 \frac{3u_{kp} + u_{\text{доб}}}{u_{kp} + u_{\text{доб}}}. \quad (2.83)$$

Доказательством правомерности уравнений (2.82), (2.83) могут служить многочисленные данные промышленных взрывов [15]. С увеличением разности между общей и критической скоростями степень дробления улучшается с одновременным ростом работы по разбросу взорванной породы. Причем увеличение потенциальной энергии взрыва, следовательно, общей скорости движения, приводит к хорошим

результатам дробления до определенного предела. При превышении этого предела увеличивается часть энергии, затрачиваемая лишь на перемещение. Авторами [54, 55] экспериментально установлено, что каждая среда характеризуется определенным пределом энергоемкости своего качественного разрушения, при достижении которого дальнейшего улучшения качества дробления уже не наблюдается, а происходит лишь выброс разрушенной породы на большое расстояние. Эти факты находят прямое отражение в (2.82), (2.83).

В связи с тем что на практике отмечается существенное превышение значения u_{kp} , рассмотрим, как влияет изменение максимальной скорости центра масс отбивающей части уступа на использование энергии взрыва. С этой целью уравнения (2.82), (2.83) преобразуем к виду

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M u_{kp}^2 (1+\xi)^2, \quad E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M u_{kp}^2 \frac{1+3\xi}{1+\xi}, \quad E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M u_{kp}^2 \frac{3+3\xi}{1+\xi}. \quad (2.84)$$

Введено обозначение $u_{\text{доб}}/u_{kp} = \xi$.

При фиксированных условиях взрываания M и u_{kp} – константы среды. Следовательно, затраты энергии всецело зависят от величины ξ . Значения безразмерной энергии ВВ, расходуемой на полезную работу, на дробление и перемещение, полученные путем деления выражений (2.84) на величину критической энергии разрушения, приведены в таблице 2.8. Относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы ВВ характеризуется числами

$$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}} = \frac{1+3\xi}{(1+\xi)^3}; \quad \bar{\eta}(\xi)_{\text{пер}} = \xi^2 \frac{3+3\xi}{(1+\xi)^3}. \quad (2.85)$$

Графически безразмерные величины $\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{пер}}$ показаны на рисунке 2.13. Из рисунка видно, что в одних и тех же породах при постоянстве прочих параметров взрываания увеличение наибольшей скорости движения центра тяжести отбиваемого слоя приводит к росту как энергии дробления, так и энергии перемещения. Однако прирост затрат энергии на движение более интенсивный, чем на дробление. Равенство между полезными формами энергии достигается при $\xi = 1$, т.е. при удвоенной величине критической скорости разрушения. При общей скорости движения, равной утроенной критической ($\xi = 2$), доля энергии, расходуемой на дробление, в 2,8 раза меньше таковой, идущей на перемещение. Относительное распределение энергий внутри полезной части работы (нижний график) показывает,

Таблица 2.8 – Значения безразмерных характеристик разрушения и перемещения пород в зависимости от ξ и ζ

Виды энергии и ее пользование	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,2
$\bar{E}(\xi)_{\text{раз}}$	1,00	1,44	1,96	2,36	3,24	4,96	5,76	6,76	7,84	9,04	10,23	11,57	12,96	14,44	17,60
$\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	1,33	1,57	1,76	1,89	2,09	2,17	2,23	2,29	2,34	2,38	2,41	2,45	2,48	2,53
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,00	0,11	0,39	0,80	1,35	2,73	3,59	4,33	5,55	6,66	7,83	9,16	10,51	11,92	15,07
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	0,94	0,80	0,68	0,59	0,43	0,36	0,33	0,28	0,26	0,23	0,21	0,19	0,17	0,14
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,00	0,06	0,20	0,32	0,41	0,57	0,64	0,67	0,72	0,74	0,77	0,79	0,81	0,83	0,85
$\bar{E}(\xi)_{\text{раз}}$	2,25	2,7	3,15	3,60	4,05	4,93	5,40	5,85	6,30	6,75	7,20	7,63	8,10	8,59	9,45
$\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$	1,68	1,80	1,99	1,95	2,00	2,10	2,14	2,18	2,20	2,23	2,24	2,24	2,30	2,32	2,35
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,57	0,40	1,25	1,65	2,00	2,85	3,26	3,67	4,10	4,52	4,92	5,37	5,82	6,23	7,19
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}}$	0,75	0,67	0,60	0,54	0,50	0,43	0,40	0,37	0,35	0,33	0,32	0,30	0,28	0,27	0,25
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,25	0,33	0,40	0,46	0,50	0,57	0,60	0,63	0,65	0,67	0,68	0,70	0,72	0,73	0,75

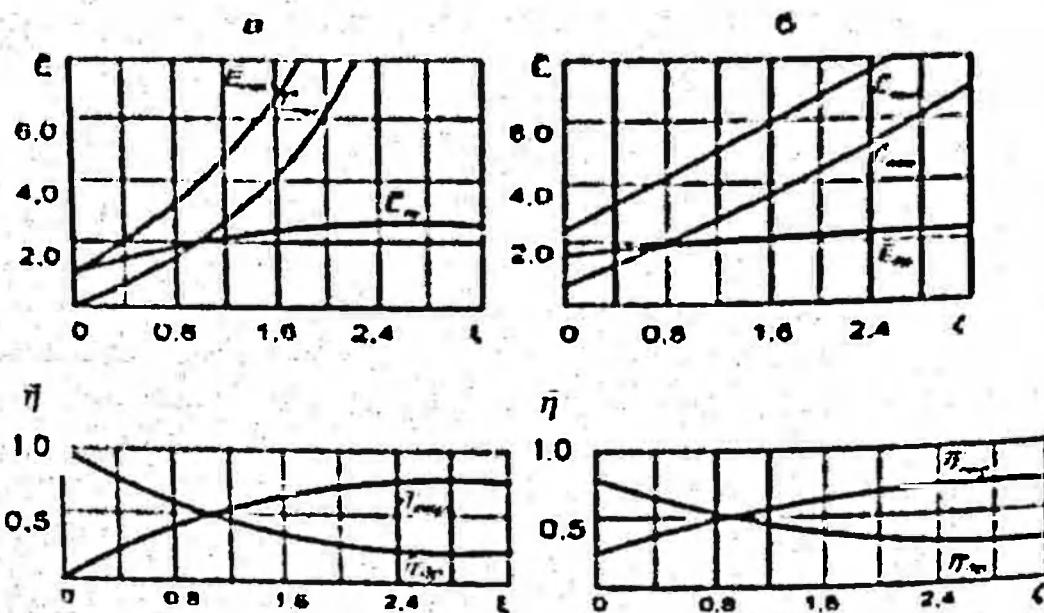


Рисунок 2.13 – Изменение использования безразмерной энергии ВВ на дробление и перемещение в зависимости от ξ (a) и ζ (б)

что с увеличением числа ξ относительная энергия дробления асимптотически приближается к минимальному значению, а относительная энергия перемещения – к максимальному. Для улучшения качества дробления взрываемых массивов пород увеличение скорости центра масс оправдано до 2 v_{kp} ($\xi = 1$), так как дальнейший прирост энергии на дробление будет незначительный.

Продолжим теперь характер изменения затрат энергии от удельного расхода ВВ. Согласно уравнению (2.71), общая скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна корню квадратному из фактического удельного расхода ВВ, т.е.:

$$v_{kp}(1+\xi) = C_1 \sqrt{q_{kp}(1+\xi)}, \quad (2.86)$$

где C_1 – некоторая постоянная для заданных конкретных условий, т.е. множитель при удельном расходе q в уравнении (2.71), равный

$$C_1 = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2\bar{\tau}_{kp}^2} \sqrt{\frac{2}{\rho_0(2\gamma-1)}}.$$

По аналогии с максимальной скоростью общий удельный расход ВВ может быть выражен зависимостью

$$q = q_{kp} + q_{dob} = q_{kp}(1+\xi). \quad (2.87)$$

Здесь q_{kp} – критический расход ВВ, при котором взрываемый массив обладает критической скоростью разрушения; q_{dob} – добавочный расход, равный разности между общим и критическим удельными расходами ВВ; отношение q_{dob} / q_{kp} обозначено через ξ .

Как показано выше, величина q_{kp} постоянна для фиксированных условий взрываания и служит характеристикой разрушения массива горных пород. Она связана с v_{kp} зависимостью [15]:

$$v_{kp} = C_2 \sqrt{q_{kp}}. \quad (2.88)$$

За счет изменения параметров расположения заряда и показателя: изэнтропы постоянная C_2 отличается от C_1 на величину C_3 . При этом C_2 в среднем в 1,5 раза меньше C_1 , т.е. $C_1/C_2 = C_3 = 1,5$.

Из решения уравнений (2.86) и (2.88) вытекает следующая связь между величинами ξ и ζ :

$$\begin{aligned} 1+\xi &= C_3 \sqrt{1+\zeta} \\ \text{или } \xi &= C_3 \sqrt{1+\zeta} - 1 \end{aligned} \quad (2.89)$$

Подставив значения v_m и ξ из (2.86) и (2.88) в соотношения (2.84), получим уравнения энергии, выраженные через критический удельный расход ВВ и ξ :

$$E_{\text{пол}} = C_4 C_3^2 q_{kp} (1 + \xi); \quad E_{dp} = C_4 q_{kp} \frac{3C_3 \sqrt{1 + \xi} - 2}{C_3 \sqrt{1 + \xi}},$$

$$E_{\text{пер}} = C_4 q_{kp} \frac{C_1 (1 + \xi) \sqrt{1 + \xi} - 3C_1 \sqrt{1 + \xi} + 2}{C_3 \sqrt{1 + \xi}} \quad (2.90)$$

Произведение $0,5 MC_2^2$ заменено постоянной C_4 .

Первое из уравнений (2.90) указывает на прямую пропорциональную зависимость полезной энергии взрыва от общего удельного расхода ВВ, что подтверждается практикой ведения взрывных работ. Для анализа двух других соотношений из (2.90) вычислены значения безразмерной общей энергии, энергии дробления и перемещения. Они получены путем деления зависимостей (2.90) на величину критической энергии разрушения, выраженную через минимальный удельный расход ВВ, т. е.:

$$\bar{E}(\xi)_{\text{пол}} = C_3^2 (1 + \xi); \quad \bar{E}(\xi)_{dp} = \frac{3C_3 (1 + \xi)^{1/2} - 2}{C_3 (1 + \xi)^{1/2}},$$

$$\bar{E}(\xi)_{\text{пер}} = \frac{C_1^2 (1 + \xi)^{3/2} - 3C_1 (1 + \xi)^{1/2} + 2}{C_3 (1 + \xi)^{1/2}}. \quad (2.91)$$

Значения безразмерных энергий при $C = 1,5$ и величине

$$\bar{\eta}(\xi)_{dp} = \frac{3C_3 (1 + \xi)^{1/2} - 2}{C_3^3 (1 + \xi)^{3/2}}, \quad \bar{\eta}(\xi)_{\text{пер}} = \frac{C_1^2 (1 + \xi)^{3/2} - 3C_1 (1 + \xi)^{1/2} + 2}{C_3^3 (1 + \xi)^{3/2}}. \quad (2.92)$$

характеризующих относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы взрыва, приведены в таблице 2.8.

Уравнения (2.90) и данные таблицы 2.8 показывают, что при отсутствии добавочного удельного расхода ВВ ($\xi = 0$) энергия дробления равна своему нижнему предельному значению. Она в три раза больше энергии, идущей на перемещение. С увеличением общего удельной расхода ВВ, характеризуемого величиной ξ , растут значения энергии (см. рисунок 2.13). Как видно из рисунка 2.13, б, кривая роста энергии движений имеет явно выраженный крутой наклон к оси ξ . Так, при увеличении удельного расхода ВВ до трехкратного критического

значения энергия взрыва, затрачиваемая на дробление, в два раза меньше энергии, идущей на движение взорванной породы. Равенство между видами энергии обеспечивается при $\zeta = 0,8$, т.е. удельном расходе, составляющем 1,8 значения критического. При превышении этого предела удельный вес затрат на перемещение все больше отклоняется от соответствующих затрат на дробление. С точки зрения рационального использования энергии взрыва увеличение удельного расхода ВВ целесообразно только до двукратной величины его критического значения.

На рисунке 2.13, б показаны также графики изменения относительного КПД взрыва на дробление и перемещение, из которых видно, что с увеличением ζ уменьшается первый из них и увеличивается КПД взрыва на движение.

Для конкретного анализа рассмотрим результаты промышленных взрывов. С этой целью по уравнениям (2.84) – (2.91) с использованием данных таблицы 2.8. были рассчитаны критическая энергия разрушения массива, затраты энергии ВВ на дробление и перемещение, а также коэффициенты полезного использования энергии взрыва.

Расчеты выполнялись для первого и последующих отбиваемых слоев раздельно. При определении энергетических характеристик разрушения для второго и последующих рядов при многорядном КЗВ исходили из следующих соображений. При порядковом взрывании наличие раздробленного слоя породы, образованного взрывом зарядов предыдущего ряда, препятствует направленному перемещению отбивающей массы в сторону ЛНС, вследствие чего происходит переориентация направления движения породы очередного ряда. Из анализа временных характеристик развития взрыва видно, что начальные условия движения отбиваемого слоя изменяются по завершении первой стадии взрыва. Это означает, что работа взрыва по основному дроблению отбиваемой части массива успевает завершиться полностью, а сопутствующее разрушение вследствие перемещения кусков пород будет продолжаться. Кроме того, при многорядном КЗВ имеет место некоторая потеря скорости движения центра последующих слоев за счет изменения модуля и направления в конце второй стадии.

Часть энергии, полученная за счет потрясенной скорости, несомненно, будет использована на дополнительное дробление пород. В связи с изложенным расчет затрат энергии ВВ на дробление и перемещение пород при многорядном КЗВ можно вести по величине скорости, которую приобрел бы центр отбиваемого слоя при отсутствии раздробленной массы предыдущей взрывной заходки. Характеристики разруше-

ния и движения рассчитываются по уравнению (2.71) соответственно при $\gamma = 1,5$ и $1,2$.

Результаты вычислений для уступов высотой 10, 12, 15, 17 и 20 м фиксированных параметрах расположения зарядов приведены в таблице 2.9. Если использование энергии взрыва на дробление улучшается с увеличением высоты уступа, то КПД взрыва на перемещение пород или остается без изменения, или даже уменьшается. Общий КПД взрыва растет с увеличением сопротивляемости пород разрушению. Этот показатель практически не зависит от способа взрываания.

При многорядном КЗВ удельные затраты энергии на дробление $1,0 \text{ м}^3$ породы в 1,5–1,7 раза больше, чем при однорядном взрывании. Небезинтересно заметить, что в таком же соотношении повышается удельный расход ВВ при сопоставимых способах взрываания. Такое совпадение энергетических затрат подтверждает пригодность предлагаемой методики для определения полезно используемой части энергии взрыва при многорядном КЗВ. Кроме того, из этих данных вытекает, что основным фактором улучшения качества дробления при рассматриваемом методе взрываания является повышение удельного расхода ВВ.

Обращает на себя внимание и следующий факт: затраты энергии на дробление в легковзрываемых породах в 2–3 раза больше ее затрат на перемещение. На средне- и трудновзрываемых породах это соотношение уменьшается до единицы, так как в трудновзрываемых породах в целях достижения более качественного дробления часто увеличивают удельный расход ВВ. Однако в условиях рассмотренных типичных взрывов ξ и ζ не превышают предельных значений.

Экспериментами, проведенными в лабораторных условиях при взрывании образцов горных пород, установлено, что отношение энергии ВВ, затраченной на дробление к потенциальной энергии ВВ остается постоянным [34]. Оно колеблется от 4,8 до 6,0 %, а КПД взрыва на движение – от 3,85 до 2,95 %. Как видно из сопоставления, изменение КПД взрыва лежит в упомянутых выше пределах.

Из анализа затрат энергии на разрушение массива пород следует, что коэффициент полезного использования энергии взрыва не зависит от удельного расхода ВВ. Он полностью определяется свойствами взрываемой среды, причиняемого ВВ и условиями взрываания. На самом деле,

$$\eta_{\text{пол}} = \frac{C_4 q}{VUq} = f(C_4). \quad (2.93)$$

Здесь V – объем отбиваемой породы; U – удельная энергия взрыва ВВ.

Таблица 2.9 – Энергетические характеристики разрушения и перемещения раздробленной породы

$V_{ст}$, м/с	ϵ	ς	$E_{бр}$, МДж	$E_{поп}$, МДж	$E_{бр}$, МДж	$E_{пер}$, МДж	$\eta_{поп}$, %	$\eta_{бр}$, %	$\eta_{пер}$, %
<i>Легкозрываемые породы</i>									
6,05	0,68	0,36	14,6	43,7	28,0	15,7	4,5	2,9	1,6
7,05	0,76	0,51	15,2	47,0	28,3	18,7	4,5	2,9	1,6
5,80	0,57	0,29	22,7	55,7	39,1	16,6	4,9	3,4	1,5
6,60	0,61	0,34	21,7	56,2	38,2	18,0	4,9	3,4	1,5
5,80	0,53	0,37	36,8	87,0	62,5	24,5	5,5	3,9	1,6
6,82	0,55	0,40	34,8	83,2	59,5	23,7	5,3	3,8	1,5
5,80	0,61	0,32	42,3	109	74,5	35,0	5,9	4,0	1,9
6,95	0,66	0,36	39,6	108	71,2	37,3	5,9	3,9	2,0
5,65	0,49	0,32	63,0	140	104	35,5	6,1	4,6	1,5
6,90	0,50	0,31	61,5	138	103	35,0	6,1	4,5	1,6
<i>Средневзрываемые породы</i>									
8,50	0,98	0,53	16,3	63,4	32,4	31,0	6,0	3,0	3,0
9,90	0,98	0,51	15,8	62,0	31,3	30,7	6,0	3,0	3,0
7,90	0,76	0,41	25,5	78,7	47,5	31,2	6,4	3,8	2,6
9,45	0,78	0,43	21,6	78,5	46,0	32,5	6,4	3,8	2,6
7,80	0,63	0,41	44,4	118	78,5	39,2	7,2	4,8	2,4
9,65	0,64	0,42	44,0	117	78,4	38,6	7,2	4,8	2,4
7,80	0,63	0,32	58,0	154	102	51,5	8,2	5,4	2,8
9,75	0,65	0,38	55,5	154	101	53,0	8,2	5,4	2,8
7,80	0,52	0,34	81,0	187	136	51,0	7,9	5,7	2,2
9,35	0,56	0,42	77,0	187	132	54,5	7,9	5,6	2,3
<i>Трудновзрываемые породы</i>									
10,8	1,04	0,55	16,8	70,0	34,1	35,9	7,0	3,4	3,6
14,0	1,06	0,53	16,3	69,5	33,0	36,5	6,9	3,3	3,6
9,9	0,98	0,30	22,1	87,0	44,0	43,0	7,6	3,8	3,8
13,6	1,12	0,51	18,6	84,0	38,3	45,7	7,4	3,4	4,0
9,5	0,80	0,38	38,3	123	72,3	51,2	7,8	4,6	3,2
13,3	0,90	0,53	34,3	123	66,8	56,7	7,8	4,3	3,5
9,2	0,71	0,36	53,5	155	98,0	57,0	8,1	5,1	3,0
12,9	0,79	0,51	48,7	156	91,5	64,5	8,1	4,8	3,3
9,2	0,68	0,37	83,5	234	151	83,0	9,5	6,1	3,4
13,0	0,71	0,44	79,5	234	145	79,0	9,5	5,9	3,6

Примечание. В числителе приведены данные для первого, а в знаменателе – для второго и последующих рядов.

Предельные значения КПД взрыва на дробление могут быть установлены исходя из рассмотрения уже полученных результатов. Так как разрушение массива под совокупным влиянием волновых процессов и газообразных продуктов детонации в основном завершается за время образования максимального объема полости, то работу взрыва по осуществлению этого расширения в соответствии с [26] можно принять за энергию дробления. Следует подчеркнуть, что эта энергия включает в себя часть энергии, идущей на переизмельчение породы вокруг полости, и тратится на дробление больших объемов только при наличии свободной поверхности, обеспечивающей массовое перемещение разрушенного массива в ее сторону. Поскольку работа по образованию полости до предельного объема

$$\lambda_{dp} = \frac{\pi d^2}{4} P_c (\bar{r}_{mp}^2 - 1), \quad (2.94)$$

а потенциальная энергия взрыва ВВ

$$E_{pot} = \frac{\pi d^2}{4} U_{BB}, \quad (2.95)$$

то коэффициент полезного действия взрыва на дробление определяется соотношением

$$\eta_{dp} = \frac{P_c (\bar{r}_{mp}^2 - 1)}{P_{BB} U}. \quad (2.96)$$

Как видно, КПД взрыва на дробление не зависит от удельного расхода ВВ. Что касается влияния плотности заряда на η_{dp} , то оно носит более сложный характер, так как P_c входит и в состав предельного радиуса полости. Таким образом, подтверждается вывод, полученный на основе анализа выражения (2.93).

Наибольшее значение коэффициента полезного использования энергии взрыва в исследованных породах при применении аммонита №6 ЖВ, вычисленное по формуле (2.96), колеблется от 9,7 (ороговиковый песчаник) до 12,3 % (вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные, диорит-порфириты Акжала). Сопоставление их с данными таблицы 2.9 показывает, что энергия дробления, рассчитанная по уравнению (2.94), не полностью переходит в полезную работу взрыва. Оставшаяся часть энергии тратится на переизмельчение породы вокруг заряда и является резервом для повышения КПД взрыва.

В целом, проведенный анализ подтверждает правомерность результатов, полученных по уравнениям (2.84)–(2.93). Они удовлетворительно согласуются с данными, приведенными в работах [49–51].

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЗОРВАННОГО БЛОКА ГОРНЫХ ПОРОД

3.1. Размеры зон разрушения в массиве горных пород

Кусковатость и распределение кусков по размерам во взорванной горной массе наиболее полно могут быть представлены процентным содержанием различных фракций и размерами зон их размещения. Поэтому результаты взрыва будут рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состава пород с целью управления ими в процессе взрывания.

Как было показано во второй главе, тип механического поведения среды меняется по мере удаления от центра взрыва. В соответствии с этим обычно выделяют ряд зон, внутри которых напряженное состояние и характер разрушения различны. В зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия значительно превышают предел прочности пород на сжатие. Здесь порода раздавливается, разрушение носит характер "переизмельчения". Размер зоны всецело зависит от величины напряжения в волне сжатия в пределах этой зоны, прочностных и упругих свойств породы. По мнению ряда специалистов в области взрывного разрушения горных пород размер зоны мелкого дробления не превышает 3–15 радиусов заряда [15]. Методы расчета размеров этой зоны для цилиндрических зарядов в литературе не приводятся.

Вторая зона – зона радиальных трещин. В монолитных средах частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный цилиндрический слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Так как интенсивность волны убывает с удалением от заряда, то уменьшаются и напряжения, приводящие к разрушению, вследствие чего процесс разрушения прекращается. В этой зоне материал разбит на упругие конические стержни, выдерживающие только радиальные напряжения, а кольцевые напряжения во всей области равны нулю. Внешняя граница зоны совпадает с цилиндрической поверхностью, проходящей через концы радиальных трещин.

Эта зона в реальных массивах имеет сложную структуру. Дело в том, что все массивы разбиты той или иной системой трещин и представляют собой совокупность различных по размеру и конфигурации сочлененных естественных отдельностей. Трещины в массиве чаще находятся в относительно сомкнутом состоянии и параметры прошедших через них волн напряжений оказываются достаточными для того, чтобы вызвать разрушение отдельностей, находящихся в более удаленных точках массива [15, 34]. Волна сжатия, проходя по среде, вызывает раскрытие трещин и тем самым как бы увеличивает объем зоны. Вместе с тем развитие радиальных трещин может прекратиться при встрече с открытыми естественными трещинами. Например, экспериментально установлено [34], что при ширине полой трещины около $2 \cdot 10^{-3}$ м напряжение в волне снижается по отношению к монолиту в 25 раз. При заполнении трещин водой напряжение составляет 0,85–0,90 его величины в монолите.

Объем этой зоны, таким образом, определяется параметрами трещин, материалом заполнителей, величиной напряжения в волне и длительностью воздействия ее на массив.

Что касается параметров трещин, то они как-то внутренне связаны с размерами естественных отдельностей. Известно, что размеры зон дробления снижаются с увеличением блочности массива. Чем крупноблочнее массив, тем больше раскрытие и ширина трещин, и наоборот, мелкоблочным массивам свойственны сомкнутые трещины. Поэтому размеры зоны радиальных трещин будут определяться прочностными и упругими свойствами пород, блочностью массива, а также детонационными и энергетическими характеристиками ВВ. Амплитуда напряжения в волне и длительность ее воздействия на реальный массив зависят от свойств пары среда – ВВ и учитываются предельными размерами полости.

По данным ряда авторов [15], простирание радиальных трещин прослеживается до $20\text{--}30 r_0$. Обоснование этой величины не приводится.

Далее располагается зона упругих деформаций.

Для решения рассматриваемых задач наибольший интерес представляют размеры первых двух зон [52]. Для определения их можно воспользоваться результатами, полученными в главе 2. В частности, радиус зоны мелкого дробления (раздавливания) в монолитных породах в камуфлетной стадии может быть вычислен из уравнения (2.49) относительно искомой величины (при $\nu = 0,3$) с допустимой погрешностью по формуле:

$$r_2 = r_{pr} \left(\frac{\rho_o c^2}{5 \sigma_{cr}} \right)^{1/2}. \quad (3.1)$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется из соотношения (2.34) по зависимости:

$$r_1 = r_2 \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{cr}}{\sigma_p}. \quad (3.2)$$

Из уравнений (3.1) и (3.2) следует, что зоны разрушения в монолитном массиве в камуфлетной стадии полностью определяются упругими, механическими характеристиками среды, детонационными и энергетическими свойствами ВВ. Иначе говоря, они учитывают комплексное влияние всех главных факторов на результаты взрыва. Причем размеры обеих зон прямо пропорциональны, предельному радиусу полости, в то же время постоянные при r_{pr} различны. Указанные постоянные зависят от различного сочетания между скоростью звука в породе, плотностью породы, пределом прочности пород на сжатие, на растяжение и коэффициентом Пуассона.

Для проверки справедливости зависимостей (3.1) и (3.2) по ним вычислены относительные и возможные размеры искомых зон в массивах, при радиусе скважины $d_0 = 0,125$ м исследованных пород, которые приведены таблицах 3.1 и 3.2. Из таблицы 3.1 следует, что в зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда – ВВ относительные радиусы зон мелкого дробления достигают величины $(8,07\text{--}28,8)r_0$, а относительные радиусы радиальных трещин – $(19,05\text{--}60,3)r_0$. При одних и тех же характеристиках ВВ радиусы зон раздавливания различаются в 3 раза, а зон трещинообразования – в 2 раза.

В одной и той же породе повышение детонационных характеристик ВВ приводит к увеличению размеров зон дробления и трещинообразования, однако интенсивность последних неадекватна приросту первых. Так, увеличение среднего давления в зарядной камере в 3 раза приводит к приросту размеров зон разрушения всего лишь в 1,33 раза (см. таблицу 3.2). Это указывает на большую энергоемкость процесса разрушения при применении ВВ. Общие выводы, вытекающие из анализа уравнений (3.1), (3.2) подтверждаются экспериментальными данными авторов [15].

При проведении первичных взрывов в массивах с двумя свободными поверхностями размеры зон разрушения в этих направлениях

Таблица 3.1 – Относительные радиусы зон разрушения при различных начальных давлениях ПД

Породы	P_0 , МПа	Относительные радиусы зон разрушения при P_0 , МПа						
		1500	2000	2500	3000	3500	4000	4400
I	2	3	4	5	6	7	8	9
Альбитофибр (С)	603	12.02 30.24	13.02 32.49	12.74 34.35	14.33 35.96	14.95 37.37	15.45 38.64	15.83 39.57
Диорит-порфирит (С)	843	10.17 27.86	10.22 29.94	11.55 31.66	12.09 33.13	12.57 34.43	12.99 35.60	13.31 36.46
Известник мраморизованный (С)	520	10.91 33.66	11.76 36.17	12.43 38.25	13.01 40.03	13.52 41.61	13.98 43.02	14.32 44.06
Известник глинистый (С)	614	12.12 33.79	12.91 36.31	11.55 38.39	12.09 40.18	12.57 41.76	12.99 43.18	13.31 44.22
Магнетитовая руда богатая (С)	1103	8.11 22.33	9.05 23.99	9.55 25.37	10.02 26.55	10.42 27.59	10.77 28.53	11.01 29.22
Магнетитовая руда бедная (С)	934	9.60 21.54	10.31 23.15	10.90 24.48	11.41 25.62	11.85 26.63	12.26 27.53	12.56 28.20
Мартит пористый (С)	401	13.73 32.60	20.11 56.52	21.29 59.76	22.28 62.55	21.15 65.01	23.94 67.21	24.52 68.83
Песчаник кварцевый (С)	706	9.77 24.95	10.59 26.81	11.10 28.35	11.62 39.67	12.07 30.38	12.43 31.88	12.78 32.65
Порфирит диабазовый (С)	787	12.71 29.33	11.66 31.51	14.44 33.32	15.11 34.88	15.71 36.25	16.24 37.48	16.63 38.38
Сиенит перфировый (С)	706	11.95 29.57	12.85 31.78	13.59 33.60	14.22 35.17	14.78 36.55	15.28 37.79	15.65 38.70
Скари пироксен- эпидотовый (С)	805	12.01 38.79	12.90 41.69	13.64 44.08	14.24 46.13	14.84 47.95	15.34 49.57	15.71 50.77
Туф альбитофиброзный (С)	699	10.33 19.07	11.10 20.49	11.74 21.67	12.28 22.68	12.77 23.57	13.29 24.37	13.52 34.96
Скалированный известняк (А)	845	8.07 19.94	8.67 21.43	9.17 22.66	9.60 23.72	9.97 24.65	10.31 25.49	10.56 26.10
Крупнозернистый известняк (А)	750	9.27 23.19	9.95 24.92	10.53 26.35	11.03 27.58	11.46 28.66	11.85 29.63	12.12 30.35
Мраморизованный известняк (А)	648	8.88 26.46	9.54 28.44	10.03 30.07	10.56 31.47	10.97 32.71	11.34 33.82	11.62 34.63
Диорит-перфирит (А)	590	16.16 39.07	17.37 41.98	18.36 44.39	19.22 46.46	19.97 48.29	20.65 49.93	21.15 51.13

Продолжение таблицы 3.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Сланцы глинистые (Ж)	477	13,29 38,73	14,28 41,62	15,10 44,01	15,81 46,06	16,43 47,87	16,99 49,49	17,40 50,69
Станици (Ж)	560	13,35 33,71	14,34 36,22	15,16 38,30	15,87 40,08	16,50 41,66	17,06 43,07	17,47 44,11
Диориты (Ж)	672	12,60 31,32	13,54 33,65	14,32 35,58	14,99 37,24	15,58 38,71	16,10 40,02	16,49 40,99
Серпентинизированный перidotит (Ж)	626	14,32 27,42	15,47 29,46	16,35 31,16	17,12 32,61	17,79 33,89	18,39 35,04	18,84 35,88
Серпентиниты (Ж)	615	13,51 34,18	14,52 36,73	15,35 38,84	16,07 40,65	16,70 42,25	17,26 43,68	17,68 44,74
Дуниты (Ж)	637	13,31 33,26	14,30 35,75	15,12 37,80	15,82 39,56	16,45 41,11	17,00 42,51	17,41 43,53
Кварцевые диориты (Ж)	850	11,50 27,46	12,36 29,51	13,07 31,21	13,68 32,66	14,22 33,94	14,70 35,10	15,06 35,94
Диоритовые перidotиты (Ж)	748	10,31 21,75	11,08 23,37	11,72 24,71	12,26 25,86	12,74 26,88	13,18 27,79	13,49 28,46
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные (К)	730	11,1 26,6	12,1 29,0	13,0 31,2	13,74 32,99	14,33 34,38	14,81 35,54	15,20 36,47
Вторичные кварциты из: эфузивных порфиров, крепкие (К)	650	13,03 19,03	12,93 18,88	14,84 21,66	15,47 22,59	16,11 23,52	16,64 24,29	17,06 24,91
эфузивных порфиров, средние (К)	532	13,90 27,25	15,10 29,59	15,97 31,30	16,73 32,79	17,38 34,06	17,92 35,13	18,36 35,98
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К)	413	16,27 35,15	16,86 36,43	18,40 39,74	19,34 41,78	20,17 43,56	20,76 44,83	21,35 46,11
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К)	397	17,50 32,89	18,88 35,50	19,89 37,39	20,64 38,81	21,65 40,70	22,40 42,12	22,91 43,07
гранодиорит-порфиров, хоалинлизированные (К)	191	21,99 45,96	23,71 49,55	25,03 52,31	26,34 55,05	27,27 57,00	28,06 58,64	28,85 60,30

Примечание. В числителе – данные для зоны раздавливания, в знаменателе – для зоны радиальных трещин.

Таблица 3.2 – Радиусы зон разрушения при различных начальных давлениях ПД
(радиус скважины $r_0 = 0,125$ м)

Породы (их индексы)	P_0 МПа	Радиусы зон разрушения при P_D , МПа						
		1500	2000	2500	3000	3500	4000	4400
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Альбитофир (С)	603	1.51 3.78	1.63 4.06	1.72 4.29	1.80 4.50	1.87 4.67	1.91 4.83	1.93 4.95
Диорит-порфирит (С)	843	1.27 3.48	1.37 3.74	1.44 3.96	1.51 4.14	1.57 4.30	1.62 4.45	1.66 4.56
Известник мраморизованный (С)	520	1.37 4.21	1.47 4.52	1.55 4.78	1.61 5.00	1.69 5.20	1.75 5.38	1.79 5.51
Известник глинистый (С)	614	1.27 3.54	1.37 4.34	1.44 4.80	1.51 5.02	1.57 5.22	1.62 5.40	1.66 5.53
Магнетитовая руда богатая (С)	110	1.05 2.79	1.13 3.00	1.22 3.17	1.25 3.32	1.30 3.45	1.35 3.57	1.38 3.65
Магнетитовая руда бедная (С)	934	1.20 2.69	1.29 2.89	1.36 3.06	1.43 3.20	1.49 3.33	1.53 3.44	1.57 3.53
Маргит пористый (С)	401	2.34 6.53	2.52 7.07	2.66 7.47	2.79 7.82	2.89 8.13	2.99 8.40	3.07 8.60
Песчаник кварцевый (С)	706	1.42 3.69	1.61 3.97	1.69 4.23	1.78 4.39	1.85 4.57	1.91 4.72	1.96 4.84
Порфирит диабазовый (С)	787	1.50 3.67	1.71 3.94	1.81 4.17	1.89 4.36	1.96 4.53	2.03 4.69	2.08 4.80
Сиенит порфировый (С)	706	1.50 3.70	1.61 3.97	1.70 4.20	1.78 4.40	1.85 4.57	1.91 4.72	1.96 4.84
Скари пироксен-эпигнатовый (С)	605	1.50 4.85	1.61 5.21	1.71 5.51	1.79 5.77	1.86 5.99	1.92 6.20	1.96 6.35
Туф альбитофировый (С)	699	1.22 2.38	1.39 2.56	1.47 2.71	1.54 2.84	1.60 2.95	1.65 3.05	1.69 3.12
Сканированный известник (А)	645	1.01 2.49	1.03 2.68	1.15 2.83	1.20 2.97	1.25 3.08	1.29 3.19	1.32 3.26
Крупнозернистый известник (А)	750	1.16 2.90	1.25 3.12	1.32 3.29	1.38 3.45	1.43 3.58	1.48 3.70	1.52 3.79
Мраморизованный известник(А)	648	1.11 3.31	1.19 3.56	1.26 3.76	1.32 3.93	1.37 4.09	1.42 4.23	1.45 4.33
Диорит-порфирит (А)	590	2.02 4.88	2.17 5.25	2.30 5.55	2.40 5.81	2.50 6.04	2.58 6.24	2.64 6.39

Продолжение таблицы 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Сланцы глинистые (Ж)	477	<u>1,66</u> 4,84	<u>1,79</u> 5,20	<u>1,89</u> 5,50	<u>1,98</u> 5,76	<u>2,05</u> 5,98	<u>2,12</u> 6,19	<u>2,18</u> 6,34
Сланцы (Ж)	560	<u>1,67</u> 4,21	<u>1,79</u> 3,53	<u>1,90</u> 4,79	<u>1,98</u> 5,01	<u>2,06</u> 5,21	<u>2,13</u> 5,38	<u>2,18</u> 5,51
Диориты (Ж)	672	<u>1,58</u> 3,92	<u>1,69</u> 4,21	<u>1,79</u> 4,45	<u>1,87</u> 4,66	<u>1,95</u> 4,84	<u>2,01</u> 5,00	<u>2,06</u> 5,12
Серпентинизированный перидотит (Ж)	626	<u>1,80</u> 3,43	<u>1,93</u> 3,68	<u>2,04</u> 3,90	<u>2,04</u> 4,08	<u>2,22</u> 4,24	<u>2,30</u> 4,38	<u>2,36</u> 4,49
Серпентиниты (Ж)	615	<u>1,69</u> 4,27	<u>1,82</u> 4,59	<u>1,92</u> 4,86	<u>2,01</u> 5,08	<u>2,09</u> 5,28	<u>2,16</u> 5,46	<u>2,21</u> 5,59
Дуниты (Ж)	637	<u>1,66</u> 4,16	<u>1,79</u> 4,47	<u>1,89</u> 4,73	<u>1,98</u> 4,95	<u>2,06</u> 5,14	<u>2,13</u> 5,31	<u>2,18</u> 5,44
Кварцевые диориты (Ж)	850	<u>1,44</u> 3,43	<u>1,55</u> 3,69	<u>1,63</u> 3,90	<u>1,71</u> 4,08	<u>1,78</u> 4,24	<u>1,84</u> 4,39	<u>1,88</u> 4,49
Диоритовые перидотиты (Ж)	748	<u>1,29</u> 2,72	<u>1,39</u> 2,92	<u>1,47</u> 3,09	<u>1,53</u> 3,23	<u>1,59</u> 3,36	<u>1,65</u> 3,47	<u>1,69</u> 3,56
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные (К)	730	<u>1,45</u> 3,48	<u>1,56</u> 3,74	<u>1,64</u> 3,95	<u>1,71</u> 4,12	<u>1,79</u> 4,29	<u>1,85</u> 4,44	<u>1,9</u> 4,55
Вторичные кварциты из: эфузивных порфиров, крепкие (К)	650	<u>1,62</u> 2,37	<u>1,61</u> 2,36	<u>1,85</u> 2,71	<u>1,93</u> 2,82	<u>2,01</u> 2,94	<u>2,08</u> 3,03	<u>2,13</u> 3,11
эфузивных порфиров, средние (К)	532	<u>1,73</u> 3,40	<u>1,88</u> 3,7	<u>1,99</u> 3,91	<u>2,09</u> 4,10	<u>2,17</u> 4,25	<u>2,24</u> 4,40	<u>2,29</u> 4,49
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К)	413	<u>2,03</u> 4,39	<u>2,10</u> 4,55	<u>2,3</u> 4,96	<u>2,41</u> 5,22	<u>2,52</u> 5,44	<u>2,59</u> 5,60	<u>2,66</u> 5,76
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К)	397	<u>2,18</u> 4,11	<u>2,36</u> 4,43	<u>2,48</u> 4,67	<u>2,58</u> 4,85	<u>2,70</u> 5,08	<u>2,8</u> 5,26	<u>2,86</u> 5,38
гранодиорит-порфиров, холдингизированные (К)	191	<u>2,74</u> 5,74	<u>2,96</u> 6,19	<u>3,12</u> 6,53	<u>3,29</u> 6,88	<u>3,40</u> 7,12	<u>3,50</u> 7,33	<u>3,60</u> 7,53

Причесание. В числителе – данные для зоны раздавливания, в знаменателе – для зоны радиальных трещин.

увеличиваются. Этому способствуют как волновые процессы, так и направленное действие ПД в результате нарушения осесимметричного развития взрывной полости. Что касается действия взрыва в тыл массива, то вследствие перераспределения энергии оно несколько уменьшается по сравнению с таковым в неограниченной среде. Поэтому размеры этих зон в натурных условиях должны изчеряться в плоскостях, проходящих через оси одновременно взрываемых скважин (шпуров).

В целях тестирования рассматриваемых размеров зон разрушения проведено около 30 полигонных взрывов из метрового уступа, сложенного из крупнозернистого известняка и диорит-порфиритов Акжала. Заряды диаметром $(3,5-3,8) \cdot 10^{-2}$ м взрывали по одному и группами по два шпура. Взрывы проводились в неразрушенных массивах. К зоне раздавливания относили слой породы вокруг полости, в котором куски сравнительно легко извлекались из массива при разборке. Диаметр заряда равнялся $3,61 \cdot 10^{-2}$ м, диаметр полости – $4,5 \cdot 10^{-2}$ м, а радиус зоны раздавливания в среднем составлял $10 \cdot 10^{-2}$ м. След полости просматривался четко [15].

Порода слоя вокруг полости легко обрушается при приложении внешнего усилия. Радиус цилиндрической поверхности, где заканчивается свободное отделение кусков от массива, разбитого направленными трещинами, таким образом, совпадает с размером зоны мелкого дробления. Линейный размер кусков вблизи контура зоны составляет в основном $(1,4-1,6)$ г₀, поэтому установление границы зоны требует большой осторожности. Цело в том, что лишний перебор (или недобор) одного куска сразу приводит к увеличению (или уменьшению) радиуса зоны почти на 2г_0 . В связи с этим относительные отклонения отдельных данных от среднего разчера зоны достигают порядка 20 %.

Экспериментально установленные значения r_2 во всех рассмотренных породах лежат в пределах $(10-15)$ г₀, что на 20–25 % меньше расчетных в монолитном массиве. Уменьшение размеров зоны, очевидно, объясняется влиянием естественных трещин на развитие взрыва в натурных условиях. В целом результаты экспериментов подтверждают возможность вычисления размеров зон мелкого дробления по формуле (3.1) с учетом поправки на влияние естественной трещиноватости массива.

В результате анализа работы карьеров установлено [15, 48], что при отработке 10–15-метровых уступов уходка линии забоя в тыл массива на уровне подошвы уступа на легковзрываемых породах составляет $(15-20)$ г₀, на средневзрываемых – $(10-15)$ г₀.

Эти величины соответствуют радиусам зон мелкого дробления. Сопоставление их с данными таблицы 3.1 указывает на удовлетворительное согласие результатов, что может служить вторым, косвенным доказательством правомерности расчетов, выполненных по уравнению (3.1).

Непосредственно установление границ зоны трещинообразования при взрывании одиночных зарядов в полигонах условиях невыполнимо, так как на развитие трещин в плоскостях отрыва определенное влияние оказывает наличие свободной поверхности, а отсутствие надежных средств измерения простирания трещины в глубь массива не позволяет зафиксировать их размеры. Поэтому размеры этой зоны можно найти косвенным путем. Например, при взрывании группы зарядов радиус зоны радиальных трещин можно определить как половину расстояния между ними, при котором отрыв отбивающей части от массива происходит по ровной поверхности. С этой целью в каждой породе проведено по три опытных взрыва. Среднее значение радиуса зоны трещинообразования, установленное по такой методике, в крупнозернистом известняке составляет 25 г₀, в диорит-порфирите – 40 г₀.

Эти данные свидетельствуют о том, что при взрывании группы зарядов радиус зоны трещинообразования приближается к расчетному для одиночного заряда в монолитном массиве (см. таблицу 3.2). Таким образом, ожидаемое уменьшение размеров радиальных трещин в соответствии с выявленной закономерностью для первой зоны компенсируется изменением условий взрыва. Усиление эффекта взрыва групповых зарядов объясняется их взаимодействием, которое выражается в интерференции взрывных волн и некотором направленном действии ПД второго заряда в сторону первого. Так как точное одновременное взрывание двух зарядов неосуществимо, то это влияние будет присутствовать во всех взрывах.

Таким образом, роль естественной трещиноватости массива при взрыве сводится к сокращению размеров зон разрушения по сравнению с расчетными в монолите на 20–25 %. В то же время при групповом взрывании зарядов в результате их взаимодействия эти размеры увеличиваются на 20–25 % по сравнению с таковыми при одиночном взрывании. С учетом этих обстоятельств размеры зон разрушения при серийном взрывании зарядов в реальном массиве могут быть рассчитаны по уравнениям (3.1), (3.2).

Интересные сведения по определению радиуса зоны интенсивного трещинообразования содержатся в работе [48]. Замеры проводились на

высоте 1 м над подошвой уступа. Для этого производилось прозвучивание массива на различных расстояниях от забоя с помощью взрыва небольших зарядов, расположенных в горизонтальных скважинах. Граница целика и нарушенного массива устанавливалась по резкому изменению скорости продольных волн. Измеренные таким образом размеры зоны трещинообразования в легко-, средне- и трудновзрываемых породах соответственно равны 55, 40 и 32 град. Свойства пород, в которых проводились эксперименты, идентичны свойствам пород Коунрадского карьера. В последних указанные величины соответственно составляют 50, 40 и 30 град (см. таблицу 3.2). Из сопоставления видно, что сходимость результатов в аналогичных условиях довольно высокая.

3.2. Размещение различных частей уступа в развале пород

Прогнозирование размещения различных частей уступа в развале взорванных пород имеет исключительно важное значение при отработке сложно-структурных скальных руд. Оно позволит выбрать эффективный способ выемки руд из разнородных забоев. Этому вопросу посвящено большое количество работ [53-54]. Однако степень проработки проблемы не отвечает необходимым требованиям производства. В целях восполнения имеющихся недоработок начиная разработкой метода моделирования формирования развода пород на метровом уступе, раскрывающей суть рассматриваемой проблемы. Он основан на современных представлениях о действии взрыва в твердой среде и описанной выше схематизации процесса разрушения массива горных пород [15].

При этом в соответствии с характером решаемой задачи первая стадия развития взрыва исключается из рассмотрения. Это означает, что опыты могут быть проведены в менее прочных породах при условии соблюдения подобия кинематических характеристик движения, кусковатости пород и в конечном счете формы развода при различных масштабах взрыва. Модельные взрывы проводились в мягких суглиняках и пестроцветных глинах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова 1,2-2,0, плотностью 1,9-2,0 кг/м³. Выбор в качестве модели таких естественных сред объясняется тем, что при взрывании модельных уступов соблюдаются указанные требования. Кроме того, обеспечиваются проходка шпуров любого диаметра и быстрая разборка взорванной породы, вследствие чего резко снижается трудоемкость экспериментов, сокращаются сроки их проведения и дости-

гается относительно высокая степень точности измерений. Далее при принятом линейном масштабе модели путем подбора диаметра заряда при соблюдении подобия других геометрических параметров расположения его в массиве добивались идентичности формы развода в натуре и модели.

С целью отработки отдельных деталей методики в первой серии опытов моделировались конкретные взрывы, проведенные в средневзрываемых породах. Взрывы проводились при однорядном и многорядном расположении скважин на уступе. Параметры взрывов следующие: высота уступа – 15 м; линия сопротивления по подошве уступа – 11,0 м; расстояние между скважинами – 7,5 м; расстояние между рядами скважин – 7,5 м; длина заряда в скважинах первого ряда – 8,5 м; второго и последних рядов – 9,5 м; тип ВВ – аммонит № 6 ЖВ; масса заряда в скважинах первого ряда – 360 кг; второго и следующих рядов – 400 кг; ширина отброшенной части – 20 м; количество рядов – 1-4.

При соблюдении в принятом линейном масштабе (1:15) геометрических размеров расположения зарядов условию подобия на метровом уступе соответствовали взрывы зарядов диаметром $(2,1-2,2) \cdot 10^{-2}$ м, массой 150-170 г. Конструкция и способ взрывания зарядов сохранялись одинаковыми. Замедление осуществлялось с помощью петель ДШ и КЗДШ-58, интервал замедления выбирался, исходя из масштаба времени $N_1 = \sqrt{N_0}$. В дальнейшем были промоделированы и другие взрывы. Опыты проводились также с изменениями параметров расположения зарядов и схем взрыва.

Для определения мест расположения отдельных включений руды в развале реперы закреплялись на откосе и верхней площадке уступа. Внутренние реперы – деревянные цилиндры диаметром $2 \cdot 10^{-2}$ м, длиной $2 \cdot 10^{-2}$ м закладывались также в дополнительные шпуры, пробуренные в массиве на фиксированных расстояниях от основных. Места расположения цилиндров находились с помощью забойника с делениями путем измерения глубин их заложения. В один шпур закладывалось по 12-16 реперов. Число взрывов в каждой серии составляло 3-4. После взрыва разрыхленная порода осторожно разбиралась и определялись положения пронумерованных цилиндров в развале.

Схемы расположения реперов до и после взрыва при одной серии однорядных взрывов приведены на рисунке 3.1а. Всего при однорядном расположении скважин было проведено пять модельных взрывов. Обработка данных показывает, что области расположения точек в

развале в каждой серии были вполне устойчивыми; наблюдалась определенная закономерность в расположении реперов в развале; разброс точек от среднего статистического значения лежит в пределах допустимой точности. Расстояние между крайними положениями одиночных точек в разных опытах в пересчете на натуру не превышало 2 м.

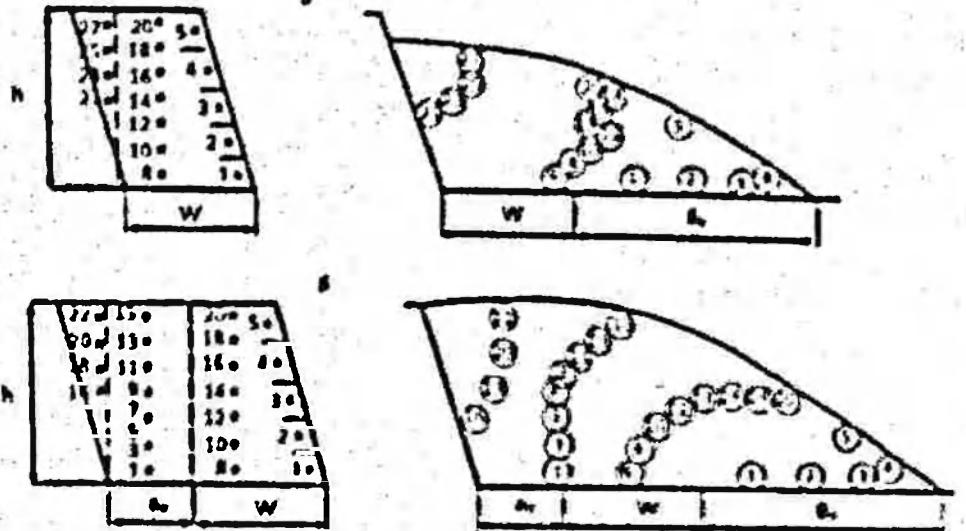


Рисунок 3.1. Расположение реперов в массиве и развале пород при однорядном (а) и при двухрядном КЗВ (б)

Как видно из рисунка 3.1а, репера (1-5), расположенные на откосе уступа после взрыва размещаются в основании и на поверхности отброшенной части развали. Репера (8-20) и (21-27) в процессе взрыва размещаются в теле развали, располагаясь на траекториях соответственно двойкой и одинарной кривизны.

Для обобщения полученных данных взрывавший блок уступа при однорядном взрывании условно разбит на 16 равных частей плоскостями, проведеными параллельно откосу уступа и горизонту (см. рисунок 3.2). Следы горизонтальных разбивающих плоскостей в разрезе уступа представляют собой горизонтальные оконтуривающие линии элементов уступа. В их число входят также следы кровли и подошвы уступа. Аналогично следы наклонных разбивающих плоскостей представляют собой наклонные оконтуривающие линии рассматриваемых частей уступа. Оконтуривающие наклонные линии включают в свой состав линию откоса уступа и линию отрыва взрываемого блока от массива пород [56, 57].

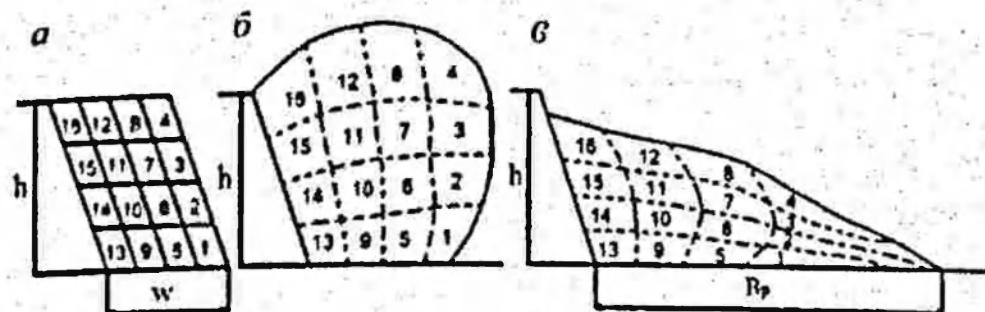


Рисунок 3.2 – Схема размещения частей уступа при однорядном взрывании: а – в массиве; б – в инерциальном полете; в – в развале

Как видно из рисунка 3.2а, нижний слой (1, 5, 9, 13), уменьшаясь по высоте, в развале (см. рисунок 3.2б) вытягивается в сторону перемещения. Второй горизонтальный слой (2, 6, 10, 14), располагаясь несколько ниже уровня колонки заряда, заметно растягивается в направлении свободной поверхности за счет частей 2, 6 и в развале ложится на первый слой. Часть 2 находится в нижней части развали. Часть 14 получает слабое перемещение. Третий слой (3, 7, 11, 15) за счет частей 3 и 7 сильно вытягивается. Последние размещаются в отброшенной части развали. Порода из области (4, 8, 12, 16) покрывает развал слоем перемещенной толщины. Части 4 и 8 при этом получают существенные перемещения.

Первый наклонный слой (1, 2, 3, 4) уступа имеет наибольшую деформацию. Второй наклонный слой (5, 6, 7, 8) уступа в развале сильно утолщается за счет уменьшения высоты и увеличения площади (разрыхления). Третий наклонный слой (9, 10, 11, 12) уступа подвергается относительно меньшей деформации по сравнению с предыдущим слоем. Наименее перемещение характерно для четвертого наклонного слоя (13, 14, 15, 16). Как видно, основное перемешивание пород происходит за счет первого наклонного (1-4) и верхнего горизонтального (4-16) слоев уступа.

Для выявления закономерностей размещения пород из различных частей уступа в развале при двухрядном КЗВ было проведено три серии опытов. Расположение реперов в массиве показано на рисунке 3.1а (слева), а размещение частей развали – на рисунке 3.1б. Видно, что в отличие от однорядного взрывания репера 5 получает довольно значительное перемещение. Репера 6–20 первого взрываемого слоя выстраиваются в наклонную вогнутую линию. Репера 1–15 второго взрываемого слоя располагаются на крутой вогнутой линии, репера 16–22 – на обратно вогнутой линии.

Схемы размещения отдельных элементов уступа в развале пород при двухрядном КЗВ представлены на рисунке 3.3. Как видно из этих схем, второй взрываемой слой уступа разбит на 8 равных частей (17-24). При этом в относительном расположении горизонтальных слоев по сравнению с однорядным взрыванием особых изменений не происходит. В то же время два верхних взорванных слоя заметно уплотняются и «утолщаются».

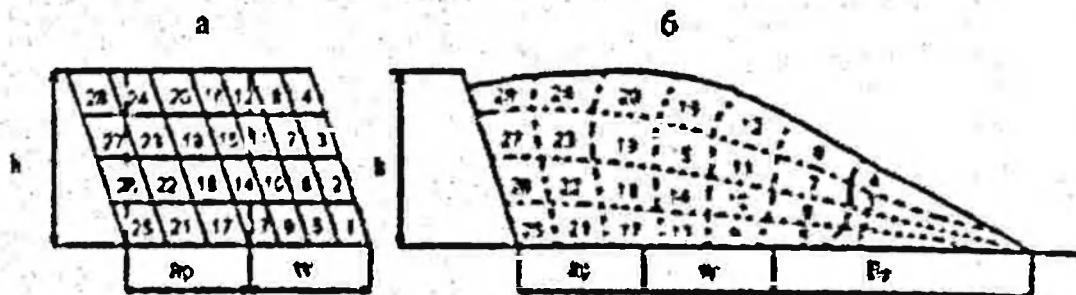


Рисунок 3.3 – Схема размещения частей уступа в массиве и развале пород при двухрядном КЗВ

Что касается наклонных слоев пород, то здесь изменения существенные. Прежде всего все линии, разграничивающие указанные слои в верхней половине развала при двухрядном КЗВ, получают наклон к в сторону перемещения (см. рисунок 3.3б). Части 3, 4 при этом значительно уменьшаются по длине (за счет уплотнения), а часть 8 получает дополнительное смещение в сторону движения. Элементы 12, 16 за счет действия зарядов второго ряда перемещаются вправо и одновременно поднимаются по высоте. Порода из района второй взрывной заходки получает заметное перемещение в сторону первой, причем наибольшей деформации подвергается верхняя половина уступа. Эта масса совместно с породой из первой заходки (12, 16) заполняет выемку, образовавшуюся под действием зарядов скважин первого ряда. В результате развал взорванной породы при взрыве двух рядов скважин получается по высоте больше, чем при однорядном взрывании. Однако ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова.

Размещение отдельных элементов уступа при трехрядном КЗВ до и после взрыва показано на рисунке 3.4. Их анализ показывает, что порода из района третьего ряда несколько выталкивает породу второго отбиваемого слоя вверх и в сторону движения. Все это приводит к еще большему приращению высоты развала. Вместе с тем порода из этого ряда подвергается меньшему перемещению, чем в предыдущем случае, и оно осуществляется за счет верхней половины уступа. Взрыв зарядов

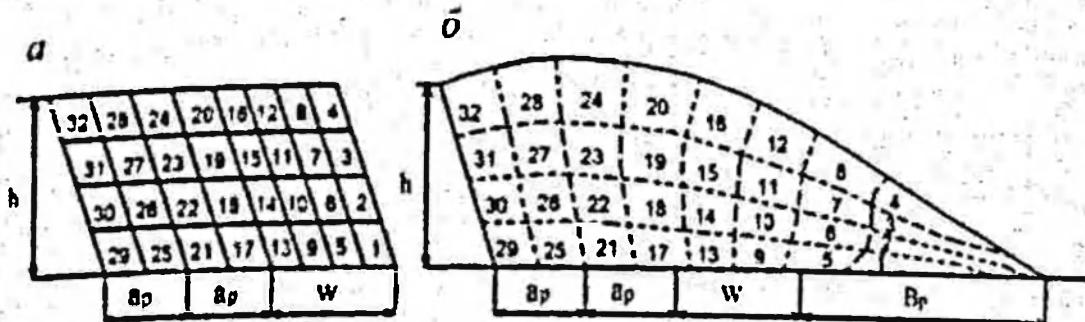


Рисунок 3.4 – Схема размещения частей уступа при трехрядном КЗВ на свободную поверхность: а – в массиве; б – в развале

третьего ряда не оказывает влияния на распределение пород в отброшенной части раз渲ала. Размещение элементов уступа 1–16 в развале такое же, как при двухрядном КЗВ.

При четырехрядном расположении скважин было проведено три модельных взрыва. Их анализ показывает, что взрыв зарядов четвертого ряда не влияет на распределение элементов 1–24; их взаимное размещение в развале остается таким же, как при трехрядном взрывании. Перемещение породы из четвертого отбиваемого слоя меньше, чем в предыдущем случае. Основное перемещение здесь совершается за счет верхнего горизонтального слоя, лежащего над колонкой заряда ВВ. Под действием взрыва зарядов этого ряда происходит некоторое смещение вправо и вверх элементов третьей взрывной заходки. Размещение различных частей массива в развале упорядоченное.

Дальнейшее увеличение числа рядов скважин не оказывает влияния на процесс формирования раз渲ала: его можно получить путем простого присоединения разрыхленного слоя пород действием зарядов очередного ряда. Естественно, при этом будет иметь место некоторое вытеснение горной массы из предыдущей взрывной заходки.

Наличие раздробленного слоя, образованного взрывом скважин предыдущей серии, способствует изменению начальных условий движения, вследствие чего происходит переориентация направления движения. Подпорная стенка из неубранной горной массы играет роль разрыхленной, легко поддающейся уплотнению неподвижной преграды. Она препятствует свободному перемещению породы в сторону откоса уступа, в результате ширина раз渲ала получается несколько иной, чем при подобранным забое. Форма раз渲ала в этом случае зависит от размеров подпорной стенки. Анализ данных промышленных взрывов убеждает, что при ширине подпорной стенки, превышающей две величины ЛСИП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть раз渲ала практически отсутствует.

Схема размещения пород из различных частей уступа в массиве и развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой приведена на рисунке 3.5. Сопоставление рисунков 3.4б и 3.5б показывает, что при взрывании с подпорной стенкой первый наклонный слой (1-4) разчещается в развале так же, как элементы 13, 14, 15, 16 при взрывании на свободную поверхность. Последующие слои примыкают к указанному со всеми большими возрастающим наклоном линий, разграничающим их в массиве. Таким образом, наличие подпорной стены шириной, равной ЛСПП, создает для первого слоя начальные условия движения, эквивалентные слою 13-16 при взрывании на свободную поверхность. Наклон линии между подпорной стенкой и слоями 1-4 более плавный и меньше, чем наклон линии между слоями 9-12 и 13-16. Перемешивание пород в развале происходит лишь за счет движения элементов верхнего горизонтального слоя массива.

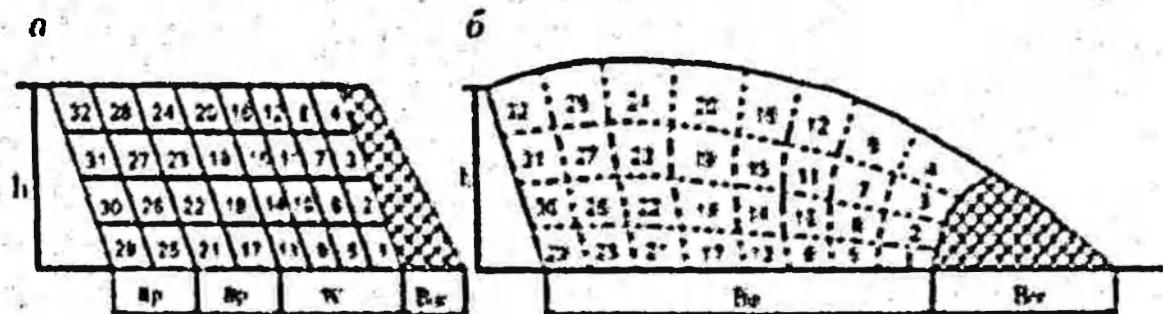


Рисунок 3.5 – Схема размещения частей уступа при трехрядном КЗВ на подпорную стенку: а – в массиве; б – в развале

Таким образом, при многорядном КЗВ перемещение пород из различных частей уступа убывает как по ширине разрыва от откоса к границе взрываемого блока, так и по высоте от верхней площадки к подошве уступа. Причем наибольшее перемещение горной массы наблюдается в отброшенной части разрыва. По степени перемещиваемости пород на втором месте находится верхний горизонтальный слой отбивающей части массива. В зоне непосредственного действия зарядов ВВ перемешивание дробленых продуктов при многорядном КЗВ наименьшее.

Во всех рассмотренных случаях оконтуривающие фиксированные элементы (1-32) уступа линии во взорванном состоянии претерпевают определенную деформацию. Так, при однорядном взрывании первая наклонная оконтуривающая линия (откос уступа) после взрыва располагается на подошве уступа и в верхнем удаленном районе отброшен-

ной части развала (рисунок 3.2в). Вторая (первая от откоса уступа) наклонная оконтуривающая линия в развале имеет дугообразную форму с наименьшим радиусом кривизны, а третья и четвертая наклонные линии – дуги с большими радиусами кривизны (см. рисунок 3.2в). По длине эти наклонные оконтуривающие отрезки изменяются незначительно. В то же время все горизонтальные оконтуривающие линии удлиняются сильно (до 2 раз). Наибольшей деформации подвергается срединная горизонтальная оконтуривающая линия.

При двухрядном КЗВ линия откоса уступа в развале располагается как при однорядном взрывании несколько уменьшаясь по длине в верхней части развала. Вторая оконтуривающая наклонная линия в верхней части развала получает наклон в сторону перемещения. Аналогическую деформацию в меньшем масштабе имеет и третья оконтуривающая линия. Все последующие оконтуривающие наклонные линии в верхней части развала сдвинуты относительно своего первоначального положения в сторону перемещения взорванной массы.

При трехрядном КЗВ на свободную поверхность вторая (первая от откоса уступа) наклонная оконтуривающая линия имеет двоякую кривизну, как и в случае двухрядного КЗВ. Остальные наклонные отрезки имеют наклон в сторону перемещения пород, который уменьшается по мере приближения к контуру отбиваемого слоя уступа. Их длины больше чем в массиве. Относительное удлинение горизонтальных оконтуривающих линий заметно меньше, чем при однорядном взрывании.

При трехрядном КЗВ на подпорную стенку все наклонные оконтуривающие отрезки выпрямляются, их длина увеличивается. Чем больше ширина подпорной стенки, тем длиннее эти отрезки (до максимального значения). Горизонтальные оконтуривающие отрезки имеют наименьшую деформацию по сравнению со взрыванием на свободную поверхность.

Из проведенного анализа следует, что местоположения, геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно взаимосвязаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород. Для выявления этих взаимосвязей совокупность взаимно пересекающихся горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей (элементов) взрываемого блока массива (в разрезе) назовем координатной сеткой взрываемого блока. Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале назовем координатной сеткой развала или взорванного блока (в разрезе). Деформированные оконтуривающие линии в развале в общем случае

имеют неправильную геометрическую форму, их длины и расстояния между ними различны [57].

Совместное использование координатных сеток взрываемого и взорванного блоков позволяет найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие геометрические характеристики.

Для этого контуры рассматриваемых фигур в выбранном масштабе необходимо наложить на координатную сетку взрываемого блока, а по координатной сетке взорванного блока установить их деформированные контуры. По этим данным приступить к решению поставленных задач.

3.3. Геометрические характеристики элементов взорванного блока

К ним относятся площади составляющих элементов уступа, их оконтуривающие линии в массиве и развале и коэффициенты их изменения в развале взорванных пород. Для обеспечения идентичности при однорядном, трехрядном короткотяжеленном взрывании (КЗВ) из свободную плоскость и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой рассмотрен 15 метровый уступ, сложенный из диорита-порфиритов Акжала. Характеристики пород: $\rho = 2770 \text{ кг}/\text{м}^3$, $c = 5200 \text{ м}/\text{с}$, $\sigma_{cr} = 133 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 15,2 \text{ МПа}$, $v = 0,3$, массив среднеблочный $d_s = 0,3 \text{ м}$, породы средневзываемые. Параметры расположения зарядов: линия сопротивления по подошве уступа $W = 11,0 \text{ м}$, расстояние между скважинами $a = 7,5 \text{ м}$, между рядами скважин $a_r = 7,5 \text{ м}$, линия перевора $l_n = 2,0 \text{ м}$, длина забойки $l_s = 7,0 \text{ м}$, масса скважинного заряда $Q = 450 \text{ кг}$, время замедления зарядов между рядами скважин $t = 25 \text{ мс}$. Ширина отброшенной части развода $23,0 \text{ м}$. Ширина подпорной стенки по верху $W_{ps} = 3,0 \text{ м}$, по низу $W_{ps} = 6,0 \text{ м}$. Ширина подпорной стенки по низу входит в состав ширины отброшенной части развода. Удельный расход ВВ при однорядном взрывании $q = 0,364 \text{ кг}/\text{м}^3$, многорядном взрывании $q = 0,462 \text{ кг}/\text{м}^3$ [57].

Площади элементов взрываемого блока (S_1, S_2, \dots, S_{32}) и длины оконтуривающих горизонтальных ($l_{s_1}, l_{s_2}, \dots, l_{s_{32}}$) и наклонных линий ($l_{n_1}, l_{n_2}, \dots, l_{n_{32}}$) слоев в массиве рассчитывались по данной высоте уступа и ширине взрываемого блока. Их численные значения $S_1 = S_2 = \dots = S_{16} = 10,31 \text{ м}^2$, $S_{17} = S_{18} = \dots = S_{32} = 14,06 \text{ м}^2$. При одно-

рядном взрывании $S_{z_1} = S_{z_2} = S_{z_3} = S_{z_4} = 41,25 \text{ м}^2$, $S_{z_1} = S_{z_2} = S_{z_3} = S_{z_4} = 41,25 \text{ м}^2$, $I_{z_1} = I_{z_2} = \dots = I_{z_4} = 11 \text{ м}$, $I_{z_1} = I_{z_2} = \dots = I_{z_4} = 16,25 \text{ м}$, при трехрядном расположении скважин $S_{z_1} = S_{z_2} = S_{z_3} = S_{z_4} = 97,48 \text{ м}^2$, $S_{z_1} = S_{z_2} = S_{z_3} = 41,24 \text{ м}^2$, $S_{z_5} = S_{z_6} \dots S_{z_8} = 56,24 \text{ м}^2$.

Для определения искомых геометрических характеристик элементов уступа в развале контуры заданных геометрических фигур в выбранном масштабе наносят на координатную сетку взрываемого блока. Фиксируют их характерные точки (части) на координатной сетке. В соответствующих ячейках координатной сетки развода определяют положения рассматриваемых точек. Далее путем соединения найденных точек плавной кривой устанавливают деформированные контуры заданных фигур (геологических) в развале, следовательно, их размещение во взорванной горной массе и геометрические параметры.

В развале упомянутые характеристики при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой вычислялись на компьютере с использованием программы AutoCAD. Их численные значения в масштабе $M_1 = 1:375$, $M_3 = 1:140625$ приведены в таблицах 3.3–3.5. Здесь же приведены коэффициенты разрыхления пород соответствующих элементов уступа в развале и коэффициенты изменения оконтуривающих линий.

Таблица 3.3 – Площади элементов уступа и коэффициенты их разрыхления в развале при однорядном взрывании

$S'_1 = 114,430$ $k_p = 1,56$	$S'_1 = 101,572$ $k_p = 1,38$	$S'_1 = 94,500$ $k_p = 1,29$	$S'_{10} = 91,607$ $k_p = 1,25$	$\sum S'_{n_1} = 402,109$ $k_p = 1,37$
$S'_1 = 118,382$ $k_p = 1,61$	$S'_1 = 114,232$ $k_p = 1,55$	$S'_{10} = 110,391$ $k_p = 1,50$	$S'_{14} = 108,102$ $k_p = 1,47$	$\sum S'_{n_2} = 451,107$ $k_p = 1,53$
$S'_1 = 134,982$ $k_p = 1,84$	$S'_1 = 124,644$ $k_p = 1,70$	$S'_{11} = 120,492$ $k_p = 1,64$	$S'_{15} = 119,224$ $k_p = 1,62$	$\sum S'_{n_3} = 499,342$ $k_p = 1,70$
$S'_1 = 142,861$ $k_p = 1,95$	$S'_1 = 136,142$ $k_p = 1,85$	$S'_{12} = 131,417$ $k_p = 1,79$	$S'_{16} = 130,436$ $k_p = 1,78$	$\sum S'_{n_4} = 540,856$ $k_p = 1,84$
$\sum S'_{n_1} = 510,655$ $k_p = 1,74$	$\sum S'_{n_2} = 476,590$ $k_p = 1,62$	$\sum S'_{n_3} = 456,800$ $k_p = 1,55$	$\sum S'_{n_4} = 449,369$ $k_p = 1,53$	$\sum S'_{n_5} = 1893,44$ $k_p = 1,61$

Таблица 3.4 – Площади элементов уступа и коэффициенты их разрывления

$S'_1 = 112,70$ $k_p = 1,5$	$S'_2 = 100,34$ $k_p = 1,36$	$S'_3 = 92,50$ $k_p = 1,26$	$S'_{12} = 89,85$ $k_p = 1,22$	$S'_{13} = 121,65$ $k_p = 1,21$
$S'_1 = 115,84$ $k_p = 1,58$	$S'_2 = 112,79$ $k_p = 1,53$	$S'_{12} = 108,04$ $k_p = 1,47$	$S'_{13} = 104,56$ $k_p = 1,42$	$S'_{23} = 140,92$ $k_p = 1,40$
$S'_1 = 132,90$ $k_p = 1,81$	$S'_2 = 122,50$ $k_p = 1,67$	$S'_{12} = 118,19$ $k_p = 1,61$	$S'_{13} = 115,09$ $k_p = 1,57$	$S'_{23} = 159,90$ $k_p = 1,59$
$S'_1 = 141,737$ $k_p = 1,93$	$S'_2 = 134,46$ $k_p = 1,83$	$S'_{12} = 129,00$ $k_p = 1,76$	$S'_{13} = 127,03$ $k_p = 1,73$	$S'_{23} = 170,59$ $k_p = 1,70$
$\sum S'_n = 503,19$ $k_p = 1,71$	$\sum S'_{n_1} = 470,10$ $k_p = 1,60$	$\sum S'_{n_2} = 447,74$ $k_p = 1,52$	$\sum S'_{n_3} = 436,59$ $k_p = 1,48$	$\sum S'_{n_4} = 593,08$ $k_p = 1,45$

Площади элементов уступа и коэффициенты их разрывления

$S'_1 = 103,421$ $k_p = 1,41$	$S'_2 = 93,676$ $k_p = 1,27$	$S'_3 = 88,253$ $k_p = 1,20$	$S'_{12} = 82,254$ $k_p = 1,12$	$S'_{13} = 120,656$ $k_p = 1,20$
$S'_1 = 110,706$ $k_p = 1,51$	$S'_2 = 105,187$ $k_p = 1,43$	$S'_{12} = 100,380$ $k_p = 1,37$	$S'_{13} = 95,420$ $k_p = 1,30$	$S'_{23} = 137,929$ $k_p = 1,37$
$S'_1 = 120,118$ $k_p = 1,63$	$S'_2 = 116,534$ $k_p = 1,59$	$S'_{12} = 113,213$ $k_p = 1,54$	$S'_{13} = 100,213$ $k_p = 1,36$	$S'_{23} = 140,905$ $k_p = 1,40$
$S'_1 = 130,166$ $k_p = 1,77$	$S'_2 = 124,441$ $k_p = 1,69$	$S'_{12} = 121,247$ $k_p = 1,65$	$S'_{13} = 113,360$ $k_p = 1,54$	$S'_{23} = 150,400$ $k_p = 1,50$
$\sum S'_n = 464,41$ $k_p = 1,5$	$\sum S'_{n_1} = 439,83$ $k_p = 1,50$	$\sum S'_{n_2} = 423,09$ $k_p = 1,44$	$\sum S'_{n_3} = 391,24$ $k_p = 1,40$	$\sum S'_{n_4} = 549,89$ $k_p = 1,37$

в развале при трехрядном КЗВ на свободную поверхность

$S'_{11} = 119,77$ $k_p = 1,19$	$S'_{22} = 116,05$ $k_p = 1,16$	$S'_{33} = 108,61$ $k_p = 1,08$	$\sum S'_n = 861,511$ $k_p = 1,24$
$S'_{11} = 132,81$ $k_p = 1,32$	$S'_{22} = 126,33$ $k_p = 1,26$	$S'_{33} = 117,61$ $k_p = 1,17$	$\sum S'_n = 958,955$ $k_p = 1,38$
$S'_{11} = 140,54$ $k_p = 1,40$	$S'_{22} = 135,82$ $k_p = 1,35$	$S'_{33} = 133,31$ $k_p = 1,33$	$\sum S'_n = 1058,28$ $k_p = 1,52$
$S'_{11} = 159,44$ $k_p = 1,59$	$S'_{22} = 150,26$ $k_p = 1,50$	$S'_{33} = 150,15$ $k_p = 1,50$	$\sum S'_n = 1162,75$ $k_p = 1,67$
$\sum S'_n = 552,58$ $k_p = 1,38$	$\sum S'_n = 528,48$ $k_p = 1,32$	$\sum S'_n = 510,155$ $k_p = 1,27$	$S'_6 = 4041,915$ $k_p = 1,45$

в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой

$S'_{11} = 117,710$ $k_p = 1,17$	$S'_{22} = 115,230$ $k_p = 1,15$	$S'_{33} = 108,210$ $k_p = 1,08$	$\sum S'_n = 829,410$ $k_p = 1,19$
$S'_{11} = 131,419$ $k_p = 1,31$	$S'_{22} = 120,320$ $k_p = 1,20$	$S'_{33} = 115,318$ $k_p = 1,15$	$\sum S'_n = 916,679$ $k_p = 1,32$
$S'_{11} = 138,395$ $k_p = 1,38$	$S'_{22} = 136,420$ $k_p = 1,36$	$S'_{33} = 131,415$ $k_p = 1,31$	$\sum S'_n = 997,213$ $k_p = 1,43$
$S'_{11} = 147,620$ $k_p = 1,47$	$S'_{22} = 145,200$ $k_p = 1,45$	$S'_{33} = 148,325$ $k_p = 1,48$	$\sum S'_n = 1080,759$ $k_p = 1,55$
$\sum S'_n = 535,14$ $k_p = 1,33$	$\sum S'_n = 517,17$ $k_p = 1,30$	$\sum S'_n = 501,268$ $k_p = 1,25$	$S'_6 = 3824,052$ $k_p = 1,37$

Таблица 3.5 – Длины оконтуривающих линий элементов уступа и коэффициенты их изменения в развале пород

При однорядном взрывании	При трехрядном КЗВ на свободную поверхность	При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой
Горизонтальные слои в зорванного блока		
$I_1 = 45,560 \text{ м}, n = 1,55$	$I_1 = 93,114 \text{ м}, n = 1,34$	$I_1 = 92,464 \text{ м}, n = 1,33$
$I_2 = 79,397 \text{ м}, n = 2,70$	$I_2 = 126,578 \text{ м}, n = 1,82$	$I_2 = 97,059 \text{ м}, n = 1,40$
$I_3 = 92,607 \text{ м}, n = 3,16$	$I_3 = 143,531 \text{ м}, n = 2,07$	$I_3 = 102,406 \text{ м}, n = 1,47$
$I_4 = 87,234 \text{ м}, n = 2,97$	$I_4 = 140,746 \text{ м}, n = 2,03$	$I_4 = 109,962 \text{ м}, n = 1,58$
$I_5 = 68,590 \text{ м}, n = 2,34$	$I_5 = 121,780 \text{ м}, n = 1,75$	$I_5 = 122,381 \text{ м}, n = 1,76$
Наклонные слои в зорванного блока		
$I_6 = 84,077 \text{ м}, n = 1,97$	$I_6 = 80,40 \text{ м}, n = 1,88$	$I_6 = 25,923 \text{ м}, n = 0,60$
$I_7 = 24,046 \text{ м}, n = 0,56$	$I_7 = 23,819 \text{ м}, n = 0,55$	$I_7 = 32,674 \text{ м}, n = 0,76$
$I_8 = 28,457 \text{ м}, n = 0,66$	$I_8 = 31,836 \text{ м}, n = 0,74$	$I_8 = 38,033 \text{ м}, n = 0,89$
$I_9 = 32,463 \text{ м}, n = 0,76$	$I_9 = 37,535 \text{ м}, n = 0,83$	$I_9 = 41,165 \text{ м}, n = 0,96$
$I_{10} = 36,922 \text{ м}, n = 0,86$	$I_{10} = 41,653 \text{ м}, n = 0,97$	$I_{10} = 43,787 \text{ м}, n = 1,02$
	$I_{11} = 44,963 \text{ м}, n = 1,05$	$I_{11} = 45,163 \text{ м}, n = 1,06$
	$I_{12} = 46,343 \text{ м}, n = 1,03$	$I_{12} = 46,454 \text{ м}, n = 1,09$
	$I_{13} = 44,844 \text{ м}, n = 1,05$	$I_{13} = 45,063 \text{ м}, n = 1,05$
	$I_{14} = 42,123 \text{ м}, n = 0,98$	$I_{14} = 42,020 \text{ м}, n = 0,98$

Зависимости коэффициентов разрыхления пород в соответствующих горизонтальных и наклонных слоях зорванного блока представлены на рисунке 3.6. Здесь по оси абсцисс отложены номера слоев пород, по оси ординат – коэффициент разрыхления пород. Как видно из них, коэффициент разрыхления пород во всех ступаях взрывания уменьшается во мере приближения рассматриваемого слоя к невзорванной части массива. Он достигает наибольшего значения при однорядном взрывании, наименьшего значения – при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

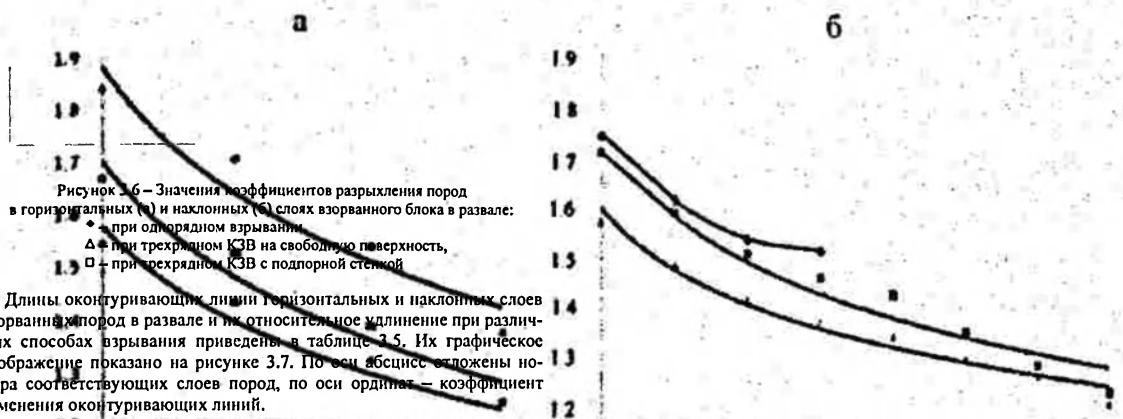


Рисунок 3.6 – Значения коэффициентов разрыхления пород в горизонтальных (1) и наклонных (2) слоях взорванного блока в развале:

- ◆ – при однорядном взрывании,
- △ – при трехрядном КЗВ на свободную поверхность,
- – при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой.

Длины оконтуривающих линий горизонтальных и наклонных слоев взорванных пород в развале и их относительное уменьшение при различных способах взрываания приведены в таблице 3.5. Их графическое изображение показано на рисунке 3.7. По оси абсцисс отложены номера соответствующих слоев пород, по оси ординат – коэффициент изменения оконтуривающих линий.

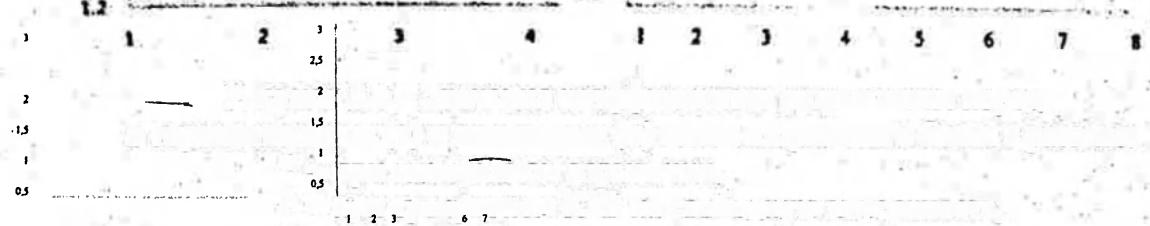
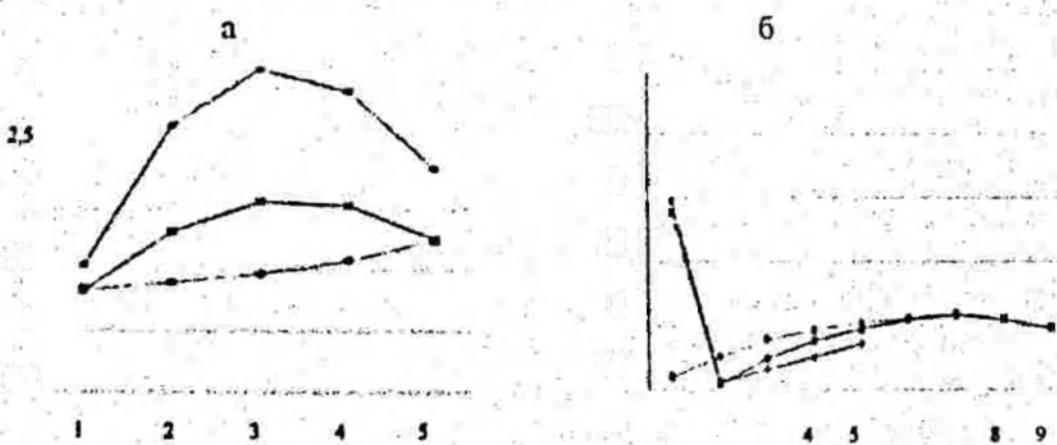


Рисунок 3.7 – Значения коэффициентов изменения длины оконтуривающих линий элементов уступа в развале горизонтальных (а) и наклонных (б) слоев:

- ◆ – при однорядном взрывании,
- – при трехрядном КЗВ на свободную поверхность,
- △ – при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой



Анализ этих данных показывает, что в горизонтальных слоях коэффициент удлинения рассматриваемых линий наибольший при однорядном взрывании. Причем это максимальное значение соответствует срединной линии $i_{\text{ср}}$, минимальное значение подошвенной линии i_1 .

Рассматриваемый коэффициент удлинения оконтуривающих линий наименьший при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой. В этом случае он растет от нижнего слоя к верхнему плавно ($k_y = 1,33-1,76$).

Переходя к анализу изменения наклонных оконтуривающих линий, следует отметить, что высшая оконтуривающая линия (откос уступа) ($i_{\text{н.1}}$) первого наклонного слоя уступа при однорядном взрывании размещается на подошве уступа и на поверхности отброшенной части раз渲ала пород (см. рисунок 3.2б). Она имеет наибольшую длину и коэффициент удлинения ($k_y = 1,97$). Последующие оконтуривающие наклонные линии ($i_{\text{н.2}}, \dots, i_{\text{н.5}}$) в развале укорачиваются ($k_y = 0,56-0,76$) (см. рисунок 3.4б). При трехрядном КЗВ на свободную поверхность первая оконтуривающая наклонная линия (откос уступа) в развале также достигает наибольшей длины ($k_y = 1,88$). Последующие наклонные линии в районе первого взрываемого блока уменьшаются по длине ($k_y = 0,55-0,74$). Во втором и третьем взрываемых слоях удлинение наклонных оконтуривающих линий в развале не значительно ($k_y = 0,98-1,05$).

При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой для первого взрываемого слоя в развале характерно уменьшение длины оконтуривающих наклонных линий ($k_y = 0,6-0,96$). Поворот во втором и третьем взрываемых слоях наблюдается их некоторое увеличение ($k_y = 1,02-1,09$) (см. рисунок 3.5б).

Таким образом, выявлены закономерности изменения геометрических характеристик элементов взрываемого блока в развале пород при различных условиях взрывания (при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и с подпорной стенкой). Как аргументированные они могут быть положены в основу методики определения мест размещения различных частей уступа в развале пород и их геометрических характеристик.

3.4. Аналитическое определение ширины развала пород

На положения отдельных элементов массива в развале сильное влияние оказывает вектор скорости центра масс отбиваемого слоя уступа, который, в свою очередь, обусловливается природными свойствами среды, детонационными и энергетическими характеристиками ВВ, параметрами расположения заряда в массиве и условиями взрыва.

Для прогнозирования одного из наиболее важных технологических параметров раздробленной горной массы – границ между отдельными включениями руд и пустых пород после взрыва – достаточно знать геометрические размеры (конфигурацию, ширину и высоту) развала. Так как по этим данным нетрудно построить профиль развала согласно установленным закономерностям размещения отдельных элементов уступа в развале, полученный профиль при заданном способе взрыва-ния следует разбивать на соответствующие части. Далее путем нанесения указанных границ в определенном масштабе на координатные сетки взрываемого и взорванного блоков можно указать места расположения различных включений руды (породы) в развале.

Выше установлено, что форма и размеры развала пород предопре-деляются основной кинематической характеристикой движения массива – максимальной скоростью центра масс отбиваемой части уступа. Максимальная скорость насыщенного энергией ВВ второго участка, т.е. эпцентральной части уступа в начале второй стадии взрыва совпадает со скоростью переднего контура, в частности элемента откоса уступа M , расположенного на ЛНС (рисунок 3.8). При изучении процесса перемещения взорванной породы с помощью скоростных киносъемок обычно фиксируется траектория движения этой точки. По данным

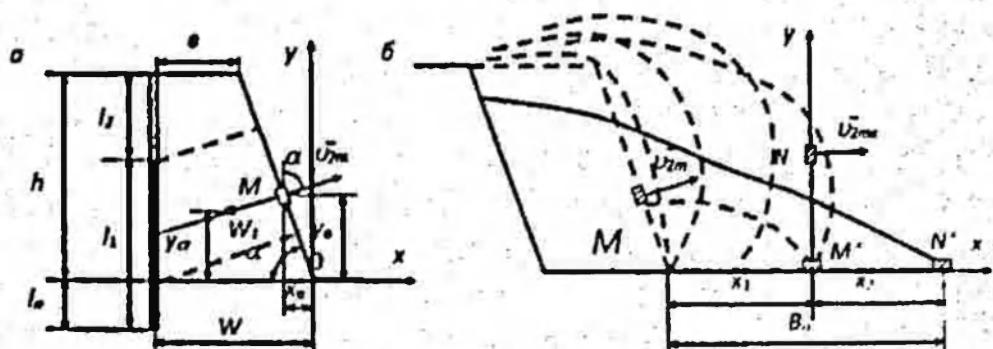


Рисунок 3.8 – Схема к определению ширины отброшенной части развала пород

[15, 48, 55], скорости элемента откоса, расположенного вблизи ЛНС, в зависимости от конкретных условий взрываания составляют 5–15 м/с. Упомянутая скорость с достаточной точностью может быть вычислена по уравнению (2.69), поэтому ее можно считать известной.

По заданной скорости характерного элемента M откоса уступа определим ширину отброшенной части развала пород. Кинограммы разрушения массивов и результаты модельных опытов на вакуумном устройстве показывают, что в наиболее общем случае движение уступа всегда начинается с элемента, расположенного на пересечении ЛНС с линией откоса. Ведение наблюдений за движением этой точки более доступно, чего нельзя сказать о центрах масс характерных участков уступа. В связи с этим аналитическое решение задачи о ширине и форме развала целесообразно начать с изучения пересечения упомянутого участка. Для этого прежде всего вычислим координаты элемента M относительно нижней бровки уступа (рисунок 3.8):

$$y_o = H' \cos \alpha + (l_1/2) - l_s; \\ x_o = -y_o \operatorname{ctg} \alpha, \quad (3.3)$$

в свою очередь

$$W_1 = (h + l_p - l_1/2) \cos \alpha + b z_{\text{сп}} \alpha, \quad (3.4)$$

где W_1 – ЛНС; h – высота уступа; l_s – длина перебора; l_1 – длина заряда; α – угол откоса уступа; b – расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

При рассредоточенных зарядах ЛНС проходится из центра масс системы зарядов, ордината которого относительно дна скважины определяется по формуле

$$y_c = \frac{\sum y_k Q_k}{\sum Q_k}. \quad (3.5)$$

Здесь y_k – ордината центра массы каждого заряда; Q_k – масса каждого заряда. В этом случае в формулах (3.3) и (3.4) вместо $l_1/2$ подставляется y_c .

Пусть элементу M массы m действием энергии взрыва ВВ сообщается скорость v_{2m} . Вектор этой скорости перпендикулярен откосу уступа. Элемент M и весь внешний контур уступа совершают движение в безвоздушном пространстве. Это объясняется тем, что в момент начала перемещения пород прорвавшиеся из скважин и трещин поверхностей уступа продукты взрыва раздвигают окружающий уступ воздух и тем самым как бы уравновешивают силы его сопротивления.

При отсутствии сил сопротивления решение дифференциальных уравнений, составленных для элемента М откоса уступа, приводит к следующим выражениям для текущих проекций скорости v_x и v_y ,

$$v_x = v_{2m} \sin \alpha; \quad v_y = v_{2m} \cos \alpha - gt, \quad (3.6)$$

и сс текущих координат x_1 и y_1 :

$$x_1 = v_{2m} t \sin \alpha - x_0; \quad y_1 = v_{2m} t \cos \alpha - \frac{g t^2}{2} + y_0. \quad (3.7)$$

Здесь α – угол между вектором скорости и вертикалью, равный углу откоса (см. рисунок 3.8). Время t отсчитывается от начала движения рассматриваемого элемента. Полагая $y_1 = 0$; $t = t_1$, получаем выражение для определения продолжительности полета элемента М:

$$t_1 = \frac{1}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0}). \quad (3.8)$$

Взят положительный корень уравнения, так как отрицательный не имеет смысла.

Подставив значение t_1 в первую формулу (3.7), получим искомую зависимость для дальности полета элемента М как функцию v_{2m} :

$$x_1 = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0}) - x_0. \quad (3.9)$$

Анализ данных скоростных киносъемок промышленных и модельных взрывов показывает, что падением элемента М на горизонт процесс образования развала не заканчивается. Так, при низком расположении зарядов в скважинах элемент М под действием энергии взрыва выбрасывается на конечную горизонтальную дальность. В то же время породы верхней части, несколько вспучиваясь, достигают наибольших размеров, после чего, не имея подпора снизу, обрушаются, скатываются по развалу, образованному объемом из нижней части уступа. Далее куски различных размеров выталкивают друг друга до тех пор, пока не примут положения равновесия в развале. При этом чем больше начальная скорость элемента и высота уступа, тем больше места занимает на горизонте (по ширине) взорванная порода.

При правильном расположении зарядов в скважинах (и при $l_1 \geq l_2$) вследствие влияния соседних частиц элемент М достигает предельного горизонтального положения несколько позже. К этому моменту значительная часть находящейся во взвешенном состоянии раздробленной породы начинает оседать, а некоторая ее часть продолжает движение.

Скорость переднего контура в этом движении по модулю равна начальной скорости откоса уступа. Затем доля оседающей части все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале. Динамика этого процесса очень сложна, так как она зависит от свойств пород, относительных скоростей движущихся слоев, а также от их размеров. Очевидно, что чем больше длина заряда и начальная скорость движения второго участка, тем дальше от нижней бровки уступа находится нижняя кромка развода пород.

Исходя из описанной качественной картины процесса формирования развода, можно перейти теперь к его количественной оценке, т.е. к определению дальности перемещения центра тяжести системы кусков N , расположенных на нижней кромке развода.

На основании проведенных исследований и данных промышленных взрывов в качестве исходных предпосылок приняты следующие допущения:

- под действием энергии взрыва и силы тяжести элемент M через время t_1 занимает свое предельное положение M' на рабочей площадке (см. рисунок 3.8б);

- в этот момент центр тяжести системы кусков N находится над точкой M' на высоте $1.5y_e$ (y_e – ордината центра эпицентральной части уступа) и имеет скорость, равную по модулю и направлению горизонтальной составляющей начальной скорости движения элемента M ;

- центр тяжести системы кусков N движется в безвоздушном пространстве и на его движение, как и в случае полета M , не оказывают влияния другие куски раздробленной породы;

- при сносе движения под действием силы тяжести N упадет на нижнюю кромку развода и займет положение N' .

Для определения текущих координат x_2 и y_2 центра тяжести системы кусков N совместим начало новой системы осей x' и y' с точкой M' . Напишем дифференциальные уравнения движения, решением которых приводит к выражениям:

$$x_2 = v_{2m} t \sin \alpha; \quad y_2 = -gt^2/2 + 1.5y_e. \quad (3.10)$$

Здесь время t отсчитывается от момента падения M на горизонт. Горизонтальная дальность полета центра тяжести системы кусков N устанавливается по формуле

$$x_2 = \frac{v_{2m}}{g} \sin \alpha \sqrt{3gy_e}. \quad (3.11)$$

Ширина отброшенной части развала взорванной породы вычисляется как сумма x_1 и x_2 , т.е.

$$B_o = \frac{v_{2n} \sin \alpha}{g} (v_{2n} \cos \alpha + \sqrt{v_{2n}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0} + \sqrt{3gy_{c_1}}) - x_0 . \quad (3.12)$$

Таким образом, получено выражение для определения основного геометрического размера развала взорванной горной массы – ширины отброшенной его части. Она, как это происходит в реальном процессе развалообразования, поставлена в зависимость от начальных условий движения второго участка уступа.

Совместный анализ уравнений (3.2), (3.12) показывает, что в последнем выражении учитывается комплексное влияние всех основных параметров расположения заряда в массиве, свойств среды, применяемого ВВ и т.д. [58]. Например, сгущение сетки скважин приводит к увеличению удельного расхода ВВ. Вследствие этого увеличивается скорость второго участка, следовательно, ширина развала пород. Поднятие колонки заряда в скважине также способствует достижению большей ширины развала. При прочих равных условиях плотные породы энергией взрыва отбрасываются на меньшее расстояние, чем менее плотные породы.

Сопоставление расчетных величин ширины отброшенной части развала с фактическими данными промышленных взрывов, проведенных на карьерах Казахстана, приведено в [15]. Сравнение показывает, что отклонение расчета от данных практики не превышает 10%. Такое близкое совпадение подтверждает правомерность предпосылок, положенных в основу для вывода уравнения (3.63), и возможность использования последнего для расчета ширины отброшенной части развала пород.

Полная ширина развала пород определяется по формуле

$$B_p = B_o + W + (n - 1)a_p , \quad (3.13)$$

где W – линия сопротивления по подошве уступа; n – число рядов скважин; a_p – расстояние между рядами скважин.

3.5. Модели развала пород при различных технологиях взрывных работ

В производственных условиях процесс образования развала при массовых взрывах изучался с помощью аппаратуры, включающей в себя скоростную киносъемочную камеру, пульт синхронизации и

дистанционного управления кинокамерой и взрывом [15]. В результате скоростной съемки процесса развития взрыва получены кинокадры уступа вфиксированные моменты времени. При обработке киноплёнки по перемещению характерных точек контура уступа в заданные интервалы времени строились их траектории. Затем путем графического интегрирования определялись мгновенные скорости точек в соответствующие моменты времени. Истинные перемещения точек контура находились с помощью масштабного предчета, установленного на уступе и заснятого на пленке.

Кинокадры одного трехрядного массового взрыва, проведенного в средневзрываемых породах при высоте уступа 10м показали, что при завышении ЛИС движение основного участка в начале второй стадии направлено под большим углом к горизонту. Перемещение контура уступа в яицой форме наблюдается через 80–90 мс после инициирования зарядов. Скорости откоса уступа четко фиксируются (с грантией) через 120–140 мс и достигают значений, близких к максимуму по истечении 400–600 мс.

Кинокадры четырехрядного взрыва, проведенного в трудно-взрываемых породах, были получены при скорости съемки 1600 кадров в секунду. На киноплёнке хорошо зафиксировано развитие детонации по детонирующему шнурку, а также процесса вылета ПД из скважин. Вылет ПД из скважин в зависимости от длины и материала забойки наблюдается через 10–70 мс от момента инициирования заряда ВВ в скважине. Движение породы из верхней части уступа замечено спустя 70–90 мс.

Анализ этих и других прочищенных взрывов показал, что разрушенная часть уступа в зависимости от физико-механических свойств среды, структурных особенностей массива, характеристик примененияемого ВВ и параметров расположения скважинных зарядов получает механическое движение через 30–100 мс от начала инициирования. При этом движение уступа во всех случаях начинается с элемента, расположенного вблизи ЛИС.

В последующие моменты времени в движение вовлекаются более удаленные точки контура и внутренней части уступа. По истечении определенного времени (обычно 400–800 мс) вся эта раздробленная масса достигает максимальных скоростей и затем совершает инерциальное движение в поле силы тяжести. При этом раньше всех скатываются и занимают устойчивое положение в развале частицы, находящиеся в области нижней бровки уступа. В дальнейшем аналогично

положение приобретают элементы, расположенные выше. Количество оседающей породы все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале.

В производственных условиях анализу подвергались такие вопросы, как выявление влияния числа рядов скважин; схемы замедления и размеров подпорной стены на ширину отброшенной части развода пород.

Экспериментальные взрывы, по которым устанавливалось влияние количества рядов скважин на ширину развода, проводились на породах различной категории взрываемости. Результаты некоторых из них приведены в таблице 3.6. Высота уступа составляла 11–22 м. Количество рядов скважин колебалось от 2 до 8, в основном 3–4, число скважин в ряду – 12–60.

Таблица 3.6 – Результаты некоторых взрывов при многорядном КЗВ

По- ро- ды	Кол-во рядов сква- жин	Высота уступа, м	РМС,	РМР,	ЛСПП,	Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Ширина отброшенной части (м) при взрывании	
								мно- го- ряд- ном	одно- ряд- ном
СВ	8	20,0	8,5	8,5	15,0	500	13,0	20	19
ЛВ	3	20,0	9,5	10,0	13,0	600	11,0	30	29
СВ	2	17,0	9,5	9,5	11,5	365	11,0	20	18
ТВ	2	11,5	6,0	5,5	10,0	245	7,5	13	15
ТВ	2	13,0	6,5	6,0	10,0	250/36	9/6,5	22	20
СВ	3	18,0	8,0	8,0	13,0	460/40	9/6,5	34	36
ТВ	4	20,0	7,5	7,5	14,0	520/80	11/7,0	37	37
ТВ	3	19,5	8,0	8,0	15,0	580/80	13/8,0	30	29
ЛВ	4	22,0	10,0	10,0	16,5	520/160	15/8,0	32	30
ТВ	3	11,2	6,5	5,2	11,0	310	7,5	17	18
СВ	3	17,0	9,0	9,0	12,5	270/180	14/8,0	24	22
СВ	3	11,8	7,1	5,4	10,0	247	8,5	15	16
СВ	3	16,2	9,5	9,0	10,7	492	8,5	30	32
ТВ	3	19,2	8,3	6,7	12,9	360/160	15/7,5	30	28
ТВ	4	19,8	8,5	6,7	14,5	490/100	12,5/8,0	28	30
СВ	4	18,5	9,5	8,5	12,0	360/100	13/8,0	24	26

Интервал замедления 20–35 мс осуществлялся при помощи КЗДП-58, схема замедления порядная. Для сравнения приведена ширина отброшенной части развода при однорядном взрывании, при тех же параметрах расположения зарядов. Из данных таблицы 3.6 следует, что при прочих равных условиях и оптимальном расстоянии между рядами ширина отброшенной части развода при многорядном КЗВ не отличается от таковой при однорядном взрывании.

Экспериментально установлено, что при расстоянии между рядами скважин (a_p), равном или больше его оптимального значения (a_{opt}), действие зарядов в скважинах второго и последующих рядов не оказывает влияния на ширину отброшенной части развода. Увеличение ее вследствие влияния зарядов второго ряда наблюдается лишь при $a_p < a_{opt}$. В таких случаях ширина отброшенной части развода определяется из выражения:

$$B_{av} = B_s (a_{opt} / a_p)^{1/2}. \quad (3.14)$$

Если расстояние между скважинами в первом ряду больше или равно ЛСПП, то схема соединения рядов скважин не влияет на ширину отброшенной части развода. При $a < W$, а также в случае, когда инициируемые ряды зарядов обрастают с линией откоса уступа прямой или косой угол, ширина развода несколько уменьшается. Это обстоятельство можно учесть введением соответствующей поправки в формулу (3.14), т.е.

$$B_{av} = B_s [2a / (a + W)]^{1/2}. \quad (3.15)$$

Для выявления закономерностей изменения формы развода в зависимости от размеров подпорной стенки были проанализированы результаты более 50 взрывов, некоторые из них приведены в таблице 3.7. Взрывы проводились на уступах высотой 12–20 м из всех видах пород. Ширина подпорной стенки по низу изменялась от половины до двух ЛСПП.

При ширине подпорной стенки, превышающей две ЛСПП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развода практически отсутствовала, если не считать осыпающуюся мелочью породы. При взрывании на неубранную горную массу суммарная ширина подпорной стенки и отброшенной части развода (расстояние от нижней бровки стенки до основания развода) получается равной ширине таковой при взрывании на подобранный забой. Высота развода в районе откоса уступа повышается с увеличением ширины подпорной стенки и достигает предельного значения при величине стенки (1,5–1,7) h . Характерные разрезы развода приведены на рисунке 3.9.

Таблица 3.7 – Данные и результаты взрывов при наличии подпорной стени

По- ро- ды	Кол-во рядов	Высота уступа, м	PMC, м	РМР, м	ЛСПП, м	Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Ширина, м	
								под- порой стенки	отбро- шенной части развода
ТВ	4	20,0	7,5	7,5	14,0	620/80	10/9,0	5,0	26,0
СВ	3	20,0	10,0	7,5	15,3	600/80	10/8,5	10,5	20,0
ТВ	4	20,0	7,5	7,0	13,0	570/80	10/7,5	15,0	20,0
ЛВ	5	20,5	10,0	10,0	14,0	600/80	9,0/7,5	20,0	15,0
ЛВ	4	19,5	10,0	9,0	14,3	520/100	9,0/7,5	30,0	2,0
ТВ	3	15,5	6,5	6,5	10,5	350/80	9,0/7,0	10,0	15,0
СВ	4	21,0	9,3	8,5	15,2	640/80	10,0/8,5	30,0	1,5
СВ	4	15,0	8,0	7,5	11,8	300/80	9,0/7,0	15,0	4,0
ТВ	3	12,2	5,2	5,0	10,0	240/40	7,5/6,5	16,0	2,0
ЛВ	3	14,0	10,0	9,5	10,2	360	9,0/8,0	20,0	–
СВ	5	16,5	9,5	9,0	10,0	360/40	9,0/8,0	10,0	5,0
СВ	4	16,4	9,0	8,5	12,5	360/80	9,5/7,5	20,0	2,0
СВ	5	14,0	8,0	7,5	11,0	320/40	8,5/7,5	25,0	–
СВ	3	14,0	8,0	7,5	12,0	360/40	9/7,5	15,0	4,0
СВ	3	14,0	8,0	7,5	12,0	360/40	9/7,5	25,0	1,0
СВ	3	16,0	8,5	8,0	12,10	400/40	9/7,5	28,0	–

Анализ данных таблицы 3.7 подтверждает вывод о том, что с увеличением ширины подпорной стени изменяется направление движения породы первой взрывной заходки. Вектор скорости центра инерции этого слоя все больше отклоняется от горизонта и в пределе приближается к направлению скорости второго слоя при подобранным забое.

Влияние подпорной стени из неубранной горной массы от предыдущего взрыва на ширину отброшенной части развода можно учесть

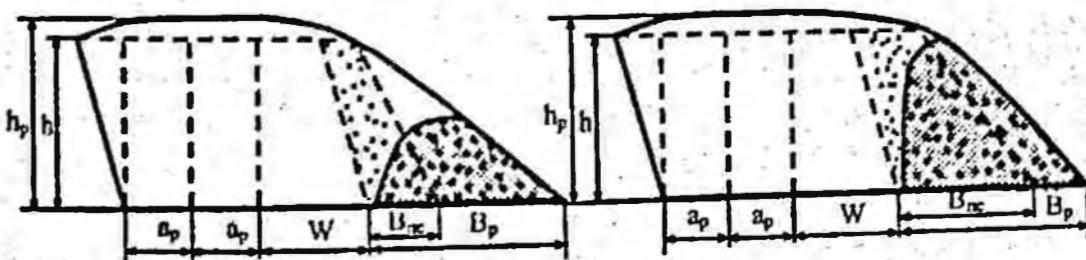


Рисунок 3.9 – Профили развода при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой различной ширины

величиной расчетной ЛСПП, которая принимается равной сумме действительной ЛСПП и ширины подпорной стенки B_{ac} , деленной на k_p :

$$W_p = W + B_{ac} / k_p. \quad (3.16)$$

Коэффициент разрыхления на всех породах можно принять равным 1,2. По величине новой ЛСПП производится перерасчет начальных условий движения нового слоя и, следовательно, максимальной величины скорости эпицентральной части уступа. Далее по уравнению (3.9) определяется ширина отброшенной части раз渲та.

Известно, что геометрические размеры раз渲та сильно влияют на производительность выемочно-погружного оборудования, экономическость и безопасность горных работ. Поэтому прогнозирование формы и характерных параметров раз渲та имеет большую теоретическую и практическую ценность.

Анализ многочисленных прочностных и экспериментальных взрывов показывает, что при взрывании уступов однорядными вертикальными скважинами зарядами раз渲т в поперечном сечении имеет форму, близкую к трапециевидной (первая модель раз渲та). Площадь такой фигуры S_p состоит из площади большого треугольника S_1 , площади параллелограмма S_2 и площади малого треугольника S_3 (рисунок 3.10).

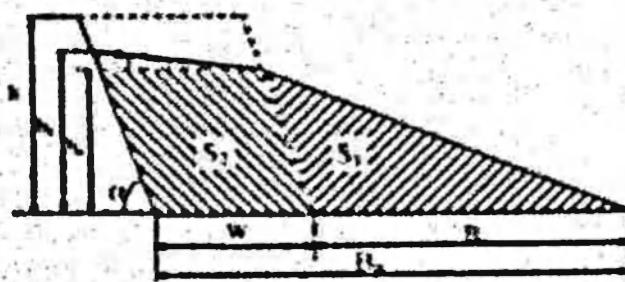


Рисунок 3.10 – Схема к определению геометрических размеров раз渲та при однорядном взрывании

Основные геометрические размеры раз渲та пород: высота раз渲та у линии отрыва пород от массива h_1 , высота раз渲та в месте пересечения его контура с линией откоса уступа h_2 . При известной ширине отброшенной части раз渲та B_{ac} , полной ширине раз渲та пород B_p , могут быть установлены из условия равенства площади поперечного сечения отбиваемого слоя массива S_q с учетом коэффициента разрыхления k_p площади поперечного сечения раз渲та S_p [8, 59].

В приведенной модели высота большого треугольника равна высоте раз渲та в месте пересечения его контура с линией откоса h_2 , высота

параллелограмма равна также h_o , а высота малого треугольника равна разности $h_1 - h_o$. Основание большого треугольника равно B_o , основание малого треугольника и параллелограмма равно линии сопротивления по подошве уступа W . При типовых параметрах расположения зарядов в уступе ширина отброшенной части развала обычно не превышает 1,7 высоты уступа.

Поскольку $S_1 = \frac{1}{2} B_o h_o$, $S_2 = W h_o$, $S_3 = \frac{1}{2} W(h_1 - h_o)$, $S_w = h W$ (h – высота уступа), то при заданной (известной) h_1 высота развала в месте пересечения с линией откоса определяется из соотношения:

$$h_o = \frac{2W h_k p - W h_1}{W + B_o}. \quad (3.17)$$

При несколько увеличенных зарядах трапециевидная фигура вырождается в треугольник. В этом случае $B_o > 1,7h$ и высота развала у линии отрыва от массива вычисляется по формуле:

$$h_1 = \frac{2k_p h W}{W + B_o}. \quad (3.18)$$

При двухрядном взрывании поперечный разрез развала взорванной горной массы имеет форму трапеции (вторая модель) (рисунок 3.11). Нижнее основание трапеции равно $(a_p + W + B_o)$, верхнее основание – $(a_p + W + \frac{b}{2})$, высота – h_p . Приравняв площадь трапеции площади взрываемого блока $(a_p + W)h$ с учетом коэффициента разрыхления k_p , для средней высоты развала имеем

$$h_p = \frac{2k_p(a_p + W)}{2(a_p + W) + B_o - b/2} h. \quad (3.19)$$

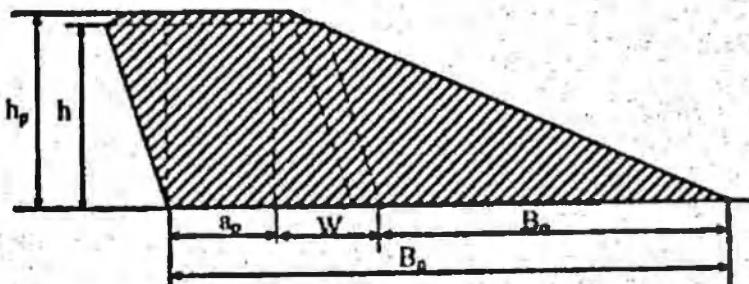


Рисунок 3.11 – Схема к определению геометрических размеров развала при двухрядном взрывании на свободную поверхность

При многорядном взрывании на свободную поверхность максимальная высота развода h_p обычно больше чем однорядном расположении скважин. Обобщение большого количества массовых взрывов на карьерах черной и цветной металлургии Казахстана показывает, что в общем случае поперечное сечение развода S_p можно принять состоящим из площадей трех простых фигур (третья модель развода): правого треугольника площадью S_1 , прямоугольника площадью S_2 и левого треугольника площадью S_3 (рисунок 3.12). Высота правого треугольника равна высоте уступа h , высота прямоугольника равна высоте развода h_p , основание левого треугольника равно высоте развода h_p .

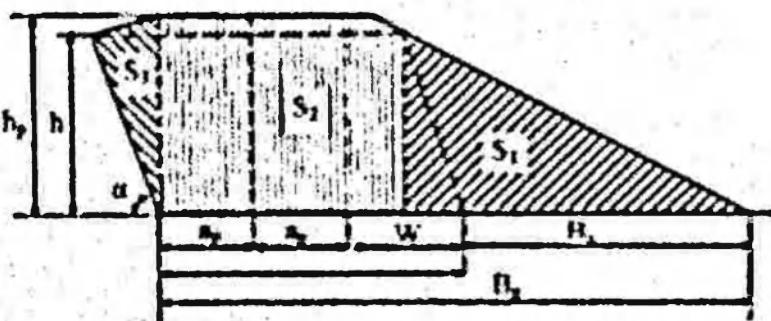


Рисунок 3.12 – Схема к определению геометрических размеров развода при многорядном взрывании на свободную поверхность

Для определения средней высоты развода взорванной породы при многорядном взрывании на свободную поверхность включаем ее с размерами поперечного сечения развода. Площади указанных фигур определяются по формулам (см. рисунок 3.12):

правого треугольника:

$$S_1 = \frac{1}{2} h (B_p + h \operatorname{cosec} \alpha), \quad (3.20)$$

прямоугольника:

$$S_2 = h_p [(n - i) x_p + w' - h \operatorname{cosec} \alpha], \quad (3.21)$$

левого треугольника:

$$S_3 = \frac{1}{2} h_p h \operatorname{cosec} \alpha. \quad (3.22)$$

Приравняв площадь поперечного сечения развода при многорядном взрывании S_p площади поперечного сечения отбиваемого слоя массива

S_n с учетом коэффициента разрыхления k_p для средней высоты развала пород при многорядном взрывании на свободную поверхность получим следующее выражение:

$$h_p = \frac{2k_p[(n-1)a_p + W] - (B_o + hcig\alpha)}{2[(n-1)a_p + W] - hcig\alpha}. \quad (3.23)$$

Решение этого уравнения относительного h_p в зависимости от параметров расположения скважинных зарядов и ширины отброшенной части развала показывает, что полученные результаты хорошо согласуются с данными большого количества массовых взрывов на карьерах.

При многорядном КЗВ на неубранную горную массу суммарная ширина подпорной стенки B_{nc} и отброшенной части развала B_o примерно равна ширине таковой при взрывании на подобранный забой. Поэтому ширина отброшенной части развала B'_o при взрывании на подпорную стенку устанавливается из зависимости:

$$B'_o = B_o - B_{nc}. \quad (3.24)$$

На основании анализа многочисленных промышленных взрывов при взрывании уступов на неубранную горную массу поперечное сечение развала пород можно принять состоящим из площадей трех простых геометрических фигур (четвертая модель развала): многоугольника площадью S_1 , параллелограмма площадью S_2 и трапеции площадью S_3 (рисунок 3.12). Многоугольник ограничен наклонной линией поверхности отброшенной части развала, контурной линией подпорной стенки после ее перемещения, наклонной линией поверхности массива горных пород до производства взрывных работ и верхним основанием подпорной стенки. Параллелограмм представляет собой взрываемый блок массива. Трапеция ограничена линией верхней поверхности уступа, линией поверхности развала, наклонными отрезками поверхности развала. Нижнее основание трапеции равно сумме ширины взрываемого блока и ширины подпорной стенки поверху, а ее верхнее основание B_c можно принять равным $a_p(n-1) + b + b_{nc}/2$ (где b – расстояние от оси скважин первого ряда до верхней бровки уступа).

Подпорная стенка после перемещения действием взрыва в разрезе представляет собой трапецию (см. рисунок 3.13), нижнее основание которой равно сумме ширины подпорной стенки понизу B_{nc} и ширины отброшенной части развала B'_o . На основании данных практики верхнее основание трапеции можно принять равной ширине подпорной стенки поверху, т.е. b_{nc} . Высота указанной геометрической фигуры

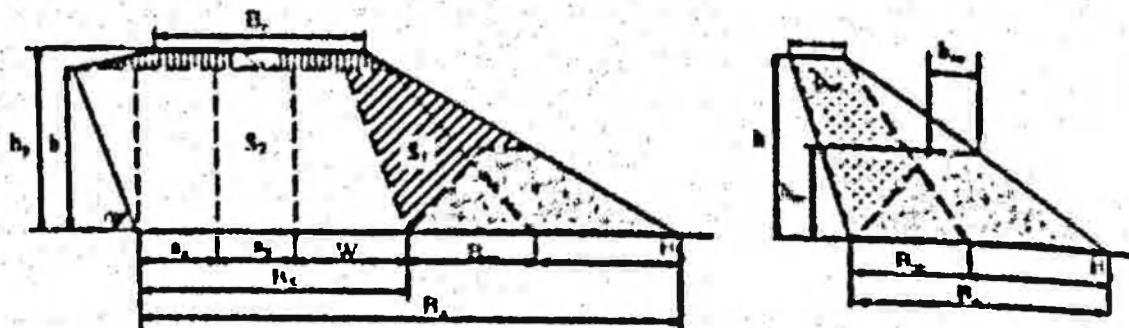


Рисунок 3.13 – Схемы к определению геометрических параметров раз渲а при взрывании на подпорную стенку

определяется из равенства объемов подпорной стени до и после взрыва по соотношению:

$$h_{\infty} = \frac{B_e + b_{\infty}}{B_e + b_s} h. \quad (3.25)$$

Для установления средней высоты раз渲а пород при взрывании с подпорной стенкой из неубранной горной массы достаточно приравнять общую площадь поперечного сечения раз渲а S_p площади взрываемого блока S_s с учетом коэффициента разрывления k_p . В этих целях площади уломанных простых геометрических фигур определяются по формулам:

многоугольника

$$S_1 = \frac{B_s - B_{\infty}}{2} h, \quad (3.26)$$

параллелограмма

$$S_2 = B_s h, \quad (3.27)$$

трапеции

$$S_3 = \frac{B_s + a_p(n-1) + b + 1.5b_{\infty}}{2} (h_p - h). \quad (3.28)$$

Выполнив соответствующие вычисления, для средней высоты раз渲а при многорядном взрывании на неубранную горную массу получим:

$$h_p = \frac{2B_s k_p - B_s - B_{\infty} + B_s + a_p(n-1) + b + 1.5b_{\infty}}{B_s + a_p(n-1) + b + 1.5b_{\infty}} h. \quad (3.29)$$

Расчеты, выполненные по (3.29) хорошо согласуются с данными практики взрывных работ карьеров цветной и черной металлургии Казахстана.

Таким образом, предлагаемые модели развала пород позволяют достаточно точно предрасчитать характерные параметры развала и отстроить его контур при различных технологиях взрывных работ, что имеет важные значение для управления процессами горных работ.

3.6. Показатели сложности строения и отработки разнородных забоев

Основные требования, предъявляемые к буровзрывным работам в условиях разработки сложноструктурных месторождений, сводятся к следующему:

а) обеспечение наименьшего перемешивания в процессе взрывного дробления различных сортов руды между собой и с пустыми породами;

б) придание рудному телу (включениям) формы, удобной для обособленной выемки с наименьшими потерями;

в) качественное и равномерное дробление пород, которое оказывает решающее влияние не только на производительность, надежность и экономичность работы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и предопределяет объем и качество сложной селекции.

Достижение хорошего качества дробления способствует расширению области применения различных приемов экскаваторной селекции.

Идеальным вариантом, отвечающим этим требованиям, являлось бы разделение пород по видам в процессе взрывания. В этом случае можно было бы вести валовую выемку и погрузку пород. Однако области применения этого варианта сильно ограничены. Это связано с тем, что, во-первых, границы между различными видами пород визуально неразличимы, и они должны быть установлены точно; во-вторых, он применим для забоя, состоящего из параллельных наклонных слоев. При этом мощность отбиваемого слоя должна соответствовать техническим возможностям имеющейся на руднике буровой техники; в-третьих, в пределах карьерного поля выдержанное направление рудных тел практически не встречается. В большинстве случаев раздельное взрывание забоев практически не осуществимо.

Поэтому на современном уровне развития горной техники и технологий разработку сложноструктурных забоев целесообразно вести при валовом взрывании блока с дальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого. Области применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

По мнению ряда ученых [5-7] при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемещивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Также считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемещиваемости отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их раздельной выемки, в литературе не приводятся.

Б. П. Боголюбов, Ф. Г. Грачев, Б. П. Юматов [5-7] в качестве основного фактора, определяющего выход несмешанных разновидностей, принимали ширину развала пород. Действительно, для забоев с горизонтальными слоями, длина контакта руды с породой в развале проектируется по всей его длине и косвенно это может служить мерой перемещаемости руды с породой. Вместе с тем для забоев других типов ширина развала не может служить объективной характеристикой изменения формы рудного тела после взрыва.

Для оценки искажения формы и размеров рудного тела после взрыва Е. Г. Баранов и И. А. Тангасев [53] предложили ввести так называемый коэффициент искажения, который равен отношению приращения площади контакта после взрыва к площади его до взрыва. Однако коэффициент искажения не учитывает всего разнообразия элементов залегания рудных тел в развале и условий их селективной выемки.

Анализ работы карьеров показывает, что в качестве характеристики сложности структуры развала и отработки разнородных забоев должен служить обобщенный параметр, комплексно учитывающий:

- направление контакта между полезным ископаемым и пустыми породами в развале;
- число прослоев полезного ископаемого или пустых пород;
- относительную мощность рудного или породного включения;
- рабочие параметры экскаватора.

Для учета влияния этих факторов на искомый параметр необходимо располагать достаточно надежной информацией о внутренней структуре развала пород. В этих целях рассмотрим размещение рудных включений и горно-геометрические параметры сложноструктурных блоков двух типов в общем случае (глава 2). Для реализации методики определения искомых геометрических характеристик элементов уступа в развале контуры заданных геометрических фигур в выбранном масштабе наносят на координатную сетку взываемого блока. Фикси-

руют их характерные точки (части) на координатной сетке. В соответствующих ячейках координатной сетки разводят положения рассматриваемых точек. Далее путем соединения найденных точек плавной кривой устанавливают деформированные контуры заданных фигур (геологических) в развале, следовательно, их размещение во взорванной горной массе и геометрические параметры.

Схемы расположения отдельных слоев (включений) руды и породы в массиве и развале при однорядном, трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) на свободную поверхность и с подпорной стенкой для сложноструктурных блоков «а», «б» приведены на рисунке 3.14, для сложноструктурных блоков «в», «г» – на рисунке 3.15. На схемах пунктирными линиями обозначены координатные сетки взываемого и взорванного блока. По ним графически были найдены искомые точки контуров рудных тел и в целом их конфигурации в развале пород.

Параметры расположения зарядов: высота уступа $h = 15,0$ м, линия сопротивления по подошве уступа $H = 11,0$ м, расстояние между скважинами $a = 7,5$ м, между рядами скважин $a_r = 7,5$ м, длина перебора $l_n = 2,0$ м, длина забойки $l_z = 7,0$ м, масса скважинного заряда $Q = 450$ кг, время замедления зарядов между рядами скважин $\tau = 25$ м/с. Ширина отброшенной части развала 23,0 м. Ширина подпорной стенки по верху $W_{PS} = 3,0$ м, по низу $w_{PS} = 5,0$ м. Ширина подпорной стенки по низу входит в состав ширины отброшенной части развала. Удельный расход ВВ при однорядном взрывании $q = 0,364$ кг/м³, многорядном взрывании $q = 0,462$ кг/м³.

В развале упомянутые характеристики при однорядном, трехрядном КЗВ на свободную поверхность и при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой вычислялись на компьютере с использованием программы AutoCAD. Их численные значения в масштабе $M_1 = 1:375$, $M_S = 1:140625$ приведены в таблице 3.8.

С использованием геометрических размеров отдельных видов пород (руды) в развале по предложенной в главе 2.3 методике найдены горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков после взрыва: коэффициент рудонасыщенности блока (k'_{rh}) и показатель сложности строения блока (k'_{cl}).

Численные значения технологических характеристик строения сложноструктурных блоков в развале сведены в таблицу 3.8. Здесь же даны отношения технологических показателей сложностей строения блоков в развале к таковым в массиве ($k_u = k'_{cl}/K_{cl}$). Сопоставление

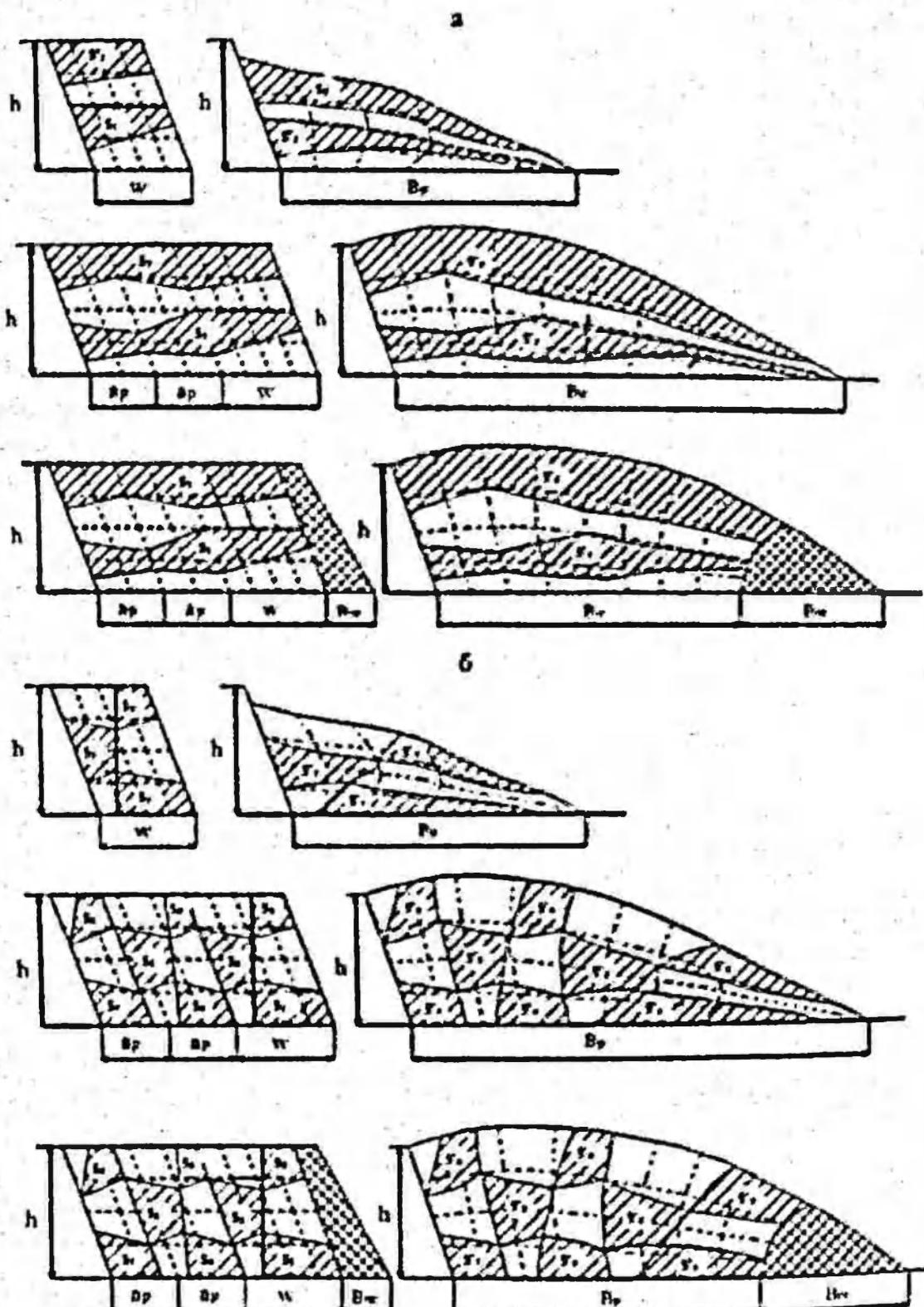


Рисунок 3.14 – Расположение отдельных видов пород
сложноструктурных блоков «а», «б» в уступе и развале

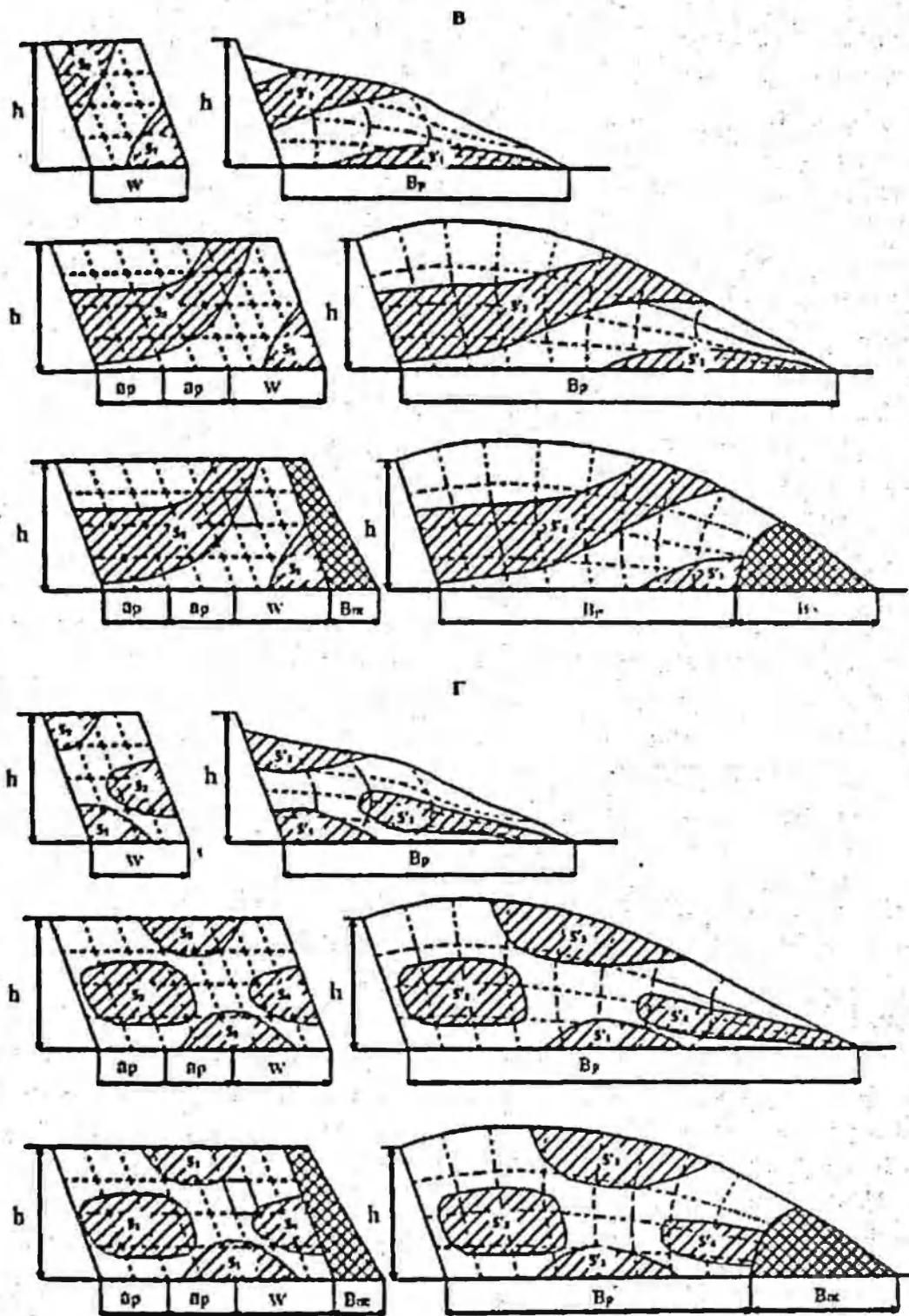


Рисунок 3.15 – Расположение отдельных видов пород
сложноструктурных блоков «в», «г» в уступе и развале

данных таблице 2.5 и 3.8 показывает, что коэффициент рудоносности в развале практически не претерпевает изменений ($k_p = 0,44-0,58$), а коэффициент сложности геолого-морфологического строения блоков заметно увеличивается в блоках «а» и «г». Коэффициент изменения положения рудных тел (K_n) для различных условий взрываания лежит в пределах 0,87–1,55, достигая наибольшего значения при однорядном взрывании блока «а», а наименьшего значения – при трехрядном взрывании блоков «б» и «в». С увеличением числа рядов скважин эта величина во всех случаях уменьшается, что указывает на меньшую трансформацию сложных блоков при многорядном взрывании.

Однако по величине k_n трудно судить о количественной мере потерь и разубоживания при экскавации сложноструктурных блоков. В связи с этим возникает необходимость в разработке соответствующего критерия оценки этого показателя.

Анализ взаимного расположения полезного ископаемого и пустых пород в развале, а также возможности их различной экскавации показывает, что в качестве характеристики сложности строения и отработки разнородных рудных забоев могут быть рассмотрены следующие показатели [8]:

1. Показатель степени перечеменяемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва

$$\Phi_1 = l' \cdot \frac{\sum l_i}{\sum S'_n}, \quad l' = k_p \cdot l \cdot \frac{\sum l_i}{\sum l}, \quad (3.30)$$

где l_i – мощность горизонта слоя в развале, попадающего в руду, или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрываания; l – длина i -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном разрезе развода; S'_n – площадь j -го рудного тела в данном разрезе развода; k_p – коэффициент разрыхления; l – мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнокомпонентных пород при взрыве, для обычных условий взрывания $l \approx 0,15$ м; l_i – длина i -го контакта в разрезе массива.

2. Показатель потерь и перечеменяемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшом экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами ковша экскаватора согласно выражению

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_n} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_n}. \quad (3.31)$$

Таблица 3.8 – Технологические характеристики сложноструктурных блоков в развале

Пара- метры	Блоки			
	а	б	в	г
При однорядном взрывании				
S'_{61}			1893,44	
$S'_p(P_p)$	695,157 (162,1)	930,615 (37,5)	756,249 (86,17)	867,131 (132,81)
I_p/S'_p	0,23	0,04	0,11	0,15
$S'_1(P_1)$	40,317	366,798	318,592	222,923
$S'_2(P_2)$	654,84	300,520	437,657	388,194
$S'_3(P_3)$		263,297		256,014
k'_{ph}	0,36	0,47	0,39	0,45
k'_{ca}	0,23	0,04	0,11	0,15
При трехрядном КЗВ на свободную поверхность				
S'_{61}			4041,915	
$S'_p(P_p)$	2507,6 (265,25)	2136,66 (115,49)	1923,35 (146,85)	2011,69 (292,02)
I_p/S'_p	0,10	0,05	0,07	0,14
$S'_1(P_1)$	898,93	393,269	323,4047	239,519
$S'_2(P_2)$	1608,67	353,547	1599,955	674,183
$S'_3(P_3)$		308,895		637,957
$S'_4(P_4)$		223,597		460,037
$S'_5(P_5)$		203,518		
$S'_6(P_6)$		234,772		
$S'_7(P_7)$		201,636		
$S'_8(P_8)$		217,412		
k'_{ph}	0,61	0,48	0,47	0,49
k'_{ca}	0,10	0,05	0,07	0,14
При трехрядном КЗВ с подпорной стенкой				
S'_{61}			3824,052	
$S'_p(P_p)$	2599,89 (203,3)	2148,05 (115,3)	1841,38 (110,21)	1890,23 (286,57)
I_p/S'_p	0,07	0,05	0,06	0,15
$S'_1(P_1)$	825,669	288,721	218,136	266,852
$S'_2(P_2)$	1774,227	339,779	1623,249	672,043
$S'_3(P_3)$		337,445		633,784
$S'_4(P_4)$		227,485		317,555
$S'_5(P_5)$		318,855		
$S'_6(P_6)$		218,620		
$S'_7(P_7)$		201,081		
$S'_8(P_8)$		216,067		
k'_{ph}	0,67	0,54	0,48	0,49
k'_{ca}	0,07	0,05	0,06	0,15

Здесь b_k – ширина ковша экскаватора, обычно $b_k = 1,07 V\bar{E}$, β – угол наклона элементарного контакта в развале; h – разность ординат вершины треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, где $\alpha = \beta$, $\beta = 0$, $\Phi_2 = 0$ (α – угол устойчивого откоса земляного полотна).

Нетрудно заметить, что второй показатель включает в себя первый и для всех рассмотренных случаев $\Phi_2 > \Phi_1$. Следовательно, роль механического перемешивания разнородных пород под действием взрыва в формировании потерь и разубоживания не так уж велика, как это считалось до настоящего времени. Перемешивание отмечается в «облицовочных» слоях, мощность которых в обычных условиях не превышает 2,0–2,5 м.

Общий объем потерь и перемещиваемости на контакте руды с породой, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшом экскаватора и сачкообрушением разных видов пород из верхней части экскавируемого слоя может быть определен из разрезов развала путем непосредственных измерений.

Тогда общий показатель потерь, представляющий собой относительную суммарную площадь рудных тел, попадающую в породу, определяется из соотношения:

$$\Phi_n = \frac{\sum S'_{ik}}{\sum S'_{ij}}, \quad (3.32)$$

где S'_{ik} – площадь k -го участка руды в развале, попадающая в породу;

S'_{ij} – площадь j -го вынимаемого рудного слоя из развала.

Общий показатель разубоживания, представляющий собой относительную суммарную площадь пустых пород, попадающую в рудную массу определяется из соотношения:

$$\Phi_p = \frac{\sum S'_{ik}}{\sum S'_{ip}}, \quad (3.33)$$

где S'_{ik} – площадь k -го участка породы в развале, попадающая в руду.

Значения S'_{ik} и S'_{ip} определяются для каждой экскаваторной заходки отдельно, только затем суммируются для блока в целом. При этом развалы пород (см. рисунки 3.14, 3.15) разбиваются на экскаваторные

заходки, шириной которой зависит от сложности структуры забоя. Максимальное число заходок принято ($N=8$) для блока «в» при трехрядном взрывании, минимальное число ($N=3$) – при однорядном взрывании блоков. В свою очередь, экскаваторные ленты по высоте разбивались на 2–4 слоя. Исходя из этих схем (см. рисунки 3.17, 3.18), измерялись площади $S'_{\text{лп}}$, $S'_{\text{лр}}$ для каждой ячейки. Вычисленные таким образом значения $\sum S'_{\text{лп}}$ и $\sum S'_{\text{лр}}$ для каждого блока при однорядном (I), двухрядном (II), трехрядном КЗВ на сводную поверхность (III) и на подпорную стенку (IV) приведены в таблице 3.9. Найденные по формулам (3.32), (3.33) значения показателей потерь и разубоживания также занесены в эту таблицу.

Таблица 3.9 – Показатели потерь и разубоживания сложноструктурных блоков

Показатели	Варианты	Блоки			
		а	б	в	г
$\sum S'_{\text{лп}}$	I	8,46	13,16	30,7	2,44
$\sum S'_{\text{лр}}$		13,92	35,71	27	37,85
Φ_p		0,053	0,091	0,209	0,016
Φ_r		0,088	0,248	0,183	0,244
$\sum S'_{\text{лп}}$	II	15,86	13,35	17,1	6,84
$\sum S'_{\text{лр}}$		42,84	49,89	80,15	53,74
Φ_p		0,068	0,061	0,073	0,026
Φ_r		0,184	0,226	0,342	0,207
$\sum S'_{\text{лп}}$	III	4,58	14,5	22,87	18,14
$\sum S'_{\text{лр}}$		55,8	49,57	106,1	68,91
Φ_p		0,013	0,047	0,073	0,063
Φ_r		0,157	0,16	0,339	0,24
$\sum S'_{\text{лп}}$	IV	4,35	24,8	20,52	3,19
$\sum S'_{\text{лр}}$		48,08	32,35	88,5	67,27
Φ_p		0,014	0,095	0,074	0,013
Φ_r		0,157	0,124	0,32	0,271

Как видно из приведенных данных, наименьшие потери достигаются в блоке «г» (варианты I, IV), в блоке «а» (варианты III, IV). Наименьшее разубоживание обеспечивается в блоке «а» (вариант I). Наихудшие результаты по потерям и разубоживанию характерны для блока «в», где показатель разубоживания достигает величины 34%. Причем здесь предусмотрена выемка разнородных пород гидравлическим экскаватором, а при использовании молотопаты целесообразность отработки блока «в» вообще становится проблематичной.

Проведенный анализ убедительно доказывает, что показатели сложности отработки разнородных слоев Φ_p и Φ_r могут служить в качестве объективной количественной характеристики степени полноты и частоты отделения полезного ископаемого при разработке сложноструктурных месторождений. Действительно, чем меньше Φ_p и Φ_r , тем меньшесколичественные качественные потери руды. Предлагаемые показатели позволяют прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложить наивыгоднейшие схемы отработки сложноструктурных блоков.

Для иллюстрации работоспособности методики рассмотрим конкретные случаи отработки сложноструктурных блоков в условиях Акжалского карьера.

Пример 1. Характеристики блока II забоя в масштабе 1:500 при трехрядном расположении скважин на свободную поверхность (рисунок 3.16а) $h = 15$ м, $a = 7,5$ м, $W = 12$ м, $S_{\text{бл}} = 405 \text{ м}^2$ длина оконтуривающих линий первого рудного тела в массиве, $l_1 = 17,5$ м, то же самое второго рудного тела, $l_2 = 17,5$ м, $S_1 = 69,3 \text{ м}^2$, $S_2 = 69,3 \text{ м}^2$, $S'_{\text{бл}} = 607 \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 36$ м, то же самое второго рудного тела $l'_2 = 20,75$ м, $S'_1 = 112,1 \text{ м}^2$, $S'_2 = 168 \text{ м}^2$, $k_{\text{сп}} = 0,06$, $k'_{\text{сп}} = 0,05$; $k_u = 0,83$.

Предложено отработать сложный забой четырьмя заходками шириной 12,0 м, в отдельных случаях 8,0 м. Первая заходка отгружается селективно: всяняя часть как порода, где потери составляют $S'_{1n} = 1,69 \text{ м}^2$; нижняя часть как руда, разубоживание при этом равно $S'_{1o} = 10,25 \text{ м}^2$. Верхняя часть второй заходки отгружается как порода, при этом потери составляют $S'_{2n} = 4,1 \text{ м}^2$, нижняя часть отгружается как руда, разубоживающая порода $S'_{2p} = 5,6 \text{ м}^2$. Третья заходка отгружается как порода, потери составляют $S'_{3n} = 4 \text{ м}^2$, $S'_{3p} = 19,78 \text{ м}^2$. Верхняя часть четвертой заходки отгружается как руда. Разубоживание составляет $S'_{4p} = 2,81 \text{ м}^2$.

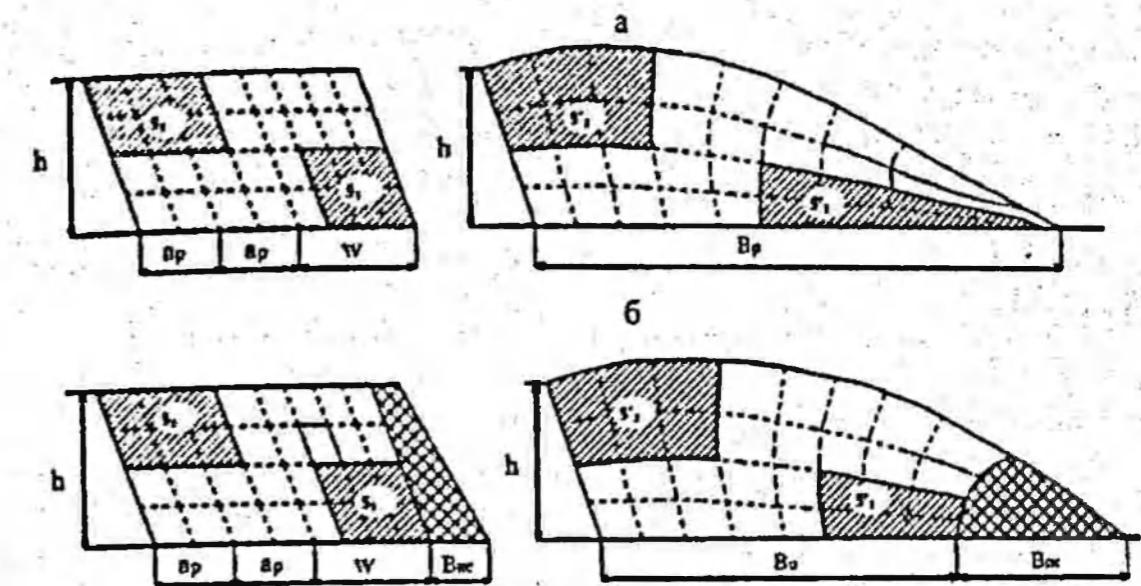


Рисунок 3.16 – Расположение разнородных пород в развале при трехрядном взрывании без подпорной стенки (а) и с подпорной стенкой (б)

В целом по предложенной технологии отработки забоя потери составляют $\sum S_n = 29,57 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 18,66 \text{ м}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_p = 0,11$, коэффициент разубоживания $\Phi_p = 0,066$.

По старой технологий, когда первую заходку отгружали сплошным забоем, потери составили $S'_{1n} = 38,33 \text{ м}^2$. Верхнюю часть второй ленты отгружали как породу, потерь нет; нижнюю часть – как руду, здесь разубоживание составило $S'_{1o} = 8,34 \text{ м}^2$, $S'_{2o} = 35,05 \text{ м}^2$; третью ленту экскавируем селективно: верхнюю часть как руду, при этом разубоживание составит $S'_{3o} = 24,73 \text{ м}^2$, а нижнюю часть как породу, потерь нет. Суммарные потери составили $\sum S'_p = 38,33 \text{ м}^2$; разубоживание $\sum S'_p = 68,12 \text{ м}^2$. $\Phi_p = 0,14$. $\Phi_p = 0,24$. По новой технологии количественные и качественные показатели улучшились в 1,27 и 3,64 раза.

Характеристики забоя при трехрядном взрывании с подпорной стенкой (рисунок 3.16б): $S'_{\text{бл}} = 657(567) \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 23$ м, то же самое второго рудного тела $l'_2 = 19,25$ м, $S'_1 = 86,4 \text{ м}^2$, $S'_2 = 94,5 \text{ м}^2$. $k_{\text{сп}} = 0,06$; $k'_{\text{сп}} = 0,06$; $k_u = 1,0$.

Предложено отработать забой четырьмя заходками шириной 12,0. Первая заходка отгружается в отвалы. Вторая заходка отрабатывается селективно: верхняя часть отгружается как порода, нижняя часть – как

руды, разубоживание при этом равно $S'_{1p} = 22,67 \text{ м}^2$. Верхняя часть третьей заходки отгружается как порода, потери составляют $S'_{1n} = 2,49 \text{ м}^2$; нижняя часть как руда $S'_{2p} = 11,67 \text{ м}^2$. Верхняя часть четвертой заходки отгружается как руда. Разубоживание составляет $S'_{1n} = 3,86 \text{ м}^2$.

В целом по забою потери составляют $\sum S'_n = 2,49 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 42,06 \text{ м}^2$. Показатели потерь и разубоживания руды $\Phi_n = 0,014$, $\Phi_p = 0,23$.

По старой технологии первую ленту отгружали как породу, потерь при этом нет; верхнюю часть второй ленты экскавировали как породу, нижнюю часть как руду. При этом разубоживание составило $S'_{1p} = 22,83 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 13,77 \text{ м}^2$. Верхняя часть третьей ленты экскавируется как руда, а нижняя часть – как порода, разубоживание при этом составляет $S'_{3p} = 39,72 \text{ м}^2$. Суммарные значения разубоживания составили $\sum S'_p = 76,32 \text{ м}^2$, потерь нет. $\Phi_n = 0$, $\Phi_p = 0,42$. По новой технологии количественные потери не сократились, но качественные улучшились в 1,83 раза.

Пример 2. Характеристики блока и забоя при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 3.17 а): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 12 \text{ м}$, $S_{6n} = 405 \text{ м}^2$, $l_1 = 25,5 \text{ м}$, $l_2 = 17,25 \text{ м}$, $l_3 = 17,25 \text{ м}$, $l_4 = 25,5 \text{ м}$, $S_1 = 45,4 \text{ м}^2$, $S_2 = 34,4 \text{ м}^2$, $S_3 = 34,4 \text{ м}^2$, $S_4 = 45,4 \text{ м}^2$, $S'_{6n} = 607 \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l_1' = 60 \text{ м}$, то же самое второго рудного тела $l_2' = 21,5 \text{ м}$, то же самое третьего рудного тела $l_3' = 21 \text{ м}$, то же самое четвертого рудного тела $l_4' = 29 \text{ м}$, $S_1' = 89,1 \text{ м}^2$, $S_2' = 52,6 \text{ м}^2$, $S_3' = 48,5 \text{ м}^2$, $S_4' = 62,3 \text{ м}^2$, $k_{cl} = 0,13$; $k_{sp} = 0,13$; $k_u = 1$.

Предложено отработать забой четырьмя заходками шириной 12,0 м, в отдельных случаях 8,0 м. Верхняя часть первой заходки отгружается как порода, потери составят $S'_{1n} = 2,54 \text{ м}^2$. Нижняя часть экскавируется как руда, разубоживание составляет $S'_{1p} = 5,63 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 14,9 \text{ м}^2$. Верхняя часть второй заходки отгружается как порода, при этом потери составляют $S'_{2n} = 4,8 \text{ м}^2$, $S'_{3n} = 5,42 \text{ м}^2$, средняя часть отгружается как руда, разубоживающая порода $S'_{3p} = 7,79 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 4,26 \text{ м}^2$. Нижняя часть этой заходки экскавируется как порода, потери составляют $S'_{4n} = 2,4 \text{ м}^2$. Верхняя часть третьей заходки отгружается как руда,

разубоживающая порода составляет $S'_{3p} = 11,28 \text{ м}^2$, $S'_{6p} = 7,27 \text{ м}^2$, средняя часть экскавируется как порода, потери составят $S'_{4n} = 14,5 \text{ м}^2$. Нижняя часть – как руда, где разубоживание – $S'_{4p} = 9,3 \text{ м}^2$. Верхняя часть четвертой заходки отгружается как порода. Потери минимальны. Средняя часть – руда, разубоживающая порода $S'_{4p} = 3,69 \text{ м}^2$. Нижнюю часть этой заходки отгружают как породу, где потери: $S'_{4n} = 14,7 \text{ м}^2$.

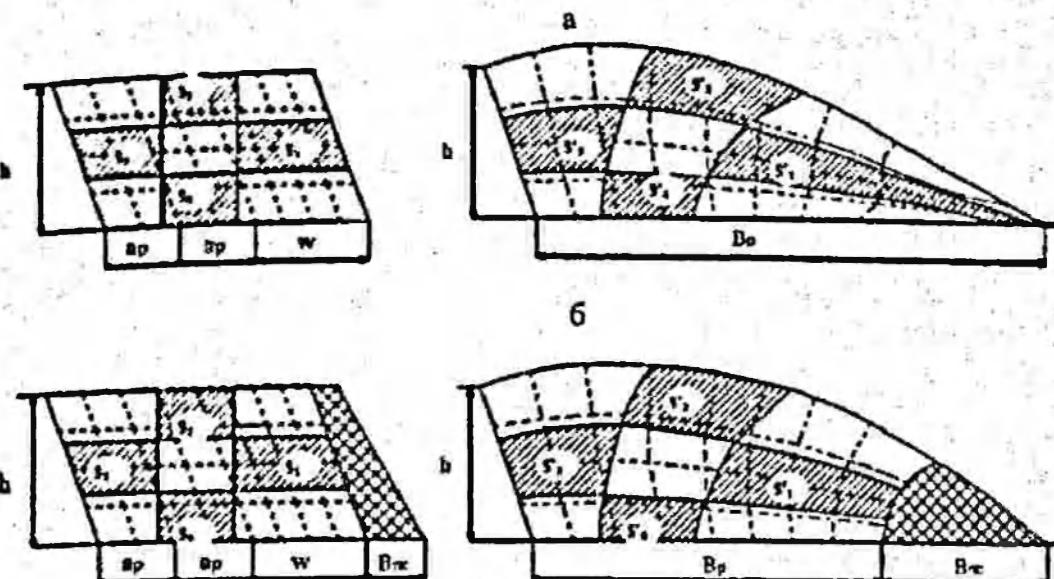


Рисунок 3.17 – Расположение разнородных пород в развале при трехрядном взрывании без подпорной стены (а), с подпорной стеной (б)

В целом по забою потери составляют $\sum S'_n = 44,36 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 64,12 \text{ м}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,175$, коэффициент разубоживания $\Phi_p = 0,254$.

По старой технологии из-за отгрузки первой ленты как породы, потери составили $S'_{1n} = 36,76 \text{ м}^2$. Верхнюю часть второй заходки отгружали как руду, разубоживание составило $S'_{1p} = 31,64 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 26,4 \text{ м}^2$, $S'_{3p} = 9,8 \text{ м}^2$, нижнюю часть экскавировали как породу, потери составляют $S'_{2n} = 6,45 \text{ м}^2$. Верхняя часть третьей ленты отгружалась как порода с потерями: $S'_{3n} = 21,36 \text{ м}^2$; нижняя часть как руда с разубоживанием: $S'_{4p} = 2,46 \text{ м}^2$, $S'_{5p} = 27,59 \text{ м}^2$, $S'_{6p} = 49,43 \text{ м}^2$. Суммарные потери составили $\sum S'_n = 64,57 \text{ м}^2$, а разубоживание $\sum S'_p = 147,32 \text{ м}^2$. $\Phi_n = 0,26$, $\Phi_p = 0,58$. По новой технологии количественные потери уменьшились в 1,48, качественные в 2,28 раза.

Характеристики забоя при трехрядном взрывании с подпорной стеной (рисунок 3.17б): $S'_{6n} = 657(567) \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l_1' = 37 \text{ м}$, то же самое второго рудного тела $l_2' = 19 \text{ м}$, то же самое третьего рудного тела $l_3' = 19,5 \text{ м}$, то же самое четвертого рудного тела $l_4' = 28,5 \text{ м}$, $S_1' = 77,5 \text{ м}^2$, $S_2' = 50 \text{ м}^2$, $S_3' = 40,9 \text{ м}^2$, $S_4' = 67,5 \text{ м}^2$, $k_{cl} = 0,13$; $k_{sp} = 0,11$; $k_u = 0,85$.

Предложено отработать забой четырьмя заходками шириной 12,0 м, в отдельных случаях 8,0 м. Первая лента отгружается в отвал. Верхняя часть второй ленты экскавируется как порода, потери составляют

$S'_{1n} = 5,17 \text{ м}^2$, средняя часть – как руда с разубоживанием $S'_{1p} = 4,46 \text{ м}^2$. Нижняя часть третьей ленты отгружается как порода, верхняя часть как руда, разубоживающая порода $S'_{3p} = 7,52 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 4,75 \text{ м}^2$. Показатели по среднему слою составляют $S'_{7p} = 7,2 \text{ м}^2$, по нижнему слою $S'_{5p} = 5,14 \text{ м}^2$. Верхняя часть четвертой заходки отгружается как порода. Потери минимальны. Средняя часть как руда с разубоживающей породой $S'_{7p} = 9,61 \text{ м}^2$. Правый слой нижней части отгружается как руда с $S'_{2p} = 4,9 \text{ м}^2$.

В целом по забою потери составляют $\sum S'_n = 5,17 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 43,58 \text{ м}^2$. Коэффициент потерь руды $\Phi_n = 0,022$, коэффициент разубоживания $\Phi_p = 0,185$.

По старой технологии из-за отгрузки первой ленты как породы, потери составили $S'_{1n} = 3,75 \text{ м}^2$; верхнюю часть второй ленты отгружали как руду, разубоживание при этом $S'_{1p} = 41,7 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 16,12 \text{ м}^2$, $S'_{3p} = 6,05 \text{ м}^2$; нижнюю часть – как породу с потерями равными $S'_{2n} = 2,96 \text{ м}^2$. Верхнюю часть третьей заходки экскавировали как породу с потерями $S'_{3n} = 16,51 \text{ м}^2$; а нижнюю часть – как руду с разубоживанием $S'_{4p} = 28,1 \text{ м}^2$, $S'_{5p} = 42,83 \text{ м}^2$. Суммарные потери составили $\sum S'_n = 20,22 \text{ м}^2$, а разубоживание $\sum S'_p = 134,8 \text{ м}^2$. $\Phi_n = 0,086$, $\Phi_p = 0,571$. По новой технологии количественные и качественные потери уменьшились в 3,9 и 3,09 раза.

Пример 3. Характеристики блока и забоя при трехрядном взрывании на свободную поверхность (рисунок 3.18а): $h = 15 \text{ м}$, $a = 7,5 \text{ м}$, $W = 12 \text{ м}$, $S_{6n} = 405 \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в массиве $l_1 = 38,75 \text{ м}$, то же самое второго рудного тела $l_2 = 29,5 \text{ м}$, $S_1 = 95,17 \text{ м}^2$, $S_2 = 82,65 \text{ м}^2$, $S'_{6n} = 607 \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l_1' = 75 \text{ м}$, то же самое второго рудного тела $l_2' = 38,5 \text{ м}$, $S_1' = 143,8 \text{ м}^2$, $S_2' = 112 \text{ м}^2$, $k_{e1} = 0,1$; $k'_{e1} = 0,11$; $k_n = 1,1$.

Предложено отработать забой четырьмя заходками шириной 12,0 м. Первая заходка отгружается как руда. Разубоживание составляет: $S'_{1p} = 3,72 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 27,5 \text{ м}^2$. Верхняя и нижняя части второй заходки отгружаются как порода, при этом потери составляют $S'_{1n} = 0,75 \text{ м}^2$, средняя часть отгружается как руда, разубоживающая порода $S'_{3p} = 8,43 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 3,92 \text{ м}^2$. Верхняя и нижняя части третьей заходки отгружаются как руда, разубоживающая порода $S'_{5p} = 15,05 \text{ м}^2$, $S'_{6p} = 21,42 \text{ м}^2$, $S'_{7p} = 30,72 \text{ м}^2$. Средняя часть экскавируется как порода с потерями $S'_{2n} = 1,56 \text{ м}^2$. Четвертая заходка отрабатывается сложной селекцией с разубоживанием $S'_{8p} = 13,92 \text{ м}^2$, $S'_{9p} = 17,5 \text{ м}^2$.

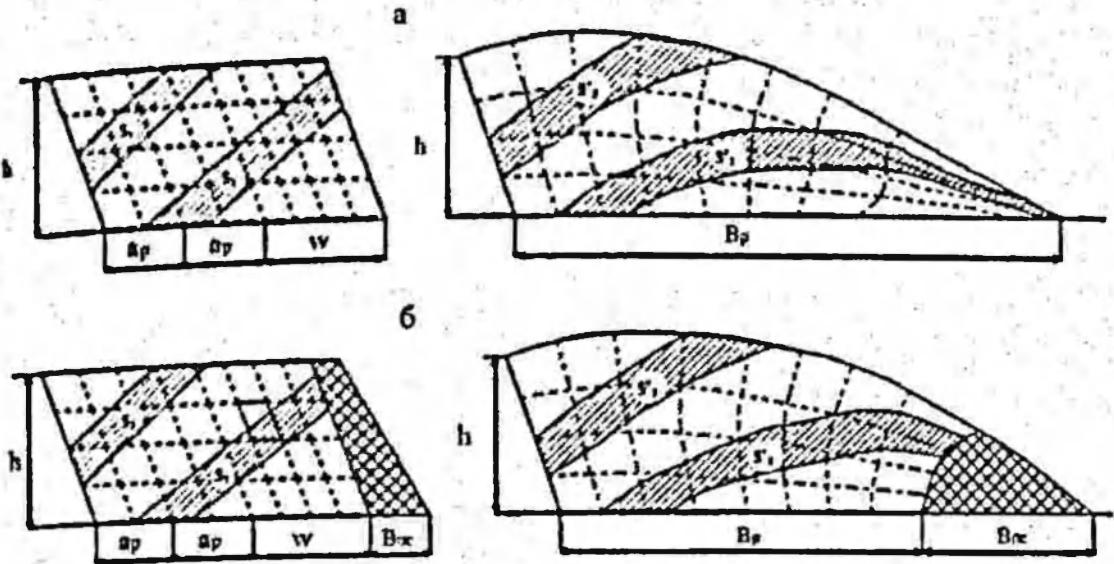


Рисунок 3.18 – Расположение разнородных пород в развале при трехрядном взрывании без подпорной стены (а), с подпорной стеной (б)

В целом по забою потери составляют $\sum S'_n = 2,31 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 37,7 \text{ м}^2$. Коэффициент потерь $\Phi_a = 0,01$, коэффициент разубоживания $\Phi_b = 0,24$.

По старой технологии из-за незнания действительного расположения руды в развале первую ленту отгружали как породу, при этом потери составили $S'_{1n} = 35,6 \text{ м}^2$. Вторая заходка экскавировалась селективно: верхняя часть как руда, где разубоживание составило $S'_{1p} = 70,77 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 3,67 \text{ м}^2$, нижняя часть как порода с потерями $S'_{2n} = 9,39 \text{ м}^2$. Третья лента отгружается как руда с разубоживанием $S'_{3p} = 34,08 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 91,24 \text{ м}^2$. Суммарные потери равны $\sum S'_n = 44,99 \text{ м}^2$. Суммарное разубоживание: $\sum S'_p = 199,76 \text{ м}^2$. Коэффициенты $\Phi_a = 0,176$, $\Phi_b = 0,78$. Таким образом, по новой технологии отработки сложно-структурного блока количественные потери уменьшились в 17,6 раза, а качественные показатели сократились в 3,25 раза.

Характеристики забоя при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой (рисунок 3.18 б): $S'_{1n} = 657(567) \text{ м}^2$, $l_1' = 55,5 \text{ м}$, $l_2' = 37,5 \text{ м}$, $S'_{1p} = 140,4 \text{ м}^2$, $S'_{2p} = 104,6 \text{ м}^2$, $k_{an} = 0,1$; $k'_{ap} = 0,1$; $k_n = 1,0$.

Предложено отработать забой четырьмя заходками шириной 12 м. Первая заходка отгружается в отвалы. Потери составят $S'_{1n} = 2,5 \text{ м}^2$. Вторая заходка: верхняя и нижняя части отгружаются как порода, при этом потери составляют $S'_{2n} = 2,0 \text{ м}^2$, средняя часть отгружается как руда с разубоживанием $S'_{1p} = 2,49 \text{ м}^2$.

Третья лента отгружается селективно; верхняя часть как руда, разубоживание составляет $S'_{2p} = 16,56 \text{ м}^2$, вторая часть отгружается как порода, потери составят $S'_{1n} = 2 \text{ м}^2$, $S'_{4n} = 8,32 \text{ м}^2$, третья часть как руда, разубоживание $S'_{3p} = 6,12 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 16,62 \text{ м}^2$, четвертая часть как порода, потери $S'_{5n} = 5,36 \text{ м}^2$. Четвертая лента отгружается как руда (сложная селекция) с $S'_{3p} = 5,75 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 20,65 \text{ м}^2$.

В целом по забою потери составляют $\sum S'_n = 20,18 \text{ м}^2$, разубоживающая масса $\sum S'_p = 68,19 \text{ м}^2$. Коэффициент потерь $\Phi_n = 0,082$, коэффициент разубоживания $\Phi_p = 0,28$.

По старой технологии первую ленту отгружали как породу, при этом потери составили $S'_{1n} = 14,31 \text{ м}^2$. Вторая заходка экскавирована селективно: верхняя часть как руда, где разубоживание составило $S'_{1p} = 68,34 \text{ м}^2$, $S'_{2n} = 19,41 \text{ м}^2$, нижняя часть как порода с потерями $S'_{2n} = 5 \text{ м}^2$. Третья лента отгружается как руда с разубоживанием $S'_{3p} = 31,4 \text{ м}^2$, $S'_{4p} = 17,76 \text{ м}^2$, $S'_{5p} = 3,76 \text{ м}^2$.

Суммарные потери $\sum S'_n = 19,31 \text{ м}^2$, разубоживание $\sum S'_p = 140,67 \text{ м}^2$, $\Phi_n = 0,079$, $\Phi_p = 0,86$. По новой технологии количественные потери практически не изменились, а качественные сократились в 3,07 раза.

Как видно из рассмотренных примеров, согласие расчета с фактическими данными по потерям и разубоживанию вполне удовлетворительно. Это подтверждает соответствие предполагаемого положения рудных тел в развале действительочу и обосновывает пригодность структурно-технологических характеристик сложных забоев в качестве количественной меры полноты и чистоты отсеваания рудных тел от вмещающих пород.

4. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ЗАРЯДОВ В МАССИВЕ ПОРОД

4.1. Теоретическая основа определения параметров расположения зарядов в уступе

Исходные данные для проектирования параметров массового взрыва; размеры взываемого блока массива пород: длина (L), ширина (B), высота (h); структурные характеристики (трещиноватость, гранулометрический состав естественных отдельностей в массиве $[p(x_1), p(x_2), \dots, (x_n)]$, средний диаметр естественных отдельностей d_e), упругие (плотность p , скорость звука c , коэффициент Пуассона ν) и прочностные свойства пород (предел прочности на сжатие σ_{ck} , предел прочности на растяжение σ_p); характеристики применяемого типа ВВ (плотность p_{bb} , скорость детонации D , начальное давление продуктов детонации (ПД) P_n).

Необходимо установить параметры пространственного размещения зарядов ВВ во взываемом блоке: диаметр скважины d_0 , линию сопротивления по подошве уступа W , расстояние между скважинами a , расстояние между рядами скважин a_p , длину заряда l_1 в скважине, длину заряда h_1 над уровнем подошвы уступа, длину незаряженной части скважины i_2 , длину перебора l_n , длину воздушного промежутка $h_{n,n}$ (рисунок 4.1а), массу заряда m в скважине, схему, время замедления между разновременно взываемыми группами зарядов ВВ τ и конечные результаты взрыва: гранулометрический состав взорванной горной массы $[p'(x_1), p'(x_2), \dots, p'(x_n)]$, геометрические размеры развода пород: ее ширину B_p , ширину отброшенной части развода B_o , высоту развода в месте его пересечения с линией откоса H_o , высоту развода у линии отрыва H_1 , максимальную высоту развода H_p , коэффициент разрыхления k_p пород в разводе, размещение фиксированных элементов блока $G(y_1, z_4)$ в разводе.

Структурная связь между перечисленными выше характеристиками взываемого блока, источника взрыва ВВ и взорванной горной массы наглядно выражается схемой трансформации взываемого массива пород в разрыхленное состояние, приведенной на рисунок 4.2. Показатели, входящие во вторую и третью составляющие данной схемы представляют собой предмет проектирования массовых взрывов на карьерах.

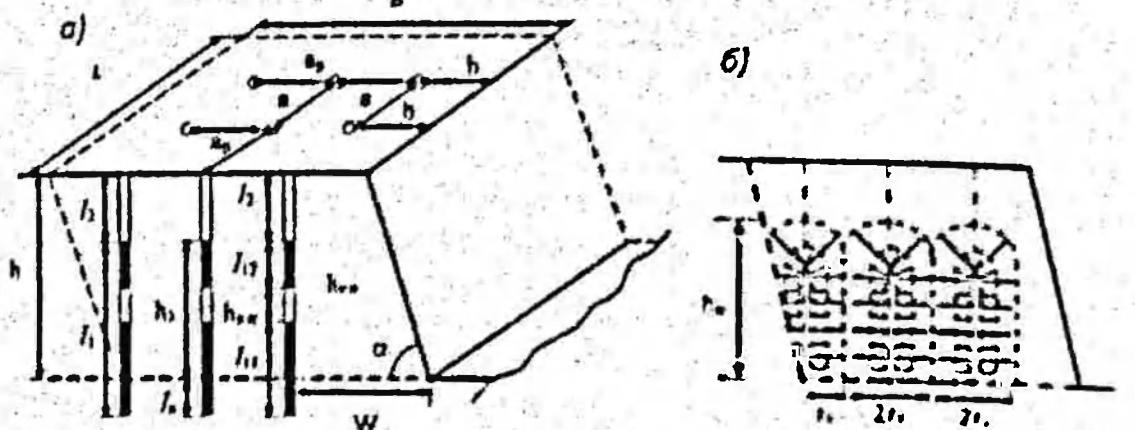


Рисунок 4.1 – Параметры распространения заряда ВВ в массиве (а) и разметка зоны интенсивного дробления пород (б)

Аналитическое определение проектируемых параметров и результатов взрыва базируется на установлении размеров радиуса зоны трещинообразования (r_1) и высоты зоны интенсивного разрушения (h_1) (рисунок 4.1б). В работах [52, 57] показано, что совокупность зон раздавливания и трещинообразования представляет собой зону интенсивного дробления пород в уступе. Объем активно раздробленной породы в уступе вокруг взорванного скважинного заряда в безграничной среде равняется объему цилиндра с радиусом r_1 и высотой ($h_1 + r_1$) (см. рисунок 4.1б).

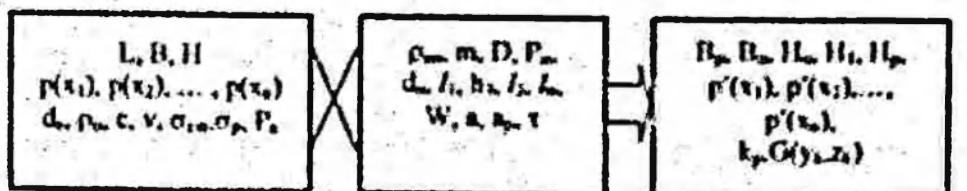


Рисунок 4.2 – Схема трансформации взрываемого массива пород в разрыхление состояние

Однако, при взрыве заряда, расположенного вблизи свободной поверхности, в отличие от взрыва в неограниченной среде увеличивается объем интенсивно разрушенных пород. Это объясняется развитием трещин как от заряда, так и от свободной поверхности (рисунок 4.3). Дополнительный объем разрушения пропорционален объему зоны разрушения вокруг заряда [52]. По мнению авторов [34, 48], доля разрушения, вызванная действием отраженной волны, составляет около 30% общего дробления независимо от различных факторов.

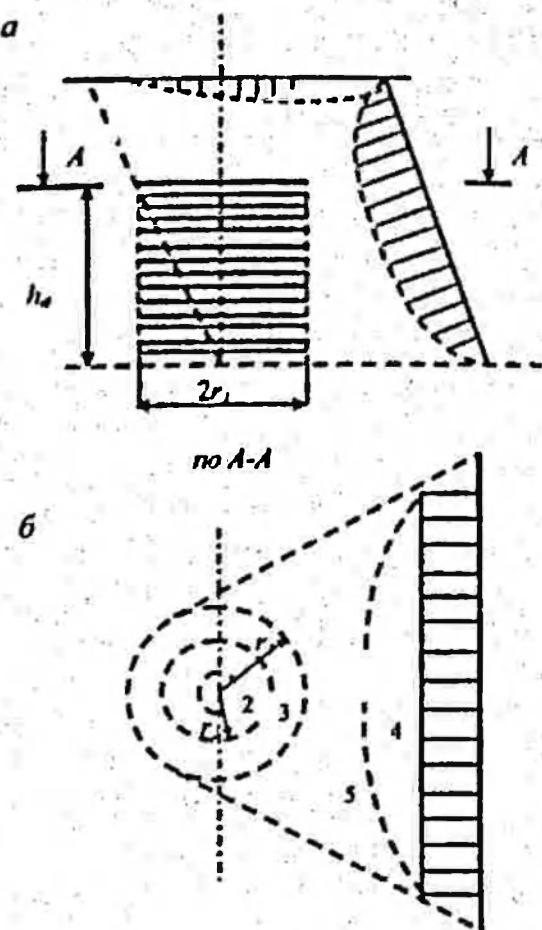


Рисунок 4.3 – Разрушение массива пород одним зарядом в разрезе уступа (а) и плане (б): 1 – взрывная полость; 2–5 – зоны: 2 – раздавливания; 3 – радиальных трещин; 4 – трещин, развивающихся от свободной поверхности; 5 – совокупного разрушения

В работе [15] показано, что в первой стадии по истечении некоторого промежутка времени после достижения полостью предельного положения в основном объеме отбиваемой части массива полностью преодолеваются силы сцепления между естественными отдельностями: массив оказывается пронизанным совокупностью различных систем трещин. Во второй стадии взрыва вследствие направленного движения разрушенной породы в сторону откоса и верхней площадки уступа наступает следующий этап дробления: разрушение идет как от заряда, так и от свободных поверхностей (рисунок 4.3).

В натурных условиях при рациональном размещении заряда ВВ в массиве объем разрушенной породы за счет вспучивающего действия

взрыва распределяется во взываемой части массива равномерно. В случае сгущенной стеки скважин, а также укороченной длины забойки (незаряженной части скважин) или малой величины начального сопротивления указанная доля раздробленной породы преимущественно различается в полосе генерального движения.

Эту часть также можно принять пропорциональной объему разрушения непосредственно вокруг заряда.

Таким образом, объем всей интенсивно раздробленной породы, приходящийся на один скважинный заряд составит:

$$V_{dp} = (1 + k_1 + k_2) \pi r_1^2 (h_1 + r_2), \quad (4.1)$$

где k_1 – коэффициент, учитывающий долю разрушенного объема за счет отраженной волны растяжения (зависит от упругих и структурных свойств пород в массиве); k_2 – коэффициент, учитывающий долю разрушения за счет вспучивающего действия взрыва (зависит от условий взрывания); h_1 – высота заряда ВВ над уровнем подошвы уступа; r_2 – радиус зоны раздавливания.

Ввиду трудности расчета коэффициентов уравнения их сумму обозначим постоянной k , которая устанавливается опытным путем. Так, анализ результатов экспериментальных и прочищенных взрывов показывает, что эту постоянную при однорядном взрывании можно принять равной единице. При многорядном КЗВ из величину k накладывается ограничение, вытекающее из того, что объем раздробленной породы не может превышать объем отбиваемого слоя одной скважиной, т.е.:

$$(1 + k) \pi r_1^2 (h_1 + r_2) \leq 2r_1 2r_2 h_1. \quad (4.2)$$

Из неравенства (4.2) следует, что при обычных условиях взрывания, когда $h_1 + r_2 \approx 0,7 h_1$ для скважин второго и последующих рядов постоянная k также равняется единице. Отсюда вытекает, что во всех случаях взрывная $k = 1$.

Таким образом, коэффициент k учитывает долю разрушения массива пород как от действия отраженных волн, так и вспучивающего действия взрыва в процессе движения раздробленных пород.

Объем породы уступа, отбиваемый одним скважинным зарядом при однорядном расположении скважин, как известно, равняется:

$$V = Wah. \quad (4.3)$$

Для наиболее полного дробления этого объема объем интенсивно раздробленной породы должен приблизиться к нему, т.е.:

$$(1+k)\pi r_1^2(h_3+r_2) \approx Wah. \quad (4.4)$$

Поделив обе части этого уравнения на Wah , получим:

$$(1+k)\frac{\pi r_1}{2W} \cdot \frac{2r_1 \cdot h_3 + r_2}{a} \approx 1. \quad (4.5)$$

Уравнение (4.5) выражает принцип рационального размещения заряда ВВ во взрываемом массиве. Он гласит, что трещины, развивающиеся в массиве пород взрывом заряда ВВ в трех взаимно перпендикулярных направлениях должны достичь границ соответствующих свободных поверхностей. Радиусы зон мелкого дробления (r_2), радиальных трещин (r_1) и предельного радиуса взрывной полости ($r_{\text{пп}}$), определяются из уравнений (3.1), (3.2), (2.20)

$$r_2 = r_{\text{пп}} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{\text{сж}}} \right)^{1/2}, \quad r_1 = r_2 \frac{v}{1+v} \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\sigma_p}, \quad r_{\text{пп}} = (P_{\text{н}}/P_c)^{1/4}. \quad (4.6)$$

Из принципа рационального размещения заряда ВВ во взрываемом массиве (4.5) следует: для того, чтобы весь отбиваемый объем породы был интенсивно раздроблен, каждый из трех сомножителей в отдельности должен приблизиться к единице. При этом величина $(1+k)$ по смыслу постоянной k должна быть разбита на две составляющие с показателями, равными долям свободной поверхности, приходящимся на зоны разрушения в нижней и верхней частях уступа (рисунок 4.1). Эти доли одинаковы, равны $1/2$. Следовательно, принцип рационального размещения заряда ВВ в уступе представится в виде:

$$(1+k)^{1/2} \frac{\pi r_1}{2W} \approx 1, \quad \frac{2r_1}{a} \approx 1, \quad (1+k)^{1/2} \frac{h_3+r_2}{h} \approx 1. \quad (4.7)$$

Зависимости (4.7) служат теоретической базой для определения основных параметров расположения зарядов ВВ в отбиваемой части уступа – линии сопротивления по подошве уступа (W), расстояния между скважинами (a) и длины заряда над уровням подошвы уступа (h_3) [22, 62].

4.2. Аналитическое определение параметров расположения зарядов в уступе

Линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) является важнейшим параметром расположения зарядов в массиве уступа. Она предопределяет как качество взорванной горной массы, так и качество

проработки подошвы уступа. При превышении оптимального значения этого параметра на подошве уступа образуются пороги, приводящие к простою горнотранспортного оборудования и нарушению технологии ведения выемочно-погрузочных работ. При уменьшении ЛСПП уменьшается выход горной массы с 1 пог. м скважины и разрушенная порода отбрасывается на большое расстояние, что приводит к низкой производительности экскаватора.

Поэтому линия сопротивления по подошве уступа, определяемая по первому соотношению из уравнения (4.7), как показывает анализ, отвечает высоким требованиям техники безопасности и технологии ведения взрывных работ на карьерах. При этом необходимо иметь в виду, что при однорядном взрывании $k = 1$. Кроме того нужно учесть, что с увеличением высоты уступа с 6 до 20 метров при фиксированном диаметре скважин растет значение линии сопротивления по подошве уступа. Этот масштабный эффект в указанных пределах высоты уступа можно оценить поправочным коэффициентом k_1 , который равняется $(h/10)^{1/2}$ [22, 63]. Принимая во внимание эти обстоятельства, первое соотношение из (4.7) для линии сопротивления по подошве уступа можно представить в виде:

$$W = k_1 \cdot \frac{\pi r_s}{\sqrt{2}}. \quad (4.8)$$

При высоте уступа, превышающей 20 м, ЛСПП принимается равной ее значению при $h = 20$ м.

Как видно из уравнения (4.8), линия сопротивления по подошве уступа прямо пропорциональна радиусу зоны радиальных трещин. А сам радиус радиальных трещин прямо пропорционален предельному радиусу полости (4.6). Последний пропорционален отношению начального давления ПД к прочностной характеристике пород в условиях взрывного нагружения из корня в четвертой степени (4.6). Отсюда следует, чем крепче порода, тем меньше должна быть ЛСПП. При больших ЛСПП нужно применять более мощные ВВ. Эти выводы хорошо согласуются с данными практики.

Численные значения ЛСПП для рассматриваемых пород Сарбайского, Аюжалского и Житикаринского месторождений при диаметре скважин $d_s = 0,25$ м, высоте уступа $h = 15$ м, начальном давлении ПД $P_n = 2000$ МПа (плотность заряда $\rho_{zz} = 950$ кг/м³, скорость детонации ВВ $D = 4000$ м/с) приведены в таблице 4.1.

Расстояние между скважинами (РМС) в ряду – параметр, призванный обеспечить требуемое качество дробления пород. При фактическом РМС, превышающем его необходимое значение не достигается желательная степень дробления пород, на подошве уступа могут образоваться пороги. Эти негативные результаты могут привести к снижению производительности высечечно-погружочного оборудования, нарушению технологии ведения горных работ.

При фактическом РМС меньше некоторого его необходимого значения для данных пород происходит их излишнее измельчение, выброс взрываемых пород на большие расстояния. При этом за счет низкой высоты отброшенной части пород снижается производительность экскаватора, уменьшается выход горной массы с 1 пог. м скважины, увеличивается удельный расход ВВ, что заметно повышает текущие удельные затраты на выполнение горных работ. Таким образом, определение рационального расстояния между скважинами в ряду относится к числу актуальных задач буровзрывных и в целом открытых горных работ.

Расстояние между скважинами, обеспечивающее требуемое качество дробления взорванных пород скважинными зарядами, может быть найдено из второго соотношения уравнения (4.7). При этом, как и в случае определения ЛСПП, необходимо учесть факт некоторого увеличения расстояния между скважинами с увеличением высоты уступа с 6 до 20 м. Этот масштабный эффект можно оценить поправочным коэффициентом k_1 , равным $(h/10)^{1/2}$ [22, 63]. Тогда рациональное расстояние между скважинами в ряду определяется по формуле:

$$a = k_1 \cdot 2r_1. \quad (4.9)$$

При высоте уступа, превышающей 20 м, РМС принимается равным его значению при $h = 20$.

Из уравнения (4.9) следует, что расстояние между скважинами прямо пропорционально радиусу зоны радиальных трещин. А сам радиус радиальных трещин прямо пропорционален предельному радиусу полости (4.6). Последний пропорционален отношению начального давления ПД к прочностной характеристике пород в условиях взрывного нагружения из корня в четвертой степени (4.6). Отсюда следует, чем крепче порода, тем меньше должна быть РМС. При больших РМС нужно применять более мощные ВВ. Эти выводы хорошо согласуются с данными практики.

Численные значения РМС для рассматриваемых пород Сарбайского, Аксалского и Житикаринского месторождений при диаметре

скважине $d_e = 0,25$ м, высоте уступа $h = 15$ м, начальном давлении ПД $P_H = 2000$ МПа (плотность заряда $\rho_{zz} = 950$ кг/м³, скорость детонации ВВ $D = 4000$ м/с) приведены в таблице 4.1.

Расстояние между рядами скважин принимается равным расстоянию между скважинами.

Длина заряда над уровнем подошвы уступа (ДЗНП) является действенным параметром, определяющим объём активно раздробленной части взрываемого массива пород. Чем больше ДЗНП, тем больший объём взрываемой породой подвергается активному дроблению. Однако чрезмерно большая ДЗНП приводит к образованию большого объема газообразных, пылевидных продуктов взрыва с подъёмом на большую высоту, что сильно загрязняет окружающую среду и карьерное пространство.

При малых значениях ДЗНП в верхней части уступа не обеспечивается необходимое качество дробления пород. При взрыве скважинного заряда эта часть уступа в основном разваливается на естественные отдельности, что затрудняет работу выемочно-погрузочного оборудования, резко снижает его производительность.

В то же время длина заряда над уровнем подошвы ограничивается длиной забойки (длиной незаряженной части скважины), обеспечивающей нормальное протекание взрывных процессов в скважине. По этому рациональная длина заряда над уровнем подошвы уступа, обеспечивающая активное дробление большей части взрываемого массива пород, может быть найдена из третьего соотношения уравнения (4.7) выражением:

$$h_3 = 0,7h - r_2. \quad (4.10)$$

Как видно, чем больше высота уступа, тем больше и длина заряда над уровнем подошвы уступа, что вполне логично и отражает фактическое состояние дела на практике. Численные значения ДЗНП для рассматриваемых пород Сарбайского, Акжалского и Житикаринского месторождений при диаметре скважин $d_e = 0,25$ м, высоте уступа $h = 15$ м, начальном давлении ПД $P_H = 2000$ МПа (плотность заряда $\rho_{zz} = 950$ кг/м³, скорость детонации ВВ $D = 4000$ м/с) приведены в таблице 4.1.

Длина незаряженной части скважины (ДНЧС) предназначена для заполнения ее забойкой, обеспечения нормального протекания детонационных процессов заряда ВВ в скважине, ограничения больших выбросов пород и газообразных продуктов взрыва на большую высоту.

Что касается роли забойки, то она, как известно, предотвращает потери энергии в процессе детонации заряда ВВ, обеспечивая как полноту детонации ВВ, так и высвобождение максимальной доли его потенциальной энергии. Полное протекание взрыва увеличивает длительность воздействия взрыва на массив. Забойка предотвращает разброс кусков пород на большие расстояния. Поэтому применение плотной забойки, способствующей обеспечению замкнутости зарядной полости в течение первой стадии взрыва, является обязательным звеном технологии взрывных работ.

Длина незаряженной части скважины с учетом (4.10) определяется по формуле:

$$l_2 = 0,3h + r_2. \quad (4.11)$$

Из уравнения (4.11) следует что, увеличение высоты уступа приводит к росту длины незаряженной части скважины, что находится в полном согласии с данными практики горнодобывающих предприятий. Численные значения ДНЧС для рассматриваемых пород Сарбайского, Акжалского и Житикаринского месторождений при диаметре скважин $d_c = 0,25$ м, высоте уступа $h = 15$ м, начальном давлении ПД $P_n = 2000$ МПа (плотность заряда $\rho_{\text{з}} = 950$ кг/м³, скорость детонации ВВ $D = 4000$ м/с приведены в таблице 4.1).

Длина перебора скважин (ПС). Опытом работы горных предприятий с открытым способом разработки месторождений установлено, что для нормального дробления горных пород требуется некоторое заглубление заряда ВВ ниже уровня подошвы уступа. При отсутствии такого заглубления образуется слой неразрушенных пород, что приводит к завышению подошвы, снижению высоты уступа и нарушению технологии ведения горных работ.

При чрезмерном заглублении заряда снижаются технико-экономические показатели буровзрывных работ: уменьшается выход горной массы с 1 пог. м скважины, увеличивается удельный расход ВВ, объем бурения, а также нарушается цельность верхнего слоя нижележащего горизонта.

Таким образом, перебур скважин предназначен для предотвращения краевого эффекта действия взрыва на уровне подошвы уступа при отсутствии перебура (рисунок 4.4). Цифрой 1 обозначен неразрушенный участок породы на уровне подошвы уступа при отсутствии перебура. Для полного вовлечения пород указанного участка в зону интенсивного разрушения, т.е. для обеспечения хорошей проработки подошвы уступа, как видно из рисунок 4.4б, заглубление заряда ниже уровня подошвы уступа должна составлять величину, равную $r_1 - r_2$.

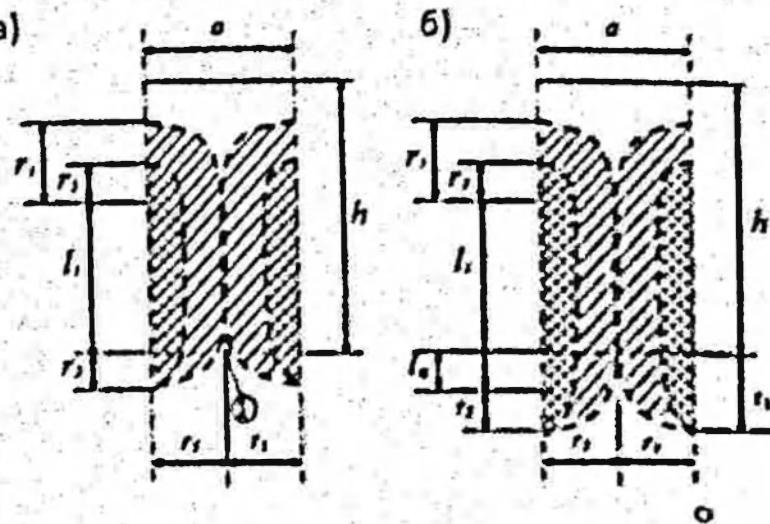


Рисунок 4.4 – Схемы разрушение массива при отсутствии (а) и наличии (б) перебора: I – неразрушенный участок из уровня подошвы уступа

Это величина и представляет длину перебора скважины, т.е.:

$$l_n = r_1 - r_2. \quad (4.12)$$

Как видно из зависимости (4.12), перебор скважин зависит от физико-механических свойств пород и физико-химических характеристик применяемого ВВ, что интегрально учитывается размерами зон раздавливания и радиальных трещин.

Длина перебора не должна быть меньше радиуса зоны раздавливания, т.е.

$$l_n \geq r_2. \quad (4.13)$$

Длина заряда в скважине (ДЗС) должна обеспечить равномерное качественное дробление пород по высоте уступа. При значении ДЗС, превышающем ее рациональную величину, будет наблюдаться выброс большого объема пылегазовых образований на большую высоту и разброс взорванных пород на дальние расстояния. При значении ДЗС меньше указанной величины в верхней части уступа происходит недостаточное дробление пород. Эти результаты учитываются рассмотренными выше параметрами расположения зарядов в массиве, т.е. длиной заряда над уровнем подошвы уступа h_3 и длиной перебора скважин l_n .

Таким образом, длина заряда в скважине:

$$l_1 = h_3 + l_n = l_c - l_2, \quad (4.14)$$

где l_c – глубина скважины, $l_c = h + l_n$.

Длина промежутка между частями заряда скважин (ДПЗ). Промежуток между частями заряда в виде инертного материала или воздушного промежутка предназначен для улучшения качества дробления пород по высоте уступа. По другому он представляет конструкцию заряда в скважине.

Конструкция заряда ВВ в скважине является одним из главных средств усиления эффекта взрыва в среде. При зарядах с воздушными промежутками увеличивается длительность воздействия взрыва на массив, без уменьшения радиуса зоны радиальных трещин увеличивается высота этой зоны за счет длины воздушного промежутка. Тем самым возрастает объем зоны активного дробления. Этот способ дает наилучшие результаты в сочетании с многорядным КЗВ.

Поскольку цилиндрическое поле напряжений создается при отношении длины к диаметру заряда около 20, то число частей зарядов в скважине может быть найдено из выражения

$$n_3 = \frac{h + l_n - l_2}{20d_0}. \quad (4.15)$$

Для сохранения непрерывности дробления пород по высоте уступа длину воздушного промежутка между соседними частями заряда следует принимать равной или несколько меньше радиуса зоны раздавливания, т.е.

$$h_{\text{в.п.}} \leq r_2. \quad (4.16)$$

Масса заряда ВВ в скважине определяется его длиной, помноженной на вместимость 1 пог. м скважины, т.е. по простой зависимости:

$$Q = p l_1, \quad (4.17)$$

где p – вместимость единицы длины скважины.

В случае рассредоточенных зарядов $l_1 = l_{12} + l_{11}$. Здесь l_{11} – длина нижней части заряда, l_{12} – длина следующей верхней части заряда.

Расчетный удельный расход ВВ устанавливается тривиальным соотношением

$$q_p = \frac{Q}{W \cdot a \cdot h}. \quad (4.18)$$

Время замедления между разновременно взрываемыми зарядами ВВ является важнейшим параметром взрыва, определяющим качество взорванной горной массы. Оно тесно связано с закономерностью изменения скорости стенок взрывной полости от ее относительного радиуса (2.53). Поэтому уравнению можно вычислить скорости стенок

полости, соответствующем заданному значению относительного радиуса до тех пор, пока полость не достигает своего предельного положения.

Расчеты, выполненные по уравнению (2.53) показывают, что в зависимости от физико-механических свойств пород и физико-химических характеристик применяемого ВВ начальные скорости степократности лежат в пределах от 160 до 1100 м/с [15, 46]. Причем нижнее значение этого кинематического параметра характерно для крепких пород при применении слабых ВВ, а верхнее значение – для слабых пород при применении мощных ВВ. Время расширения взрывной полости на расстояние, равное принятому отрезку (0,02) между смежными радиусами полости (t) при радиусе скважины $r_s = 0,125$ м определялось по формуле (2.53).

Согласно расчетам, приведенным в [46] время расширения взрывной полости при различных сочетаниях свойств пород и применяемого ВВ лежит в пределах от 50 до 280 мкс. Нижнее значение характерно для слабых, а верхнее значение – для мощных ВВ.

Отрыв отбиваемого слоя пород от массива произойдет в момент, когда трещины обратимые взрывочными зарядами смежных скважин смыкаются между собой, формируя плоскость отрыва. Время формирования плоскости отрыва значительно больше времени достижения полостью максимального размера.

Интервал замедления между разновременно взрываемыми рядами скважинных зарядов обусловливается временем отрыва предыдущего слоя от массива и определяется по зависимости

$$t = r_1/u = a/2u, \quad (4.19)$$

где r_1 – радиус зоны радиальных трещин, u – средняя скорость перемещения границы раздела порода-продукты детонации.

Для наиболее распространенного ВВ со скоростью детонации $D_{cr} = 4000$ м/с средняя скорость перемещения границы раздела составляет 140 м/с, т.е.

$$u_{cr} = 0,035D_{cr}. \quad (4.20)$$

Для любого другого ВВ:

$$u = u_{cr}\sqrt{D/D_{cr}}. \quad (4.21)$$

где D – скорость детонации применяемого ВВ.

Время замедления между взрываемыми рядами скважин, найденное по формуле (4.21) хорошо согласуется с данными, приведенными в работах [64, 65].

Как видно из (4.19), интервал замедления между разновременно взрываемыми прямо пропорционален расстоянию между ними, а поря-

док очередность взрываия предопределяются требуемыми технологическими условиями и трещиноватостью массива пород.

Лучший результат достигается в тех схемах КЗВ, в которых наибольшее число зарядов взрывается разновременно. При этом направления движения пород должно быть перпендикулярно направлению господствующей системы треции. Для конкретных условий проектирования при выборе схем замедления следует исходить не только из степени дробления, но и из условий управления параметрами развода, а также технической возможности реализации этих схем и т.д.

В зависимости от конкретных поставленных задач выбирается одна из наиболее распространенных схем взрываия (рисунок 4.5).

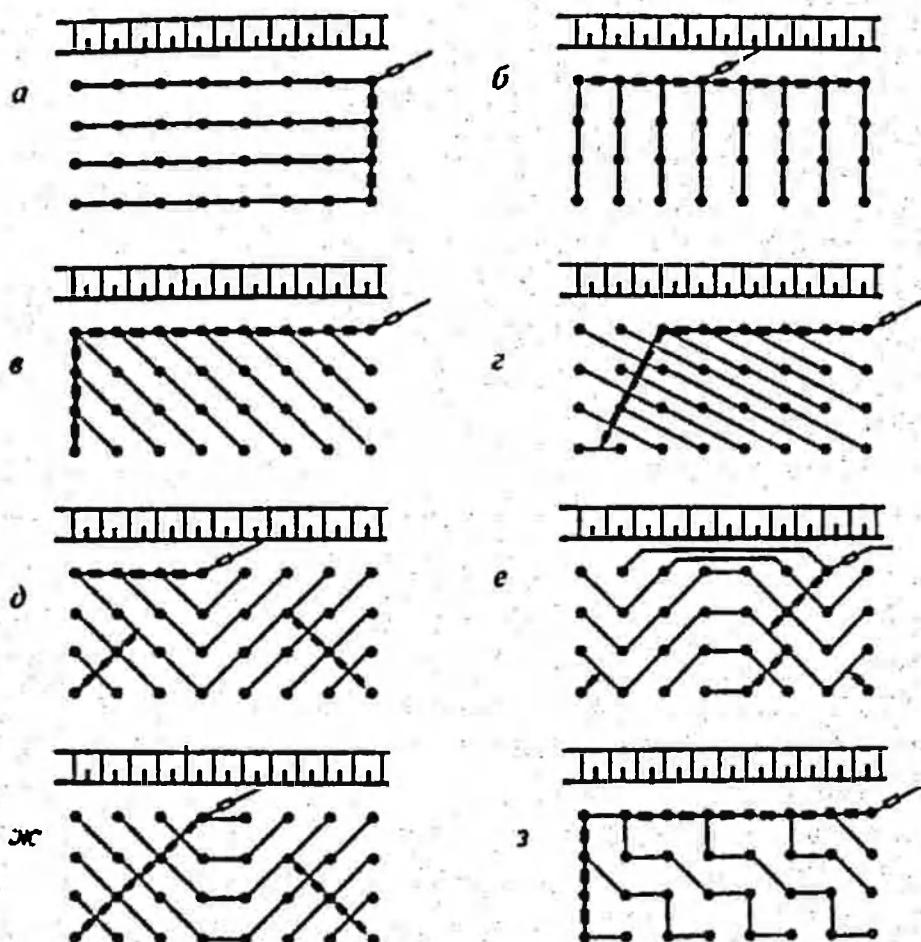


Рисунок 4.5 – Варианты схем монтажа взрывной сети: а – продольная порядная; б – поперечная врубовая; в – диагональная обычная; г – диагональная с уменьшением ЛИС; д – треугольная; е – волновая; ж – трапециевидная; з – ступенчатая (\square – капсюль детонатор, — КЗДШ)

Диаметр скважины по своей значимости является вторым, после высоты уступа, элементом буровзрывных работ, так как он совместно с характеристиками выбранного типа ВВ предопределяет основные размеры зон дробления и итоговые показатели всего рассматриваемого цикла.

В легковзрываемых породах технологические ограничения в отношении проработки подошвы уступа могут быть выражены условием $W \leq h$. Линия сопротивления по подошве уступа обычно составляет $W = (2+3)\bar{r}_1$, причем нижний предел относится к 10 метровому, а верхний предел – к 20 метровому уступу. Выражая радиус зоны трещинообразования через d_0 , из этого условия для верхнего предела диаметра скважины имеем

$$d_0 \leq \frac{h}{(1.0 + 1.5)\bar{r}_1} . \quad (4.22)$$

В легковзрываемых породах относительный радиус трещинообразования в среднем составляет 40 (см. таблицу 3.1). Тогда для 10-и 20-метрового уступа d_0 соответственно равно 250+340 мч.

В трудно- и весьма трудновзрываемых породах технологические требования, связанные с техникой безопасности, записываются в виде $W \geq 11\bar{r}_1 + b$. Выражая значение линии сопротивления по подошве уступа через диаметр скважины, для нижнего предела d_0 для 10-20-метровых уступах имеем

$$d_0 \geq \frac{8.5}{1.5\bar{r}_1} \text{ и } d_0 \geq \frac{12.0}{2\bar{r}_1} . \quad (4.23)$$

При значении $\bar{r}_1 = 25$ (см. таблицу 3.1) в 10 и 20-метровых уступах диаметры скважин соответственно должны составлять 230-240 мч.

Как видно, вычисленные по выражениям (4.22), (4.23) значения d_0 практически совпадают с применяемым диаметром вертикальных скважин на карьерах.

При наклонном расположении скважин в крупно- и весьма крупноблочных массивах их диаметр определяется из следующего очевидного условия:

$$d_0 = \frac{\bar{n}_e d_e}{\bar{r}_1} , \quad (4.24)$$

где n_e – число слоев естественных отдельностей, непосредственно разрушаемых под действием волн напряжений взрыва ВВ; d_e – средний диаметр естественной отдельности.

Для наиболее распространенных условий ($d_e = 1,0$ м, $n_e = 1,5 \bar{r}_e = 25$) расчетное значение диаметра скважины должно составлять 120 мм. Оно справедливо и для случая, когда средний диаметр естественной отдельности равен 1,5 м, а $n_e = 1$.

Приведенные численные значения d_0 хорошо согласуются с данными передового опыта крупных карьеров мира [8, 13, 21, 65].

Детонационные и энергетические характеристики ВВ совместно с диаметром заряда обуславливают качество дробления взорванных пород. Важным результатом взрывного дробления горных пород на открытых разработках является проработка подошвы уступа, обеспечивающая отсутствие порогов на нижнем горизонте уступа. При этом мерой прорабатываемости подошвы уступа может служить величина предельного относительного радиуса полости – интегральная характеристика разрушающего действия взрыва ВВ в среде. Как показывает анализ буровзрывных работ на карьерах [8, 13, 21, 65], качественная проработка подошвы обеспечивается при $\bar{r}_{\text{пп}} = 1,5$.

Исходя из этого условия на основе уравнения (2.20) осуществляется выбор типа ВВ для конкретных пород. Для этого значение $\bar{r}_{\text{пп}} = 1,3$ подставляют в уравнение (2.20) и решают его относительно начального давления продуктов детонации ВВ. В результате получим:

$$P_n = 2,86 P_e. \quad (4.25)$$

Прочностная характеристика массива горных пород в условиях взрывного нагружения P_e рассчитывается по формуле (2.52). Их численные значения для исследованных пород приведены в таблице 2.1.

Таким образом, при известном P_n из выражения (2.18) следует, что:

$$\rho_n D^2 = 8P_n. \quad (4.26)$$

По этой формуле устанавливаются детонационные характеристики ВВ (ρ_n , D), следовательно, искомый тип ВВ. Выбор требуемого ВВ осуществляется на основе подбора указанных характеристик ВВ, выпускаемых специализированными заводами или изготавливаемых на местах их применения.

Расчетные значения параметров буровзрывных работ, найденные по аналитическими формулам (4.8)–(4.26), близко совпадают с данными других авторов [67, 68] и передового опыта ведения взрывных работ на карьерах.

Таким образом, разработанная методика определения параметров расположения зарядов в массиве горных пород при заданных диаметре скважин и типе ВВ составляет теоретическую основу для автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах [66].

4.3. Автоматизированное проектирование рациональных параметров расположения зарядов в уступе

4.3.1. Структура программного обеспечения

Программа включает комплекс программных средств для организации и проведения автоматизированных измерений, обработки и представления измерительной информации, сохранения результатов измерений в базе данных, генерации отчетов по результатам исследований, визуализации в режиме реального времени [69-71].

В отличие от ранее известных, разработанная методика расчета параметров БВР базируется на учете физико-механических свойств пород и детонационных характеристик ВВ. По этим базовым данным, не прибегая к эксперименту, можно установить рациональные параметры БВР [62].

При составлении алгоритма программных модулей САПР БВР использованы установленные выше аналитические зависимости. Предлагаемая программа системы автоматизированного проектирования параметров БВР наглядна, удобна в использовании и имеет несложный интерфейс. Созданная программа САПР БВР позволяет оперативно рассчитать параметры БВР для составления паспорта на бурение скважин и проектирования массового взрыва в конкретных производственных условиях [66]. С использованием указанной программы рассчитаны рациональные параметры расположения зарядов взрывчатого вещества в уступах Сарбайского, Акжатского и Житикаринского карьеров. Блок-схема данной программы представлена на рисунке 4.6.

Программный пакет предназначен для разработки и обеспечения работы в реальном времени. Он может являться частью автоматизированной системы управления технологическим процессом. Программное обеспечение может быть установлено на компьютеры, для связи с объектом используются программируемые логические контроллеры PLC, драйверы ввода-вывода или OPC/DDE серверы. Программный код может быть, как написан на языке программирования, так и сгенерирован в среде проектирования [69,70].

Данный программный пакет решает следующие задачи:

- обмен данными с «устройствами связи с объектом», (т.е. с контроллерами и платами ввода/вывода) в реальном времени через драйверы;
- обработка информации в реальном времени;
- логическое управление;

- отображение информации на экране монитора в удобной и понятной для человека форме;
- ведение базы данных реального времени с технологической информацией;

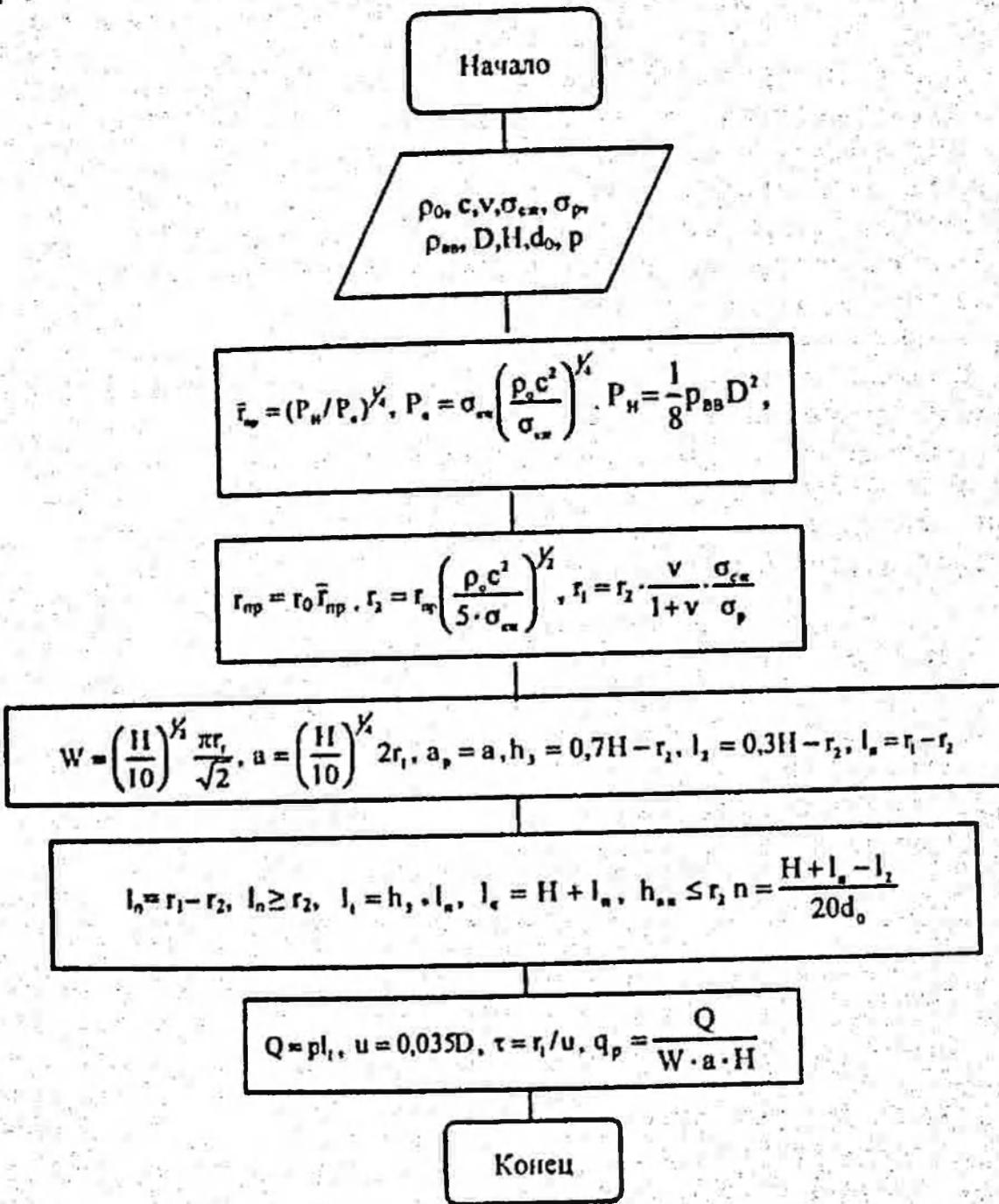


Рисунок 4.6 – Блок-схема программы

- аварийная сигнализация и управление тревожными сообщениями;
- подготовка и генерирование отчетов о ходе технологического или производственного процесса;
- обеспечение связи с внешними приложениями (системы управления базами данных, электронные таблицы, текстовые процессоры и т.д.) [65].

Оперативное решение поставленных задач реализуется за счет использованных интегрированной SCADA системы.

Возможности интегрированных SCADA систем обширны, кроме приложений непосредственно к программной среде библиотек различных приборов и устройств, они позволяют также создавать объекты любой сложности, программируя принципы функционирования различных процессов и виртуально запускать в режиме реального времени, с учетом всех факторов исследуемого процесса [71].

Использованная интегрированная SCADA-система включает комплекс программных средств для организации и проведения автоматизированных измерений, обработки и представления измерительной информации, сохранения результатов измерений в базе данных, генерации отчетов по результатам исследований, визуализацию в режиме реального времени исследуемого процесса.

Описание алгоритма

1. Начало
2. Вводятся исходные данные: ρ_0 , c , v , σ_{ck} , σ_p , ρ_m , D , H , d_0 , p .
3. Определяются: P_c , P_m .
4. Определяются: r_{cp} , r_{pr} , r_1 , r_2 .
5. Определяются: W , a , a_p , h_1 , l_1 , l_2 .
6. Определяются: I_1 , I_2 , h_{cp} , n .
7. Определяются: Q , u , τ , q_p .
8. Выводятся на экран результаты вычислений и визуализация уступа.
9. Конец.

Спецификация параметров

ρ_0 – плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$;

c – скорость звука в породе, $\text{м}/\text{с}$;

v – коэффициент Пуассона;

σ_{ck} – предел прочности на сжатие, Па ;

σ_p – предел прочности на растяжение, Па ;

ρ_m – плотность взрывчатого вещества, $\text{кг}/\text{м}^3$;

D – скорость детонации, м/с;
 H – высота взрывавшего блока, м;
 d_0 – диаметр скважины, м;
 ρ – вместимость единицы длины скважины, кг/м;
 P_c – прочностная характеристика среды, Па;
 P_n – начальное давление продуктов детонации, Па;
 $r_{\text{ср}}$ – относительный предельный радиус полости;
 $r_{\text{пр}}$ – предельный радиус полости, м;
 r_2 – радиус зоны мелкого дробления, м;
 r_1 – радиус зоны радиальных трещин, м;
 W – линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП), м;
 a – расстояние между скважинами, м;
 a_p – расстояние между рядами скважин, м;
 h_3 – длина заряда над уровнем подошвы уступа, м;
 l_2 – длина незаряженной части скважины, м;
 l_n – длина перебора скважины, м;
 l_1 – длина заряда в скважине, м;
 l_c – глубина скважины, м;
 $h_{\text{сп}}$ – длина промежутка между частями заряда, м;
 n – число частей заряда;
 Q – масса заряда в скважине, кг;
 u – скорость перемещения стенок полости, м/с;
 t – время замедления, с;
 q_p – удельный расход ВВ, кг/м³.

4.3.2. Описание программного интерфейса

Проектирование АСУТП с использованием интегрированной SCADA-системы (Supervisory Control and Data Acquisition) Unity Pro предполагает использование браузера проекта, который предназначен для разработки структуры проекта и математической основы обработки данных и управления. Использование редактора представления данных служит для разработки графической составляющей проекта. Применение новейших информационных технологий и программных продуктов, которые дают возможность успешного использования прикладных методов идентификации промышленных объектов разных классов с алгоритмами их реализации для получения не только качественных, но и количественных моделей исследуемых объектов повышает эффективность управления сложными промышленными объектами [69-71].

- аварийная сигнализация и управление тревожными сообщениями;
- подготовка и генерирование отчетов о ходе технологического или производственного процесса;
- обеспечение связи с внешними приложениями (системы управления базами данных, электронные таблицы, текстовые процессоры и т.д.) [65].
- Оперативное решение поставленных задач реализуется за счет использованных интегрированной SCADA системы.

Возможности интегрированных SCADA систем обширны, кроме приложенных непосредственно к программной среде библиотек различных приборов и устройств, они позволяют также создавать объекты любой сложности, программировать принципы функционирования различных процессов и виртуально запускать в режиме реального времени, с учетом всех факторов исследуемого процесса [71].

Использованная интегрированная SCADA-система включает комплекс программных средств для организации и проведения автоматизированных измерений, обработки и представления измерительной информации, сохранения результатов измерений в базе данных, генерации отчетов по результатам исследований, визуализацию в режиме реального времени исследуемого процесса.

Описание алгоритма

1. Начало
2. Вводятся исходные данные: ρ_0 , c , v , σ_{ex} , σ_p , ρ_m , D , H , d_0 , p .
3. Определяются: P_c , P_p .
4. Определяются: \bar{r}_{pr} , \bar{r}_{pp} , r_1 , r_2 .
5. Определяются: W , a , a_p , b_3 , I_3 , I_p .
6. Определяются: i_1 , i_2 , i_m , n .
7. Определяются: Q , u , τ , q_p .
8. Выводятся на экран результаты вычислений и визуализация уступа.
9. Конец.

Спецификация программы

ρ_0 – плотность породы, $\text{кг}/\text{м}^3$;

c – скорость звука в породе, $\text{м}/\text{с}$;

v – коэффициент Пуассона;

σ_{ex} – предел прочности на сжатие, Па ;

σ_p – предел прочности на растяжение, Па ;

ρ_m – плотность взрывчатого вещества, $\text{кг}/\text{м}^3$;

D – скорость детонации, м/с;
 H – высота взрываемого блока, м;
 d_0 – диаметр скважины, м;
 p – вместимость единицы длины скважины, кг/м;
 P_c – прочностная характеристика среды, Па;
 P_n – начальное давление продуктов детонации, Па;
 r_{ap} – относительный предельный радиус полости;
 r_{pr} – предельный радиус полости, м;
 r_2 – радиус зоны мелкого дробления, м;
 r_1 – радиус зоны радиальных трещин, м;
 W – линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП), м;
 a – расстояние между скважинами, м;
 a_p – расстояние между рядами скважин, м;
 h_3 – длина заряда над уровнем подошвы уступа, м;
 l_2 – длина незаряженной части скважины, м;
 l_n – длина перебора скважины, м;
 l_i – длина заряда в скважине, м;
 l_c – глубина скважины, м;
 h_{eq} – длина промежутка между частями заряда, м;
 n – число частей заряда;
 Q – масса заряда в скважине, кг;
 u – скорость перемещения стенок полости, м/с;
 t – время замедления, с;
 q_p – удельный расход ВВ, кг/м³.

4.3.2. Описание программного интерфейса

Проектирование АСУТП с использованием интегрированной SCADA-системы (Supervisory Control and Data Acquisition) Unity Pro предполагает использование браузера проекта, который предназначен для разработки структуры проекта и математической основы обработки данных и управления. Использование редактора представления данных служит для разработки графической составляющей проекта. Применение новейших информационных технологий и программных продуктов, которые дают возможность успешного использования прикладных методов идентификации промышленных объектов разных классов с алгоритмами их реализации для получения не только качественных, но и количественных моделей исследуемых объектов повышает эффективность управления сложными промышленными объектами [69-71].

UNITY PRO – это программная среда конфигурирования, программирования, отладки и диагностики исполнительной системы промышленных контроллеров Modicon производства Schneider Electric: Modicon M340, TSX Premium (включая Altium) и Quantum. Единая программная среда – "все в одном", 5 языков стандарта МЭК 61131-3, встроенная адаптируемая Библиотека Функциональных Блоков (DFB), симулятор программируемого логического контроллера ПЛК в персональном компьютере для отладки программ, встроенная диагностика, полный набор онлайн сервисов. На рисунке 4.7 представлена среда **UNITY PRO** в инфраструктуре АСУ ТП[71].

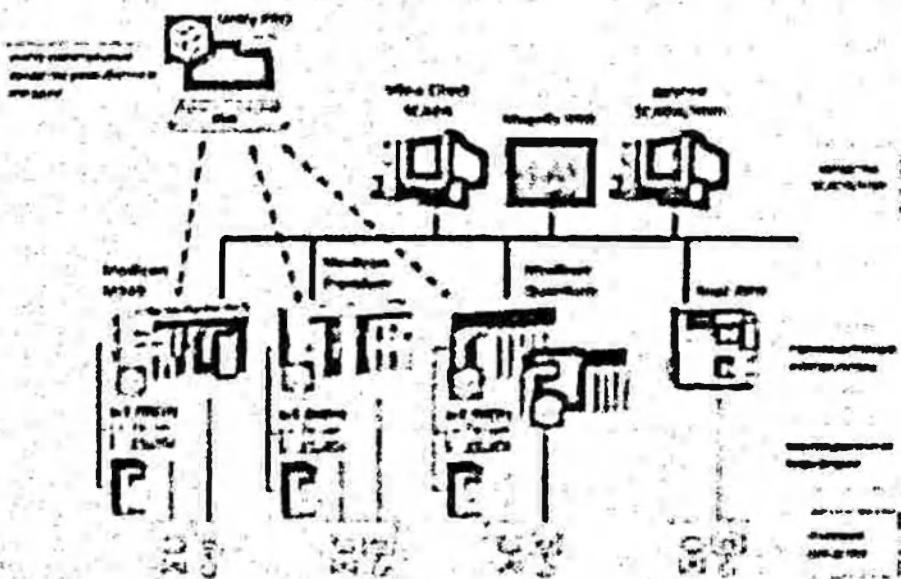


Рисунок 4.7 – Среда **UNITY PRO** в инфраструктуре АСУ ТП

Данная среда позволяет не только программировать и визуализировать различные автоматизированные процессы, но и дает возможность удаленного доступа к программе.

UnityPro – представляет следующие языки программирования:

- язык функциональных блоков FBD (Function Block Diagram);
- язык релейно-лестничных диаграмм LD (Ladder Diagram);
- список инструкций IL (Instruction List);
- структурированный текст ST (Structured Text);
- язык последовательных функциональных схем SFC (Sequential Function Chart).

Могут использоваться вместе в одном проекте. Соответствуют стандарту МЭК 61131-3 [70, 71].

4.3.3. Компьютерная программа системы автоматизированного проектирования БВР

Необходимо создать проект в среде UnityPro, а затем конфигурацию контроллера Modicon M 340 с процессором PLCBMXP34 2020 (рисунок 4.8), добавить дискретный модуль DDM 3202K в слот 1, дискретный модуль DDO 3202K в слот 2, аналоговый модуль AMI 0410 в слот 3, аналоговый модуль AMO 0410 в слот 4.

Сброс слов внутренней памяти % MWI при “холодном” старте.

Количество внутренних битов % M – 512.

Количество слов внутренней памяти % MW – 1024.

Количество слов констант %KW – 256 [71].

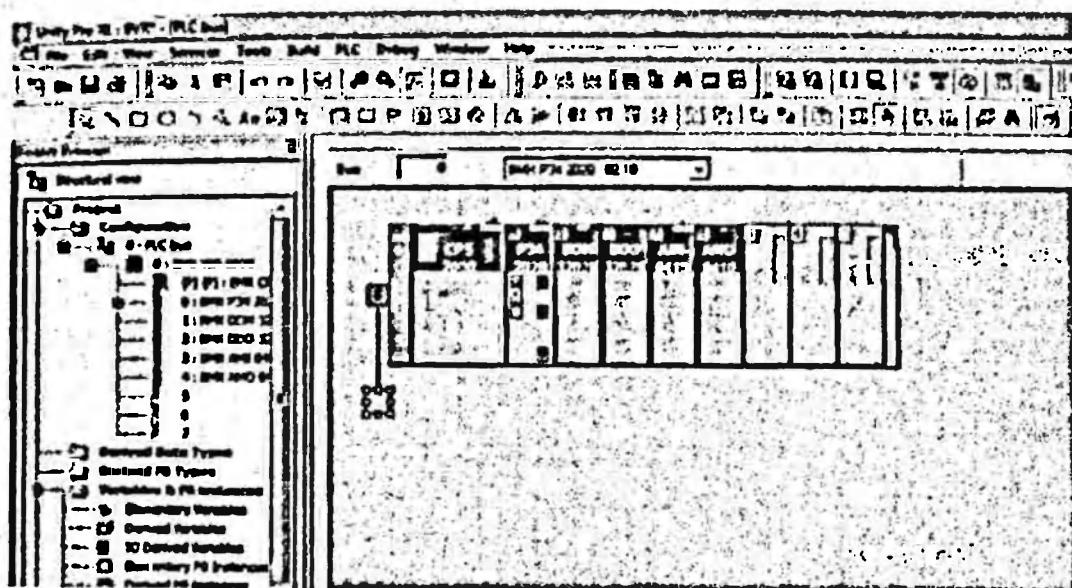


Рисунок 4.8 – Окно конфигурации контроллера

Все данные вводятся в символьную таблицу переменных (рисунок 4.9).

В следующем окне представлено рабочее поле программы автоматизированного проектирования БВР (рисунок 4.10). После запуска программы открывается следующее окно и вводятся в соответствующие данные: плотность породы ρ_0 , кг/м³; скорость звука в породе с, м/с; коэффициент Пуассона v ; предел прочности на сжатие $\sigma_{ск}$, Па; предел прочности на растяжение $\sigma_{раст}$, Па; плотность применяемого взрывчатого вещества; $\rho_{вз}$, кг/м³; скорость детонации D , м/с; высота уступа H , м; диаметр скважины d_0 , м; вместимость единицы длины скважины r , кг/м (рисунок 4.11).

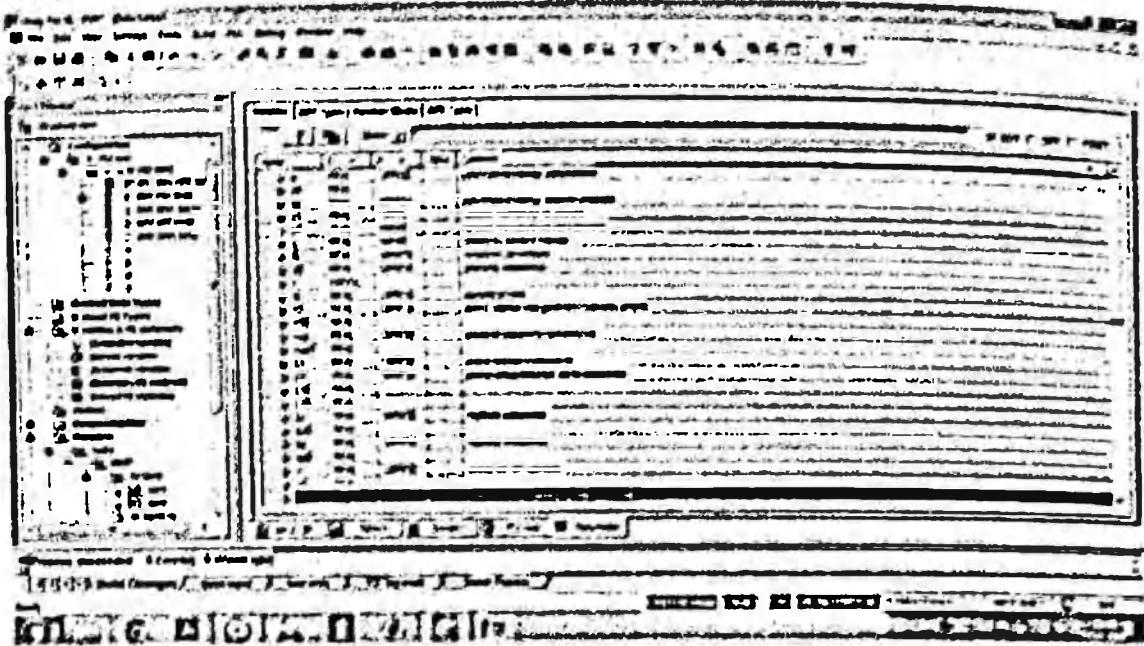


Рисунок 4.9 – Символьная таблица переменных

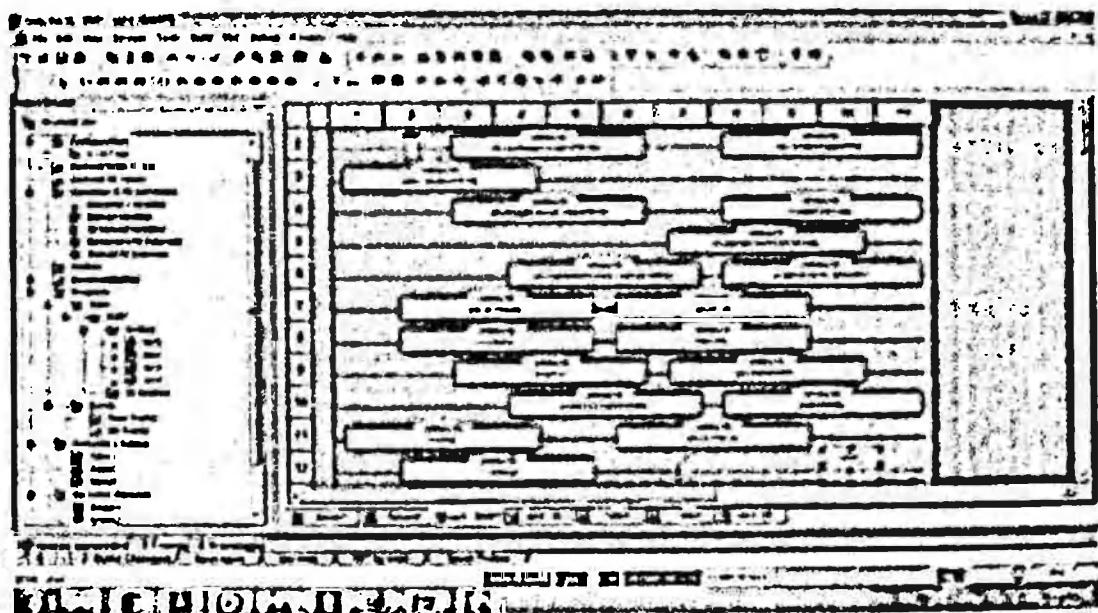


Рисунок 4.10 – Рабочее поле программы на языке LD

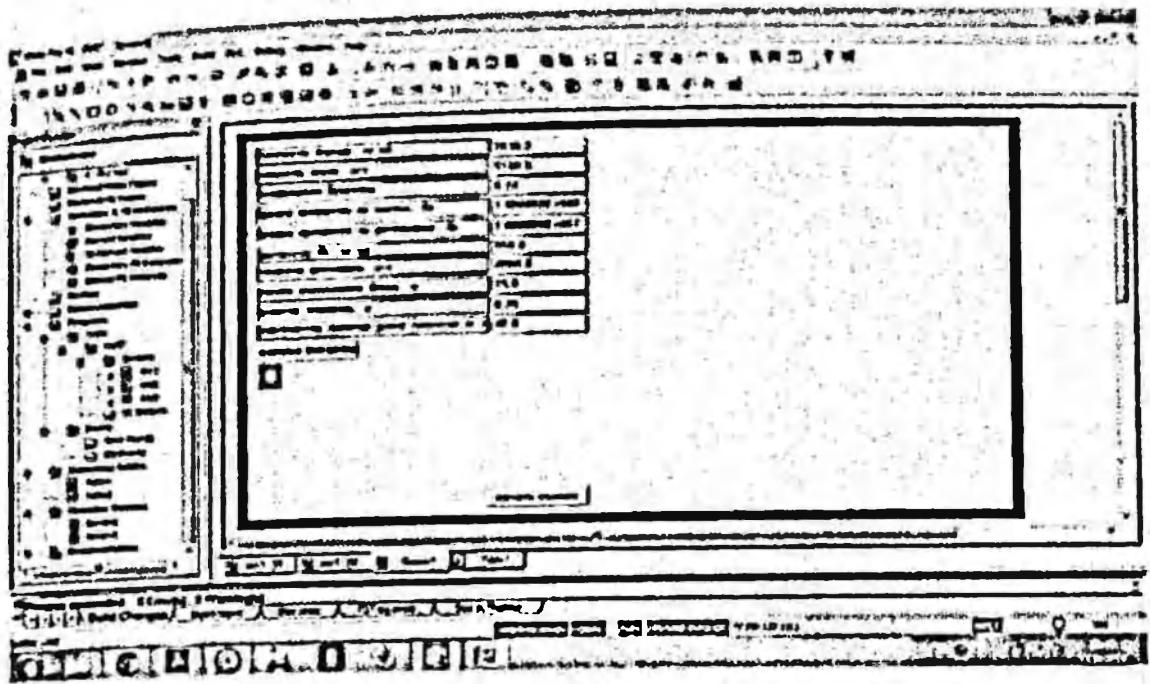


Рисунок 4.11 – Окно ввода данных

Данные также можно ввести и посредством анимационной таблицы (рисунок 4.12).

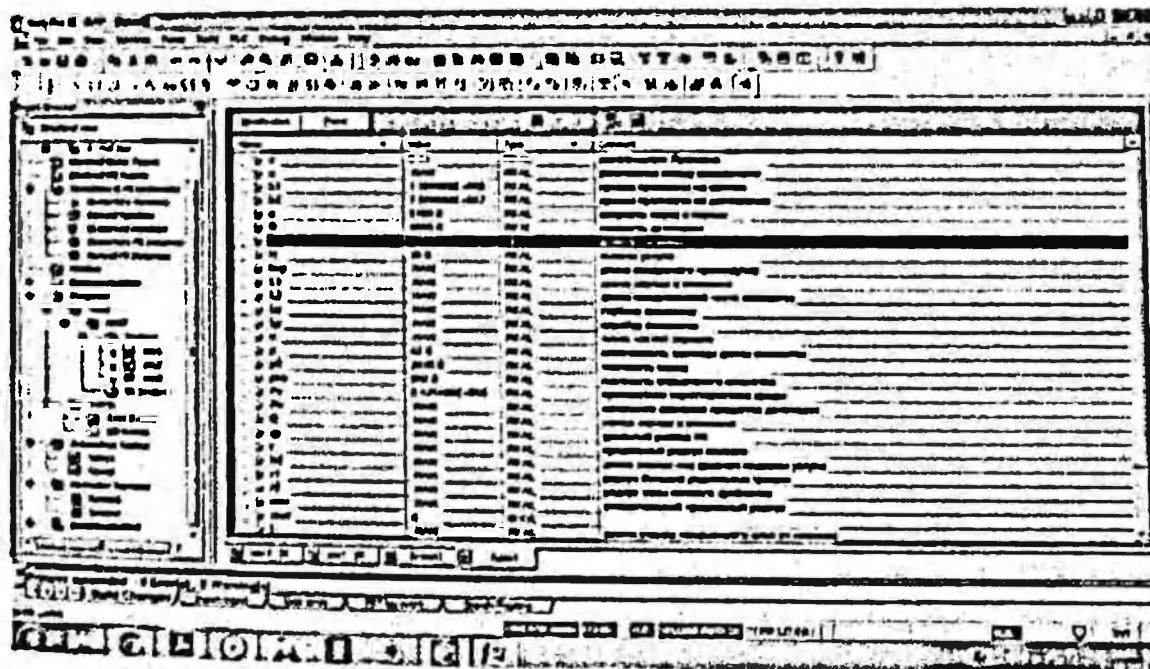


Рисунок 4.12 – Анимационная таблица

После ввода всех данных можно их либо изменить, либо произвести расчет, нажимая соответствующую кнопку «данные введены».

В итоге программы появляется окно с выводом всех искомых результатов. Здесь можно произвести расчет заново нажатием на опцию «начать заново» или изменить какие-либо данные (рисунок 4.13).

Выходы результатов также регистрируются в анимационной таблице и изменяются в режиме реального времени (рисунок 4.14).

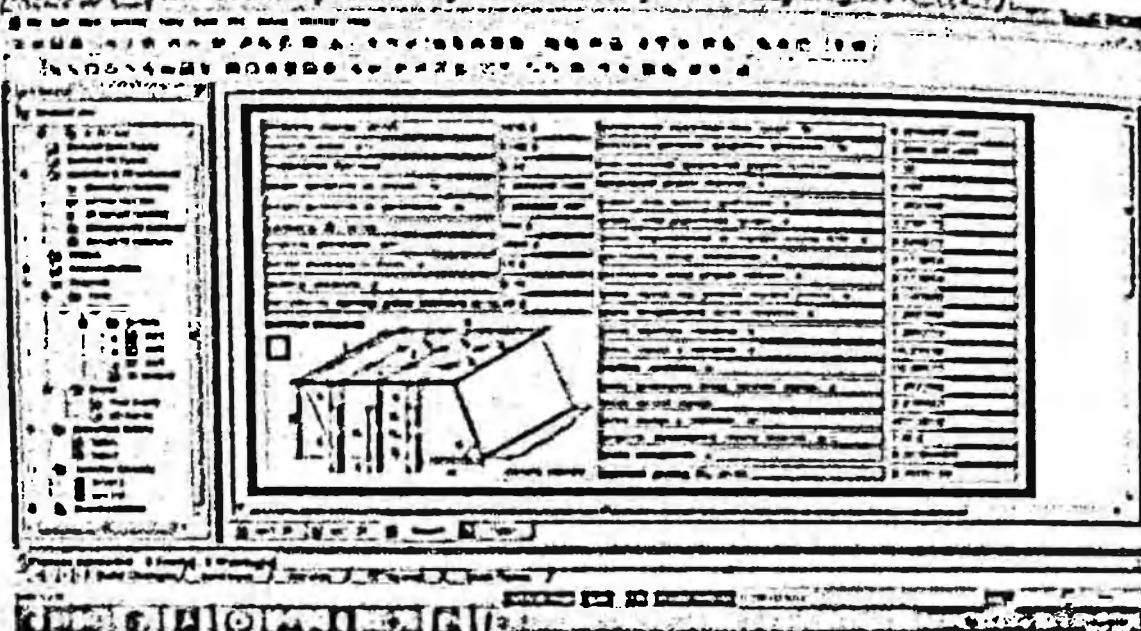


Рисунок 4.13 – Окно вывода результатов



Рисунок 4.14 – Анимационная таблица вывода результатов

Таблица 4.1 – Расчетные параметры БВР для различных пород Сарылтаского, Акжанского и Житикарского месторождений

Параметр (из индексов)	E	$E_{\text{сп}}$	n_1	n	N	a	a_p	b_1	b_2	b_3	b_4	b_5	b_6	b_7	b_8	b_9	b_{10}	Q	u	τ	q_b
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20		
Альбитофибр (C)	B ₁	1,34	0,16	1,93	3,17	8,61	7,01	7,01	8,57	6,43	12,4	9,81	16,24	1,93	2,61	422	1223	0,03	0,46		
Диорит-пироксенит (C)	B ₁	1,30	0,16	1,43	3,29	8,94	7,27	7,27	9,07	5,93	1,86	1,93	16,86	1,43	2,91	432	1575	0,02	0,50		
Известник-амфиболит (C)	B ₁	1,35	0,17	1,41	4,35	11,83	9,63	9,63	9,08	5,91	2,93	12,02	17,94	1,41	3,21	517	1310	0,01	0,30		
Известник глинистый (C)	B ₁	1,33	0,17	1,35	3,50	9,52	7,75	7,75	9,16	5,85	2,15	1,30	17,15	1,25	3,01	509	1400	0,01	0,46		
Магнетитовая руда богатая (C)	B ₄	1,30	0,16	1,29	3,54	9,63	7,84	7,84	9,21	5,79	2,25	11,47	17,25	1,29	3,06	493	186	0,02	0,44		
Магнетитовая руда бедная (C)	B ₄	1,31	0,16	1,39	3,13	8,51	6,93	6,93	9,11	5,89	1,74	10,84	16,13	1,39	2,89	466	168	0,02	0,51		
Мартит-пористый (C)	B ₁	1,24	0,17	2,26	4,58	12,44	10,13	10,13	8,74	6,76	2,32	10,50	17,32	2,26	2,82	454	1155	0,04	0,24		
Песчаник кварцевый (C)	B ₁	1,31	0,16	1,33	2,45	6,66	5,42	5,42	9,17	5,83	1,12	10,30	16,12	1,33	2,75	443	1470	0,02	0,82		
Порфирит диабазовый (C)	B ₁	1,31	0,16	1,77	3,31	8,09	7,32	7,32	8,73	6,27	1,54	10,27	16,54	1,77	2,74	412	1540	0,02	0,45		
Сланец пироксен- этиловитовый (C)	B ₁	1,30	0,16	1,43	3,29	8,94	7,27	7,27	9,07	5,93	1,86	1,93	16,86	1,43	2,91	492	1575	0,02	0,50		
Туф аллювиальный (C)	B ₁	1,33	0,17	1,93	3,17	8,62	7,01	7,01	8,57	6,43	1,24	9,81	16,24	1,93	2,61	422	123	0,03	0,46		

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	
Сланчиродник известник (A)	Б5	1,30	0,16	1,14	2,82	7,66	6,24	6,24	9,36	5,64	1,65	11,04	15,63	1,14	2,94	4,75	15,5	0,02	0,66	
Крупногранитный известник (A)	Б4	1,30	0,16	1,27	3,17	4,62	7,01	7,01	9,23	5,77	1,90	11,14	16,80	1,27	2,97	4,79	14,7	0,02	0,51	
Аргиллит-гравелит известник (A)	Б4	1,31	0,16	1,18	2,52	7,53	7,30	7,30	9,32	5,68	2,31	11,66	17,24	1,13	3,11	5,25	14,0	0,01	0,47	
Линогранит-порфирит (A)	Б1	1,35	0,17	2,15	4,94	11,11	10,91	10,91	8,33	6,61	2,73	11,13	17,73	2,15	2,97	5,01	14,3	0,04	0,23	
Сланчигранитистые (Ж)	Б1	1,24	0,17	1,67	4,07	11,11	9,03	9,03	8,10	6,17	2,31	11,24	17,41	1,67	2,00	4,11	12,6	0,03	0,32	
Сланцы (Ж)	Б1	1,31	0,17	1,75	3,81	10,13	8,17	8,17	8,47	4,75	6,25	2,08	10,81	17,05	1,74	2,89	4,96	13,7	0,01	0,35
Диориты (Ж)	Б1	1,31	0,16	1,69	3,59	10,84	8,82	8,82	8,91	6,19	2,29	11,10	17,29	1,69	2,96	4,77	14,4	0,01	0,21	
Серпентиниты-перидотиты и магнетитовые (Ж)	Б1	1,31	0,16	1,69	3,99	10,91	8,81	8,81	8,18	6,19	2,29	11,10	17,29	1,69	2,06	4,77	13,1	0,01	0,21	
Серпентиниты (Ж)	Б1	1,31	0,17	1,79	3,91	10,64	8,70	8,70	8,71	6,23	2,14	10,93	17,14	1,79	2,89	4,66	14,0	0,02	0,13	
Дуниты (Ж)	Б4	1,31	0,16	1,76	4,18	11,57	9,25	9,25	8,74	6,26	2,42	11,15	17,42	1,76	2,97	4,79	14,0	0,02	0,10	
Кварциты диориты (Ж)	Б4	1,31	0,16	1,64	3,91	10,62	8,64	8,64	8,56	6,14	2,27	11,15	17,27	1,64	2,97	4,79	16,1	0,01	0,35	
Диоритовые песчаники (Ж)	Б4	1,31	0,16	1,42	2,99	8,13	6,62	6,62	7,63	5,92	1,57	10,63	16,57	1,42	2,81	4,15	15,1	0,02	0,17	

Таблица 4.2 – Фактические параметры БВР на Сарылском, Аккальском и Жигинкиринском карьерах

Геолокт, породы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	Сарылский карьер					
													h	w	a	z _g	b ₁	b ₄
-160/-180 юго-запад:	20-21	4-7	7	7	7-14	3	11-18	23-27	605-990	25-40	0,93							
Роговники, склерногранитные порфириты	22-25	6	7	6	7-14	3-5	13-20	25-29	715-1100	25-40	1,08							
-160/-180 юг. Роговники																		
-160/-200 запад: тонкозернистые, склерногранитные порфириты	20-23	4-7	7	6	7-14	3-4	11-18	23-28	605-990	25-40	1,06							
-180/-200 юг. туффициты, известняки, простон диоритовых склерногранитных порфиритов	18-22	3-7	7	6	8-15	2-4	11-16	20-27	605-880	25-40	1,18							
-200/-220 юго-запад:	22	6-10	7	6	7	3	18	22	513	25-40	1,08							
Диоритовые порфириты	21-24	5-6	7	6	8-10	3-4	11-19	24-29	605-1045	25-40	1,12							
-200/-220 юго-запад: роговники, порфириты	20-22	3-7	7	6	7-15	3-4	11-18	23-27	605-990	25-40	1,05							
-200/-220 запад: известняки, туффициты	20-25	6-14	7	6	8-15	3-5	10-20	25-30	660-1100	25-40	1,22							
-200/-220 запад: Роговики	21-23	3-7	7	6	7-16	3-4	11-19	24-27	605-1045	25-40	1,17							
-200/-220 юг-запад: порфириты с кальцитом																		
-240/-260 юго-запад: диориты и диоритовые порфириты	22-24	5-16	6	6	9-15	3	13-17	25-31	715-935	25-40	1,1							
-300/-320 запад: диоритовые порфириты	22-24	5	6	6	3-8	2-3	3-12	6-20	620-660	25-40	2,1							
склерногранитные порфириты																		

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
-300/-320 запад; дайкитовые порфириты	22-23	4-8	6	6	3-17	3-4	11-18	25-27	605-990	25,40	1,23
300/-320 запад; дайкитовые порфириты	23-25	4-7	6	6	10-18	3-4	12-18	27-30	605-990	25,40	1,14
-340/-360 юго-восток; мелкозернистая магнетитовая руда	16-23	3-9	6	6	6-13	3-4	7-19	19-26	333-1043	25,40	0,92
-350/-360 центр; мелкозернистая магнетитовая руда	9-12	3-7	6	6	5-6	2-3	6-9	11-15	330-490	25,40	0,8
-360/-370 юг; сканинганные сульфиды (пирит, пирротин)	5-17	3-7	7	6	7-19	3-4	11-18	23-27	605-990	25,40	1,05

Алжикский карьер

-395/-385 центр; массивные известняки с оруденением	12	8	6	6	6	2,3	8,5	14,3	472	25,40	0,82
-415/-405 центр; массивные известняки	11	7	4	4	5,5	2	7,3	13	248	25,40	0,90
-415/-405 центр; известковые ороговники	10	7	4	4	4,5	2	6,5	12	203	25,40	0,88
405/-395 центр; ороговниковые известняки со рудой	10	5-6	6	6	3-6,6	2	4	12	234	25,40	0,79
-465/-455 центр; массивные известняки	12	7	6	6	6	3	6	11	330	25,40	0,8
525-505 ороговниковые известняки	8-29	7-10	6	5-10	3-7	3	5-27	10-31	329-1700	25,40	0,93
-535/-505 центр; массивные известняки	30	7	3	3	8	2	24	32	693	25,40	1,1
-395/-385 центр; массивные известняки с оруденением	12	8	6	6	6	2,3	8,5	14,3	472	25,40	0,82
405/-395 центр; ороговниковые известняки с рудой	10	5-6	6	6	3-6,6	2	4	12	234	25,40	0,79
-465/-455 центр; массивные известняки	12	7	6	6	6	3	6	11	330	25,40	0,8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
525-505 ороговниковые известняки	8-29	7-10	6	5-10	3-7	2	5-27	10-31	329-1700	25,40	0,93
-535/-505 центр; массивные известняки	30	7	3	3	8	2	24	32	693	25,40	1,10
-535/-525 центр; кремнисто-глинистые известняки	10	5-6	6	6	5-6,6	0,5-2	4-6	10,5-12	234	25,40	0,79
-535/-525/505 центр; массивные известняки	7-27	7	6	6	3-6	1-4	4-26	11-31	24-378	25,40	0,85
-535-525/-505 центр; массивные ороговники, известняки	8	7	6	6	5	2,3	5,3	10,3	227	25,40	0,67
-545/-535 кремнистые глинистые известняки	10	6	6	6	5,6	2	6,4	12	328	25,40	0,92

Житикаринский карьер

-95/-80 восток; серпентиниты с редкими просечками асбеста	2-13	6,8	3-5	3-7	1-4	1-2	2-9	3-15	478	25,40	0,67
-110/-95 трапеция; серпентиниты с асбестом	12,5	8,6	7	6	5	2	7-9	14,5	475	25,40	0,74
-110/-95 запад; серпентиниты с ядрами перидотитов с асбестом	13	8,6	7	6	5	2	6-10	15	409	25,40	0,61
-140/-125 трапеция, серпентиниты апоперидотитовые	10-15	9,0	7	6	6	2	9-11	17	400-435	25,40	0,74
-140/-125 восток; серпентиниты апоперидотитовые	12-17	10,7	7	6	5-7	2	12-17	14-19	516-730	25,40	0,67
-140/-125 запад; серпентинизированные перидотиты	17	6,8	2	5	7	3	9-13	20	346	25,40	0,60
-170/-155 запад; перидотиты слабо серпентинизированные	17-18	7,8	6	6	7	2	17-18	19-20	536-568	25,40	0,67
-170/-155 восток; дайка порфиритовая, серпентиниты апоперидотитовые	13,5	8,6	7	5	5	3	11,5	16,5	377	25,40	0,65

Тестовые результаты расчетов параметров расположения зарядов в уступе совпадают с результатами из контрольного примера, что подтверждает работоспособность программы и ее пригодность для использования [66].

Расчетные рациональные параметры буровзрывных работ на 15 метровых уступах некоторых пород Сарбайского, Акжалского и Житикаринского карьеров, найденные по разработанной компьютерной программе [66] приведены в приложении № 1 и таблице 4.1.

Для анализа и сопоставления этих данных в таблице 4.2 приведены обобщенные фактические параметры буровзрывных работ на различных горизонтах, породах Сарбайского, Акжалского и Житикаринского карьеров.

Анализ данных таблицы 4.1 и 4.2 показывает, что на рассмотренных, особенно на Сарбайском карьере, к сожалению, не наложен учет значений линий сопротивления по подошве уступа (ЛСПП). Это объясняется тем, что в большинстве случаев подготовленные к отбойке блоки взрывают на неубранную от предыдущего взрыва горшую массу. За ЛСПП принимают расстояние от оси скважин первого ряда взрываемого блока до линии отрыва массива пород предыдущим взрывом. Поэтому на 20–22 метровых уступах в паспортах БВР ЛСПП принимают равными 3–8 м, что явно противоречит истинному положению дел. В действительности ЛСПП на этих уступах составляют 13–18 м, что и требует бурения спаренных скважин.

Что касается расстояния между скважинами в ряду и между рядами скважин, то они оказываются на много меньше их рациональных значений. Длина заряженной части скважин (длина забойки) колеблется в неоправданно больших пределах, что не способствует улучшению качества взорванных пород. Кроме того, скважинные заряды взрывают без применения забоевочного материала, что приводит к образованию большого объема пылегазовых продуктов, загрязнению атмосферы карьерного пространства и выбросу кусков пород на большие расстояния.

Фактический удельный расход ВВ во всех случаях превышает расчетный удельный расход в 2,0 и более раз.

На Акжалском, Житикаринском карьерах по сравнению Сарбайским карьером параметры расположения зарядов в уступе более выдержаны. Однако они также далеки от их рациональных значений, на 25–40 % меньше расчетных. Поэтому на всех рассмотренных карьерах имеет место завышенный удельный расход ВВ. Он, как минимум, на

60–70% больше его рационального значения. Выход горной массы 1 по м скважинам на 40–50 % меньше расчетных.

Анализ данных рассмотренных таблиц убеждает, что предлагаемая методика расчета рациональных параметров расположения зарядов в массиве и разработанная компьютерная программа их определения[66] позволяет значительно улучшить качество и конечные показатели буровзрывных работ на карьерах. Это сокращение объема буровых работ за счет увеличения выхода горной массы с 1 пог. м скважины не менее чем 40%, уменьшение удельного расхода ВВ на подготовку горной массы к погрузке не менее, чем на 60%.

Для более масштабного и наглядного представления в приложении № 1 приведены рациональные параметры буровзрывных работ на конкретных породах Сарбайского, Акжалского, Житикаринского карьеров, рассчитанные по разработанной программе «Автоматизированное проектирование параметров ВВ». Их сопоставление с фактическими данными горных предприятий с открытым способом разработки полезных ископаемых указывает на работоспособность указанной системы автоматизированного проектирования параметров расположения зарядов в уступе.

Главное преимущество инновационного метода заключается в том, что он базируется на размере предельного радиуса взрывной полости – интегральной характеристики эффекта взрыва в твердой среде. Этот фундаментальный показатель взрыва удачно взаимоувязывает исходные данные (физико-механические свойства пород массива, физико-химические характеристики применяемого типа ВВ) с конечными результатами массового взрыва. Впервые в горной науке параметры расположения зарядов в уступе (линия сопротивления по подошве уступа, расстояние между скважинами, между рядами скважин, длина заряда, длина забойки, время замедления между разновременно взрываемыми зарядами и т.д.) поставлены в зависимости от предельного радиуса заряда, как указано выше, фундаментального результата взрыва в твердой среде.

5. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГРАНУЛО-МЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

5.1. Аналитическое определение гранулометрического состава взорванной горной массы

Производительность горно-транспортного оборудования на карьерах во многом предопределяется качеством подготовки горной массы к выемке. Качество горной массы характеризуется рядом технологических параметров взорванных пород. Среди них важная роль отводится достигнутой после взрыва кусковатости пород и распределению кусков по размерам в развале. Однако в связи с отсутствием надежных данных по гранулометрическому составу взорванных пород и в целях упрощения качество дробления взорванной руды и породы часто оценивают средним размером куска и выходом негабаритной фракции. В связи с этим количественные зависимости производительности экскаватора выражают как функции указанных величин [13].

Для более углубленного изучения ряда вопросов технологии открытой разработки полезных ископаемых качество дробления пород целесообразно представлять их кусковатостью и распределением различных по размерам кусков в развале. Известно, что исследование этих характеристик в лабораторных условиях практически невозможно, так как на современном уровне экспериментальной техники пока еще не удается смоделировать все особенности природных свойств пород в массиве и развале. Поэтому упомянутые характеристики пород целесообразно изучать в натурных (производственных) условиях с привлечением для анализа методов теории разрушения твердых деформируемых тел и математической статистики. Такие работы проводятся отдельными исследователями [2, 18, 19].

Кусковатость и распределение кусков по размерам в отбитой горной массе наиболее полно могут быть представлены разнесечи зон дробления и процентным содержанием различных фракций в развале. В связи с этим результаты взрыва должны быть рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состава пород с целью управления ими в процессе взрывания.

Для создания теоретической базы проведения исследований подобного назначения рассмотрим принципы формирования кусков пород

по размерам в различных слоях пород, начиная от зоны интенсивно раздробленной их части. Для этого объем $V_{\text{др}}$ интенсивно раздробленной породы (рисунок 5.1) необходимо разбить на отдельные части по крупности кусков, содержащихся в нем. Основой для этого служат экспериментальные данные, полученные при взрыве метрового уступа, сложенного из нетроцвистных глин. В результате анализа этих данных установлено, что линейный размер кусков вблизи контура зоны мелкого дробления в своем большинстве составляет $(1,4-1,6)r_0$ [15] (рисунок 5.1). В связи с этим расстояние между трещинами на внутренней границе зоны радиальных трещин, т.е. продольный размер куска пород в первом приближении можно принять равным:

$$b_2 = (1,4 + 1,6)r_0 . \quad (5.1)$$

Тогда в соответствии с закономерностью (2.34) расстояние между трещинами на внешней границе рассматриваемой зоны, т.е. продольный размер куска пород составит:

$$b_1 = b_2 \frac{\nu \sigma_{\text{эк}}}{1 + \nu \sigma_r} . \quad (5.2)$$

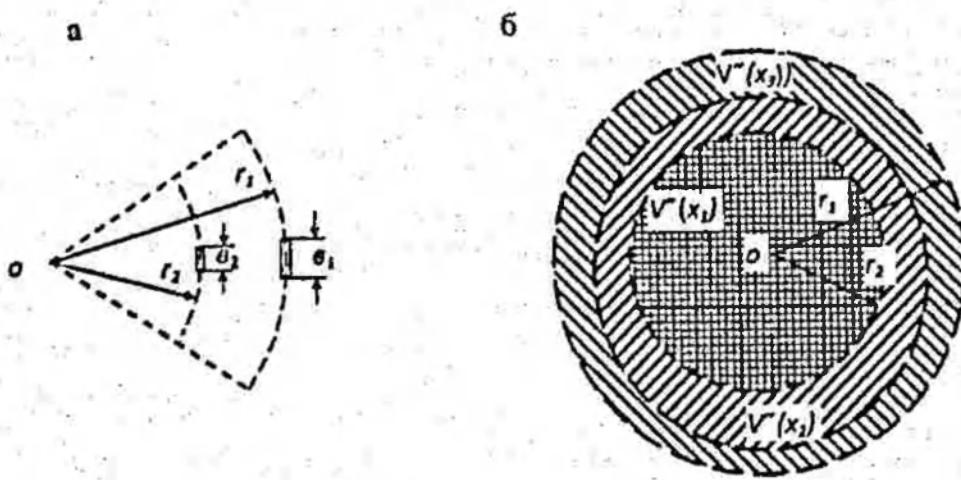


Рисунок 5.1 – Распределение интенсивно раздробленных кусков пород по классом крупности: а – размеры кусков пород (b_2, b_1) на границах зон мелкого дробления (r_2) и радиальных трещин (r_1); б – расположение классов пород по крупности $V''(x_3), V''(x_2), V''(x_1)$ в зоне интенсивного дробления ($r'_2 = r_2 + \frac{1}{3}r_1$).

Расчеты показывают, что при применении скважин диаметром $d_0=0,25$ м весь объем зоны мелкого дробления состоит из кусков размером до 0,20 м, а зона радиальных трещин содержит куски размером 0,17-0,50 м. Действительно, как показывают замеры, при рациональном размещении зарядов в массиве наиболее распространенный размер кусков в области между взорванными скважинами обычно не превышает 0,60 м [15].

Обычно взорванную горную массу по крупности образовавшихся кусков пород подразделяют на 7 классов. К первому классу относят куски размером до 0,2 м, ко второму классу – куски размером 0,21-0,24 м, к третьему классу – куски размером 0,41-0,6 м, к четвертому классу – куски размером 0,61-0,8 м и к седьмому классу – куски с размером более 1,20 м.

В соответствии с этой классификацией порода в зоне интенсивного дробления (V_{ab}) по крупности кусков состоит из трех классов. С учетом приведенных данных к первому классу (0-0,2 м) следует отнести весь объем породы зоны раздавливания и одну треть объема породы зоны радиальных трещин (с учетом равной вероятности выхода фракций), а ко второму (0,2-0,4 м) и третьему (0,4-0,6 м) классам – соответственно по одной трети упомянутого объема. Такое расположение интенсивно раздробленных кусков пород по классам крупности показано на рисунке 5.1.б.

Таким образом, для объемов пород первых трех классов крупности имеем:

$$V''(x_1) = \pi r_1^2 (h_1 + r_1) + \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h_1 + r_1) - \frac{1}{3} V_{ab}; \quad (5.3)$$

$$V''(x_2) = V''(x_3) = \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h_1 + r_1) - \frac{1}{3} V_{ab},$$

где $V(x_1)$, $V(x_2)$, $V(x_3)$ – объемы пород соответственного первого (x_1) второго (x_2) и третьего (x_3) классов крупности в зоне интенсивного дробления массива.

Объем породы, пронизанной радиальными трещинами в тыльной части массива, представляет собой отрезок цилиндра. Эта масса обычно не входит в состав отбитой породы и вычисляется по формуле:

$$V_{**} = 2/3 r_1^2 l g \alpha. \quad (5.4)$$

Как видно уравнений (5.3), в них присутствуют величины r_2 и r_1 , определяемые по формулам (3.1) и (3.2). Следовательно, объемы $V(x_i)$

зависят как от физико-механических свойств пород, так и физико-химических характеристик применяемого ВВ.

При вычислении объемов пород перечисленных классов крупности во всем взрываемом блоке к ним необходимо присоединять соответствующие естественные отдельности, содержащиеся в оставной части взрываемого блока. Эти объемы пропорциональны их содержанию в массиве (таблица 1.7). Таким образом, объемы первых трех классов во всей взорванной породе определяются по формулам:

$$V'(x_1) = (1+k)[l - p(x_1)]V''(x_1) + p(x_1)V;$$

$$V'(x_2) = (1+k)[l - p(x_1) - p(x_2)]V''(x_2) + p(x_2)[V - V''(x_1)]; \quad (5.5)$$

$$V'(x_3) = (1+k)[l - p(x_1) - p(x_2) - p(x_3)]V''(x_3) + p(x_3)[V - V''(x_1) - V''(x_2)],$$

которые сокращенно можно записать в виде:

$$V'(x_i) = (1+k)\left[1 - \sum_{j=1}^i p(x_j)\right]V''(x_i) + p(x_i)\left[V - \sum_{j=1}^{i-1} V''(x_j)\right], \quad (5.6)$$

где V – объем породы отбиваемого слоя массива; $V''(x_i)$ – объем интенсивно раздробленной породы j -й фракции; $V(x_i)$ – весь объем породы j -й фракции после взрыва; $p(x_i)$ – содержание j -й фракции в массиве, дол. ед.

Содержание естественных отдельностей в массивах различной блочности по результатам проведенных исследований приведено в таблице 16 [72].

Последующие классы пород по крупности (более 0,61 м) образуются вследствие разваливания пород взрываемого блока на естественные отдельности. При этом в третьей стадии взрыва куски пород упомянутых фракций при перемещении соударяются с другими, что приводит к сокращению их доли в общей массе. Относительно перераспределения крупных фракций на основании анализа промышленных и экспериментальных взрывов можно принять следующее предположение [73, 74].

При рациональных параметрах расположения зарядов в уступе куски размером более 1,2 м в результате соударения в общем объеме сократятся на одну треть (1/3) (таблица 1.2). Раздробленная часть этих кусков распределяется по нижним классам (0,61-1,2 м) равномерно, т.е. к ним прибавляется по 1/9 части содержания самой крупной фракции (таблице 1.7).

Доля естественных отдельностей в шестом классе (1,01-1,2 м) также уменьшится на 1/3 своего первоначального значения. Его раздроблен-

ная часть поровну прибавляется к нижним классам (0,6-1,0 м). Иначе говоря, доля последних классов увеличится еще на 1/6 содержания рассматриваемой фракции в массиве.

Доля естественных отдельностей в пятом классе (0,81-1,0) уменьшится на одну четвертую первоначального значения. Эта доля прибавится к четвертому классу (0,61-0,8) крупности. Естественные отдельности четвертого класса уменьшится на 1/5 часть, которая присоединяется к породам третьего класса [7.1].

Таким образом, в результате взаимного соударения крупных кусков при взрыве в классах выше 0,61 м происходит их некоторое перераспределение во взорванном объеме. Это состояние учитывается их условным содержанием в массиве пород, так как они взаимосвязаны. На основе выписанного, новое содержание естественных отдельностей в массиве, т.е. их условное содержание определяется по зависимостям:

$$\begin{aligned} q(x_1) &= p(x_1) + \frac{1}{5}p(x_2); \\ q(x_2) &= \frac{4}{5}p(x_2) + \frac{1}{4}p(x_3) + \frac{1}{6}p(x_4) + \frac{1}{9}p(x_5); \\ q(x_3) &= \frac{3}{4}p(x_3) + \frac{1}{6}p(x_4) + \frac{1}{9}p(x_5); \\ q(x_4) &= \frac{2}{3}p(x_4) + \frac{1}{9}p(x_5), \quad q(x_5) = \frac{2}{3}p(x_5). \end{aligned} \quad (5.7)$$

Значения $q(x_i)$, вычисленные по формулам (5.7), приведены в таблице 5.1.

Объемы раздробленных пород классов более 0,6 м прямо пропорциональны произведению их условного содержания в массиве на разность объемов взрываемого слоя и интенсивно раздробленных классов и обратно пропорциональны суммарочку содержанию этих кусков в массиве. Иначе говоря, для классов исходных объемов ($j \geq 4$) имеем:

$$V'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\left(1 - \sum_{j=1}^i p(x_j)\right)} \left[V - \sum_{j=1}^i V''(x_j) \right]. \quad (5.8)$$

Здесь i – число классов всех фракций; i – число классов активно раздробленных фракций, $i = 3$.

Для того чтобы вычислить гранулометрический состав взорванной породы, достаточно разделить полученные объемы (5.6) и (5.8) на объем

Таблица 5.1 – Условный гранулометрический состав отдельностей в массиве пород

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности (средний диаметр отдельности, м)	Условное содержание в массиве (%) отдельностей размером (м)						
		<0,20	0,21–0,40	0,41–0,60	0,61–0,80	0,81–1,01	1,01–1,20	>1,21
		p(x ₁)	p(x ₂)	p(x ₃)	q(x ₄)	q(x ₅)	q(x ₆)	q(x ₇)
I	Мелкоблочные ($d_e = 0,15\text{м}$)	76,77	17,83	4,34	0,83	0,17	0,05	0,01
II	Среднеблочные ($d_e = 0,31\text{м}$)	45,63	25,04	15,22	7,62	3,67	1,70	1,12
III	Крупноблочные ($d_e = 0,50\text{м}$)	27,09	20,90	18,62	14,28	9,15	5,64	4,32
IV	Весьма крупноблочные ($d_e = 0,69\text{м}$)	16,90	15,95	17,85	18,05	13,5	9,72	8,12
V	Исключительно крупноблочные ($d_e = 1,00\text{м}$)	2,76	4,32	8,90	20,63	20,5	21,05	21,84

отбиваемого слоя. Тогда содержание отдельных фракций в объеме первых трех классов устанавливается соотношением:

$$p'(x_j) = (1+k) \left[1 - \sum_{j=1}^3 p(x_j) \right] \frac{V''(x_j)}{V} + p(x_j) \left[1 - \sum_{j=1}^{i-1} p''(x_j) \right], \quad (5.9)$$

а содержание фракций в последующих классах ($i \geq 4$) определяется по выражению:

$$p'(x_i) = \frac{q(x_i)}{\left(1 - \sum_{j=1}^{i-1} p(x_j) \right)} \left[1 - \sum_{j=1}^{i-1} p''(x_j) \right], \quad (5.10)$$

где $p'(x_i)$ – содержание j -й фракции в развале, дол. ед.; $p''(x_i)$ – содержание j -ой фракции в зоне интенсивного дробления, дол.ед.

Система значений $p'(x_i)$, как известно, представляет собой гранулометрический состав взорванной горной массы.

Таким образом, по выражениям (5.9) – (5.10) при заданных физико-механических, структурных свойствах пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметрах и способе взрывания гранулометрический состав взываемой руды и породы рассчитывается

заранее. Отсюда следует, что, изменив один или одновременно несколько из влияющих факторов, можно активно управлять кусковостью взрываемой горной массы.

Разработанный теоретический подход к определению гранулометрического состава взорванных горных пород принципиально отличается от известных в литературе [75-78].

Как видно из выражений (5.9), (5.10) гранулометрический состав взорванных горных пород сильно зависит от содержания естественных отдельностей в массиве пород. Поэтому установление категории блочности массивов пород или категорий взрываемости пород на карьерах является исключительно важной задачей [17, 18, 72].

5.2. Экспериментальное определение гранулометрического состава взорванных горных пород рассмотренных месторождений

Для проверки правомерности разработанной методики определения гранулометрического состава взорванных пород на Сарбайском, Акжалском и Житикаринском карьерах проводился большой объем замеров гранулометрического состава пород на различных горизонтах с различными физико-техническими характеристиками пород.

В замерах значения случайной величины регистрировались через определенные интервалы x_1, x_2, \dots, x_m . Следовательно, результаты записи представляют собой систему m случайных величин $p'(x_1), p'(x_2), \dots, p'(x_m)$. Вследствие этого изучение случайной функции можно с некоторым приближением заменить рассмотрением системы случайных величин. По мере увеличения m такая задача становится все более и более точной.

При экспериментальной измерении гранулометрического состава взорванных горных пород производилось фотографирование поверхности раз渲ла через каждые 3-5 метров с помощью цифрового фотоаппарата и высокоточного объектива. Для расшифровки снимки масштабировались в 1:100. Один снимок взорванных пород охватывал примерно 20-30% поверхности раз渲ла, поэтому при фотографировании выбиралась та его часть, которая наиболее полно отражала гранулометрический состав взорванных пород блока [16, 74].

Для обработки полученных данных на фотографиях использовалась программа Microsoft Office Excel 2009.

Весь процесс подсчета гранулометрического состава взорванных горных пород уступа сводился к следующим операциям:

- сканирование фотографии;
- импорт отсканированного изображение в рабочую зону программы AutoCAD;
- масштабирование изображения;
- разделение изображения на масштабные полосы;
- подсчет площадей отдельных фракций в каждой масштабной полосе и во всей исследуемой области изображения;
- определение принадлежности каждой фракции взорванных пород к тому или иному классу гранулометрического состава;
- определение гранулометрического состава пород для данного снимка.

Сканирование фотографии производилось с разрешением 600dpi, что позволяло в дальнейшем четко просматривать в рабочей зоне программы AutoCAD куски размером более 0,01 м. После импорта изображения в область AutoCADa производилось его масштабирование таким образом, чтобы оно соответствовало размерам стандартной фотографии (рисунок 5.2). Затем проводилась проверка путем измерения длины, занимаемой мерной маркшейдерской рейкой на стандартной фотографии (102x152 мм) и аналогичной на отсканированном изображении в AutoCADe. Если обнаруживалось расхождение, то вносились необходимые корректировки и приступали к дальнейшему этапу.

Площадь изображения составляла 3×3 м², что диктовалось размерами мерной маркшейдерской рейки. Затем по четырем точкам (концы мерных маркшейдерских реск) изображается четырехугольник. На нем в AutoCADe подсчитывается площадь каждой фракции гранулометрического состава взорванных горных пород, входящая в четырехугольник.

Все фракции гранулометрического состава взорванных, входящие в четырехугольник фиксируются в программе AutoCAD и их площади вычисляются с использованием программы Microsoft Office Excel 2009. Определяются площади всех кусков взорванной породы, далее процентное содержание каждого класса. Чтобы получить гранулометрический состав взорванных горных пород всех размеров провести указанную процедуру для каждого из них.

Фрагменты компьютерной оценки всех фракций сканированных фотографий гранулометрического состава взорванных горных пород на развале с использованием программы AutoCAD приведены на рисунках 5.2, 5.3 и 5.4. Здесь представлены конкретные породы конкретных горизонтов Сарбайского, Акжалского и Житикаринского карьеров.

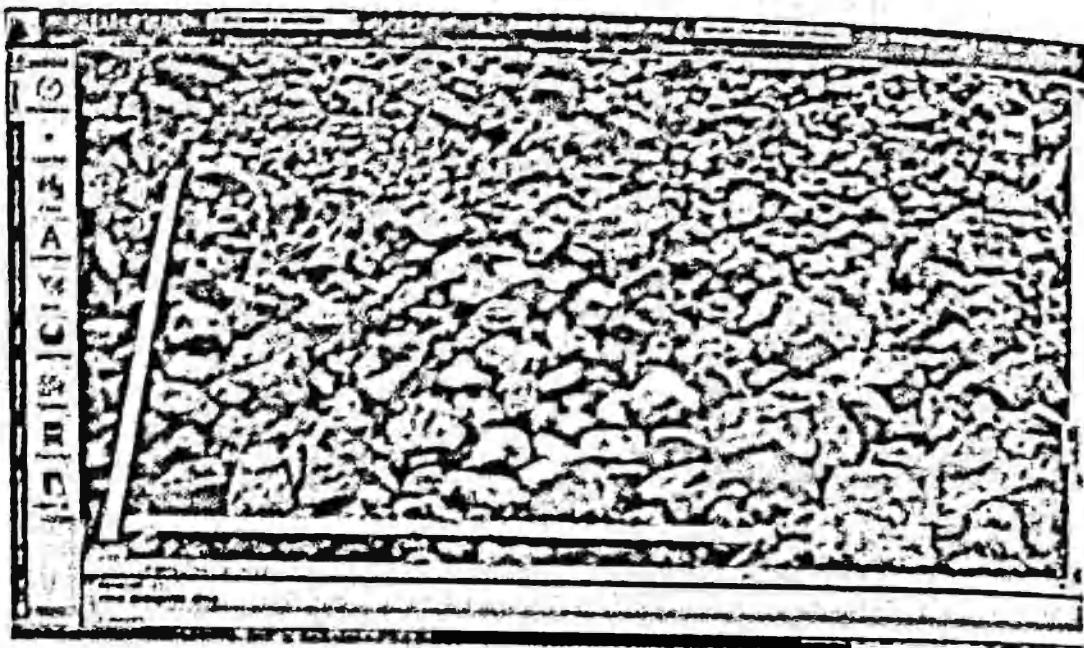


Рисунок 5.2 – Фотоснимок взорванной горной массы горизонта 150 Сарбайского карьера. Породы: прослон дноритовых склернированных порфиритов, туффиты, известники

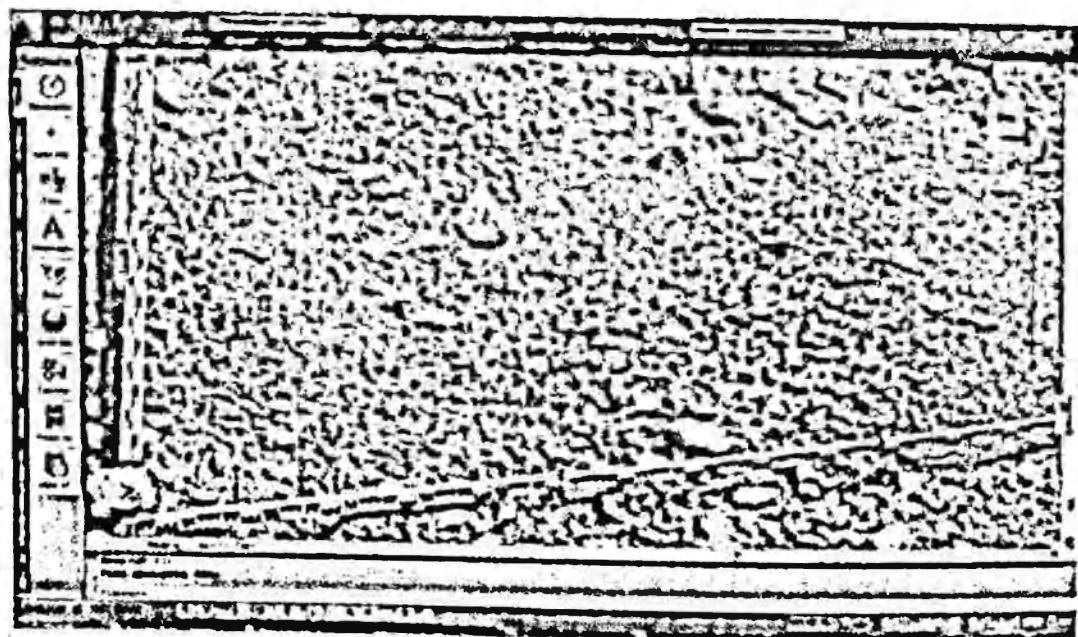


Рисунок 5.3 – Фотоснимок взорванной горной массы горизонта 515 Акжалского карьера. Породы: днорит-порфир мелкозернистый

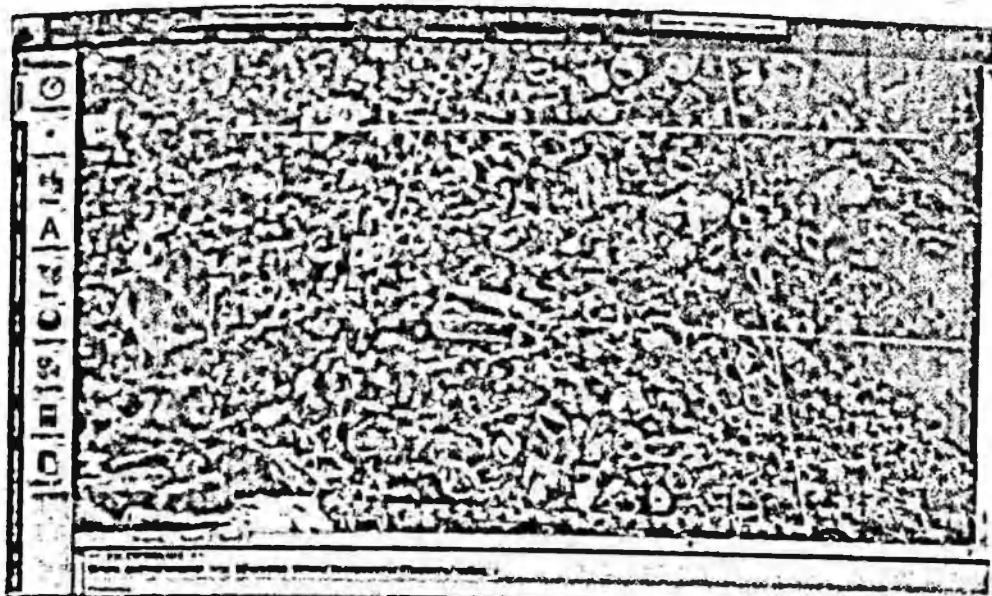


Рисунок 5.4 – Фотоснимок взорванной горной массы горизонта 95
Жигалкинского карьера. Породы: серпентиниты с асбестом

По приведенной выше методике найден гранулометрический состав взорванных пород для каждого взорванного блока. Усредненные показатели по нескольким снимкам экспериментально установленного гранулометрического состава взорванных горных пород по отдельным горизонтам рассмотренных месторождений приведены в таблице 5.2.

Анализ данных таблицы 5.2 показывает, что они близки к расчетному значению гранулометрического состава пород, найденному по программе «Грансостав» [79] и представленному в таблице 5.3. Это служит доказательством того, что принятые при вычислении объемов пород различных классов предположения отражают действительный механизм разрушения реального массива пород.

Таким образом, подобрав параметры буровзрывных работ в определенном сочетании, можно добиться стабильных результатов взрыва, близких к требуемым. В то же время при малых масштабах взрыва качество дробления при одном взрыве будет отличаться от качества дробления при другом взрыве. Это объясняется тем, что, хотя основные влияющие факторы принимаются во всех случаях неизменными, добиться полной идентичности условий опыта не удается. Иначе говоря, условия взрывов будут несколько отличаться друг от друга. Эти изменения являются случайными и связаны с влиянием таких факторов, как неоднородность взрываемого блока, вариации в направлениях трещин различных систем, неполное соответствие детонационных и

Таблица 5.2 – Измеренный гранулометрический состав взорванных горных пород Сарбайского, Акжатского и Житикаринского карьеров

Горизонт, породы	Гранулометрический состав взорванных пород (%) размеры (м)							
	<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,0	1,01-1,20	>1,2	
1	2	3	4	5	6	7	9	
<i>Сарбайский карьер</i>								
-160/-180 юго-запад; порфириты скарнированные, роговники	53,11	22,14	10,13	7,12	4,15	2,09	1,26	
-160/-180 юг; песчаник кварцевый	57,23	20,6	8,06	5,3	4,9	2,33	1,58	
-180/-200 юг; прослои диоритовых скарнированных порфиритов, туффиты, известняки	57,01	20,57	8,34	7,67	3,99	1,07	1,33	
-200/-220 юго-запад; диоритовые порфириты	48,19	22,38	10,23	8,86	5,56	2,63	2,1	
-200/-220 юго-запад; синцит порфиритовый	49,01	25,52	7,07	6,43	6,98	2,94	2,05	
-200/-220 запад; диоритовые порфириты, магнетитовая руда	51,02	15,85	13,62	9,15	5,5	3,19	1,67	
-200/-220 запад; песчаник кварцевый	50,73	17,94	11,18	10,77	4,12	2,45	2,81	
-240/-260 юго-запад; диоритовые порфириты и диориты	53,05	19,19	9,47	7,09	5,38	3,99	1,83	
-250/-260 юг; диоритовые порфириты скарнированные мелкозернистая магнетитовая руда с сульфидами	39,29	17,6	15,34	11,59	8,57	5,34	2,27	
-300/-320 запад; диоритовые порфириты скарнированные	52,37	27,48	5,73	5,66	5,05	2,16	1,55	
-300/-320 запад; диоритовые порфириты	47,11	16,33	12,86	8,26	6,88	7,15	1,41	
-340/-360 юго-восток; магнетитовая руда бедная	50,22	19,95	8,85	7,24	6,31	4,76	2,67	
-350/-360 центр; магнетитовая руда богатая	45,62	19,05	14,81	9,33	5,06	3,38	2,75	
-351/-360 центр; магнетитовая руда богатая	50,01	17,55	14,46	7,53	5,06	3,38	2,01	

Продолжение таблицы 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8
<i>Акжатский карьер</i>							
-360/-370 юг; синцит порфировый	44,35	18,44	12,34	9,36	6,44	6,08	2,99
-395/-385 центр; сканированные известняки с оруденением	35,25	22,73	24,16	4,44	3,69	4,17	5,56
-415/-405 центр; крупнозернистые известняки	40,44	21,71	16,25	8,71	6,52	3,89	2,48
-415/-405 центр; сканированные известковые с ороговиками	40,39	18,62	10,11	10,18	7,85	7,03	5,82
405-395 центр; сканированные известняки со рудой	34,75	23,53	20,95	4,95	5,28	5,55	4,99
-515/-505; диорит-порфирит малозернистой	59,75	18,42	7,12	5,74	4,52	2,65	1,8
-535-525/-505; мраморизованные известняки массивные ороговики	38,15	19,54	14,62	13,94	4,33	5,33	4,09
-545/-535 мраморизованные известняки	46,5	21,53	10,54	9,53	6,76	3,11	2,03
<i>Житикаринский карьер</i>							
-95/-80 восток; серпентиниты средними просечками асбеста	58,44	20,02	11,53	4,14	3,31	2,07	0,49
-110/-95 траппеше; серпентиниты с асбестом	57,98	17,57	8,12	6,34	5,27	3,05	1,66
-110/-95 запад; серпентинизиро-ванный перidotит с асбестом	55,24	15,47	11,43	7,88	5,03	3,06	1,89
-140/-125							
Серпентинизированный перidotит	54,54	18,52	10,56	5,47	5,45	4,06	1,4
-140/-125 запад; дноритовые перidotиты	55,74	21,98	11,67	4,45	2,91	2,11	1,14
-170/-155 запад; серпентиниты с хризотилом асбестом	50,76	21,34	12,58	3,44	4,27	5,27	2,34

энергетических характеристик ВВ паспортным данным, разброс во времени замедления и т.д. Они не учтены в числе основных, но на исход взрыва оказывают влияние.

Из практики известно, что случайные возмущения, вызванные наличием неучтенных факторов, придающих исходу опыта элемент неопределенности, могут быть устранены при увеличении числа наблюдений. При этом отдельные особенности в массе как бы взаимно погашаются и средний результат случайного явления оказывается практически уже неслучайным. В соответствии с этим при достаточно большом масштабе взрыва (длине блока более 200 м) или большем числе взрывов, произведенных в одинаковых условиях, гранулометрический состав взорванной горной массы будет стабилизироваться, приближаясь к некоторому постоянному соотношению.

Этот вывод подтверждается практикой измерений гранулометрического состава взорванных пород на Сарбайском, Люжатском и Жигиткаринском карьерах.

5.3. Автоматизированное определение кусковатости взорванных горных пород

5.3.1. Структура программного обеспечения

Для автоматизированного определения гранулометрического состава взорванных пород разработана программа в среде UnityPro (Schneider Electric), которая также подтверждает применимость разработанного метода прогнозирования фракционного состава пород при ведении промышленных взрывов в различных горно-геологических условиях. Среда реализации данной программы была описана в главе 4.3 [69-71].

Данная программа включает комплекс программных средств для организации и проведения автоматизированных измерений, обработки и представления измерительной информации, сохранения результатов измерений в базе данных, генерации отчетов по результатам исследований, визуализации в режиме реального времени [69, 70].

При составлении алгоритма программных модулей САПР «Гранулометрический состав» использованы установленные выше аналитические зависимости гранулометрического состава взорванных горных пород на карьерах. Разработанная программа системы автоматизированного определения кусковатости пород наглядна, удобна в использовании и имеет несложный интерфейс. Она позволяет оперативно рассчитать

гравиулометрический состав взорванных пород в конкретных производственных условиях. С использованием указанной программы определена кусковатость взорванных пород Сарбайского, Акжалского и Житикаринского карьеров.

Программный пакет, предназначенный для разработки и обеспечения работы в реальном времени систем сбора, обработки, отображения и архивирования информации об объекте мониторинга и управления. Такой программный пакет может являться частью автоматизированной системы управления технологическим процессом, научного эксперимента, производственного процесса и т.д. Программное обеспечение может быть установлено на компьютеры, для связи с объектом используются программируемые логические контроллеры PLC, драйверы ввода-вывода или OPC/DDE серверы. Программный код может быть, как написан на языке программирования, так и сгенерирован в среде проектирования [69, 70].

Данный программный пакет решает следующие задачи:

- обмен данными с «устройствами связи с объектом», (то есть с контроллерами и платами ввода/вывода) в реальном времени через драйверы;
- обработка информации в реальном времени;
- отображение информации на экране монитора в удобной и понятной для человека форме и. т.д. [69].

Блок-схема программы представлена на рисунке 2.5.

Описание алгоритма

1. Начало

2. Вводятся исходные данные: p_0 , c , v , σ_{ck} , σ_p , ρ_{av} , D , H , d_0 , p , α , k_1 , $p(x_1)$, $p(x_2)$, $p(x_3)$, $p(x_4)$, $p(x_5)$, $p(x_6)$, $p(x_7)$, $q(x_1)$, $q(x_2)$, $q(x_3)$, $q(x_4)$, $q(x_5)$, $q(x_6)$, $q(x_7)$

3. Определяются: $V''(x_1)$, $V''(x_2)$, $V''(x_3)$, $V''(x_4)$.

4. Определяются: $V(x_1)$, $V(x_2)$, $V(x_3)$.

5. Определяются: $p''(x_1)$, $p''(x_2)$, $p''(x_3)$.

6. Определяются: $p'(x_1)$, $p'(x_2)$, $p'(x_3)$, $p'(x_4)$, $p'(x_5)$, $p'(x_6)$, $p'(x_7)$.

7. Выводятся на экран результаты вычислений.

8. Конец.

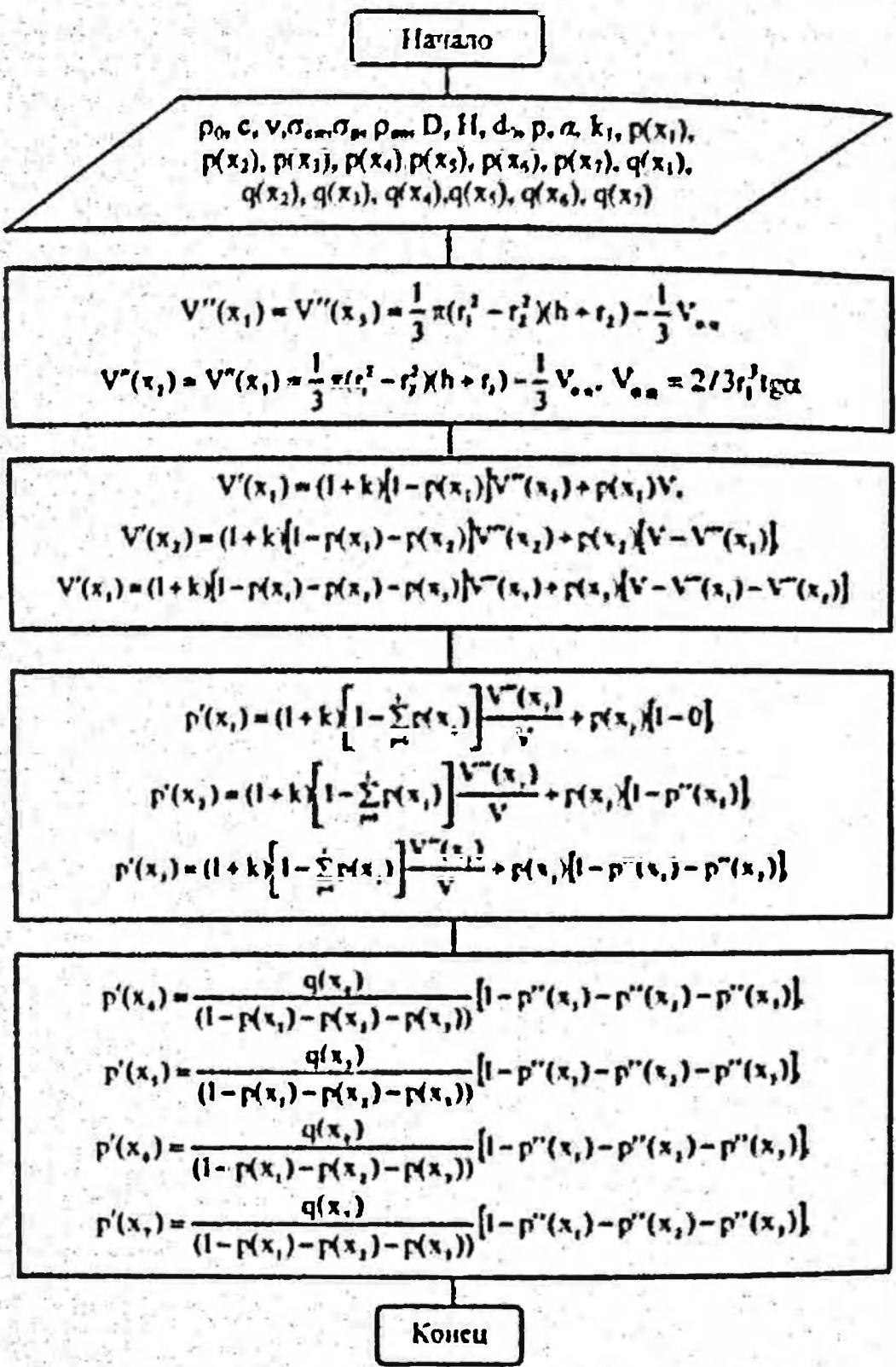


Рисунок 2.5 – Блок-схема программы

Спецификация программы

ρ_0 – плотность породы, кг/м³;

c – скорость звука в породе, м/с;

v – коэффициент Пуассона;

σ_{ck} – предел прочности на сжатие, Па;

σ_p – предел прочности на растяжение, Па;

ρ_m – плотность взрывчатого вещества, кг/м³;

D – скорость детонации, м/с;

H – высота взрываемого блока, м;

d_0 – диаметр скважины, м;

p – вместимость единицы длины скважины, кг/м;

α – угол откоса уступа;

k – коэффициент пропорциональности;

$p(x_1)$ – содержание в массиве отдельностей размером < 0,20;

$p(x_2)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0,21-0,40;

$p(x_3)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0,41-0,60;

$p(x_4)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0,61-0,80;

$p(x_5)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0,81-1,0;

$p(x_6)$ – содержание в массиве отдельностей размером 1,0-1,20;

$p(x_7)$ – содержание в массиве отдельностей размером >1,21;

$q(x_1)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером < 0,20;

$q(x_2)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,21-0,40;

$q(x_3)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,41-0,60;

$q(x_4)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,61-0,80;

$q(x_5)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,81-1,0;

$q(x_6)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 1,01-1,20;

$q(x_7)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером >1,21

V_r – объем цилиндра, пронизанный радиальными трещинами;

$V'(x_j)$ – объем пород первого класса крупности $j=1$;

$V''(x_j)$ – объем пород второго класса крупности $j=2$;

$V''(x_j)$ – объем пород третьего класса крупности $j=3$;

$V'(x_i)$ – объем пород первого класса крупности $j=1$ во всей взорванной породе;

$V'(x_j)$ – объем пород второго класса крупности $j=2$ во всей взорванной породе;

$V''(x_j)$ – объем пород третьего класса крупности $j=3$ во всей взорванной породе;

$p'(x_1)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_2)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_3)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_4)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_5)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_6)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса;

$p'(x_7)$ – содержание отдельных фракций в объеме первого класса.

5.3.2. Описание программного интерфейса

Проектирование АСУТП с использованием интегрированной SCADA-системы (Supervisory Control and Data Acquisition) Unity Pro, предполагает использование браузера проекта, который предназначен для разработки структуры проекта и математической основы обработки данных и управления. Использование редактора представления данных служит для разработки графической составляющей проекта. Применение новейших информационных технологий и программных продуктов, которые дают возможность успешного использования прикладных методов идентификации промышленных объектов разных классов с алгоритмами их реализации для получения не только качественных, но и количественных моделей исследуемых объектов повышает эффективность управления сложными промышленными объектами [69, 70].

UNITY PRO – это программная среда конфигурирования, программирования, отладки и диагностики исполнительной системы промышленных контроллеров Modicon производства Schneider Electric: Modicon M340, TSX Premium (включая Axiom) и Quantum. Единая программная среда – "все в одном", 5 языков стандарта МЭК 61131-3, встроенная адаптируемая Библиотека Функциональных Блоков (DFB), симулятор программируемого логического контроллера ПЛК в персональном компьютере для отладки программ, встроенная диагностика,

полный набор онлайн сервисов. На рисунке 5.6 представлена среда UNITY PRO в инфраструктуре АСУТП[71].

Данная среда позволяет не только программировать и визуализировать различные автоматизированные процессы, но и дает возможность удаленного доступа к программе.

UnityPro – представляет следующие языки программирования:

– язык функциональных блоков FBD (*Function Block Diagram*);

– язык релейно-лестничных диаграмм LD (*Ladder Diagram*);

– список инструкций II. (*Instruction List*);

– структурированный текст ST (*Structured Text*);

– язык последовательных функциональных схем SFC (*Sequential Function Chart*).

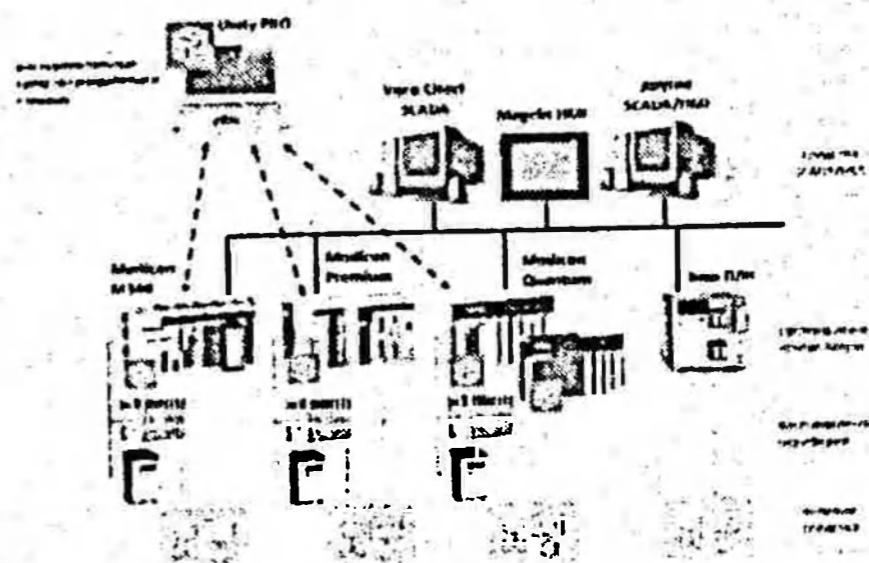


Рисунок 5.6 – Среда UNITY PRO в инфраструктуре АСУТП

Могут использоваться вместе в одном проекте. Соответствуют стандарту МЭК 61131-3 [69, 70].

5.3.3. Компьютерная программа для автоматизированного определения гранулометрического состава взорванных пород

Необходимо создать проект в среде UnityPro, а затем конфигурацию контроллера ModiconM 340 с процессором PLCBMXP34 2020, добавить дискретный модуль DDM 3202K в слот 1, дискретный модуль DDO 3202K в слот 2, аналоговый модуль AMI 0410 в слот 3, аналоговый модуль AMO 0410 в слот 4 (рисунок 5.7).

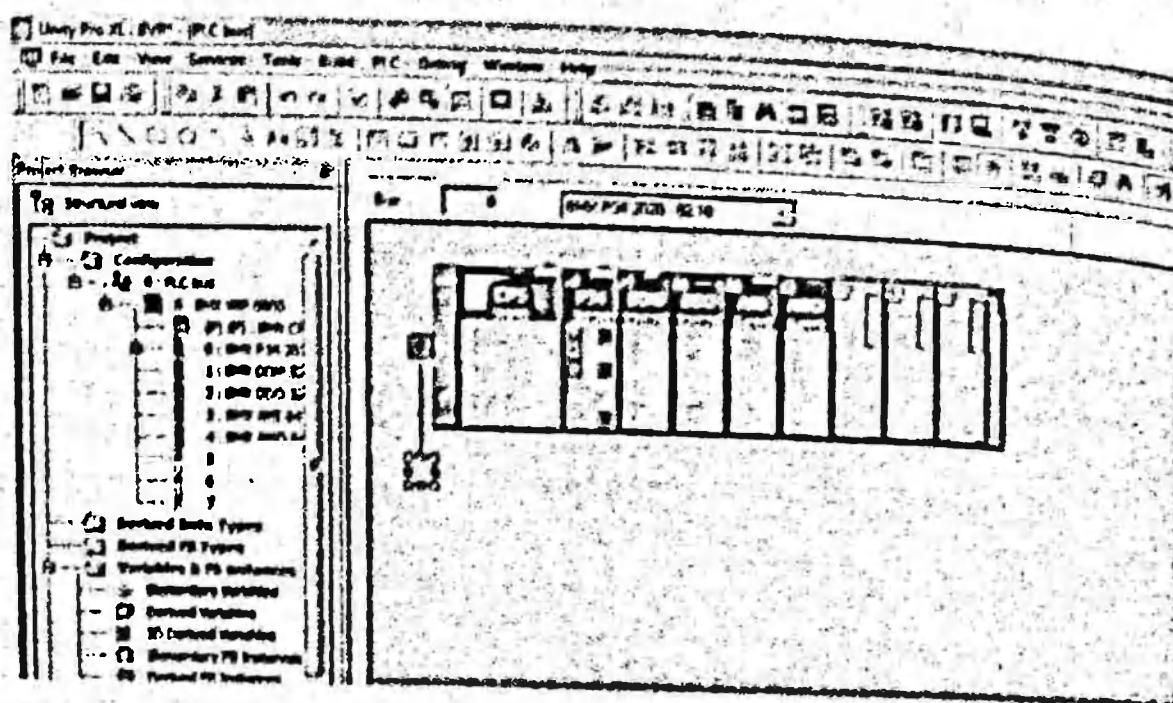


Рисунок 5.7 – Окно конфигурации контроллера

Сброс слов внутренней памяти %MW1 при "холодном" старте.
Количество внутренних битов %M = 512.

Количество слов внутренней памяти %MW = 1024.
Количество слов констант %KW = 256 [70].

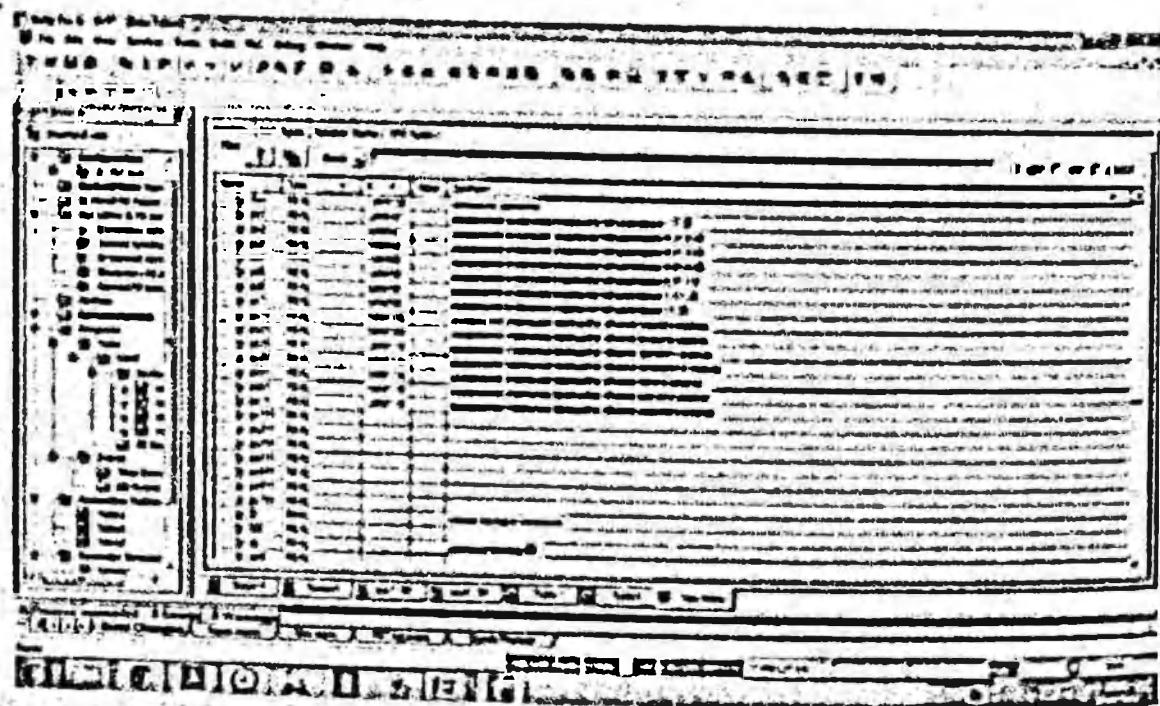


Рисунок 5.8 – Символьная таблица переменных

Все данные вводятся в символьную таблицу переменных (рисунок 5.8).

В следующем окне представлено рабочее поле программы автоматизированного определения грансостава взорванных пород (рисунок 5.9).

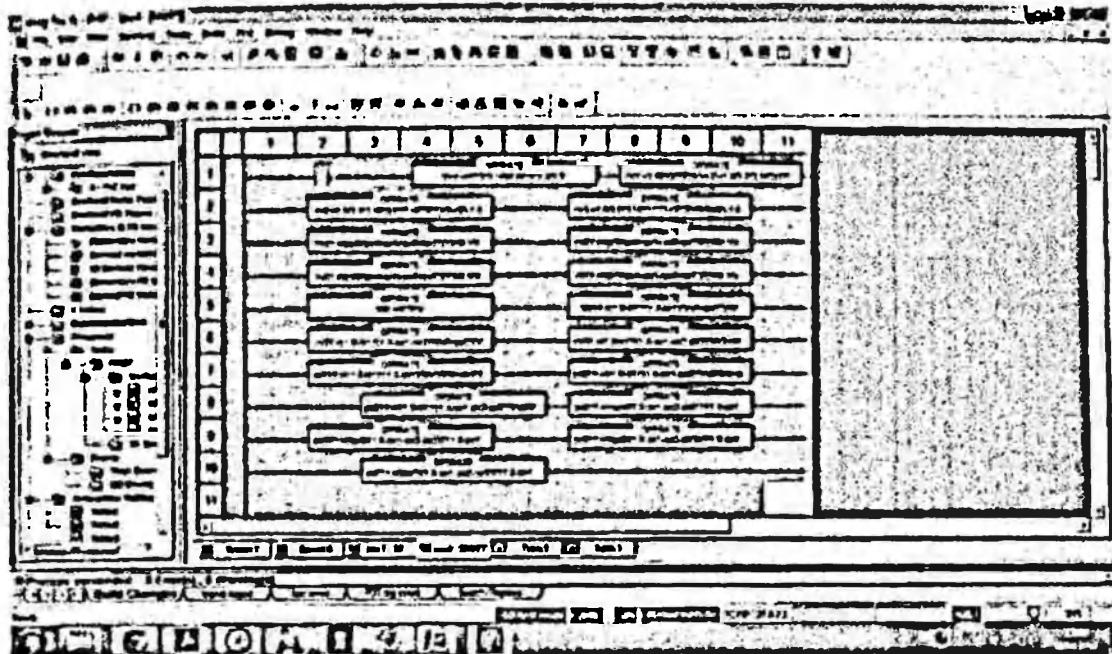


Рисунок 5.9 – Рабочее поле программы на языке LD

После запуска программы в первое окно (пункт 1.5) вводятся соответствующие данные: плотность породы ρ_0 , кг/м³; скорость звука в породе c , м/с; коэффициент Пуассона v ; предел прочности на сжатие $\sigma_{ск}$, Па; предел прочности на растяжение $\sigma_{раст}$, Па; плотность применяемого взрывчатого вещества; $\rho_{нв}$ кг/м³; скорость детонации D , м/с; высота уступа h , м; диаметр скважины d_0 , м; вместимость единицы длины скважины r , кг/м (рисунок 5.10).

Следующие данные вводятся в окно программы на рисунке «Окно ввода данных»: α – угол наклона; k – коэффициент пропорциональности;

- $p(x_1)$ – содержание в массиве отдельностей размером < 0.20;
- $p(x_2)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0.21-0.40;
- $p(x_3)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0.41-0.60;
- $p(x_4)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0.61-0.80;
- $p(x_5)$ – содержание в массиве отдельностей размером 0.81-1.0;

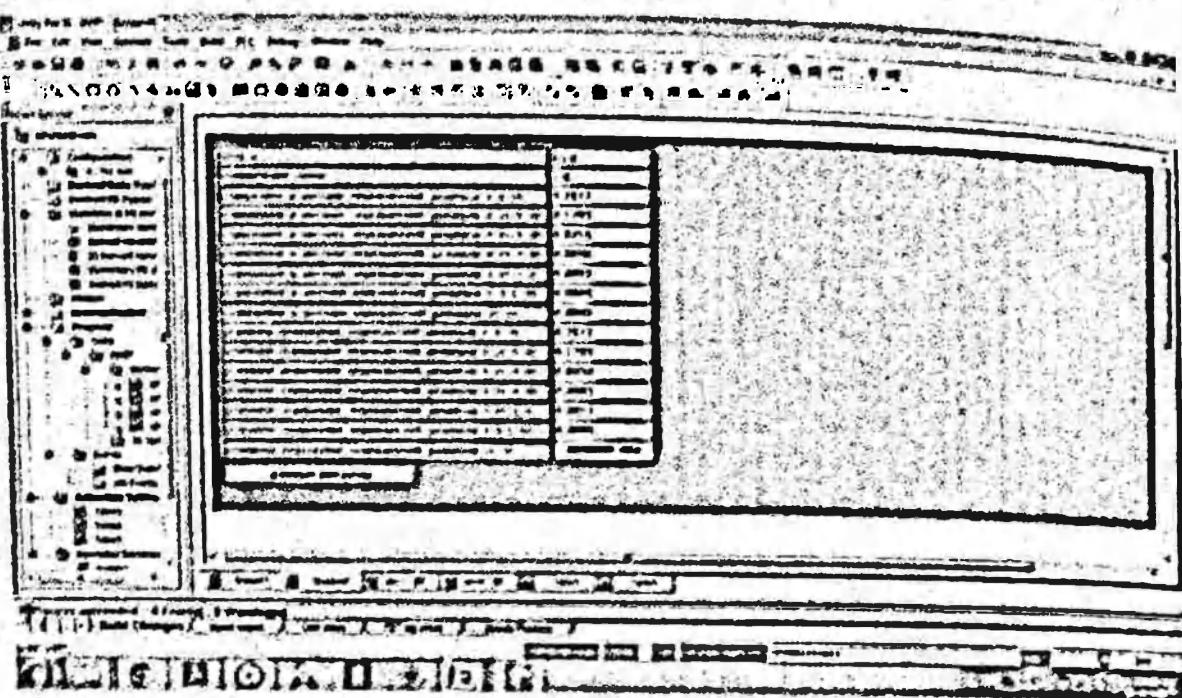


Рисунок 5.10 – Окно ввода данных

$p(x_4)$ – содержание в массиве отдельностей размером 1,0-1,20;

$p(x_7)$ – содержание в массиве отдельностей размером >1,20;

$q(x_1)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером < 0,20;

$q(x_2)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,21-0,40;

$q(x_3)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,41-0,60;

$q(x_4)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,61-0,80;

$q(x_5)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 0,81-1,0;

$q(x_6)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером 1,01-1,20;

$q(x_7)$ – условное содержание в массиве отдельностей размером >1,21.

После ввода всех данных можно их либо изменить, либо произвести расчет, нажимая соответствующую кнопку «данные введены».

В итоге программы появляется окно с выводом всех фракционных результатов: $V_{\text{об}}$ – объем цилиндра, пронизанный радиальными трещинами; $V''(x_j)$ – объем пород первого класса крупиности $j=1$; $V''(x_i)$ –

объем пород второго класса крупности $j=2$; $V''(x_j)$ – объем пород третьего класса крупности $j=3$; $V'(x_j)$ – объем пород первого класса крупности $j=1$ во всей взорванной породе; $V(x_j)$ – объем пород второго класса крупности $j=2$ во всей взорванной породе; $V'(x_j)$ – объем пород третьего класса крупности $j=3$ во всей взорванной породе; $p'(x_1)$ – содержание фракций первого класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_2)$ – содержание фракций второго класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_3)$ – содержание фракций третьего класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_4)$ – содержание фракций четвертого класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_5)$ – содержание фракций пятого класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_6)$ – содержание фракций шестого класса во всей взорванной горной массе; $p'(x_7)$ – содержание фракций седьмого класса во всей взорванной горной массе (рисунок 5.11).

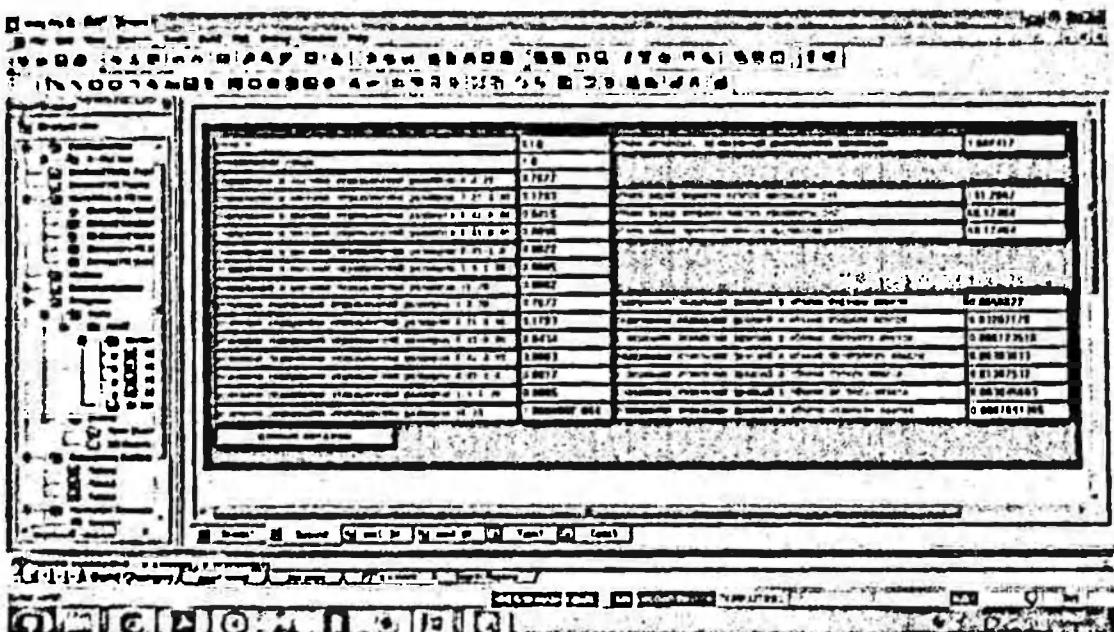


Рисунок 5.12 – Аддукционная таблица

Из сопоставления данных таблиц 5.2 и 5.3 следует заметить, что отклонение фактических данных от расчетных, найденных по программе «Грансостав», лежит в пределах его допустимого значения.

Тестовые результаты совпадают с результатами из контрольного примера, что подтверждает работоспособность программы и ее пригодность для использования [16, 79] в производственных условиях.

Гранулометрический состав различных взорванных пород Сарбайского, Аюжалского и Житикаринского карьеров при рациональных параметрах расположения зарядов на 15 метровых уступах, вычисленный по разработанной компьютерной программе «Грансостав» [79] приведен в приложении № 2.

Анализ данных приложения № 2 показывает, что достигнутые результаты по грансоставу очень высокие. Они близко совпадают с измеренным грансоставом взорванных пород из рассмотренных карьерах. Эти результаты свидетельствуют о том, что разработанная модель гранулометрического состава взорванных пород имеет высокую степень достоверности. Она базируется на том, что при создании модели и компьютерной программы «Грансостав» учтены все основные факторы, определяющие конечные результаты взрыва. Это – упругие, прочностные свойства пород, энергетические характеристики применимого ВВ, трещиноватость (блочность) массива пород, параметры

Таблица 5.3 – Расчетный гранулометрический состав взорванной горной массы Сарбайского, Аюжалского и Жигтикаринского карьеров

Породы и их блочность	Гранулометрический состав взорванной породы (%) размером (м)						
	<0,20	0,21-0,40	0,41-0,60	0,61-0,80	0,81-1,00	1,01-1,20	>1,20
Альбитофир (С), Б ₁	82,67	3,80	0,52	8,38	2,31	1,48	0,84
Диорит-порфирит (С), Б ₃	51,36	21,30	10,50	8,20	4,23	2,63	1,78
Известняк мраморизованный (С), Б ₁	83,54	4,09	0,78	7,70	2,58	1,22	0,09
Известняк глинистый (С), Б ₂	62,63	16,20	6,69	9,60	2,63	1,14	1,11
Магнетитовая руда богатая (С), Б ₄	49,33	16,04	14,90	9,15	5,50	3,01	2,07
Магнетитовая руда бедая (С), Б ₄	51,50	14,82	12,00	10,13	5,49	4,00	2,06
Мартит пористый (С), Б ₁	85,09	3,63	1,69	7,23	1,44	0,42	0,50
Песчаник кварцевый (С), Б ₃	55,13	18,21	11,40	6,09	4,15	3,06	1,96
Порфирит диабазовый (С), Б ₄	48,47	19,71	13,69	6,54	4,69	3,98	2,92
Синцит порфировый (С), Б ₄	43,47	22,46	15,55	6,40	5,79	3,45	2,88
Скари пироксенэпидотовый (С), Б ₅	29,54	21,06	20,00	11,35	8,28	4,36	5,41
Туф альбитофировый (С), Б ₂	68,56	12,28	4,98	6,29	4,33	2,54	1,02
Сканированый известняк (А), Б ₃	33,96	21,55	20,35	5,78	6,74	5,50	6,12
Крупнозернистый известняк (А), Б ₄	43,38	22,59	15,63	6,37	5,74	3,43	2,86
Мраморизованный известняк (А), Б ₄	48,62	20,42	10,32	8,31	6,83	3,68	1,82
Диорит-порфирит (А), Б ₂	63,68	15,66	6,50	6,52	4,12	2,12	1,40
Сланцы глинистые (Ж), Б ₁	84,24	3,89	0,74	7,39	1,51	1,45	0,78
Сланцы (Ж), Б ₁	84,71	3,75	0,72	7,19	1,47	1,23	0,93
Диориты (Ж), Б ₂	63,45	14,91	6,03	7,62	3,67	2,70	1,62
Серпентинизированный перidotит (Ж), Б ₁	56,80	17,17	9,81	6,42	4,12	3,74	1,94
Серпентиниты (Ж), Б ₁	51,98	19,89	11,34	6,68	4,28	3,61	2,22
Дуниты (Ж), Б ₄	44,05	22,13	15,90	6,30	4,79	3,95	2,88
Кварцевые диориты (Ж), Б ₄	43,96	22,20	15,37	6,87	4,78	3,94	2,88
Диоритовые перidotиты (Ж), Б ₁	52,64	14,45	12,84	10,12	6,49	2,40	1,06

расположения зарядов ВВ в массиве: линия сопротивления по подошве уступа, расстояние между скважинами, расстояние между рядами, длина заряда над уровнем подошвы уступа, длина незаряженной части скважины, длина перебора скважина, длина заряда в скважине, длина промежутка между частями заряда скважин, время замедления, порядок и очередность взрываемых рядов скважин.

5.4. Графо-аналитическое определение размещения зон мелкого, среднего и крупного дробления в развале пород

При взрывной подготовке горных пород к выемке несмоловажным ее результатом является распределение кусков пород в развале по круизности, так как оно предопределяет эффективную работу высмочно-погрузочного оборудования. Предварительное знание характера распределения кусков раздробленных пород в развале позволит работникам производства заблаговременно принять меры к устранению нежелательных ситуаций, а если это по технологическим причинам не предотвратимо, то наилучшим образом организовать работу горнотранспортного оборудования. Однако этой проблеме не удостоено должного внимания.

Размещение различных зон дробления непосредственно связано с расположением различных частей (элементов) уступа в развале пород. Конфигурация последних приведена в работах [53-55]. Анализ приведенных в [56, 57] схем размещения частей уступа в развале при однорядном, трехрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) из свободную поверхность, трехрядном КЗВ с подпорной стенкой показывает, что они в полной мере характеризуются положением оконтуривающих линий этих частей в развале.

В главе 2.2 совокупность взаимно пересекающихся горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей (элементов) взываемого блока массива (в разрезе) названа координатной сеткой взываемого блока (см. рисунки 5.13-5.15а). Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале названа координатной сеткой развала или взорванного блока (см. рисунки 5.13б-5.15б).

Совместно используя предлагаемые координатные сетки можно установить места расположения зон мелкого, среднего и крупного дробления пород при различных способах взрывания. Для этого контуры заданных геометрических фигур в выбранном масштабе наносятся

на координатную сетку взрываемого блока. Фиксируются их характерные точки (части). В соответствующих ячейках координатной сетки раз渲а определяются положения изучаемых точек. Далее путем соединения найденных точек плавной кривой устанавливаются деформированные контуры заданных фигур в раз渲е, следовательно, их размещение во взорванной горной массе.

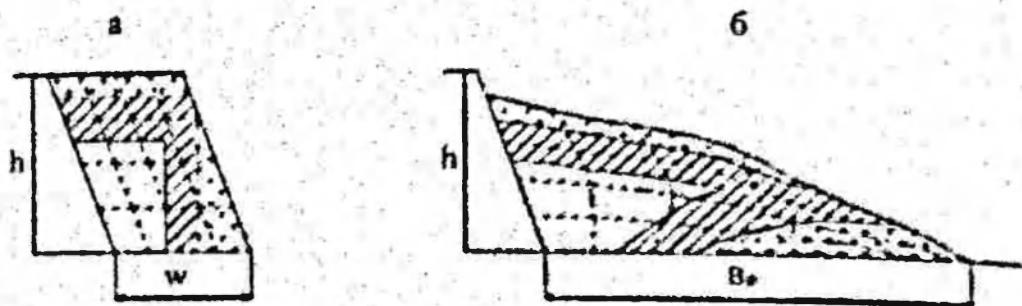
Для решения поставленных конкретных задач на поперечном разрезе взрываемого блока вычерчиваются размеры зон мелкого, среднего и крупного дробления в принятом масштабе (рисунки 5.13а–5.15а). Причем зона мелкого дробления располагается вблизи взорванного заряда ВВ, затем размещается зона среднего дробления. Зона крупного дробления охватывает породы в области кровли и откоса уступа.

Размеры (радиусы) первых двух зон могут быть найдены расчетным путем (см. главу 3.2). Обычно к первой зоне относят фракции кусков размером до 0,20 м, ко второй зоне – фракции кусков размером от 0,21 до 0,80 м и к третьей зоне – фракции размером более 0,81 м. При соблюдении рациональных параметров буровзрывных работ объем зоны мелкого дробления составляет (%): на легковзрываемых породах – 60-70, на средневзрываемых – 45-55 и на трудновзрываемых – 40-50. Объем зоны среднего дробления соответственно составляет 25-35, 30-40 и 30-40%, объем зоны крупного дробления – 5-10, 10-15 и 10-20%.

Таким образом, известные размеры (радиус и высота) зон мелкого и среднего дробления в принятом масштабе наносятся на координатную сетку взрываемого блока. Их деформированные размеры в раз渲е определяются по описанной выше методике по положению их характерных точек в координатной сетке взорванного блока [57].

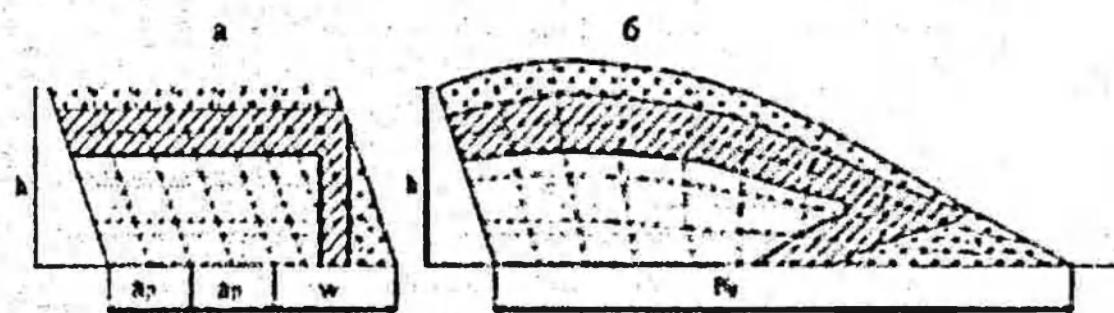
Как видно из рисунка 5.13а, при однорядном взрывании первая зона в уступе располагается в районе взорванного заряда, а в раз渲е несколько вытягивается в направлении линии наименьшего сопротивления (ЛНС). Вторая зона во взрываемом блоке размещается за пределами первой зоны в районе забойки и первых двух наклонных слоев, а в раз渲е – за первой зоной в виде скобообразного слоя. Третья зона в массиве располагается в верхней части и на откосе уступа, а после взрыва – в верхнем и нижнем слоях раз渲а.

В случае трехрядного КЗВ на свободную поверхность (рисунок 5.14а) в районе влияния зарядов первого ряда характер разрушения уступа аналогичен дроблению при однорядном вызрываниям. В области действия зарядов второго и третьего рядов значительно увеличиваются объемы первых двух зон. Первая зона дробления располагаясь



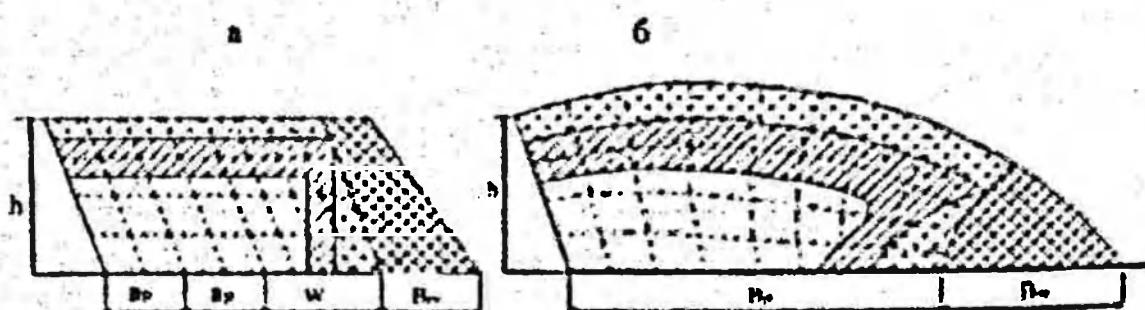
■ - 1; ■ - 2; ▨ - 3

Рисунок 5.13 – Размещение зон дробления при однокорпусной взрывации.
Зоны дробления: 1 – мелкого, 2 – среднего, 3 – крупного



■ - 1; ■ - 2; ▨ - 3

Рисунок 5.14 – Размещение зон дробления при трехрядной взрывации.
Зоны дробления: 1 – мелкого, 2 – среднего, 3 – крупного



■ - 1; ■ - 2; ▨ - 3

Рисунок 5.15 – Размещение зон дробления при трехрядном КЗВ на подпорную стенку.
Зоны дробления: 1 – мелкого, 2 – среднего, 3 – крупного

вокруг взорванных зарядов указанных рядов скважин, сливаются (см. рисунки 5.13а, 5.14а). Вторая зона располагается в районе верхних двух горизонтальных слоев толщиной, равной мощности одного горизонтального слоя. В отброшенной части развала размещение зон дробления такое же, как при однорядном взрывании. В остальной части развала размещение зон дробления аналогично таковому в массиве. В условиях рассмотренных карьеров крупные фракции как во взываемом, так и во взорванном блоке преимущественно располагаются в их верхней части (см. рисунки 5.13б, 5.14б).

При трехрядном КЗВ на подпорную стенку (см. рисунок 5.15) как и в предыдущем случае, во взываемом уступе значительно увеличиваются объемы зон мелкого и среднего дробления за счет увеличения размеров зоны интенсивного дробления пород. Зона крупного дробления более сконцентрирована, чем при трехрядном КЗВ на свободную поверхность (см. рисунки 5.14б, 5.15б).

Размеры рассмотренных зон дробления и соотношения между ними различны для разных условий взрывания. Они зависят от основных факторов, предопределяющих качество дробления взорванной горной массы [57].

Апробация методики определения размеров различных зон дробления во взорванной горной массе проводилась в условиях Сарбайского, Акжалского и Житикаринского карьеров. В экспериментах фотографирование торцевого забоя экскаватора производилось с помощью цифрового фотоаппарата и высокоточного объектива. Для обработки полученных данных на фотографиях использовалась программа Microsoft Office Excel 2009. Процесс сводился к следующим операциям:

- сканирование фотографии;
- импорт отсканированного изображение в рабочую зону программы AutoCAD;
- масштабирование изображения;
- разделение изображения на масштабные полосы;
- подсчет площадей отдельных фракций в каждой масштабной полосе и во всей исследуемой области изображения;
- определение принадлежности каждой фракций взорванных пород к тому или иному классу гранулометрического состава.

Полученные таким образом фактические данные по размещению различных зон дробления в развале хорошо согласуются с их прогнозируемым положением, что подтверждает обоснованность разрабо-

такой методики определения мест размещения различных элементов взрываемого блока в развале пород.

Таким образом, впервые в горной науке и горном деле разработаны аналитические методы определения параметров расположения зарядов в массиве пород и гранулометрического состава взорванных пород при различных условиях взрывания. Эти методы, основанные на учете предельного радиуса взрывной полости – фундаментального эффекта взрыва в твердой среде, удачно взаимоувязывают исходные данные взрыва (физико-технические свойства массива пород, энергетические характеристики ВВ и т.д.) с его конечными результатами (например с кусковатостью, размещением различных частей уступа в развале взорванных пород). На основе этих методов созданы автоматизированные системы проектирования параметров расположения зарядов в массиве пород и прогнозирования гранулометрического состава взорванный горной массы на карьерах, что является весочным вкладом в развитие горных наук.

6. ПРОИЗВОДСТВО МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ

6.1. Взрывчатые вещества, применяемые на открытых работах

В настоящее время в качестве промышленных используют следующие взрывчатые вещества ВВ [21].

Сухие порошкообразные и гранулированные ВВ:

Аммониты – порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом (реже с гексогеном и динитрофталином) и невзрывчатыми горючими добавками. Предохранительные аммониты содержат, кроме того, пламегасители, а некоторые – жидкое нитроэфиры (нитроглицерин, нитрогликоль).

Амонал – аммониты с добавками алюминиевой пудры.

Скальный аммонит – амонал с добавкой гексогена.

Граммониты – гранулированные аммониты, состоящие из гранулированной селитры и гранулированного или чешуйчатого тротила.

Гранамоналы – гранулированные амонаалы.

Динамит – порошкообразные смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками.

Гранулиты – механическая смесь гранулированной аммиачной селитры, жидкого (соляровое масло) и порошкообразных горючих добавок (древесная мука, алюминий).

Игданит – стехиометрическая смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива.

Угленит – игданит с добавками крупного угольного порошка.

Гранулотол – гранулированный тротил.

Алюмотол – гранулированный сплав тротила с алюминиевой пудрой.

Гранитол – гранулированный сплав тротила с аммиачной селитрой.

Эмулин – игданит с добавками эмульсии.

Водосодержащие взрывчатые вещества:

Акватолы – водосодержащие ВВ текучей (медообразной) консистенции, состоящие из гранул граммонита или граммонала и насыщенного загущенного раствора аммиачной селитры.

Акваниты и акванаты – водосодержащие ВВ пластичной консистенции, состоящие из порошкообразных аммонитов или амоналов с добавками кальциновой или натриевой селитры, воды и пластифицирующих добавок.

Горячелущающиеся ВВ (ГЛТ) – суспензионные ВВ, изготавливаемые в зарядных машинах на месте заряжания, состоящие из смеси горячего раствора аммиачной селитры, загустителей с добавками 10–20 % тротила, что производится непосредственно на месте заряжания скважин. После охлаждения заряд затвердевает, приобретает гипсолобную структуру.

Ифзаниты – водосодержащие ВВ, состоящие из смеси гранул аммиачной селитры и тротила, в которую на месте заряжания добавляется насыщенный раствор аммиачной селитры с загустителем в объеме, равном межгранульному пространству в твердой фазе.

Карботовы – горячелущающиеся ВВ, изготавливаемые на месте заряжания, состоящие из гранул тротила и вытектического расплава карбамида и аммиачной селитры с малым содержанием воды, а также добавками алюминия.

Порхимиты и сибириты – эмульсионные ВВ из смеси горячего раствора аммиачной и натриевой селитр с добавками горючего (минеральное масло) и эмульгатора. После обработки смеси в диспергаторе (миксере) смесь превращается в обратную эмульсию (капли раствора селитр окружены пленкой масла) с разногабаритными капель в несколько микрон. Активизацию эмульсии производят введение в нее стеклянных или полых микросфер или газогенерирующей добавки (натрия натрия), которые создают в массе эмульсии газовые микропоры, повышающие чувствительность эмульсии к детонации.

Эмульситы – патронированные эмульсионные ВВ.

Грангимиты – смесь эмульсии с 30–70 % ифзанита, заряжение является механизированным способом.

В отдельную группу выделяются интроджированные ВВ, содержащие 4–10 % жидких интроджиров.

Детониты – порошкообразные смеси аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и интроджиров.

Взрывчатые вещества, применяемые на карьерах, должны отвечать следующим требованиям:

ВВ могут иметь большой критический диаметр (100 мм), т.е. повышенную детонационную способность в зарядах малого диаметра. Это могут быть грубодисперсные гранулированные и водосодержащие ВВ с широкой зоной химической реакции. К ним не предъявляются жесткие требования в части количества ядовитых газов, выделяемых при взрыве ВВ, поэтому пока возможно использование рецептур, имеющих кислородный баланс, отличный от нулевого. Однако при применении

ВВ с отрицательным кислородным балансом, особенно при имеющейся тенденции увеличения масштабов взрыва и интенсивном углублении карьеров, удаление вредных газов из зоны карьера осложняется. ВВ с отрицательным кислородным балансом выбрасывают в атмосферу при взрыве много ядовитых газов, что может отрицательно сказываться на экологическом равновесии района расположения карьера. Кроме того, ядовитые газы в течение почти 100 ч могут находиться в ратвале взорванной породы, и вызывать отравление. Поэтому применение ВВ с отрицательным кислородным балансом должно уменьшаться.

Для снижения вредного воздействия газов взрыва на окружающую инфраструктуру района надо уменьшить объем взрывов.

Перспективно применение водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ, часть из которых имеет хорошую водоустойчивость и кислородный баланс, близкий к нулевому, и выделяет при взрыве меньше ядовитых газов, чем тротилсодержащие ВВ.

Большие объемы взрывов, применяемые на карьерах, требуют одновременного заряжания большого количества скважин. Поэтому ВВ должны обладать хорошей сыпучестью, минимальной склонностью при хранении, минимальным пылением при пересыпке и быть малоочувствительными к механическим воздействиям. При применении водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ должны использоваться зарядные устройства(машины, зарядчики), обеспечивающие их подачу под столб воды в скважине глубиной 15–18 м с производительностью не ниже 150–200 кг/мин.

При этом может осуществляться как синхронная подача ВВ и подъем зарядного шланга, чтобы обеспечить постоянство его заглубления в заряд, так и последовательная процедура заряжания, когда подается 3/4 или 4/5 общей величины заряда при неподвижном шланге, а затем извлекают шланг с постоянной скоростью с одновременной подачей оставшейся части заряда. Недостаток последнего метода в необходимости применения больших давлений подачи ВВ, преимущества – в простоте механизмов управления подъемом зарядного шланга.

Важным при заряжании больших объемов ВВ на блоке является сохранение постоянства их свойств при нахождении ВВ в скважинах в течение длительного времени (7–10 и более суток), а также минимальное агрессивное воздействие их на средства инициирования (ДШ, шашки-детонаторы), а также взаимодействия ВВ с окружающими породами (стенками скважин и трещинами, с которыми имеет контакт заряд ВВ).

Взрывчатые вещества с относительно невысокой теплотой взрыва (до 4000 кДж/кг) эффективны при увеличении плотности заряжания в скважинах, что приводит к повышению объемной концентрации энергии, т.е. количества энергии в единице объема, занимаемого зарядом. При этом примерно 15 % от общего количества ВВ должно обладать высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 5000 кДж/кг.

Значительная часть россыпных ВВ (~50 %) должна быть водоустойчивой и иметь плотность более 1000 кг/м³, чтобы при заряжании обводненных скважин ВВ хорошо тонуло в воде. Смесь ВВ и воды должна устойчиво детонировать.

Перспективно создание жидких ВВ плотностью более 1000 кг/м³ из смеси селитры, пудры или порошка алюминия и воды с загустителем. Целесообразно для заряжания скважин при небольших объемах взрыва использовать ВВ с меньшей водоустойчивостью в эластичных руках-пакетах, диаметр которых больше диаметра скважин, а общая плотность более 1000 кг/м³. Опущенные в скважину рукава с ВВ под действием столба ВВ и забоевого материала полностью заполняют все сечение скважины, обеспечивая тем самым высокую плотность заряда. Заряжание обводненных скважин зарядами ВВ в жестких оболочках может быть эффективно только в случае создания его плотности в скважине не меньшей, чем при россыпных ВВ, а также обеспечения механизации процесса заряжания.

С применением на карьерах двухбункерных зарядных машин и использования машин для откачки воды из обводненных скважин требования крупных карьеров к ассортименту ВВ, получаемых базисным складом, могут существенно измениться. На склад можно поставить отдельно гранулотол и аммиачную селитру, которую размещают в другом хранилище, присоединяясь к стационарному узлу подготовки селитры для зарядных машин. Заполнение бункеров селитрой, гранулотолом и размещение на машинах емкости с соляровым маслом позволяет создавать на предприятии любое ВВ: игданит, граммонит и т.д., применять гранулотол в скважинах с проточной водой или гасить их заряжение неводоустойчивыми ВВ в полизтиленовых рукахах.

Это позволит крупным горным предприятиям, использующим механизированные пункты подготовки ВВ и зарядные машины, получить большую экономию средств и уменьшить потребление тротила и других дорогих тротилсодержащих ВВ, так как после откачки воды до 70% скважин могут быть заряжены более дешевыми, менее водоустой-

чивыми ВВ. Кроме того, доставка на предприятие отдельно гранулотола и селитры стоит дешевле, чем доставка смесевого ВВ, так как аммиачная селитра перевозится по регламенту обычных грузов, а не взрывоопасных.

В целом на крупных карьерах с механизацией взрывных работ объем применения ВВ, изготавливаемого на стационарных пунктах подготовки, должен существенно возрасти, особенно после создания маслоустойчивых детонирующих шнурков для его взрывания и широкого выпуска пористой селитры, обеспечивающей стабильность свойств заряда в течение 7–10 сут.

Широкое применение на крупных карьерах получили водосодержащие ВВ: акватолы и эмульсионные ВВ с плотностью 1300–1500 кг/м³. Эти ВВ, особенно эмульсионные, обеспечивают их длительное нахождение в скважинах с проточной водой без размывания селитры (эмulsionи) и потери зарядами детонационной способности.

Проблема создания дешевых по стоимости на уровне неводоустойчивых ВВ, пригодных для механизированного заряжания и взрывания обводненных скважин с проточной водой, является важнейшей задачей горных предприятий.

6.2.1. Взрывчатые вещества, не содержащие взрывчатых компонентов

Гранулиты – бестротиловые ВВ заводского изготовления, состоящие из гранулированной аммиачной селитры, омасленной минеральным маслом и опудренной твердой мелкодисперсной горючей добавкой (таблица 6.1). Гранулиты мощнее игданита, жидкое горючее лучше удерживается на гранулах, за счет чего повышается стабильность свойств заряда. Их используют как при механизированном, так и при ручном заряжании, что позволяет расширить область применения бестротиловых ВВ как на крупных, так и на небольших карьерах [21].

Гранулиты имеют низкую чувствительность к механическим воздействиям, могут детонировать при влажности до 3 %, имеют хорошую сыпучесть и низкую склоняемость. Невысокая водоустойчивость гранулитов не позволяет их использовать в обводненных скважинах. Гранулиты АС-8 и АС-8В, как более мощные, пригодны для взрывания крепких пород в сухих и влажных забоях (без наличия воды). У водоустойчивых гранулитов АС-4В, АС-8В гранулы селитры покрыты пленкой гидрофобного воскового состава. Частицы алюминия хорошо закрепляются на этой пленке, благодаря чему повышается

Таблица 6.1 – Характеристика гранулированных ВВ,
не содержащих взрывчатых компонентов

Показатели	Гранулы					Индекс 94/6	
	AC-4	AC-8	C-6M	M	C-2		
	AC-4В*	AC-8В*					
Состав, %:							
аммиачная селитра гранулированная	92	90	94	95	95	94	
солярное масло	4	2	6	5	5	6	
алюминиевая пульпа	4	8	–	–	–	–	
Взрывчатые характеристики:							
теплота взрыва, Дж/кг	4500	5200	3850	3850	3900	3800	
объем газов, л/кг	907	847	930	930	850	990	
брязгливость в стальном кольце, мм	22-24	24-28	18-22	18-22	14-16	15-20	
скорость детонации, км/с	2,6-3,2	3,0-3,6	2,5-3,6	2,5-3,6	2,0-2,6	2,2-2,7	
насыщенная плотность, кг/м ³	810-850	950	950	950	850	850	
кислородный баланс, %	+0,41	+0,34	-1,3	+0,14	+0,06	+0,12	

* Индекс «В» в марке ВВ означает «водоустойчивое».

стабильность свойств этих ВВ. Гранулы М, С-6М, С-2 используют при взрывании пород ниже средней и средней крепости в сухих скважинах.

Для детонации зарядов простейших ВВ необходимо применять промежуточные детонаторы из патронов аммонита БЖВ или специальных прессованных тротиловых шашек промежуточных детонаторов массой 400 г. В процессе механизированного пневмозаряжания все простейшие ВВ уплотняются до 1100-1150 кг/м³. Это обеспечивает увеличение объемной концентрации энергии (произведение теплоты взрыва на плотность ВВ) в заряде до уровня тротила содержащих ВВ типа аммонита 79/21. Простейшие ВВ имеют кислородный баланс, близкий к нулевому, и допущены для взрывания на открытых и подземных ра-

ботах. При использовании гранулитов на подземных работах с пневмо-заряжанием их увлажняют для борьбы с зарядами статического электричества (2–3 % воды) и примесяют средства для улавливания пыли.

6.2.2. Тротилосодержащие гранулированные взрывчатые вещества

Граммониты. Выпускаются следующие граммониты, называвшиеся ранее зерногранулитами: 50/50 (только для открытых работ); 79/21 и 82/18 (для подземных и открытых работ). Числитель дроби в марке ВВ означает процентное содержание селитры, а знаменатель – содержание тротила[21].

Граммониты с гранулотолом имеют хорошую сыпучесть, не пылят, не слеживаются, пригодны для механизированного заряжания. Заряд граммонита взрывается от промежуточного детонатора. Характеристики граммонитов приведены в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Характеристика тротилосодержащих ВВ

Показатели	Граммониты			Акванал
	50/50	79/21	AP3-8Н	
Состав, %:				
аммиачная селитра водоустойчивая, гранулированная	50	79	–	
тротил гранулированный или чешуйчатый	50	21		
Взрывчатые характеристики:				
теплота взрыва, кДж/кг	4250	4300	5230	
объем газов, л/кг	1070	895	850	
работоспособность, см ³	325	360	340	
брюзгливость в стальной оболочке, мм	24–27	22–28	20–25	
критический диаметр, мм	40–60	40–60	70–100	
скорость детонации, км/с	5,0–5,5	3,5–4,2	3,0–3,6	
плотность, кг/м ³	950	900–1000	850	
кислородный баланс, %	35,0	+0,02	-3,3	

Граммониты 50/50 представляют собой хорошо сыпучие ВВ, не слеживаются и не пылят при зарядке, пригодны для механизированной зарядки. Он пригоден для заряжания скважин только с непроточной водой с высотой столба воды, равной 1/3 длины заряда. Это рассчи-

тано исходя из возможности полного растворения селитры, находящейся в составе граммонита в воде, и заполнения этим раствором пространства между гранулами тротила. Заряд гранулотола длиной 1 м поглощает столб воды 0,35 м. Через некоторое время после засыпки его в обводненную скважину образуется суспензия гранулотола в растворе селитры, что увеличивает плотность заряжания до 1300–1350 кг/м³. Это способствует его детонации с высокой скоростью – 5,0–5,5 км/с. При правильной технологии при蹿нения он превосходит гранулотол по эффективности, но может применяться только в монолитных породах, чтобы исключить утечки раствора селитры.

Граммонит 79/21 имеет нулевой кислородный баланс, одинаковый по составу с порошкообразным аччонитом 6ЖВ и может применяться также и в подземных условиях.

В последние годы с целью экономии тротила выпускается граммонит 82/18, содержащий его на 3 % меньше, чем 79/21. Практически взрывчатые характеристики и кислородный баланс не изменились в ощущимых пределах.

Граммонит 79/21 является хорошо сыпучей механической смесью гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом. При механическом гранулировании заряжания образуется много взрывчатой пыли, поэтому его перед заряжанием увлажняют, добавляя 3–6 % воды. Заряжение вручную не сопровождается существенным пылением.

Граммонаты – гранулированная затвердевшая смесь ачиничной селитры и алюминия в расплавленном тротиле. Выпускали два сорта этих ВВ: граммонаты А-45 и А-50.

Граммонат А-45 содержит 45 % тротила, 15 % алюминиевой пудры и 40 % селитры. Он представляет собой крупные гранулы размером 5–7 мм светло-серого цвета, пригоден для механизированного заряжания.

Граммонат А-50 представляет собой гранулированный состав с меньшим содержанием алюминиевой пудры (3 %) и увеличенным до 50 % содержанием тротила. Размер гранул серебристого цвета 2–5 мм.

6.3. Водосодержащие взрывчатые вещества

Водосодержащие ВВ являются новыми из применяемых для взрывных работ в промышленности, поэтому дается классификация выпускавшихся и выпускаемых ВВ без учета новых разрабатываемых сортов. Все водосодержащие ВВ делятся на составы: заводского изготовления (акватолы и акваниты) и составы, которые готовятся непосред-

ственю на предприятиях (инфзаниты, горячельющиеся ВВ, карботолы, порэмиты, сибириты, эмульсолиты) [21].

Акватолы с заводов-изготовителей поступают на предприятия в виде сухих или готовых к употреблению водосодержащих составов.

В сухие акватольные смеси заводского изготовления на предприятиях в специальных транспортно-зарядных машинах перед заряжанием добавляется требуемое количество воды и готовое ВВ подается в скважину.

Гелеобразные акватолы готовили на заводах в патронах большого (>100 мм) диаметра и они поступали на предприятия в готовом к употреблению виде.

Ифзаниты изготавливают в процессе заряжания ВВ в скважину путем подачи в смеситель зарядной машины горячего или холодного раствора аммиачной селитры в объеме, обеспечивающем заполнение межгранулого пространства сухой смеси гранулированных тротила и селитры.

Горячельющиеся составы типа ГЛ готовят на заряжаемом блоке в машинах Акватол 4, Акватол 3 путем добавки в горячий раствор селитры 10–20 % тротила. Это ВВ твердеет в скважине в процессе его охлаждения.

Карбатолы – горячельющиеся составы, затвердевающие после охлаждения в скважине. Смесь компонентов для приготовления раствора делается почти без воды, так что ее плотность мало отличается от плотности гранул тротила, что исключает расслаивание заряда при нахождении в скважине.

Водосодержащие ВВ, как и другие, содержат в своем составе два основных компонента – окислитель и горючее. Количество окислителя 40–70 %, горючего – 60–30 %. Кроме этих компонентов, в составе водосодержащих ВВ должно быть определенное количество воды для растворения окислителя и обеспечения текучести (подвижности) заряда. В состав всех водосодержащих ВВ вводят небольшое количество загустителей со структурирующими добавками для превращения жидкого раствора селитры в вязкую, но подвижную массу или студень, не вытекающую по трещинам из скважины и не допускающую оседания гранул тротила на дно скважины.

Водосодержащие ВВ содержат нитросоединения, выполняющие роль сенсибилизатора и горючего, а некоторые и алюминиевую пудру для повышения запаса энергии ВВ. В некоторых марках акватолов тротил заменен на жидкое горючее (минеральное масло).

Все водосодержащие ВВ являются многокомпонентными. Поэтому их изготовление и применение значительно сложнее, чем гранулированных, и при использовании на карьерах требует высокой квалификации обслуживающего пункты и зарядные машины персонала.

В качестве окислителя используют аммиачную селитру, иногда с добавками натриевой или калиевой. Натриевая селитра в охлажденном водосодержащем ВВ находится в кристаллическом состоянии, что благодаря высокой плотности ее кристаллов ($2250 \text{ кг}/\text{м}^3$) позволяет повысить его плотность с 1400–1500 до 1650–1750 $\text{кг}/\text{м}^3$.

В качестве нестабилизированного горючего в водосодержащих ВВ используют алюминий (в виде пульпы, порошка или чешуек). Мелкодисперсное состояние алюминия обеспечивает более плотное протекание реакции окисления, а также физическую стабильность (предотвращение расслаивания) суспензии.

Для снижения реакционной способности алюминия в состав ВВ надо добавлять водорастворимые поверхности-активные вещества типа ОП-10, этиленгликоля или полиэтиленгликоля. Для образования жидкой фазы ВВ применяют воду в количестве 10–15 %. В целях улучшения растворения воды и раствор изогревают до 80–90 °С.

Недостатком водосодержащих ВВ является сам факт присутствия в составе ВВ до 15 % воды, являющейся поглотителем тепла для ее нагрева и испарения. Так, введение 15 % воды в состав акватола 65/35 снижает теплоту взрыва с 4300 до 2930 кДж/кг.

Водосодержащие ВВ, применяемые на карьерах, обычно имеют кислородный баланс от положительного (+10 %) до отрицательного (-30 %). Примерное содержание компонентов в составе таких ВВ (в %) следующее: аммиачная селитра 50–75, натриевая селитра 0–20, тротил и его сплавы с другими ВВ – 10–30, алюминиевая пульпа 0–20, вода 5–15, загустители 0,5–3,0, прочие добавки 0,05–2 %, минеральное масло 0–10 %.

Применяют три разновидности водосодержащих ВВ по содержанию основных компонентов:

- окислитель – сенсибилизатор – вода;
- окислитель – сенсибилизатор – металл – вода;
- окислитель – металл – вода.

Для всех водосодержащих ВВ характерны следующие свойства:

- большая плотность и подвижность, обеспечивающие высокую плотность заряжания;
- достаточная водоустойчивость и большая скорость детонации;

— низкая чувствительность к внешним воздействиям, что дает основание считать их наиболее безопасными.

Плотность, подвижность и водоустойчивость водосодержащих ВВ зависят от состава и технологии изготовления и могут изменяться в широких пределах. Плотность простейших загущенных суспензий, состоящих из аммиачной селитры, тротила и воды, составляет 1400–1500 кг/м³. Более сложные гелеобразные суспензии, в состав которых присутствует натриевая селитра, алюминиевая пудра и другие высоко-плотные компоненты, имеют плотность 1600–1750 кг/м³. Льющиеся суспензии также имеют высокую плотность (1300–1350 кг/м³).

Водосодержащие ВВ в зависимости от количества и качества загущающей добавки, могут иметь различную консистенцию — от подвижных масс типа жидкого песчано-цементного раствора до пластичных студней, сохраняющих свою форму и обладающих упругостью.

Высокая эффективность этих ВВ обусловлена высокой объемной концентрацией энергии и большой скоростью ее выделения. Хотя энергия взрыва многих неметаллизированных водосодержащих ВВ составляет всего 3260–3760, а металлизированных 5400–6100 кДж/кг, высокая их плотность позволяет повысить концентрацию энергии в скважине в 1,5–2,0 раза по сравнению с обычными гранулированными ВВ. Высокая скорость выделения энергии развивает давление взрыва в зоне разрушения горной массы до $(60\text{--}70)\cdot10^8$ Па при взрывании неметаллизированных ВВ и до $(140\text{--}170)\cdot10^8$ Па при взрывании металлизированных. Гранулит М и игданит развивают давление взрыва всего $(30\text{--}35)\cdot10^8$ Па.

Наименьшую чувствительность имеют водосодержащие ВВ, не содержащие тротила. Такие ВВ являются самыми безопасными из всех применявшихся до сих пор. Более чувствительные суспензии после испарения воды из их состава становятся взрывчатыми и обращение с ними так же опасно, как с обычными ВВ.

Водосодержащие ВВ изменяют свою плотность и текучесть при изменении температуры. При понижении температуры они твердеют, при повышении ее размягчаются (разжижаются). Полиэтиленовую оболочку перед опусканием в скважину разрезают. Допустимое время нахождения гелеобразных акватолов в скважинах со стоячей водой 30 суток, в проточной — 6 суток. Для взрывания при низких температурах гелеобразные акватолы добавляют антифриз, за счет чего их температура замерзания понижается до -25 °С. Металлизированные гелеобразные акватолы (АВМ и МГ) с добавкой 10 % алюминиевого

порошка относятся к одним из наиболее мощных ВВ, применяемых на карьерах.

Область использования гелесобразных патронированных акватолов ограничена карьерами небольшой производительности и из-за ручной зарядки применение их малоперспективно.

Основные недостатки акватолов:

- растекание ВВ по трещинам из скважин;
- расслаиваемость заряда из-за осаждения гранулотола.

Это приводит к снижению качества взрыва и излишнему расходу ВВ, объем применения акватолов снижается.

Ифзаниты. Эти ВВ изготавливают механизированным смешиванием компонентов у заряжаемой скважины. Смесь гранулотола и селитры подается в соотношении 1:2, а раствор и твердая смесь подаются в скважину в соотношении 1:1,5 (40 кг раствора на 60 кг твердой смеси).

Раствор изготавливается в специальной стационарной нагревательно-смесительной установке ИСУ и транспортируется к взрываемому блоку в цистерне зарядной машины при температуре от 20 до 80 °С. На машине имеется смеситель-дозатор, в который подаются твердая смесь (АС + ТНТ) и раствор, готовое ВВ по шлангу сжатым воздухом подается в скважину. Разработана технология зарядки ифзанитами обводненных скважин под столб воды. Допускается периодическое приготовление ифзанитов в скважине: подается порция сухого ифзанита на высоту скважины 1–2 м, а затем сверху заливают концентрированный раствор селитры. При совмещении жидкой и твердых компонентов ифзанитов смесь без перемешивания густеет через 20–30 мин. При перемешивании в процессе зарядки и добавления структурообразователей смесь густеет через 3–5 мин. Ифзаниты предназначены для взрывания крепких и очень крепких пород.

Характеристики ифзанитов приведены в таблице 6.3. Рекомендовано применять три типа ифзанитов: Т-20, Т-60, Т-80, цифра в марке означает температуру готового ифзанита. По составу они практически одинаковы: 40 % гранулированной селитры, 40 % концентрированного раствора селитры и 20 % гранулированного или чешуйчатого тротила.

Горячельющиеся водосодержащие ВВ. При изготовлении этих ВВ вся селитра переводится в горячий ($t = 90$ °С) высококонцентрированный раствор плотностью 1400 кг/м³, который в смеси на специальной зарядной машине подвозится на заряжаемый блок. В другой зарядной машине подвозится гранулотол, который пневмодозатором

Таблица 6.3 – Характеристики водосодержащих ВВ

Показатели	Горячельющиеся ВВ		Ифзаниты			Карботолы	
	ГЛТ-20	ГЛТ-35	T-20	T-60	T-80	T-15	ГЛ-10В
1	3680	4010	3300	3800	3900	3450	5700
2	5600	6015	4500	5700	6000	5300	9150
3	900	900	937	920	913	920	844
4	-3,8	-4,1	-1,6	-0,4	0	-9,6	-21,4
5	80-100	80-100	100-120	100-110	90-100	120-150	150-180
6	1450-1500	1500-1580	1340-1380	1480-1520	1520-1560	1500-1600	1550-1600
7	4,9-5,0	4,8-6,2	4,2-4,5	4,5-6,0	4,5-5,0	4,5-4,8	4,5-5,5

Причесание: 1 – теплота взрыва, кДж/кг; 2 – объемная энергия, кДж/л; 3 – объем газов, л/кг; 4 – кислородный баланс %; 5 – критический диаметр, мм; 6 – плотность состава, кг/м³; 7 – скорость детонации, км/с.

подают в смесительную установку первой машины и готовую горячую смесь заливают в скважину в виде хорошо льющейся жидкой суспензии. Характеристики ВВ при содержании тротила 20 и 35 % приведены в таблице 6.3.

Для повышения энергетических характеристик этих ВВ в них вместо гранулотола добавляется алюмотол. Это ГЛА-20 и ГЛА-35.

Для заряжания обводненных скважин рекомендуется подавать жидкую смесь под столб воды с разделительным слоем из тяжелой жидкости. Детонация зарядов производится промежуточными шашками-детонаторами. Эти ВВ предназначены для взрывания крепких пород сухих и слабой обводненности скважин.

Карботолы – горячельющиеся водосодержащие ВВ, твердеющие при остывании зарядов в скважине. Эти ВВ готовят из расплавленной, практически безводной эвтектической смеси компонентов (аммиачной селитры и карбамида) с добавлением небольшого количества (10–15 %) гранулотола и алюминия. Плотность расплава практически одинакова с плотностью гранул тротила, благодаря чему гранулотол не тонет в заряде. Загуститель вводится в состав ВВ для повышения его водоустойчивости. Были рекомендованы два сорта карботолов – Т-15 и металлизированный ГЛ-10В. Затвердевшие карботолы могут находиться в скважинах с проточной водой до 20 суток без потери детонационной способности зарядов. Их характеристики приведены в таблице 6.3.

Прямая эмульсия ГЛТ-20B изготавливается из горячего раствора селитры и расплава тротила со стабилизирующими добавками. В отличие от суспензионных типов ГЛТ-20 для приготовления ГЛТ-20B температура раствора селитры в инструменте зарядной машины повышается до 100–110 °С. После добавления в него 20 % тротила и перемешивания он полностью расплывается, а температура прямой эмульсии (раствор селитры и расплав тротила) равна 90–95 °С. ВВ имеет гомогенную структуру, обладающую высокой подвижностью, близкой к жидким минеральным маслам. За счет гомогенной структуры и специальных добавок это ВВ обладает повышенной водостойчивостью по сравнению с ГЛТ-20 и может применяться при заряжании под струи воды в скважинах любой обводненности. После охлаждения твердеет, имеет одинаковые с ГЛТ-20 взрывчатые характеристики.

Обратная эмульсия Портмит – технология производства разработана ФГУП ГосНИИ «Кристалл» на основе изучения опыта производства эмульситов на шведской фирме «Динго Нобель», состоит из горячего раствора с температурой 80 °С аммиачной и натриевой селитр, минерального масла и эмульгатора. В процессе их смешения в диспергаторе образуется обратная эмульсия в виде чешуйчатых капелек раствора селитр (несколько микрон), окружённых пленкой масла. Готовая эмульсия по внешнему виду напоминает сметаноподобную или солидолоподобную массу от светло- до темно-коричневого цвета. Эмульсия считается невзрывчатой. Такой эмульсий заполняют емкости предназначенные для этого типа ВВ зарядных машин Порчант IV или МЗП-8, МЗП-20, которые доставляют эмульсию на заряжающий блок. Активация эмульсии происходит в статическом смесителе в процессе ее подачи в зарядный шланг, опущенный в скважину. Статический смеситель представляет собой трубку с внутренними неподвижными лопастями, которые перемешивают эмульсию, а в начале смесителя в него подается газоинициирующая добавка (натрий-натрия в масле), который при контакте с раствором селитр обраузет газовые пузырьки, играющие роль «горячих» точек при детонации заряда. Газогенерация заканчивается через 40–50 чип после подачи в эмульсию ГПУ.

ЗАО «Нитро Сибирь» разработана совместно со шведской фирмой «Динго Нобель» технология производства на стационарном пункте эмульсии для изготовления в зарядных машинах ЭВВ сибиритов. Кроме того, этой фирмой разработаны смесевые ЭВВ, аналогичные гранулитам, а также приготовляемые в специальных зарядных машинах гранулированные ВВ из смеси АС-ДГ с эмульсией в количестве до 20 %.

6.4. Инициирующие взрывчатые вещества

Импульс, необходимый для возбуждения детонации в заряде промышленного ВВ, получается в результате взрыва небольшого по величине заряда инициирующего ВВ, размещенного в капсюле-детонаторе (КД), электродетонаторе (ЭД) через детонирующий шнур (ДШ) или более мощный промежуточный детонатор массой 400–800 г и более для инициирования низкочувствительных гранулированных и водоодержащих ВВ [21].

Детонацию инициирующих ВВ, имеющих значительно большую чувствительность к высшим тепловым и механическим воздействиям, возбуждают тепловым импульсом в капсюле-детонаторе горящей пороховой сердцевиной огнепроводного шнура (ОШ), в электродетонаторе и электrozажигательных устройствах горящей капелькой воспламенительного состава, расположенной на мостице накаливания электровоспламенителя, или пламенем замедляющего состава в электродетонаторах короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного (ЭДЗД) действия. В системах неэлектрического инициирования взрыв детонатора происходит ударной волной и пламенем от взрывного горения ВВ, напыленного внутри трубчатого волновода.

На открытых горных работах роль инициирующего заряда, размещенного в заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого выполнена из мощного ВВ – ТЭНа или гексогена, на конец которого привязывают промежуточный детонатор. Для возбуждения взрыва ДТ обязательно применение КД или ЭД. Таким образом, во всех случаях возбуждение детонации зарядов промышленных ВВ осуществляется КД и ЭД, а также новыми средствами инициирования. Для огневого инициирования применяют капсюль-детонаторы, огнепроводный шнур, средства его крепления в КД и средства зажигания ОШ.

Для электрического инициирования применяют электродетонаторы, соединительные провода, средства контроля целостности и величины сопротивления взрывной сети, источники тока для подрыва ЭД.

При использовании неэлектрических систем инициирования волновод возбуждают КД, ЭД или специальными устройствами.

Инициирующие ВВ делят на первичные и вторичные. Первичные ВВ – гремучая ртуть, триинитрорезорцинат свинца (ТИРС), азид свинца – характеризуются весьма высокой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям, способностью взрываться в малых количе-

ствах (0,05–0,5 г), горение этих ВВ практически мгновенно переходит в детонацию.

Первичные инициирующие ВВ инициируют более мощные вторичные инициирующие ВВ (тетрил, гексоген, ТЭН), которые и вызывают взрыв заряда промышленного ВВ или шашки прочежуточных детонаторов, от которых происходит взрыв заряда промышленного ВВ. Промежуточные детонаторы изготавливаются из зарядов тротила или тротила и гексогена массой 400–800 г с отверстиями в центре для инициирующего шнуря для КД и ЭД. В некоторых случаях прочежуточный детонатор делается путем обвязки детонирующим шнуром нескольких патронов ВВ.

Гремучая ртуть $Hg(ONC)_2$ – кристаллический ядовитый порошок белого или серого цвета с температурой воспламенения 160 °С; в су-хом порошкообразном состоянии чрезвычайно чувствительное ВВ взрывается при самых слабых механических воздействиях. Это наиболее чувствительное из всех применяемых инициирующих ВВ. При содержании 10 % влаги гремучая ртуть только горит, не детонирует; при содержании 30 % влаги она даже не загорается. Поэтому гремучая ртуть хранится в банках с водой. Ее характеристики приведены в таблице 6.4.

Азид свинца $Pb(N_3)_2$ – белый мелкокристаллический порошок. Азид свинца негигроскопичен, не растворяется в воде и не теряет детонационной способности при увлажнении. Под воздействием углекислого газа в присутствии влаги азид свинца переходит в углекислые соли, в связи с чем его чувствительность снижается. С медью азид свинца образует весьма чувствительные и опасные соединения, поэтому его запрессовывают в алюминиевые гильзы.

Азид свинца – более мощное, чем гремучая ртуть, первичное инициирующее ВВ (см. таблицу 6.4). Газы взрыва азида свинца менее ядовиты, чем у гремучей ртути. В связи с этим в промышленности осуществляется переход на применение в качестве первичного инициирующего азида взамен гремучей ртути. Степень уплотнения и температура азида свинца не оказывают влияния на его чувствительность. Азид свинца недостаточно чувствителен к лучу огня, поэтому его применяют совместно с более чувствительным к тепловому импульсу триизотрорезорцинатом свинца (ТИРС).

ТИРС $C_6H_2(NO_2)_3PbH_2O$ – золотисто-желтый кристаллический порошок. С металлами не взаимодействует. По чувствительности занимает промежуточное положение между азида свинца и гремучей ртутью. По инициирующей способности ТИРС значительно слабее указанных

Таблица 6.4 – Характеристики инициирующих ВВ

Показатели	Гремучая ртуть	Азид свинца	THPC	Тетрил	ТЭН	Гексоген*
Теплота взрыва, кДж/кг	1697	1596	1751	4517	5908	5489
Объем газов, л/кг	316	308	448	413	780	890
Температура взрыва, °С	4450	4300	3030	3810	4000	3850
Плотность, кг/м ³	3500	4600	2900	1000	1000	1050
Кислородный баланс, %	-11,8	-	-56,0	-47,4	-10,1	-20,1
Скорость детонации, км/с	5,4	5,3	5,2	7,3	8,2	8,3
Работоспособность в свинцовой бомбе, см ³	110	115	110	350	500	520
Температура вспышки, °С	165	327	270	195	220	203
Чувствительность к удару (высота падения груза 2 кг массой), мм	20	40	110	300	300	300

* Во флегматизированном виде гексоген используют в качестве компонента промышленных ВВ.

выше ВВ. Поэтому THPC применяется только как промежуточный заряд массой 0,1 г, который инициирует азид свинца, и последний взрывается заряд вторичного инициирующего ВВ.

Вторичные инициирующие ВВ предназначены для увеличения энергии начального импульса, сообщаемого зарядом первичного инициирующего ВВ, и детонирования заряда промышленного ВВ. Вторичные инициирующие ВВ менее чувствительны к внешним воздействиям, но имеют большую скорость детонации, теплоту взрыва и более высокую инициирующую способность по сравнению с первичными инициирующими ВВ.

Тетрил (тринитрофенилметилнитрамин) $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$ – кристаллический порошок бледно-желтого цвета. При воспламенении быстро горит, причем горение может перейти во взрыв. С металлами тетрил не взаимодействует. Обладает высокими взрывчатыми характеристиками (см. таблицу 6.4). Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ в подавляющем количестве выпускаемых детонаторов.

ТЭН (пентасорбитриттетранитрат) $C_5H_8(ONO_2)_4$ – кристаллический порошок белого цвета. Негигроскопичен и нерастворим в воде.

Воспламеняется с трудом, в небольших количествах горит спокойно. Относится к наиболее мешанным и чувствительным вторичным инициирующим ВВ. Применяется в основном для изготовления детонирующего шнура и в качестве вторичного инициирующего в некоторых электродетонаторах. За рубежом ТЭИ применяется в качестве одного из компонентов для изготовления мешанных промышленных ВВ, а также для изготовления специальных шашек (в сплаве с тротилом) для инициирования зарядов низкочувствительных промышленных ВВ.

Для повышения экологической чистоты взрывов в России и зарубежных странах создаются детонаторы с использованием только вторичных инициирующих ВВ.

6.5. Взрывчатые вещества казахстанского производства

Начала изготовления ВВ местного производства в республике были заложены в лаборатории комплексной механизации буровзрывных работ (КМБВР) в Казахском политехническом институте (КазПТИ) им. В. И. Ленина еще в семидесятые годы прошлого века. После распада Советского Союза и прекращения централизованного финансирования эта лаборатория преобразовалась в самостоятельное хозрасчетное научное производственное предприятие «Интеррин».

Вновь созданное НПП взяло курс на коренную модернизацию производства ВВ. В отличие от общепринятой концепции строительства больших централизованных заводов по производству ВВ НПП «Интеррин» приступило к реализации идеи строительства подземных и наземных мини- заводов по изготовлению ВВ непосредственно на местах их потребления. Впоследствии созданные по технологии НПП «Интеррин» мини- заводы позволили многим горным предприятиям страны в тяжелый перестроечный период снизить затраты на покупку ВВ производства других фирм и обеспечить бесперебойное снабжение рудников взрывчатыми материалами [81, 82].

За время деятельности предприятия были созданы около 15-ти новых видов гранулированных и эмульсионных ВВ, технологии и оборудование для их изготовления. Были разработаны типовые и индивидуальные проекты строительства мини- заводов и их оснащения. На их основе силами НПП «Интеррин» или при его непосредственном участии на территориях России, Казахстана, Украины и Киргизии было построено свыше 30 наземных и подземных мини- заводов. В Казахстане НПП «Интеррин» построено четыре крупных базисных склада ВВ.

Сегодня НПП «Интеррин» производит взрывные работы на крупных горнодобывающих предприятиях компаний: ТОО «Корпорация Казахмыс», ТОО «Актюбинская медная компания», АО «АрселорМиттал», АО «Еврохим-удобрение», ТОО «Жетысугеомайнинг» и многих других. Годовой объем расхода ВВ составляет 50 тыс. т ВВ, это примерно 25 % от общего потребления ВВ в Казахстане [81].

Результатами деятельности НПП «Интеррин» стали разработка собственной технологии изготовления ЭВВ и их различных типов на основе «обратной» эмульсии, получение эмульгатора. Создан комплекс оборудования для изготовления этих ЭВВ. Были разработаны и внедрены поточные линии по изготовлению ВВ, включающие технологическую цепочку оборудования собственного производства: растворители (УРВ-2), смесители (УИ-2 и СДГ), дозаторы и др.

За короткий период были разработаны новые виды гранулированных и эмульсионных ВВ, технология и оборудование для их изготовления. По проектам НПП «Интеррин» с его непосредственным участием построены многочисленные наземные и подземные мини-заводы. В этих проектах использованы комплексы машин и механизмов поточной линии по изготовлению ВВ нужного состава. Потребителю предлагаются типовые проекты мини- заводов, в которых учтены условия работы конкретных предприятий: место их расположения (непосредственно на борту или на уступе карьера или под землей), сборные или модульные конструкции, производительность, расстояние доставки, типы доставщика и ВВ (простейшие или эмульсионные) и т.п.

В общем виде наземный мини-запад «Интеррин» по своему устройству представляет собой несколько производственных помещений или отдельных модулей, в которых смонтировано оборудование для получения ВВ разных составов. Подобные комплексы располагают на примыкании к базисно-расходным складам ВМ, которые позволяют принимать и размещать в своих хранилищах повагонные поставки ВМ, не изготавливаемых на мини- заводах, и собственную продукцию. Комплексы снабжают машинами для заряжания сухих и обводненных скважин ВВ на открытых работах.

В настоящее время НПП «Интеррин» применяет две технологические схемы расположения оборудования:

- стационарную линию, смонтированную в отдельном цехе;
- линию модульных установок контейнерного типа, предназначенную для передвижного характера работ.

Технологическая линия производительностью до 20 т/смену позволяет изготавливать гранулированные и эмульсионные ВВ широкого назначения и отгружать их в рассыпном виде, расфасованными в мешки или загруженными в бункера транспортно-зарядных машин, или в патронах диаметром 90–230 мм в полипропиленовых оболочках с полизтиленовым вкладышем.

Технологическая линия наземного мини-завода смонтирована из узлов, необходимых для работы с компонентами. В ней могут быть установлены (в зависимости от вариантов) рыхлитель, растарниватель, дробилка, смесители, бункер для выгрузки АС из биг-бэгов, дозатор компонентов и перегружатели готовой продукции, устройства для затаривания изготовленных БВ в мешки или патроны, аппаратура управления с элементами автоматики и контроля, системы вентиляции и пожаротушения, приборы контроля качества компонентов и готовой продукции (см. рисунок 6.1).

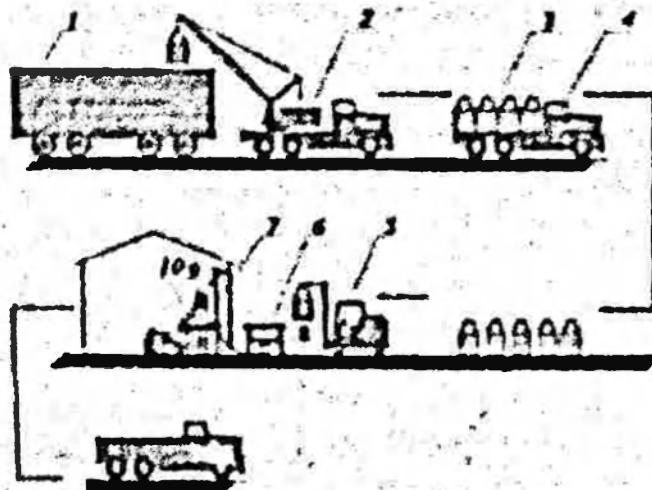


Рисунок 6.1 – Схема механизации разгрузочных работ и изготовления ВВ на складах BM НПП «Интеррин». 1 – ж/д вагон; 2 – автокран; 3 – контейнеры «биг-бэг» с армированной сетью; 4 – автодоставщик BM на базисный склад; 5 – автопогрузчик; 6 – промежуточный бункер; 7 – стойка с пультом управления; 8 – рыхлитель с питателем; 9 – дозатор; 10 – подача жидкой добавки; 11 – зернистый смеситель

Процесс изготовления ВВ контролируют с помощью приборов и фиксируют около 10 показателей: температуру, число оборотов, пределы отклонений дозирования и т.д. Варианты схем технологии изготовления ЭВВ, ГВВ и эмульсии на наземном мини-заводе приведены на рисунках 6.2, 6.3.

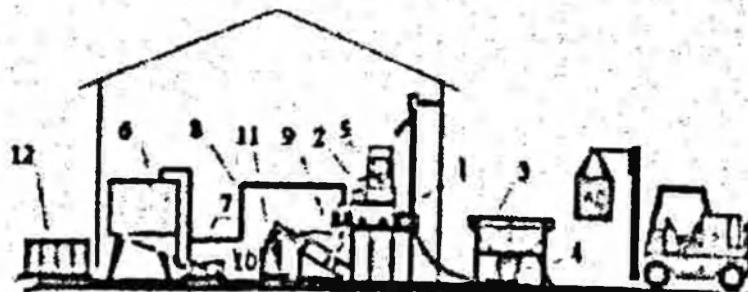


Рисунок 6.2 – Схема получения ГВВ или ЭВВ: 1 – спиральный или шнековый транспортер, 2 – смеситель двухшnekовый горизонтальный СДГ, 3 – бункер расходный, 4 – бункер приемный, 5 – дозатор аммиачной селитры, 6 – накопительно-расходная емкость матричной эмульсии, 7 – дозировочный насос, 8 – эмульсопровод, 9 – перегружатель, 10 – дозировочные весы, 11 – мешкотара, 12 – отгрузочная площадка

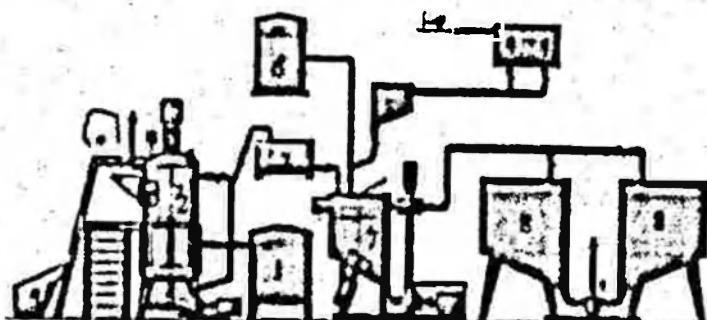


Рисунок 6.3 – Технологическая схема приготовления водомасляной эмульсии: 1 – парогенератор, 2 – дисольвер для приготовления раствора окислителя, 3 – дозатор окислителя, 4 – емкости приготовления раствора эмульгатора, 5 – дозатор раствора эмульгатора, 6 – автозаправочная станция, 7 – реактор, 8 – накопительные емкости готовой продукции, 9 – винтовой насос, 10 – скрап

ИПП «Интеррии» разработало рецептуру и изготовило новое взрывчатое вещество – «Интерит», содержащее в своем составе 20, 40, 70 и 100% эмульсии, и различные энергетические добавки, в том числе пигментный эмульгатор «П», позволивший наладить производство эмульсионной матрицы с различными значениями отрицательного кислородного баланса [83-85].

Уникальные свойства созданной эмульсии заключаются в том, что она изготавливается с определенным отрицательным кислородным балансом, который делает ее получение абсолютно безопасным: она не чувствительна к механическим и тепловым воздействиям и не детонирует даже при инициировании мощным боевиком. Кроме того, она

позволяет создавать целую гамму смесевых эмульсионных составов путем наполнения их сыпучим окислителем в различных процентных соотношениях, что в сочетании с энергетическими добавками позволяет получать ВВ, отвечающие практически всем требованиям потребителей.

Широкие возможности представляют использование ингеритов в комбинированных скважинных зарядах, когда нижнюю часть скважины заряжают более мощными водоустойчивыми а верхнюю менее мощными и неводоустойчивыми, но более дешевыми ВВ. Физико-химические и взрывчатые характеристики ингеритов представлены в таблице 6.5.

Предприятие организовало производство ингеритов на 6-ти мини-заводах, расположенных в различных регионах Казахстана, их производство в настоящее время составляет около 50 000 т/год. На карьеры поступают ингериты марок 20, 20Н, 40, 40Т, 70, 100.

Таблица 6.5 – Физико-химические и взрывчатые характеристики ингеритов

Показатели	Марки ингеритов					
	20	20Н	40	40Т	70	100
Теплота взрыва, кДж/кг	3417	3307	3471	3413	3122	3070
Температура взрыва, град	2755	2693	2771	2766	2717	2627
Полная идеальная работа взрыва, кДж	3116	3308	3470	3501	3119	3090
Кислородный баланс, %	-1.98	-1.9	-0.1	-2.0	-8.9	-11.0
Объем газов, л/кг	974	979	961	939	1002	913
Скорость детонации, м/с	5414	5328	5457	5481	5176	5132
Газовая вредность (количество взорванных газов в пересчете на CO), л/кг	27.7	26	16	28	20.2	22.4
Чувствительность к удару по ГОСТ 4545-88:						
– нижний предел, мм	>500	>500	>500	>500	>500	>500
– частота взрывов, %	0	0	0	0	0	0
Чувствительность к трению на приборе К-44-3: нижний предел, кгс/см ²	>7000	>7000	>7000	>7000	>7000	>7000
Температурные условия применения	Для всех климатических зон					
Критический диаметр, мм		100		90		50

Для изготовления ЭВВ используют простые, дешевые и доступные компоненты: аммиачную селитру, воду, дизельное топливо, эмульгатор «П», энергетические добавки.

Использование эмульсионной матрицы с отрицательным кислородным балансом упрощает ее изготовление и повышает безопасность производства ЭВВ. Наполнение матрицы гранулированной селитрой в количестве 80% с добавлением или без добавления энергетических добавок позволяет получать стабильные взрывчатые смеси плотностью 1120–1150 кг/м³ для заряжания сухих скважин (Интериты 20, 20П и 20Э). Наполнение матрицы селитрой в количестве 60 % дает взрывчатую смесь плотностью 1350 кг/м³ для заряжания скважин любой степени обводненности (Интериты 40 и 40 Т).

Для механизированного заряжания обводненных скважин НПП «Интеррин» применяют два вида разработанных им ЭВВ – Интерита 70 и Интерита 100. Первый – механическая смесь эмульсионной матрицы (70%), аммиачной селитры (30%) и пенополистирола. Его изготавливают на мини-заводах и перевозят зарядной машиной. Разработанный состав обладает хорошими реологическими свойствами, позволяющими заряжать обводненные скважины «под столб воды». Подобную технологию заряжания готовым взрывчатым составом с помощью зарядных машин применяют, главным образом, на крупных карьерах, что позволяет значительно увеличить производительность заряжания и обойтись без дорогих смесительно-зарядных, тем самым снизв затраты на взрывные работы. Интерит 100 представляет собой эмульсионную матрицу, сенсибилизированную газовыми пузырьками, образующимися при ее смешении с газогенерирующей добавкой.

Свои взрывчатые вещества НПП «Интеррин» изготавливает методом холодного смешивания по известной технологии – циклами. Это упрощает процесс производства ЭВВ, обеспечив точную дозировку компонентов, высокое качество продукта по стабильности состава, кислородному балансу и плотности, что весьма важно для заряжания обводненных скважин малого диаметра. Готовые ЭВВ поступают на фасовку, затаривание и отгрузку. Так как большая часть мини- заводов работает на небольшие по мощности карьеры, ими наполняют мешки или оболочки определенного размера, прошивают, маркируют и доставляют потребителю к месту ведения взрывных работ или на расходные склады ВМ.

Однако при относительно небольших расходах ЭВВ организовать производство эмульсии на каждом мини-заводе бывает нецелесо-

образно, поэтому ее изготавливают в одном месте сразу для 2–3 мини- заводов. В этом случае приготовление ЭВВ и его доставку осуществляют специальными, например, ДСЗМ марки «JWL-BCRH». Эмульсию привозят на место производства ВВ в обычных, несколько модернизированных цистернах и перекачивают в накопительные емкости. Обладая высокими лестничными характеристиками, инериты хорошо зарекомендовали себя на казахстанском рынке потребления ВВ.

Одной из значительных разработок ИПП «Интеррин» стало создание им нового гранулированного ВВ типа «Игдарин» марок ЭГ и ЭГЛ, физико-химические характеристики которых, приведены в таблице 6.6. Присутствие в эмульсифицированном горючем тонкосперсных частиц воды, равномерно распределенных по всему заряду, позволяет при взрыве превращать их в пузырьки паров, увеличивающих разрушающее действие на массив и снижающих затраты энергии на перенесение твердой среды в зоне заряда. Использование эмульсифицированного горючего, обладающего большей вязкостью по сравнению с дизельным топливом, позволило устранить пыление и вынос ВВ из зарядной полости при пневматичаржании, а отсутствие избирательного выноса компонентов ВВ из заряда обеспечивает высокое качество заряжания.

Масса заряда соответствует норме, а стехиометрическое соотношение компонентов в заряде способствует полноте протекания химических реакций при взрыве. Это повышает эффективность применения состава при пневматичаржании, увеличивает объем взорванной массы, снижает удельный расход ВВ и количество ядовитых газов, повышает КИШ.

В настоящее время «Игдарин» активно используют на открытых и подземных работах ТОО «Корпорация Казхмыс». Кроме того, выпускаются сыпучие ВВ тип гранулитов различных марок. Их физико-химические и взрывчатые характеристики приведены в таблице 6.7.

Дополнительником указанным ИПП «Интеррин» разработан еще один ряд гранулитов – марки ЭТВ для открытых горных работ, представляющих собой взрывчатые смеси эмульсионной матрицы, АС и энергетических добавок, которые удовлетворяют потребностям потребителей при заряжании скважин в породах любой степени крепости и обводненности [86, 87]. Отличительной их особенностью является водоустойчивость, сохраняющаяся в проточной воде, что достигается вводом в состав ВМЭ эффективных эмульгаторов и изменением соотношения компонентов. Они обладают высокой безопасностью по отношению к

Таблица 6.6 – Физико-химические и взрывчатые характеристики игдарина

Показатели	Марки игдаринов	
	ЭГ	ЭГА
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	3640(870)	3904,24 (934)
Кислородный баланс, %	+0,1	+0,44
Объем газов, л/кг	948	925
Газовая вредность (количество ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода), л/кг	11,42	37,63
Температура взрыва, К	3151	3277
Полная идеальная работа взрыва, кДж		
- при насыпной плотности	560	3816,8
- при пневмозаряжании	3559	3822
Скорость детонации, м/с	4927	5476
Критический диаметр при плотности пневмозаряжания в стальной трубе, мм	45	32
Чувствительность к удару по ГОСТ 4545		
- нижний предел, мм	>500	300
- частота взрывов, %	0	8-12
Чувствительность к трению, нижний предел, по ГОСТ Р 50835-95, кг/см ²	>7000	6000
Температурные условия применения	Для всех климатических зон	

механическим и тепловым воздействиям. В своём составе эти марки, получившие буквенные индексы ЭТВ-30, содержат 20–50% водомасляной эмульсии и 2–3 % полистирола (ЭВП-П), обладают широким спектром действия и предназначены для открытых горных работ.

Этот тип ВВ применяют для взрывания пород и руд любой степени крепости и обводнённости скважин. Изготавливают его методом холодного смешивания по циклической технологии, что обеспечивает высокое качество продукта по стабильности состава, кислородному балансу, плотности и важно для заряжания обводненных скважин малого диаметра.

ЭТВ-30 представляет собой смесь АС/ВМЭ = 70/30, которая за счет большей плотности обладает более высокой энергетикой, чем простоявшие АС+ДТ. Однако область его применения ограничена низкой водоустойчивостью и слабой чувствительностью к инициирующему импульсу. Так как объем межгранульного пространства АС, состав-

Таблица 6.7 – Физико-химические и взрывчатые показатели сыпучих ВВ

Показатели	Марки сыпучих ВВ					
	грану-лит АБ	грану-лит А	грану-лит ЭТ-Л	гра-нулит ЭТ-У	игдарин ЭГ	игдарин ЭГА
Кислородный баланс, %	-1,2	-0,9	-1,2	0	+0,1	+0,4
Теплота взрыва, кДж/кг (ккал/кг)	4400	3546	4200	3600	3610	3904
Идеальная работа взрыва, кДж/кг	3520	-	-	-	3559	3822
Объем газов взрыва, л/кг	880	841	910	780	945	923
Плотность ВВ, кг/м ³	900-950	900-950	1050	850	900-95	900-950
Критический диаметр открытого заряда, мч	100-120	100-120	100-120	100-120	100-120	100-120
Чувствительность к удару, %	8-12	0-4	0-4	0-4	0	8-12

ляющий около 35%, не заполняется эмульсией полностью, внутрь заряда, помещенного в обводненную скважину, проникает вода, которая постепенно растворяет гранулы АС, вычиная их из заряда, тем самым нарушая кислородный баланс и флегматизируя смесь. Принимая во внимание низкую стоимость ЭТВ-30, его предпочтительно использовать в ограниченно обводненных породах с применением мощных промежуточных детонаторов.

Состав гранулита ЭТВ-40 содержит до 40% эмульсии, что превышает объем межгранульного пространства АС. Дополнительно в состав смеси вводят небольшую часть гранулата (как сенсибилизатор и энергетическую добавку), что повышает мощность заряда и его чувствительность к инициирующему импульсу. Применяют ЭТВ-40 для взрывания пород любой крепости и обводненности с инициированием штатным промежуточным детонатором. Гранулит можно готовить в смесительных установках, допущенных к изготовлению тротила содержащих ВВ.

Гранулит ЭТВ-П – типичная смесь АС/ВМС (50/50%), сенсибилизированная полистирольными микросферами, не содержит тротила, и

её можно изготовить в смесительных установках, допущенных к приготовлению простейших ВВ. Гранулит ЭТВ-П обладает способностью регулировки плотности до оптимальной за счет полистирольной добавки, что позволяет сосредоточить максимальное количество энергии в простейшие смеси при сохранении чувствительности к инициирующему импульсу.

У гранулитов ЭТВ физико-химические свойства зависят от содержания эмульсии в смеси. При 30–40% содержании эмульсии смесь легко меняет форму – пластиичная вязкая масса, которую можно фасовать в полистироловые и полипропиленовые оболочки в виде патронов большого диаметра или в мешки для доставки и хранения перед использованием. При содержании эмульсии выше 50% смесь приобретает способность перекачиваться. Однако для закачивания ЭВВ насосами «под столб воды» в скважину глубиной 20 м содержание эмульсии в составе смеси должно быть увеличено до 70%.

При изготовлении эмульсии, предназначенной для приготовления смеси с содержанием АС/ВМЭ = 30/70, количество нефтепродукта в ее составе должно быть не менее 8%. В зарубежной практике эмульсию изготавливают с содержанием нефтепродукта 5–7%, что позволяет получить ВМЭ с нулевым или близким к нему кислородным балансом. Целесообразность подобного решения продиктована заинтересованностью горных предприятий в получении возможности совмещения обычных АС-ДТ с эмульсией.

Одним из ключевых этапов создания Интеритов была разработка эмульгатора П (пигментного). Основным сырьем для его изготовления служат имеющиеся в избытке отходы местного промышленного производства. Эмульгатор П – смесь натуральных жирных кислот с сопутствующими нейтральными жирами и природным смолянистым пигментом, который обладает неоцененными для эмульгатора свойствами, имея в своей структуре как гидрофильные, так и гидрофобные радикалы, способствующие образованию мицелл [88, 89].

Эмульгатор П не требует добавок, а сам процесс его подготовки прост: эмульгатор П растворяется в горючем (дизельном топливе) при температуре 60–80°C. Использование данного эмульгатора позволяет получить стабильную эмульсию с содержанием горючего от 6 до 20 %.

На основе эмульгатора П было разработано два состава водомасляной эмульсии (ВМЭ) – 16,0% и 28,0%, согласно СТ ТОО 38441379-01-2006. Их компоненты приведены в таблице 6.8.

Таблица 6.8 – Состав водомасляной эмульсии

Наименование компонентов	Нормативное значение для типов, %	
	ВМЭ-16%	ВМЭ-28%
1. Селитра аммиачная	66-77	52-61
2. Дизельное топливо	10-16	26-28
3. Вода	12-15	12-15
4. Эмульгатор П	1,0-3,0	1,0-5,0

Как видно из этих данных таблицы 6.8 эмульсии между собой в основном отличаются количеством дизельного топлива. Их основные физико-химические показатели приведены в таблице 6.9.

Таблица 6.9 – Основные физико-химические показатели ВМЭ

Показатели	Единица измерения	Численные значения и характеристики
Внешний вид	-	Густая, солидоло-жидкая смесь обрачная масса темно-коричневого цвета
Плотность	кг/м ³	1240-1260
Устойчивость к воздействию водной среды	сутки	Нерасторовича в течение 30 суток
Восприимчивость к источникам инициирования взрыва	-	Не взрывается
Чувствительность к удару и трению при $I = 80^{\circ}\text{C}$	-	Отсутствует
Температура воспламенения	°C	250
Температура плавления состава	°C	Устойчива при нагревании до 85°C
Физическая стабильность	мес.	6

Одличительной особенностью ВМЭ НПИ «Интерриг» является отрицательный кислородный баланс, который позволяет на ее основе создавать целый ряд ВВ с заданными характеристиками и при смешении с аммиачной селитрой в определенном соотношении позволяет получить ВВ с нулевым кислородным балансом.

Научно-исследовательским центром пожарной безопасности и гражданской обороны МЧС РК данная эмульсия отнесена к группе

горючих материалов, неспособных взрываться, гореть при взаимодействии с водой, кислородом воздуха и другими веществами. Она имеет следующие температурные показатели:

- температура вспышки в закрытом тигле – 230°C;
- температура воспламенения в открытом тигле – 263°C;
- температура самовоспламенения – 360°C.

Созданная ВМЭ используется для изготовления трехосновных типов ЭВВ (эмulsionных гранулитов) для заряжания сухих и обводненных скважин: Интерит 20, 40 и 70.

Разработанные эмульсионные ВВ различаются по компонентному составу: в Интерите 20 содержится 77,7% аммиачной селитры (NH_4NO_3) и 19,4% водомасляной эмульсии, 2,67% дизельного топлива ($\text{C}_{13}\text{H}_{20}$) и 0,23% парафина; в Интерите 40, соответственно, 62,5% аммиачной селитры и 37,5% ВМЭ; в Интерите 70, соответственно, 30% аммиачной селитры и 70% ВМЭ.

Поведение образцов Интеритов при нагревании изучали на двух приборах: DSC-дифференциальному сканирующем калориметре фирмы «DuPont» (США) и термоанализаторе фирмы «SHIMADZU» (Япония). Данные приборы позволяют изучать, какие физические (плавление, кипение, испарение) или химические (разложение, воспламенение, горение) процессы протекают в веществе при нагревании [88].

Установлено, что при нагревании Интерита 20 до +200°C наблюдаются два эндопика – при +87°C и +127,2°C. Они характеризуют полиморфные превращения аммиачной селитры. При +200°C начинается основной процесс с выделением тепла, который заканчивается при +285°C. При +251°C скорость экзотермической реакции резко возрастает. Таким образом, в испытуемой смеси протекают одновременно, но с разной скоростью, несколько экзореакций:

- разложение твердой селитры;
- разложение селитры в эмульсии;
- взаимодействие продуктов разложения селитры с дизельным топливом.

По данным исследований все образцы Интеритов термически стабильны при нагревании до +200°C. При +200°C и выше составы способны самовоспламеняться. Температура мгновенной вспышки +248 – +255°C. Кстати, для чистой АС температура начала возгорания тоже где-то +200°C, а вспышки +244°C. По тепловому эффекту реакции Интерит 40 мощнее (3502 кДж/кг), чем Интерит 20 (3116 кДж/кг).

По результатам комплекса исследований, проведенных в лабораторных, полигонных и производственных условиях, доказано, что благодаря низкой чувствительности к механическим воздействиям, Интериты 20, 40 и 70 могут быть изготовлены механизированными способами на стационарных пунктах или в передвижных смесительно-зарядных установках. Также показано, что по основным характеристикам Интериты не уступают, а по некоторым – даже превосходят современные российские эмульсионные ВВ (см. таблицу 6.10).

Таблица 6.10 – Сравнительные характеристики эмульсионных ВВ

Наимено-вание ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Плотность заряжания, г/м ³	Скорость детонации, км/с	Газовая вредность, л/кг	Чувствительность к удару, %
Порфириты	689	1250	4,9-5,2	12,2	0
Граниты	800-870	1350-1400	4,9-5,2	34-38	0
Сибириты	626,8-655,5	800-1250	4,82-5,1	0	0
Интерит 20	791	1120	5,1-5,3	27,7	0
Интерит 40	837	1350	5,2-5,4	28,0	0
Интерит 70	734	1240	4,9-5,1	22,4	0

Технология и особенности сенсибилизации патронированных ЭВВ типа «Интерит». Первой стадией любого производства эмульсионных ВВ (ЭВВ) является приготовление эмульсионной матрицы, которую, как правило, считают идентификационно-способной. Производство эмульсионной матрицы по технологии «Интерит» осуществляется в непрерывном режиме, что отличает его от циклической большей безопасностью. Технологическая схема производства ЭПВВ Петроген II показана на рисунке 6.4 [89].

Технологический процесс изготовления ЭПВВ Петроген II заключается в следующем: аммиачная и натриевая селитры засыпаются в дробильный аппарат, откуда подаются в узел приготовления водной фазы (ВФ) по шинке. Эмульгатор, воск и минеральное масло загружаются в узел приготовления масляной фазы (МФ). Готовые растворы ВФ и МФ непрерывно подаются в узел эмульгирования, после чего образовавшаяся матричная эмульсия (МЭ) поступает в узел сенсибилизации или в смесительно-зарядную машину (СЗМ). Сенсибилизированная МЭ поступает в установку патронирования. Готовые патроны маркируют, укладывают в тару и отправляют на склад.

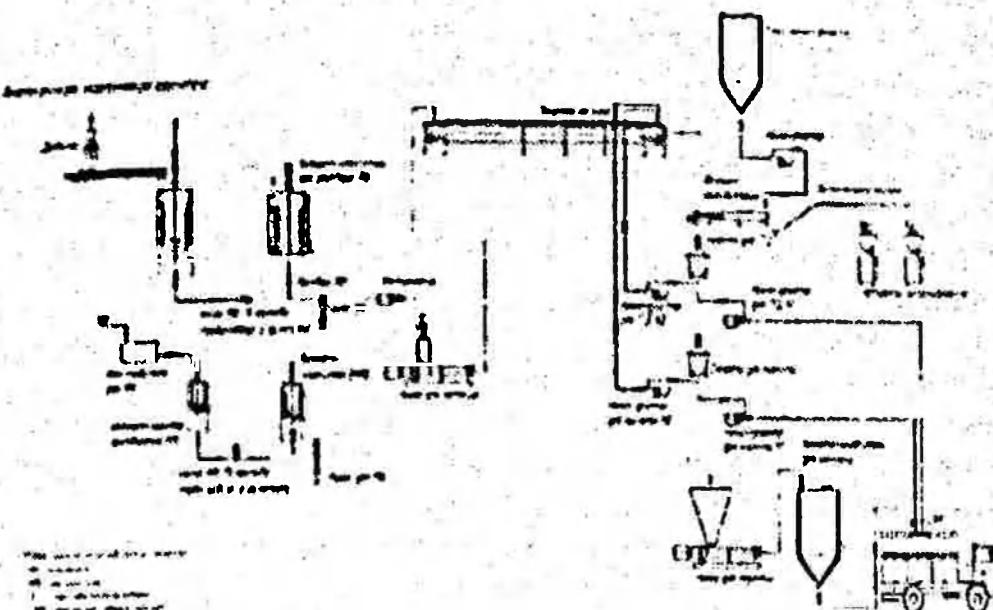


Рисунок 6.4 – Технологическая схема производства ЭПВВ Петроген II

Узел приготовления ВФ состоит из дробилки окислителя, шнекового транспортера, последовательно установленных двух баков, один из которых предназначен для приготовления водного раствора из измельченного окислителя, другой – для хранения водной фазы. Баки выполнены в виде вертикальной емкости с мешалкой и рубашкой по внешней поверхности для обогрева теплоносителем, со змеевиком внутри емкости для обогрева теплоносителем и соединенные между собой посредством массопроводов с рубашкой для обогрева теплоносителем.

Узел приготовления МФ состоит из бака для плавки воска, баков предварительного разогрева компонентов масляной фазы (эмulsionатор, минеральное масло), соединенных с последовательно установленными весоизмерительным дозирующим устройством и двумя баками, один из которых предназначен для приготовления масляной фазы, другой – для её хранения. Баки выполнены в виде вертикальной емкости с мешалкой и рубашкой по внешней поверхности для обогрева теплоносителем, со змеевиком внутри емкости для обогрева теплоносителем и соединены между собой посредством обогреваемых массопроводов. В качестве конструктивной особенности баков ВФ и МФ можно отметить их исполнение с мешалкой и двумя системами обогрева: с обогреваемыми стенками (включая дно) и со змеевиком внутри, что позволяет осуществлять нагрев перерабатываемого вещества с высокой склонностью к высыпанию.

ростью и эффективностью. Важнейшими и обязательными элементами технологической схемы являются фильтры на всех линиях ввода компонентов-фаз на операции смешивания и эмульгирования.

Узел эмульгирования состоит из высокоскоростного диспергатора непрерывного действия, массопроводов ВФ и МФ. При этом массопровод рассматривается как единое техническое устройство, включающее насосные, фильтрующие, измерительные, запорно-регулирующие и другие элементы.

Узел сенсибилизации эмульсии состоит из последовательно установленных устройств для охлаждения эмульсии – ленточного транспортера, выполненного из нержавеющей стали, и смесителя (сенсибилизатора) для смешения охлажденной эмульсии с газогенерирующей добавкой (ГГД) или с сенсибилизирующими микросферами, баков ГГД с массопроводами и бункера микросфер с дозирующим перистальтическим насосом. Охлаждение эмульсии – достаточно сложная технологическая операция, для осуществления которой необходимо совмещение эмульсии с охлаждающим устройством или с интенсивным перемешиванием, или с распределением по большой теплопередающей поверхности.

Эмульсия до выполнения операции сенсибилизации является веществом с малой способностью к взрыву, соответственно, критические размеры слоя находятся в пределах нескольких десятков миллиметров. Это определяет возможность использования в качестве устройства для охлаждения эмульсии охлаждаемого ленточного транспортера. Наиболее эффективным и предпочтительным является устройство для охлаждения эмульсии в виде закольцованной ленты, на верхней поверхности которой распределяется эмульсия в виде плоского слоя, а снизу лента охлаждается холодной водой.

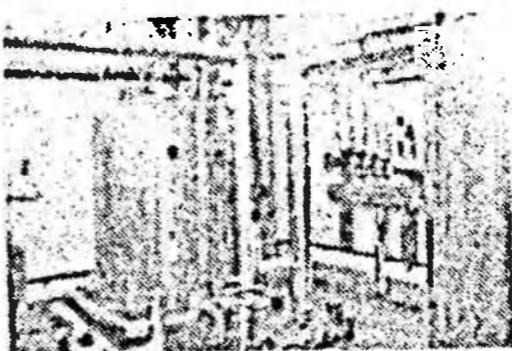
Положительной особенностью такого решения является возможность создания слоя эмульсии толщиной в несколько миллиметров (преимущественно не более 10 мм) с развитой бугристой поверхностью, что способствует повышению эффективности охлаждения при контакте эмульсии с воздухом и позволяет технически просто реализовать разделенное введение сенсибилизирующих добавок в эмульсию – на поверхность слоя.

При производстве ЭВВ Петроген П сенсибилизация эмульсии может быть осуществлена по нескольким вариантам:

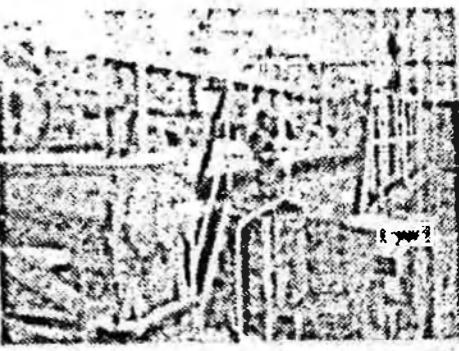
– химически – с введением газогенерирующей добавки в охлажденную до температуры +50°C эмульсию;

- физически – путем введения специальных полых микросфер из стекла или полимеров;
- комбинированно – путем последовательного введения газогенерирующей добавки и микросфер.

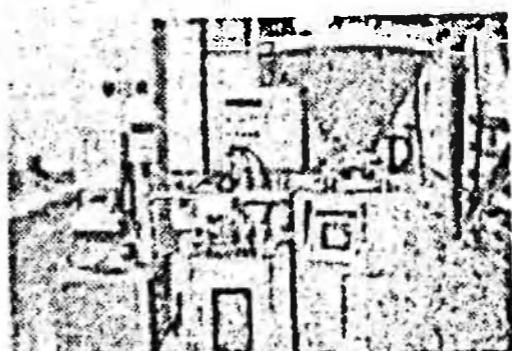
После сенсибилизации полученная смесь по ленточному конвейеру поступает в установки патронирования, которые позволяют изготавливать патроны диаметром от 32-42 мм до 50-70 мм. Установка состоит из трех основных узлов: вакуумный наполнитель, термоформовочный аппарат и аппарат клипсования. В состоянии вакуума происходит отбор и непрерывная подача эмульсионного взрывчатого вещества в полигликолевую пленку. При попадании эмульсионного взрывчатого вещества на пленку, ее края спаиваются и оболочка с ЭВВ поступает в аппарат клипсования, где происходит непрерывное клипсование и нарека готовых патронов. Применение данной установки позволяет снизить затраты за счет использования более дешевой плоской пленки в отличие от гофрированного готового рукава.



Узел сенсибилизации



Узел приготовления водной фазы



Узел патронирования



Комната управления

Рисунок 6.5 – Производственные помещения ЭПВВ Петроген П

Патроны из установки патронирования поступают на ленточный конвейер, который транспортирует их в помещение упаковки. На ленточном конвейере установлен маркиратор, который маркирует каждый патрон при прохождении его по ленте.

Управление и контроль за каждой стадией технологического процесса осуществляется с центрального компьютера, на который также выводятся показания температуры, давления и расхода всех компонентов.

Производственные пометки по выпуску ЭВВ Петроген II показаны на рисунке 6.5 [89].

6.6. Взрывчатые материалы АО «Орика-Казахстан»

Компания «Орика» (Австралия) является мировым лидером в производстве взрывчатых веществ и оказании услуг, связанных со взрывными работами. В 2000 г она создала СП в Казахстане под названием АО «Орика-Казахстан», которое выпускает следующую продукцию [82]:

1. Капсюляционные ЭВВ Seticel Magnum, Seticel Powerfrag. По своим характеристикам они полностью заменяют тротиловые шашки Т-400Г и им подобные. Вместе с тем характеризуются более высокой степенью безопасности в обращении. Имеется возможность изготовления широкого ассортимента по весу и диаметру патронов.

2. Некапсюляционные эмульсионные ВВ, используемые в качестве основного заряда в обводненных и слабообводненных скважинах, а также при взрывании крепких пород и руд – Fonet Plus 65.

3. Непатронированные аммиачно-сепитренные ВВ на основе пористой селитры – АИФО. Упаковка – 30 килогравийные мешки. За счет применения в его составе пористой аммиачной селитры значительно улучшаются взрывчатые качества характеристик, отпадает необходимость использования в составе простейших ВВ дорогостоящего алюминия. Данные ВВ отличаются выдержанностью процентного содержания дизельного топлива и отсутствием его потери в процессе хранения и зарядки шпуров и скважин. Изготавливается в прочыштенных условиях под жестким контролем за технологией на заводе в г. Усть-Каменогорске. По характеристикам аналогичен гранулитам АС-6, АС-8. Основные физико-химические характеристики ВВ приведены в таблице 6.11.

4. Неэлектрические средства взрываания: Excel/S – неэлектрическая система короткозамедленного взрывания, предназначенная для ини-

Таблица 6.11 – Основные физико-химические характеристики ВВ

Показатель	Марки ВВ			
	Senatel Magnum	Senatel Powerfrag	Fortel Plus 65	ФИФИЦ
Кислородный баланс, %	-1,75	-0,92	-2,09	+0,45
Энергия взрыва, кДж/кг	4433	3191	3231	3800
Скорость детонации, км/с	5,6-6,1	3,5-5,5	6,1-6,3	4,8
Плотность ВВ в патроне, кг/м ³ (насыщенная)	1200	1200	1260	800
Водостойчивость	Несограниченная		Несограниченная	Неводостойчив
Чувствительность к КД, ЭЛ и ДШ	Чувствителен		Не чувствителен, требуется патрон-боевик	
Диаметр патрона, мм	32-90 36-90		75-185	Мешки 30 кг

цирования скважинных зарядов взрывчатых веществ при производстве взрывных работ на открытых и подземных горных работах. Имеет 29 интервалов замедлений от 0 до 1000 мс.

ExcelHTD – поверхностный соединительный блок короткозамедленного действия неэлектрической системы инициирования Excel, который используется при производстве взрывов на открытых и подземных горных работах. Имеет 7 интервалов замедлений (от 9 до 100 мс).

ExcelHandset – конструкция неэлектрической системы взрывания в составе поверхностного замедлителя и внутристекловидного детонатора для инициирования патронов-боевиков скважинных зарядов на открытых и подземных горных работах. Применение данной системы в большинстве случаев экономически более целесообразно, чем комбинация *ExcelMS+ExcelHTD*, но вместе с тем *ExcelMS* и *HTD* позволяют проводить монтаж значительно более сложных по конфигурации блоков. *ExcelLP* – неэлектрическая система замедленного взрывания, применяется для инициирования шпуровых зарядов в подземных условиях, имеют 27 интервалов замедлений от 0 до 9000 мс.

5. Непатронированные эмульсионные ВВ, основные физико-химические характеристики которых приведены в таблице 6.12.

• *Каплонентный состав продукции*. *FortisExtra 70* – непатронированные взрывчатые вещества, предназначенные для зарядки обводненных взрывных скважин «под столб воды» (70% эмульсионной матрицы, 30% аммиачной селитры).

Таблица 6.12 – Основные физико-химические характеристики непатронированных ВВ

Показатели	Основной заряд		
	Fortan Extra 30	Fortis Extra 70	АНФО
Кислородный баланс, %	-0,71	-2,5	+0,45
Энергия взрыва, кДж/кг	2850	2600	3800
Скорость детонации, км/с	3,5–4,4	4,2–5,5	4,8
Плотность ВВ, кг/м ³ (насыпная)	1050–1150	1180–1250	800
Водоустойчивость	ограниченная	ограниченная	водоустойчива
Чувствительность к КЛ, ЭД и ЛШ	не чувствителен, требует патрон-боевика	не чувствителен.	

FortanExtra 30 – непатронированные взрывчатые вещества, предназначенные для зарядки сухих взрывных скважин (30% эмульсионной матрицы, 70% аммиачной селитры).

АНФО – непатронированные взрывчатые вещества, предназначенные для зарядки сухих взрывных скважин (94,5% пористой аммиачной селитры, 5,5% дигидрата топлива).

Краткое описание принципиальной природы Senatel Magnum – капсюльчувствительное эмульсионное патронированное взрывчатое вещество, предназначенное для заряжания скважин и шпуров в обводненных и сухих условиях, на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли. Может храниться и применяться во всех климатических зонах.

Senatel Magnum может использоваться как в качестве патрона-боевика, так и в качестве основного заряда как высокочищее бризантное ВВ. Технические характеристики Senatel Magnum приведены в таблице 6.8.

Основные преимущества: формула эмульсионных ВВ Senatel Magnum разработана для обеспечения максимальной энергии взрыва. Она дает превосходный результат даже при взрывании крепких скальных пород в тяжелой среде на подземных горных работах; специально разработанный для использования при взрывных работах в подземных условиях Senatel Magnum обладает низким показателем газовой вредности и снижает необходимое время на проветривание. Senatel Magnum обладает превосходной водоустойчивостью материала ВВ не содержит в своем составе тротил и нитроглицерин, поэтому гораздо безопаснее в обращении.

Инициирование патронов Senatel Magnum может осуществляться от капсюля-детонатора КД № 8, электродетонатора, детонатора неэлектрической системы взрываания EXEL, а также детонирующего шнура с навеской взрывчатого вещества не менее 12 г/м. Капсюль-детонатор (электродетонатор, детонатор ИСВ) необходимо помешать в торцевой части патрона-боевика так, чтобы дно гильзы детонатора было направлено в сторону основного заряда. Боевик должен посыпаться в шпур или скважину отдельно, не допускается наличие зазоров между торцами патронов в шпурах. Заряд, состоящий из двух или нескольких патронов ВВ, должен посыпаться в шпур одновременно. При заряжании запрещается сильно надавливать на боевик, а также проталкивать его ударами забойника. Допускается применение забойников из дерева или других материалов, не дающих искры.

Доставка ЭВВ Senatel Magnum к месту ведения взрывных работ осуществляется специальными транспортными средствами или вручную в заводской упаковке, а также в сумках и кассетах, предназначенных для этих целей и допущенных уполномоченными органами в области промышленной безопасности.

Senatel Powerfrag – капсюльчувствительное эмульсионное патронированное взрывчатое вещество, предназначенное для ведения взрывных работ в породах крепостью по шкале проф. М. М. Протодьяконова до 16 при температуре окружающей среды от минус 20°C до плюс 40°C в сухих и обводненных условиях открытых и подземных горных разработок в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли. Senatel Powerfrag может использоваться как в качестве патрона-боевика, так и в качестве основного заряда как мощное бризантное ВВ. Высокая скорость детонации и создаваемое детонационное давление делают Senatel Powerfrag идеальным боевиком для простейших ВВ типа АНФО.

Основные преимущества: использование эмульсионных ВВ Senatel Powerfrag позволяет добиться высокого качества дробления горной массы; низкое выделение вредных газов Senatel Powerfrag позволяет сократить время на проветривание на подземных горных работах; Senatel Powerfrag обладает превосходной водоустойчивостью материала ВВ не содержит в своем составе тротил и нитроглицерин, и поэтому гораздо безопаснее в обращении. Технические характеристики приведены в таблице 6.8.

Senatel Powerfrag может применяться практически при любых глубинах скважин, при высоте столба воды в скважине не более 20 м.

Инициирование патронов Senatel Powerfrag может осуществляться от капсюля-детонатора КД №8, электродетонатора, детонатора пиротехнической системы взрываания EXEL, а также детонирующего шнуря с навеской взрывчатого вещества не менее 12 г/м.

Капсюль-детонатор (электродетонатор, детонатор НОВ) необходимо помешать в торцевой части патрона-боевика так, чтобы дно гильзы детонатора было направлено в сторону основного заряда. Боевик должен посыпаться в шпур или скважину отдельно, не допускается наличие зарядов между торцами патронов в шпурах. Заряд, состоящий из двух или нескольких патронов ВВ, должен посыпаться в шпур одновременно. При заряжании запрещается сильно надавливать на боевик, а также проталкивать его ударами забойника. Допускается применение забойников из дерева или других материалов, не дающих искры

ЭВВ Senatel Powerfrag подлежит хранению в сухих хорошо проветриваемых складских помещениях. Условия хранения должны исключать возможность порчи тары. Гарантийный срок хранения ЭВВ Senatel Powerfrag – 12 месяцев.

ЭВВ Senatel Powerfrag допущено к применению при производстве взрывных работ как на поверхности, так и в подземных условиях, кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли.

Fortel™ Plus 65 – патронированное некапсюльчувствительное эмульсионное взрывчатое вещество, предназначенное для заряжания скважин и шпурков в обводненных и сухих условиях, на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли. Fortel™ Plus 65 используется в качестве основного заряда как высокообратящееся ВВ. Может храниться и применяться во всех климатических зонах.

Основные преимущества: использование эмульсионных ВВ Fortel™ Plus 65 позволяет добиться высокого качества дробления горной массы; Fortel™ Plus 65 обладает превосходной водоустойчивостью материала ВВ, не содержит в своем составе тротила и нитроглицерина, поэтому гораздо безопаснее в обращении. Технические характеристики приведены в таблице 6.8.

Fortel™ Plus 65 может применяться практически при любых глубинах скважин при высоте столба воды в скважине не более 45 м.

Для обеспечения необходимой плотности заряжания взрывных скважин в обводненных условиях патроны Fortel™ Plus 65 рекомен-

дуются опускать с предварительным подрезанием полиэтиленовых оболочек снизу или сбоку (первый способ) или с предварительным освобождением массы от оболочек (второй способ). При первом способе процедуру производить с особой точностью по недопущению появления водо-воздушных промежутков.

Патроны упаковывают в гофрокартонные ящики. Fortel™ Plus 65 подлежит хранению в сухих хорошо проветриваемых складских помещениях. Условия хранения должны исключать возможность порчи тары.

Гарантийный срок хранения ЭВВ Fortel™ Plus 65 – 12 месяцев.

Доставка ЭВВ Fortel™ Plus 65 к месту ведения взрывных работ осуществляется специальными транспортными средствами или вручную в заводской упаковке, а также в сумках и кассетах, предназначенных для этих целей и допущенных уполномоченными органами в области промышленной безопасности.

Fortis™ Extra 70 – непатронированное эмульсионное взрывчатое вещество, не чувствительное к капсюлю-детонатору, требует использования промежуточного детонатора, пригодно для взрываания пород с коэффициентом крепости до 20 по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Fortis™ Extra 70 предназначено для заряжания скважин в обводненных и сухих условиях, на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли.

Fortis™ Extra 70 предназначено для механизированного заряжания сухих и обводненных скважин диаметром не менее 100 мм, при температуре окружающей среды от -40°C до +40°C.

Основные преимущества: применение Fortis™ Extra 70 позволяет сократить время и затраты по заряжанию взрывных скважин (до 250 кг/мин.); Fortis™ Extra 70 производится (изготавливается) непосредственно на месте взрывных работ, Fortis™ Extra 70 образуется только после окончания заряжания скважины, когда в результате химической реакции произойдет достаточное насыщение заряженной смеси газовыми пузырьками азота. Технические характеристики Fortis™ Extra 70 приведены в табл.6.7.

Fortis™ Extra 70 может применяться практически при любых глубинах скважин и при любой обводненности. Fortis™ Extra 70 – не чувствительно к капсюлю-детонатору, требует использования промежуточного детонатора.

Fortis™ Extra 70 изготавливается и заряжается при помощи смесительно-зарядных машин непосредственно на взываемом блоке.

Fortan Extra 30 – непатронированное эмульсионное взрывчатое вещество, не чувствительное к капсюлю-детонатору, требует использования промежуточного детонатора, пригодно для взрываания пород с коэффициентом крепости до 20 по шкале проф. М. М. Протодьякона. *Fortan Extra 30* предназначено для заряжания в сухих условиях, на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по газу и пыли.

Fortan Extra 30 предназначено для механизированного заряжания сухих скважин диаметром не менее 80 мм, при температуре окружающей среды от минус 40°С до плюс 40°С.

Основные преимущества: применение *Fortan Extra 30* позволяет сократить время на заряжание взрывных скважин производительностью до 250 кг/мин.; *Fortan Extra 30* производится (изготавливается) непосредственно на месте взрывных работ, *Fortan Extra 30* образуется только после окончания заряжания скважины, когда в результате химической реакции происходит достаточное насыщение заряженной смеси газовыми пузырьками азота. *Fortan Extra 30* гораздо безопаснее в обращении, так как обратуется непосредственно во взрывной скважине после истечения 15 мин. Технические характеристики *Fortan Extra 30* приведены в таблице 6.12.

Fortan Extra 30 может применяться практически при любых глубинах скважин не чувствительно к капсюлю-детонатору, требуют использования промежуточного детонатора.

Fortan Extra 30 изготавливается и заряжается при помощи смесительно-зарядных машин непосредственно на взрывном блоке в объеме и количестве, определенном паспортом ВВР.

ANFO представляет собой механическую смесь ацетиличной перристой или гранулированной селитры (AC) с жидким нефтепродуктом.

ANFO предназначен для ведения взрывных работ в горнодобывающей промышленности и строительстве при механизированном или ручном заряжании взрывных скважин в сухих и осущенных забоях карьеров, рудников и шахт, не опасных по газу и пыли. ВВ ANFO пригодно для взрываания пород с коэффициентом крепости 6–18 по шкале проф. М. М. Протодьякона во всех климатических районах.

Основные преимущества: ANFO является простым и надежным в обращении ВВ; ANFO является экономически выгодным ВВ для взрывания взрывных скважин в сухих условиях; для увеличения плотности заряда взрывных скважин ВВ ANFO можно применять механизированным способом. Рекомендуемый минимальный диаметр скважины для ВВ ANFO 35 мм.

ВВ ANFO применяется практически при любой глубине скважины, не чувствителен к капсюлю-детонатору, требует использования патрона-бостика.

Заряжка ВВ ANFO осуществляется с помощью механизированного или ручного заряжания взрывных скважин. При механизированном заряжании должны использоваться зарядные устройства или машины, допущенные к постоянному применению на территории РК.

ВВ ANFO допущено к применению при производстве взрывных работ как на поверхности, так и в подземных условиях, кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли.

6.7. Механизированное заряжение взрывных скважин

При механизированном заряжании шпуров и скважин допускается применять взрывчатые вещества и зарядно-транспортное оборудование, допущенные для этой цели в установленном порядке. Механизированное заряжение осуществляется в соответствии с Правилами, принятыми конкретным предприятием руководствами по эксплуатации зарядного оборудования и применению соответствующих ВМ.

Транспортные смесительно-зарядные машины разной энерговооруженности составляют базу комплексов оборудования для механизации взрывных работ. По сути, они представляют собой мобильные мини-заводы по приготовлению многокомпонентных промышленных взрывчатых веществ, когда каждый компонент в отдельности взрывобезопасен. В соответствии с потребностями производства по совмещению смежных операций и появились комбинированные машины, которым присвоили аббревиатуру (в разных интерпретациях) ДСЗМ или ТСЗМ [81].

Например, зарядная машина МЗ-ЗБ-15 конструкции «Нипигормаш» в чистом виде не доставщик ВВ к месту заряжания, а машина – универсал, совмещающий в себе загрузку, транспортирование компонентов и заряжание скважин диаметром 130 мм и более. Причем она обрабатывает все виды гранулированных ВВ. С помощью МЗ-ЗБ-15 можно также изготавливать непосредственно в процессе заряжания игданит или гранулит «Э» – механическую смесь AC с водомасляной эмульсией. Для этого в машине предусмотрены две системы с индивидуальным приводом и управлением каждой из них: подачи дизельного топлива для приготовления игданита и подачи эмульсии. Для лучшего заполнения насоса подачи эмульсии МЗ-ЗБ-5К (модификация базовой) обору-

довая системой наддува, работающей от пневмосистемы автомобиля и обеспечивающей давление в баках с эмульсией до 0,05 МПа.

ОАО «Нитро Сибирь», к кроме указанных доставщиков и зарядно-поставочных машин, выпускает несколько моделей доставочно-смесительно-зарядных агрегатов [90]. Одним из таких представителей является МСЗ-16Гр (см. рисунок 6.6) грузоподъёмностью 16 т. В ее конструкции учтены последние разработки в области автомобильного и горного машиностроения.

Ее база – либо шасси автомобиля КАМАЗ-6540, либо MAN 8x4, 8x8 (Германия). Машина предназначена для транспортирования компонентов ВВ типа «Гранулит», приготовления из них ВВ и заряжания скважин в автоматическом режиме. Для загрузки АС из пластиковых контейнеров (биг-бэгов) машина оборудована краном-манипулятором грузоподъемностью 900 кг. Бункеры для земли и селитры оборудованы вспомогательными системами.

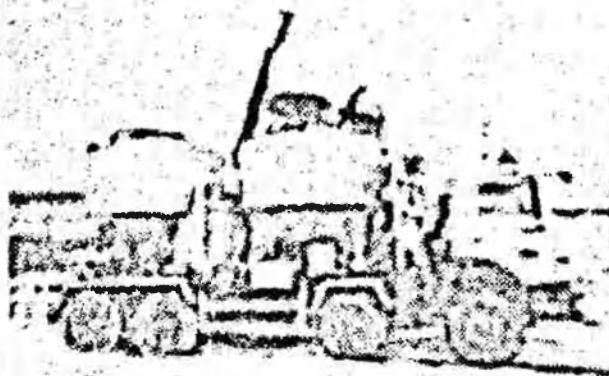


Рисунок 6.6 – Смесительно-зарядно-транспортная машина МЗС-16Гр



Рисунок 6.7 – Смесительно-зарядная МЗС-11-10

В карьерах Российской Федерации уже много лет эксплуатируют машину МЗС-11-10 (см. рисунок 6.7) производства Машиностроительного завода «Звезда», предназначенную для тех же целей, что и предыдущая. Ею заряжают гранулированные ВВ заводского производства или простейшие двухкомпонентные (гранулиты), изготавливаемые в процессе заряжания на месте ведения зарядных работ [91]. Технические характеристики МЗС-11-10 приведены в таблице 6.13.

Оборудование для смешивания и заряжания ВВ можно смонтировать на базе любого большегрузного автомобиля отечественного или иностранного производства. Конструкция обеспечивает возможность заряжания не менее 6 скважин с одного места стоянки машины при сетке бурения 3x2 (три ряда по две скважины в ряду).

Таблица 6.13 – Технические характеристики МЗС-10

Показатели	Значения
Грузоподъемность, т	10,8
Техническая производительность, кг/мин	90
Диаметр заряжаемой скважины, мм	125-160
Отбираемая мощность от двигателя автомобиля, кВт	15
Отклонение до нивелирования, %	±4
Число обслуживающего персонала, чел.	2
Габариты, мм:	
– длина	9000
– ширина	2500
– высота	4000
Масса, кг:	
– снаряженной машины	14600
– полная	25400

Машина может быть снабжена компьютеризированной системой заряжания скважин АВС, которая отвечает требованиям, предъявляемым к транспортным средствам ЕХ/Ш ДОПОГ и МЕМУ.

Несмотря на определенные экономические и другие трудности сегодня на горнодобывающие предприятия продолжают поступать новые машины для производства взрывных работ различного назначения. Причем, следует отметить, что это не отдельные экземпляры, а передко типоряд, из которого можно выбрать любую модель для различных климатических и горнотехнических условий.

Определенных успехов в этом направлении достигло ООО «Гормаш». В 2005 г завод выпустил первую партию смесительно-зарядных машин ЭСЗМ-12 (см. рисунок 6.8). Они предназначены для транспорта



Рисунок 6.8 –
Зарядно-доставочная машина
ЭСЗМ-12

исходных компонентов (эмulsionь, ГГД), приготовления из них ЭВВ путем введения в эмульсию газогенерирующей добавки, обеспечивающей образование в ней газовых пузырьков, и заряжания полученным ЭВВ скважин. Технические характеристики ЭСЗМ-12 приведены в таблице 6.14.

Таблица 6.14 – Технические характеристики ЭСЗМ-12

Показатели	Значение
Грузоподъемность, т	
- по ГГД	0,25
- по воде	0,5
Производительность в зимнее время, л/мин	Не менее 250-300
Допустимая масса машины, кг	29000
Габариты, мм:	
- ширина	2500
- длина	10000
- высота	3500

В этих машинах в качестве транспортной базы и источника энергии для исполнительных механизмов, использовали Шасси автомобиля КрАЗ-65053-02. Однако на горнодобывающих предприятиях Дальнего Востока базовым сделали шасси шведской машины «Scania» (рисунок 6.9), наиболее подходящего для условий Дальнего Востока [92].



Рисунок 6.9 –
Одна из моделей
зарядно-поставочной машины
ОАО «Гормаш»

На машине смонтированы емкость для эмульсии и баки для ГГД, воды и масла гидросистемы. Исходными для изготовления ВВ являются невзрывчатые вещества: эмульсия и ГГД. Воду же используют для смачивания внутренней поверхности зарядного рукава и промывки трактов прохождения ВВ, а также пожаротушения. Эмульсию загружают на месте приготовления через люк с сеткой, закрытый крышкой.

ГГД. воду заливают в горловины, выведенные из баков в верхнюю часть смеси для эмульсии. Машину можно заправить как на стационарных пунктах, так и в карьере. Взрывник управляет работой с помощью пульта и контролирует ход процесса. Бак для масла гидросистемы и радиатор, предназначенный для охлаждения, установлены за кабиной. Привод механизмов машины осуществляют индивидуальными гидромоторами и гидроцилиндром. Источником энергии является двигатель автомобиля.

Нагнетаемая насосом рабочая жидкость поступает в гидросистему машины. Смешивание компонентов начинается в насосе-дозаторе эмульсии, куда насос-дозатор ГГД подает расчетные порции добавки. Сенсибилизируется эмульсия при смешивании с раствором ГГД в статическом смесителе и заканчивается в заряжаемой скважине. Насос-дозатор эмульсии подает смесь ВВ через шлангоизвлечатель в зарядный рукав. На входе в шлангоизвлечатель установлено водоподающее кольцо с обратным клапаном, по которому поступает вода или раствор ГГД и смачивает стенки рукава (при необходимости), что способствует уменьшению сопротивления движению смеси ВВ по зарядному рукаву и, соответственно, снижению давления подачи. Зарядный рукав разматывают и наматывают на барабан с приводом от гидромотора.

Давление масла в гидросистеме создает масляный насос, приводимый в движение двигателем автомобиля через коробку отбора мощности, установленную на двухступенчатом редукторе промежуточной опоры шасси. Распределение и регулирование расхода масла в магистралях гидравлических моторов (включение, выключение и изменение скорости гидромоторов) производят секционный гидрораспределитель с электрическим управлением от программируемого контроллера по определенному алгоритму и обратной связью с гидромоторами. На трубопроводе эмульсии установлена предохранительная разрушающаяся мембрана, которая разрушается при превышении давления в трубопроводе более 1,0 МПа. Приборы автоматизированной системы управления (АСУ) смонтированы на важных узлах технологического оборудования и питаются от бортовой сети машины напряжением постоянного тока 24В. После включения АСУ запускается программа диагностики и через 2–3 с на дисплее высвечивается стартовый экран, с данными по которым можно выбрать необходимый режим работы.

Особое внимание при разработке ЭСЗМ было уделено безопасности при эксплуатации. В дополнение к штатным средствам предусмотрено

аварийное пожаротушение с использованием технологической воды машины при отключенных энергосистемах автомобиля. Конструкция загрузочного люка бака эмульсии предусматривает разгерметизацию емкости при повышении давления внутри нее выше 1 атм и выброс жидкости через верхнюю крышку.

Одну из модификаций машины ЭСЗМ-12 предназначали для приготовления «Украниита ПП2Б», где в качестве ГГД используют перекись водорода. Это вызвало определенные трудности при выборе материала для изготовления емкости под ГГД и транспортных трубопроводов из-за разложения перекиси водорода при контакте со многими материалами, по проблеме решили положительно. Первая партия ЭСЗМ-12 успешно прошла приемочные испытания на рудниках ЗАО ППП «Кривбассвзрывиспытания» и получила разрешение на постоянное промышленное применение. Ее испытали и для заряжания другими ЭВВ.

Затем появился типоряд ЭСЗМ производства ОАО «Гормаш», характеристики которых приведены в таблице 6.15 [92].

Таблица 6.15 – Модельный ряд машин ЭСЗМ

Показатели	Наименование модели			
	ЭСЗМ-12	ЭСЗМ-15	ЭСЗМ-20	ЭСЗМ-30
Грузоподъемность, т	12	15	20	30
Производительность, кг/мин	300	300	300	300
Тип шасси	КамАЗ-65053	КамАЗ-6520	БелАЗ-7540В	БелАЗ-7547И

Учитывая достоинства и недостатки машин указанного типоряда, конструкторы «Гормаш» разработали и изготовили смесительно-заряжающую машину ЭСЗМ-12Э, предназначенную для приготовления «Эмульсит ПВВ-В». Несмотря на внешнее сходство с ЭСЗМ-12, эта модель конструктивно значительно отличается. В ней использован винтовой насос немецкой фирмы «Пистч», что обусловлено большей длиной (50 м) шланга, позволяющего производить заряжение скважин в «два уступа». Изменены конструкции баков воды и ГГД, смесителя и шлангоизвлечателя. ЭСЗМ-12Э в настоящее время нашла применение в карьерах ЗАО «ПВВ» Кемеровской области.

«Гормаш» сконструировал и начал промышленный выпуск модельного ряда еще одной серии ТСЗМ, предназначеннной для заряжания многокомпонентными взрывчатыми веществами (таблица 6.16).

Таблица 6.16 – Технические характеристики машин серии ТСЗМ

Наименование машины, базовое шасси	Марки модели							
	ТЕЗМ-ИИГ	ТТЕЗМ-ИИ	ТЕЗМ-20 и/БелАЗ-7540в	ТЕЗМ-30ПГ, БелАЗ-7958	ТЕЗМ-ПГ-Д, БелАЗ-7958	ГЕЗМ-30, БелАЗ-7958	ГЕЗМ-7ш7, МАЗ-630305	ТСЗМ-П КрАЗ-65053-02
Наименование ПВВ	Гранит И-30	Эмульсия	Гранит И-30	Гранит И-30	Гранит И-30	Товин	Гранит И-30	Эмулан ПВВ-А-70
Условие применения (водоустойчивость), г/п, кг (ПВВ + вода)	Сухие, обводнённые	Сухие, обводнённые	Сухие, обводнённые	Сухие, обводнённые	Сухие	Сухие, обводнённые	Сухие, обводнённые	Сухие, обводнённые
Производительность, т/ч	10,0	10,0	20,0	27,0	28,0	32,0	7,5	11,0

Появление этой разработки вызвано тем, что сегодня выходят на первый план проблемы удешевления взрывных работ за счёт перехода на относительно недорогие ВВ без снижения качественных показателей.

Для примера представлена на рисунке 6.10 модель ТСЗМ-20ПГ предназначена для доставки компонентов (эмульсии портмита, ГГД - раствора нитрита натрия, АС и ДТ), приготовления из них взрывчатого вещества – «гранитта» 70/30 (70% эмульсии портмита, 30% игданита) и заряжания им взрывных скважин под столб воды. Ее технические характеристики представлены в таблице 6.12.

Рисунок 6.10 –
Модель ТСЗМ-ПГО
АО «Гормаш»

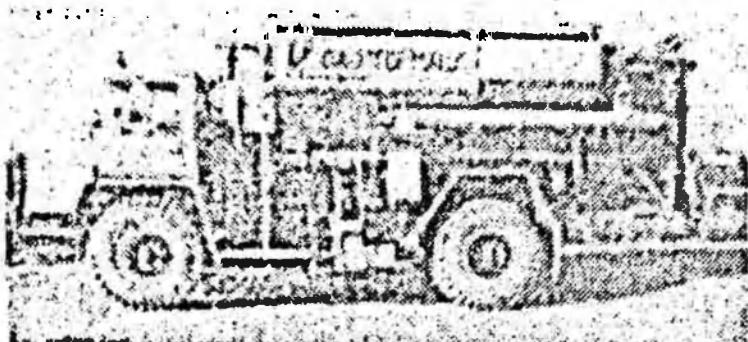


Таблица 6.17 – Технические характеристики ТСЗМ-20-ПГ

Показатели	Значения
Производительность, кг/мин	300±5%
Объемы емкостей, м ³ , не менее:	
- эмульсии портмита	11,19
- бака раствора нитрита натрия	0,315
- аммиачной селитры	7,92
- длительного топлива	0,48
- бака воды	0,63
- бака масла (основной гидросистемы)	0,716
- бака масла шасси	0,115
Длина зарядного рукава, м	30
Внутренний диаметр зарядного рукава, мм	75
Грузоподъемность, т, не более	20
Базовое шасси	БелАЗ-7540
Габариты мм, не более:	
- длина	11 000
- ширина	4000
- высота	4360

Еще одна модель, выпускаемая «Гормаш», ТСЗМ-30 (ТСЗМ-30ПГ, ТСЗ-30) на базе БелАЗ-7958 (рисунок 6.11), предназначена для доставки компонентов (эмульсии, газогенерирующей добавки – раствора нитрита натрия (ГНД), аммиачной селитры) и приготовления из них СВВ. Ее характеристики приведены в таблице 6.18.

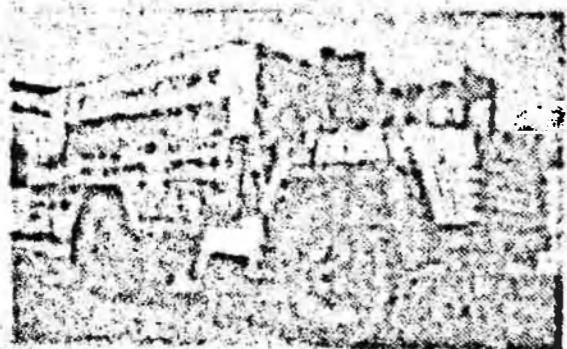


Рисунок 6.11 –
Модель ТСЗМ-30
ОАО «Гормаш»

Таблица 6.18 – Технические характеристики ТСЗМ-30

Показатели	Значение
Грузоподъемность (по компонентам ВВ) кг, не менее	25000 ±5%
Производительность по ВВ, кг/мин	100-250
Объемы емкостей, дм ³ :	
- эмульсии	14 300
- аммиачной селитры	10 200
- бак раствора нитрит натрия (ГНД)	400
- бак воды	650
- бак масла (основной гидросистемы)	500
Объем рабочей жидкости в масляном баке гидросистемы, дм ³ :	
- не более	450
- не менее	385
Диаметр смывающего шнека и шнека динамического смесителя, мм	138
Длина зарядного рукава, м	35
Внутренний диаметр зарядного рукава, мм	63
Рекомендуемый диаметр заряжаемых скважин, мм	150-250
Скорость подъема зарядного рукава, м/мин:	
- при рабочем ходе	4
- при холостом ходе	40
Скорость опускания зарядного рукава, м/мин, не более	40
Полная масса машины, кг	65 000
Распределение полной массы машины по осям, кг,	
- на переднюю	21 450
- на заднюю	43 550
Габаритные размеры, мм:	
- длина	11 000
- ширина	4000
- высота	4460
Базовое шасси	БелАЗ-7958 или БелАЗ-7548А (с 3-х ступенчатой ГМП)
База шасси, мм	5200
Напряжение (номинальное) пiggания электрооборудования, В	24
Давление (номинальное) масла в гидросистеме, МПа	20

ТСЗМ-11 с модификациями (ТСЗМ-11ПГ, ТСЗМ-11Э) на базе КрАЗ (рисунок 6.12) предназначена для:

- транспортирования исходных компонентов (эмulsionи, газогенерирующей добавки (ГГД) – раствора нитрита натрия, гранулированной аммиачной селитры (пенополистирола) в карьер на заряжаемый блок;
- приготовления из указанных компонентов эмульсионного взрывчатого вещества;
- заряжания приготовленным взрывчатым веществом скважин суих с устья («сверху») и обводненных («снизу») под столб воды.



Рисунок 6.12 –
Транспортно-смесительную-зарядную
машина ТСЗМ-11

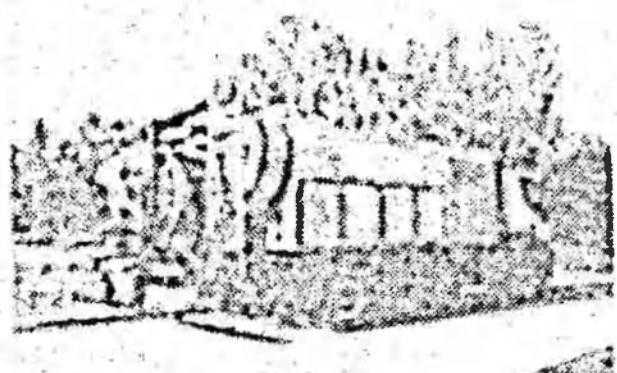


Рисунок 6.13 –
Зарядно-смесительно-доставочная
машина ТСЗМ-30

Как и многие образцы, серия ТСЗМ снабжена автоматизированной системой управления технологическими процессом с возможностью работы в автоматической, полуавтоматической (штадочном) и ручной (аварийной) режимах. Технические характеристики ТСЗМ-30 приведены в таблице 6.17.

Для разных условий работы можно выбрать и использовать несколько моделей:

ТСЗМ-30III-А – для заряжания сухих (необводненных) скважин;

ТСЗМ-11III-Г – для заряжания обводненных скважин.

Существует также ряд других моделей: ТСЗМ-11Э, ТСЗМ-20III, ТСЗМ-30III, ТСЗМ-11II, ТСЗМ-30.

В 2007 г. разработана также смесительно-зарядная машина ТСЗМ-30С (см. рисунок 6.13).

Машинами этого типа можно заряжать необводненные скважины сверху в устье, а обводненные снизу, «под столб воды». Дозирование исходных компонентов в готовый продукт происходит под постоянным контролем АСУ в соответствии с программой регулирования

числа об/мин исполнительных органов - шпеков, насосов - дозаторов. Расход количества ВВ, доставляемого шпеком, насосом за один оборот материала уточняется практически для каждого конкретного исполнительного механизма в процессе калибрования при вводе в эксплуатацию и после ремонта (при необходимости).

Конструкция ТСЗМ (оттолкнувшись от концептуального образца) в общем случае включила в себя доработку шасси, системы выпуска отработанных газов с выводом их вперед и вправо, установки отбора мощности для привода гидравлических насосов и лонжеронов для монтажа навесного оборудования. Емкость для эмульсии сварная из нержавеющей стали, термоизолирована пенополиуританом «Уреникс-101» (негорючий материал с высокими теплоизолирующими свойствами). Сверху два загрузочно-смотровых люка: один, из них играет роль предохранительного клапана, т.к. автоматически открывается при превышении давления внутри емкости, имеющей запорное устройство, позволяющее при необходимости демонтировать насос-дозатор эмульсии даже при наличии последней в емкости. В нижней части смонтировано предохранительное устройство, срабатывающее при нагревании до определенной температуры. При перегреве заглушка выпадает, и во избежание взрыва происходит автоматический слив эмульсии. Затвор аварийного (ручного) слива позволяет сливать эмульсию из емкости, минуя насос-дозатор.

Бак ГГД – сварной из нержавеющей стали, термоизолирован аналогично емкости для эмульсии. Оборудован смотровым стеклом для контроля уровня ГГД. Емкость АС тоже сварена из нержавеющей стали, но без термоизоляции, имеет сверху загрузочные люки с мелкочастичными решетками. В нижней части ёмкости установлены горизонтальные шинки для подачи селитры в перевалочный наклонный винтовой конвейер.

На Украине выпускается смесительно-зарядное машины серии «Украйнит» (см. рисунок 6.14) [93]. Они предназначены для транспортирования эмульсионной композиции и газогенерирующей добавки к месту заряжания, раздельной подачи этих взрывобезопасных компонентов поршневым насосом-дозатором двойного действия в смесительную камеру, далее через зарядный шланг в сухие или обводненные скважины диаметром не менее 165 мм и глубиной до 30 м с получением ЭВВ – «Украйнита – ПП-2» непосредственно в скважине. Характеристики СЗМ «Украйнит-4» приведены в таблице 6.19..

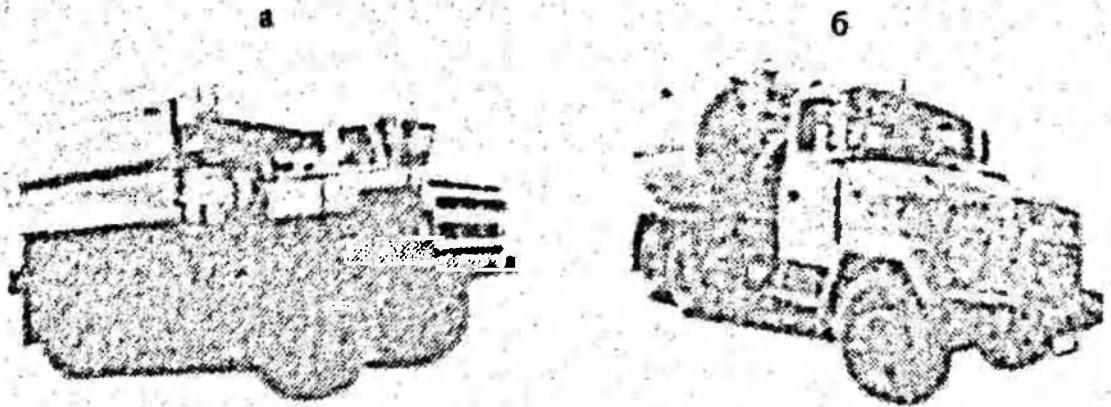


Рисунок 6.14 – Смесительно-зарядные машины серии «Укранинт»:
а – «Укранинт-4»; б – «Укранинт-5»

Таблица 6.19 – Технические характеристики СЗМ «Укранинт-4»

Показатели	Значение
Грузоподъемность, т	25,0
Тип шасси	БелАЗ-7523
Объем, м ³ :	
– бункера эмульсии, м ³	19
– емкости промывочной жидкости, л	700
– емкости для ГТД, л	300
Производительность насоса-дозатора, м ³ /ч	10
Внутренний диаметр зарядного шланга, мм	50-65
Длина зарядного шланга, м	30
Скорость наклонения зарядного шланга к скважине на холостом ходу, м/мин	60
Габариты, мм:	
– длина в транспортном положении	8200
– ширина	3800
– высота	4200
Масса, кг	32 000 – 67 000

СЗМ «Укранинт-5» выполнена на базе модернизированной смесительно-зарядной машины «Акватол-3». «Укранинт-5» по своему устройству принципиально схожа с другими образцами этой компании, отличается базой и тоже предназначен для транспортирования эмульсионной композиции и ГТД к месту заряжания и подачи этих взрывобезопасных компонентов насосом-дозатором в смесительную камеру и

далее через зарядный шланг в сухие или обводненные скважины диаметром не менее 110 мм и глубиной до 30 м с получением ВВ «Украйнит».

Екатеринбургское предприятие «Нипигормаш» выпустило свою последнюю разработку – смесительно-зарядную машину СЗМЗ-14 на базе грузового автомобиля марки IVECO (рисунок 6.15) [92]. Новинка предназначена для изготовления эмульсионных взрывчатых веществ.

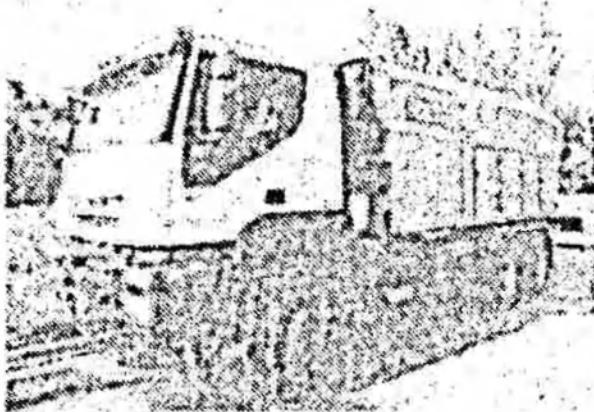


Рисунок. 6.15 – Смесительно-зарядная машина СЗМЗ-14

Главным её отличием от конкурентных моделей является возможность изготовления только одного компонента. СЗМЗ-14 можно использовать также в качестве передвижной установки-завода для загрузки эмульсий других смесительно-зарядных машин. В этом случае снижаются расходы на сооружение завода для производства взрывчатых веществ. Грузоподъемность смесительно-зарядной машины составляет 14 т.

Используются на карьерах также смесительно-зарядные машины иностранных компаний, например, «Банга» – АНЕМИКС «Магнум» [8]. Она смонтирована на базе КрАЗ-7133Н4 (рисунок 6.16). Её технические характеристики приведены в таблице 6.20. Это машина повышенной грузоподъемности, имеет двухшинковую систему приготовления эмульсионного взрывчатого вещества для обводненных и сухих скважин, технически оборудована автоматизированной системой управления, позволяющая контролировать параметры технологического процесса приготовления ЭВВ, проводить диагностику и статистику, предупреждать аварийную ситуацию. АСУ обеспечивает работу СЗМ в автоматическом, полуавтоматическом и ручном режимах управления процессом приготовления ЭВВ.



Рисунок 6.16 – Смесительно-зарядная машина АПЕМНИКС «Магнум»

Таблица 6.20 – Технические характеристики АПЕМНИКС «Магнум»

Показатели	Значение
Грузоподъемность, кг	23500 (24500)
Производительность заряжания, кг/мин	до 250
Объем бункера эмульсии, м ³	9.6
Объем бункера аммиачной селитры, м ³	6
Объем бака ДТ, л	300
Длина зарядного шланга, м	до 40
Диаметр зарядного шланга, дюйм	1,5
Масса автомобиля, кг:	35000 (37500)

В последние годы начато внедрение в производство интронита, который отличается от гранулята свойствами кочконоситов и использованием в производстве эмульсионной матрицы перловых видов сырья, таких как синтетический эмульгатор лубрикатор. Для заряжания скважин этим ВВ используются две смесительно-зарядные машины ВСЭН-25. Их характеристики приведены в таблице 6.21.

Компьютеризированная операционная система этой машины управляет заряжанием двух видов ВВ с разной рецептурой в одну скважину и контролирует безопасность работы по температуре и избыточному давлению.

Она автоматически останавливает машину и предупреждает об отсутствии материалов, что обеспечивает безопасную и надежную ее работу. Пропорции каждого ингредиента контролирует компьютер. В одну скважину можно заложить ВВ разной плотности и типа в зависимости от условий. По своим функциональным возможностям эту машину относят к типу так называемому « заводу на колесах».

Таблица 6.21 – Технические характеристики BCZH-25

Показатели	Значение
Грузоподъемность, т	25,65
Производительность заряжания, кг/мин	250-300
Бак для эмульсона:	
вместимость, м ³	25,0
массовая вместимость, т	17,5
Бункер для аммиачной селитры:	
вместимость, м ³	9,2
массовая вместимость, т	7,5
Бак для топлива:	
вместимость, м ³	0,6
массовая вместимость, т	0,5
Бак для гетогенерирующей добавки:	
вместимость, м ³	0,15
массовая вместимость, т	0,15
Отклонение дозировки, %	±2
Шасси машины	БелАЗ 7548 А
Габариты: длина ширина высота, мм	11470x2500 x3900

Большое разнообразие зарядной техники для заряжания скважин на карьерах ВВ типа ANFO выпускают иностранные фирмы и компании: «Боуменфакчуринг Ко», «Америнид Мак Киссиик ник - по форд» (США); «Канапи эн инласти из лтд» (Канада); «Кемикэл продактс лтд» (Великобритания); «Нитро Нобель» Швеция. Технические характеристики этих машин приведены в таблице 6.22.

На карьерах нашли применение машины фирмы BGRIMM из КНР, например, смесительно-зарядная машина BCJ-3(см. рисунок 6.17). Оборудование этой машины установлено на шасси SINO «TRUCK» или «HOWO» (VOLVO) [81]. Технические характеристики BCJ-3 приведены в таблица 6.23. Заряжение ЭВВ «под столб воды» осуществляют по зарядному шлангу. При заряжании скважин малого диаметра или в условиях, при которых перемещение СЗМ по заряжаемому блоку затруднено, BCJ-3 может быть оборудована двумя насосами, позволяющими независимо производить заряжение двух скважин одновременно. На BCJ-3 установлена компьютеризированная автоматическая система управления, позволяющая програмировать и контролировать

Таблица 6.22 – Технические характеристики смесительно-зарядных машин ряда иностранных компаний

Показатели	Марка машины, компания, страна						
	ETI, Канада	ERT, Испания	IRECO, США	IRECO, США	Нитро Нобель, Швеция	MSI, RIK, США	Кемира, Фин- ляндия
Грузо- погрузимость, т	20,0	8,0	18,0	7,5	8,0	20,0	9,0
Производи- тельность по заряжанию, кг/мин	500	200	400	250	250	350	150
Тип зарядной системы	Винтовой спарен- ный, шнек.	Винто- вой, шнек.	Шнеко- вой	Винто- вой, шнек.	Винто- вой, шнек.	Вин- товой шнек.	Винто- вой, шнек.
Тип ВИ	Товари (30-70% АИФО)	Эмульсия (до 20% АИФО)	Арсе- ничес (до 40% АИФО)	ЭВВ (до 25% АИФО)	Эмульсия	ЭВВ	Кемит- 500

количество ЭВВ, заряженного в скважину, с точностью $\pm 2\%$ и изме-
нить плотность ЭВВ в заряде от 850 до 1200 кг/м³.

Обзор состояния парка доставочно-смесительно-зарядных машин показывает, что в условиях рыночной экономики предприятия, не связанные напрямую с производством в данной очистке ДСЗМ, начинают выпускать свои машины, приобретая у заводов-производителей отдельные узлы и компонуя из них машину собственной конструкции.

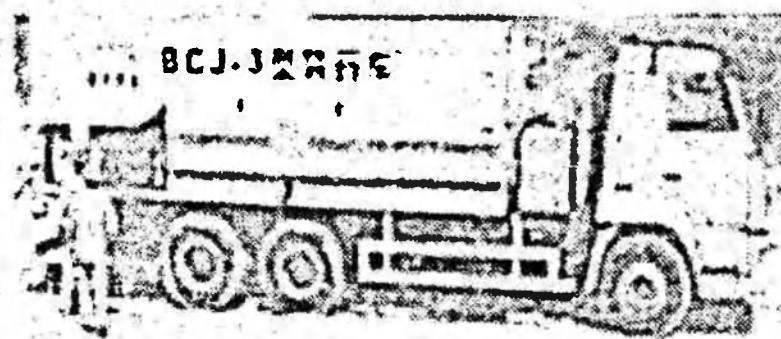


Рисунок 6.17 – Смесительно-зарядная машина BCJ-3

Таблица 6.23 – Технические характеристики ВСJ-3

Показатели	Значение
шасси, т	8-10-12-15
Производительность заряжания, кг/мин	250
Дальность транспортирования ВВ по зарядному шлангу, м:	
-по горизонтали	120
- по вертикали	40
Диаметр зарядного шланга, мм, не менее	32
Габариты:	
- длина	9650
- ширина	2540
- высота	3600
Скорость передвижения, (макс.), км/ч	70

Рассмотренные примеры отражают далеко не полный перечень машин, применяемых для механизированной зарядки взрывных скважин на карьерах.

Имеется большой набор смесительно-зарядных машин. Выбор той или иной модели зависит как от горно-технических условий применения, так и от финансового состояния предприятия.

Как видно из обзора, многие из используемых зарядных агрегатов (по типам классификации) по конструкции и компоновке не сильно отличаются друг от друга, хотя и имеют некоторые специфические особенности. Внедрение в практику горных предприятий таких машин позволило практически устранить все операции ручного труда в обращении с ВВ, превратив процесс по заряжанию скважин полностью в механизированный, способствовало увеличению объема и масштаба массовых взрывов на открытых горных работах. Они также создали условия для изготовления более дешевых, но не менее эффективных по сравнению с заводскими взрывчатых веществ на местах их использования. В целом механизированная зарядка скважин подняла на высокий технологический уровень ведение взрывных работ на карьерах.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Для установления взаимосвязей между исходными данными и результатами взрывного и взорванного блока уступа рассмотрены краткие геологические характеристики Сарбайского, Коунарского, Бозицакольского, Актогайского, Акжалского, Житикаринского месторождений Казахстана. На основе анализа этих и литературных данных, а также проведенных исследований получены следующие результаты.

1. Создана модель сложноструктурных блоков, осуществлена их типизация. Разработан критерий сложности геолого-морфологического строения блока для принятия решения о селективной выечке разнородных рудных включений и выбора параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выечки руд из сложных блоков.

2. В связи с тем, что трещиноватый массив состоит из естественных отдельностей различных размеров, склеенных между собой природным цементом, предложено оценивать его гранулометрическим составом плавленых элементов. Это горно-геологическая характеристика устанавливается непосредственно на обнажениях горных выработок. В совершенствование оценки разработана методика определения гранулометрического состава естественных отдельностей в массиве по среднему расстоянию между естественными трещинами всех порядков. Это характеристика важна для проектирования параметров технологических процессов горных работ, в том числе для прогнозирования кусковатости взорванных горных пород.

3. Взрываемость массивов горных пород – их сопротивляемость разрушению при взрывании – находится в тесной связи с прочностью, вязкостью, плотностью породы и трещиноватостью массива. Обычно она оценивается значением различных удельных расходов ВВ, которые зависят от параметров расположения заряда, условий взрываания и качества дробления.

Для устранения субъективности в оценке сопротивляемости пород разрушению при взрывании под взрываемостью предложено понимать обобщенное свойство массива, определяющее заданные сочетанием природных характеристик пород – упругих, прочностных и структурных констант. В этих целях предложена новая характеристика взрываемости пород – критическая скорость разрушения массива при

взрыва, удачно взаимоувязывающая основные базовые свойства пород и массива. Она имеет ясный физический смысл. Так, первое слагаемое критической скорости разрушения представляет собой результат действия разрушающих усилий, направленных на расщепление массива на естественные отдельности, а второе слагаемое – результат разрушения сущих отдельностей при сложном объемном нагружении в данной среде.

4. Для определения наиболее существенных характеристик механического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой использована модель поэтапного развития взрыва, предложенная Г. И. Покровским и развитая автором. Согласно этой модели на первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве ВВ, разрушает породу на контакте заряд – среда (дробит или персводит в пластическом состоянии), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин. В течение этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы и камуфлетная полость цилиндрической формы достигает предельного объема.

На второй стадии, вследствие влияния свободной поверхности, нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности.

Третья стадия – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести и образование развала взорванной породы.

5. Принятая модель позволила применить методы теоретической механики и механики деформируемого твердого тела при определении прочностной характеристики пород в условиях взрывного нагружения, предельного радиуса взрывной полости (первая стадия), размеров зон разрушения и начальных условий движения раздробленной горной массы (конец первой и начало второй стадий), а методы физического моделирования – при исследовании конфигурации и внутренней структуры развала пород (третья стадия).

Выявлено, что предельный относительный радиус взрывной полости равняется корню четвертой степени из отношения среднего давления продуктов детонации к прочностной характеристике пород в условиях взрывного нагружения, а размеры зон разрушения, кусковатость и kinематические параметры движения раздробленной массы обусловливаются значением указанного параметра взрыва.

Скорость центра масс отбиваемой части уступа определяется выявленным сочетанием скорости детонации заряда ВВ, предельного

радиуса полости, удельного расхода ВВ, плотности породы и показателя из энтропии во второй стадии взрыва.

6. При величине скорости центра масс, превышающей ее критическое значение, энергия взрыва ВВ расходуется как на дробление, так и на сообщение разрушенной массе кинетической энергии.

Каждая среда характеризуется определенным пределом энергии, кости своего качественного разрушения, при достижении которого дальнейшего улучшения качества дробления уже не наблюдается, а происходит лишь выброс разрушенной породы на большие расстояния.

7. Зоны разрушения в монолитном массиве в начальной стадии полностью определяются упругими, прочностными свойствами среды, детонационными и энергетическими характеристиками ВВ. Размеры зон мелкого дробления и радиальных трещин прямо пропорциональны предельному радиусу полости.

В зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда – ВВ относительные радиусы зон мелкого дробления достигают величины $(8,07-28,8) r_0$, а относительные радиусы радиальных трещин – $(19,05-60,3) r_0$ (r_0 – радиус заряда).

8. Местоположения, геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно связаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород. Для выявления этих взаимосвязей совокупность взаимно пересекающихся горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей (элементов) взрываемого блока массива называется координатной сеткой взрываемого блока. Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале называется координатной сеткой взорванного блока.

Совместное использование координатных сеток взрываемого и взорванного блока позволило найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие геометрические характеристики. Для этого контуры рассматриваемых фигур в выбранном масштабе накладываются на координатную сетку взрываемого блока, а по координатной сетке взорванного блока устанавливаются их деформированные контуры.

В качестве характеристики сложности строения и отработки разнородных рудных забоев рассмотрены:

– показатель степени перемещиваемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва;

– показатель потерь и перемещаемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшом экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами ковша экскаватора.

9. С использованием предельного радиуса взрывной полости сформулирован принцип рационального размещения скважинных зарядов в массиве, позволяющий аналитически определить линию сопротивления по подошве уступа, расстояние между скважинами, длину заряда над уровнем подошвы уступа, длину незаряженной части скважины, конструкцию заряда, время замедления между зарядами в ряду и между рядами скважин и т.д.

10. Разработанная методика определения параметров расположения зарядов в массиве пород составляет теоретическую основу автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах.

Предлагаемая программа системы автоматизированного проектирования параметров БВР наглядна, удобна в использовании и имеет несложный интерфейс. Использованная интегрированная SCADA-система включает комплекс программных средств для организации и проведения автоматизированных измерений, обработки и представления измерительной информации, сохранения результатов измерений в базе данных, визуализацию в режиме реального времени исследуемого процесса.

11. Кусковатость и распределение кусков по размерам во взорванной горной массе представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций в развале. В зоне интенсивного дробления куски по крупности состоят из трех классов. К первому классу (0–0,2 м) отнесен весь объем породы зоны раздавливания и одна треть объема породы зоны радиальных трещин, а ко второму (0,2–0,4 м) и третьему (0,4–0,6 м) классам – соответственно по одной трети упомянутого объема.

При вычислении объемов пород перечисленных классов крупности во всем взываемом блоке к ним присоединяются соответствующие естественные отдельности, содержащиеся в оставшейся части взываемого блока. Эти объемы пропорциональны их содержанию в массиве.

Последующие классы пород по крупности (более 0,61 м) образуются вследствие разваливания пород взываемого блока на естественные отдельности. При этом в третьей стадии взрыва куски пород упомянутых фракций при перемещении соударяются с другими, что приводит к сокращению их доли в общей массе. Это состояние учитывается их условным содержанием в массиве пород.

12. Разработанный теоретический подход к определению гранулометрического состава взорванных горных пород принципиально отличается от известных в литературе и учитывает совокупное влияние физико-механических, структурных свойства пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметров и способа взрыва на рассматриваемый показатель.

Поэтому он положен в основу автоматизированного определения гранулометрического состава взорванных пород. Разработанная программа системы автоматизированного определения кусковатости пород САПР «Грансостав» наглядна, удобна в использовании и имеет несложный интерфейс. Она позволяет оперативно рассчитать гранулометрический состав взорванных пород в любых производственных условиях.

Совместным использованием упомянутых выше координатных сеток взрываемого и взорванного блока установлены места расположения зон мелкого, среднего и крупного дробления при различных способах взрываания.

13. Впервые в горной науке и горном деле разработаны аналитические методы определения параметров расположения зарядов в массиве пород и гранулометрического состава взорванных пород при различных условиях взрываания. Эти методы, основанные на учете предельного радиуса взрывной полости – фундаментального эффекта взрыва в твердой среде, успешно включают исходные данные взрыва (физико-технические свойства массива пород, энергетические характеристики ВВ и т.д.) с его конечными результатами (кусковатостью, размещением различных частей уступа в развале взорванных пород). На основе этих методов созданы автоматизированные системы проектирования параметров расположения зарядов в массиве пород и прогнозирования гранулометрического состава взорванный горной массы. Указанные разработки являются крупным вкладом в горную науку.

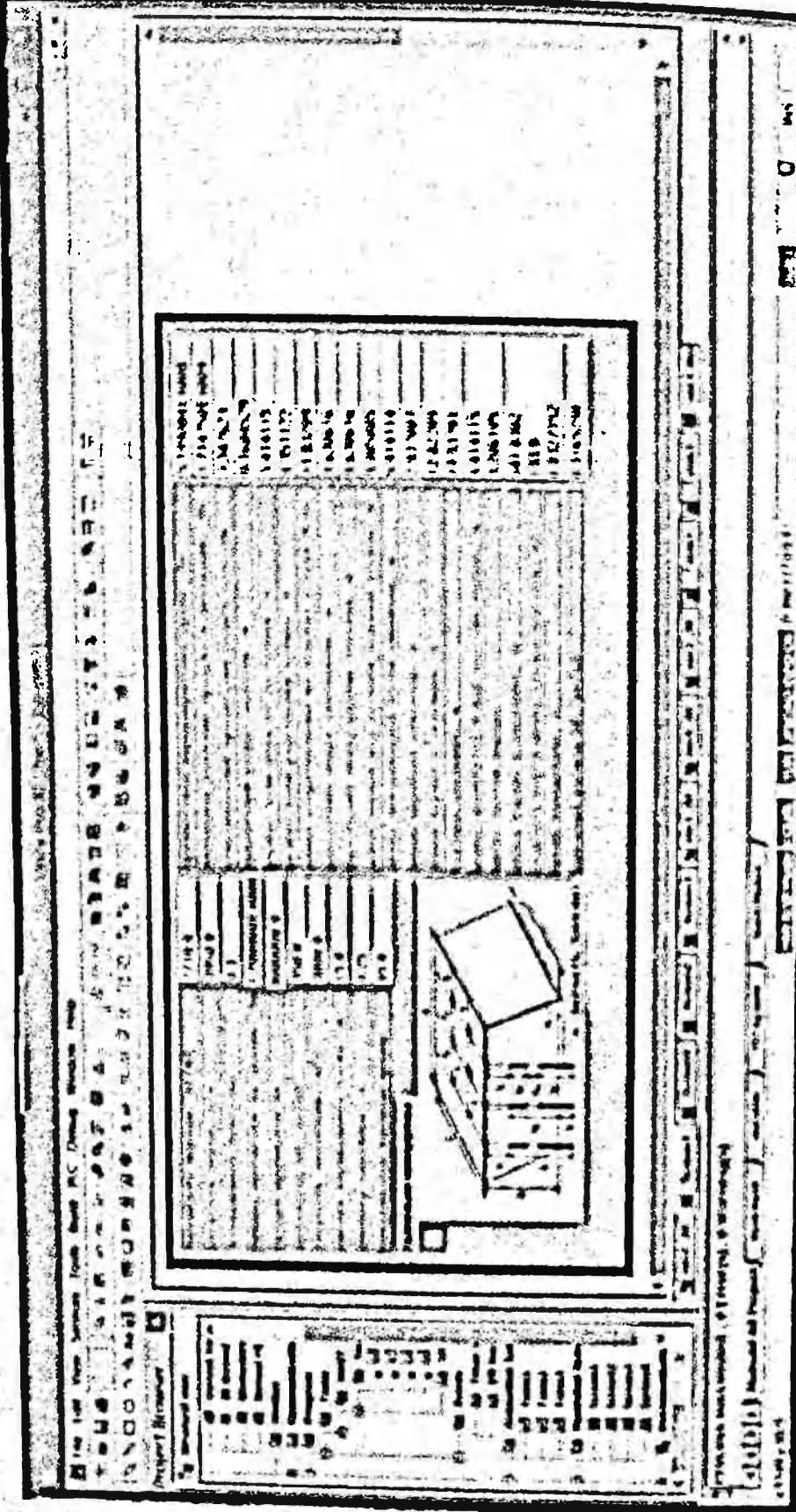
ЛИТЕРАТУРА

1. Проект промышленной разработки Сарбайского месторождения на 1995–2000 гг. – СПб.: Изв. № 50595 июнь 1993. – Т. 1. – 110 с.
2. Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. – Алматы: НИЦ «Гылым». 2003. – 328 с.
3. Абдуллаев А.А., Беспасов Ж.А. и др. Месторождения свинца и цинка Казахстана. Справочник. – Изд. ИПЦ МСК Рк, 1997. – 152 с.
4. Проект промышленной разработки Житикаринского месторождения хризотил asbestos на 2012–2016 гг. – Алматы: Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, 2012.
5. Боголюбов Б.Н., Грачев Ф.Г. Радиальная разработка месторождений сложного состава. – М., 1964. – 168 с.
6. Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. – М., 1973. – 192 с.
7. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. М., 1977. – 208с.
8. Ракишев Б.Р. Геотехнологическое управление качеством минерального сырья. – Алматы: КазНПУ, 2009. – 319 с.
9. Суханов А.Ф. Разрушение горных пород взрывом // В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – М., 1958. – С. 61-76.
10. Ракишев Б.Р., Машаев А.А., Абылдаев Э. К. Структура массива и деформируемость горных пород. – Алматы, 2011. – 281с.
11. Опарин В.Н. Энергетический критерий объемного разрушения горных пород // Труды научного симпозиума «Неделя горняка-2009». – ИДООО «Родикс». – 2009. – С. 43-69.
12. Кутузов Б.П., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород. – М., 1970. – 177 с.
13. Ржевский В.В. Открытые горные работы. – Ч. 2. – М.: Недра, 1985.–549 с.
14. Рац М.В., Чернышев С.И. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. – М., 1970. – 160 с.
15. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. – Алма-Ата: Наука, 1983. – 240 с.
16. Модернизация технологий взрывных работ на карьерах с использованием инновационных методов определения их параметров. Заключительный отчет. – Алматы: КазНПУ им. К. И. Саппасова, 2015. – С. 233.
17. Rakishev B.R., Auezova A.M., Kultubayev A.Ye., Kozhanov A.U. Specifications of the rock massifs by the block sizes // Науковий вісник. – Дніпропетровськ, 2014. – № 6(144). – С. 22-27.
18. Ракишев Б.Р., Аузэрова А.М., Калиева А.П., Даурсибекова А.Н. Распределение естественных огделльностей по размерам в массиве горных пород // Взрывное дело. – М., 2014. – № 11/68. – С. 18-30.
19. Ильинская Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. – М.: Недра, 1969. – 360 с.

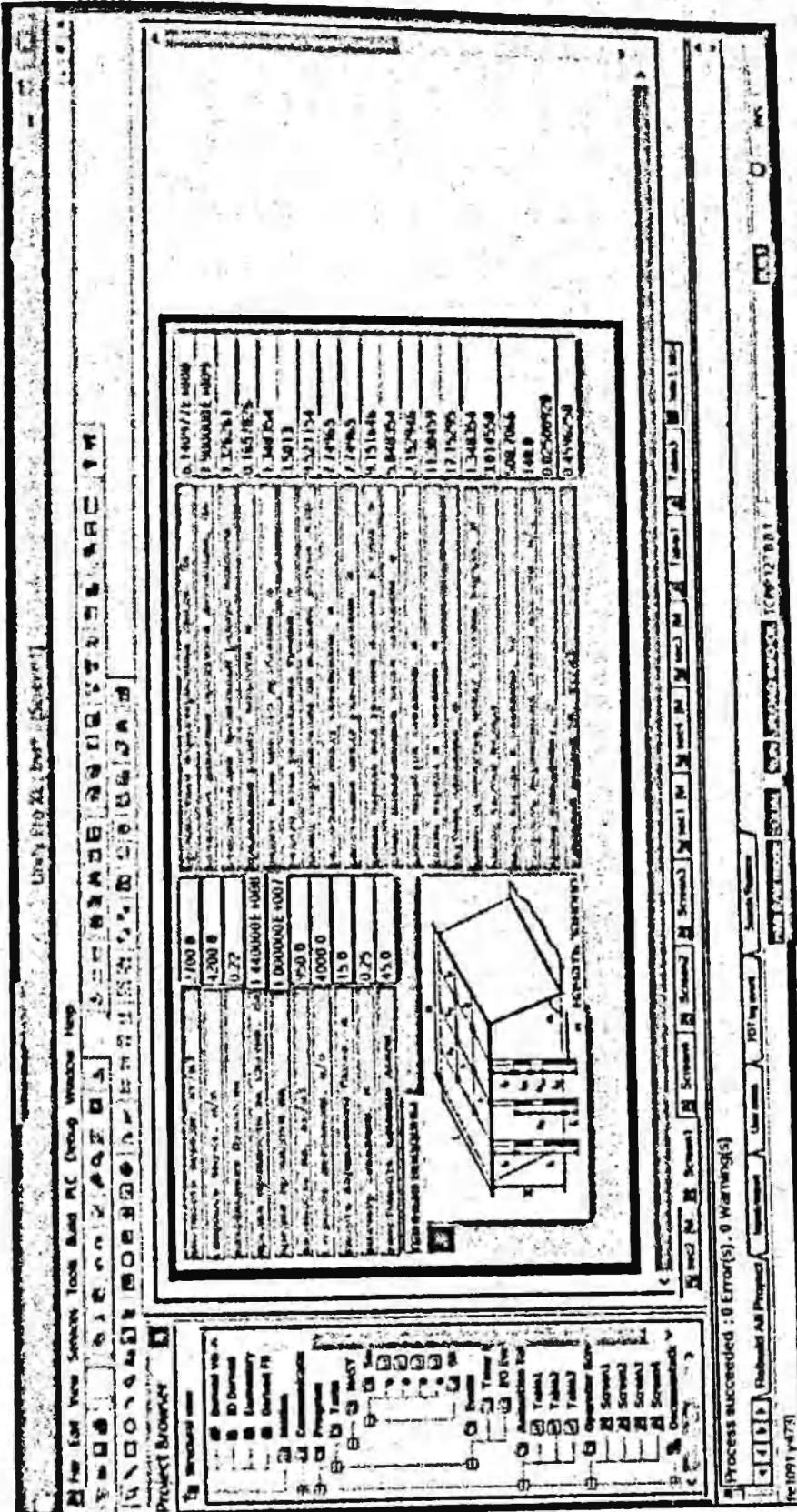
20. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: учебник для ВУЗов. – М.: МГТУ, 1994. – 448 с.
21. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. – Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – М.: Издательство «Горная книга», 2007. – 471 с.
22. Ракишев Б.Р. Автоматизированное проектирование параметров и результатов массовых взрывов на карьерах: Учеб., пособие. – Алматы: КазГТУ, 2003. – 123 с.
23. Викторов С.Д., Закалинский В.М., Кочанов А.Н. К вопросу о классификации горных пород по сопротивляемости взрывному разрушению // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 70-78.
24. Казаков Н.Н., Лаликов И.И., Шляпин А.В. Категории взрываемости горных пород. // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 49-60.
25. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. – М., 1972. – 440 с.
26. Родионов В.Н., Адушкин В.В. и др. Механический эффект подземного взрыва. – М., 1971. – 200 с.
27. Беляев И.М. Сопротивление материалов. – М., 1976. – 603 с.
28. Никифоровский В.С., Шемякин Е.Н. Динамическое разрушение твердых тел. – Новосибирск, 1979. – 272 с.
29. Шапленко А.Н., Пустовойтенко В.Н. Механика горных пород. – Киев: «ПриймАрук», 2003. – 400 с.
30. Финкель Б.М. Физика разрушения. – М.: Металлургия, 1970. – 376 с.
31. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. – М., 1974. – 640 с.
32. Плетухов Н.М., Батутин Н.М. Геодинамика недр. – М.: Недра, 1996. – 217 с.
33. Покровский Г.Н., Федоров Н.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. – М., 1957. – 276 с.
34. Хайкунаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М., 1974. – 223 с.
35. Физика взрыва / Под ред. К. П. Станюковича. – М., 1975. – 704 с.
36. Адушкин В.В., Сухотин А.П. О разрушении твердой среды взрывом // ПМТФ. – 1961. – № 4. – С. 94-102.
37. Григорян С.С. Некоторые вопросы математической теории деформирования и разрушения твердых горных пород // ПММ. – 1967. – Т. 31, вып. 4. – С. 643-670.
38. Зволинский Н.В., Польчевский Г.С., Фликкин Л.И. Теоретические аспекты задачи о взрыве в грунте // Изв. АН СССР. Физика Земли. – 1973. – № 1. – С. 28-47.
39. Коряков В.П. О зоне и фронте трещин в упругом теле под действием давления // ПМТФ. – 1965. – Т. 6. – С. 87-96.
40. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск, 1977. – 262 с.
41. Баум Ф.А. Процессы разрушения горные пород взрывом // Взрывное дело. – М., 1963. – № 52/9. – С. 262-285.
42. Rakishev B. R., Rakisheva Z.B. Basic Characteristics of the Stages of Rock Massif Destruction by Explosive Crushing // Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – Beijing, China, 2011. – P. 65-69.

43. Райнхарт Дж., Пирсон Дж. Взрывная обработка металлов. – М., 1966. – 392 с.
44. International Journal of Rock Mechanics & Mining // Sciences 40, 2003. – Р. 485–495. – Modelling the size of the crushed zone around a blasthole. S. Esen, I.Oncuoglu, H.A. Bilginb.
45. Rakishev B.R., Rakisheva Z.B. Kinematic characteristics of movement of the explosive cavity wall in different rocks // Proceedings of the 9th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – Beijing, China, 2014. – Р. 316-324.
46. Ракишев Б.Р., Ракишиева З.Б., Аузюва А.М. Скорости и время расширения штучнодрической взрывной полости в массиве пород // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 3-16.
47. Адушкин В.В. Спивак Л.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. – М.: Исада, 1993. – 275 с.
48. Репин И.Я. Подготовка и экскавация вскрытых пород угольных разрезов. – М., 1978. – 256 с.
49. Франтов А.Е. Совершенствование методов и средств разрушения горных пород при разработке месторождений // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 117-130.
50. Менжулини М.Г., Бровин В.Е. Энергетическая эффективность разрушения горных пород при взрывах ВВ с различными детонационными характеристиками // Взрывное дело. – М., 2007. – № 98/55. – С. 55-62.
51. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. – Алматы: Баспағер, 1998. – 210 с.
52. Ракишев Б.Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления // Взрывное дело. – М., 2010. – № 103/60. – С. 21-28.
53. Баранов Е.Г., Ташаев И.А. Опыт селективной разработки сложных месторождений. – Фрунзе: Илим, 1969. – 112 с.
54. Болдырев В.Л. Методика нормирования потерь и разубоживания на карьерах для условий кругопадающих рудных тел // К вопросу улучшения учета и снижения потерь и разубоживания на рудниках цветной металлургии: Сб. ст. // Цветметинформация. – М., 1969. – 44 с.
55. Гальянов А.В., Рождественский В.Н., Блинов А.Н. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 230 с.
56. Ракишев Б.Р., Шампикова А.Х. Конфигурация различных частей уступа в развале взорванных пород // Вестник КазНТУ. – № 5. – С. 215-220.
57. Ракишев Б.Р., Шампикова А.Х., Казангапов А.Е. Размещение зон мелкого, среднего и крупного дробления в развале пород // Взрывное дело. – М., 2015. – № 114/71. – С. 49-60.
58. Жариков И.Ф. Анализический метод прогнозирования результатов взрывного перемещения взрывных работ // Взрывное дело. – М., 2015. – № 114/71. – С. 71-83.
59. Казаков Н.Н., Шляпин А.В. Развал породы взрывом по естественным отдельностям // Взрывное дело. – М., 2015. – № 114/71. – С. 97-106.
60. Фокин В.Л., Тогупов М.Б., Семкин С.В., Шигов Ю.А. К вопросу оценки качества дробления взорванной горной массы при производстве буровзрывных работ в карьерных условиях // Горный журнал. – М., 2013. – № 12. – С. 54-58.

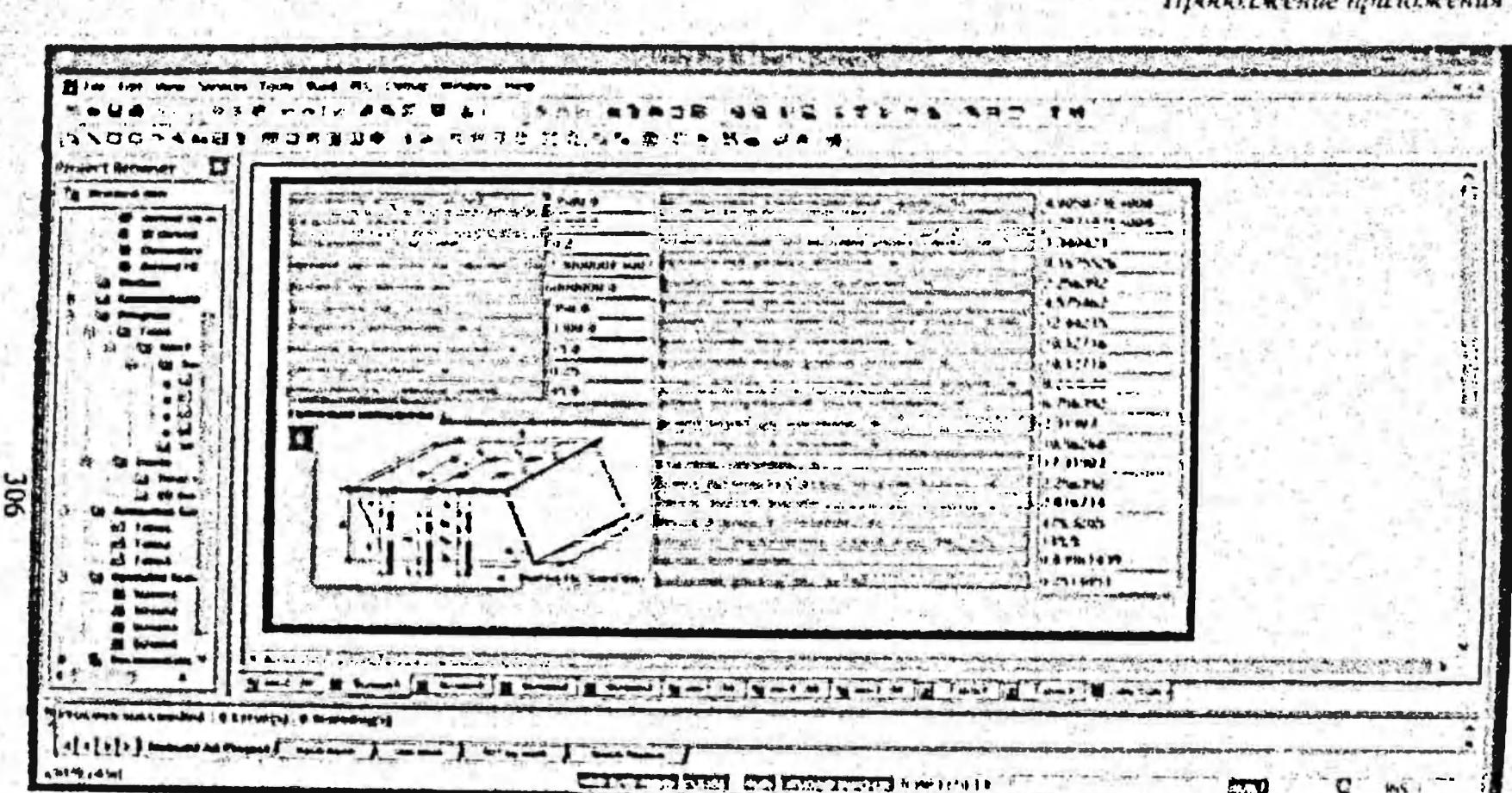
61. Лапиков И.И. Связь энергии дробления с размерами раздробленных взрывом гусков породы // Взрывное дело. – М., 2010. – № 103/60. – С. 141-145.
62. Ракишев Б.Р., Мухаметжанов Е.Б., Аузюва А.М. Рациональные параметры расположения зарядов в уступе // Взрывное дело. – М., 2009. – № 102/59. – С. 17-26.
63. Ракишев Б.Р., Куппанов М.С. Влияние масштабного фактора на работу дробления горных пород // Вестник НАН РК. – 2012. – № 4. – С. 3-6.
64. Проектирование взрывных работ в промышленности / Под ред. Б. Н. Кутузова. – М.: Нелра, 1983. – 78 с.
65. Викторов С.Д., Каражов Н.Н., Лапиков И.И., Шляпин А.В. Проектирование БВР в карьерах // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 80-91.
66. Ракишев Б.Р., Ракишиева З.Б., Аузюва А.М., Кошантов А.У. Автоматизированное проектирование параметров расположения зарядов в уступе // Взрывное дело. – М., 2015. – № 113/70. – С. 191-203.
67. Рахимов В.Р., Пьянков А.Г., Петросов Ю.З., Шеметов Н.А. Совершенствование параметров БВР в глубоких карьерах с циклическо-поточной технологией добычи руд // Горный журнал. – 2013. – № 8(1). – С. 26-29.
68. Фокин В.А., Тогунаев М.Б., Семкин С.В., Шитов Ю.А. Методика расчета параметров буровзрывного дробления массива горных пород при малой высоте уступов в карьере // Горный журнал. – 2015. – № 2. – С. 51-53.
69. Платформа автоматизации Medicom MHO: Каталог 2009 Schneider Electric. – 2012. – 673 с.
70. Нарр Э. Программируемые контроллеры: Руководство для инженера. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2007. – 516 с.
71. Справочное руководство по языку программирования: Учебный курс UnityPro. – Основы I. – 2009. – 203 с.
72. Rakishev B.R., Auzsova A.M., Rakisheva Z.B. The specification of granulometric composition of natural jointing in the rock massif by their average size // Proceedings of the 9th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction. – Beijing, China, 2014. – P. 274-282.
73. Rakishev B.R., Rakisheva Z.B. Theoretical estimation of granulometric structure of exploded mining rocks at the quarries // Proceedings of the Sixteenth international Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. (MIPES 2007) and the Tenth International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production (SWEMP 2007). – Bangkok, Thailand, 2007. – Vol. 1. – P. 908-912.
74. Ракишев Б.Р., Ракишиева З.Б., Аузюва А.М., Куттыбасов А.Е. Алгоритмическое определение гранулометрического состава взорванной горной массы при скважинных зарядах дробления // Взрывное дело. – М., 2015. – № 113/70. – С. 6-19.
75. Крюков Г.М., Вавер П.Л. Закономерности формирования гранулометрического состава при взрывном дроблении монолитов кернов калийных солей // Взрывное дело. – М., 2010. – № 103/60. – С. 17-29.
76. Фокин В.А., Тарасов Г.Е., Тогунаев М.Б., Данилкин А.А., Шитов Ю.А. Способ расчетной оценки гранулометрического состава взорванной породы при скважинной отбойке уступов // Взрывное дело. – М., 2007. – № 98/55. – С. 38-45.
77. Жариков Н.Ф. Регулирование степени дробления при взрывании высоких уступов // Взрывное дело. – М., 2014. – № 111/68. – С. 93-100.
78. Виноградов Ю.Н. Методика оценки эффективности дробления массива горных пород различными типами ВВ // Взрывное дело. – М., 2010. – № 104/61. – С. 91-97.
79. Ракишев Б.Р., Ракишиева З.Б., Аузюва А.М., Калиева А.П. Компьютерная программа определения гранулометрического состава взорванных пород на карьерах // Взрывное дело. – М., 2015. – № 114/71. – С. 83-96.
80. Трубецкой К.П., Викторов С.Д. Современные проблемы разрушения массивов горных пород. Физические проблемы взрывного разрушения массивов горных пород. – М.: НИКОН РАИ, 1999. – С. 7-17.
81. Тамбисев П.Г. Изготовление взрывчатых веществ из невзрывчатых компонентов и комплексная механизация взрывных работ. – Алматы, 2015. – 392 с.
82. Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.П., Крутник Л.Л. Взрывное дело: Учебник. – Алматы: "Print-S", 2012. – 822 с.
83. Тамбисев Г.Н., Тамбисев П.Г. Современное состояние и перспективы развития производства и применения промышленных ВВ в Казахстане // Мат-лы междунар. научно-практ. конф. «Научно-техническое обеспечение горного производства: Труды НГД им. Д. А. Кунаева». – Алматы, 2007. – Т. 73. – С. 298-305.
84. Голик В.Н., Тамбисев П.Г. Исследование промышленных взрывчатых веществ местного приготовления при добыче руд // Ж. Цветная металлургия. – М., 2011. – № 3. – С. 3-7.
85. Голик В.Н., Тамбисев П.Г. К технологии приготовления эмульсий для производства взрывных веществ // ГИАБ. – М., 2012. – № 3(24). – С. 121-128.
86. Голик В.Н., Тамбисев П.Г. Применение эмульсий в производстве взрывчатых веществ для горных работ // ГИАБ. – М., 2012. – № 1(22). – С. 73-79.
87. Тамбисев Г.Н., Тамбисев П.Г. Научно-производственное предприятие «Интеррий»: создание и развитие отечественных промышленных ВВ // Горный журнал Казахстана. – 2012. – № 1. – С. 25-27.
88. Ракишев Б.Р., Тамбисев П.Г., Битимбаев М.Ж., Франк А. Э. Свойства и особенности эмульсионных гранулитов НПП «Интеррий» // Взрывное дело. – М., 2016. – № 115/72. – С. 86-98.
89. Ракишев Б.Р., Тамбисев П.Г., Битимбаев М.Ж., Франк А.Э. Технология и особенности сепарации патронированных ЭВВ НПП «Интеррий» // Взрывное дело. – М., 2016. – № 115/72. – С. 99-110.
90. Жученко Е.П., Ноффе В.Б., Круглов Л.А. М., ЗАО «Индро Сибирь»: взрывчатые вещества, смесительно-зарядная транспортирующая техника // Горная промышленность. – 2014. – № 1(113). – С. 36.
91. Механический завод «Звезда». Проспект продукции. – М., 2014.
92. Машины ОАО «Гормаш» // Горная промышленность. – 2014. – № 1(113). – С. 36.
93. Крысин Р.С., Ищенко Н.Н., Клименко В.А., Пивень В.А., Куприн В.П. // Украинит – ПМ-1: техника и технология изготовления // Горный журнал. – 2004. – № 8. – С. 45-50.



Породы – известняк глинистый (С), массив – местной лесной (1)

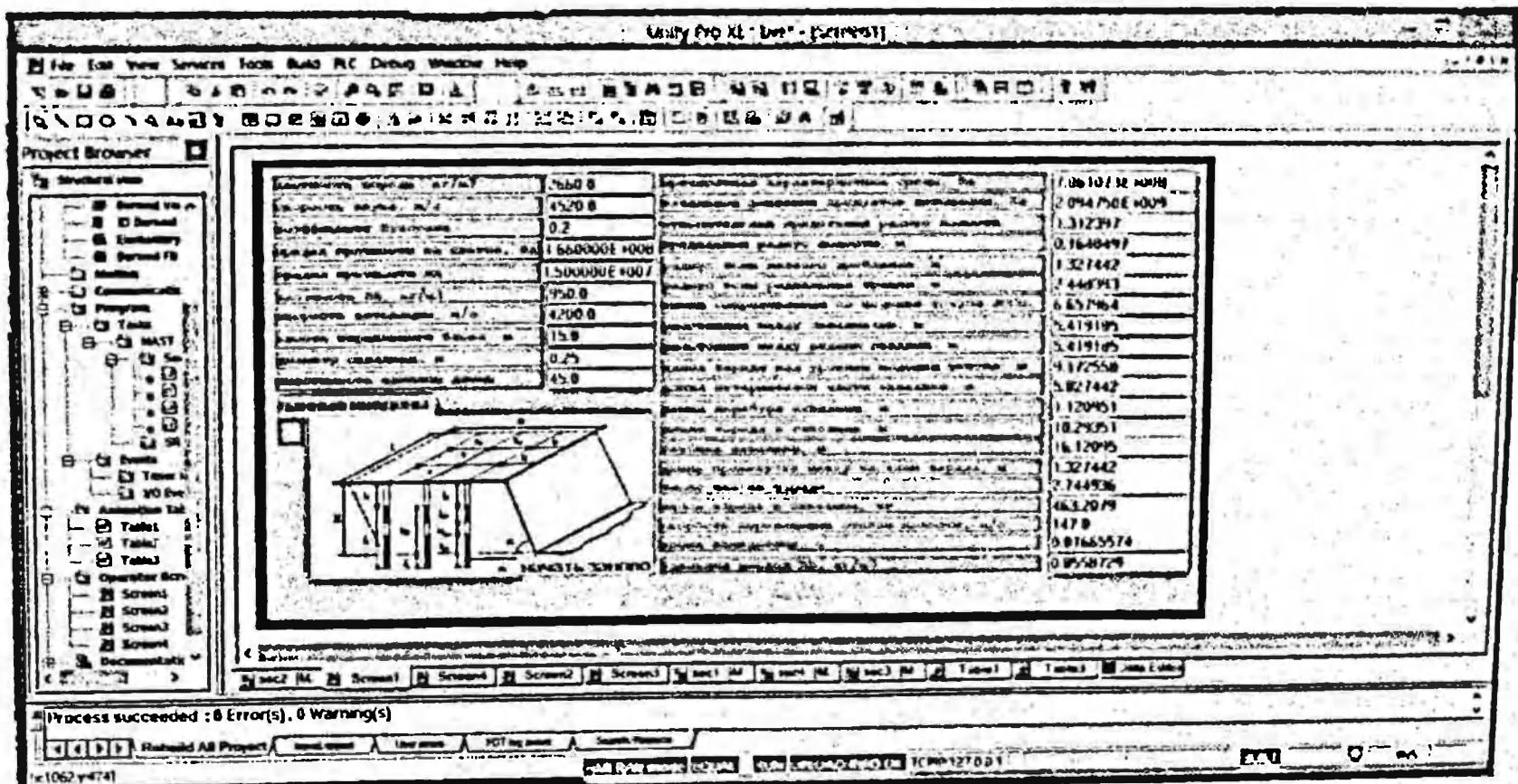


Породы – известняк глинистый (С), массив – среднеблочный (2)

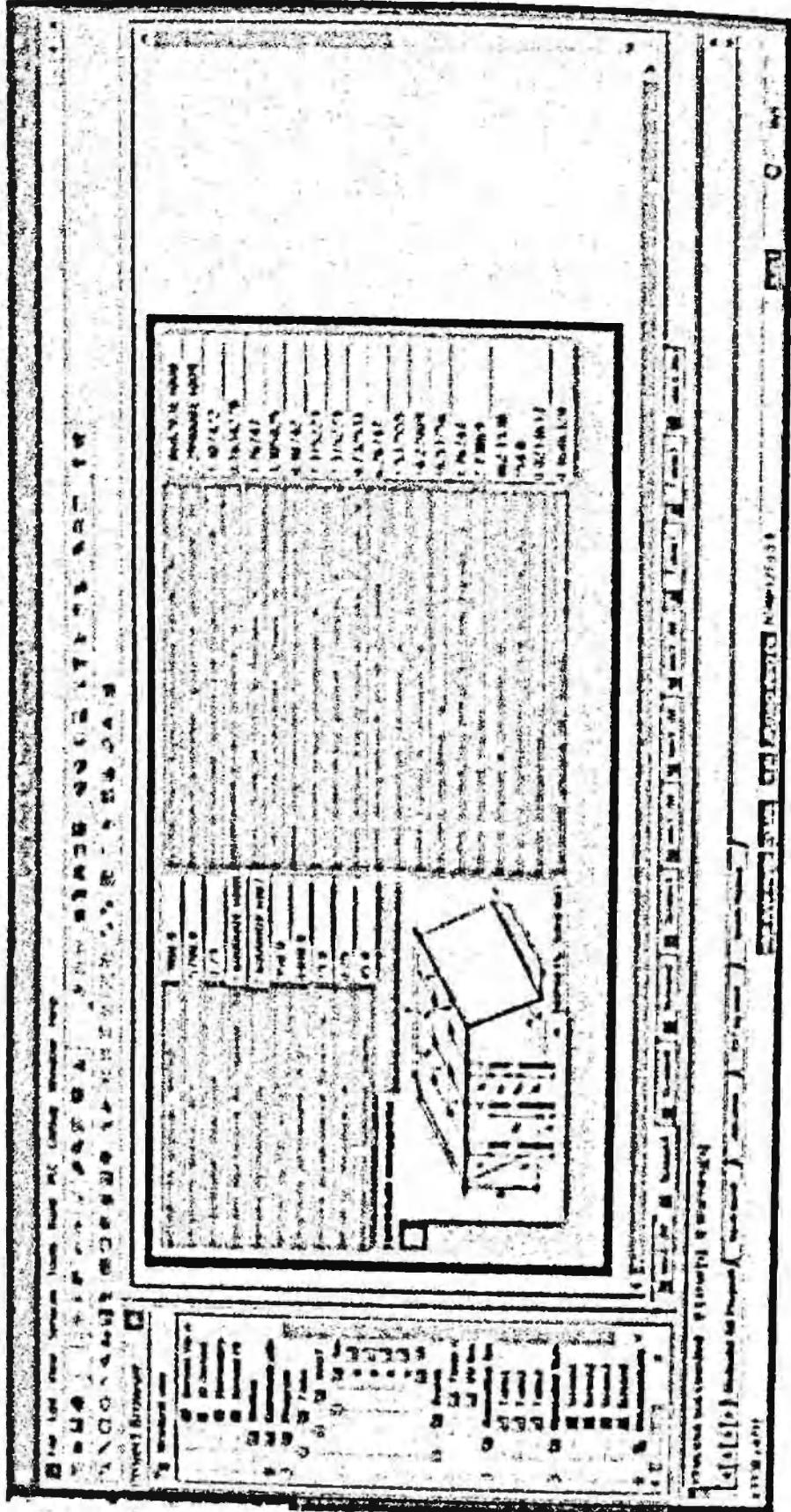


Породы – мартит перистый (C), массив – мелкоблочный (1)

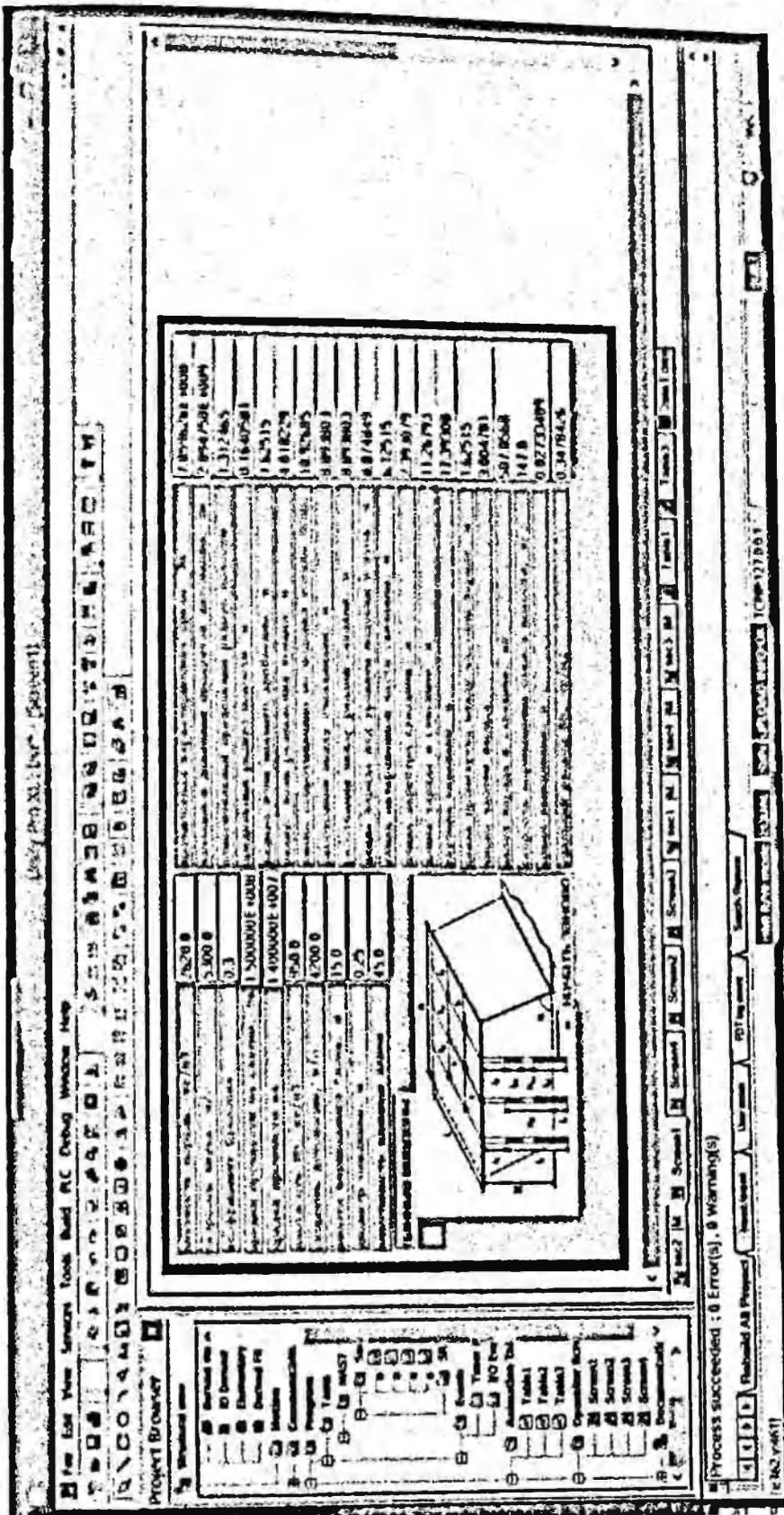
307



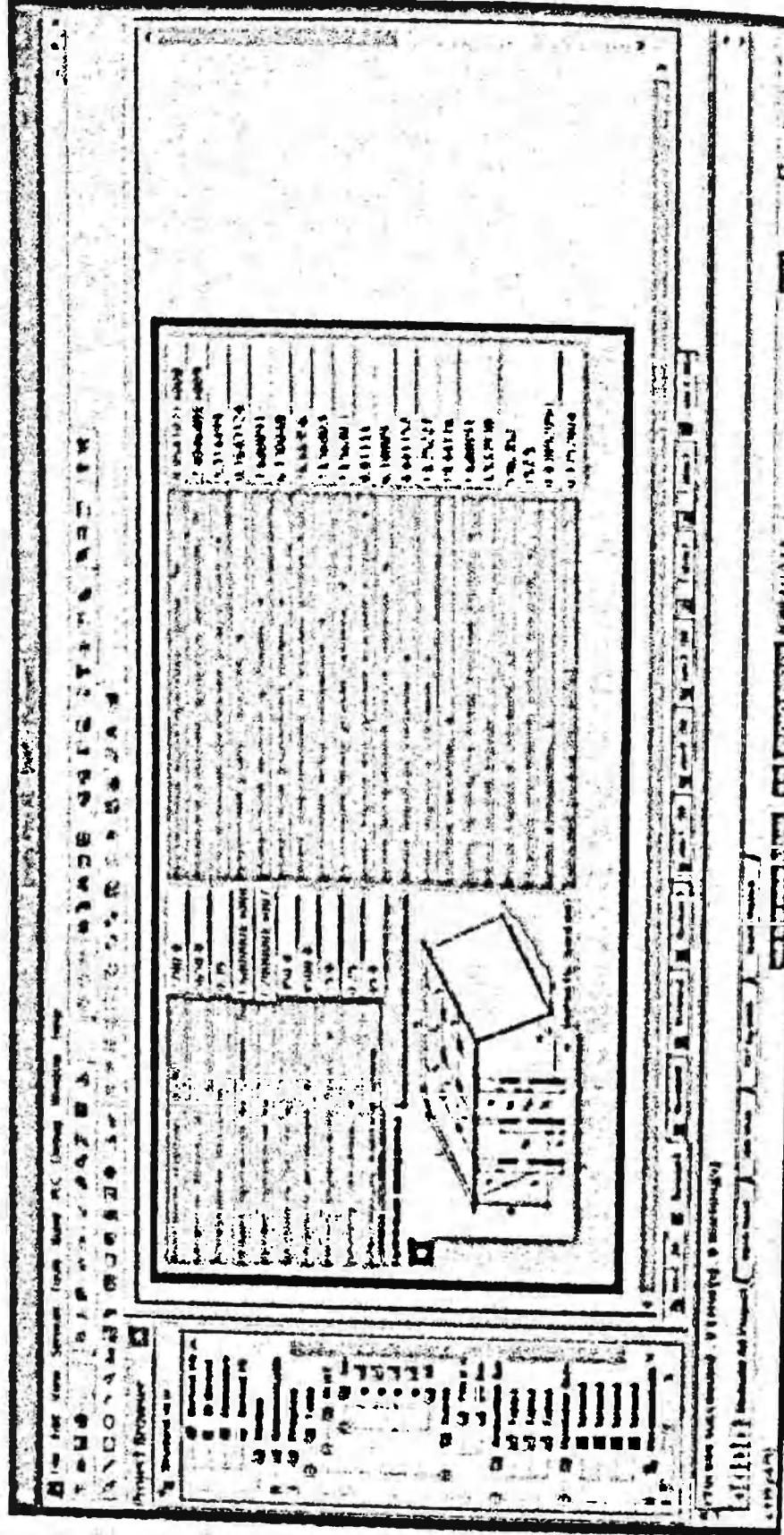
Породы – песчаник кварцевый (C), массив – крупноблочный (3)



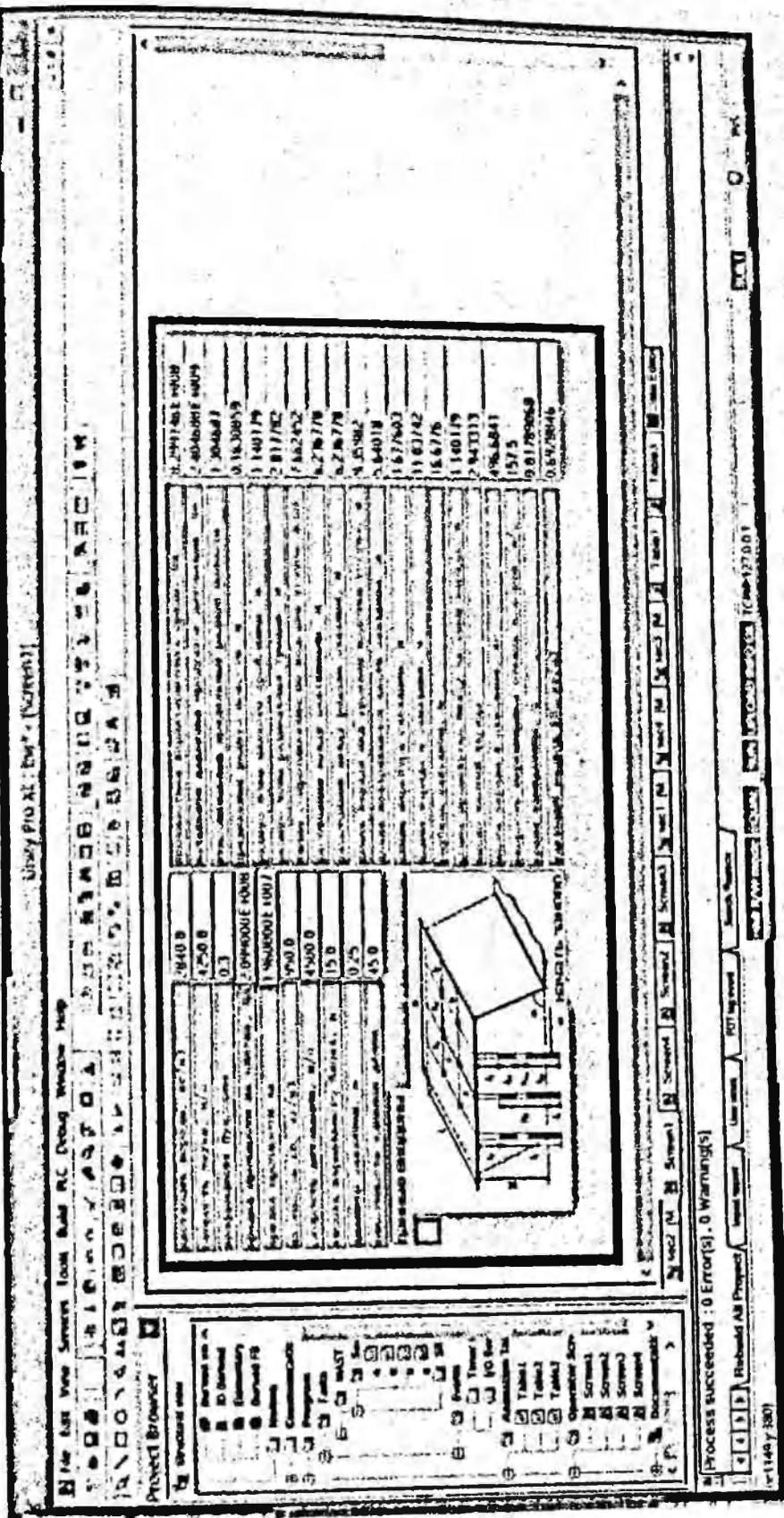
Нордм – портфолио зданий (С), массив – восьмь крупнейших (4)



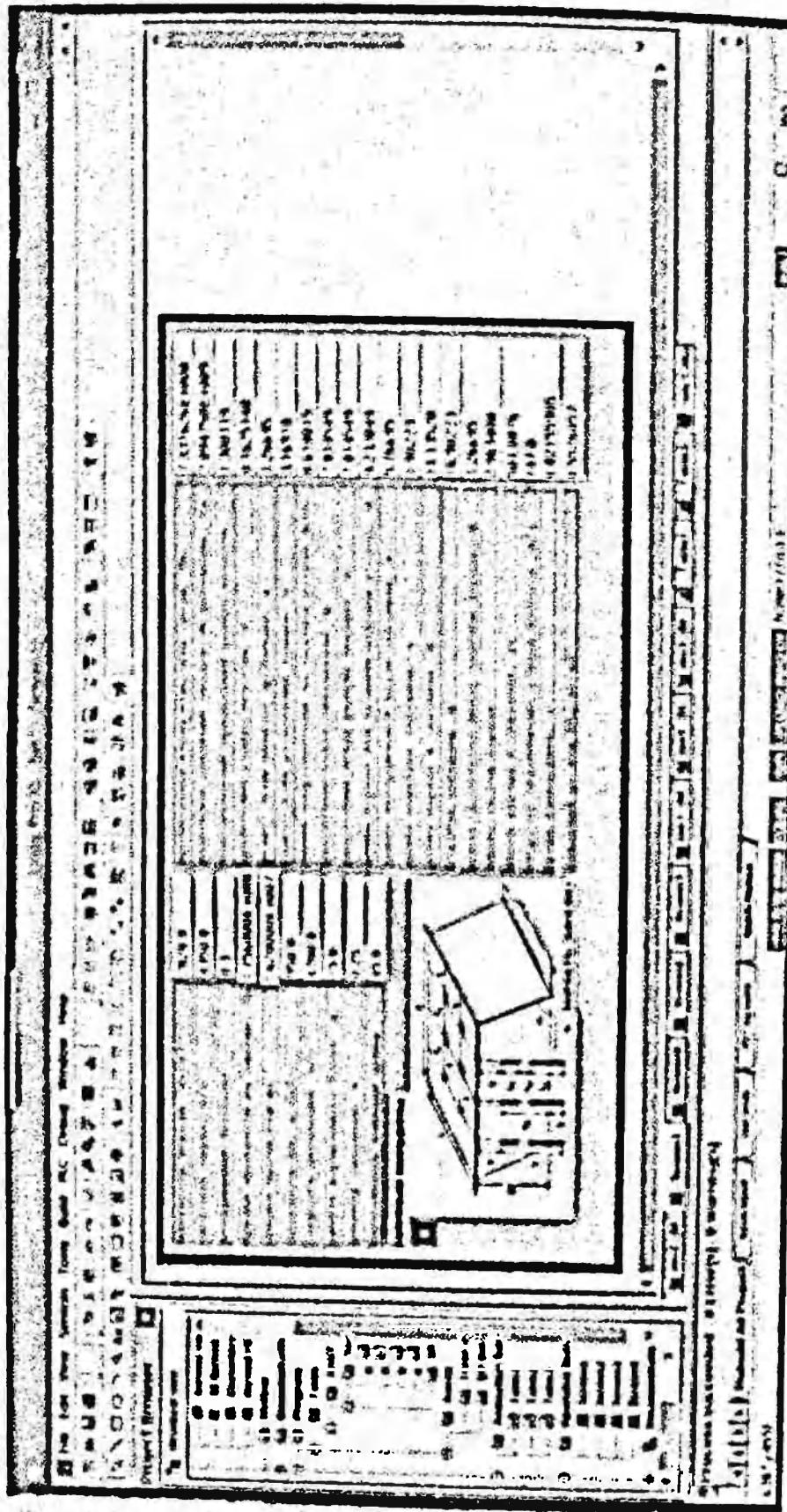
Породы – спектр порфировый (С), массив – восьмь крупнейших (4)



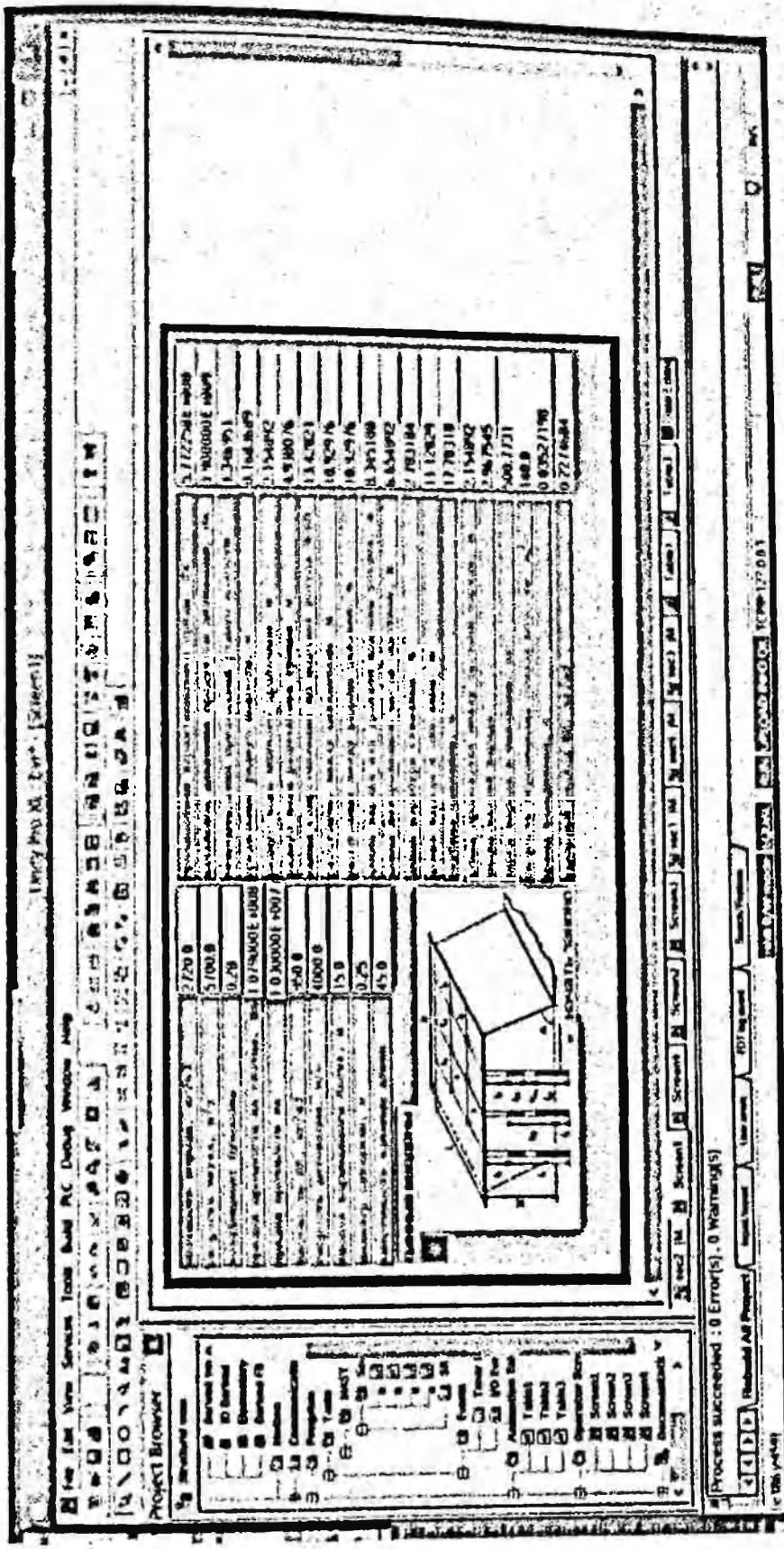
Порядок – сканированный известняк (А), массив – массив чистого крупноблочного (5)



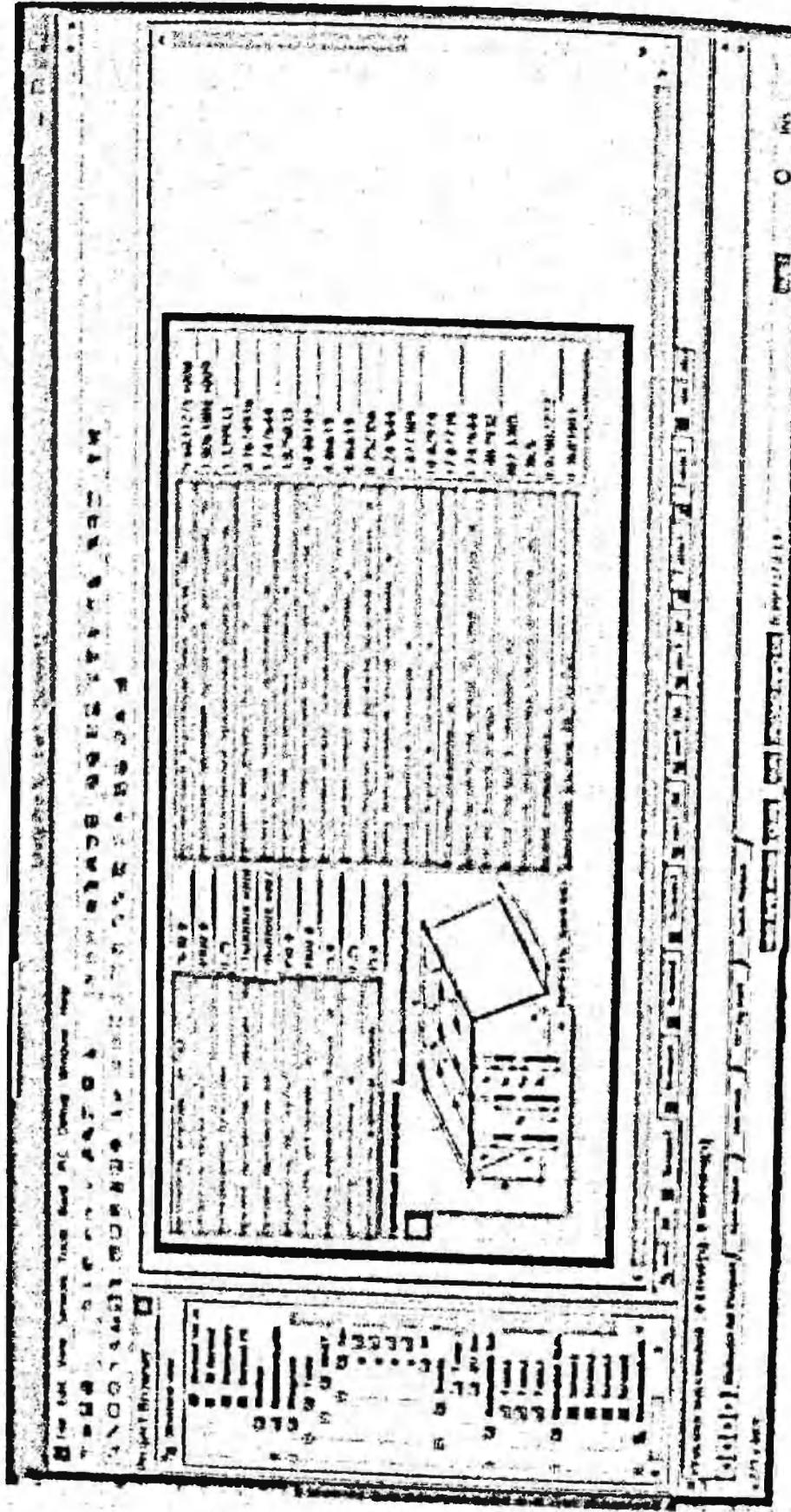
Породы – сканированный известняк (А), массив – массив чистого крупноблочного (5)



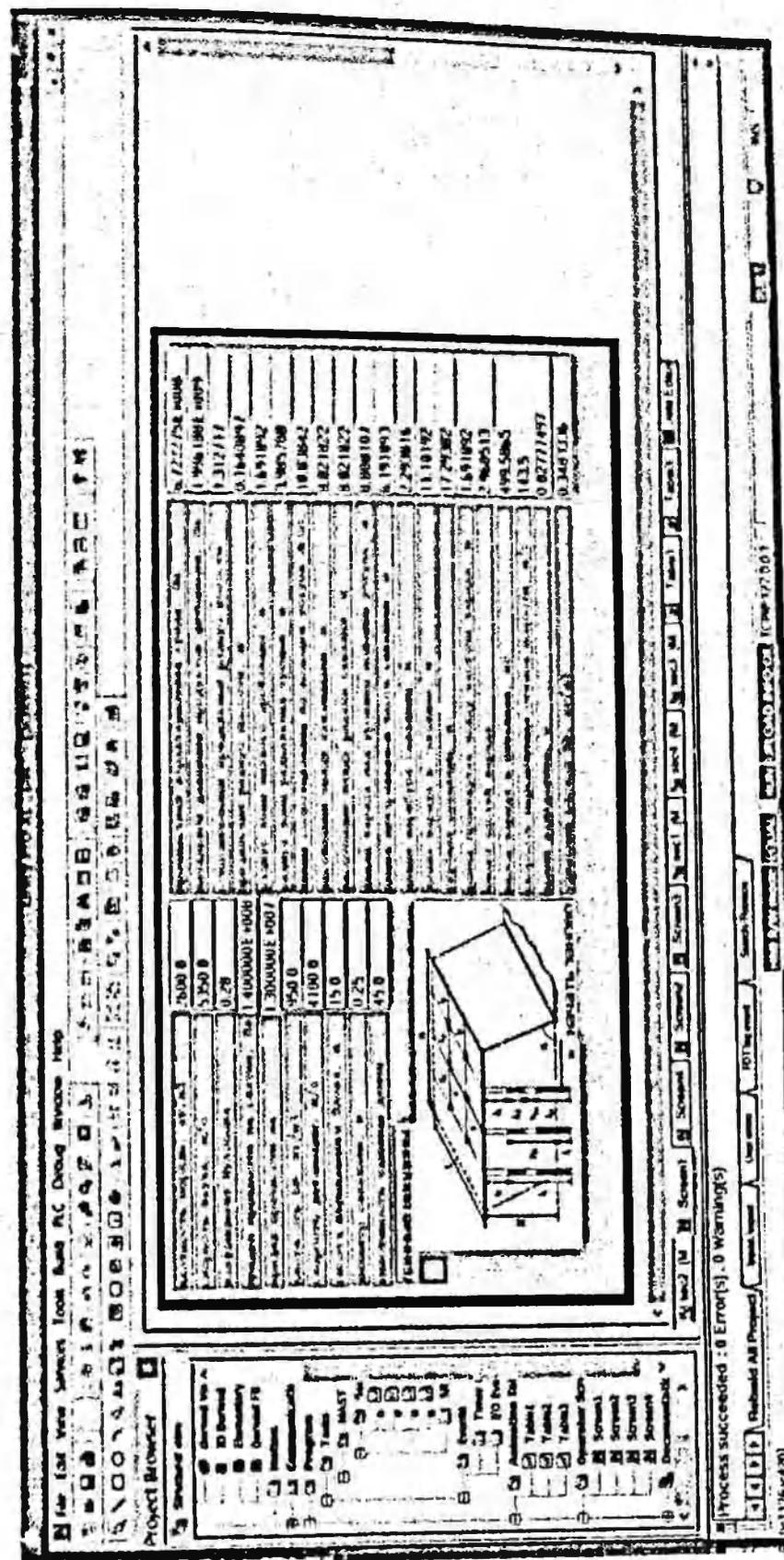
Породы - крупнокристаллический массив (A), массив - среднебольшой (B)



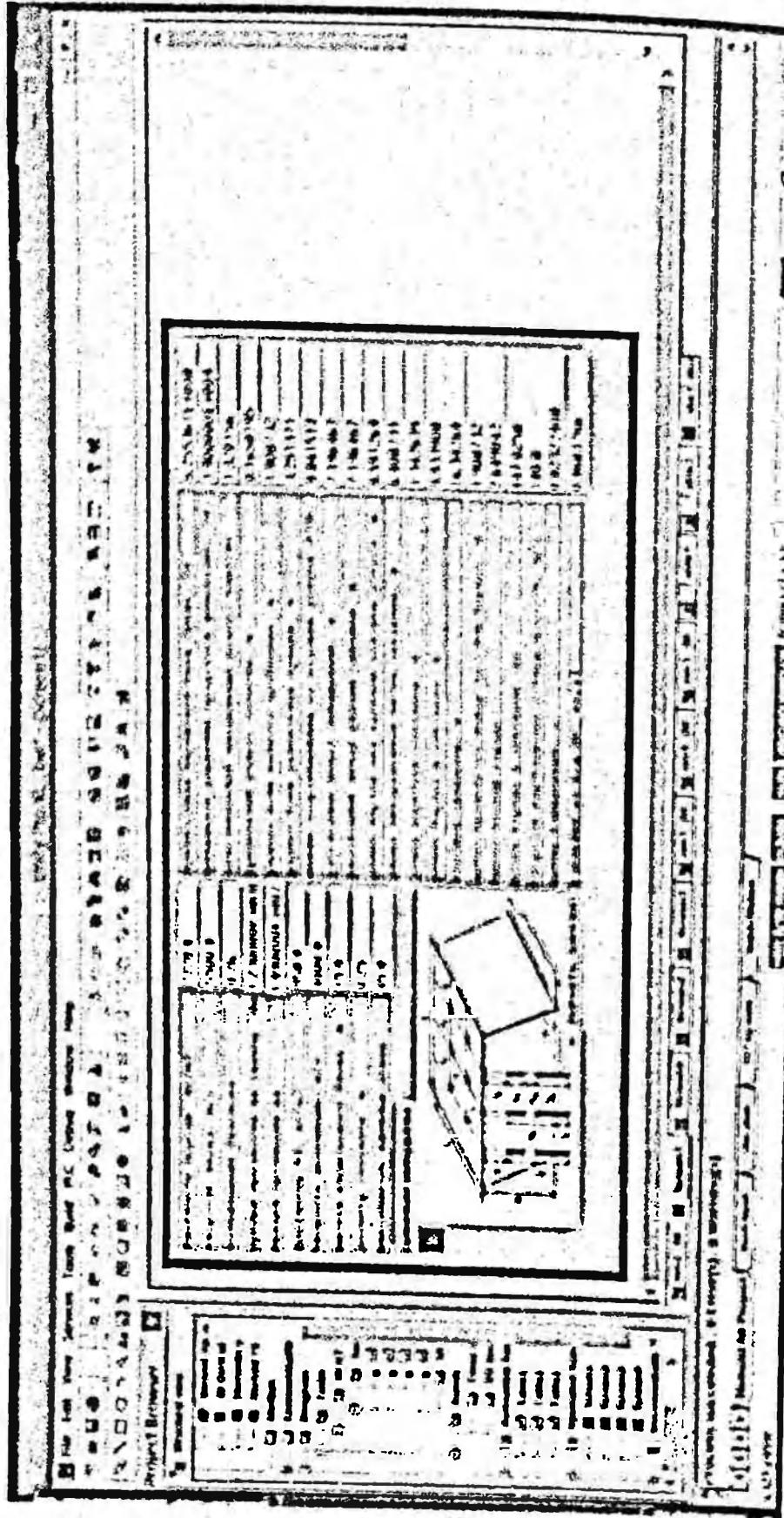
Породы - диорит-порфирит (A), массив - среднебольшой (B)



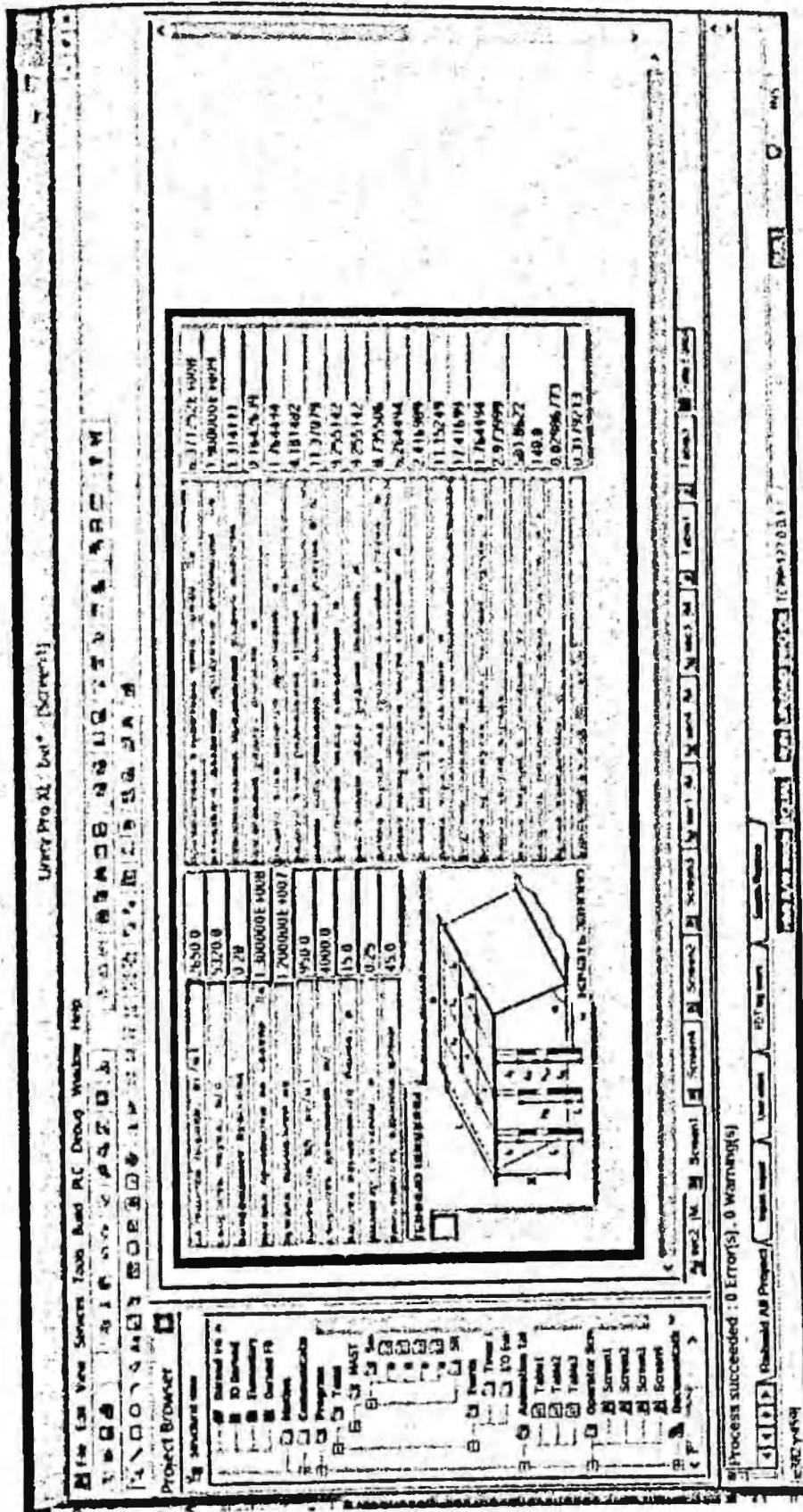
Report - Child Abuse Committee (A), March - October 1995 (1)



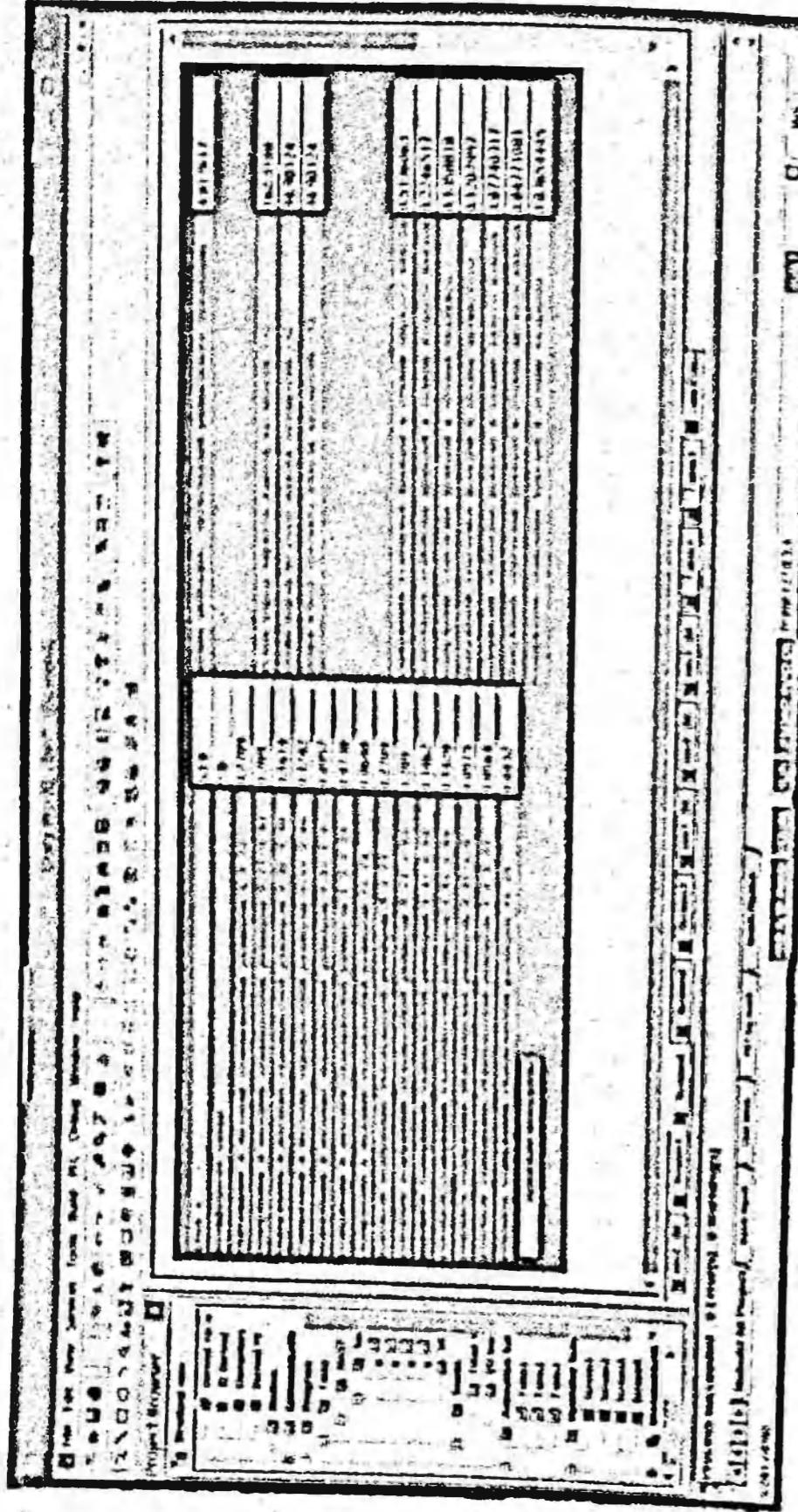
Порошок – мелкодисперсные (Ж), массив – среднебольочные (2)



Породы – структурно-рентгеновский портландит (Ж), матрица – аргиллитовая (Г)

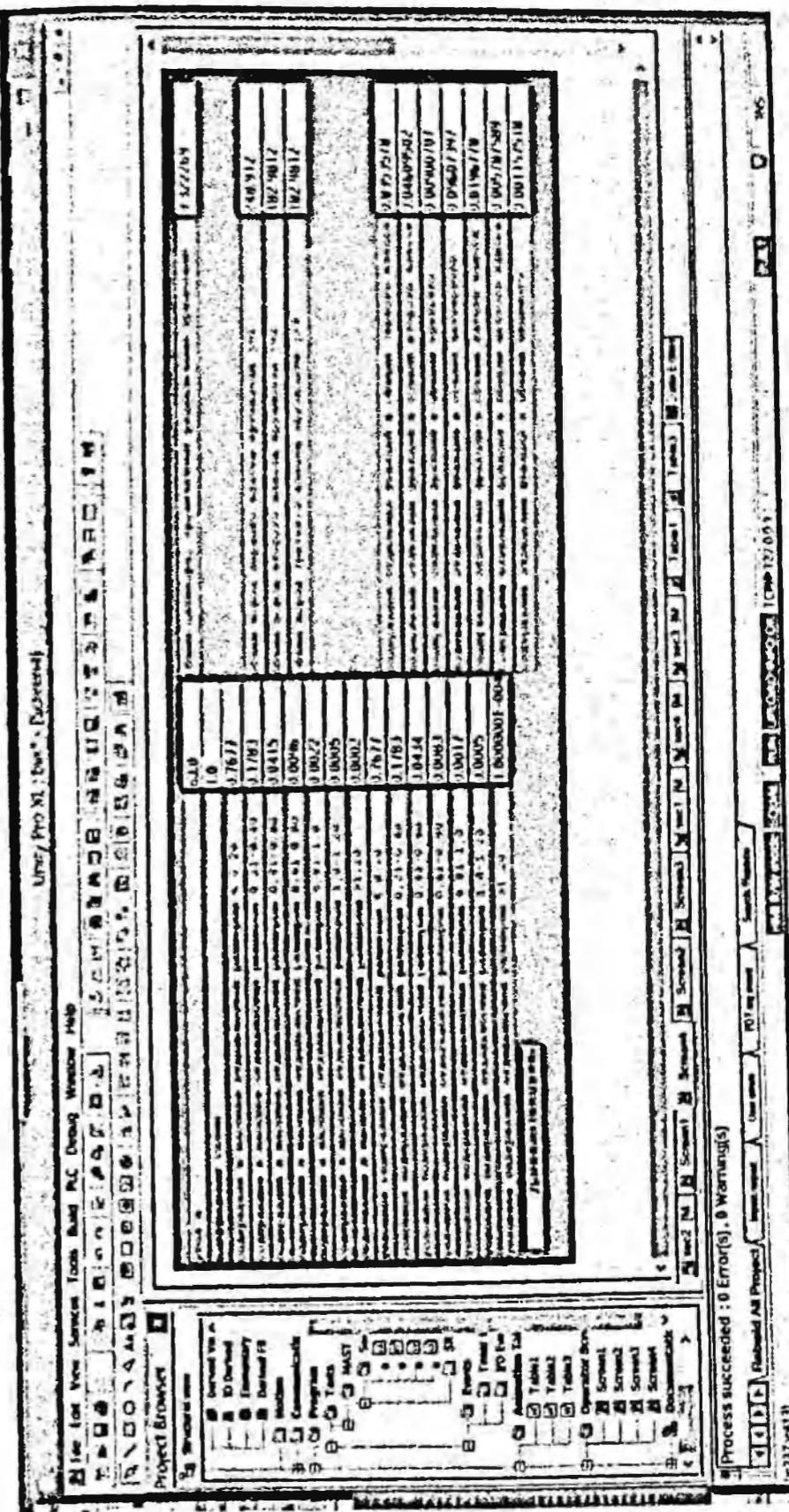


Породы – дуниты (Ж), массия – весьма крупноблочный (Г)



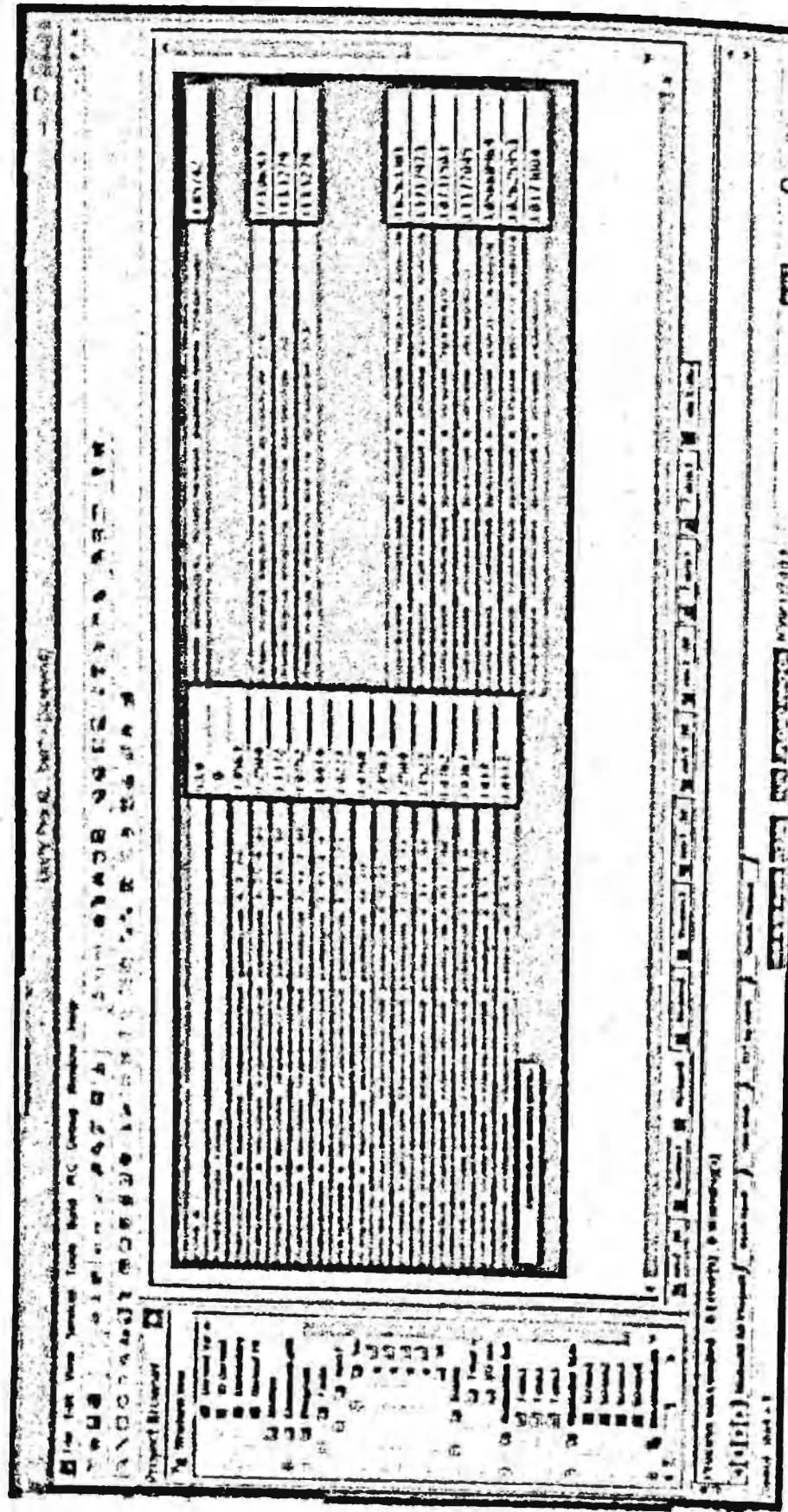
320

Породы – диоксид-порфирит (C), массив – в группобомбовой (3)

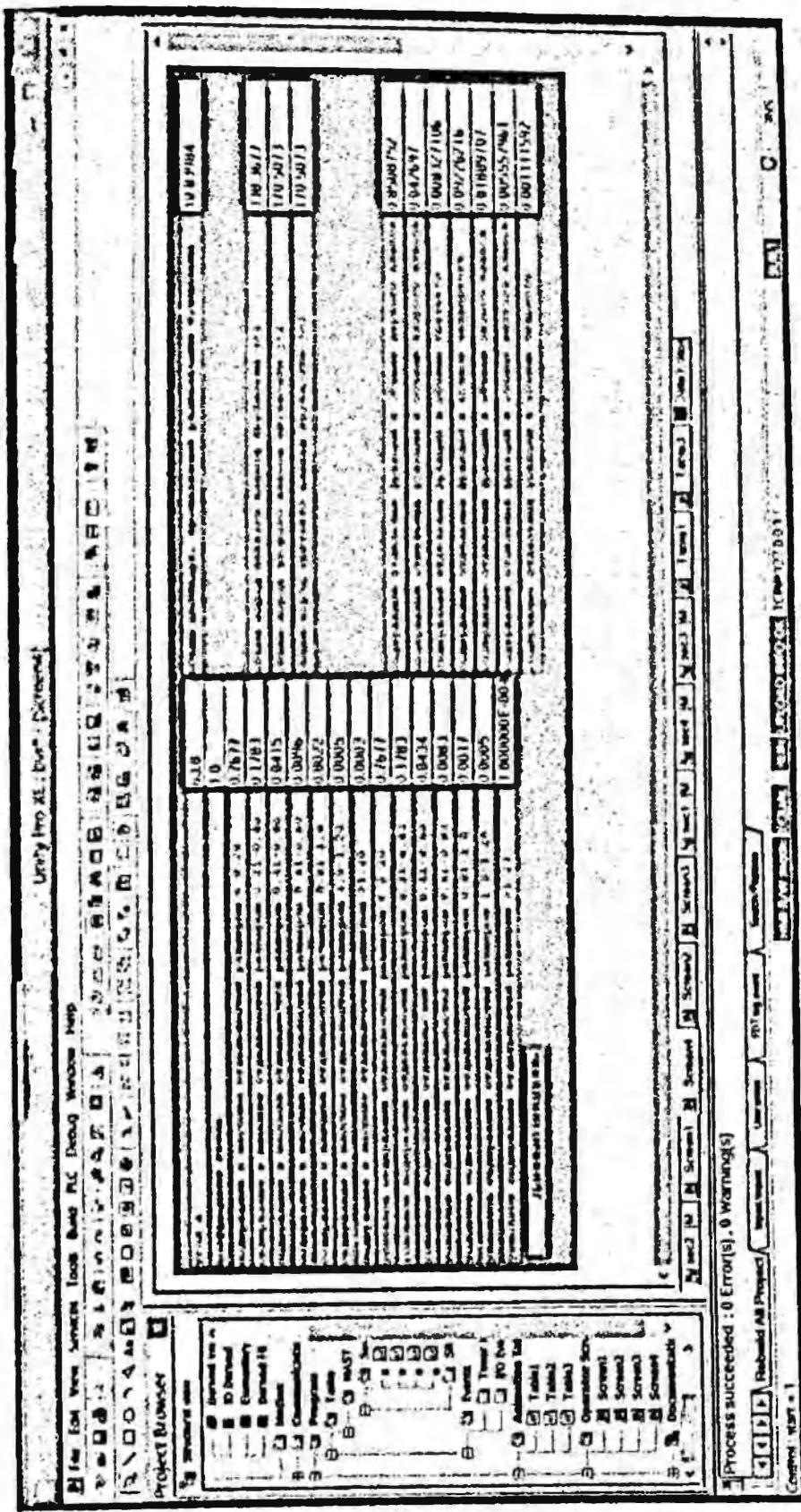


321

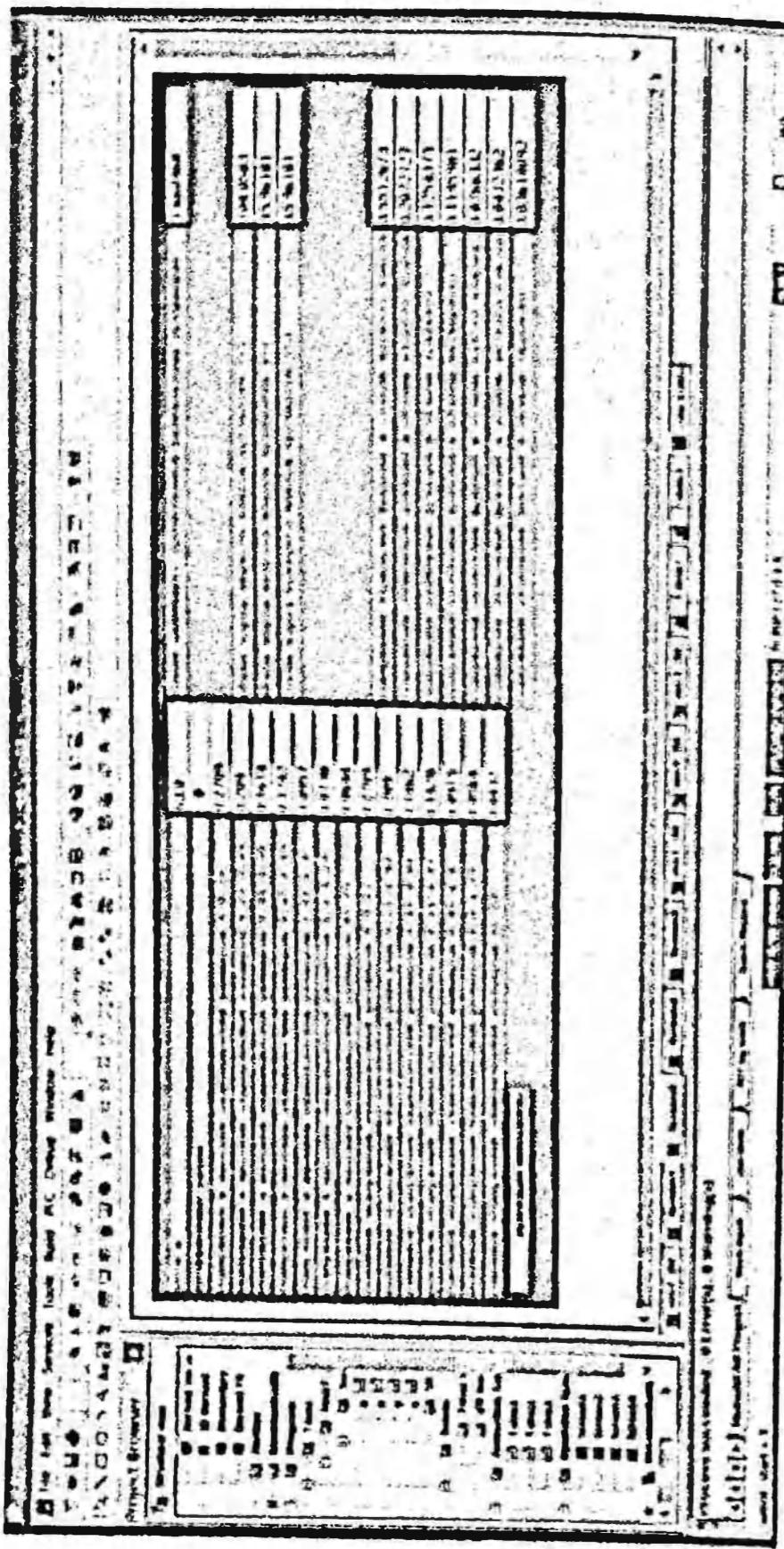
Породы – известняк мраморизованный (C), массив – мелкоблочный (1)

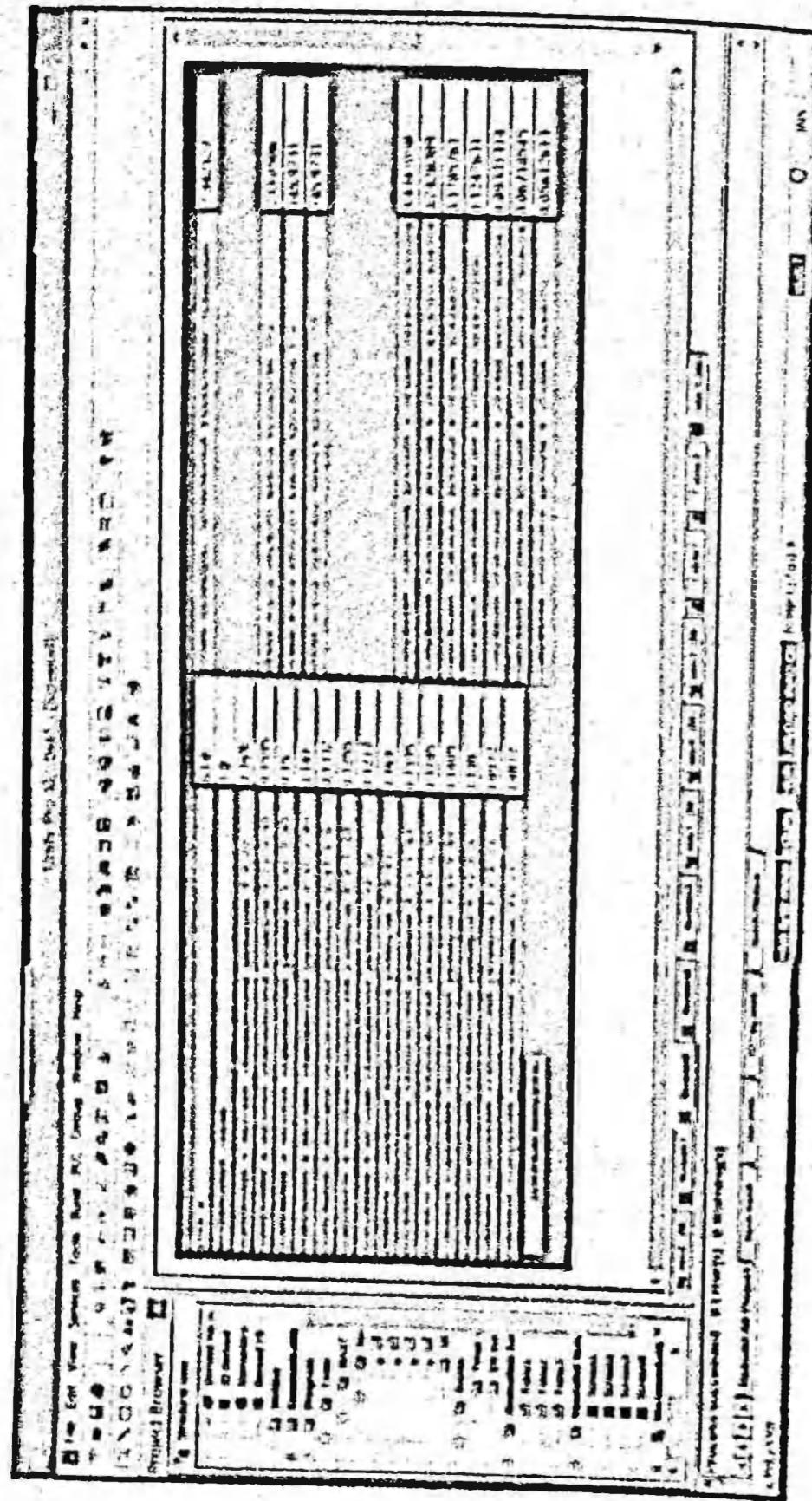


Ногти – бледные синючие (Г). Ноги – синие (2).

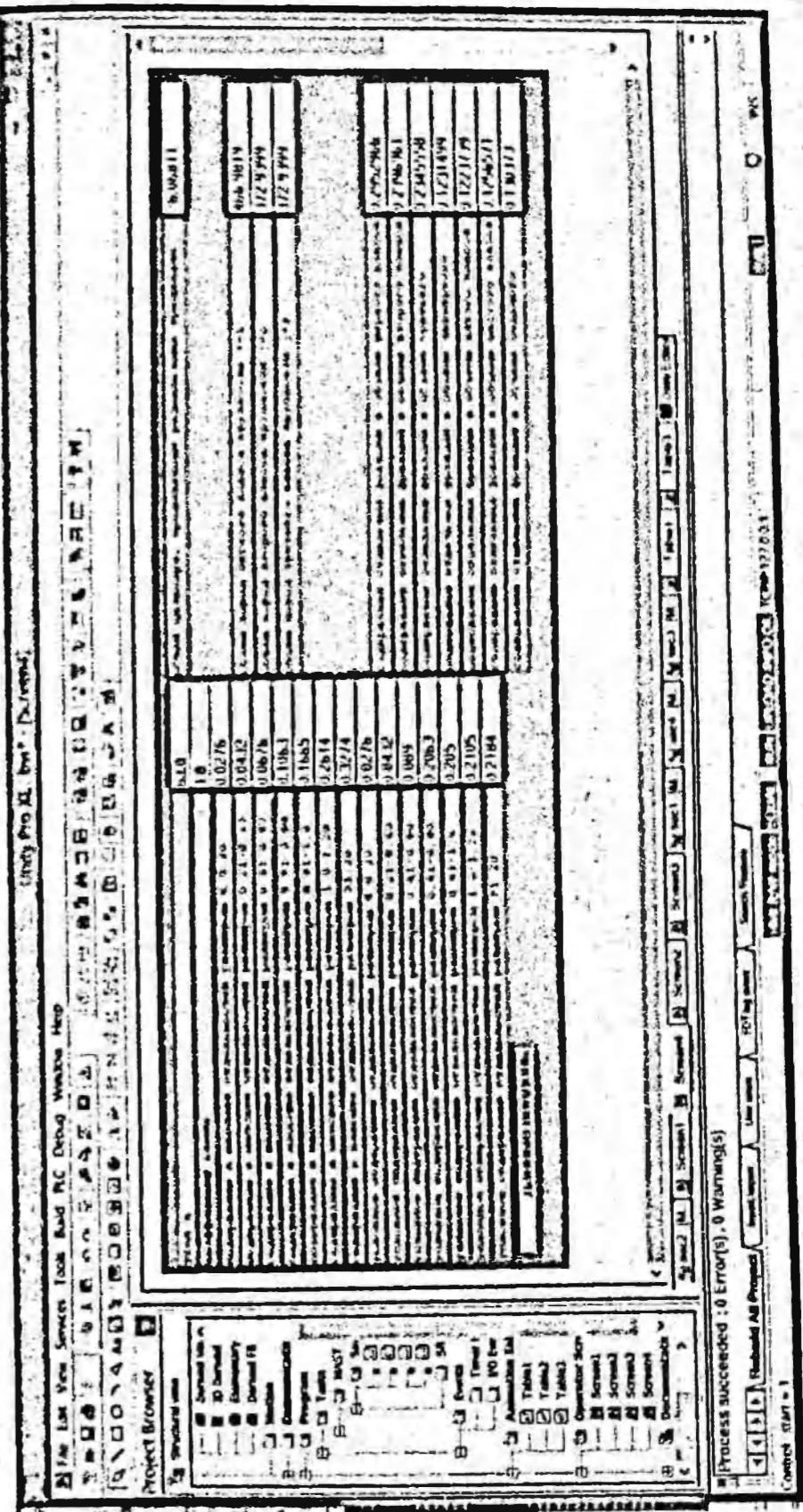


Породы — мартит пористый (C), массив — мелкоблочный (1)

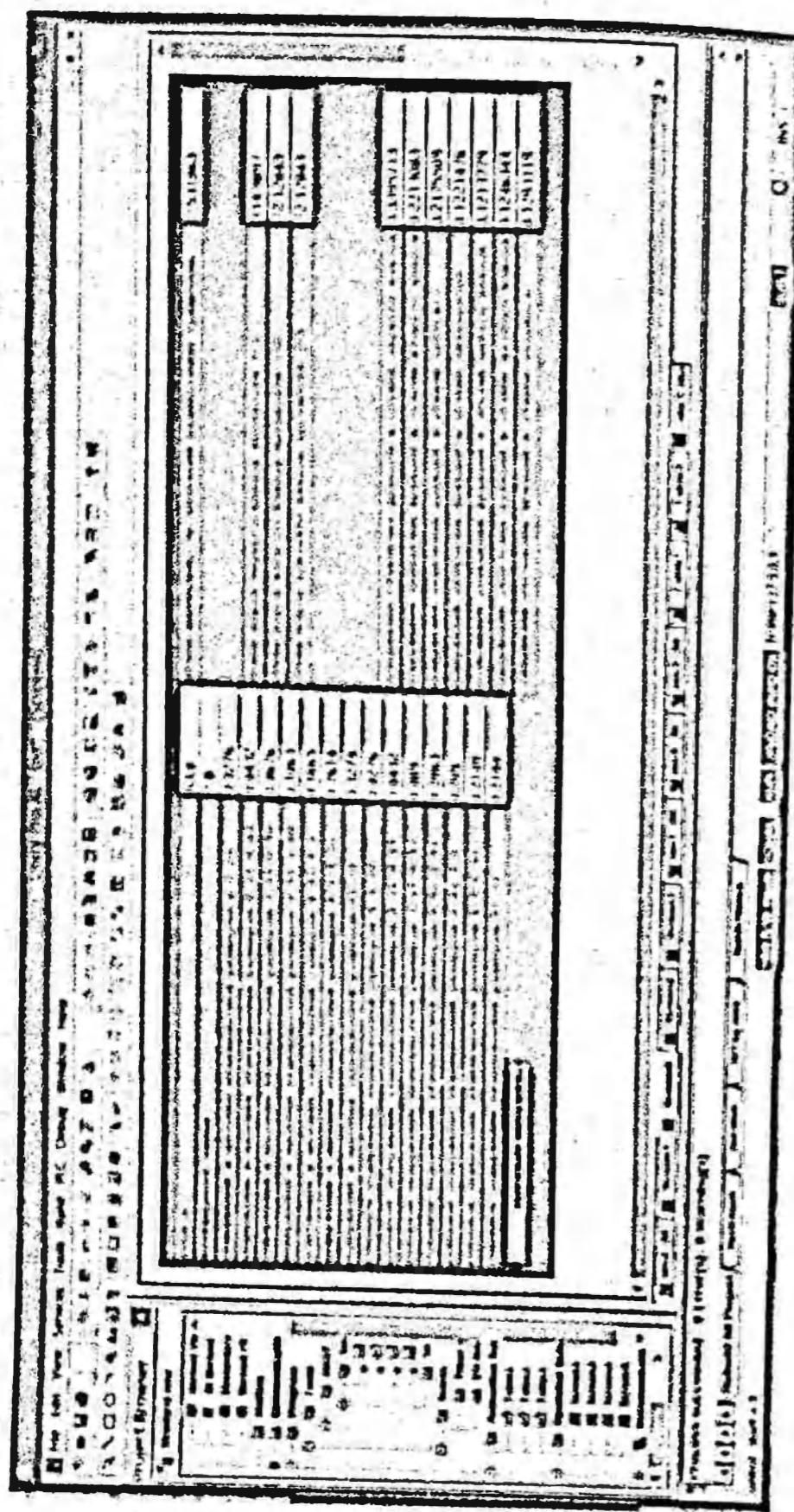




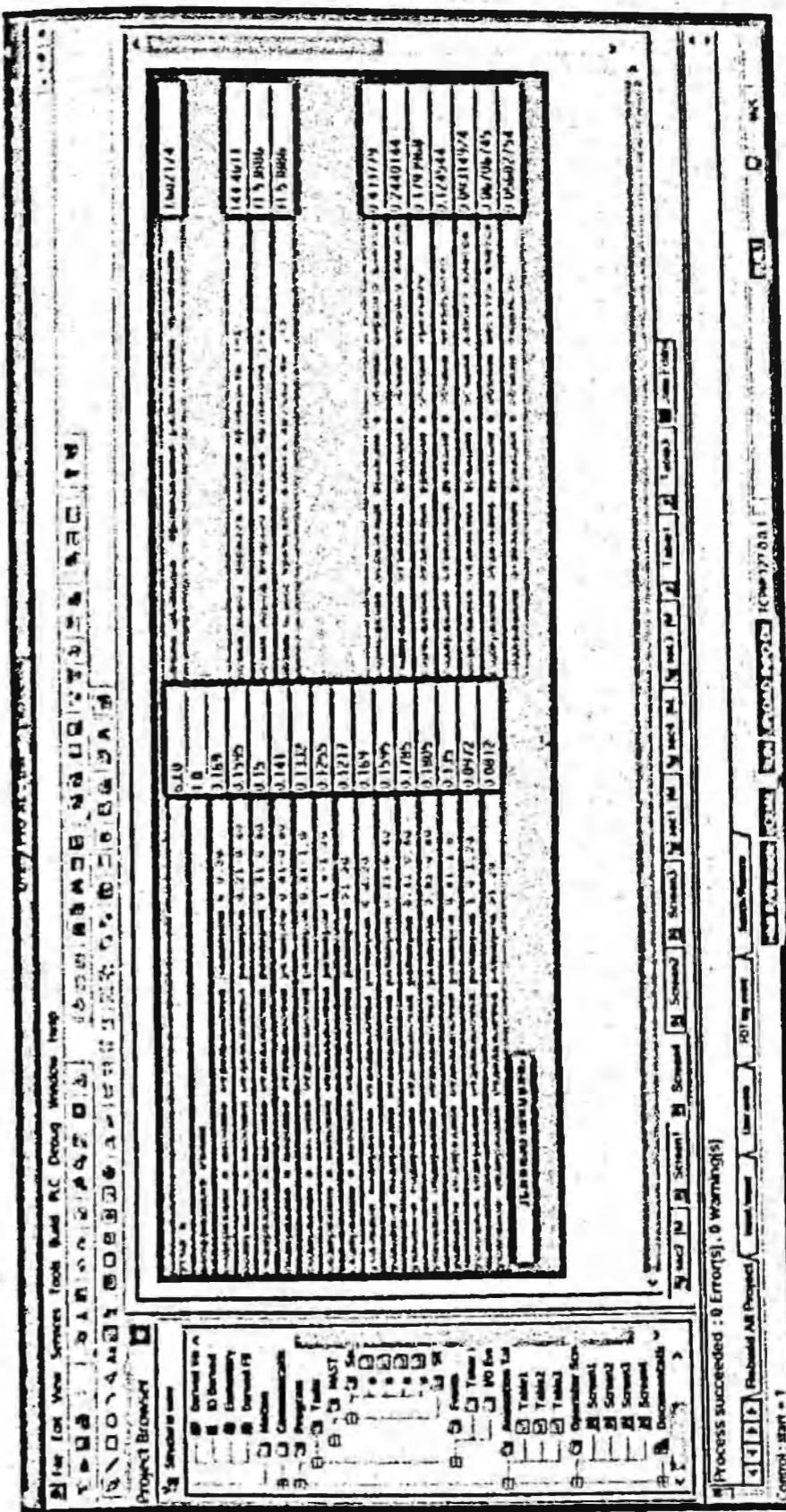
Порядок - Старт портфолией (C), массив - основная крупноблочная (4)



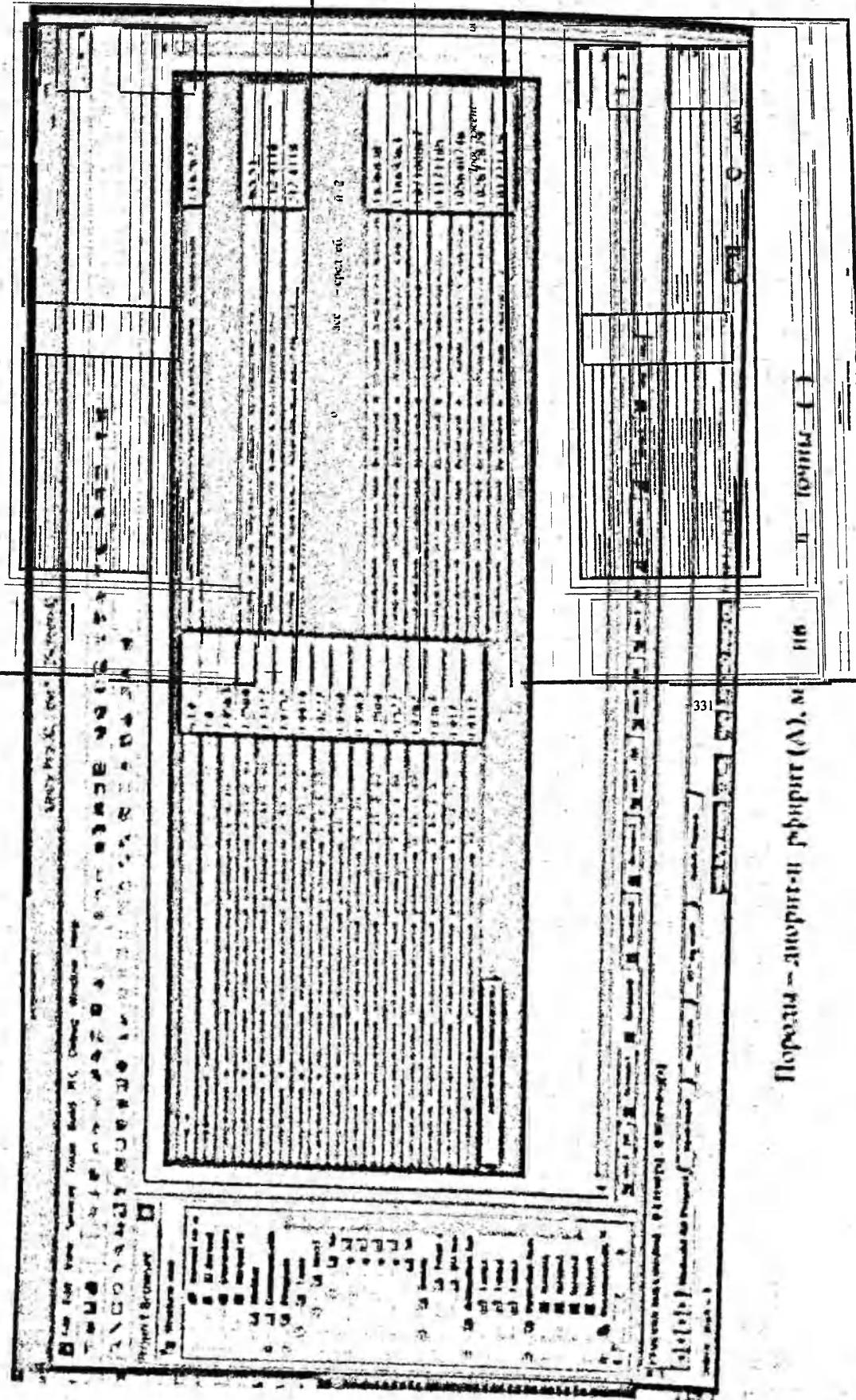
Породы – скрипты тироксен-эпидотовый (C), массив – исключительно крупноблочныи (5)



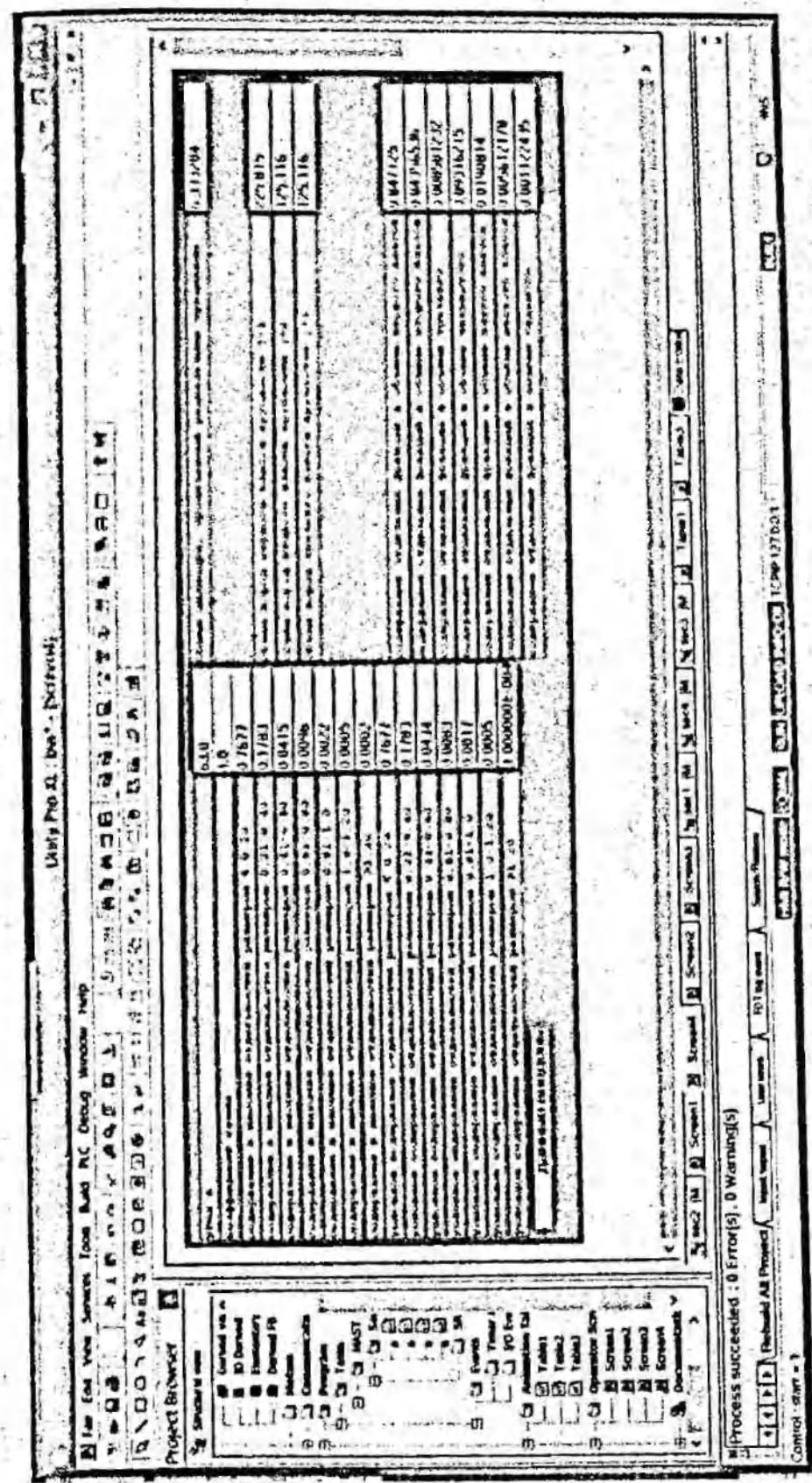
Породы – сканированный массив (A), массив – исходитель по крупноблокам (5)



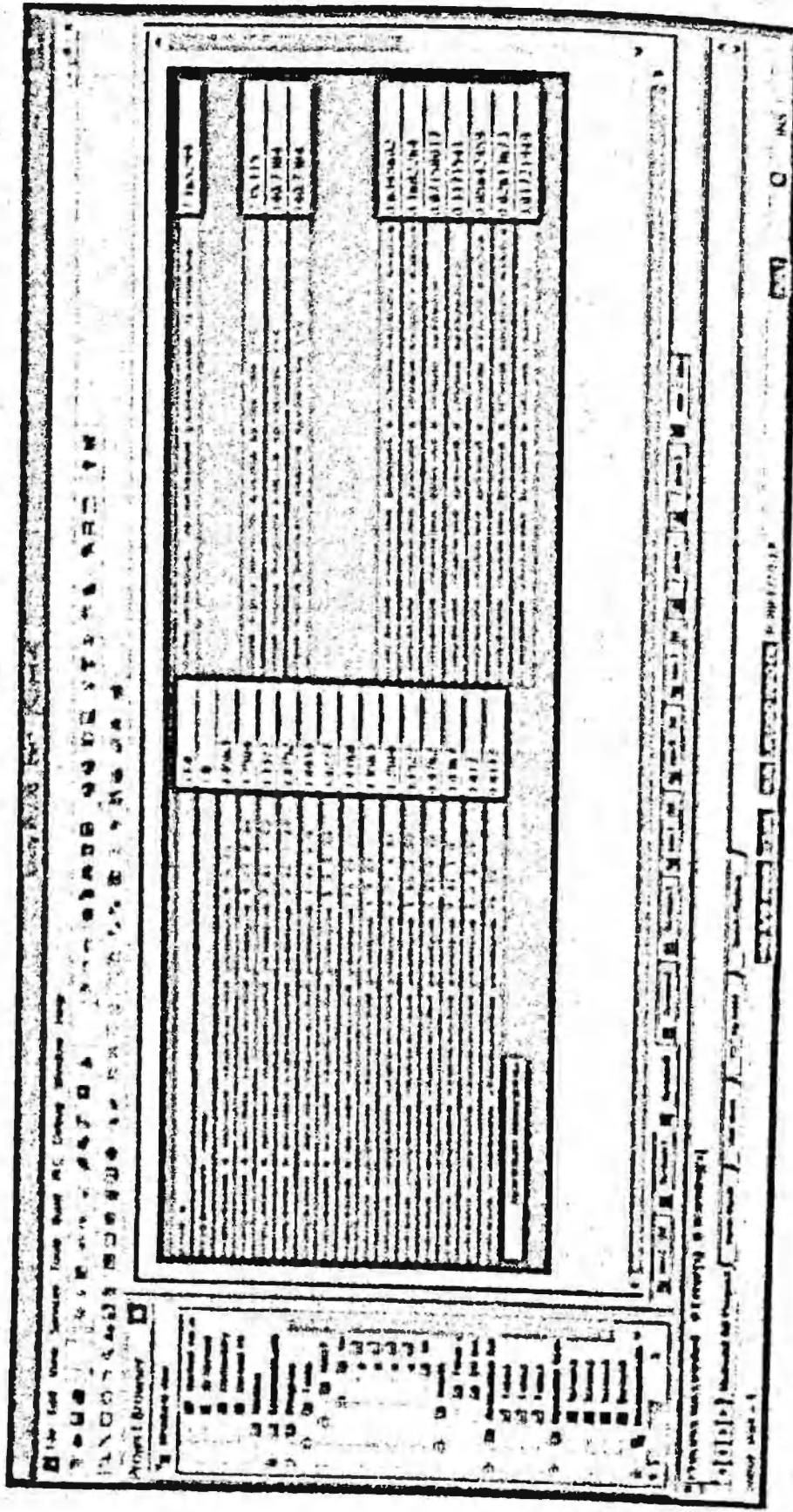
Породы – крупнозернистый известняк (A), массив – весь из крупноблочныи (4)



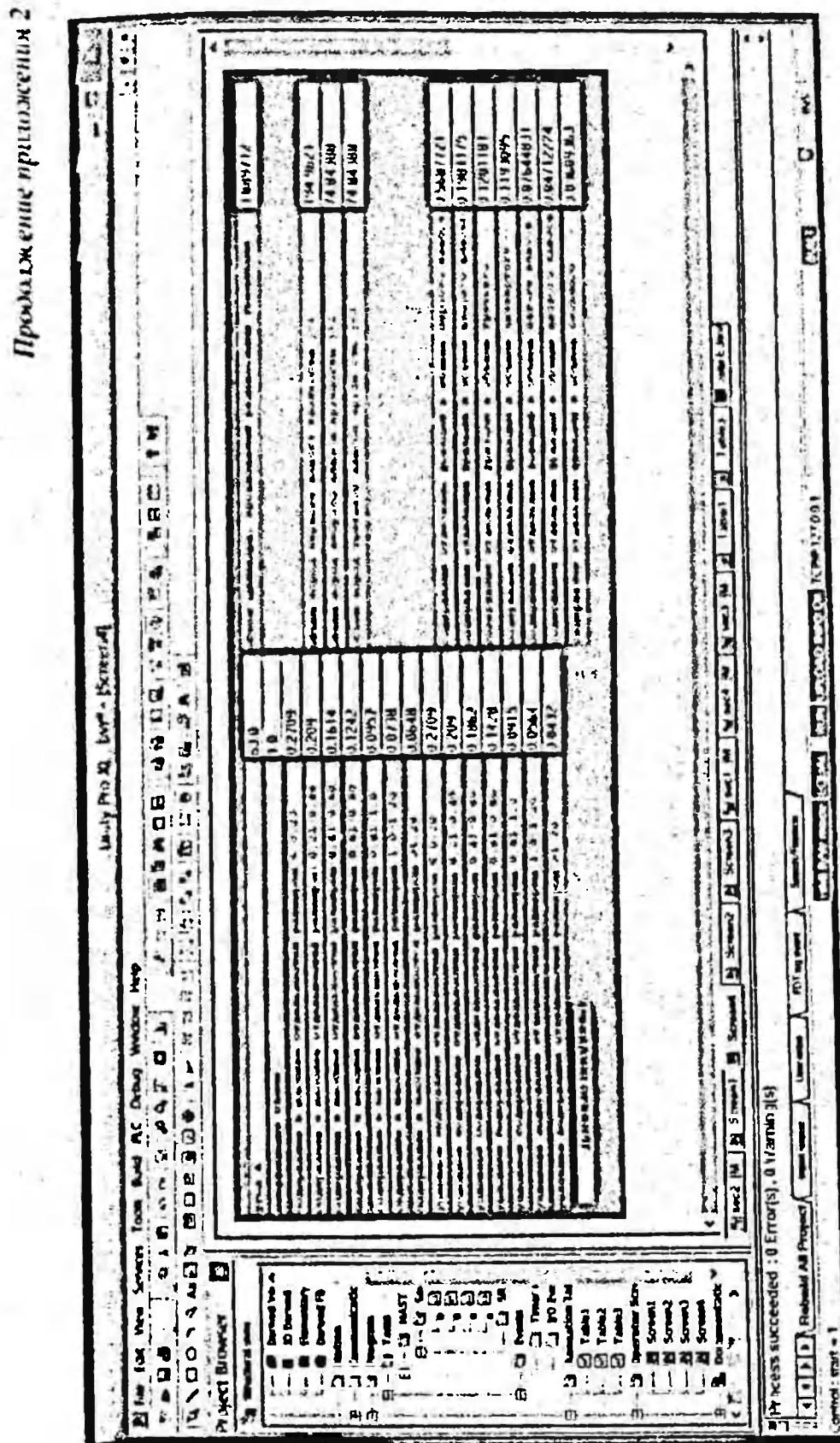
三
中華書局影印



卷之三

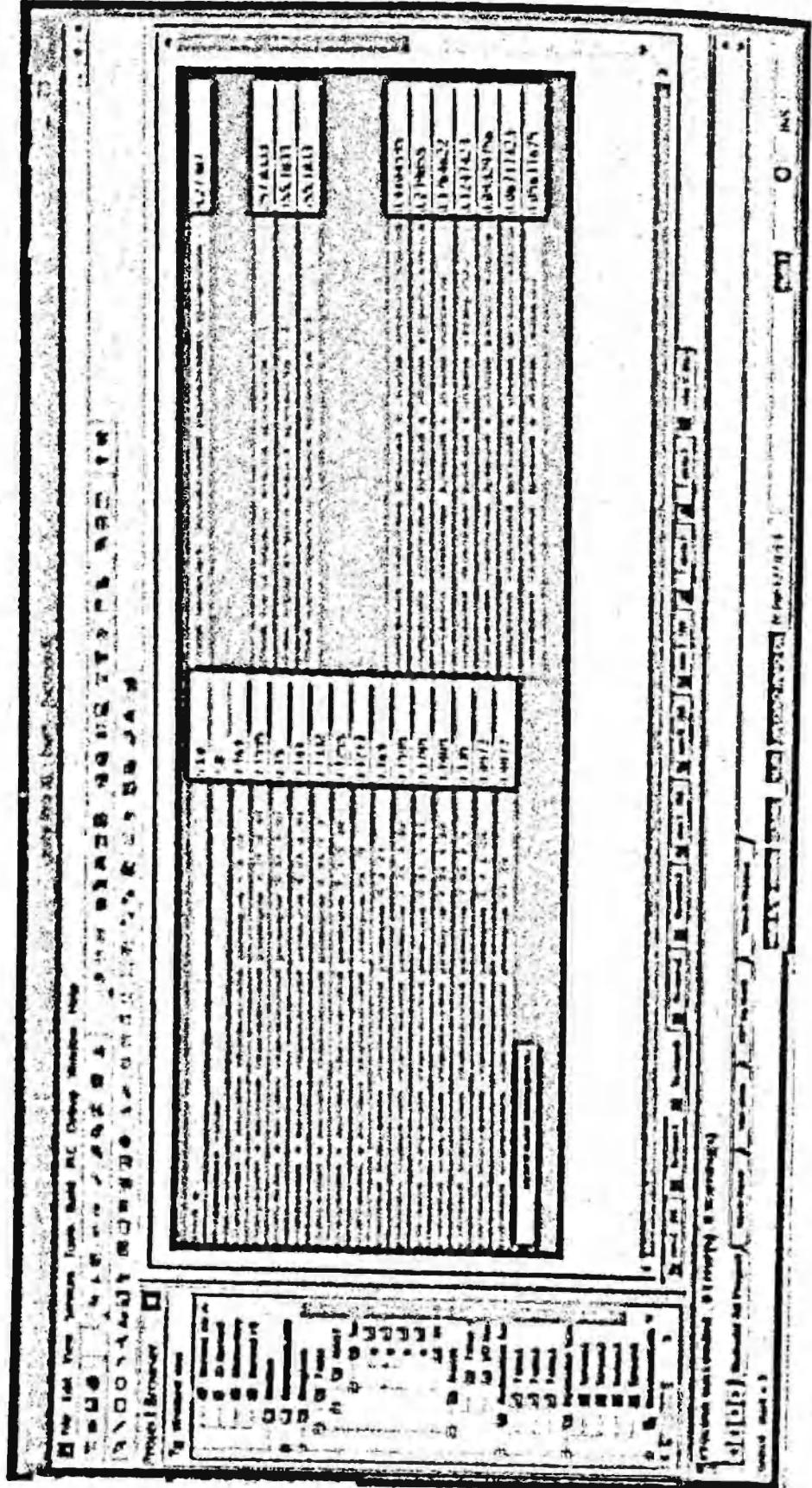


Поролы – авторома (Ж), массив – средство (умный) (2)



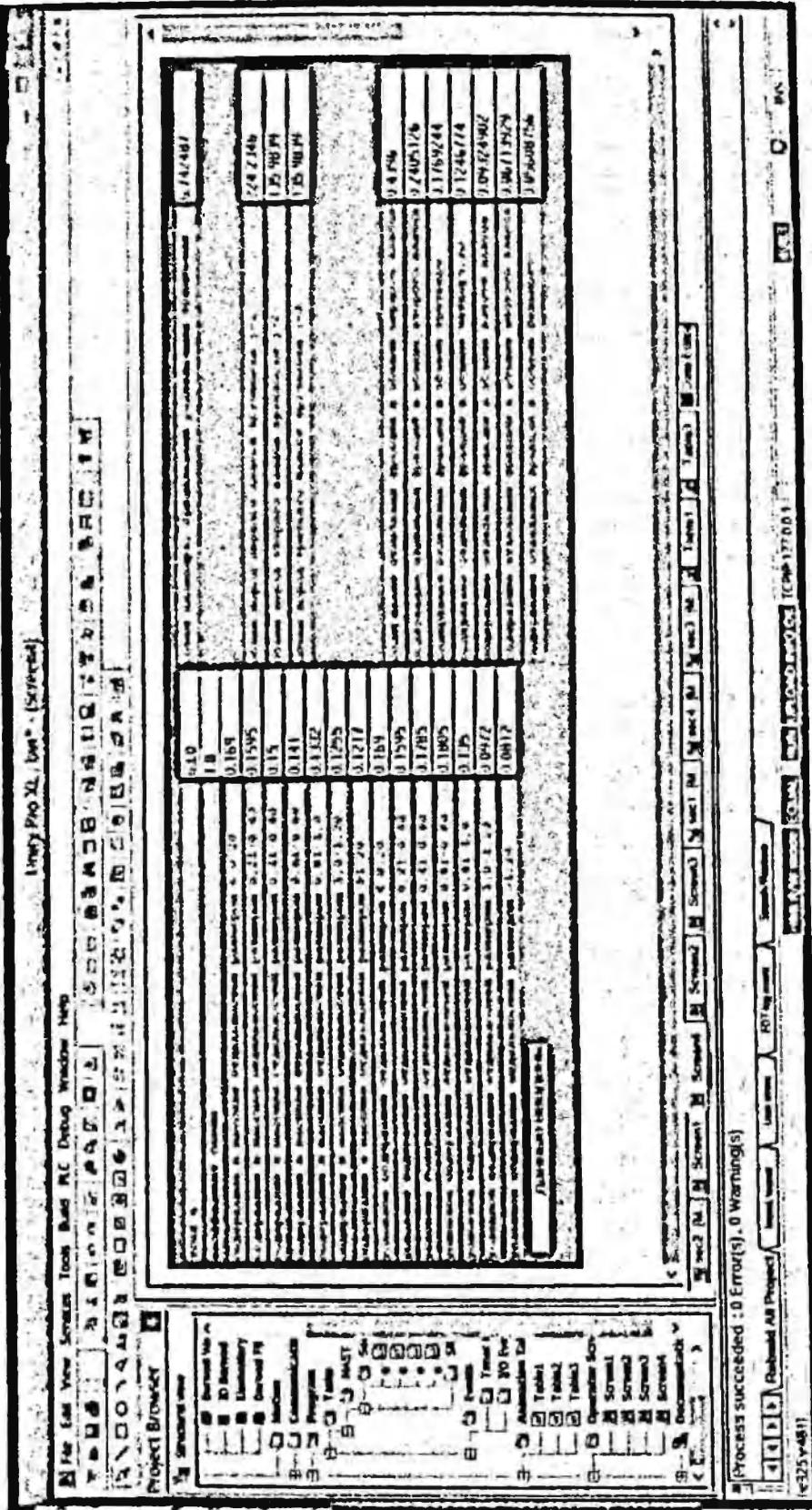
Продолжение приложения 2

Поролы – спиралевитализированный перчатотиг (Ж), массив – крупноблочныи (3)



Порядок – дуплекс (ДК), массив – весы из крупноблочного (4)

Ограничение приложения 2



Порядок – кварцевые диоды (Ж), массив – весы из крупноблочного (4)

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	3	
1. ОБЪЕКТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И ИХ ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ.....	7	
1.1. Геологические характеристики типичных месторождений Казахстана.....	7	
1.2. Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков.....	20	
1.3 Трепановатость массивов горных пород.....	26	
1.4. Гранулометрический состав естественных отдельностей в массиве горных пород.....	37	
1.5. Физико-механические свойства горных пород рассмотренных месторождений.....	48	
1.6. Характеристики взрываемости массивов горных пород.....	50	
2. ТЕОРИЯ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ПОРОД ВЗРЫВОМ.....	59	
2.1. Разрушение твердых тел при простых нагрузках. Теория прочности.....	59	
2.2. Физическая модель разрушения массива горных пород взрывом.....	65	
2.3. Преломленный радиус полости при взрыве электростатического заряда ВВ.....	71	
2.4. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения.....	76	
2.5. Лабораторные исследования развития взрывной полости в образцах горных пород.....	84	
2.6. Кинематические характеристики передвижения стеков в взрывной полости.....	90	
2.7. Скорость движения центра масс отбивающей части массива.....	96	
2.8. Критическая скорость разрушения массива горных пород.....	104	
2.9. Затраты энергии в тряме на разрушение массива пород.....	111	
3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЗОРВАННОГО БЛОКА ГОРНЫХ ПОРОД.....	121	
3.1. Размеры зон разрушения в массиве горных пород.....	121	
3.2. Размещение различных частей уступа в развале пород.....	130	
3.3. Геометрические характеристики элементов взорванного блока.....	138	
3.4. Аналитическое определение ширины развода пород.....	145	
3.5. Модели развода пород при различных технологиях взрывных работ.....	149	
3.6. Показатели сложности строения и отработки разнородных забоев.....	159	
4. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ЗАРЯДОВ В МАССИВЕ ПОРОД.....	175	
4.1. Теоретическая основа определения параметров расположения зарядов в уступе.....	175	
4.2. Аналитическое определение параметров расположения зарядов в уступе.....	179	
4.3. Автоматизированное проектирование рациональных параметров расположения зарядов в уступе.....	195	
4.3.1. Структура программного обеспечения.....	195	
4.3.2. Описание программного интерфейса.....	198	
4.3.3 Компьютерная программа системы автоматизированного проектирования БВР.....	200	
5. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ.....	206	
5.1. Аналитическое определение гранулометрического состава взорванной горной массы.....	206	
5.2. Экспериментальное определение гранулометрического состава взорванных горных пород рассмотренных месторождений.....	212	
5.3. Автоматизированное определение кусковатости взорванных горных пород.....	218	
5.3.1. Структура программного обеспечения.....	218	
5.3.2. Описание программного интерфейса.....	222	
5.3.3. Компьютерная программа для автоматизированного определения гранулометрического состава взорванных пород.....	223	
5.4. Графо-аналитическое определение размещения зон мелкого, среднего и крупного дробления в развале пород.....	230	
6. ПРОИЗВОДСТВО МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ.....	235	
6.1. Взрывчатые вещества, применяемые на открытых работах.....	235	
6.2.1. Взрывчатые вещества, не содержащие взрывчатых компонентов.....	239	
6.2.2. Тротилосодержащие гранулированные взрывчатые вещества.....	241	
6.3. Водосодержащие взрывчатые вещества.....	242	
6.4. Инициирующие взрывчатые вещества.....	249	
6.5. Взрывчатые вещества казахстанского производства.....	252	
6.6. Взрывчатые материалы АО «Орика-Казахстан».....	268	
6.7. Механизированное заряжение взрывных скважин.....	275	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	292	
Литература.....	297	
Приложение 1.....	302	
Приложение 2.....	319	

Научное издание

Рахимов Баян Рамиевский

**АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ И
ПРОИЗВОДСТВО МАССОВЫХ ВЗГРЫМОВ НА КАРЬЕРАХ**

Монография

**Редактор С. К. Доскаев
Верстка на компьютере Л. Н. Касабековой**

**Подписано в печать 16.07.2016.
Формат 60x84 $\frac{1}{16}$. Бумага офсетная.
Печать – ризограф. 21,2 п.л. Тираж 500.**

**Отпечатано в типографии ННГ «Аргус».
г. Актау, ул. Миртебесова, 75**

Крупный ученый в области горных наук, высококлассный педагог Ракишев Баян Ракишевич родился 15.03.1934 г. После окончания с отличием Казахского горно-металлургического института с 1957 по 1965 г. работал на Коунарадском руднике Балхашского горно-металлургического комбината в должностях начальника смены, цеха, карьера. В 1966–1976 гг. – доцент, в 1977–1987 гг. – заведующий кафедрой теоретической механики, а с 1988 по 2016 г. – заведующий кафедрой открытых горных работ. С 1967 по 1974 год Б. Р. Ракишев – доктор факультета Автоматики и Вычислительной техники, с 1980 по 1985 год – проректор, а с 1985 по 1992 год – ректор Казахского политехнического института им. В. И. Ленина.



Доктор технических наук (1979), профессор (1981), член-корреспондент АН КазССР (1983), академик НАН РК (2003), академик Академии горных наук России и Международной Академии наук и искусств (1998), академик НАН ВШ РК (2002), заслуженный деятель Республики Казахстан (2004).

Научная деятельность Б. Ракишева связана с исследованием физических и технологических процессов горного производства, с рациональной разработкой месторождений и комплексным использованием минерального сырья. Он является научным руководителем проектов по государственным научным, научно-техническим программам. На их основе разработана теория разрушения массива горных пород взрывом, развита теория открытой разработки месторождений полезных ископаемых, предложены и внедрены в производство новые технологии взрывного разрушения массива пород, ведения горных работ, добычи блоков строительных горных пород, разработаны научные основы геотехнологического управления качеством минерального сырья, автоматизированного проектирования технологических процессов, ресурсосберегающих и природоохранных технологий освоения сложных многокомпонентных месторождений.

Основные научные результаты Б. Ракишева опубликованы более чем в 650 научных и учебно-методических работах, в том числе 13 монографиях, 13 учебниках и учебных пособиях, 38 авторских свидетельствах и патентах на изобретения, более чем 80 статьях в дальнем зарубежье. Он подготовил 30 кандидатов, 9 докторов технических наук, 3 докторов PhD.

Регулярно выступает с докладами на международных научных конференциях, симпозиумах, Всемирных горных конгрессах (США, Канада, ФРГ, Италия, Австралия, Турция, КНР, Индия, ЮАР, и др.) и пропагандирует производственные и научные достижения Казахстана зарубежом.

