

622.235

М-21

**Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К.**

**ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ  
РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОД  
ДЛЯ ПОТОЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ  
РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

одд. 235

б/к

М-21

Министерство  
и др.

Техническое	исследование	и	испытания
испытания	и	исследования	и
испытания	и	исследования	и
испытания	и	исследования	и
испытания	и	исследования	и

Книга должна быть возвращена по  
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выданных _____	

622.235

M-21

О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, С.К. Рубцов

**ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ  
РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОД  
ДЛЯ ПОТОЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ  
РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

**Ташкент**

Издательство «ФАН» Академии наук Республики Узбекистан

**2006**

NIKKIK TEXNIK  
KUTUBXONASI

1

sonli buyum

В монографии обобщен производственный опыт и комплекс научно-технических исследований, обеспечивающих взрывную подготовку массивных горных пород с крепкими включениями для поточных технологических схем при открытой разработке пластовых месторождений. Обоснованы и разработаны методические основы технологии дифференцированного выбора параметров взрывания разнопрочных массивов пород в зависимости от мощности и прочности крепких включений, их количества и местоположения в разрушаемом уступе, что позволило расширить область применения поточных технологий разработки. Разработаны и внедрены методы управления взрывным разрушением разнопрочных пород в условиях зажатой среды, обеспечивающие концентрацию энергии взрыва в заданных направлениях и необходимую степень дробления при минимальном перемещении взорванной породы. Предложены алгоритмы расчетов технологических параметров для практического применения разработанных методов и технологических решений.

Для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий, исследовательских и проектных институтов, преподавателей, аспирантов и студентов горных вузов и факультетов.

**Ответственный редактор:** доктор технических наук С.А. Филиппов

**Рецензенты:** доктор технических наук П.А. Шеметов,  
кандидат технических наук И.П. Бибик

JSB № 5-648-03516-0

©Издательство «Фан» АН РУз, 2006 г.

## ВВЕДЕНИЕ

Пластовые месторождения осадочного происхождения характеризуются значительными размерами в плане и мощной толщей рыхлых песчано-глинистых пород, покрывающих относительно маломощные пласты полезного ископаемого, что предопределило строительство карьеров большой производительности с применением поточных технологических схем ведения горных работ. При этом в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования в таких схемах использовались роторные экскаваторы с невысоким усилием копания.

Практика разработки таких месторождений показала, что использование на ряде карьеров поточных технологических схем затруднено из-за наличия в рыхлых породах включений плотных глин, мергелей, гравелитов, известняков и песчаников, прочностные свойства которых резко (до 8-15 раз) отличаются от свойств вмещающих пород. Эти включения распределены неравномерно и хаотично не только в толще рыхлых вскрышных пород, но и в пластах полезного ископаемого. Кроме того, они, как правило, не поддаются непосредственному разрушению рабочим органом выемочной машины, поскольку сопротивление таких включений копанию превышает усилие копания экскаваторов не только непрерывного, но даже и циклического действия. Создание роторных экскаваторов с повышенным усилием копания расширило область применения поточных технологических схем, но проблему не решило. Поэтому были интенсифицированы исследования по повышению эффективности разработки разнопрочных породных массивов на основе взрывного способа их подготовки к экскавации и транспортированию. При этом возникла необходимость решения комплекса задач научно-технического характера, поскольку традиционные инженерные методы управления энергией взрыва, основанные на принципе пропорциональности удельного расхода ВВ объему взрывааемых пород, не позволяют в условиях взрывания разнопрочных массивов обеспечить необходимые качества взрывного рыхления.

Применение взрывного рыхления разнопрочных породных массивов потребовало изучения закономерностей распределения крепких включений в породном массиве, а также разработки методов и средств оперативного определения их пространственного положения и геометрических параметров. Положение осложнилось тем, что в процессе геологической разведки месторождения такие

включения во вскрышной толще не фиксировались, поэтому информация о них перед началом горных работ практически полностью отсутствовала.

Неопределенность пространственного положения крепких включений в толще рыхлых или относительно малопрочных пород в сочетании с изменчивостью их геометрических размеров потребовала разработки новых методик расчета параметров буровзрывных работ, ориентированных на создание максимальных взрывных напряжений именно там, где залегают такие включения. Взрывное рыхление крепких включений в пластах полезного ископаемого неизбежно ведет к перемешиванию разных сортов горной массы и увеличению потерь и разубоживания кондиционного сырья. Поэтому возникла необходимость разработки способов ведения взрывных работ с сохранением геологической структуры разрушаемого массива.

Применение высокопроизводительных роторных экскаваторов связано с отработкой массивов высокими (до 30-40 м и более) уступами. Взрывное рыхление пород в таких уступах потребовало бурения взрывных скважин больших (более 300 мм) диаметров, а буровые станки для выполнения такой задачи промышленностью не выпускались. Это потребовало разработки способа буровзрывных работ на основе применения распространенного бурового оборудования, обеспечивающего высокую эффективность взрывного рыхления пород высокими уступами.

Разработанные методы и средства потребовали практической проверки в условиях действующих карьеров с разнообразными горно-геологическими условиями. При этом использовался также опыт взрывного рыхления скальных пород для циклично-поточной технологии. Это связано с тем, что в ряде случаев при разработке пластовых месторождений с разнопрочными породами возникала необходимость в трансформации поточной технологии в циклично-поточную.

В монографии использованы материалы, накопленные авторами при проведении собственных исследований и в процессе освоения пластовых месторождений урановых руд Учкудук и Меловое, а также месторождения зернистых фосфоритов Ташкура. Раздел 5.3 написан совместно с аспирантом НавГТИ Ш.И. Хакимовым.

Авторы искренне признательны специалистам Навоийского горнометаллургического комбината, а также Всероссийского научноисследовательского и Проектного института промышленной технологии за помощь в работе над изданием.

Авторы надеются, что книга будет интересна и полезна научным работникам и специалистам - практикам в области взрывных и поточных технологий, а также студентам высших учебных заведений горных направлений.

# ГЛАВА I. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПОТОЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С РАЗНОПРОЧНЫМИ ОСАДОЧНЫМИ ПОРОДАМИ

## 1.1. Опыт применения поточной технологии при разработке разнопрочных осадочных пород

Горно-геологические условия большинства карьеров пластовых месторождений осадочного типа характеризуются значительными объемами покрывающих пород, представленных песками и глинами, что позволяет использовать при их разработке поточную и циклично-поточную технологии. Однако практика открытой разработки таких месторождений показала, что на целом ряде карьеров их использование затруднено из-за наличия во вскрышных рыхлых породах крепких включений: гравелисто-галечниковых конгломератов, песчаников, глинистых и мелоподобных известняков, линзовидных включений ракушечника, валунов и др. Такие включения не поддаются прямой экскавации, поскольку коэффициенты их сопротивления копанью превышают усилия копания экскаваторов не только непрерывного, но и циклического действия, что обуславливает увеличение колебаний и перенапряжение несущих конструкций, разрушение исполнительных органов, механизмов привода, порывы и порезы лент, поломки роликов и роликоопор, узлов перегрузки и т.п. В связи с этим производительность роторных комплексов снижается в 2-3 раза, а экономические показатели разработки месторождения значительно снижаются.

В ряде случаев применение такой техники становится экономически нецелесообразным и возникает необходимость в ее замене. Например, на Михайловском карьере КМА роторный экскаватор SR<sub>4</sub>-2400 обрабатывал забой, сложенный глинами с включениями известняков и сидеритовых песчаников. Пропластки песчаников имели мощность 0,2-0,3 м и коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjякова  $f=6-9$ . Известняки были представлены вытянутыми прерывистыми линзами мощностью до 0,5 м при  $f=5-7$ . При выемке экскаватором крепких включений наблюдались значительные динамические нагрузки, частые поломки зубьев и ковшей, порывы конвейерной ленты и т.д. Производительность экскаватора снизилась в 3,5-4,0 раза по сравнению с проектной. Поэтому на карьере были вынуждены изменить технологию горных работ и участки с включениями крепких пород обрабатывались одноковшовым экскаватором.

На Запорожском карьере строительных материалов наличие прослоев известняка мощностью 5-8 м потребовало пересмотра ранее принятых проектных решений с заменой техники непрерывного действия двумя драглайнами ЭШ 15/90 при отработке нижнего уступа высотой 15 м.

Объём крепких включений на различных месторождениях составлял от 3-6 до 15-30% от общего объёма вскрышных пород, а на Лебединском карьере КМА мело-мергельные отложения крепостью  $f=4-12$  достигали 40%. Крепкие включения встречались на карьерах Яворовского, Раздольного, Экибастузского и ряда других месторождений. В массиве мягких вскрышных пород разреза «Ирша-Бородинский» отмечались включения крепких песчаников крепостью  $f=8-12$ , размер которых в плане изменялся от нескольких до десятков метров при мощности 0.5-4.0 м и глубине залегания от 1.5-2.0 до 5-10 м.

Крепкие включения в мягких вскрышных породах встречались на Богословском, Берёзовском, Коркинском угольных месторождениях, на карьерах по добыче горно-химического сырья, на Никопольском марганцевом месторождении и др. Скальные включения даже при небольшом их объёме затрудняли разработку породных массивов роторными экскаваторами, а в ряде случаев явились основной причиной отказа от их использования.

Характерная ситуация сложилась на карьерах урановых месторождений Учкудук и Меловое, где по объёму пропластки пород крепостью  $f=4-8$  составляли в среднем 5%, достигая на отдельных участках 12.5% [1]. Хаотичный характер распределения в рыхлой толще вскрышных пород твёрдых включений различной конфигурации месторождений Учкудук и Меловое вызвал необходимость изменения технологических решений в схемах разработки с использованием роторных комплексов. Для этого впервые в мировой практике были применены БВР для дробления твердых включений на участках, обрабатываемых с использованием поточной технологии. На отдельных участках карьеров возникла необходимость дополнительного ввода в работу одноковшового экскаватора и автосамосвалов.

На Стойлинском карьере КМА роторные экскаваторы ЭРГ-400 разрабатывали взрывающие крепкие мело-мергельные породы с прослойками известняка  $f=5+6$ , составляющими до половины высоты уступа. Глубина взрывных скважин — 17 м, диаметр — 160 мм, сетка — от 7×6 до 7×8, удельный расход ВВ — 0.18-0.30 кг/м<sup>3</sup>. Взрывное рыхление массива увеличило производительность экскаваторов



на 45%, и снизило количество аварий. На этом же карьере роторные экскаваторы К-300 и К-800 чешского производства также вели разработку взорванных крепких пород, что было обусловлено недостаточным усилием копания (0,8 МПа), тогда как требуемое составляло 1,2-1,8 МПа. При отработке таких пород фактическая производительность экскаватора К-300 значительно снизилась, а нагрузка на двигатель вращения ротора, как правило, превышала номинальную. Применение БВР позволило увеличить производительность роторного экскаватора К-300 в среднем на 30-40%, а нагрузку на двигатель вращения роторного колеса уменьшить в 1,5-2,0 раза. Аналогичным образом была решена и проблема с экскаватором К-800.

Анализ геологического строения 30 месторождений с прослоями скальных пропластков в рыхлых вскрышных породах и в пластах полезного ископаемого показывает, что крепкие включения представлены телами самых разнообразных форм, размеров, состава и строения. В зависимости от формы залегания, характера распределения включений и характеристики расположения контактов в массиве вскрышных пород включения можно разделить на следующие три группы:

I) пласты и крупные линзообразные тела относительно выдержанной мощности со спокойной гипсометрией и согласным расположением горизонтальных контактов, распространённые на большей части карьерного поля;

II) прослои и отдельные линзы различных размеров, локализованные в определённой части карьера или геологического горизонта и неравномерно распределённые в толще вскрышных пород с несогласным расположением прямолинейных слабонаклонных контактов;

III) пласты и отдельные линзы различных размеров и мощности, хаотично распространённые по всему массиву и площади вскрышной толщи, с криволинейными контактами и различными углами падения.

Примером распределения скальных включений первой группы могут служить включения Никопольского бассейна; второй группы — месторождения КМА и КАТЭКа; третьей группы — остальные месторождения, в том числе сложноструктурные уральских руд Меловое и Учкудук, Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

Практика разработки таких месторождений свидетельствует о необходимости дифференциации технологических схем ведения горных работ на отдельных участках карьера с целью достижения более высоких технико-

экономических показателей. Основой такой дифференциации является районирование месторождения по физико-механическим свойствам и структурным особенностям строения толщи вскрышных пород. При этом зоны со скальными включениями выделяются в отдельные участки, в процессе отработки которых выбор технологии определяется объемом, формой залегания и характером распространения скальных включений во вскрышном массиве.

Так, характер залегания скальных включений первой группы predeterminedил отработку таких участков (уступов) по циклической технологии. При этом сравнительно небольшая доля крепких пород в основной массе вскрыши не оказывает существенного влияния на общую технологию разработки месторождения.

Зоны со скальными включениями второй группы составляют значительную долю в объемах вскрышных пород, что повышает их значимость в разработке месторождения. Целесообразность отработки подобных массивов роторной техникой зависит от распределения скальных включений и сопряжена с решением ряда сложных технических и организационных задач.

Отличительной чертой скальных включений третьей группы являются сложности в установлении их распределения во вскрышной толще месторождения и, как следствие, - в установлении границ зон со скальными включениями.

Опыт разработки месторождений с прослоями крепких включений в мягких вскрышных породах и пластах полезного ископаемого имеется также и на зарубежных карьерах Германии, Польши, Чехии, Болгарии, Венгрии [2 - 5].

В зарубежной практике применение роторных экскаваторов в сложных горно-геологических условиях имело место в угольном бассейне «Марица-Восток» на карьерах «Трояново-1», «Трояново-2», «Трояново-3» (Болгария). Верхняя надугольная свита месторождения сложена глинами с линзами средне- и крупнозернистых кварцевых песков. Кроме того, в этих глинах встречались крупные известняковые конкреции, а также линзы известняков и песчаников на известняковом цементе, имеющих повышенную твердость и создающих определенные трудности для ведения вскрышных работ. Известковые песчаники образовали небольшие пластообразные тела с размерами в плане от 50×80 до 60×300 м и мощностью 0.6-1.0 м, составляющие 1.0-1.5% от объема всей горной массы. Линзы известняков встречались реже, но на отдельных уступах они составляли до 7% вынимаемого объема. Удельное сопротивление пород копанью составило

0.9-1.10 МПа, а усилие копания применяемых роторных экскаваторов SR<sub>S</sub>-1200 находилось в пределах 0.6-0.8 МПа.

Для извлечения твёрдых включений применялись два экскаватора SR<sub>S</sub>-470 с повышенным усилием копания 1.3 МПа. Эти экскаваторы разрабатывали пропластки также с пониженной производительностью из-за больших динамических перегрузок на рабочие органы. Поэтому выемка породы, содержащей скальные пропластки на карьерах «Трояново-2» и «Трояново-3», производилась роторными экскаваторами после выполнения буровзрывных работ.

Вскрышные породы разреза «Иржи» Соколовского бурогоугольного бассейна (Чехия) были представлены плотными и полускальными породами (удельные сопротивления копанию 1.8-2.0 МПа), отработка которых производилась роторными экскаваторами К-800 и К-300 (удельные усилия копания 0.8-1.2 МПа).

Кроме того, в трёх из шести вскрышных уступов имелись невыдержанные по залеганию прослойки скальных песчаников мощностью 0.5-1.0 м и  $f=6-8$ , в отдельных случаях  $f=10-12$ . Для понижения сопротивления пород копанию применялось их предварительное рыхление буровзрывным способом на встряхивание. Бурение скважин осуществлялось станками вращательного бурения, а в качестве ВВ применялся игданит. Удельный расход ВВ — 0.2-0.3 кг/см<sup>3</sup>. Сетка скважин менялась от 10×10 м во вскрышной толще без включений до 4.5×4.5 м во вскрышной толще с включениями скальных пород. Предварительное рыхление пород взрывом позволило повысить производительность экскаваторов К-800 и К-300, снизить аварийность и увеличить коэффициент использования календарного времени.

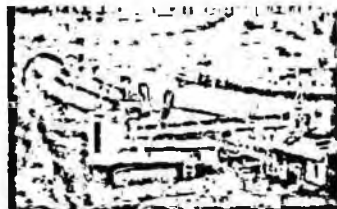
Таким образом, наличие в толще мягких пород хаотично распределённых твёрдых включений, прочность которых превышает усилия копания экскаваторов, не только непрерывного, но и циклического действия затрудняет применение роторной техники. Это обусловило необходимость применения буровзрывного способа подготовки горной массы к экскавации и транспортировке.

Одновременно признано целесообразным создание роторных экскаваторов с повышенным усилием копания для разработки разнопрочных пород без взрывного рыхления. При этом было предусмотрено создание наряду с роторными машинами с нормальным (0.7÷0.8 МПа, шифр ЭР) машин с повышенным (0.14÷0.15 МПа, шифр ЭРГ) усилием копания. Появились также рекомендации о целесообразности созда-

ния и внедрения добычных роторных экскаваторов с высокими усилиями копания ( $0.21 \div 0.23$  МПа, шифр ЭРГВ) для разработки особо прочных пород и углей.

До 1990 г. машиностроительными заводами б. СССР и фирмой «Лаух-хаммерверк» (б. ГДР) были разработаны роторные экскаваторы с повышенными усилиями копания (до 2.0 МПа), которые эксплуатировались в Экибастузе, на разрезах Восточной Сибири и др.

В настоящее время ряд зарубежных фирм производят роторные экскаваторы с уменьшенными линейными параметрами и высокими показателями удельного усилия копания (компактные роторные экскаваторы) [6]. Так, например, фирма «Крупп» (Германия) выпускает ряд компактных роторных экскаваторов (рис. 1), которые благодаря оригинальной конструкции цельнометаллического рабочего колеса и укороченной рукоятки воспринимают повышенные усилия



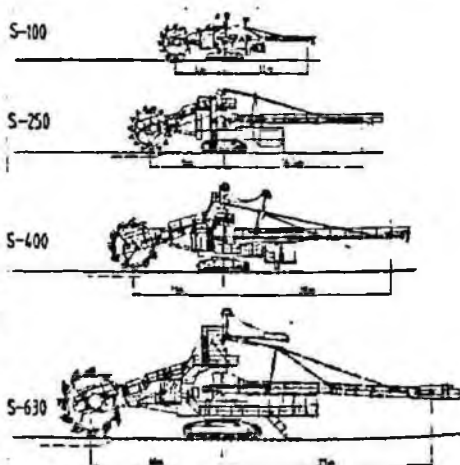
Экскаватор S - 100



Экскаватор S - 250



Экскаватор S - 630



Технологические параметры экскаваторов

Размер	S-100	S-250	S-400	S-630
Высота забоя А, м	6	9	11	15
Ширина заходки В, м	8	12	15	20
Глубина стружки С, м	2.0	3.5	4.0	4.5
Угол откоса торца забоя $\alpha_1, ^\circ$	60	60	60	60
Угол откоса формируемого уступа $\alpha_2, ^\circ$	66	64	62	60

Рис. 1. Компактные роторные экскаваторы фирмы KRUPP

копания. Эти машины могут разрабатывать в отдельных случаях породы с прочностью на сжатие до 10 МПа. Фирма «Ман Такраф» также выпускает широкий ассортимент роторных экскаваторов для работы как в лёгких, так и в повышенных условиях копания (табл. 1).

Таблица 1

**Технические характеристики компактных роторных экскаваторов фирмы «Ман Такраф»**

Показатель	SR <sub>s</sub> 400.14/1	SR <sub>s</sub> 2000.28/3	SR <sub>s</sub> 1000.19/1.5	SR <sub>s</sub> 2000.28/3	SR <sub>s</sub> 400.36/3.5
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, м <sup>3</sup> /ч	2300	3800	3000	3600	5200
Установленная мощность привода ротора, кВт	2800	4800	3800	4500	6650
Удельная мощность привода ротора, кВт	500	1260	800	1260	1890
Удельное усилие копания, МПа	0.90	1.33	1.11	1.58	1.05
кг/см	0.72	1.02	0.86	1.15	1.40
Диаметр роторного колеса, м	7.5	11.0	9.0	11.0	15.0
Высота уступа, м	14.0	28.0	19.0	28.0	36.0
Вылет оси ротора, м	14.5	37.0	22.0	37.0	42.0
Ширина ковшевых лент, м	1.4	1.8	1.6	1.8	2.25
Вылет оси разгрузочного барабана от оси экскаватора, м	22.5	43.5	30.0	40.5	120.0
Масса экскаватора, т	470	2300	1100	2350	5700

Экскаваторы с повышенным усилием копания нашли применение при разработке крепких каменных углей Экибастузского месторождения с наличием полускальных, а иногда и скальных пород. Опыт выемки сложноструктурных угольных пластов и прослоев крепких пород роторными экскаваторами ЭРГ-40Д, ЭРГ-400ДЦ, SR<sub>s</sub>(к)-470 (Экибастуз), ЭР-1250Д (разрез «Харанорский»), ЭРП-1250 (разрез «Западный») убедительно показал, что даже роторные экскаваторы с повышенным (1.4-1.6 МПа) и высоким (2.10-2.50 МПа) усилием копания целесообразно использовать только после предварительной взрывной подготовки горной массы. Испытания показали, что при разработке крепких углей экскаватор не развивает необходимых усилий копания, а недостаточная мощность приводов ротора и поворота и их перегрев не позволяют ему работать в длительном режиме. Вследствие больших динамических перегрузок и вибраций невозможна

эффективная разработка крепких угольных пачек и прослоев породы роторными рабочими органами.

Роторный экскаватор ЭРГ-400ДЦ, оснащенный скоростным центробежным ротором, имел повышенное в 1.3 раза удельное усилие копания. При этом центробежный ротор обеспечил снижение кусковатости экскавируемой горной массы, что улучшило условия работы конвейеров комплекса. В связи с увеличенной скоростью черпания возрос износ режущих элементов ковшей, зубьев и режущих кромок. Вследствие роста удельного сопротивления копанию при увеличении скорости, уменьшения толщины стружки и увеличения энергозатрат на преодоление трения породы о направляющие поверхности выросла энергоёмкость процесса экскавации. Применение роторного экскаватора ЭРГ-400ДЦ позволило уменьшить объём буровзрывных работ, однако не исключило их применение.

В итоге установлено, что для условий разработки сложноструктурных угольных пластов Экибастузского месторождения при наличии полускальных и скальных прослоев любые типы роторных экскаваторов, в том числе с повышенным и высоким усилиями копания, целесообразно использовать с предварительным рыхлением взрывом. В этом случае производительность роторных экскаваторов повышается в 1.5 раза, себестоимость снижается на 34% и значительно сокращаются простои экскаваторов.

В конечном итоге метод буровзрывной подготовки разнопрочных пород с крепкими пропластками, который для поточной технологии был впервые применён на карьерах месторождений Учкудук и Меловое, стал обязательным при их разработке как роторными (даже с повышенным усилием копания), так и одноковшовыми экскаваторами и утвердился в качестве основного на карьерах в СНГ и за рубежом [7].

Геологические и горнотехнические особенности пластовых месторождений осадочного типа рассматриваются на примере уранодобывающих карьеров месторождений Учкудук, Меловое [8, 9, 10] и Джерой-Сардаринское месторождение фосфоритов [11, 12].

## 1.2. Краткая геологическая и горнотехническая характеристика пластовых урановых месторождений Учкудук и Меловое.

### Основные проектные решения.

Месторождение Учкудук расположено на территории Республики Узбекистан в центре пустыни Кызылкум. Район месторождения сложен мезокайнозойскими образованиями: верхне-меловыми, палеогеновыми и четвертичными отложениями (рис. 2). В породах четырёх горизонтов встречаются песчаники на карбонатно-глинистом и карбонатно-железистом цементе.

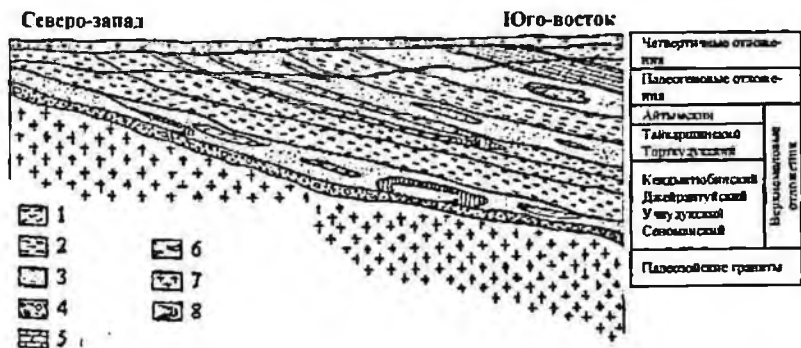


Рис. 2. Схематичный геологический разрез месторождения Учкудук: 1 – глины алевролитистые; 2 – алевролиты глинистые; 3 – песок; 4 – конгломераты; 5 – мергели; 6 – прослой твердых карбонатных песчаников; 7 – граниты; 8 – рудные залежи-роллы

Верхнемеловые отложения перекрыты мергелями, мергелистыми и алевролитовыми глинами палеогена, мощность которого в юго-восточной части месторождения доходит до 100 м.

Четвертичные отложения мощностью от 2 до 10 м перекрывают всю поверхность месторождения и представлены суглинками и песками, в основании которых на контакте с глинами встречаются линзы крепких песчаников на карбонатно-глинистом цементе с коэффициентом крепости  $f=4-6$ .

Зона поверхностного окисления мезокайнозойских отложений имеет различную глубину, но не более 30 м. Мезокайнозойские отложения представлены различными по физико-механическим свойствам типами пород: песками, мергелями, алевролитами, песчаниками, алевролитовыми, каолиновыми и песчаными глинами.

Руды месторождения залегают в породах Учкудукского, Кендыктюбинского, Торткудукского, Тайкаршинского и Айтамского горизонтов. Рудные залежи имеют в разрезе серповидную форму типичных роллов, приуроченных к границам зон пластового окисления (рис. 3). Мощность крыльев роллов - от 0.2 до 1.5 м, мешковые части - от 1.5 до 4.0 м. Рудные тела имеют включения линз и прослоев песчаников на глинисто-железистом и карбонатном цементе. Углы залегания рудных тел - 0-5°. Гипсометрия залегания сложная, с колебаниями кровли и почвы, доходящими до 25-30% относительно средней мощности рудных тел. Преобладающая мощность залежей - 1.2 м.

Месторождение имеет длину 15 км, ширину - до 8 км, площадь - 100 км<sup>2</sup>, включает 20 крупных и 47 мелких рудных залежей. Длина отдельных залежей колеблется от 0.1 до 6.5 км. Рудные залежи имеют от 1 до 3 прослоев безрудных пород или некондиционных руд мощностью от нескольких сантиметров до 1-2 м. На контактах пластов кондиционных руд с вмещающими породами располагаются некондиционные руды мощностью от 0.2 до 2-3 м.

Исходя из изложенного, месторождение Учкудук, характеризующееся залежами неправильной формы со сложной геометрией залегания двумя тесно перемежающимися типами (окисленными и неокисленными) и двумя сортами (кондиционными и некондиционными) руд, следует считать сложным. По классификации проф. Б.П. Боголобова [13], очистные уступы месторождения можно отнести к сложным одиотипно-смешанным, так как добычные уступы, кроме одного-двух пластов кондиционной руды, имеют прослоя некондиционных руд и пустых пород, причём контакт руды и породы выражен не ясно и визуальнo не прослеживается. Структура забоев часто меняется по фронту очистных работ, что осложняет технологию и организацию добычи.

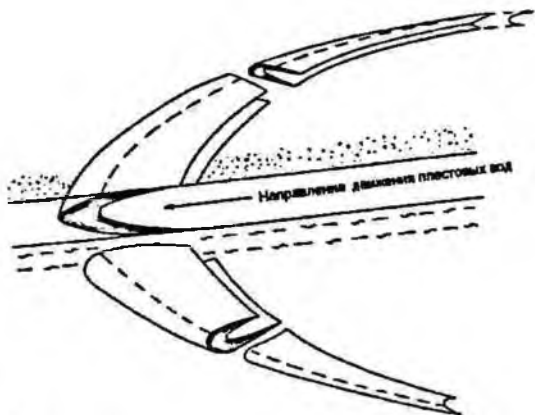
Маломощные рудные пласты Учкудука, залегающие на глубинах от 50 до 100-120 м, высокие коэффициенты вскрыши (средний промышленный  $K_v=26.4$  м<sup>3</sup>/т, предельный - 35 м<sup>3</sup>/т), огромные объёмы мягких и слабых вскрышных пород предопределили целесообразность использования роторной техники и точной технологии, что позволило почти 50% запасов месторождения отрабатывать открытым способом. Однако эксплуатация роторных комплексов на уступах с включениями крепких пропластков, а также представленных плотными, вязкими полускальшими алевrolитами и мергелями, из-за сильных осложнений и потери производительности оборудования обусловила применение буровзрывного



способа подготовки таких пород к экскавации и транспортированию. Анализ распределения крепких пропластков показал, что 66% карьерных площадей свободно от них, а длина участков без пропластков достигает 300-500 м.

Проектом были приняты поточная технология обработки вскрышных пород месторождения отечественными роторными комплексами с экскаваторами

а



б

Полный ролл



Ролл с размытым верхним крылом



Спаренный ролл



Ролл с размытой мешковой частью



Пластообразные остатки размытого ролла

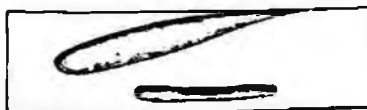


Рис. 3. Строение (а) и формы (б) роллов рудной залежи

ЭРГ-350/1000 и ЭРГ-1600 и селективная разработка маломощных рудных залежей роторными экскаваторами ЭРГ-350. Для снижения потерь в почве и кровле рудных залежей проектом предусматривались предохранительные слои мощностью по 15 см, которые извлекаются совместно с кондиционной рудой, т.е. прихват некондиционных руд составлял 30 см. Высота добычного уступа проектировалась 10-12 м, ширина заходки – 20 м. Руду намечалось добывать вертикальными многорядными стружками толщиной 20 см. Предусматривалась поточная технология добычных работ с конвейерным транспортом балансовых руд к узлу безбункерной погрузки на железной дороге, а некондиционных – во внешние отвалы бедных руд. Породы до вскрыши намечалось укладывать во внутренние отвалы отвалообразователем ОГ-50/1800. Производственная мощность карьеров месторождения составляла порядка 72000 т.м<sup>3</sup> горной массы в год; проектные параметры основного карьера №13 следующие: глубина – 140 м, длина – 5000 м, ширина – 2400 м, годовая производительность карьера по вскрыше – 50000 т.м<sup>3</sup>, руда – 12000 т.м<sup>3</sup> (24000 т.т), срок отработки – 30-35 лет.

*Месторождение Меловое* расположено в пустынном районе в 25-30 км к востоку от города Актау Мангышлакской области Казахстана, на восточном побережье Каспийского моря у мыса Мелового полуострова Мангышлак. Месторождение характеризуется большой мощностью покрывающих пород (до 125 м при коэффициенте вскрыши до 56 м<sup>3</sup>/т) и почти горизонтальным залеганием рудного пласта незначительной мощности с низким содержанием урана (рис. 4).

Рудная залежь вытянута с запада на восток на 15.5 км при ширине от 1.5 до 5 км и занимает площадь 42.3 км<sup>2</sup>. Угол падения залежи 0.5° на запад-юго-запад. Мощность рудной залежи колеблется от 0.5 - 2.4 м в восточной части до 4-5 – в западной. Строение рудной залежи сложное. В ней содержатся 6 рудных пластов, которые разделяются безрудными пропластками или прослоями глины с убогим оруденением мощностью до 2 м. В восточном и южном направлениях рудные пласты сближаются и образуют один пласт.

Рудовмещающие породы – глины, рудные пласты отличаются от глины более темным цветом. В восточной части месторождения контакты руды с породой четкие, а в западной, где рудные пласты расслаиваются, – визуально неразличимы.

Масштабы добычи урана и горно-геологические условия залегания рудного пласта предопределили строительство карьеров с большими геометриче-

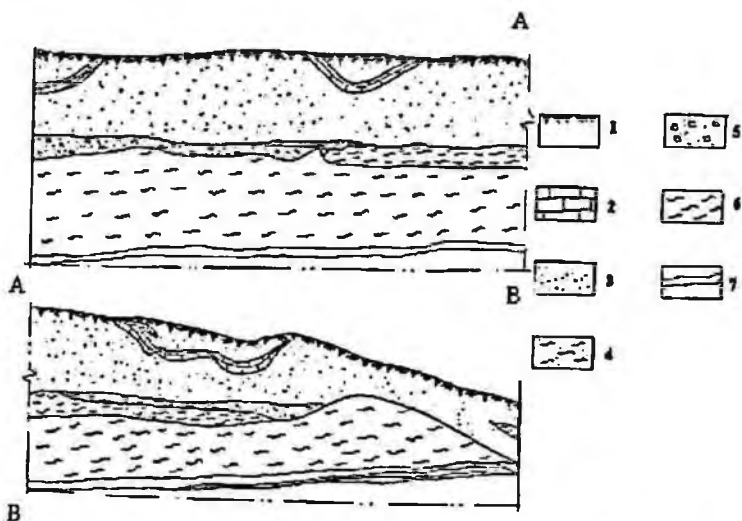


Рис. 4. Схематичный геологический разрез месторождения Меловос: 1 – почвенно-растительный слой; 2 – мергель; 3 – песок; 4 – сульфь; 5 – гравелит (гравий сцементированный гипсом); 6 – глины; 7 – рудный пласт

скими параметрами и применением высокопроизводительного горновскрышного оборудования, работающего по поточной технологии.

Решающим фактором эффективной отработки месторождения в условиях высоких темпов подвигания очистных и вскрышных работ (300-350 м/год), большой протяжённости фронта горных работ (3-4 км), годовых объёмов вскрышных работ 80-85 млн.м<sup>3</sup>, сложного строения рудной залежи, разделённой безрудными прослоями глины и др., явились применение и эксплуатация в рациональных режимах мощных вскрышных роторных немецких комплексов ЮГ-1 (экскаватор SR<sub>5</sub>-1200) и ЮГ-2 (экскаватор SR<sub>5</sub>-2400). Применение на добычных работах экскаватора ЭРГ-400/1000 позволило получить извлечение руды с меньшими потерями и разубоживанием. Комплексное использование всех полезных рудных компонентов: урана, фосфора, редких земель на основе эффективного и экономического обогащения обеспечило рентабельное производство закиси-оксида урана, оксидов редких земель и высококачественных азотно-фосфорных удобрений.

Параметры главного карьера месторождения Меловое №2-3 следующие: длина – 6000 м, ширина – 2000 м, глубина – 120-170 м, объём добычи составлял 3915 т.т. руды в год, срок существования карьера определен проектом в 40 лет.

Верхний вскрышной уступ карьера №2-3 сложен песками, супесями, суглинками, третичными и четвертичными глинами. В толще рыхлых пород распространены крепкие пропластки гравелитов и мергелей различной прочности (рис. 5), что осложнило отработку уступа роторным экскаватором SR<sub>5</sub>-1200 комплекса ЮГ-1. Объём гравелитов и мергелей в общей вскрышной массе составлял 4.3%, они неравномерно распространялись на 25-30% площади карьера.

Добыча и транспорт руды от забоя до обогатительной фабрики осуществлялись по поточно-циклической технологии с безбункерной перегрузкой руды из

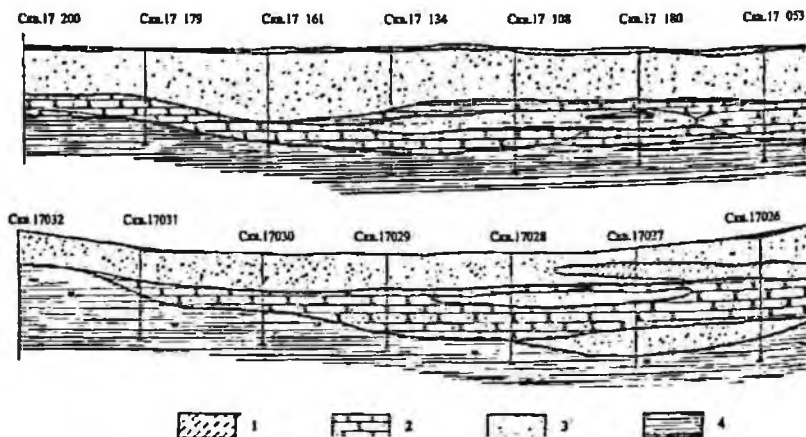


Рис. 5. Схематический геологический разрез по верхнему вскрышному уступу карьера № 2-3: 1 – супесь; 2 – гравелит на песчало-глинистом цементе; 3 – песок; 4 – глина, не окисленная, твердая, зеленовато-серая

автосамосвалов в железнодорожные думпкары.

Для полного использования параметров роторных комплексов ЮГ-1 и ЮГ-2 применялась поточная технология с транспортно-отвальной системой разработки и размещением отвалообразователей на свежееотсыпанном предотвале высотой 6-10 м.

Фактическая высота добычного уступа составляла от 3.0-3.5 до 5.0 м с учётом оставления над пластом руды защитного слоя пустых пород довскрыши

мощностью от 1.0-1.5 до 4.5 м (защитный слой от быстрого окисления и самовозгорания руды).

### 1.3. Горнотехнические и геологические особенности Джерой-Сардаринского пластового месторождения фосфоритов

В соответствии с программой промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов предусмотрено доведение мощностей добывающего и перерабатывающего комплексов до годовой производительности по руде не менее 3.6 млн. т. При этом участок Ташкура месторождения принят в качестве первоочередного к промышленной эксплуатации. Разработка участка предусматривается девятью карьерными полями (участками), вводимыми в работу по мере их отработки (рис. 6). Продвижение фронта горных работ запроектировано с юга на север. Первоочередными участками горных работ являются карьерные поля № 1, 2 и 3, так как в этой части месторождения наиболее благоприятные условия разработки с точки зрения наименьших объемов вскрышных пород, здесь также сосредоточено 47% запасов участка Ташкура [11].

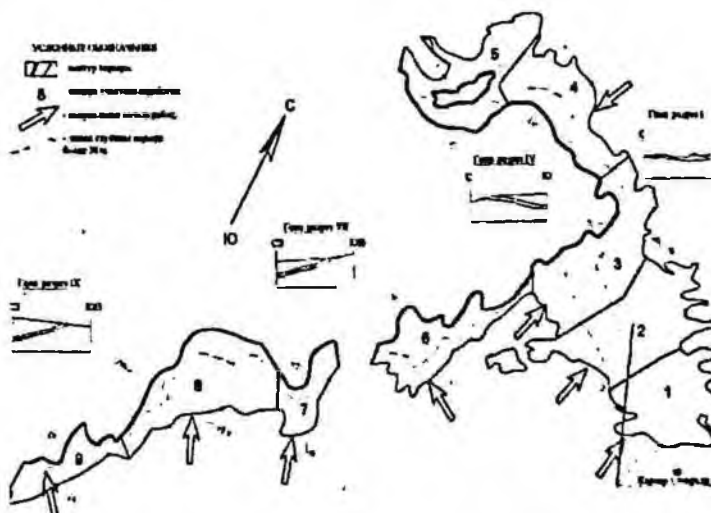


Рис. 6. План участка Ташкура (М 1:65000)

В фосфоритоносной толще имеют промышленное значение и отрабатываются только первый и второй (сверху вниз) фосфоритовые пласты. По результатам анализа геологической документации по двум наиболее характерным разведочным линиям (р.л. I-I и р.л. II-II) в районе Восточного фланга участка Ташкура видно, что первый фосфоритовый пласт перекрыт четвертичными суглинками, песком со слоями песчаника, гравия, глины, гравелитов и мергелей (рис. 7). На перво-

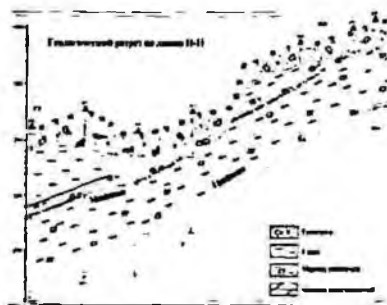


Рис. 7. Схематичные геологические разрезы участка Ташкура

очередных участках горных работ мощность пород над кровлей первого пласта составляет в среднем 15 м, средний коэффициент вскрыши – 10.2 м<sup>3</sup>/т. В верхней толще вскрышных пород над первым фосфопластом под рыхлыми отложениями расположен слой гравелитов – полускальных и скальных пород средней мощностью 3.2 м, местами - до 8 м. Объем гравелитов составляет 18.6%, коэффициент крепости  $f \geq 4-6$ . Непосредственно над первым фосфопластом располагается мергель глинистый, средняя мощность которого 2 м, предел прочности на сжатие –

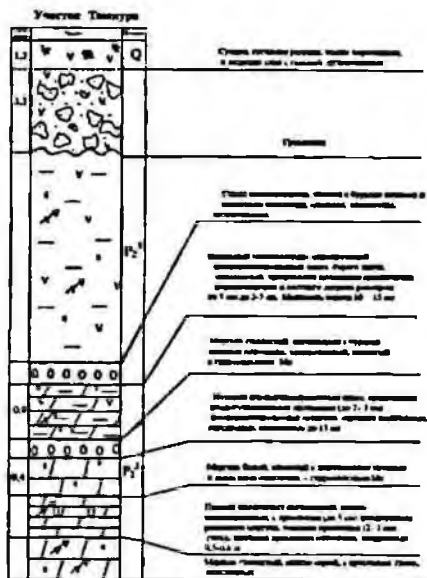


Рис. 8. Геологическая характеристика разнородных пород над первым фосфопластом

до 50 МПа. Геологическая характеристика разнородных пород над первым фосфопластом представлена на рис. 8.

Между первым и вторым фосфопластами расположены плотные глины и полускальные мергели с  $f \geq 3-5$ , что потребует при их разработке предварительного взрывного рыхления.

Основной рудный минерал на участке Талкура — франколит, который представляет собой апатитоподобный фтористый фосфат кальция. Попутные элементы — фтор и уран. Уран присутствует в виде изоморфной примеси, его содержание в рудах незначительное (0.002-0.006%). Мощность фосфоритовых пластов практически одинакова —  $0.5 \pm 0.85$  м. Среднее содержание фосфорного ангидрида  $P_2O_5$  в руде первого фосфопласта составляет 14.83%, второго фосфопласта — 17.43%. В строении пластов прослеживаются следующие закономерности. Кровлей пласта служит слой мергелистых фосфоритов мощностью около 0.15 м со средним содержанием  $P_2O_5$  на уровне  $15.2 \pm 3\%$ . Средняя часть пласта представлена рыхлыми зернистыми фосфоритами ( $20.9 \pm 2.7\%$   $P_2O_5$ ) переменной мощности, в среднем 0.3-0.4 м, в которых практически повсеместно присутствует прослой мергелистых фосфоритов со средней мощностью  $0.15 \pm 0.05$  м. Подош-

венную часть пласта слагают крепкие фосфориты с  $15.2 \pm 3\%$   $P_2O_5$ , иногда до 24% и мощностью до 0.35 м (в среднем 0.15 м). При отработке верхней и нижней частей фосфопластов руда разубоживается вмещающими фосфотизированными мергелями и глиной и её качество становится ещё более низким.

Таким образом, при указанной средней мощности фосфопластов внутри них среднестатистические мощности слоёв разных технологических типов и сортов фосфоритовых руд кратны  $15 \pm 5$  см. В связи с этим для послышной отработки пласта за оптимальный принят подступ мощностью 15 см.

Изложенные геологические особенности фосфопластов предопределили технологию добычных работ фрезерными комбайнами, опыт эксплуатации которых показал их эффективность при выемке тонких рудных пластов.

#### **1.4. Основные особенности пластовых месторождений осадочного типа с разнопрочными породами**

Согласно результатам анализа геологического строения пластовых месторождений с разнопрочными породами, карьеры, разрабатывающие пластовые сложноструктурные месторождения, характеризуются следующими основными особенностями:

- наблюдается чередование неоднородных и отличных по прочностным свойствам разнопрочных пород: мягких (пески, суглинки), плотных (окисленные алевролитовые глины), очень плотных (неокисленные алевролитовые и мергелистые глины), полускальных (мергели, гравелиты) и скальных (карбонатные песчаники и др.);

- месторождения, как правило, значительных размеров в плане, с относительно малой мощностью рудных пластов, высокими значениями коэффициентов вскрыши ( $35-56 \text{ м}^3/\text{т}$ ) и годовой производительности ( $70-85 \text{ млн. м}^3$  горной массы), что предопределило строительство карьеров с большими геометрическими параметрами и применение поточной технологии их разработки;

- рудные залежи отличаются сложной морфологией, низким содержанием полезного компонента, наличием в них крепких прослоев и визуально неразличимой границей между рудой и вмещающими породами;

- отмечается наличие в толще вскрышных пород крепких включений, не поддающихся прямой экскавации и затрудняющих работу как роторных, так и циклических экскаваторов, что обуславливает разработку и внедрение специальных инженерных методов подготовки таких пород к экскавации.



## ГЛАВА 2. НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ОСАДОЧНОГО ТИПА

### 2.1. Физико-механические свойства пород и руд пластовых сложноструктурных месторождений

Породы пластовых месторождений представлены мягкими песчано-глинистыми породами, плотными, не окисленными мергелистыми глинами, глинистыми алевролитами, гравелитами, полускальными мергелями и гравелитами с включениями от 5 до 30 % крепких скальных пропластков. Большие объемы вскрышных пород таких месторождений, представленные песчано-глинистыми породами, обуславливают применение поточных технологических схем разработки с роторными экскаваторами и конвейерным транспортом. Наличие в толще вскрышных пород полускальных и скальных включений, не поддающихся прямой экскавации, предопределило применение буровзрывного способа подготовки пород к экскавации в качестве основного. Экспериментальные исследования и внедрение этого способа впервые осуществлены на урановых карьерах пластовых месторождений осадочного типа Учкудук и Меловое [7, 14-24].

В табл. 2 представлены оценка физико-механических свойств руд, пород и пропластков в карьерах месторождений Учкудук, Меловое и классификация их пород по прочностным свойствам применительно к поточной технологии разработки. В табл. 3 приведены физико-механические свойства пород и руд фосфоритового карьера участка Ташкура [11, 25].

Объем полускальных и скальных гравелитов в толще вскрышных пород над первым фосфоластом составляет порядка 18,6 %, из которых не менее трети относится к крепким разновидностям на известковистом цементе (предел прочности достигает 50 МПа и более), остальные 60-70 % – на записованном глинистом цементе.

Как установлено, породы и руды месторождений характеризуются резким отличием прочностных и акустических свойств (до 8-15 раз). Характерные геологические разрезы месторождений (см. рис. 2, 4, 5, 7), свидетельствуют о неравномерном характере распределения полускальных и скальных включений в толще вмещающих пород. Массивы с подобным геологическим строением характеризуются как разнопрочные или разнородные [26]. Их характерные призна-

Таблица 2

Физико-механические свойства пород урановых месторождений осадочного типа и их классификация применительно к поточной технологии разработки

Показатель	Урановые руды	Пески, пески глинистые	Глинистые алевролиты, мергелистые глины		Алевролиты	Гравелист слабый	Мергель		Гравелист прочный	Песчанки на песнге	
			мергелистые	не мергелистые			слабый	прочный		карбонатно-глинистым	железистом
Плотность, г/м <sup>3</sup>	1.89-2.13	1.70-1.85	1.88-1.97	1.97-2.2	2.1-2.2	1.70	1.85-2.1	2.0-2.2	2.4	1.9-2.2	2.0-2.4
Сопротивление сжатию, МПа	0.2-2.5	0.5-1.6	1.6-3.0	1.95-5.8	2.0-7.6	2.2-9.6	0.5-9.5	12.5-28.0	12.0-29.5	25-45	60-80
Коэффициент трения по М.М. Протодьяконову	0.02-0.25	0.05-0.16	0.16-0.30	0.20-0.58	0.20-0.76	0.22-0.96	0.5-0.95	1.3-3.0	1.2-3.0	2.5-5.0	6-8
Скорость прохождение волны:											
в/с	500-600	400-600	700-1200	1200-1500	800-1500	1700-2000	1000-1500	1500-2000	2000-3000	3200	4250
продольной поперечной	250-350	200-300	380-650	650-960	380-950	850-1000	500-750	750-1000	950-1400	1650	2250
Акустическая жесткость, г·м <sup>2</sup> ·м/с <sup>10</sup>	0.09-0.13	0.07-0.11	0.13-0.24	0.25-0.33	0.17-0.33	0.29-0.34	0.19-0.32	0.30-0.44	0.48-0.72	0.61-0.7	0.85-1.5
Удельное сопротивление пород ковшом, Н/см <sup>2</sup>	6.0-9.0	9-15	20-40	42-66	42-66	65-120		120-140		140-165	
Классификация пород по прочностным свойствам применительно к поточной технологии разработки			$f \leq 0.6-1.0$ $K_p = (9-55) \text{ Н/см}^2$		$f \leq 0.6-2.0$ $K_p = (55-100) \text{ Н/см}^2$		$f \leq 2-3$ $K_p = (100-130) \text{ Н/см}^2$			$f > 3$ $K_p = (130-160) \text{ Н/см}^2$	
			Мягкие		Прочные		Среднепрочные		Очень прочные		

ки: резкое различие (в десятки раз) прочностных и акустических свойств слагающих пород; вероятностный характер содержания и относительно небольшая мощность (от 0.2 до 4.5м) крепких включений; переменная мощность залегающих над и под пропластками вмещающих пород; многоярусное распределение различных технологических разностей в пределах одного уступа с преобладающим наличием мягких песчано-глинистых пород.

Таблица 3

Физико-механические свойства пород и руд

Показатель	Песок золовый, супеси, суглины, дресва	Гравелиты, загипсованные на известковом цементе	Глина плотная, известковистая, загипсованная	Мергель глинистый	Фосфориты, прессованные
Мощность слоя, м	<u>0.5-4.0</u> 1.2	<u>0.8-9.0</u> 3.2	<u>0.25</u> 10.2	<u>8-15</u> 10.2	<u>0.35-1.05</u> 0.63
Объемная масса, т/м <sup>3</sup>	<u>1.36-1.96</u> 1.78	2.0	<u>1.61-2.09</u> 1.85	<u>1.64-2.0</u> 1.86	<u>2.17-2.37</u> 2.27
Влажность, %	2.8	3.2	15.6	6.6	2.24
Пористость, %	39.0	-	31.0	31.9	13.9
Предел прочности на сжатие, МПа	<u>0.06-1.42</u> 0.42	до 50	<u>1.4-22.1</u> 11.0	<u>3.1-34.3</u> 15.0	<u>38.9-49.4</u> 45.7
Сцепление, МПа	-	-	<u>1.6-8.0</u> 4.7	<u>3.6-10.2</u> 6.4	-
Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову	0.2-1.4	4-5	2	2-4	3-5
Коэффициент разрыхления	1.2	-	1.29	1.28-1.36	1.42

Анализ прочностных свойств литологических разностей плотных неокисленных глин, алевролитов, полускальных мергелей и гравелитов показывает, что коэффициенты их сопротивления копанью превышают в ряде случаев усилия

копания роторных и даже циклических экскаваторов, что обуславливает необходимость применения в этих условиях буровзрывных работ. При оценке удельных сопротивлений пород копанью  $K_F$  использовалась рекомендуемая [27-29] при разработке мягких и плотных пород роторными экскаваторами средних типоразмеров при толщине и ширине стружки, равных 25 и 30 см, зависимость  $K_F=16+c$ , где  $c$  — показатель относительной плотности (число ударов плотномера ДорНИИ).

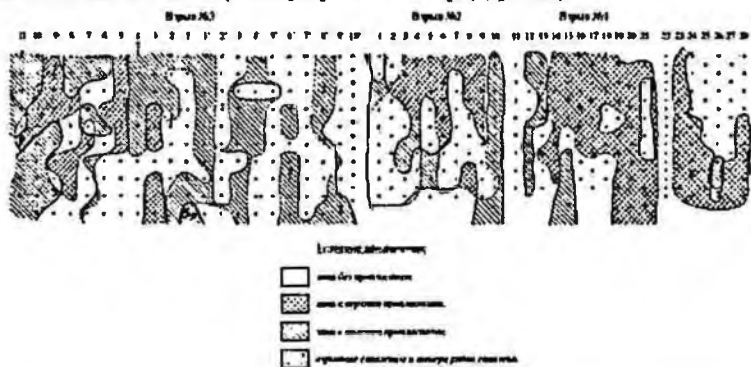


Рис. 9. Фрагмент распределения пропластков по площади карьера № 13 месторождения Учкудук

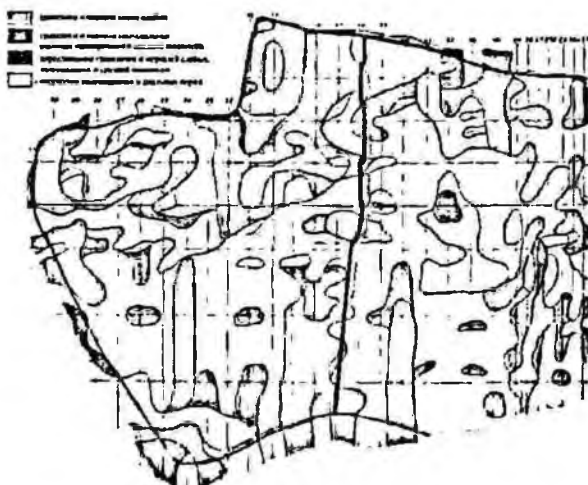


Рис. 11. Распределение пропластков по площади карьера № 2-3 месторождения Меловое

Результаты экспериментальных работ по изучению режимов работы роторного экскаватора ЭРГ-350 и определению удельных сопротивлений копания для различных пород [30] подтвердили практическую применимость этой зависимости; отклонение средних значений  $K_F$  по экспериментальным и расчетным данным не превышает 2.5-4.5%. В связи с этим, с точки зрения применения точной технологии разработки с роторными экскаваторами, породы месторождений Учкудук, Меловое и участка Ташкура классифицированы по следующим разновидностям: мягкие ( $f \leq 0.6-1.0$ ;  $K_F = 9-55 \text{ Н/см}^2$ ), плотные ( $f = 0.8-2.0$ ;  $K_F = 55-$

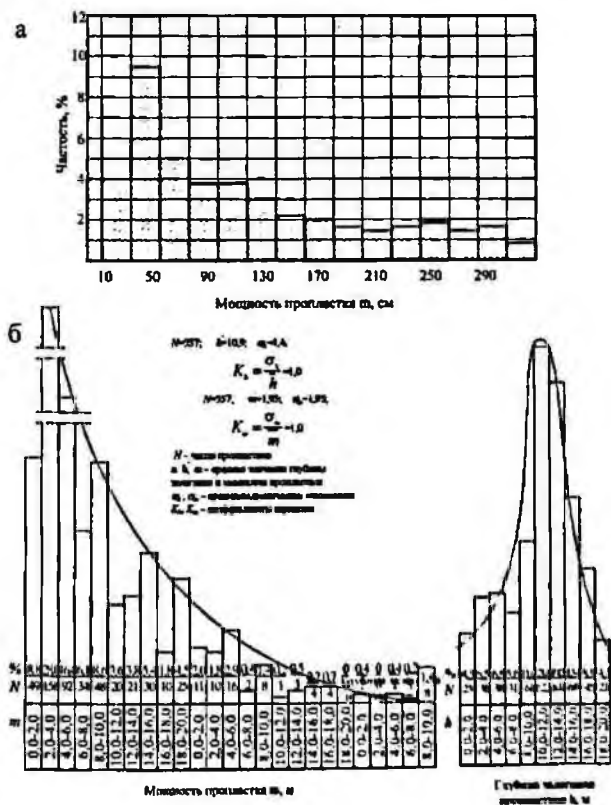


Рис. 10. Распределение проилетов по мощности в карьере № 13 месторождения Учкудук (а), мощности и глубине залегания в карьере № 2-3 месторождения Меловое (б, в)

100 Н/см<sup>4</sup>), полускальные ( $f=2-3$ ;  $K_F=100-130$  Н/см<sup>4</sup>), скальные ( $f>3$ ;  $K_F=130-160$  Н/см<sup>4</sup>).

Анализ площадного распределения крепких пропластков на карьерах месторождения Учкудук показал, что до 40-50% карьерных площадей свободны от них (рис. 9); длина участков без пропластков достигает 300-500 м. Распределение пропластков по мощности приведено на рис. 10, а.

В толще вскрышных пород месторождения Меловое распространены пропластки гравелитов и мергелей различной прочности, объем которых в общей массе вскрышных пород достигает 5-6%. Пропластки неравномерно распределены на 30-40% площади карьера (рис. 11), гистограммы распределения пропластков по мощности и глубине залегания от поверхности приведены на рис. 10, б, в.

## 2.2. Разработка методов и средств обнаружения крепких включений в песчано-глинистых породах осадочных месторождений

Для выбора рациональных технологических схем разработки месторождений осадочного типа и оперативного проектирования параметров буровзрывных работ, определяющих производительность горнотранспортного оборудования, особенно роторных комплексов, необходима достоверная информация о структурных особенностях вскрышных массивов, условиях залегания и характере распространения включений скальных и полускальных пород, расположенных в виде линз или групп сближенных многослойных пропластков ( $n$  — их число в уступе). Необходимо знать крепость  $f$  пород пропластков и параметры их залегания: глубину  $h$ , площадь  $S$ , и мощность  $m$ .

Отсутствие простых, надежных и технологичных способов определения местоположения крепких пропластков исключает возможность эффективного применения в условиях разработки месторождений осадочного типа технологических схем с использованием техники непрерывного действия с соответствующей расстановкой основного горного оборудования согласно зафиксированному распределению пропластков. С учетом изложенного определение местоположения и мощности крепких пропластков, а также структуры литологических разностей в разрабатываемом уступе разнопрочных пород является важнейшей научно-технической задачей технологии буровзрывных работ при разработке сложноструктурных осадочных месторождений осадочного типа. Решение указанной задачи осуществлялось двумя путями: без применения и с применением буровых работ.

*Безбуровой экспресс-метод обнаружения твердых включений и определение площади их распространения.* Попытки получения информации о литологических разностях обрабатываемого разнопрочного горного массива без предварительного бурения разведочных скважин оказались малоэффективны, так как отсутствовал надежный метод для получения данных о крепких пропластках в разнопрочном массиве.

В практике открытых работ поиск и обнаружение пропластков обычно производится бурением вертикальных разведочно-эксплуатационных и взрывных скважин с отбором керна. Это вынужденное, трудоемкое, малопроизводительное и дорогостоящее мероприятие. Так, например, на карьерах месторождения Учкудук разведочно-эксплуатационные скважины бурились с отбором керна на глубину одного или двух уступов по сети  $25 \times 25$ ;  $25 \times 100$  и  $50 \times 100$  м, что обходилось в 3.0-3.5 раза дороже бескернового бурения. Но принятая сеть не обеспечивала определения точных границ пропластков в плане, большинство линз размером 30-50 м вообще не обнаруживались, большие участки карьерной площади между скважинами оставались неразведанными. Сгущение сети бурения до  $10 \times 10$  или  $10 \times 20$  м приводит к удорожанию в десятки раз, увеличению парка буровых станков и обслуживающего персонала. Поэтому одним из основных направлений решения отмеченной проблемы является создание надежного экспрессного метода оценки структуры и крепости разнопрочных пород с фиксацией параметров залегания пропластков. Одно из основных требований к методам обнаружения пропластков — возможность непрерывного контроля их местоположения по площади и глубине непосредственно с поверхности, без дополнительных затрат на бурение.

При поисках месторождений полезных ископаемых для оконтуривания мощных рудных и нерудных залежей применяются различные геофизические методы сейсморазведки. Но они не применимы при маломощных тонких структурах разнопрочного массива, исследование которых необходимо для создания безопасных и нормальных условий работы высокопроизводительных комплексов поточной и циклично-поточной технологий. Известные в практике инклинометрические, звукометрические, электромагнитометрические, низкочастотные интроскопные (токами низкой частоты) методы и их разновидности, используемые для определения местоположения скважин в массиве, не могли быть применены для целей фиксации крепких включений из-за сложности, большой трудоемкости

в недостаточной точности. При дистанционной разведке методы имеют погрешность в 10-20% в двумерном случае — в 5-7 и в более.

Линейное и минимизирующее время вычисления во вскрытых породах разреза «Гриши-Бородняцкий» выполнялись сотрудниками ВНИИГ методом деконволюции с использованием переменного тока [31, 32]. Метод ВНИИГ обладает низкой разрешающей способностью, позволяет по зафиксированным данным только предполагать наличие пропластка в породах вскрыши. Метод не дает информации о границах пропластков и не может быть использован для картирования вскрышей малых размеров. Недостаточна глубина профилирования. При многослойном залегании пропластков метод показывает их как одно включение.

Институтом «Фундаментпроект» и геофизической лабораторией ЦНИИ Навоийского ГМК проводились опытные работы методом вертикального электрического зондирования — ВЭЗ [33, 34]. Физической предпосылкой возможности применения электроразведки является различие удельных сопротивлений пород. Как показали опытные работы, пропластки песчанника в освоенных конгломератах можно отчетливо выделить при ВЭЗ только по максимальным величинам удельного сопротивления. Если, например, зафиксировано удельное сопротивление породы, равное 400 Ом, то этот результат можно толковать неоднозначно: то ли это разнозернистые сухие пески, то ли песчанник, то ли иные конгломераты. Но для экскавации эти породы далеко неравнозначны. Метод ВЭЗ оказался непригодным для обнаружения пропластков мергелей, так как их удельное сопротивление составляет всего 8-11 Ом, а при разработке их роторными экскаваторами производительность снижается в 2,0-2,5 раза. В силу отмеченных причин метод ВЭЗ не нашел практического применения.

Сотрудниками Днепродзержинского горного института (ДГПИ) выполнялись поисковые работы по исследованию возможности применения высокочастотного радиоволнового метода для выявления и оконтуривания прочных пропластков на карьерах месторождения Учкудук [35]. Но и этим методом не удалось определить глубину залегания, мощность пропластков и оконтурить их.

ВНПП (Промтехнологии совместно с Московским государственным горным университетом (МГУ)) выполнены исследования возможности применения для этих целей радиоволнового метода зондирования массива — радиопросвечивание с помощью фиксации отраженных волн. Предложен и испытан в услови-



ях карьеров месторождения Учкудук новый метод балансного радионитроскопического профилирования в ультракоротковолновом диапазоне радиочастот [36, 37]. Следует отметить, что высокочастотный радиоволновой метод (РВМ) ДПН отличается от радионитроскопического метода МГТУ. РВМ измеряет амплитудные значения вертикальной и горизонтальной компонент напряженности вторичного магнитного поля, а метод МГТУ - фазовый сдвиг прямой и отраженной волн. Высокой оперативностью он обладает благодаря бесконтактным принципам возбуждения и приема волн (рис. 12).

Аппаратура МГТУ устанавливалась в автофургоне ГАЗ-51А. Щелевые

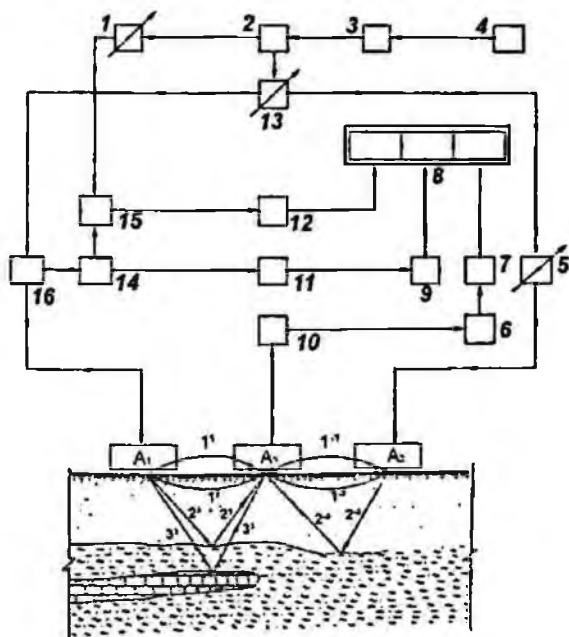


Рис. 12. Функциональная схема установки балансного радионитроскопического профилирования: 1-фазовращатель; 2-тройник; 3-аттenuатор; 4-УВ-генератор; 5-фазовращатель; 6-детектор; 7-логарифмический усилитель; 8-самотисец; 9-НЧ-усилитель; 10-ВЧ-усилитель; 11-детектор; 12-НЧ-усилитель; 13-балансный тройник; 14-тройник; 15-фазовый детектор; 16-тройник;  $A_1$  - передающий излучатель;  $A_2$  - излучатель подведения волн просвечиваемой и отраженных волн от слоистой структуры;  $A_3$  - приемный излучатель

излучатели антенн располагались на снях специальной конструкции длиной 11 м и шириной 1,5 м. Установка работает в диапазоне частот 80-150 МГц. Когда антен-

ны располагаются над однородным массивом, система находится в сбалансированном состоянии. Автофургон перемещается по поверхности уступа со скоростью 4-5 км/ч. Когда передающая антенна оказывается над пропластком, от него поступает отраженный сигнал. Этот сигнал не компенсируется противофазным, так как пропласток не входит еще в зону действия второй передающей антенны. Дебаланс системы фиксируется быстродействующим самописцем. При пазде второй антенны на пропласток сигнал исчезает и появляется вновь при пересечении противоположной границы пропластка. Скорость движения масштабной ленты самописца синхронизируется со скоростью движения автофургона. Таким образом, фиксированием дебалансировки системы с одновременной привязкой автофургона к шикетам уступа устанавливаются границы распространения пропластка [36, 38].

Предельные возможности установки радиозондирования по обнаружению мелких включений по мощности — 0,1 м, по площади — 3,0 м<sup>2</sup>. Разрешающая способность установки по глубине — 20-25 м. Точность определения границ отдельно расположенных линз — ±3,0-3,5 м. Производительность установки: 2 км профиля в час; 10 км двухразового зондирования профиля в смену.

Таким образом, радиоинтроскопная установка МГУ с достаточной для практики точностью может обнаруживать и определять границы пропластков на плане карьера, дает информацию о наличии и площади  $S$  распространения пропластков, но не дает информации о глубине  $h$  их залегания, мощности  $m$ , количестве  $n$  и крепости  $f$ . Использование радиоинтроскопной установки позволяет сократить объемы эксплуатационно-разведочного бурения для поиска скальных включений. Например, по геологическим данным пропластки распространены на 33,3% площади карьера № 13 месторождения Учкудук. Следовательно, применение установки позволит на 66,7% площади вообще не бурить скважин, что сокращает объем бурения в 3-4 раза и дает значительный экономический эффект.

Крепкие включения вследствие их незначительного содержания (например, на «Ирша-Бородинском» разрезе — 1,0-1,5%, на разрезе КАТЭКа «Брезовский» № 1 — 1,0-3,0%, на карьере № 13 месторождения Учкудук — до 5,6%) и возможности их заблаговременного оконтуривания с помощью установки радиоинтроскопного зондирования могут быть разрушены избирательно скважинными зарядами или иными методами непосредственно в массиве вмещающих пород.

*Метод оценки структуры и крепости пород разнородного массива по*

*энергоёмкости бурения.* Для получения параметров залегания пропластков ( $h$ ,  $m$ ,  $n$ ,  $f$ ) потребовалось создание специального метода оценки структуры и крепости пород в разнопрочном массиве. Метод основан на измерении энергоёмкости бурения взрывных скважин. По удельной энергоёмкости разрушения можно определить не только мощность и глубину залегания различных пород, но и их относительную крепость.

В [39-43] показана возможность оценки прочности массива усредненными показателями удельной энергоёмкости бурения, которые рассчитываются методом графического интегрирования по времени диаграмм мощности, записанных в процессе бурения скважин. Результат интегрирования в выбранном интервале времени характеризует прочностные свойства пород. Однако при расчетах переход от зависимости мощности от времени  $P(t)$  к зависимости энергии от глубины  $E(h)$  является трудоемким. Привязку показаний по глубине можно выполнить приблизительно. Кроме того, усредненный показатель удельной энергоёмкости бурения участков скважины длиной 1 м может характеризовать свойства только однородных горных пород, по крайней мере, на выбранной базе измерения. В разнопрочных же горных породах база измерений должна быть не более диаметра скважины.

Для условий сложноструктурных осадочных месторождений с разнопрочными горными породами, различающимися по физико-механическим и акустическим свойствам, возникла необходимость в дальнейшем развитии энергетического направления и разработке метода определения структурных и прочностных свойств пород в массиве. Метод должен отвечать следующим требованиям:

- 1) энергоёмкость в процессе бурения должна определяться автоматически;
- 2) получаемые значения энергоёмкости должны регистрироваться на диаграмме в функции глубины скважины;
- 3) высота элементарного объема измерения должна быть легко изменяемой и выбираться заранее из условий заданной точности измерений.

В результате комплекса опытно-промышленных исследований предложен метод оценки структуры и определения крепости разнопрочных пород в массиве [44-47], удовлетворяющий перечисленным выше требованиям. Его сущность заключается в том, что неоднородный по глубине скважины массив рас-

считывается как совокупность элементарных объемов с различной энергоемкостью бурения, расположенных на одной прямой и граничащих друг с другом. В процессе бурения элементарного объема энергия разрушения  $E_p$  определяется интегрированием полезной мощности по времени:

$$E_p = \int_0^{t_1} (N - N_x) dt + \alpha \cdot P \cdot \Delta h, \text{ кВт}, \quad (2.1)$$

где  $N$  – мощность, потребляемая двигателем на бурение, кВт;  $N_x$  – мощность холостого хода, кВт;  $P$  – давление на забой, Па/см<sup>2</sup>;  $\Delta h$  – высота элементарного объема, см;  $t_1$  – время бурения элементарного объема, с;  $\alpha$  – коэффициент размерности.

Верхний предел интегрирования  $t_1$  в выражении (2.1) зависит от скорости бурения. Значение  $t_1$  в процессе интегрирования определяется по смещению бурового става на величину  $\Delta h$ :

$$t_1 = \int_0^{\Delta h} \frac{dx}{V}, \quad (2.2)$$

где  $V$  – скорость бурения, см/с.

В процессе бурения любого элементарного объема скважины происходит непрерывное интегрирование полезной мощности по времени. В момент окончания бурения элементарного объема величина верхнего предела фиксируется, энергия разрушения принимает конкретное выражение, и ее величина регистрируется на диаграмме в зависимости от глубины расположения бурового инструмента. Повторив указанный процесс интегрирования и регистрации энергии для каждого элементарного объема по всей длине скважины, получаем на диаграмме энергоемкость бурения в виде дискретных значений в функции глубины. На основе установленной эмпирической зависимости энергоемкости бурения от крепости пород можно произвести оценку крепости по глубине и воспроизвести структурную колонку. Таким образом, можно перейти к оценке крепости горных пород непосредственно по записи энергоемкости разрушения [46-48].

На основе указанного метода оценки прочностных и структурных свойств пород разнопрочных массивов разработан прибор ПЭБ-2м энергоемкости бурения, блок-схема которого представлена на рис. 13.

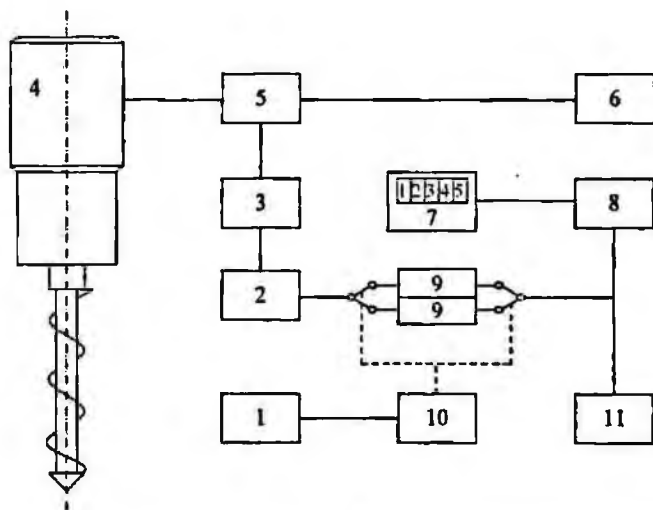


Рис. 13. Структурная схема устройства для измерения энергоемкости бурения: 1 – датчик перемещений, 2 – выпрямитель; 3 – трансформатор напряжения; 4 – двигатель вращателя, 5 – токовый трансформатор; 6 – реле управления; 7 – счетчик; 8 – пороговое устройство; 9 – двухтактный сумматор; 10 – управляющее устройство; 11 – регистрирующее устройство

Основные узлы прибора – датчики мощности и перемещений, управляющее, пороговое и регистрирующее устройства, счетчик электрических перемещений.

Датчик мощности включен в цепь двигателя вращателя бурового става и подает на управляющее устройство напряжение (сигнал), пропорциональное потребляемой двигателем вращателя мощности. Датчик перемещения следит за подачей бурового става и при его опускании на каждые 10 см подает сигнал на управляющее устройство. Колебания бурового става при бурении крепких пропластков и холостой ход отсекаются специально сконструированной муфтой свободного хода. Управляющее устройство из сигнала датчика мощности вычитает сигнал холостого хода, суммирует получасовый сигнал в течение времени бурения 10-см участка скважины и по команде датчика перемещений выдает сигнал, пропорциональный полученной по формуле (2.1) величине, на пороговое и регистрирующее устройства.

Трансформатор тока, включенный в цепь двигателя вращателя бурового

става, через согласующий трансформатор и выпрямитель соединен контактной группой с одним из двух конденсаторных блоков сумматора. Выход блоков сумматора через вторую контактную группу соединен с пороговым и записывающим устройствами. Опорное напряжение выбирается в период тарировки прибора и в процессе работы поддерживается постоянным.

В случае превышения напряжения выходного сигнала заданного опорно-

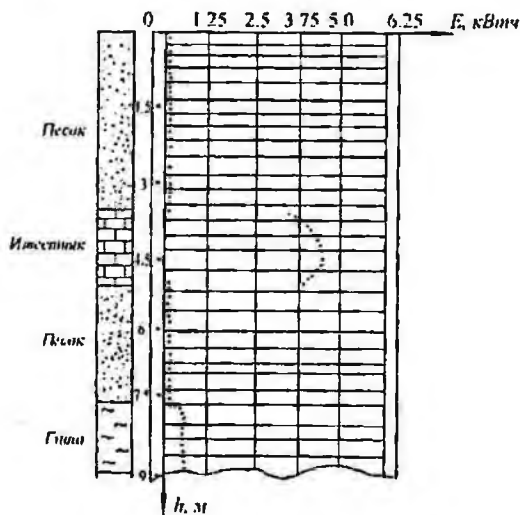


Рис. 14. Диаграмма энергоемкости и структурная колонка

го пороговое устройство подает импульс на счетчик электрических импульсов, который позволяет непосредственно на буровом станке получать информацию о наличии мощности крепких включений по длине скважины.

Регистрирующее устройство прибора, выполненное в виде двух блоков, позволяет, во-первых, оперативно определять мощность крепких включений в скважине и в зависимости от их величины выбирать параметры сетки скважины, во-вторых, получать диаграмму энергоемкости бурения по глубине скважины. Пользуясь диаграммой, можно составить структурную колонку, дифференцированно выбрать вес заряда, оптимально разместить его по высоте уступа. На рис. 14 представлена запись энергоемкости по глубине скважины и воспроизведенная по ней структурная колонка. При бурении пропластков диаграммы срывались

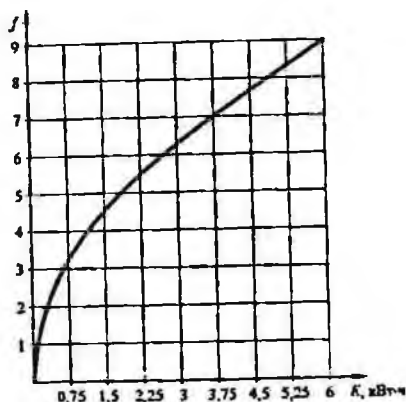


Рис. 15. Зависимость энергоёмкости бурения от крепости горных пород

с показаниями блока цифровой регистрации. Расхождения в определении мощности пропластков составляли не более 10 см. По диаграммам энергоёмкости можно определять наличие, глубину  $h$  залегания и мощность  $m$  слоев различной крепости. Для определения крепости горных пород по энергоёмкости бурения достаточно получить зависимость между крепостью и энергоёмкостью бурения и по оси ординат диаграммы выбрать соответствующий масштаб крепости. В этом случае непосредственно по диаграмме можно оценивать крепость пород по глубине скважины [46,47].

Исследованиями [40, 42, 43, 48] показано, что при изменении давления на долото скорость бурения меняется в широких пределах (в 2-5 раз), в то время как энергоёмкость бурения колеблется незначительно (на порядок меньше, чем скорость бурения). При этом, например, изменение осевого усилия от 20 до 30 т увеличивает средний размер фракций бурового шлама с 1.7 до 1.9 мм, энергоёмкость процесса при этом практически не меняется.

При рассмотрении основных закономерностей процесса разрушения горных пород использованы основные положения энергетической теории Давиденкова-Фридмана [41,49,50]. Уравнение энергетического баланса процесса разрушения имеет вид

$$W_p = \frac{\sigma_p^2 V}{2E} l g \frac{D_0}{l}, \quad (2.3)$$

где  $E$  – модуль упругости;  $\sigma_p$  – предельное сопротивление породы разрушению;  $D_0$  – линейный размер разрушаемой породы до бурения;  $l$  – средний линейный размер буровой мелочи;  $V$  – объем разрушаемой породы.

Исследования гранулометрического состава продуктов разрушения при бурении показали, что для конкретной горной породы представляется возможным выбрать среднюю величину линейного размера бурового шлама [51]. При бурении прочных слоев массива энергетические затраты повышаются в зависимости от сопротивления пород разрушению и модуля упругости. Поэтому удельную энергию разрушения можно записать в виде

$$W_{p\sigma} = K' f^2, \quad (2.4)$$

где  $K' = \frac{10^4}{2E} l g \frac{D_0}{l}$  – коэффициент пропорциональности;  $f = \frac{\sigma_p}{100}$  – коэффициент крепости пород по М.М. Протодякову.

Для получения значений эмпирического коэффициента  $K'$  пропорциональности использованы данные исследований на породах с известной крепостью  $f=3-9$ . Полученные значения  $K'$  позволили установить зависимость между крепостью и энергоемкостью их бурения (рис. 15). Таким образом, по записи энергоемкости бурения можно определить глубину  $h$  залегания, количество пропластков  $n$ , их мощность  $m$ , а по графику рис. 15 оценить крепость  $f$  пропластков.

Вскрышные породы карьеров месторождения Учкудук представлены в

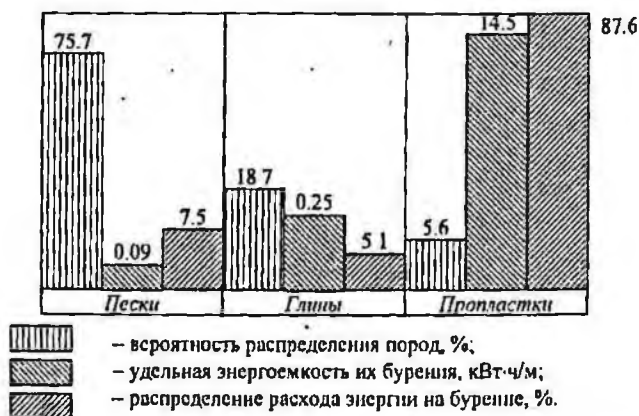


Рис. 16. Распределение и энергоемкость бурения различных типов пород



основном песчаными породами, глинами и пропластками песчаника. Основную часть объема вскрышных пород составляют пески (75.7%) и совсем незначительную — пропластки (5.6%). Но энергоёмкость бурения пропластков значительно выше энергоёмкости песков и глин. Пропластки требуют 87.6% расхода энергии при бурении взрывных скважин (рис. 16). Крепость и энергоёмкость бурения пропластков изменяется в широких пределах. Гистограмма распределения пропластков по энергоёмкости бурения 10-см участков представлена на рис. 17. Почти половина пропластков (46.1%) имеет энергоёмкость менее 0.75 кВт·ч. Из графика на рис. 15 видно, что такая энергоёмкость соответствует коэффициенту

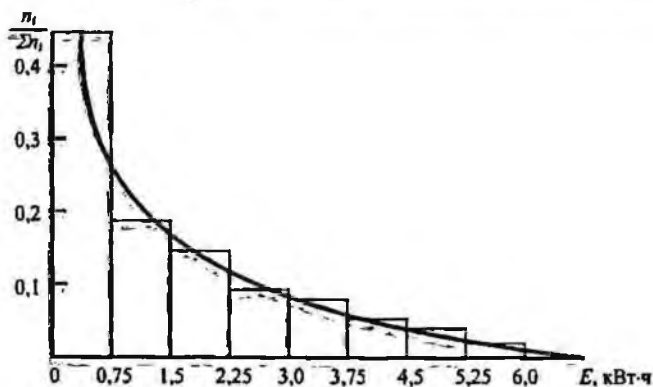


Рис. 17. Гистограмма распределения пропластков по энергоёмкости бурения

крепости 3.2-3.5. На их бурение расходуется всего 12% общего расхода энергии в соответствии с гистограммой (рис. 18). Среднее время на бурение 10-см участков таких пропластков составляет 109 сек.

Исходя из объективных статистических данных, для регистрации цифровым блоком прибора ПЭБ-2м суммарной мощности пропластков определенной крепости выбрана величина порога, равная коэффициенту крепости 3.5 и более, которая соответствует энергоёмкости бурения 0.75 кВт·ч и выше. Таким образом, фиксируется 54% наблюдаемых при бурении пропластков, энергоёмкость которых составляет 80% всей энергии бурения пропластков и 77% суммарной энергии бурения взрывных скважин. Средняя продолжительность бурения регистрируемых счётчиком участков пропластка составляет 179 сек.

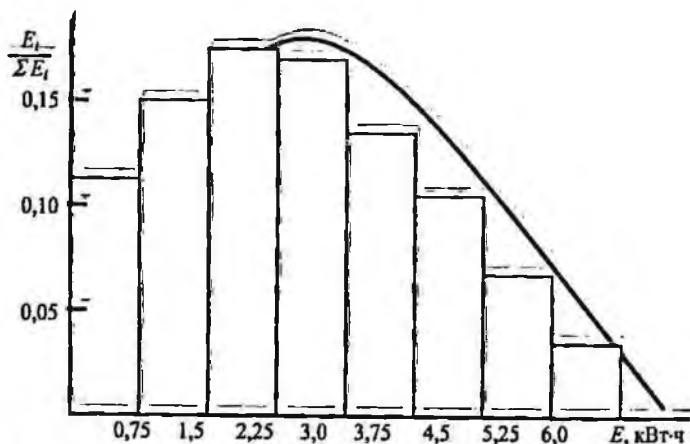


Рис. 18. Гистограмма расхода энергии на бурение пропластков

Все приборы ПЭБ оснащены датчиками перемещений и блоками цифровой регистрации, предназначены для длительной постоянной регистрации энергоемкости бурения на счетчиках и рассчитаны для работы непосредственно на станках с механической подачей бурового става. Они могут устанавливаться на буровых станках СВБ-2м, 2СБШ-200, СБШ-250 и др. [52].

Таким образом, разработан и обоснован применительно к открытым работам на сложноструктурных месторождениях комплексный способ получения оперативной достоверной информации о неоднородностях структуры массива разнопрочных пород. Способ основан на безбуровом экспресс-методе обнаружения твердых включений и оконтуривания площади их распространения в пределах высоты обрабатываемого уступа (балансное радиоинтроскопное профилирование массива) и энергетическом методе оценки структуры и крепости пород в процессе бурения взрывных скважин – прибор энергоемкости бурения. Комплексный способ позволяет получить экономический эффект за счет сокращения объема буровой эксплуатационной разведки.

Опытно-промышленные эксперименты в условиях разработки уранового карьера № 13 месторождения Учкудук показали, что экономический эффект может достигать 56,6 тыс. долл. на один квадратный километр площади карьерного поля [38].

### 2.3. Разработка физических основ взрывного разрушения разнопрочных породных массивов месторождений осадочного типа

Месторождения сложного геолого-морфологического строения, разрабатываемые открытым способом, обычно характеризуются следующими основными признаками: формой и размерами рудных залежей, характером оруденения, условиями залегания, физико-механическими и горно-технологическими свойствами руд и вмещающих пород. По этим признакам сложноструктурные месторождения руд цветных и редких металлов разделяют на типы [53]. Но сложность структуры характеризовалась, в основном, касательно рудных залежей, добычных блоков и уступов, например, классификацией основных типов сложных очистных забоев проф. Б.П. Боголюбова [13] или классификацией сложных месторождений цветных металлов и сложноструктурных эксплуатационных блоков по характеру контактов проф. Б.П. Юматова [53]. Сложность структуры массивов вскрышных пород, перекрывающих рудные залежи, исследовалась в меньшей степени, так как основная задача разработки месторождений — качественная выемка заданных объемов руды.

В связи с увеличением глубины открытых разработок, возрастанием коэффициентов вскрыши и народнохозяйственной необходимостью интенсификации разработки сложноструктурных месторождений с помощью высокопроизводительных поточных и циклично-поточных технологий предложена «Характеристика основных признаков сложности геолого-морфологического строения пластовых сложноструктурных месторождений осадочного типа» (табл. 4).

Отличительные особенности «Характеристики»:

1) одновременный анализ строения массивов вскрышных пород и рудных залежей;

2) при анализе признаков сложности массива вскрышных пород рассматриваются две группы:

рыхлая вскрыша, содержащая пропластки или линзы скальных пород (индекс ВС — вскрыша и скальные включения);

вскрышные массивы, свободные от пропластков (индекс ВЧ — вскрыша «чистая»);

3) при анализе признаков сложности рудных залежей рассматриваются две группы:

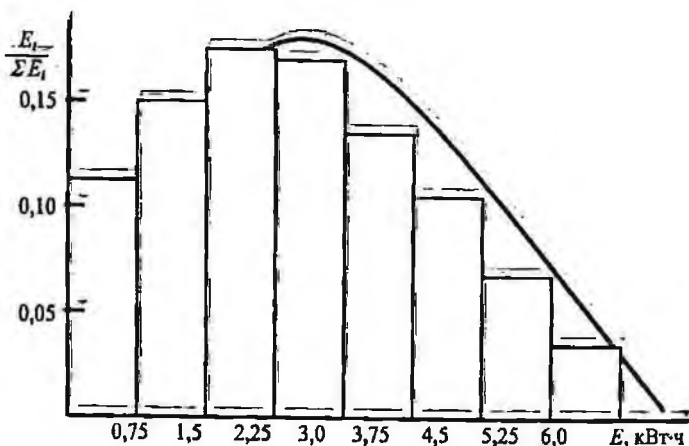


Рис. 18. Гистограмма расхода энергии на бурение пропластков

Все приборы ПЭБ оснащены датчиками перемещений и блоками цифровой регистрации, предназначены для длительной постоянной регистрации энергоемкости бурения на счетчиках и рассчитаны для работы непосредственно на станках с механической подачей бурового става. Они могут устанавливаться на буровых станках СВБ-2м, 2СБШ-200, СБШ-250 и др. [52].

Таким образом, разработан и обоснован применительно к открытым разработкам на сложноструктурных месторождениях комплексный способ получения оперативной достоверной информации о неоднородностях структуры массива разнопрочных пород. Способ основан на безбуровом экспресс-методе обнаружения твердых включений и оконтуривания площади их распространения в пределах высоты обрабатываемого уступа (балансное радионитроскопное профилирование массива) и энергетическом методе оценки структуры и крепости пород в процессе бурения взрывных скважин – прибор энергоемкости бурения. Комплексный способ позволяет получить экономический эффект за счет сокращения объема буровой эксплуатационной разведки.

Опытно-промышленные эксперименты в условиях разработки уранового карьера № 13 месторождения Учкудук показали, что экономический эффект может достигать 56,6 тыс. долл. на один квадратный километр площади карьерного поля [38].

### 2.3. Разработка физических основ взрывного разрушения разнородных породных массивов месторождений осадочного типа

Месторождения сложного геолого-морфологического строения, разрабатываемые открытым способом, обычно характеризуются следующими основными признаками: формой и размерами рудных залежей, характером оруденения, условиями залегания, физико-механическими и горно-технологическими свойствами руд и вмещающих пород. По этим признакам сложноструктурные месторождения руд цветных и редких металлов разделяют на типы [53]. По сложности структуры характеризовалась, в основном, касательно рудных залежей, добычных блоков и уступов, например, классификацией основных типов сложных очистных забоев проф. Б.П. Боголюбова [13] или классификацией сложных месторождений цветных металлов и сложноструктурных эксплуатационных блоков по характеру контактов проф. Б.П. Юматова [53]. Сложность структуры массивов вскрышных пород, перекрывающих рудные залежи, исследовалась в меньшей степени, так как основная задача разработки месторождений – качественная выемка заданных объемов руды.

В связи с увеличением глубины открытых разработок, возрастанием коэффициентов вскрыши и народнохозяйственной необходимостью интенсификации разработки сложноструктурных месторождений с помощью высокопроизводительных поточных и циклично-поточных технологий предложена «Характеристика основных признаков сложности геолого-морфологического строения пластовых сложноструктурных месторождений осадочного типа» (табл. 4).

Отличительные особенности «Характеристики»:

1) одновременный анализ строения массивов вскрышных пород и рудных залежей;

2) при анализе признаков сложности массива вскрышных пород рассматриваются две группы:

рыхлая вскрыша, содержащая пропластки или линзы скальных пород (индекс ВС – вскрыша и скальные включения);

вскрышные массивы, свободные от пропластков (индекс ВЧ – вскрыша «чистая»);

3) при анализе признаков сложности рудных залежей рассматриваются две группы:



пластообразное залегание (индекс РП – рудный пласт);  
линзообразные рудные тела (индекс РЛ – рудные линзы).

Характеристика сложноструктурных вскрышных и добычных уступов, имеющих включения пропластков скальных пород или карбонатных руд, определяется такими двумя коэффициентами, как:

$\bar{\alpha}$  – коэффициент сложности строения, представляющий собой отношение суммарной площади пропластков по всем вертикальным разрезам уступа к общей площади всех геологических разрезов по данному уступу; характеризует насыщенность массива скальными пропластками в вертикальном сечении выделенного горизонта;

$\bar{\beta}$  – коэффициент сложности строения: отношение суммарной площади распространения пропластков на определенном уступе к общей площади всех заходов данного уступа; характеризует насыщенность массива скальными пропластками по площади выделенного участка.

При технико-экономической оценке и выборе вариантов поточных технологических схем основными определяющими параметрами сложности структуры являются мощность и площадь распространения пропластков. Поэтому при разработке разнопрочных пород и руд в коэффициенты сложности структуры вряду с учетом характера и геометрии контактов вводится мощность  $m$ , пропластков и распространение их по площади заходки (в плане карьера).

В общем виде коэффициент  $\bar{\alpha}$  равен

$$\bar{\alpha} = \frac{\sum_{i=1}^p m_i L_i}{\sum_{i=1}^p S_i}, \quad (2.5)$$

где  $L_i$  – длина контакта пропластка с вмещающими породами в пределах  $i$ -го геологического разреза, м;  $S_i$  – площадь  $i$ -го геологического разреза, м<sup>2</sup>;  $p$  – число геологических разрезов.

При горизонтальных или слабонаклонных контактах пропластка с породами  $L_i = B$  – ширина экваториальной заходки. Площадь  $S_i$  в пределах одного уступа определяется шириной заходки  $B$  и высотой уступа  $H$ ,  $S = BH$ . Тогда при залегании  $n$  пропластков их содержание в массиве определяется как отношение суммарной мощности пропластков, содержащихся в уступе, к высоте уступа  $H$ .

$$\alpha_i = \frac{\sum_{i=1}^n m_i}{H} \quad (2.6)$$

Коэффициент  $\beta_j$ , учитывающий площадь распространения пропластков по площади  $j$ -ой заходки, определяется

$$\beta_j = \frac{L_{nj} B_j}{S_j} \quad (2.7)$$

где  $L_{nj}$  – протяженность пропластка на плане  $j$ -ой заходки данного уступа, м;  $B_j$  – ширина  $j$ -ой экскаваторной заходки, м;  $S_j$  – площадь  $j$ -ой заходки на плане карьера, м<sup>2</sup>.

При числе  $M$  заходов данного уступа коэффициент  $\bar{\beta}$  в общем виде равен

$$\bar{\beta} = \frac{\sum_{j=1}^M L_{nj} B_j}{\sum_{j=1}^M S_j} \quad (2.8)$$

При подготовке разнопрочных вскрышных пород для поточной технологии большое значение имеет «объемный» коэффициент сложности  $\bar{\gamma}$  – отношение объема  $V_{np}$  пропластков к общему объему  $V_{\text{об}}$  подготавливаемого блока. Коэффициент  $\bar{\gamma}$  характеризует насыщенность массива скальными пропластками по объему выделенного блока:

$$\bar{\gamma} = \frac{\sum_{j=1}^M V_{npj}}{\sum_{j=1}^M V_{\text{об}j}} \quad (2.9)$$

В качестве примера составлена рабочая классификация сложно-структурного верхнего вскрышного уступа, содержащего гравелиты. На карьере № 2-3 месторождения Меловое проанализированы геологические разрезы с 32 до 60 и определены коэффициенты сложности (табл. 5). Интервальные вариационные ряды коэффициентов сложности приведены в табл. 6.



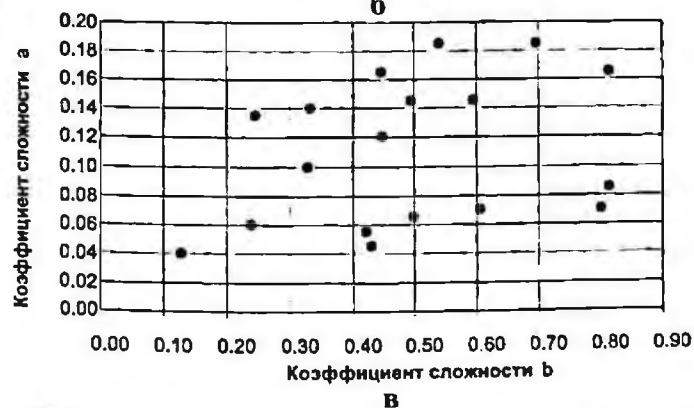
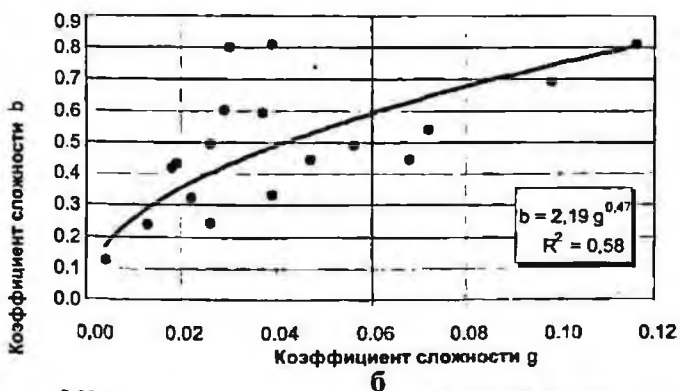
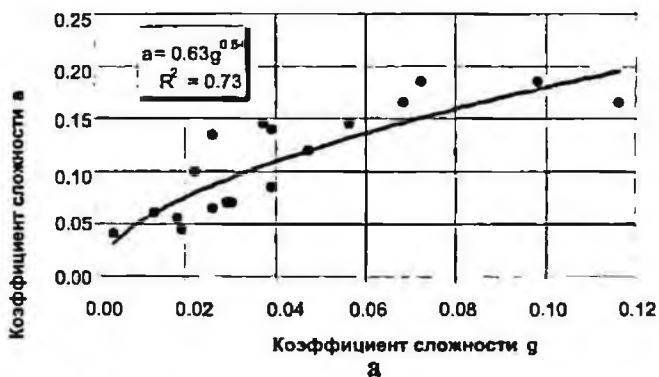


Рис. 19. Графики, характеризующие корреляционные взаимосвязи коэффициентов сложности строения массива между собой

**Коэффициенты сложности структуры  
гравелито-содержащего уступа карьера №2-3**

Интервал геологических разрезов	Коэффициенты сложности		
	$\bar{\alpha}$	$\bar{\beta}$	$\bar{\gamma}$
32-33	0.040	0.127	0.004
33-34	0.140	0.331	0.039
34-35	0.120	0.447	0.047
35-36	0.060	0.238	0.013
36-37	0.145	0.592	0.037
37-38	0.185	0.695	0.098
38-39	0.165	0.812	0.116
39-40	0.145	0.492	0.056
40-41	0.055	0.420	0.018
41-42	0.065	0.497	0.026
42-43	0.135	0.245	0.026
43-44	0.185	0.539	0.072
44-45	0.165	0.445	0.068
45-46	0.045	0.430	0.019
46-47	0.100	0.326	0.022
47-48	0.070	0.604	0.029
48-49	0.085	0.812	0.039
49-45	0.070	0.800	0.030

Таблица 6

**Интервальные вариационные ряды коэффициентов сложности**

Коэффициент $\bar{\alpha}$			Коэффициент $\bar{\beta}$			Коэффициент $\bar{\gamma}$		
интервал	частота	частость, %	интервал	частота	частость, %	интервал	частота	частость, %
0.04-0.08	7	39	0.10-0.30	3	16.7	0.00-0.04	12	67
0.08-0.12	3	17	0.30-0.50	9	50.0	0.04-0.08	4	22
0.12-0.16	4	22	0.50-0.70	3	16.7	0.08-0.12	2	33
0.16-0.20	4	22	0.70-0.90	3	16.7	0.12-0.16	-	-

На рис. 19, а, б, в приведены графики, полученные в результате обработки геологических материалов по месторождению Меловое и характеризующие взаимосвязь коэффициентов сложности строения массива пород между собой. Анализ полученных зависимостей показывает, что наиболее информативным показателем является коэффициент  $\bar{\gamma}$  имеющий достаточно тесную корреляционную взаимосвязь с коэффициентами  $\bar{\alpha}$  и  $\bar{\beta}$  (см. рис. 19 а, б), тогда как корреляционная взаимосвязь

между коэффициентами  $\bar{\alpha}$  и  $\bar{\beta}$  отсутствует (рис. 19, в). Поэтому для характеристики насыщенности массива скальными пропластками наиболее информативным является коэффициент  $\gamma$ , а коэффициенты  $\bar{\alpha}$  и  $\bar{\beta}$  лишь дополняют его. По данным табл. 6 и с использованием указанных коэффициентов составлена рабочая классификация сложности разработки по поточной технологии вскрышных пород, содержащих крепкие пропластки (табл. 7).

Таблица 7

Рабочая классификация эксплуатационных блоков по степени сложности

Характеристика сложности блока	Коэффициент сложности $\gamma$	Коэффициент сложности $\bar{\alpha}$	Коэффициент сложности $\bar{\beta}$
В высшей степени сложный	0.16 – 0.12	0.20 – 0.16	0.90 – 0.70
Весьма сложный	0.12 – 0.08	0.16 – 0.12	0.70 – 0.50
Сложный	0.08 – 0.04	0.12 – 0.08	0.50 – 0.30
Средней сложности	0.04 – 0.00	0.08 – 0.04	0.30 – 0.10

В зависимости от коэффициентов сложности в дальнейшем выбираются параметры буровзрывной подготовки разнопрочных пород с пропластками для поточных технологических схем, обеспечивающие заданную степень дробления и минимальный выход негабарита; определяются структура комплексной механизации и технологическая схема.

#### 2.4. Исследование и обоснование физических основ взрывного разрушения разнопрочных пород сложноструктурных месторождений осадочного типа

Выбор и обоснование рациональных схем разработки разнопрочного массива в первую очередь связаны с выявлением физических особенностей разрушения такого массива в зависимости от природных и технических факторов с минимально возможными материальными и энергетическими затратами на основе дифференциации параметров БВР в зависимости от конкретных структурных и прочностных особенностей взрываемого разнопрочного массива горных пород.

Основываясь на разработанной в работах В.Н. Мосинца, В.Н. Родионова и Г.М. Ляхова [54-57] упругопластической модели деформации горных пород под действием взрывных нагрузок, механизм разрушения разнопрочных горных пород можно характеризовать технологической схемой, представленной на рис. 20. Избранная модель позволяет оценивать затраты энергии взрыва с учетом упруго-пластических свойств разнопрочного массива, обоснованно оценивать ме-

		Механизм разрушения
Пески, мягкие песчано-глинистые породы	$f \leq 0.6 - 1.0$ $K_p = (9 - 55) \text{ Н/см}^2$ $\rho \cdot C_p = (0.1 - 0.33) 10^6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{м/с}$	Пластический
Слабые пропластки песчанки, известняки	$f > 3$ $K_p = (130 - 160) \text{ Н/см}^2$ $\rho \cdot C_p = (0.6 - 1.5) 10^6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{м/с}$	Хрупкий
Плотные известняки, алевролиты и мергелистые галлы	$f = 0.8 - 2.0$ $K_p = (55 - 100) \text{ Н/см}^2$ $\rho \cdot C_p = (0.17 - 0.32) 10^6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{м/с}$	Пластический
Полусильные прочие мергели, гравеллы	$f = 2 - 3$ $K_p = (100 - 130) \text{ Н/см}^2$ $\rho \cdot C_p = (0.3 - 0.72) 10^6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{м/с}$	Квазирукий

Рис. 20. Технологическая схема механизма разрушения разнопрочного горного массива

тоды управления энергией взрыва не только с точки зрения упругости, учитывающей лишь условия распространения в среде взрывных волн, но деформативных свойств горных пород, проявляющихся при нагрузке и разгрузке.

На основе обширного комплекса экспериментальных исследований на объемных моделях из эквивалентных материалов и опытно-промышленных [15, 16, 18, 20, 21, 23] установлены физические особенности взрывного разрушения разнопрочного горного массива с крепкими пропластками с учетом следующих природных и технологических факторов:

природные факторы: мощность пропластка ( $m$ ); глубина его залегания ( $h$ ) и крепость пород ( $f$ );

технические факторы: высота уступа ( $H$ ), диаметр заряда ВВ, параметры сетки скважин и удельный расход ВВ ( $q$ ), место расположения заряда ВВ относительно пропластка, плотность заряжания скважин.

Важнейшими природными факторами являются мощность пропластка, поскольку последний является объектом взрывного разрушения, и толща залегающих пород. Исследованиями на объемных цилиндрических песчано-алебастровых блоках диаметром 190 мм и высотой 20, 40 и 80 мм, взрывание которых осуществлялось в песчаном слое переменной мощности, выявлены зависимости, характеризующие влияние на степень дробления пропластков указанных факторов. Длина заряда во всех экспериментах соответствовала высоте блока, что обеспечивало постоянство удельного расхода.

В качестве критериев, характеризующих дробление разнопрочного массива, приняты выход негабарита (к негабаритным фракциям нами условно отнесены куски крупнее 30 мм) и показатель степени дробления  $N_d$ , определяемый по уравнению [15, 54]:

$$N_d = \sum_1^n \lg \frac{D_0}{d_{1...n}} = K_1 \lg \frac{D_0}{d_1} + K_2 \lg \frac{D_0}{d_2} + \dots + K_n \lg \frac{D_0}{d_n}, \quad (2.10)$$

где  $K_{1...n}$  — процентное соотношение отдельных фракций крупности;  $D_0$  — максимальный линейный размер среды взрыва (во всех опытах диаметр модели-блока равен 190 см);  $d_{1...n}$  — средний линейный размер частиц определенного класса крупности, выделяемый при взрыве после анализа взорванной массы (средние размеры фракций в экспериментах составили 9; 18; 30; 40 и 50 мм);  $n$  — общее число классов крупности.

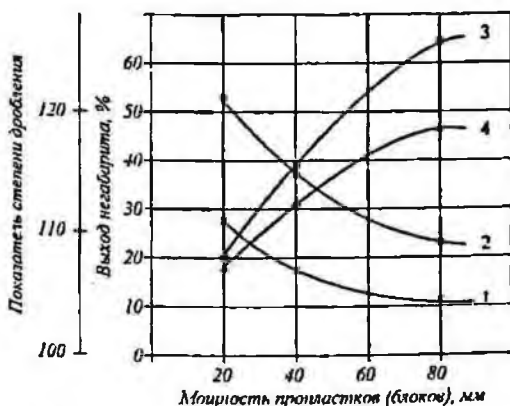


Рис. 21. Влияние мощности проплатки на выход негабарита и показатель степени дробления: 1, 2 — выход негабарита при прочности на сжатие  $\sigma_{сж}$  соответственно 15 и 33,6 кг/см<sup>2</sup>; 3, 4 — показатель степени дробления блока при прочности на сжатие  $\sigma_{сж}$  соответственно 15 и 33,6 кг/см<sup>2</sup>

Исследованиями на объемных моделях установлено, что с увеличением мощности проплатки выход негабарита уменьшается, а величина показателя степени дробления возрастает (рис. 21). Это свидетельствует о более полном использовании энергии взрыва с увеличением мощности проплатки. Таким образом, с точки зрения разрушения крепких проплаток как самостоятельной среды с ростом их мощности уменьшаются удельные расходы ВВ на дробление единицы объема

проплатки. Но удельный расход ВВ на единицу горной массы следует оценивать количественным содержанием проплаток в массиве и суммарным расходом ВВ на их дробление.

В практике горных работ местоположение крепких пропластков в массиве характеризуется мощностью налегающих на них песчано-глинистых пород, создающих при взрыве условия зажима, которые определенным образом влияют на степень дробления крепких включений за счет более рационального режима взрывной нагрузки и разгрузки разрушаемой среды. Исследования на объемных моделях, нагружаемых песчаным слоем различной толщины, показали, что при  $q = \text{const}$  на интенсивность дробления пропластков возрастает с увеличением мощности настилающих пород  $h$  (рис. 22). Однако эта величина имеет предельное значение ( $h_{\text{пр}}$ ), свыше которой увеличение мощности настилающих пород на интенсивность дробления не влияет.

Степень дробления пропластка характеризуется относительным выходом негабарита

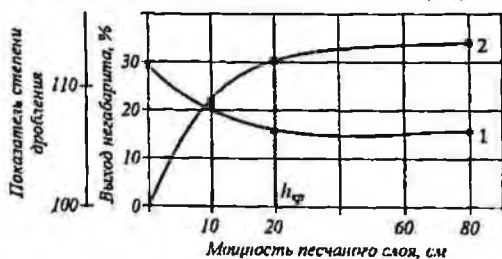


Рис. 22. Влияние мощности настилающего песчаного слоя на выход негабарита и показатель степени дробления пропластка: 1 — выход негабарита; 2 — показатель степени дробления

$$n_{\text{пр+}} = \frac{V_{+}}{V_{\text{пр}}} \cdot 100$$

(выход плюсовых фракций  $V_{+}$ , отнесенный к объему пропластка  $V_{\text{пр}}$ ), находится в определенной зависимости от его мощности и может быть аппроксимиро-

вана формулой вида

$$n_{\text{пр+}}(m) = A \frac{1}{\sqrt[3]{m}}. \quad (2.11)$$

Графики зависимости степени дробления пропластка  $n_{\text{пр+}}$  от его мощности при различных параметрах сетки скважин, полученные по результатам полигонных опытных взрывов в условиях карьера (рис. 21) показывают, что интенсивность дробления пропластка возрастает с увеличением его мощности независимо от показателя степени его дробления. Особенно наглядно различие дробления пропластков разной мощности при больших размерах сетки скважин.

Физически повышение степени дробления пропластка с ростом его мощности объясняется тем, что в равнопрочном массиве наиболее действенная (активная) часть вертикального удлиненного заряда ВВ ограничена мощностью

пропластка. Чем меньше длина заряда ВВ, тем интенсивнее затухает величина удельного импульса с расстоянием. Поэтому в маломощных пропластках происходит более быстрое затухание волн напряжений, вызываемых взрывом заряда длиной « $m$ », что обуславливает более низкую степень дробления по сравнению с мощными пропластками.

Степень дробления пропластка не характеризует полностью количество взорванного разнопрочного массива. Он должен содержать количество негабаритных кусков, не превышающих установленную норму, независимо от первоначального содержания пропластков в массиве. Поэтому качество подготовки горной массы характеризуется абсолютным выходом негабарита  $n_{M+}$  по массиву, определяемого как отношение всего объема  $V_+$  неконданционных кусков взорванных пропластков к общему объему  $V_M$  взорванного разнопрочного массива:

$$n_{M+} = \frac{V_+}{V_M} \cdot 100.$$

Учитывая, что между показателями  $n_{M+}$  и  $n_{пр+}$  существует прямопропорциональная связь, выход негабарита по массиву  $n_{M+}$  можно выразить следующими формулами:

$$n_{M+} = n_{пр+} \frac{m}{H}; \quad (2.12, а)$$

$$n_{M+}(m) = \frac{\sqrt[3]{m^2}}{H}. \quad (2.12, б)$$

Анализ зависимости (2.12, б) и ее графическое изображение (рис. 23) показывают, что, несмотря на повышение степени дробления собственно пропластка с увеличением его мощности, ее рост за счет увеличения величины  $m$  недостаточен для получения однородной горной массы при разрушении разнопрочных массивов, содержащих пропластки различной мощности.

В самом деле, если относительный выход негабарита из пропластка  $n_{пр+}$  зависит от величины  $\frac{1}{\sqrt[3]{m}}$ , указывающей на его снижение с ростом  $m$ , то выход негабарита по массиву  $n_{M+}$  возрастает с увеличением « $m$ », так как в формулах (2.12) она находится в числителе. Следовательно, для достижения более однородного качества горной массы степень дробления пропластка должна быть увеличена с ростом его содержания в массиве за счет дополнительных энергетиче-

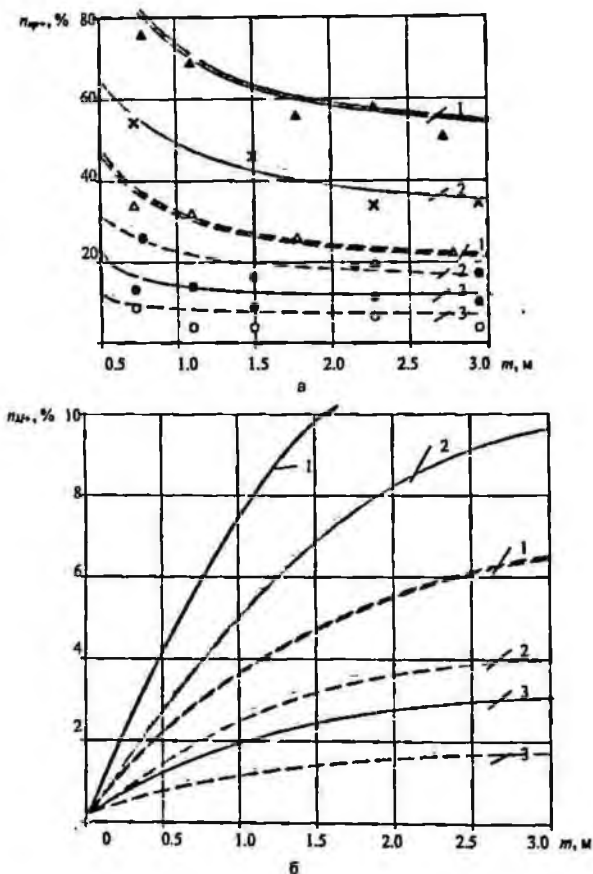


Рис. 23. Графики изменения выхода негабарита из пропластка  $P_{\text{полез}}$  и по массе  $m$  от мощности  $m$  пропластка: а – выход кусков фракции +400 мм; б – выход кусков фракции +1200 мм; сетка скважин – 56 м<sup>2</sup> (1); 42 м<sup>2</sup> (2); 20 м<sup>2</sup> (3).

ских затрат или увеличения степени полезного использования энергии взрыва.

В связи с этим комплексом аналитических и полигонных исследований [10, 58, 59] установлено, что изменение физического состояния разнородного массива горных пород типа песок - пропласток путем предварительного увлажнения массива с целью выравнивания его акустических свойств позволяет значительно увеличить степень полезного использования энергии взрыва на дробление пропластка.



Серия лабораторных экспериментов была выполнена с предварительным увлажнением (обычное гидростатическое замачивание) толщи песков, в которой размещались песчано-алебастровые блоки, моделирующие пропластки. Анализ полученных результатов показал, что при взрывании моделей (блоков) в песке влажностью 20% выход некондиционных фракций +30 мм при  $\sigma_{сж} = 15$  кг/см<sup>2</sup> для блоков  $m=20$  мм снижается в 2.5 раза, а для блоков  $m=80$  мм – в 3.2 раза. На одном из карьеров месторождения Учкудук проведены опытно-промышленные эксперименты по предварительному увлажнению мягких вмещающих пород обычным гидростатическим замачиванием. Для этого по кровле устула на расстоянии 12-15 м один от другого был создан ряд неглубоких канав, в которые от магистральной водопроводной сети карьера наливалась вода.

Таблица 8

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

Показатель	I блок		II блок	
	при естественной влажности	при искусственной влажности	при естественной влажности	при искусственной влажности
Влажность пород, %	5-6	15-20	5-6	15-20
<b>Параметры вмещающих пород (песков):</b>				
плотность пород, кг/м <sup>3</sup>	1600	1800	1600	1850
скорость звука, м/с	380	1500	380	1540
акустическая жесткость, кг/м <sup>2</sup> ·м/с	$0.6 \cdot 10^6$	$2.7 \cdot 10^6$	$0.6 \cdot 10^6$	$2.8 \cdot 10^6$
модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup>	$0.15 \cdot 10^4$	$3 \cdot 10^4$	$0.15 \cdot 10^4$	$3 \cdot 10^4$
сопротивление сжатию, кгс/см <sup>2</sup>	3.2	2.4	3.2	2.4
<b>Параметры твердых включений:</b>				
плотность пород, кг/м <sup>3</sup>	2100	2100	2100	2100
скорость звука, м/с	3300	3400	3300	3500
акустическая жесткость, кг/м <sup>2</sup> ·м/с	$7 \cdot 10^6$	$7.1 \cdot 10^6$	$7 \cdot 10^6$	$7.4 \cdot 10^6$
модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup>	$1.5 \cdot 10^5$	$1.6 \cdot 10^5$	$1.5 \cdot 10^5$	$1.8 \cdot 10^5$
сопротивление сжатию, кгс/см <sup>2</sup>	300	160	300	160
Мощность твердых включений, м	2.1	2.1	1.2	1.2
<b>Параметры взрывания</b>				
высота устула, м	6.5	6.5	6.3	6.3
диаметр скважин, мм	230	230	230	230
расстояние между скважинами в ряду, м	7.0	7.0	8.0	8.0
расстояние между рядами, м	7.0	7.0	8.0	8.0
удельный расход ВВ, кг/м <sup>2</sup>	0.94	0.94	1.67	1.67
выход негабарита +300 мм	16.3	11.6	8.2	5.3
выход негабарита +1000 мм	10.7	6.3	2.5	0.0

Под гидростатическим давлением вода постепенно впитывается в песок, меняя его влажность и акустические свойства. При этом, как установлено экспериментально, меняется не только акустическая жесткость вмещающих пород, но и прочность отдельных твердых включений: на 8-12 сутки прочность на сжатие по испытаниям кернов была снижена до 2 раз, а прочность на растяжение — в среднем в 1.5 раза.

В результате экспериментальных исследований установлено, что при естественной влажности 5-6% акустическая жесткость вмещающих песков составляла  $0.6 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с, а твердых карбонатных пропластков  $\approx 7 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с (табл. 8). Ввиду существенного различия в сжимаемости разнопрочных пород начальное давление взрыва в песке составляло  $1 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>, тогда как в твердом включении —  $5 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>. По этой причине на границе раздела двух сред наблюдалось также существенное отражение и преломление волн, снижающее полезное использование энергии взрыва. Благодаря этому при взрыве скважинных зарядов формировалась воронка под пропластком и над ним, тогда как сам пропласток почти не дробился.

В результате экспериментальной проверки в производственных условиях способа искусственного увлажнения разнопрочных горных пород установлено (см. табл. 8), что акустическая жесткость песков повысилась до  $2.7 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с, а выход негабаритной фракции +300 мм снизился на 25-35% по сравнению со взрывом в песках с естественной влажностью.

Как отмечалось, окружающие пропласток рыхлые породы создают условия его всестороннего зажима, благодаря чему происходит перераспределение до определенной степени общей энергии взрыва, затрачиваемой на дробление и перемещение пропластка. Часть кинетической энергии используется на дополнительное дробление. Происходит взрывание пропластка в зажатой среде.

Экспериментальными опытно-промышленными взрывами установлено, что увеличение мощности  $h$  налегающих пород при прочных равных условиях взрывания ведет к постепенному возрастанию степени дробления пропластка, что снижает выход негабарита (рис. 24). Но снижение  $n_{pp+}$  наблюдается до определенного значения  $h_{кр}$ , превышение которого не влечет за собой заметного улучшения качества дробления пропластка и массива в целом. Так, например, анализ опытно-промышленных взрывов показал, что при взрывании пропластков мощностью 1.2, находящихся практически на поверхности уступа (глубина за-

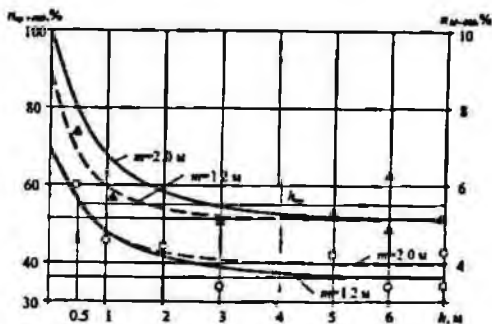


Рис. 24. Графики изменения выхода негабарита из пропластка  $n_{M=400}$  (---) и по массиву  $n_{M=600}$  (—) от мощности  $h$  залегания пород (залегания  $h=0.5$  м) выход негабаритной фракции  $n_{M=400}$  мм составил 5,5% (см. рис. 24). В то же время при расположении пропластков такой же мощности на глубине 3–4 м выход негабарита был почти в два раза меньше (3,0%), хотя в том и другом случаях заряд располагался в пропластке. Дальнейшее увеличение глубины залегания пропластка (свыше 3 м) на качестве дробления практически не сказывалось.

В результате сделан вывод, что степень полезного использования энергии взрыва на дробление скальных включений непосредственно связана с глубиной их залегания. Горные работы в зависимости от гипсометрии пропластков должны вестись так, чтобы пропластки оставались внутри массива на глубине не менее 3–4 м.

Анализ зависимостей изменения  $n_{np}$  и  $n_{M}$  от значений  $h$  (см. рис. 24) показывает, что общий характер зависимостей (%) аппроксимируется уравнением

$$n_{np}(h) = \frac{B}{1 - 0.5e^{-0.6h}} \quad (2.13)$$

Учитывая отсутствие взаимодействия между природными факторами  $m$  и  $h$ , выход негабарита от природных факторов можно представить как функцию вида (%)

$$n_{np}(m, h) = B \cdot \frac{1}{\sqrt{m}} \cdot \frac{1}{1 - 0.5e^{-0.6h}} \quad (2.14)$$

$$n_{M}(m, h) = B' \cdot \frac{\sqrt{m^2}}{H} \cdot \frac{1}{1 - 0.5e^{-0.6h}} \quad (2.15)$$

где  $B$  и  $B'$  — коэффициенты, учитывающие влияние технических факторов (параметры сетки скважин и диаметр заряда III).

Результаты исследований показали, что к основным техническим факторам, оказывающими существенное влияние на качество и себестоимость дробления разнопрочного горного массива, в первую очередь, следует отнести параметры сетки скважин и диаметр заряда ВВ. Для количественной оценки их влияния на результаты взрыва были проведены опытно-промышленные взрывы на специальных опытных участках карьера № 13 месторождения Учкудук (рис. 25). Ма-

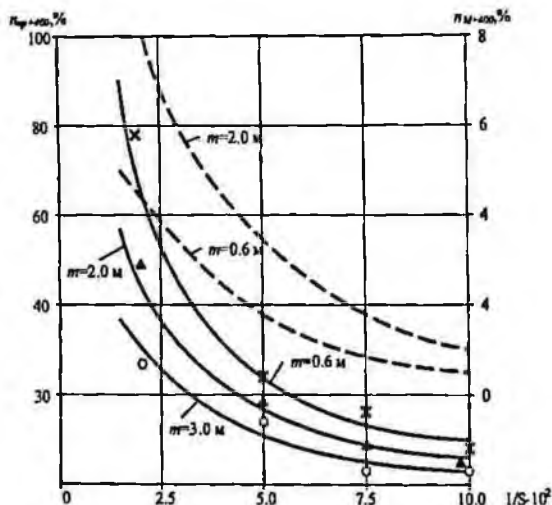


Рис. 25. Графики изменения выхода негабарита из пропластка  $n_{np+400}$  (—) и по массиву  $n_{M+400}$  (---) от параметров  $S$  сетки скважин

тематическая обработка полученных статистических данных позволила получить эмпирические зависимости (%) выхода негабаритной фракции пропластков от параметров сетки скважин в диапазоне  $S=16-40$  м<sup>2</sup>:

$$n_{np+}(S) = C \cdot S^{1.5} \cdot e^{-0.01S}, \quad (2.16)$$

$$n_{np+}(S) = 4.7 \cdot S - 18, \quad (2.17)$$

где  $C$  — коэффициент, учитывающий влияние природных факторов: мощности пропластка и глубины его залегания.

Опытно-промышленные взрывы показали, что независимо от мощности пропластка выход негабарита  $n_{np+}$  обратно пропорционален диаметру заряда ВВ (%):

где  $d$  – диаметр заряда ВВ.

На основе результатов исследований и с учетом зависимостей (2.11-2.18) разработаны математические модели, характеризующие выход негабаритной фракции пропластков или кусков, размеры которых превышают заданные параметры дробления (%):

$$n_{\text{нп}} = \frac{0.05}{d^3 \cdot \sqrt{m}} \cdot \frac{S^{1.5}}{1 - 0.5e^{-0.25S}} \cdot \exp(-0.01S - \Delta), \quad (2.19)$$

$$n_{\text{нл}} = \frac{0.05\sqrt{m^2}}{d^3 \cdot H} \cdot \frac{S^{1.5}}{1 - 0.5e^{-0.25S}} \cdot \exp(-0.01S - \Delta), \quad (2.20)$$

где  $\Delta$  – числовой показатель фракций, по которым производится оценка выхода негабарита. В частности, для фракции +400 мм  $\Delta=0.4$ ; для +800 мм –  $\Delta=0.8$ ; для +1200 мм –  $\Delta=1.2$ .

Выполненными исследованиями [15, 16, 20, 21, 23] не отмечено существенных изменений качества дробления при увеличении длины заряда за счет расположения части заряда ВВ над и под пропластками по сравнению с результатами взрывания зарядами, длина которых соответствовала мощности пропластка. Анализом опытно-промышленных взрывов [15, 20, 23] определены границы целесообразного увеличения массы скважинного заряда в зависимости от мощности разрушаемого пропластка и оказывающего наибольшее дробящее воздействие на пропластки. В наиболее простом виде зависимость массы скважинного заряда  $Q$  от мощности пропластка (кг) может быть представлена уравнением

$$Q = \frac{\pi d_c^2}{4} \cdot \rho_{\text{ВВ}} (m+2), \quad (2.21)$$

где  $d_c$  – диаметр заряда (скважины);  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность заряжания;  $m$  – мощность пропластка.

Превышение длины заряда сверх величины  $(m+2)$  практически не приводит к улучшению степени дробления пропластков. Из уравнения (2.21) следует, что активно влиять на степень дробления пропластка и качество взрывной подготовки разнопрочного массива можно в основном изменением параметров сетки скважин, так как варьирование диаметром заряда ограничивается техническими возможностями бурового оборудования, а рациональная масса заряда ВВ мощностью пропластка.

## ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ И СРЕДСТВ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ

### 3.1. Системный анализ методов и средств управления параметрами БВР в карьерах

С ростом глубины карьеров происходят изменения в технологии ведения работ и параметрах рабочей зоны и, как следствие, - структуры технологических потоков.

Технологический поток представляет собой совокупность последовательно выполняемых и взаимосвязанных между собой технологических процессов. В зависимости от потребительских свойств горной массы выделяют вскрышные и рудные потоки карьера, которые в конкретных условиях могут различаться набором технологических процессов, т.е. структурой потока.

В основу формирования структуры технологических потоков положено районирование карьера по природно-технологическим признакам с выделением характерных зон на основе изучения распределения полезного компонента в горном массиве, минералогического состава руды, параметров и строения рудных тел, физико-механических свойств пород. При этом определяющими являются факторы, обуславливающие потребительские свойства горной массы и преобладающие при выделении природно-технологических зон карьера. В частности, при открытой разработке сложно-структурных золоторудных месторождений Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау выделяют рудную, рудно-породную и породную зоны.

В рудной зоне более 50% горной массы составляет товарная руда, сосредоточенная в массивных мощных рудных телах и участках простого строения. Остальная горная масса представлена забалансовой рудой (более 40%) и лишь незначительная часть (менее 10%) - породой. Рудно-породная зона лишь на 20% состоит из товарной руды, сосредоточенной в маломощных рудных телах и участках сложного и весьма сложного строения. Остальную горную массу в этой зоне составляют забалансовая руда и пустая порода (по 30-40%). В породной зоне товарная руда практически отсутствует.

Структура технологического потока определяется горнотехническими условиями карьера, соответствует применяемой технологии работ, количественные параметры - заданному режиму горных работ, а качественные характеристики - требованиями потребителей минерального сырья.

В породной зоне пластовых карьеров наиболее перспективны поточная (ПТ) и циклично-поточная (ЦПТ) технологии, эффективность которых зависит, прежде всего, от качества взрывного дробления разнопрочных пород с крепкими пропластками.

В породной зоне скальных карьеров структура вскрышного технологического потока определяется циклической технологией (ЦТ) на основе автомобильного транспорта, которая в соответствии с принятой стратегией развития карьеров сначала дополняется, а затем замещается циклично-поточной технологией на основе автомобильно-конвейерного транспорта. В связи с этим в породных зонах формируются и функционируют технологические потоки в системе «карьер-отвал», имеющие структуры:

- бурение → взрывание → роторный экскаватор → грохотильно-перегрузочный пункт (Г<sub>р</sub>ПП) → конвейерный транспорт → отвалообразование («карьер-ПТ»);

- бурение → взрывание → экскавация → автомобильный транспорт → отвалообразование («карьер-ЦТ»);

- бурение → взрывание → экскавация → автомобильный транспорт → дробление на перегрузочном пункте (ДПП) комплекса ЦПТ → конвейерный транспорт → отвалообразование («карьер-ЦПТ»).

Рудная зона характеризуется тем, что до 90% рудной массы грузится в автосамосвалы и вывозится на усреднительные склады для дальнейшей отправки на гидрометаллургический завод (ГМЗ). При этом взрывное дробление руды в карьере рассматривается как начальный этап процесса рудоподготовки, представляющий собой последовательность операций «взрывное рыхление руды → механическое дробление → измельчение руды на ГМЗ», т.е. в рассматриваемом случае мы имеем технологический поток в системе «карьер - завод».

Рудные технологические потоки в системе «карьер - завод» основаны либо на структуре циклической технологии, когда руда автомобильным транспортом доставляется на ППК, откуда она отгружается в железнодорожный транспорт и доставляется на завод; либо на структуре циклично-поточной технологии, когда руда комплексом ЦПТ доставляется либо в промежуточный склад, из которого автомобильным транспортом вывозится на ППК для последующей отгрузки в железнодорожный транспорт и отправки на завод, либо конвейерными перегружателями непосредственно загружается в железнодорожный транспорт для доставки на завод.

## Структура методов и средств интенсификации и управления взрывным разрушением

Иерархический уровень	Методы и способы управления и интенсификации взрывным разрушением	Управляемые и влияющие факторы и параметры
1	2	3
	1. Геологическая и горнотехническая оценка и характеристика пластовых и скальных карьеров сложноструктурных месторождений	Геологические, гидрогеологические и горнотехнические условия разработки месторождений Признаки сложности геолого-морфологического строения разнопрочных пород осадочного типа с крепкими пропластками
	2. Районирование карьеров по природотехническим признакам и условиям Общетехнологические условия производства БВР Основные технологические потоки, различающиеся требованиями к качеству взрывного дробления	Параметры карьера, производительность по горной массе и полезному ископаемому, годовые объемы бурения и взрывания, типы бурового и горнотранспортного оборудования Природно-технологические зоны карьера и потребительские свойства горной массы
	3. Оценка физико-механических и технологических свойств пород и руд как объекта воздействия буровзрывными работами применительно к выбранной технологии разработки месторождения	Прочностные и упруго-пластические свойства пород и руд, разнопрочных слоев пород по высоте уступа
	4. Классификация и районирование пород и руд в пределах выделенных природно-технологических зон карьера по близости и трещиноватости, взрываемости и буримости	Физико-механические свойства пород и руд, блочность и трещиноватость массивов
	5. Энергетические и корреляционные связи процессов разрушения разнопрочных трещиноватых пород на карьерах пластовых и скальных месторождений применительно к рассмотренным классификациям и районированию	Технологические и физические модели, представления и особенности взрывного разрушения разнопрочных массивов
	6. Оптимизация ассортимента БВ и механизация взрывных работ	Потенциальная энергия и технологические параметры БВ Трудозатраты на взрывные работы, себестоимость БВР
	7. Многозарядное короткозамкнутое взрывание скважинных зарядов  ( $\rho$ ) - плотность пород, кг/м <sup>3</sup> , $\mu$ - коэффициент Пуассона, $f$ - коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову, $W$ - Л. Н. С., м	Энергетические и технологические характеристики применяемых БВ Диаметр зарядов, элементы их расположения в разрушаемом массиве, условия группового взрывания, интервалы заделки
	8. Сейсмообезопасная технология буровзрывных работ в привокзальных зонах карьеров	Потенциальная энергия и тип применяемого БВ, удельный расход БВ, элементы размещения зарядов в разрушаемом массиве и условия их КЗВ взрывания Объем массового взрыва и масса БВ на замедление, задерживающие элементы волн нагнетания



## породных и рудных массивов на карьерах сложноструктурных месторождений

Средства управления и интенсификация	Технологические приемы и решения, достигаемый результат
<p>4</p> <p>Дробление, потоковая и циклично-потоковые технологии, горно-транспортные оборудование.</p> <p>Буровые скважины, инструмент в различных параметрах бурения.</p> <p>Классификация по беглости, трещиноватости, взрываемости и беглости, взрывчатые вещества и материалы, средства управления и механизация зарядных, забочных и поточных-разрушающих скважинных операций.</p> <p>Организованные, компьютеры и программное обеспечение.</p>	<p>5</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>■ — Понятие — сложноструктурное месторождение.</li> <li>■ — Группировка горнотехнологических факторов и параметров, характеризующих карьеры типов месторождений и физические особенности взрывного разрушения породных и рудных массивов.</li> <li>■ — Оценка коэффициентов сложности структуры вскрытых и добычных уступов в их корреляционные взаимосвязи определяющие параметры БВР для различных технологических схем</li> <li>■ — Выделение рудной, рудно-породной и породной зон в карьере.</li> <li>■ — Параметры элементов принятой системы разработки, включая высоту обурываемых и взрываемых уступов, диаметр скважин, объемы взрывного блока и массового взрыва, ширина рабочих площадок.</li> <li>■ — Структура и механизация технологических потоков: «карьер-ПТ», «карьер-ЦПТ», «карьер-переработка» и «карьер-производство».</li> <li>■ — Необходимые степени дробления в каждом потоке</li> <li>■ — Характеристики состояния пород в процессе взрывного воздействия: удельное сопротивление ковалению, коэффициент разрыхления, размер кусков разрушенных пород, ковалентный размер кусков для технологических потоков в процессах.</li> <li>■ — Общие закономерности изменения прочностных и упругих свойств при взрывной отбойке</li> <li>■ — Классификация и группировка пород и руд по беглости, трещиноватости в технологическим свойствам с позиций оценки процессов БВР.</li> <li>■ — Средний размер естественных отдаленностей в массиве, нонрациональное распределение отдаленностей по категориям пород.</li> <li>■ — Статистические и корреляционные взаимосвязи между категориями взрываемости и буримости, с классификациями МВК и ЦБНТ</li> <li>■ — Корреляционные и энергетические взаимосвязи процессов БВР, характеризующие механизмы разрушения пород в условиях пластического камнезастывшего и крупного разрушения и определяющие методы оценки и управления энергией взрыва, технологические приемы повышения КПД взрыва</li> <li>■ — Рациональный ассортимент ВВ в соответствии с предлагаемыми классификациями, определяющий оптимальный коэффициент перехода потенциальной энергии заряда в механическую работу дробления.</li> <li>■ — Улучшение качества дробления и снижение стоимости БВР в 2 и более раз за счет оптимизации ассортимента ВВ и их рационального использования.</li> <li>■ — Структура комплексной механизации взрывных работ, рост безопасности и производительности труда в 3-5 раз на зарядных работах, в 10-15 раз — на складских</li> <li>■ — Потенциальная энергия, удельный расход ВВ, диаметр зарядов.</li> <li>■ — Многорядное расположение зарядов — не менее семи в ряду и шести по глубине блока, расщедоточенная конструкция заряда, забойка, обратное и встречное нитяшнороевое, клипные диагональные схемы взрывания.</li> <li>■ — Оптимальный интервал замедления между сериями зарядов:</li> </ul> $t_{\Sigma} = \frac{3.5 \cdot \rho}{\sqrt{f^2}} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot (1 - \mu)}{(1 - 2\mu)}} \cdot W \cdot 10^{-3}, \text{мс}^{(7)}$ <ul style="list-style-type: none"> <li>■ — Увеличение КПД взрыва на 25-30%, снижение выхода негабарита в 2-4 раза, коэффициента разрыхления на 30%, управление формой рывка</li> <li>■ — Сейсмологические модели сейсмоэпизодного воздействия массовых взрывов и критерии их оценки, способы экранирования и снижения сейсмического воздействия.</li> <li>■ — Структура сейсмобезопасной технологии БВР, определяющая технологические схемы заточки и обработки приконтурной зоны карьера в районе охранных участков и объектов.</li> <li>■ — Ослабление интенсивности сейсмических колебаний в 2-3 раза, повышение в 4-6 раз величины сейсмобезопасной массы ВВ на замедление</li> </ul>

Таблица 9

<p>9. Рабочие классификации: - порода карьеров шпалтовых, месторождений промышленного к полевой технологии их разработки; - порода и руд скважин карьеров по категориям взрывчатости, бурности и контактной прочности в зонах интенсивного ведения горных работ</p>	<p>Физико-механические и углуро-пластические свойства пород и руд</p>
<p>10. Создание алгоритмов компьютерных расчетов алгоритма размещения скважинных зарядов и руд/допетрического состава взрывающих пород. Выделение предельной взрывчатости конкретного дробления порода по категориям взрывчатости</p>	<p>Корреляционные связи между потенциальной энергией и удельного расхода ВВ с крепостью и трещиноватостью пород, условиями взрывания и заданным размером скважины взорванного участка. Эмпирические зависимости зарядов в разрушаемой массе</p>
<p>11. Выработка отработки сложной рудной тол с рассмотрением геологической структуры рудного массива и экранирования энергии волн (взрывчатости)</p>	<p>Энергетические и технологические характеристики ВВ, параметры скважины, экранирования энергии волн (взрывчатости), коэффициент разрушения <math>K_p</math>, удельного расхода порога массива</p>
<p>12. Метод дифференциального выбора параметров ВВР в породах шпалтовых месторождений, обоснованный количественно подготовку расчетно-прочных пород в законченных временных скважинных породах, шпалтах глины и подуровневых мергелей для получения технологических схем</p>	<p>Мощность, крепость законченных и разлопачиваемых литологических разностей, глубины их залегания. Удельный расход ВВ, параметры скважины, экранирования энергии волн (взрывчатости) и разрушения зарядов относительно крепости включений</p>
<p>13. Способ параметрического dimensionaльного обеспечения разлопачиваемости массива осадочного типа с критериями пролиаментации</p>	<p>Энергетические характеристики промышленных ВВ, конструкция зарядов. Прочность и углуро-пластические свойства массивовых пород и временных включений. Степень искусственного увлажнение разлопачиваемых пород</p>
<p>14. Энергетический метод оптимизации параметров буровых работ</p>	<p>Корреляционные зависимости, определяющие энергетические затраты в технологических процессах в зависимости от размера скважины, удельный расход ВВ, параметры ВВР, структурно-инженерный состав</p>
<p>15. Интенсификация взрывного воздействия на дробление и преобразование рудной массы</p>	<p>Порошчатая энергия удельный расход ВВ, диаметр зарядов, параметры их расположения в рудном массиве. Корреляционные зависимости энергетических процессов, горных работ, механического дробления и комбинирования в зависимости от размера-д, руды</p>
<p>16. Метод взрывания высококич уступами</p>	<p>Конструкция зарядов и элементы его размещения в скважине. Энергетические характеристики промышленных ВВ, их комбинации по высоте скважинного заряда</p>
<p>17. Взрывание простейшими и эмulsionными взрывчатками составами с руд/допетрической порою энергии взрыва</p>	<p>Энергетические параметры в удельный расход ВВ, диаметр зарядов параметры интрузива скважины</p>
<p>18. Шкала технология ВВР при совместной разработке в контуре одного месторождения карьерной, промышленного рудного сырья и шпалт пород биогенного камня</p>	<p>Энергетические и технологические зависимости параметров удельного расхода ВВ, параметры расположения зарядов в разрушаемой массе для управления дроблением по взрывчатому блоку</p>

**Горно-транспортное оборудование, буровые станки и инструмент.**

**Модульные комплексы подготовки и изготовления простейших и ЭВВ, зарядные и забойные машины, взрывчатые материалы, средства и схемы взрывания, интервалы замедления, конструкция зарядов. Конструкция, глубина и параметры скважин заточки. Компьютеры, ортехника и программное обеспечение**

<p>1. Разработка и классификация пород и руд шпалтовых месторождений по прочностным и углуро-пластическим свойствам, удельной энергетической плотности.</p> <p>2. Разработка и серийный размер отклонения в массиве. Классификация пород по взрывчатости, бурности и контактной прочности.</p> <p>3. Статистические зависимости между потенциальной энергией и удельного расхода ВВ с крепостью и трещиноватостью пород, условиями взрывания и заданным размером скважины взорванного участка. Эмпирические зависимости зарядов в разрушаемой массе.</p> <p>4. Метод дифференциального выбора параметров ВВР в породах шпалтовых месторождений, обоснованный количественно подготовку расчетно-прочных пород в законченных временных скважинных породах, шпалтах глины и подуровневых мергелей для получения технологических схем.</p> <p>5. Способ параметрического dimensionaльного обеспечения разлопачиваемости массива осадочного типа с критериями пролиаментации.</p> <p>6. Энергетический метод оптимизации параметров буровых работ.</p> <p>7. Интенсификация взрывного воздействия на дробление и преобразование рудной массы.</p> <p>8. Метод взрывания высококич уступами.</p> <p>9. Шкала технология ВВР при совместной разработке в контуре одного месторождения карьерной, промышленного рудного сырья и шпалт пород биогенного камня.</p> <p>10. Создание алгоритмов компьютерных расчетов алгоритма размещения скважинных зарядов и руд/допетрического состава взрывающих пород. Выделение предельной взрывчатости конкретного дробления порода по категориям взрывчатости.</p> <p>11. Выработка отработки сложной рудной тол с рассмотрением геологической структуры рудного массива и экранирования энергии волн (взрывчатости).</p> <p>12. Метод дифференциального выбора параметров ВВР в породах шпалтовых месторождений, обоснованный количественно подготовку расчетно-прочных пород в законченных временных скважинных породах, шпалтах глины и подуровневых мергелей для получения технологических схем.</p> <p>13. Способ параметрического dimensionaльного обеспечения разлопачиваемости массива осадочного типа с критериями пролиаментации.</p> <p>14. Энергетический метод оптимизации параметров буровых работ.</p> <p>15. Интенсификация взрывного воздействия на дробление и преобразование рудной массы.</p> <p>16. Метод взрывания высококич уступами.</p> <p>17. Взрывание простейшими и эмulsionными взрывчатками составами с руд/допетрической порою энергии взрыва.</p> <p>18. Шкала технология ВВР при совместной разработке в контуре одного месторождения карьерной, промышленного рудного сырья и шпалт пород биогенного камня.</p>
---

Продолжение табл. 9

Таблица 9

РАБОЧАЯ ПЛОЩАДКА	19. Методы и способы управления энергией взрыва изменением количественных параметров БВР в пределах энергоемкости качественного дробления пород взрывом	
	19.1. Рациональные параметры БВР при короткозамедленном взрывании	Удельный расход ВВ, диаметр, конструкция и сетка расположения зарядов
	19.2. Оптимизация конструкции скважинных зарядов * $l_{\text{зар}}$ - длина заряда с учетом воздушного, инертного промежутка. **) $W_{\text{II}}$ - Л.С.П.П.	Элементы размещения скважинного заряда в разрушаемом уступе. Комбинация по длине заряда ВВ с различными энергетическими характеристиками. Распределение заряда, длина воздушного, инертного промежутка - $l_{\text{ин}}$ .
	19.3. Обратное и встречное инициирование скважинных зарядов *) $\omega$ - скорость детонации ВВ $C_p$ - скорость распространения продольных волн массива	Место и число точек инициирования заряда по его длине. Энергетические характеристики применяемых ВВ, отношение - $\omega/C_p$ . Местоположение и мощность крепких включений - $m_d$ по высоте уступа
	19.4. Способ взрывной отбойки с забойкой скважин взрывом	Прочностные свойства пород энергетические характеристики применяемых ВВ. Параметры взаимного расположения и условия взрывания забочного и основного зарядов
	19.5. Экранирование энергии волн напряжений *) $\frac{\rho \cdot C_p}{\rho_0 \cdot C_{p0}}$ - соотношение акустических жесткостей экрана и основной среды	Энергетические характеристики зарядов ВВ, формирующих экраны. Пространственное положение, конструкция и параметры экрана. Акустическая жесткость экрана - $\rho \cdot C_p$
	19.6. Взрывание в зажатой и глубоко зажатой среде *) $\rho_0 \cdot C_{p0} / \rho \cdot C_p$ - отношение акустических жесткостей разрушаемого уступа и породной «подушки»	Энергетические и технологические характеристики ВВ. Элементы взаимного расположения зарядов в разрушаемых уступах. Экранирование энергии волн напряжений, мощность породной «подушки» - $M_d$
	19.7. Способ отбойки параллельно-сближенными (верноближенными) зарядами	Потенциальная энергия, скорость детонации и плотность ВВ, диаметр зарядов. Прочностные свойства разрушаемых пород, расстояние между зарядами в паре
19.8. Способ оценки структуры и крепости разнопрочного массива по энергоемкости бурения скважин	Прочностные свойства литологических зонностей разнопрочного массива и глубина их расположения по высоте уступа. Мощность и местоположение крепких включений - продвистков	

Включено-погруженные в прокаточно-профильное оборудование, бурение скважин и инструмент. Выходные вещества (проектирование ЭВМ и материалы, средства автоматизации и механизации земляных и строительных работ, системы управления и конструкции зарядов). Алгоритмы и программы компьютерных расчетов параметров БВР	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Эффективное грунтовое действие зарядов дробления при их многоразовом расположении 7 и более скважин в ряду, 6 и более - по ширине рабочей площади</li> <li>- Оптимальные интегралы замешивания, ключевые диаметры и П-образные схемы КВЗ при увеличенном коэффициенте сближения зарядов</li> <li>- Увеличение параметров и продолжительности импульса взрыва в 1,3-1,5 раза, минимальное импульсное взрывное воздействие на массив</li> <li>- Элементы размещения зарядов по высоте уступа: <math>l_{\text{взр}} \geq 0,7 \cdot l_{\text{взр}} \geq 2W_0 \cdot \sigma^2</math>, <math>l_{\text{взр}} = (0,05-1,0) W_0</math>; <math>l_{\text{взр}} \leq 0,3 W_0</math>; <math>l_{\text{взр}} \cdot l_{\text{взр}} = 0,3</math></li> <li>- Комбинированные удлиненные заряды, в нижней части <math>l_{\text{взр}} \geq 0,6 R_p</math> - более мощные БВ</li> <li>- Сложено в 1,3-1,6 раз размера <math>d_c</math>, выхода негабарита - в 2 и более раз</li> </ul>
	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Герметизация зарядной камеры, увеличение продолжительности импульса взрыва и параметров первичного поля напряжений, формируемого прачемки скважин скважин</li> <li>- Импульс взрыва при обратном инициировании на 10-15% больше по сравнению с верхним, на 20-30% интенсифицируется дробление, сокращаются на 20% перебур и т.д.</li> <li>- В месте встречи удлиненных зарядов в прокатке чергит взрыва на разрушение увеличивается на 25%, радиус разрушения - в 1,3-1,5 раза, размер <math>d_c</math> уменьшается на 25-30%. При <math>m_0 \leq 0,5</math> м, <math>0,5 \leq m_0 \leq 1,5</math> м, <math>1,5 \leq m_0 \leq 2,5</math> м, <math>m_0 \geq 2,5</math> м иницирование соответственно - одно, двух, трех и четырехкратное</li> <li>- Рост параметров первичного поля напряжений, увеличенные в 5-6 раз продолжительность импульса взрыва</li> <li>- Глубина забойной скважины, расположенной на расстоянии 4-6 диаметров от основной - 0,25 длины основной, в ней размещается 15-20% основного заряда, взрываемого с опережением 10-15 мс по отношению к основному.</li> <li>- Сложено на 20% размера <math>d_c</math>, и выхода негабарита</li> </ul>
	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Управление параметрами вторичного поля напряжений, формируемого отраженными волнами растяжения</li> <li>- Математические модели степени затухания энергии волн напряжений от расстояния, энергии БВ, параметров и конструкции заряда, энергетические соотношения на внутренней и внешней границах заряда</li> <li>- Экономизация по внутреннему диаметру взрывного блока удельный расход в зарядах взрыва на 15-20% выше обычного, опережающее <math>\geq 70-75</math> мс взрывные заряды взрыва, <math>\rho \leq 1,2 \geq 0,3-0,5</math></li> <li>- Шеление эквивалентов ширины шели <math>\geq</math> смещения пород взрывом, глубина шели <math>\leq (1,5-2)H_c</math>, применены стволы глубокого бурения скважин зенитской. Матричные методы определения параметров в трещинах скважин зенитской.</li> <li>- При эквивалентности 35% энергии волн напряжений отчается в разрушаемый объем, - 8% проходит за экран, 60-70% гасится в экране</li> </ul>
	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Управление параметрами вторичного поля напряжений, отраженные энергии волн напряжений регулированием граничных условий на внешней контуре разрушения.</li> </ul>
	$P_1 C_1 / \rho_1 \leq \rho_2 \geq M_{11} \cdot \sigma^2 / 2 \left( 1 - \rho_1 C_1 / \rho_2 C_2 \right) \cdot \rho_2 = P_2 / K_p \cdot C_2 = 500 \text{ (т.д.)}$ <ul style="list-style-type: none"> <li>- Многоразовое КЗВ, распределение скважинного заряда</li> <li>- Дезинтеграция массива (эффект дилативности) при врывании в глубь массива</li> <li>- Снижение потерь и разбухания на 15-20%, выхода крупных и негабаритных фракций в 1,5-2,0 раза, себестоимости БВР на 20-25%, рост производительности бурового и погружного оборудования на 20-30%</li> </ul>
	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Реализация плоской формы заряда, снижению инерционности затухания параметров первичного поля напряжений</li> <li>- Оптимальное расстояние между зарядами в шаре - 4-6 диаметров, ориентация параллельных зарядов - параллельно линии уступа</li> <li>- Рост параметров волн напряжений в направлении отбойки по сравнению с эквивалентным по энергии инициирующим зарядом, продолжительности импульса взрыва - в 1,25, напряжений и скорости смещения среды - в 1,5-2 раза</li> <li>- Автоматизированные диаграммы точки энергетичности бурения в функции глубины скважины, информации о мощности, глубине и яркости различных слоев в скважинах, прокатках роторного массива</li> <li>- Корреляционные взаимосвязи между крепостью пород и энергетичностью их бурения</li> <li>- Тематология БВР с выбором параметров сетки скважин, удельного расхода БВ по показателям устройства энергетичности бурения. Невычислительные методы расчета параметров</li> </ul>

С учетом изложенного технологические потоки в рудно-породной зоне аналогичны по структуре технологическим потокам в породной и рудной зонах.

В конечном итоге в карьерах сложноструктурных месторождений формируются основные технологические потоки: «карьер - ПТ», «карьер - ЦПТ» и «карьер - перерабатывающее производство» с различными требованиями к качеству дробления пород взрывом. Так, например, с позиции конечной цели добычи полезного ископаемого взрывное дробление руды в рудной зоне рассматривается не только как процесс рудоподготовки её к выемочно-погрузочным работам, но и как начальный этап процесса рудоподготовки на заводе, предшествующий её механическому дроблению и измельчению. Поэтому взрывное дробление руды в карьере должно осуществляться с учетом её последующего дробления и измельчения на ГМЗ и предпосылкой к перераспределению энергозатрат между взрывным и механическим дроблением и измельчением. Кроме того, параметры БВР при взрывном рыхлении определяются с учетом требований к кусковатости и качеству отгружаемой руды. Это, в свою очередь, накладывает ограничения на удельный расход ВВ и степень нарушения геологической структуры массива с целью уменьшения перемешивания руды и вмещающих пород.

Научное обоснование и разработка структуры методов и средств управления технологическими процессами БВР и параметрами формируемых в процессе взрывания породных и рудных массивов полей напряжений (табл. 9) выполнены с использованием методики системного анализа, позволяющего рассчитать единую систему явления взрыва на ряд подсистем с учетом технологических условий и ограничений по трем основным иерархическим уровням: карьер, рабочая зона, рабочая площадка. В каждой из них (подсистем) возможно применение своих методов и способов управления энергией взрыва в пределах энергоёмкости качественного дробления. Каждый уровень характеризуется определенным набором технических решений и разработок по методам БВР, направленных на обеспечения необходимых степени дробления, проработки подошвы, формы развала, сохранения геологической структуры взорванного рудного уступа, экранирования энергии волн напряжения и изменения соотношения дробящего и сейсмического действия взрыва в условиях интенсивного ведения горных работ в технологическом потоке [60-63].

Интегральным горнотехническим показателем, определяющим эффективность работы горно-транспортного оборудования в каждом технологическом потоке, являются гранулометрический состав и размер среднего куска взорванных пород, характеризующие качество взрывного дробления, влияние которого проявляется через удельное сопротивление разрушенных пород коланию, коэффициент разрыхления и размер кусков разрушенных пород.

В качестве критерия необходимой степени дробления принимается минимум энергозатрат в совокупности основных процессов горного производства в технологическом потоке. Энергетические затраты являются наиболее объективным критерием, так как более информативно связывают свойства горных пород с результатами необходимой степени дробления для выемочно-погрузочных процессов, транспортирования, отвалообразования, механического дробления и измельчения.

С учетом изложенного решение отмеченных задач и проблем БВР осуществляется на основе системного подхода, учитывающего актуальность целей и задач исследований, определение вариантов их достижения путем повышения эффективности апробированных и разработки новых технологий БВР; комплексной всесторонней оценки поставленных задач и достигаемых результатов с различных позиций по трем иерархическим уровням: карьер, рабочая зона, рабочая площадка.

### **3.2. Исследования и разработка метода взрывания с сохранением геологической структуры рудных массивов**

Характерными особенностями обрабатываемых карьерами сложноструктурных месторождений урана, золота, рудных и цветных металлов являются: низкие промышленные содержания полезного компонента и высокие значения коэффициента его вариации, сложная конфигурация и невыдержанная мощность рудных тел при отсутствии видимых отличий между рудой и вмещающими породами. Буровзрывные работы, являясь головной операцией добычи полезного ископаемого в технологическом потоке «карьер – перерабатывающее производство», определяют качество добываемой руды, производительность карьера и технико-экономические показатели предприятия в целом.

Существующие традиционные технологии и параметры взрывания рудных зон на карьерах создавали значительные деформации массивов, характери-

зующиеся высоким коэффициентом разрыхления (1.5-1.6 и более), значительными величинами горизонтальных сдвижений верхней части развала до 4-6 м и поднятием кровли взорванного уступа до 5 и более метров. Исследования [64, 65] показали, что взрывные работы – один из основных источников потерь и разубоживания полезного ископаемого (табл. 10). В связи с этим взрывную подготовку необходимо вести не только для обеспечения заданной степени дробления, но и без значительных нарушений геологической структуры рудного массива.

Таблица 10

**Удельный вес потерь и разубоживания руды по технологическим процессам**

Технологические процессы	Разубоживание		Потери	
	%	Удельный вес, %	%	Удельный вес, %
Эксплуатационная разведка	3.0	20.0	1.6	20.0
Высота уступа	3.0	20.0	1.2	15.0
Взрывные работы	4.5	30.0	3.2	40.0
Эксплуатационные работы	3.0	20.0	1.2	15.0
Транспорт и прочие	1.5	10.0	0.8	10.0

Изложенные факторы ограничивали многорядное валовое (массовое) взрывание, вследствие чего ранее на карьерах применялся раздельный метод взрывания рудных и породных блоков. Этот метод имеет ряд недостатков, снижающих эффективность взрывных работ на карьере. Так, раздельное взрывание требует тщательной механической, а в ряде случаев ручной зачистки полезного ископаемого от пустых пород; короткозамедленное взрывание осуществляется при размещении ВВ в двух-трех рядах скважин при малом числе скважин в ряду, при этом в результате взрыва образуется развал большой ширины с коэффициентом разрыхления 1.6-1.8, что снижает производительность экскаваторно-транспортного комплекса, а сами взрывные работы ведутся с большой частотой, нарушая ритмичность работы карьера [60].

Для внедрения многорядного КЗВ в рудных зонах карьеров сложноструктурных месторождений предложен метод взрывания с сохранением геологической структуры рудных массивов, теоретические основы которого разработаны В.Н. Мосицом [54, 64, 66, 67]. В основу метода положен энергетический принцип управления энергией взрыва с целью достижения максимальной степени дробления при минимальной кинетической энергии перемещения и разлета взор-

рванной горной массы и, как следствие, снижения коэффициента разрыхления взорванных рудных блоков в рабочей зоне карьера. В соответствии с общим энергетическим законом дробления пород взрывом [64, 67] процесс разрушения их характеризуется наличием предела энергоемкости качественного дробления, зависящего от упруго-пластических свойств горных пород, условий взрывания в развиваемых в процессе дробления деформаций. При превышении предела энергоемкости за счет применения избыточного заряда ВВ действие взрыва переходит из области действия зарядов рыхления в область зарядов выброса при росте затрат энергии на разлет кусков взорванной горной массы. Математическое выражение данного закона имеет вид

$$q = \frac{1800(\sqrt{f} + 0,16lg V_n) \sum_{i=1}^n \frac{D}{d_{i-m}} + \frac{\rho \ln K_p}{2g} V_0^2}{Q^{1-\eta}} \quad (3.1)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $f$  – крепость пород по шкале М.М. Протодыконова;  $\sum_{i=1}^n \frac{D}{d_{i-m}}$  – показатель  $N$  степени дробления взрыва, характеризующий разрушение объема с начальным линейным размером  $D$  на  $m$  фракций с минимальными размерами  $d_{i-m}$ ;  $V_n$  – скорость нагружения породы, кгс/см<sup>2</sup>/с;  $V_0$  – начальная скорость разлета взорванной горной массы, м/с;  $\rho$  – плотность пород, кг/м<sup>3</sup>;  $K_p$  – коэффициент разрыхления взорванной горной массы;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  $\eta$  – КПД взрыва.

Анализ выражения (3.1) показывает, что управление параметрами и результатами действия взрыва возможно при условии управления тремя основными факторами: потенциальной энергией взрыва, удельным расходом ВВ и коэффициентом перехода потенциальной энергии ВВ в механическую работу дробления.

За основу широкой опытно-промышленной проверки и разработки технологии взрывания с сохранением естественной геологической структуры рудных тел взяты методические принципы физических основ разрушения горных пород в «зажатой» среде [54, 66, 67]. Условия зажима формируются путем оставления перед взрыванием рабочего блока в условиях рабочей площадки так называемой «подушки» из неубранного слоя ранее взорванной горной массы, мощность (ширина) которого определяется из условия равенства импульсов движения на внешнем контуре разрушения. В этом случае реализуется возможность



управления вторичным полем напряжений за счет изменения параметров отраженных волн напряжения. Снижение скорости перемещения и соударение взорванной горной массы с подпирющей массив «подушкой» повышает качество дробления, перераспределяя часть энергии взрыва на дополнительное дробление.

При взрывании на подобранный забой часть энергии заряда, заключенная в газах взрыва, прорвавшись из откоса уступа в некачественную забойку скважин (рис. 26), расходуется не на дробление, а на образование пылегазового облака.

Экспериментальные исследования на карьерах проводились с решением следующих основных задач: изучение основных закономерностей деформации массива при взрыве; выявление основных элементов, определяющих степень деформации массива; определение технико-экономических показателей взрывных работ в общей технологической схеме разработки карьера. Опытно-промышленные работы проводились в различных типах пород по блочности и прочностным свойствам на уступах высотой 5, 10, 15, 20 и 30 м. Деформация взрываемого массива оценивалась маркшейдерской съемкой профилей и данными о перемещении реперов, установленных



Рис. 26. Фрагмент начальной стадии взрыва на подобранный забой

в непосредственной близости от устья скважин взрываемого массива. Оценка качества дробления при различных параметрах взрывания проводилась на основе замеров гранулометрического состава взорванной горной массы и производительности экскаваторного оборудования. Всего выполнено 25 опытных взрывов.

Результаты работ оценивались по коэффициенту разрыхления массива и удельному расходу ВВ, как основного регулируемого и управляющего параметра в соответствии с энергетическим законом дробления [54,64,66]. Экспериментально находили оптимальное сочетание параметров БВР, при котором энергия заряда использовалась в основном на дробление без значительных перемещений массива.

В результате математической обработки данных экспериментальных взрывов получен ряд зависимостей, характеризующих влияние удельного расхода ВВ и параметров взрывания (расстояние между рядами скважин  $W$  при квадратной сетке) на степень деформирования взрывающегося массива – его горизонтальное смещение и коэффициент разрыхления  $K_p$  (рис. 27).

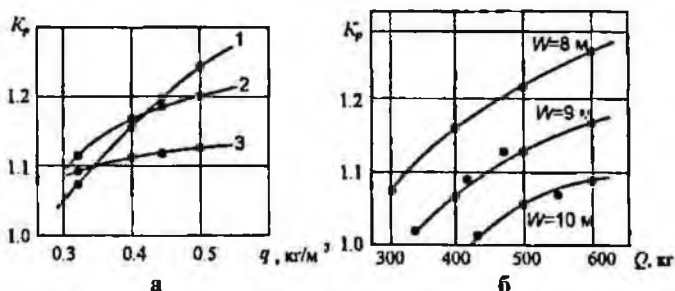


Рис. 27. Влияние удельного расхода ВВ (а) и массы скважинного заряда (б) на коэффициент разрыхления при различных параметрах взрывания: 1 – сплошной заряд без забойки; 2 – сплошной заряд с забойкой; 3 – рассредоточенный заряд с забойкой

Графические зависимости на рис. 27 аппроксимируются уравнениями:

$$- \text{ для сплошных зарядов ВВ без забойки: } K_p = 1.53q^{0.32}, \quad (3.2)$$

$$- \text{ для сплошных зарядов ВВ с забойкой: } K_p = 1.36q^{0.18}, \quad (3.3)$$

$$- \text{ для рассредоточенных зарядов ВВ с забойкой: } K_p = 1.18q^{0.07}. \quad (3.4)$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что наименьшие деформации массива при взрыве достигаются при использовании рассредоточенных зарядов с забойкой, наибольшие – для сплошных зарядов без забойки.

Таким образом, для взрывания рудных зон следует применять рассредоточенные заряды с забойкой, так как при этом происходит наименьшая деформация взрывающегося массива. Скважинный заряд рассредоточивается на две части: нижнюю – 80 % от общего заряда ВВ, верхнюю – 20 %, разделенных воздушным или инертным промежутком длиной 1/3 от длины нижнего заряда.

Установлены также взаимосвязи массы скважинного заряда ( $Q$ ), параметров сетки скважин ( $W$ ) с величиной  $K_p$ , представленные графиками на рис. 27, б и математическим выражением вида

$$K_p = 1,22 \cdot \left( \frac{\sqrt{Q}}{W} \right)^{0,73} \quad (3.5)$$

Как следует из графиков на рис. 27, б, с увеличением  $W$  коэффициент разрыхления снижается, а с возрастанием массы заряда повышается, что подтверждает целесообразность ведения взрывных работ с оптимальными параметрами — максимально возможными и минимально допустимыми значениями  $W$  и  $Q$ , а также целесообразность расширения сетки скважин при увеличении их диаметра.

Для более точного определения величин удельных расходов, позволяющих сохранять структуру массива при взрывах, выполнены экспериментальные работы по оценке степени дробления и перемещений взорванного массива рабочих уступов как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении при взрывании на подобранный забой и подпорную стенку. Качество взрывов оценивалось также производительностью экскаватора. Полученная зависимость горизонтального смещения ( $l$ ) от вертикального ( $\Delta h$ ), построенная по данным о смеще-

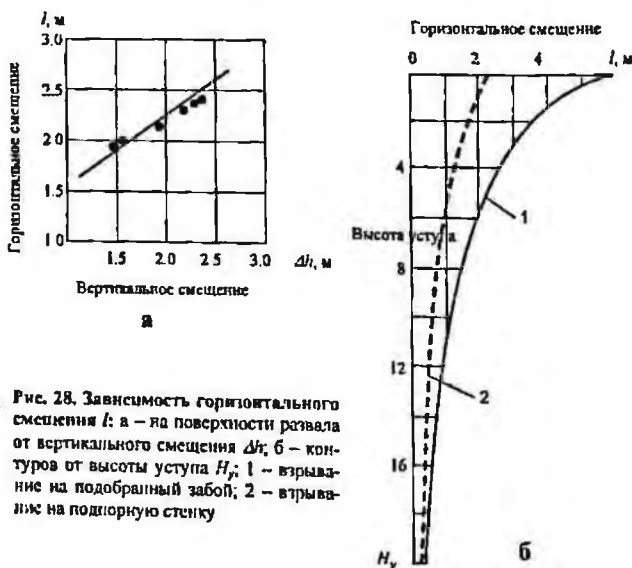


Рис. 28. Зависимость горизонтального смещения  $l$ : а — на поверхности развала от вертикального смещения  $\Delta h$ ; б — контуров от высоты уступа  $H_y$ ; 1 — взрывание на подобранный забой; 2 — взрывание на подпорную стенку

нии поверхностных реперов (рис. 28, а), имеет вид

$$l = 1.2\Delta h, \quad (3.6)$$

$$\Delta h = (K_p - 1) \cdot H_y \quad (3.7)$$

Совместным решением уравнений (3.6), (3.7) и (3.2-3.4) определены зависимости, позволяющие прогнозировать горизонтальное смещение от удельных расходов ВВ при различных конструкциях зарядов:

- сплошной заряд без забойки:

$$l = 1.2H_y(1.53 \cdot q^{0.32} - 1); \quad (3.8)$$

- сплошной заряд с забойкой:

$$l = 2H_y(1.36 \cdot q^{0.18} - 1); \quad (3.9)$$

- рассредоточенный заряд с забойкой:

$$l = 1.2H_y(1.18 \cdot q^{0.07} - 1). \quad (3.10)$$

По данным экспериментальных работ, зависимость коэффициента разрыхления от высоты уступа описывается уравнением

$$K_p = 1.01 \cdot e^{0.014H_y} \quad (3.11)$$

Решая совместно (3.6), (3.7) и (3.11), получаем аналитическое выражение для оценки горизонтального смещения в зависимости от высоты уступа:

$$l = 1.2(1.01 \cdot e^{0.014H_y} - 1)H_y \quad (3.12)$$

На рис. 28, б графически представлено изменение величины горизонтального смещения контуров рудного тела в зависимости от высоты уступа при ведении взрывных работ на подобранный забой и в «зажатой» среде с подпорной стенкой из горной массы предыдущего взрыва.

Анализ опыта эксплуатации карьеров цветной металлургии, а также карьеров, разрабатывающих сложноструктурные месторождения урана и золота, показал [54,60-62,64-65,67-70], что наиболее рациональным, с точки зрения сохранения геологической структуры рудного массива и обеспечения производительной работы экскаваторов, является коэффициент разрыхления взорванной рудной массы  $K_p=1.16-1.25$  (для большинства средневзрываемых пород). По результатам обработки экспериментальных данных установлено, что смещение массива при взрывании в «зажатой» среде существенным образом зависит от мощности подпорной стенки – породной «подушки». Аналитическими исследованиями [60,64,66,70] установлены математические зависимости для определения мощности породной подушки  $M$ . Наиболее приемлемые инженерные решения получаются при использовании уравнения [66]

$$M = \frac{W \cdot K_p}{2} \left( 1 + \frac{\rho_1 C_{p1}}{\rho_2 C_{p2}} \right), \quad (3.13)$$

где  $W$  — ЛСПП;  $K_p$  — коэффициент разрыхления необрабной горной массы (подпорной стенки);  $\rho_1 C_{p1}$  — акустическая жесткость взрывааемых пород;  $\rho_2 C_{p2}$  — акустическая жесткость пород подпорной стенки,  $\rho_2 \approx \rho_1 / K_p$ ,  $C_{p2} \approx 500(3+d_c)$ ,

или уравнения [71]

$$M = K_p \cdot W \left( \frac{2\kappa \cdot q \cdot E_0 \cdot E}{\sigma_{сж}} - 1 \right), \quad (3.14)$$

где  $\kappa$  — коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы, равный  $0.02+0.04$ ;  $E_0$  — удельная энергия ВВ, Дж/кг;  $E$  — модуль упругости, МПа;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности породы на сжатие, МПа.

Определение оптимальных параметров «подушки» или подпорной стенки из необрабного слоя взорванной горной массы предыдущего взрыва основывается на результатах исследований взаимодействия взрывных волн в анизотропной зажатой среде с внешними и внутренними границами подушки сложного очертания, расположенной вдоль границы уступа, исходя из условия равенства импульса движения импульсу покоя. Так как размеры подушки сопоставимы с длинами взрывных волн, поставленная задача осложняется вопросами дифракции волн на угловых зонах подушки и не может быть решена аналитическими или численными методами волновой механики. Подобная сложность граничных условий для волновых задач в определенной мере исключается при применении модельных исследований методом динамической фотоупругости [72].

По специально разработанной методике выполнена серия экспериментов на плоских моделях из оптически чувствительных материалов на основе эпоксидной смолы. Анализ деформированного состояния модели уступа производился по записям смещений различных точек его контура, а при наличии подушки — границы соприкосновения «уступ-подушка» и контура самой подушки [73,74].

Модельные исследования смещений по высоте уступа без подпорной подушки показали, что максимальные перемещения возникают в верхней части уступа (рис.29), начиная с  $0.6H$ , они распределены по высоте практически равномерно. Анализом результатов исследований модели уступа с предохранительной подушкой установлены максимальная ширина (мощность) подушки  $l_p \approx 0.5 \cdot \lambda_{сж}$

( $\lambda_{сж}$  — длина фазы сжатия волны напряжения), после которой дальнейшее увеличение мощности подушки не приводит к повышению эффективности ее влияния на перемещение взрываемого уступа (рис. 30). Из графика видно, что при ширине подушки  $\geq 0.5\lambda_{сж}$  перемещение границы уступа уменьшается практически в 2 раза.

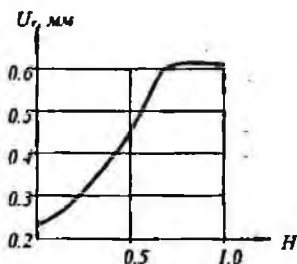


Рис. 29. Изменение максимальных смещений по высоте модели однорядного уступа

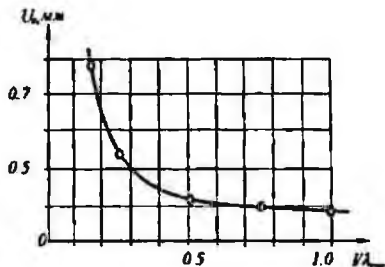


Рис. 30. Перемещение в модели границы раздела уступа разрабатываемого массива защитной подушки

При таких перемещениях границы уступа в рассматриваемой модели величина  $K_p = 1.1-1.2$ . В качестве основного критерия оценки эффективности действия предохранительной подушки принимались перемещения границы между подушкой и разрушаемым уступом.

Так как результаты исследований на моделях только качественным образом характеризуют физическую сущность явлений, количественные размеры предохранительной подушки и ее влияние на результаты взрыва уточнялись опытно-промышленными взрывами в производственных условиях карьеров. Так, например, результаты анализа и обработки опытно-промышленных взрывов в условиях Завитинского месторождения представлены на рис. 31. Бурение взрывных скважин диаметром 250 мм осуществлялось на карьере станком СБШ-250МНА по сетке  $5 \times 5$  м при глубине 7 м, число рядов скважин изменяли от 15 до 20, удельный расход ВВ — от 0.3 до 0.62 кг/м<sup>3</sup>.

Взрывы осуществлялись с подпорной стенкой мощностью ( $l_n$ ) от 5 до 10 м. Расстояние от первого ряда скважин до нижней бровки внешней части породной подушки ( $L$ ) варьировалось от 8 до 19 м. Параметры развала горной массы после взрывов фиксировались маркшейдерской съемкой. Разница между положениями бровки развала до и после взрыва принималась за ширину развала  $\Delta M_n$ .

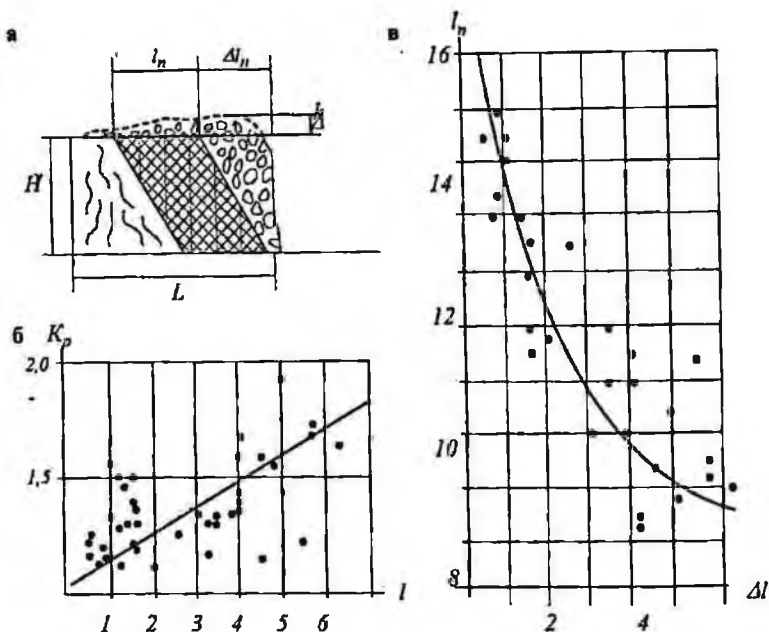


Рис. 31. Схематичный разрез уступа (а), влияние ширины подпорной подушки  $l_n$  на смещение подпорной стенки  $\Delta l_n$  (б) и смещения подпорной подушки на коэффициент разрыхления  $K_p$  (в)

Результаты подвижек после взрыва фиксировались с помощью поверхностных реперов (рис. 31, а). Величина смещения подпорной стенки при ее мощности  $l_n=7-8$  м достигала значений  $\Delta l_n=7-8$  м (см. рис. 31,б). Минимальное смещение достигалось при мощности подпорной стенки  $l_n=14-16$  м (см. рис. 31,б), что согласуется с результатами модельных исследований методом фотоупругости. Анализ влияния смещения  $\Delta l_n$  на величину  $K_p$ , приведенный на рис. 31,в, показал, что для сохранения структуры массива при взрывании пород различной крепости при  $K_p=1.15-1.2$  величина  $\Delta l_n$  не должна превышать 1.5-2.0 м. Применение подпорной стенки (породной подушки) мощностью  $m=1-2H$ , обеспечило сохранность структуры на рудных блоках при одновременном улучшении качества взрыва (табл. 11).

## Сравнительные показатели дробления при взрывании рудных уступов

Условия взрывания	Выход фракций, %				
	0.0-0.4 м	0.4-0.8 м	0.8-1.2 м	1.2-1.4 м	≥1.4 м
1. Взрывание на подобранный забой	57.8	11.3	12.2	7.7	2.1
2. Взрывание с «породной подушкой», $n=7-10$ м	84.4	5.5	3.4	4.0	0.4

Исследование зависимости деформаций массива от параметров БВР показало, что коэффициент разрыхления горной массы при наличии во взрываемом блоке более 5-6 рядов скважин остается практически постоянным (рис. 32). Причем при взрывании на подпорную стенку стабилизация коэффициента разрыхления в зависимости от числа рядов скважин наступает при меньших его значениях.



Рис. 32. Зависимость коэффициента разрыхления от количества рядов скважин

Оценка качества взрывания выполнялась также по изменению производительности четырех экскаваторов, работающих в течение 363 смен (рис. 33). Результаты показали, что коэффициент разрыхления влияет на производительность экскаваторов, так при увеличении  $K_p$  от 1.08 до 1.12 производительность возрастает на 43%, а при дальнейшем увеличении  $K_p$  от 1.12 до 1.20 и более производительность стабилизируется.



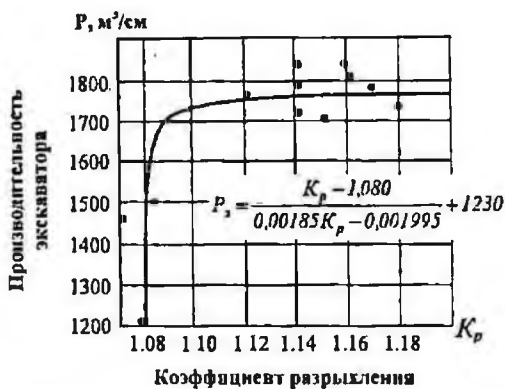


Рис. 33. Влияние коэффициента разрыхления на сменную производительность экскаватора

Выполненный комплекс модельных, полигонных и опытно-промышленных исследований позволил рекомендовать ряд инженерных мероприятий для управления взрыванием с максимально возможным сохранением структуры рудного массива (табл. 12).

Таблица 12

**Инженерные мероприятия по управлению взрыванием с сохранением геологической структуры рудного массива**

Управляемый параметр	Мероприятия по управлению
1. Коэффициент разрыхления	1. Снижение ЛСПП и удельного расхода ВВ
	2. Изменение конструкции, диаметра заряда и типа ВВ
	3. Экранирование энергии воли напряжений по контуру взрываемого блока
	4. Изменение плотности и длины забойки (относительно длины забойки)
	5. Изменение относительной длины заряда, количества рядов скважин, схемы их выширивания и интервалов замедлений
2. Горизонтальное перемещение взрываемого массива	1. Изменение высоты уступа
	2. Изменение ЛСПП
	3. Изменение коэффициента разрыхления навала перед взрывом
	4. Изменение ширины навала перед взрывом, удельного расхода и типа ВВ

Характерными особенностями и методическими принципами технологии взрывания с сохранением естественной геологической структуры рудных тел являются [75]:

1. Из условия обеспечения наиболее эффективного группового действия зарядов дробления взрывание выполняется при многорядном расположении скважин: семь и более скважин в ряду, пять-шесть скважин (рядов) — по ширине рабочей площадки (рис. 34);

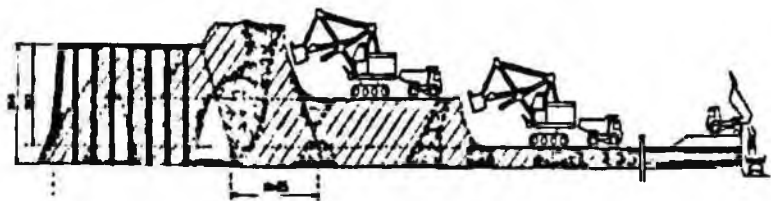


Рис. 34. Технологическая схема отработки рудного уступа, взорванного с сохранением геологической структуры

Для экранирования энергии волн напряжений и смыкания трещин внутри экранируемого рудного массива (блока) заряды, предназначенные для образования экрана по его П-образному внутреннему контуру, взрываются по такой же схеме мгновенно так, чтобы интервал замедлений между взрывом зарядов экрана и первым взрывом зарядов основного блока составлял  $\geq 75$  мс. Последующие заряды основного блока взрываются с принятым на карьере интервалом замедлений. Экспериментальными исследованиями подтверждено [54], что образование экрана с существенно отличающейся акустической жесткостью по сравнению с основной средой происходит в течение 70-75 мс.

2. Взрывание с П-образным экранированием энергия волн напряжений значительно эффективнее в случае применения незлектрических систем инициирования. Как показала практика взрывных работ, в этом случае уменьшаются деформации рудного массива, наблюдается спокойная поверхность развала, оптимизируется коэффициент разрыхления.

3. При равенстве параметров расположения экранирующих зарядов и зарядов основного блока удельный расход ВВ в зарядах П-образного экранного контура, формирующих экранирующий слой взорванной горной массы, повышается на 20-25% против обычного. Глубина скважин экранирующего ряда в среднем на 15-20% превышает глубину основных скважин. Экспериментально установлено [54,64], что порядка 30-35% энергии взрывных волн отражается в сторону основного блока, около 8% проходит в среду за экран, локализованную им от основного блока, и 60-70% теряется в экране.

4. Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание рудных массивов выполняют на неубранный слой ранее взорванной горной массы, так называемую «породную подушку», мощность которой в общем случае оценивают по формулам 3.13 и 3.14.

5. С целью минимизации горизонтальных и вертикальных смещений рудных тел в верхней части уступа выполняется качественная забойка взрывных скважин. Высоту забойки определяют из соотношения  $l_{300}/L_{300} > C_{P300}/\omega$  ( $l_{300}$ ,  $L_{300}$  – длина забойки и заряда соответственно;  $C_{P300}$  – скорость звука в материале забойки;  $\omega$  – скорость детонации ВВ). Скважинный заряд рассредоточивается на две части: в нижней – 80% от общего заряда ВВ, в верхней – 20%, разделяемые воздушным или инертным промежутком величиной  $1/3$  длины нижнего заряда.

6. Критерием сохранности массива служит  $K_p$ , устанавливаемый на основе маркшейдерской съемки навала взорванной рудной массы после взрыва, который не должен превышать 1.18-1.20. Снижение  $K_p$  нижеуказанных значений ограничено условиями достижения необходимой степени дробления.

Анализом и обработкой результатов опытно-промышленных взрывов на карьерах сложноструктурных месторождений установлено, что взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет в среднем снизить  $K_p$  на 15-20%, потери полезных ископаемых – на 15-20%, разубоживание – на 30%, размер взорванного куска – на 15-20%, себестоимость БВР – на 20%.

Таким образом, управление энергией взрыва путем изменения параметров вторичного поля напряжений регулированием граничных условий на внешнем контуре разрушения при взрывании с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет минимизировать потери и разубоживание и обеспечить необходимую степень рыхления в пределах энергоемкости качественного взрывного дробления.

### 3.3. Исследование и разработка метода взрывания параллельно-сближенными зарядами

Метод взрывания с сохранением геологической структуры массива, основывающийся на энергетическом принципе управления взрывом, позволяет считать максимальную степень дробления при минимальной кинетической энергии перемещения взорванной горной массы. Взрывание рудных уступов по этому методу выполняется в условиях зажима на неубранный слой ранее взорван-

ной горной массы («порodную подушку»). В соответствии с энергетическим принципом управления взрывом [54] процесс разрушения горных пород характеризуется оптимальными значениями энергоемкости. Превышение этого значения, вызванного применением избыточного расхода ВВ, ведет к перевзмелечению, выбросу и разлету взорванной горной массы.

Практика взрывания горных пород в зажатой среде показала, что прочностные свойства пород и тенденция увеличения высоты уступов лимитируют допустимую степень зажима. Для достижения необходимой степени дробления и проработки ЛСПП буфер из ранее взорванной горной массы («порodная подушка») должен обладать определенной податливостью за счет его уплотнения или частичного смещения. Такое регулирование степени зажатия может быть осуществлено направленным действием энергии взрыва в сторону отбойки.

Традиционные методы интенсификации действия взрыва, основанные на принципе пропорциональности удельного расхода ВВ объему взрываеваемых пород, предусматривают в основном увеличение диаметра скважин или мощности применяемых ВВ. Однако это обуславливает значительные капитальные затраты на обновление бурового оборудования и ассортимента применяемых ВВ. Опыт БВР показал, что применяемые диаметры зарядов 180 и 230 мм (на карьерах осадочных месторождений), 190, 215.9 и 244.5 мм (на скальных карьерах) не обеспечивают необходимого качества дробления и проработки подошвы, особенно при взрывании уступов 15 м и более в средне- и трудновзрываеваемых породах [76-81]. Возможность дальнейшего увеличения диаметров скважин буровым оборудованием, серийно выпускаемым в настоящее время заводами России и СНГ, практически исчерпана.

С целью управления в пределах энергоемкости качественного дробления параметрами взрывного разрушения в зажатой среде при распространении в заданном направлении отбойки волн напряжений, формирующих в массиве первичное поле напряжений, разработан метод взрывания параллельно-сближенными скважинными зарядами. Сущность метода заключается в следующем. Обуривание взрываеваемого блока производят группами из двух-трех параллельных вертикальных или наклонных скважин, расположенных параллельно бровке (откоосу) отбиваемого уступа на расстоянии 4-6 диаметров зарядов друг от друга, при этом заряды в группе взрываются одновременно (рис. 35). Таким образом, без каких-либо дополнительных капитальных затрат формируются груп-

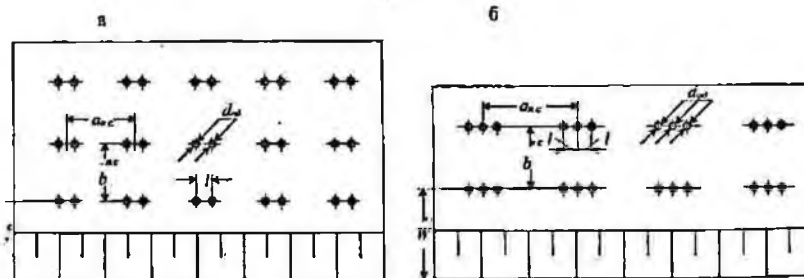


Рис. 35. Расположение параллельно-сближенных зарядов на поверхности уступа: а и б — соответственно при двух и трех сближаемых скважинах в группе

пы параллельно сближенных зарядов, имитирующих скважины большого диаметра, действие взрыва которых значительно эффективнее по сравнению с эквивалентными цилиндрическими зарядами ВВ равной массы и энергии. Если в группе только две параллельные скважины, то используется термин «парносближенные скважинные заряды».

Внедрение метода взрывания в промышленных условиях [80,82-88] выполнялось в основном при параметрах, определяемых эмпирическим путем, что обусловило отсутствие единого мнения об эффективности применения параллельно сближенных зарядов на открытых разработках. Между тем достаточно сложный механизм действия параллельно сближенных зарядов и противоречивость исследований ряда авторов требовали более глубокого научного обоснования этого метода и его эффективности, разработку параметров управления взрывным разрушением и расположения скважинных зарядов в разрушаемом уступе. В связи с этим выполнены экспериментальные исследования физических особенностей действия взрыва параллельно сближенных зарядов, разработаны методические основы расчета параметров расположения этих зарядов на карьерах, произведены опытно-промышленная проверка и внедрение результатов исследований [76,78,79,81,89-93].

Эффект применения параллельно сближенных зарядов объясняется тем, что при этом методе взрывания уже в непосредственной близости от зарядов на расстояниях, составляющих около 1/2 расстояния между зарядами в паре (рис. 36) цилиндрические фронты волны напряжений первого и второго зарядов начинают взаимодействовать, формируя при этом плоский фронт.

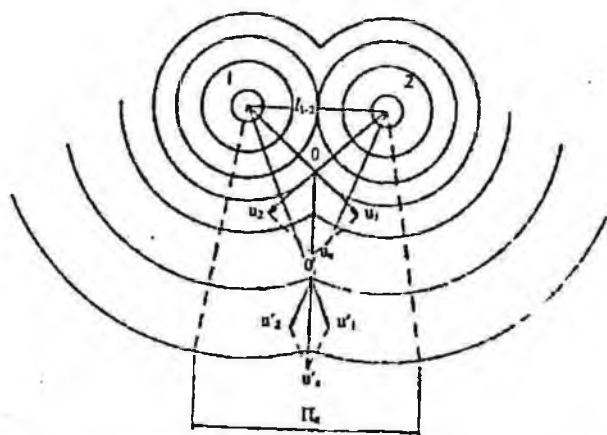


Рис. 36. Схема взаимодействия параллельно-сближенных зарядов:  $l_{1,2}$  – расстояние между двумя параллельно-сближенными зарядами;  $u_1, u'_1$  – скорости смещения среды на фронте цилиндрической волны напряжений от взрыва первого заряда;  $u_2, u'_2$  – скорости смещения на фронте цилиндрической волны от взрыва второго заряда;  $u'_c, u'_с$  – равнодействующие скоростей;  $\Pi_c$  – участок с плоским фронтом суммарной волны напряжений

Известно [54,57,94–103], что плоская волна напряжений, распространяясь в массиве, затухает за счет меньшего коэффициента геометрического расхождения обратно пропорционально расстоянию, а не квадрату или кубу расстояний при цилиндрическом и сферическом зарядах. Поэтому на одинаковых относительных расстояниях падение давления и затухание напряжений в случае зарядов плоской формы происходят значительно медленнее. В результате массив породы в большей мере насыщается энергией взрыва, что позволяет интенсифицировать дробление за счет увеличения напряжений в удаленных от заряда точках массива.

Однако не следует полностью отождествлять механизм действия взрыва плоских и параллельно-сближенных зарядов. Так, помимо формирования плоского фронта, увеличение параметров волн напряжения при взрывании парно-сближенных зарядов можно также объяснить эффектом сложения скоростей смещения по правилу параллелограмма (см. рис. 36) Равнодействующая от сложения двух скоростей, формируемых на фронте параллельных цилиндрических волн, значительно превышает скорость смещения среды на фронте цилиндрической волны одиночного заряда. Выполненные замеры скоростей смещения среды на

одинаковых расстояниях показали, что при взрывании парносближенных зарядов скорость смещения в среднем в 1.5 раза выше, чем при взрывании эквивалентных по энергии цилиндрических зарядов. В связи с перпендикулярностью суммарного вектора смещений линии расположения парносближенных зарядов (см. рис. 36) максимальный эффект их применения наблюдается в преодолении невысеченных сопротивлений среды взрыву, в частности при взрывании в условиях зажатой среды или преодолении увеличенных значений ЛСПП.

Экспериментальными исследованиями эффекта разрушения плоских моделей из оргстекла и менделеевской замазки [76,79,93] также установлено, что результаты взрыва парносближенных зарядов в целом лучше, чем щелевых равной массы однотипного ВВ. При этом толщина щелевого заряда принималась равной диаметру одиночного заряда в паре. Но применение парносближенных зарядов на карьерах с крепкими горными породами легко осуществимо с помощью обычного бурового оборудования, в то время как для выбуривания щелевых полостей требуется создание специальных агрегатов. Эффективность парносближенных зарядов по сравнению с щелевыми объясняется, на наш взгляд, существенным различием в действии взрыва сближенных зарядов, расстояние между центрами которых составляет 4-8 диаметров. Так, теоретические и экспериментальные исследования А.Ф. Беляева, М.А. Садовского, Ф.А. Баума, Р. Коула [104-108] показали, что в месте встречи двух одинаковых ударных волн и волн напряжений, вызванных взрывом сближенных зарядов ВВ, возможно усиление общего импульса взрыва в 2-2.7 раза по сравнению с суммарным импульсом от каждого заряда в отдельности. Это обстоятельство также обуславливает качественную проработку завышенных значений ЛСПП и лучшее дробление парносближенными зарядами.

Выполненные с помощью скоростной фоторегистрирующей установки исследования процесса распространения и взаимодействия волн напряжений в плоских моделях из оргстекла при взрывании парносближенных зарядов азида свинца с различными расстояниями между центрами зарядов в паре (рис. 37, а, б, в), позволили установить, что при расстоянии между зарядами в паре, равном 4-8 диаметрам одиночного заряда, в непосредственной близости от очага взрыва волны напряжений каждого из них переходят в общую волну напряжений, приближающуюся по своей форме к плоской [78,81,89]. Плоский фронт суммарного поля напряжений образуется и в случае взрывания нескольких сближенных заря-

дов в группе. В то же время при взрывании парноближенных зарядов, когда расстояние между ними составляет два-четыре диаметра одиночного заряда ( $d_0$ ),

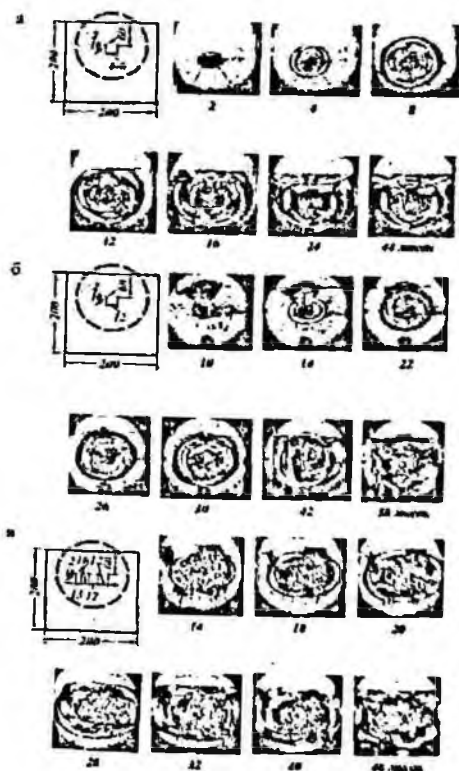


Рис. 37. Развитие поля изохром в модели из органического стекла, возбужденного взрывом параллельно-сближенных зарядов: а - при расстоянии между зарядами в паре равном двум-трем диаметрам зарядов, б - при расстоянии между зарядами в паре равном шести диаметрам зарядов, в - при взрывании нескольких сближенных зарядов

суммарный фронт поля напряжений имеет цилиндрическую форму (см. рис. 37, а)

Комплексом аналитических исследований [78-81] оптимальная величина расстояния между параллельно-сближенными зарядами определялась из условия разрушения породной перемычки между ними и достижения наибольшего приближения фронта суммарной волны напряжений к плоскому. В связи с этим рассматривалась общая зона камуфлетного действия взрыва двух параллельных за-



рядов, на которую происходит разгрузка среды при взрыве. При смыкании двух параллельно проходящих зон действия сближенных цилиндрических зарядов формируется общая камуфлетная полость, диаметр которой ( $d_{zn}$ ) определяется размером общей зоны пластических деформаций двух сближенных зарядов. Диаметр  $d_{zn}$  является минимально возможным расстоянием в паре и определяется как

$$d_{zn} = d_0 \sqrt{\frac{1000}{\sigma_{сж}^{3/4}}} \quad (3.15)$$

Под действием давления адиабатического расширения продуктов взрыва породная перемычка между зонами пластических деформаций разрушается в случае, когда действующее усилие  $F_1$  превысит сопротивление среды  $F_2$  разрушению в условиях сдвига. Из условия  $F_1 \geq F_2$  расстояние между границами зон пластических деформаций составляет

$$l'_{1-2} \leq d_0 \left( \sigma_{сж}^{3/4} / 1000 \right)^3 (\pi P_H / \sigma_{сд}). \quad (3.16)$$

Общее максимально возможное расстояние между парносближенными зарядами составит:

$$l_{1-2} = l'_{1-2} + d_{zn} \quad (3.17)$$

Из выражений (3.16) и (3.17) видно, что расстояние между зарядами в паре зависит от диаметра зарядов, сопротивления пород на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ) и сдвиг ( $\sigma_{сд}$ ), скорости детонации и плотности ВВ, определяющих начальное давление  $P_H$ . Если учесть, что сопротивление пород сдвигу колеблется от 0.12 до 0.48 от их сопротивлению сжатию, составляя в среднем  $0.24 \sigma_{сж}$ , а сама величина  $\sigma_{сж}$  может быть выражена через коэффициент крепости пород  $f$ , получим для современных промышленных ВВ

$$l_{1-2} = (d_0 f^{2/3})^{1/2} (5.6 + 0.415 f^{3/8} P_H / 100000). \quad (3.18)$$

Комплекс лабораторных исследований по оценке эффективности применения параллельно-сближенных зарядов по сравнению с эквивалентными цилиндрическими зарядами однотипного ВВ выполнен с использованием метода электрогидродинамических аналогий (ЭГДА), модельных исследований на плоских и объемных моделях с применением измерительной и регистрирующей аппаратуры.

Применение метода ЭГДА базируется на допущениях о мгновенности распространения энергии взрыва в среде и несжимаемости среды, в которой про-

исходит взрыв [109-111]. Частицы среды в момент передачи энергии не успевают сместиться со своего первоначального положения, а только получают некоторые начальные скорости, определяющие их дальнейшее поведение. В силу принятых допущений горная порода рассматривается как идеальная несжимаемая жидкость, приходящая под влиянием импульса взрыва в безвихревое движение. Теоретические разработки метода ЭГДА позволяют по начальному скоростному полю, представляющему плавные кривые равных скоростей (эгдаграммы), оценить распределение энергии взрыва в среде, построить зоны возможных разрушений и произвести теоретический расчет дробления среды, т.е. оценить эффективность действия взрыва различных зарядов и способов их расположения [79-89]. Практика взрывных работ на карьере показывает, что наиболее трудно разрушаемые места уступа находятся в районе подошвы по следующим характерным направлениям: по линии сопротивления по подошве (ЛСПП) и по линии, проходящей через середину расстояния между зарядами в ряду. Поэтому все сравни-

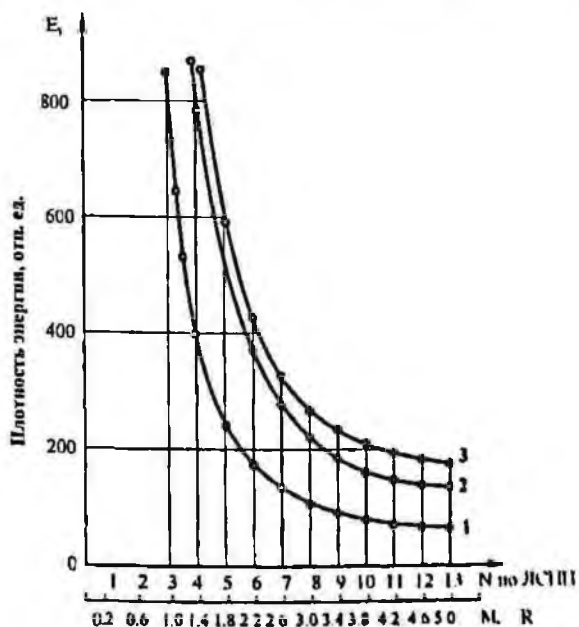


Рис. 38. Изменение плотности энергии по ЛСПП: 1 - одиночный заряд; 2 - парноближенный заряд; 3 - эквивалентный заряд

тельные расчеты выполнены в фиксированных точках по этим двум характерным направлениям в сторону свободной поверхности. В табл. 12 и на рис. 38 приведены результаты моделирования на установке ЭГДА действия взрыва одиночного ( $d_0=160$ мм), парносближенных ( $2 \times d_0=160$ мм) и эквивалентного цилиндрического ( $d_0=226.3$  мм) зарядов.

Анализ результатов моделирования показал, что при взрывах одиночного

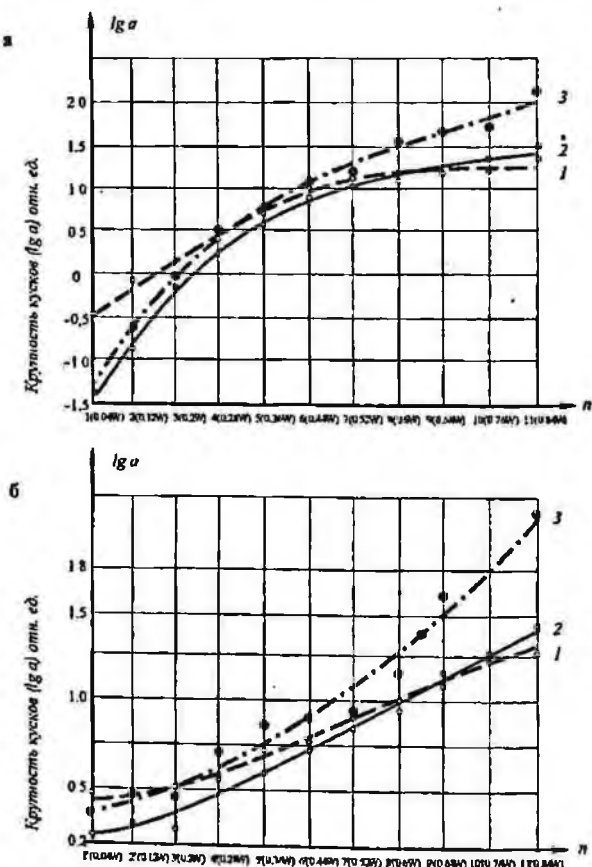


Рис. 39. Графики распределения крупности дробления по двум характерным направлениям: а – ЛСПП; б – линии, проходящей через середину расстояний между зарядами в ряду; 1 – парносближенные заряды; 2 – одиночные заряды; 3 – эквивалентные заряды

и эквивалентного зарядов плотность энергии быстро убывает с увеличением расстояния по ЛСПП. При взрыве парносближенных зарядов энергия взрыва распределена в среде более равномерно, чем при взрыве эквивалентных зарядов круглого сечения: плотность энергии в ближней зоне действия взрыва уменьшается в среднем в 1,8 раза (точки 1, 2, 3 по ЛСПП), а плотность энергии в средней зоне и около свободной поверхности увеличивается на 20% (точки 4-13 по ЛСПП). За счет более равномерного распределения энергии при взрыве парносближенных зарядов наблюдается более равномерное дробление среды, чем при взрыве зарядов круглого сечения: увеличение размера кусков в ближней зоне и уменьшение в дальней (рис. 39). Сравнение построенных по полученным эгдиграммам воронок разрушения показало, что при взрыве парносближенных зарядов площадь сечения по оси воронки на 17% больше, чем при взрыве эквивалентного ВВ. В то же время величина энергии, затраченная на образование сравниваемых воронок, несмотря на различие объемов разрушения, в обоих случаях одинакова. Следовательно, при взрывании парносближенных зарядов коэффициент использования энергии взрыва выше, чем у эквивалентных зарядов круглого сечения. Из изложенного следует, что эффективность парносближенных зарядов по сравнению с эквивалентными цилиндрическими можно учесть в расчетах коэффициентом эффективности  $K_3=1.1$ .

На плоских моделях из оргстекла выполнена как качественная, так и количественная оценка разрушения моделей (размер суммарной длины трещин) взрывом одинаковых по массе зарядов однотипного ВВ, размещенного в парных скважинах и в эквивалентной скважине круглого сечения. С помощью тензометрической установки в комплексе с осциллографом производилась регистрация деформаций, возникающих в моделях при взрывах. На плоских моделях из менделеевской замазки производился сравнение воронок разрушения, и анализ гранулометрического состава отбитой массы при взрывании парносближенных и эквивалентных зарядов [93].

На объемных моделях (бетонных блоках) сравнивалось действие взрыва парносближенных и эквивалентных зарядов, находящихся в блоках в одинаковых условиях. Критерием оценки результатов взрыва являлись объем воронки разрушения и гранулометрический состав взорванных блоков. Кроме того, производилось осциллографирование скоростей разлета взорванной массы [89].

В табл. 13 и 14 приведены результаты лабораторных экспериментов на плоских моделях из оргстекла и менделеевской замазки, а в табл. 16 – результаты экспериментов на объемных моделях (блоках).

Результаты экспериментов на моделях из оргстекла

Заряды	Размеры моделей, мм	Диаметр заряда (однопарного, эквивалентного), мм	Расстояние между парами зарядов в шаре, мм	Суммарная длина трещин (среднее значение)		Величина относительной деформации на расстоянии $39 r_{зар}^{экв}$ по ЛНС	Величина возникающих напряжений на расстоянии $39 r_{зар}^{экв}$ по ЛНС, МПа
				см	%		
Парноближенные Эквивалентные	270×254×10	4	16(4 $d_{зар}^{од}$ )	108.0	138	2120	11.9
	270×254×10	5.6	-	78.3	100	1410	7.8

Как установлено (см. табл. 13), деформации и напряжения, возникающие в плоских моделях из оргстекла по ЛНС, при взрывании парноближенных зарядов в среднем в 1.5 раза превышают деформации и напряжения, измеренные на тех же расстояниях при взрывании эквивалентных зарядов круглого сечения, что обуславливает увеличение в 1.38 раз показателя разрушения моделей, характеризующегося суммарной длиной трещин. При этом наибольший эффект разрушения плоских моделей из оргстекла наблюдается при расстоянии между зарядами в паре, равном 4-6 диаметрам заряда (см. табл. 14).

Таблица 14

Разрушение моделей из органического стекла в зависимости от расстояния между двумя сближенными зарядами

Показатель разрушения	Расстояние между зарядами в сближенной группе				
	$2d_0$	$4d_0$	$6d_0$	$8d_0$	$10d_0$
Общая длина трещин, см	62.5	82.0	86.0	80.7	75.5

Анализ характера разрушения объемных бетонных моделей при взрывании парноближенных и эквивалентных зарядов, находящихся в моделях в одинаковых условиях (см. табл. 16) показал, что при парноближенных зарядах на-

блюдается более равномерное и лучшее дробление: снижается в 1.2-1.29 раза выход мелких и в 1.1-1.2 раза выход крупных фракций, увеличивается в 1.4-2 раза выход средних фракций. Аналогичная картина имеет место и при взрывании этих же зарядов в плоских моделях из менделеевской замазки (табл. 15). Сравнение воронок разрушения показало, что площади их сечений при взрыве парносближенных зарядов как в плоских, так и в объемных моделях существенно больше, чем при взрыве эквивалентных (см. табл. 15 и 16).

Таблица 15

Результаты экспериментов на моделях из менделеевской замазки

Заряды	Размеры моделей, мм	Диаметр заряда (подзаряженного, эквивалентного), мм	Расстояние между центрами зарядов в диаметре, мм	Абсолютная величина ЛПС (Р), мм	Суммарная площадь трещины (среднее значение)		Перезмельченая фракция (0+0.14 мм)	Средние фракции (+0.315+5 мм)	Крупные фракции (+10+20 мм)
					см	%			
Парносближенные эквивалентные	270x254x10	4	1614 $\Delta$ <sup>100</sup> <sub>тип</sub>	85	110.8	137	7.9	62.96	29.44
	270x254x10	5.6		85	81	100	7.06	53.37	39.87
процент содержания									

Осциллографирование и сравнение скоростей разлета отбитой модели показало, что при парносближенных зарядах (лучшее дробление) скорость разлета в 2.3 раза выше по сравнению с эквивалентными (см. табл. 16).

Таблица 16

Результаты экспериментов на бетонных блоках

Заряды	Размеры блоков, мм	Диаметр зарядов, мм	Величина ЛПС, мм	Расстояние между зарядами в диаметре, мм	Отношение объемов воронок	Скорость разлета взорванной массой модели, м/с	Мелкие фракции (0+0.3 мм)	Средние фракции (+0.315+5 мм)	Крупные фракции (>3 мм)
<i>Первая серия экспериментов</i>									
Парносближенные	490x305x390	2	105	-	1.15	10.6	1.524	12.66	85.82
Эквивалентные	490x305x390	2.8	105	-	1	4.7	1.978	6.27	91.79
<i>Вторая серия экспериментов</i>									
Парносближенные	490x305x390	2	96	96	-	-	4.764	22.40	72.84
Эквивалентные	490x305x390	2.8	96	96	-	-	5.639	10.05	79.38

Следовательно, имеется возможность за счет этого увеличивать линию сопротивления по подошве для парносближенных зарядов без ухудшения при этом степени дробления. При использовании соответствующих схем взрывания это свойство парносближенных зарядов может быть использовано для дополнительного дробления отбитого материала за счет соударения его встречных потоков и имеет важное значение при взрывании на необратимую горную массу.

Таблица 17

Сравнение напряженного состояния среды при взрывании парносближенных и эквивалентных зарядов

Фиксированные точки по ЛСПП	Величина возникающих напряжений в точках по ЛСПП		Соотношение возникающих напряжений $\sigma_{\text{сд}}/\sigma_{\text{св}}$
	парносближенные заряды, $\sigma_{\text{сд}}, \sigma_{\text{св}}$	эквивалентные заряды, $\sigma_{\text{св}}$	
20 $d_{\text{зар}}$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,047$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,036$	1,29
25 $d_{\text{зар}}$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,17} = 0,036$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,027$	1,30
30 $d_{\text{зар}}$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,22} = 0,029$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,022$	1,29
35 $d_{\text{зар}}$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,013$	$\sigma_{\text{св}} K_{\text{св}}^{1,23} = 0,010$	1,28

$\sigma_{\text{сд}}$  — напряжения на стенках взрывной полости;  $K_{\text{св}}^{1,23}$  — коэффициент перехода от параметров одиночного заряда к параметрам эквивалентного.

Анализ плоского напряженного состояния среды с помощью известного из теории упругости метода суперпозиции (рис. 40) также показал, что при одно-

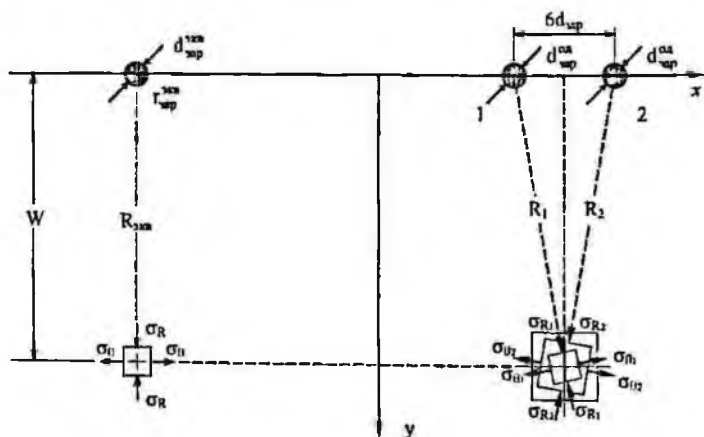


Рис. 40. Расчетная схема к анализу плоского напряженного состояния среды при взрыве сопоставляемых зарядов

временном взрыве зарядов в паре в результате их совместного действия величина суммарных напряжений в фиксированных точках, ограничивающих пределы изменения ЛСПП для карьеров, в среднем на 35-40% больше, чем при взрыве эквивалентных зарядов (см. табл. 17) [89].

Сравнительным анализом замеров массовых скоростей смещений частиц среды и напряжений в полигошных условиях карьера Норильского ГМК выполнен анализ преодолеваемых значений ЛНС при условии постоянства массы заряда однотипного ВВ, рассредоточенного в различное число параллельно-сближенных в линию (линейно-сближенных) зарядов с расстоянием между ними 4-6 диаметров [79,81,89] (табл. 18 и рис. 41).

Таблица 18

Преодолеваемые значения ЛНС при различном числе  
линейно-сближенных зарядов

Диаметр эквивалентного цилиндрического заряда, мм	Число зарядов в линейно-сближенной группе, шт.	Диаметр одиночных зарядов, составляющих группу, мм	Скорость смещения по направлению ЛНС, см/с	Максимальные напряжения по ЛНС, МПа	Преодолеваемые значения ЛНС, м	Приведенные значения ЛНС
200	1	200	9,5	7,5	6,4	32,0
200	2	141	12,5	9,4	7,6	38,0
200	3	116	13,4	10,1	8,0	40,0
200	4	100	14,0	10,5	8,1	40,5

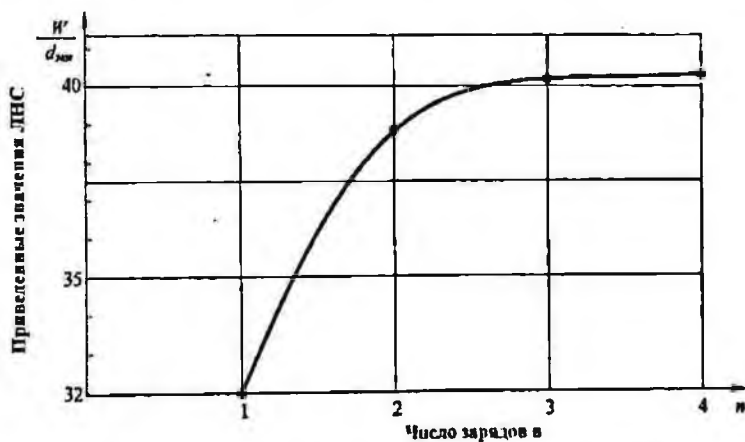


Рис. 41. Зависимость преодолеваемых значений ЛНС от числа линейно-сближенных зарядов в группе



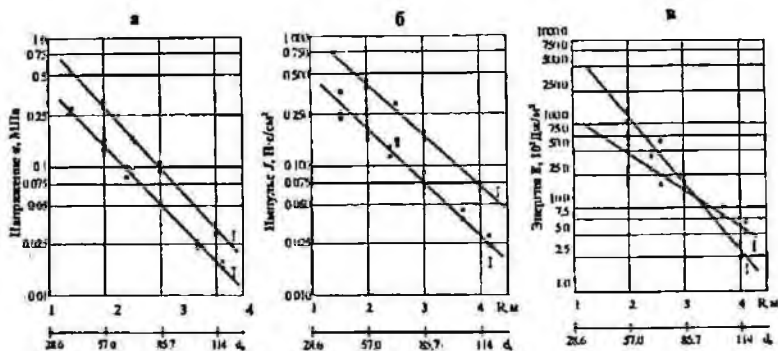


Рис. 42. Изменение параметров волны напряжений в зависимости от расстояния до зарядов: I — при взрывании параллельно-сближенных зарядов; II — то же, эквивалентных диаметров

Данные табл. 18 и характер изменения зависимости, представленной на рис. 42, дают основание сделать вывод о том, что рассредоточение одиночного цилиндрического заряда на группу более чем из 3-4 линейно-сближенных зарядов равной массы однотипного ВВ нецелесообразно.

Для изучения механизма взаимодействия параллельно сближенных зарядов в полигонных условиях проведены экспериментальные исследования параметров волны напряжений при взрывании в известняках двух парносближенных зарядов в шпурах диаметром  $d_0=25$  мм и эквивалентного цилиндрического заряда ВВ равной массы, потенциальной энергии и скорости детонации в шпуре диаметром  $d_s = \sqrt{2} \cdot d_0 = 35$  мм. Расстояние между зарядами в паре составляло шесть диаметров заряда, параметры волны напряжений регистрировались электромагнитными датчиками с использованием соответствующих осциллографов. Результаты исследований представлены графиками на рис. 42. Установлены следующие физические особенности действия взрыва парносближенных зарядов. При равной потенциальной энергии ВВ на равных расстояниях напряжения во фронте волны сжатия при взрыве парносближенных зарядов в 1.5-2.0 раза превышают напряжения при взрыве эквивалентного цилиндрического заряда (см. рис. 42,а). Удельный импульс волны напряжений ( $J$ ) при взрыве парносближенных зарядов в 2.3 раза выше импульса взрыва эквивалентного заряда (см. рис. 42,б). Отмеченные особенности подтверждают гипотезу о формировании плоского фронта общей волны напряжений в случае взрывания параллельно-сближенных зарядов

при расстоянии между зарядами в паре, равном  $l_{1,2} = 6d_0$ . Имея значения  $\sigma_{сж}$  и  $J$  в фиксированных значениях расстояний, представляется возможным сравнить продолжительность действия импульса взрыва парносближенных и эквивалентных цилиндрических зарядов. Продолжительность импульса взрыва при взрыве парносближенных зарядов в среднем на 25% превышает длительность импульса взрыва на тех же расстояниях для эквивалентных цилиндрических зарядов, что увеличивает время трещинообразования и приводит к более равномерному и интенсивному дроблению среды.

Плотность энергии на фронте волны напряжений парносближенных зарядов превышает значения энергии при взрыве эквивалентных цилиндрических зарядов (см. рис. 42, в). Однако по мере удаления от очага взрыва энергия на фронте волны парносближенных зарядов заухает (начиная с расстояния  $R=90d_0$ ) интенсивнее, чем при взрыве эквивалентных цилиндрических зарядов. Это объясняется тем, что плоский фронт с расстоянием выполаживается в цилиндрический, а затем в сферический. В связи с этим можно сделать вывод о том, что взрывание параллельно-сближенными зарядами эффективно не только в ближней и средней зонах действия взрыва, но и в дальней из-за более слабого сейсмического воздействия.

Эффективность метода взрывания параллельно-сближенными зарядами заключается еще и в возникновении более высоких деформаций в области разгрузки пород при взрывании, более высокие параметры падающей волны напряжений увеличивают роль отраженных волн в процессе разрушения.

Расстояния между параллельно-сближенными зарядами в группе при использовании современных аммиачноселитренных ВВ и серийного бурового оборудования колеблется от четырех до восьми диаметров заряда, т.е. в среднем  $l=6d_0$ .

Расчетный эквивалентный диаметр скважинного заряда большего диаметра  $d_э$ , имитируемый группой параллельно-сближенных, равен

$$d_э = d_0 \sqrt{n_c},$$

где  $n_c$  — число зарядов в группе.

Массу  $Q_{кг}$  заряда ВВ в группе параллельно-сближенных скважин определяют из соотношения

$$Q_{н.с} = q a_{н.с} W_{н.с} H_y, \quad (3.19)$$

или

$$Q_{н.с} = n_c Q_o,$$

где  $q$  – удельный расход ВВ;  $H_y$  – высота уступа;  $a_{н.с} = m W_{н.с}$  – расстояние между группами параллельно-сближенных зарядов в ряду;  $m$  – коэффициент сближения между группами одновременно взрываемых параллельно-сближенных зарядов;

$W_{н.с} = 1.1 W_o \sqrt{n_c}$  – сопротивление по подошве для параллельно-сближенных зарядов (1.1 – коэффициент, учитывающий эффективность действия взрыва параллельно-сближенных зарядов по сравнению с эквивалентным зарядом круглого сечения;  $W_o$  – сопротивление по подошве при обычном методе взрывания одиночными скважинными зарядами);  $Q_o$  – масса одиночного скважинного заряда в группе.

Выход взорванной горной массы с одной группы параллельно-сближенных скважин

$$V_{н.с} = a_{н.с} W_{н.с} H_y \quad (3.20)$$

Выход взорванной горной массы с 1 м скважины

$$V = V_{н.с} / (H_y + \Pi) n_o \quad (3.21)$$

где  $\Pi$  – величина перебура, принимаемая в пределах (8-10) $d_o$ .

Результаты опытно-промышленных и промышленных взрывов парносближенными скважинными зарядами на ряде карьеров цветной и черной металлургии, уранодобывающих предприятий и строительных материалов, выполненных по разработанной авторами методике, свидетельствуют, что при такой технологии ведения буровзрывных работ значительно повышается их эффективность: выход взорванной массы с 1 м скважины вырос на 25-30%; удельный расход ВВ снизился на 15-20%; выход негабарита – в 1.5-2.0 раза; средний линейный размер куска – на 15%; производительность и погрузочного бурового оборудования увеличилась на 12-20%; себестоимость буровзрывных работ снизилась на 20-25%.

Таким образом, установленные физические особенности действия взрыва параллельно-сближенных зарядов позволяют путем изменения формы и плотности распределения энергии по первичному полю напряжений реализовать концентрацию энергетических и геометрических параметров волны напряжений в заданных направлениях отбойки по сравнению с эквивалентными цилиндрическими зарядами при тех же параметрах расположения, повысить полезное использо-

вание энергии взрыва. Наибольший эффект применения этого метода взрывания наблюдается в преодолении повышенных сопротивлений взрыву: взрывание в условиях зажатой среды или преодоление увеличенных значений ЛСПП, характеризующие тенденцию увеличения высоты взрывааемых уступов.

#### 3.4. Исследование и разработка способа взрывания с забойкой скважины взрывом

Физической основой управления энергией взрыва при забойке скважины является управление первичным полем напряжений за счет увеличения продолжительности действия давления продуктов детонации на стенки зарядной камеры в результате качественной забойки. В связи с этим забойка скважины является обязательным элементом технологии взрывных работ. Представленные на рис. 43, 44 фрагменты кинограмм экспериментальных взрывов с забойкой и без нее и графики-годографы, характеризующие качественно и количественно (величина смещения  $S$ ) процессы вылета из скважины продуктов детонации и поднятие дневной поверхности, подтверждают увеличение в 1.5-2.5 раза продолжительно-

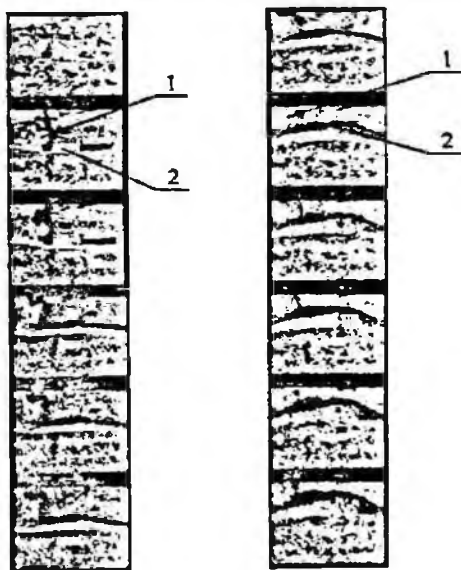


Рис. 43. Фрагменты кинограмм взрыва: 1 — слева — взрыв заряда ВВ без забойки; 2 — справа — взрыв заряда ВВ с забойкой

сти воздействия взрыва на среду при применении забойки, что способствует выплениению КПД взрыва.

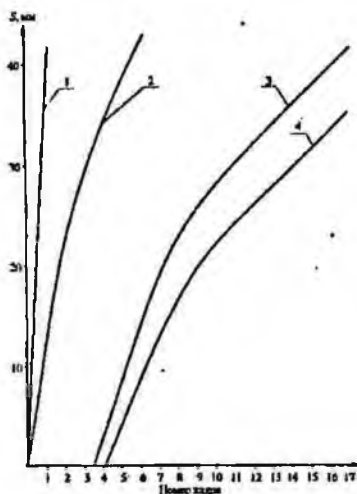


Рис. 44. Голографы движения: 1 и 3 – продуктов детонации и дневной поверхности при взрыве без забойки; 2 и 4 – то же при взрыве с забойкой

Параметры полного импульса взрыва и распределение удельного импульса вдоль стенок скважины зависят от качества забоечного материала, длины и массы забойки, упругопластических свойств пород и параметров скважинного заряда ВВ [112,113]. В работе [114] отмечалось, что необходимо учитывать не только массу забойки, но и величину сил трения и внутреннего сцепления забоечного материала. При рассмотрении механизма взаимодействия продуктов детонации и забойки возникает вопрос об эффективной длине последней. Одни авторы [112,115] полагают, что забойка должна быть возможно большей величины, другие [116,117] – что увеличение длины забойки эффективно до некоторого предела. На основании данных исследований и практики взрывных работ сделан вывод, что эффективная длина забойки определяется величиной «пробки», возникающей в результате бокового распора забоечного материала при воздействии взрыва на торец забойки. На процесс вылета забойки оказывает влияние нарушение сплошности массива и забоечного материала и прорыв продуктов детонации через нее. Сравнивая характеристики взрывного импульса при различных материалах забойки, можно отметить, что наличие прочной забойки увеличивает его

величину и продолжительность. Размер частиц забойного материала сказывается на сопротивляемости забойки сдвигу. Крупнозернистая забойка увеличивает трение от бокового распора и требует большего усилия для среза ее по боковой поверхности. Под влиянием поршневого действия газообразных продуктов взрыва такая забойка не скользит по стенкам скважины, а срезается по боковой поверхности, совпадающей со стенками скважины. В работе [118] рассматривалось применение конструкции заряда с воздушным промежутком между зарядом ВВ и забойкой, что позволяло перераспределить энергию взрыва и увеличить время действия последнего на массив.

Однако все виды применяемой забойки, как правило, являются менее прочными, чем разрушаемая среда. Коэффициенты сцепления материала забойки и ее трения о стенки скважины низки, в связи с чем она не оказывает продуктам детонации достаточного сопротивления и вылетает из скважины еще до начала видимого разрушения. В целях удержания забойки в скважине на более длительное время, а также для уменьшения разлета кусков породы применяют забойку из инертного материала весьма большой длины. В результате этого разрушение верхней части массива происходит не под действием взрыва, а при падении на подошву уступа, т.е. вследствие простого обрушения, что обуславливает образование негабаритных фракций горной массы. Изложенное доказывает необходимость разработки методов взрывания, применение которых позволяет повысить эффективность забойки, усилив ее функцию изолятора продуктов детонации от внешней среды.

Для повышения эффективности взрывания уступов в условиях зажима на подпорную «подушку» предложен способ взрывания с забойкой скважин взрывом [44, 119-123]. Применение этого способа взрывания оказалось наиболее целесообразным и эффективным в породах, обладающих пластическими свойствами, в частности, при взрывании высоких уступов ( $H_0=20-30$  м) плотных глинистых и полускальных мергелей при их разработке роторными комплексами [121, 122, 124]. Эффективность применения этого способа взрывания в породах с пластическими свойствами обусловлено тем, что в них после взрыва стенки скважин уплотняются. Повышение сопротивления забойки сдвигу вследствие возникновения при взрыве сил бокового распора приводит к тому, что она надежно запирает продукты взрыва, увеличивая длительность их действия в зарядной камере.

Основной принцип создания взрывной забойки заключается в запрессовке свободной части (устье) основной скважины в результате смещения грунта, вызванного предварительным взрыванием заряда во вспомогательной забойной скважине. Во избежание повреждений детонирующего шнура (ДШ) в основной скважине его детонация в месте запрессовки должна опережать образование взрывной забойки. Надежное образование взрывной забойки достигается расположением точки инициирования заряда ВВ в донной части основной скважины (рис. 45).

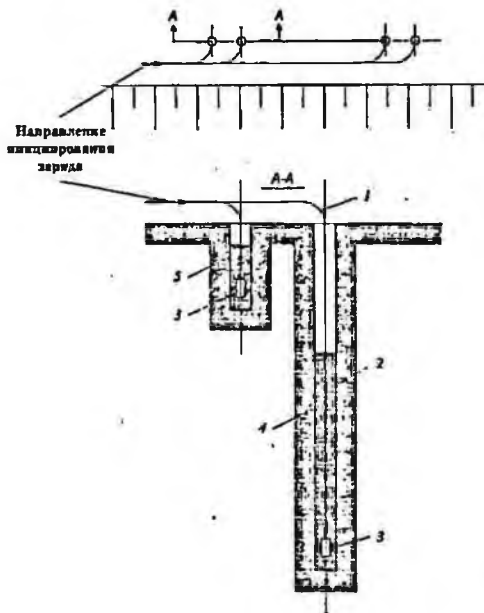


Рис. 45. Схема способа отбойки пород с забойкой скважин взрывом: 1 – ДШ; 2 – ВВ; 3 – промежуточный детонатор; 4 – основная скважина; 5 – забойная скважина

При «взрывной» забойке осуществляется совместное действие следующих факторов: заряд ВВ рассредоточивается в основную и забойную скважину; в основной скважине между зарядом ВВ и забойкой создается воздушный промежуток; величина забойки в основной скважине выбирается в оптимальных размерах и определяется глубиной забойной скважины; используется эффект обратного иши-

цирования скважинного заряда; забойка устья основной скважины происходит плотно спрессованными кусками породы в результате взрыва забойного заряда.

В основной скважине продукты детонации ВВ должны подходить к ее устью только после полной ее запрессовки. В первом приближении указанное условие записывается следующим образом:

$$\frac{R}{D_1} \leq t_R + \tau_t \leq \frac{R + H_{\infty}}{D_1} + \frac{H_m}{D_2}, \quad (3.22)$$

где  $t_R$  – время подхода волны напряжения к основной скважине, равно  $R/C_p$ , с;  $\tau_t$  – время смещения стенок скважины до полного ее захлопывания, определяемое временем действия положительной фазы волны напряжений, равно  $0,002 \cdot \sqrt{R} \cdot \sqrt{Q_z}$ . С опережением на это время следует взрывать заряд в скважине, предназначенной для забойки взрывом основной скважины;  $R$  – расстояние между основной и забойной скважинами, м;  $C_p$  – скорость распространения продольной волны в массиве, м/с;  $Q_z$  – масса заряда в забойной скважине, кг;  $H_{\infty}$ ,  $H_m$  – глубина основной скважины и высота заряда ВВ в ней соответственно, м;  $D_1$ ,  $D_2$  – скорости детонационной волны по ДШ и ВВ соответственно, м/с.

Применение маломощного детонирующего шнура или неэлектрической системы инициирования позволяет располагать промежуточный детонатор в донной части скважины, не вызывая при этом низкоскоростного горения взрывчатых веществ [124].

Важным вопросом являются выбор расстояния между основной и забойной скважинами, масса заряда в забойной скважине и его глубина заложения. В связи с этим выполнена аналитическая оценка параметров забойной скважины и заряда в ней. Опытно-промышленными работами проверена адекватность определения этих значений. Для того, чтобы устье основной скважины не находилось в радиусе воронки ( $R_B$ ) от взрыва забоечного заряда, но при этом попало в зону деформаций ( $2R_B$ ), величина расстояния между основной и забойной скважинами ( $R$ ) должна определяться следующим соотношением:

$$R_B \leq R \leq 2R_B. \quad (3.23)$$

Выбрав величину расстояния между скважинами, массу заряда ВВ (кг), помещенного в забойную скважину, можно рассчитать по формуле

$$Q_z = W^{2/2} \left( \frac{1+n^2}{2} \right)^2, \quad (3.24)$$



где  $W$  — глубина заложения заряда в забойной скважине, м;  $n$  — показатель выброса, равный  $R_B/W$ .

По данным практики взрывных работ, рациональная величина забойки составляет  $(15-20)d_{\text{зар}}$ , поэтому для скважинных зарядов  $d_{\text{зар}}=230$  мм, применявшихся в условиях карьера, длина забойки выбрана равной 4 м. На основании этого глубина заложения ( $W$ ) заряда ВВ в забойной скважине выбрана равной значению величины забойки, т.е.  $W=4.0$  м. Приведенные расчеты позволили определить глубину забойной скважины, массу заряда в ней и интервал замедления между взрывами зарядов в основной и забойной скважинах.

С целью проверки надежного образования забойки взрывом проведены экспериментальные исследования на карьере месторождения Учкудук в плотных глинистых породах и полускальных мергелях [120,121]. На первом этапе исследований определено время прихода волны напряжений к устью основной скважины и время смещения стенок устья до полного его захлопывания. Проверены правильность выбора расстояний между основной и забойной скважинами, величины заряда в забойной скважине и глубины его заложения. Для измерения перечисленных параметров разработана рабочая методика [125].

По расчетам, расстояние между основной и забойной скважинами определяется массой забоечного заряда. Из условия полного захлопывания устья скважины до подхода продуктов детонации в наших экспериментах оно было определено величиной от двух до трех метров. Чтобы устье скважины не находилось в зоне воронки взрыва забойной скважины и попало в зону деформации для указанных расстояний между скважинами, усредненный радиус воронки выбран равным 1.5 м. Тогда масса заряда  $Q$ , помещаемая в забойную скважину и рассчитанная по формуле (3.24), будет равна 27.8 кг. Для практических целей масса заряда выбрана равной 25 кг. В экспериментах исследовано захлопывание устья скважин на расстояниях от забойной — 2, 3, 4, 5, 6 м. Экспериментальные скважины бурились всером относительно центральной на указанных расстояниях на глубину 4.5 м, ненарушенный массив под скважинами имитировал их зарядную часть. На дне центральной забойной скважины глубиной 4.0 м размещался расчетный заряд ВВ. В остальных скважинах, имитирующих основные, на уровне заряда в забойной помещались специально изготовленные датчики, регистрирующие запрессовку устья скважины.

Конструкция датчика (рис. 46) представляла собой «еж» с иглами раз-

личной длины 1 и цилиндрическую пластину из мягкой конденсаторной фольги 2, обклеенной изнутри тонкой изолирующей бумагой. Иглы и пластина монтировались на изолирующем стержне, который опускался на необходимую глубину в скважину. Выводы от игл каждого размера и пластины через сопротивления и батареи подсоединялись к гальванометру. В качестве регистрирующего устройства применялся осциллограф И-102. После взрыва заряда в забойной скважине начинается движение массива, в том числе и стенок основных скважин, в результате чего иглы протыкают пластины и изменяют величину тока в электрической цепи, что фиксируется на пленке осциллографа. Схема проведения экспериментальных взрывов представлена на рис. 47

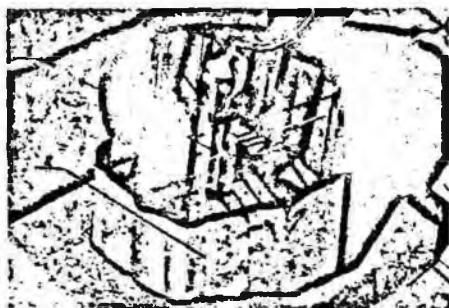


Рис. 46. Конструкция датчика: 1 - «еж» с иглами; 2 - пластина из фольги

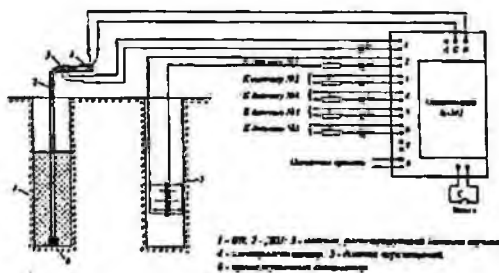


Рис. 47. Схема измерения интервала замедления забойки скважины взрывом

Всего проведено три экспериментальных взрыва. Для скважины, расположенной на расстоянии 2 м от забойной, по средним величинам времени прихо-

да пластины к отдельным иглам построен годограф движения одной стенки скважины относительно другой, определены начало и конец запрессовки устья скважины. График смещения ( $S$ ) стенок скважины представлен на рис. 48. Из графика видно, что волна напряжения подходит к устью скважины через 1.8 мс, полная запрессовка устья происходит через 6.1 мс. Разборка верхней части устья скважины показала полное ее захлопывание кусками спрессованной горной массы. Радиус видимой воронки взрыва заряда забойной скважины составил 1.3 м, что свидетельствует о правильности выбора величины забоечного заряда и расстояния до основной скважины. Устья скважин, расположенных на расстоянии 1.5 м и более, не попадут в воронку взрыва.

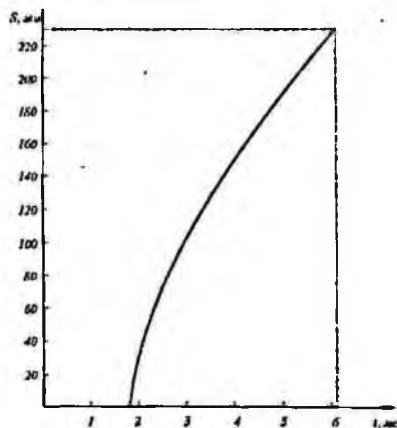


Рис. 48. График смещений стенок скважины на расстоянии 2 м от «забойной»

На рис. 49 приведены начальные скорости смещения стенок скважин для различных расстояний. Анализ начальных скоростей смещений стенок скважин, длительности их смещений и размеров воронок взрыва показал, что при указанной глубине «забойной» скважины и величине заряда в ней основные скважины можно размещать на расстоянии 1.5-2.5 м от забойной. Для проведения опытно-промышленного взрыва величина расстояний между скважинами выбрана равной 2.0 м. С ростом указанных расстояний величина интервала замедления значительно увеличивается. Однако такое увеличение будет рациональным только с возрастанием глубины основной скважины и высоты колонки заряда в ней.

Таким образом, для условий плотных глинистых полускальных пород

карьеров месторождения Учкудук были рекомендованы следующие параметры способа взрывания с забойкой скважин взрывом: расстояние между основной и забойными скважинами должно составлять 8-10 диаметров скважин; масса заряда в забойной скважине выбирается по формуле (3.24); глубина забойной скважины определяется согласно принятому в практике взрывных работ соотношению  $l_{\text{зб}} = 15-20l_{\text{ос}}$  и соответствует величине забойки в основной скважине.

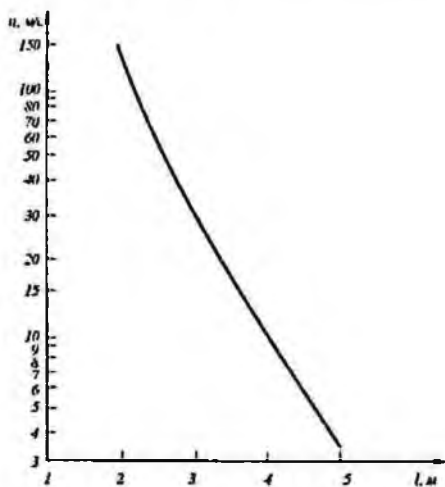


Рис. 49. Начальная скорость смещения стенок скважин для различных расстояний

Результаты изложенных полигонных экспериментов послужили основой для проведения опытного взрыва в промышленных условиях. На блоке, обуренном по сетке  $10 \times 10$  м скважинами диаметром 230 мм на глубину 16 м, был выделен экспериментальный участок из 24 скважин, возле которых на расстоянии 2 м и на глубину 4 м пробурены забойные скважины. Остальная часть блока из 72 скважин взрывалась обычным способом и рассматривалась в качестве контрольного участка. Масса заряда ВВ в забойной скважине на экспериментальном участке составляла 25 кг, суммарная масса заряда в основной и забойной скважинах равнялась величине скважинного заряда на контрольном участке. Высота заряда ВВ на контрольном участке составляла 9 м. На экспериментальном участке в основных скважинах инициирование заряда ( $c$ ) производилось с замедлением от-

носителем забойных на величину

$$T = \frac{L_{ДШ}}{D_{ДШ}} + \frac{L_{зар}}{D_{зар}} + \frac{L_{ВП}}{D}, \quad (3.25)$$

где  $L_{ДШ}$ ,  $L_{зар}$ ,  $L_{ВП}$  — длина ДШ, заряда ВВ и воздушного промежутка соответственно, м;  $D_{ДШ}$ ,  $D_{зар}$ ,  $D$  — скорость распространения детонационной волны по ДШ, ВВ и ударной волны по воздуху, м/с.

Для конкретных условий взрывания на блоке величина замедления по формуле (3.25) выбрана равной 8.1 мс, при минимально необходимой — 6.1 мс. Иницирование промежуточного детонатора основного заряда осуществлялось маломощным детонирующим шнуром, не инициирующим боковой поверхностью.

Качественным анализом гранулометрического состава взорванной горной массы выявлено, что на экспериментальном участке блока дробление лучше, чем на контрольном. Так, например, при экскавации горной массы на экспериментальном участке поверхность забоя в момент черпания обрушивается, в то время как на контрольном участке обрушений забоя не наблюдалось и местами на поверхности забоя зафиксированы следы зубьев ковша. На экспериментальном участке не наблюдались выброс и заколы вглубь массива, характерные для последних рядов скважин, что обычно создает дополнительные трудности и неудобства при бурении первых рядов скважин для последующего взрыва. Известное преимущество лучшей проработки подошвы при обратном иницировании скважинных зарядов выразилось в заметном сдвиге на величину 1.5-2 м нижней части уступа на экспериментальном участке. Экспериментальными взрывами установлено, что при разрушении пластических полускальных горных пород применение простейших взрывчатых составов с относительно невысокой скоростью детонации типа игданита не только увеличивает время воздействия продуктов детонации на породу, но и повышает степень надежности образования качественной взрывной забойки, так как в этом случае увеличивается время подхода продуктов детонации к устью основной скважины.

В результате экспериментальных исследований установлено, что с учетом ассортимента современных промышленных ВВ и применяемых диаметров скважинных зарядов наиболее рациональные значения расстояний забойной скважины от основной составляют пять-семь диаметров заряда. Оптимальное время, с опережением на которое следует взрывать забойные скважины по отно-

шению к основным, составляет 10-12 мс. Внедрение такого способа взрывания на ряде карьеров цветной металлургии и строительных материалов позволило за счет увеличения продолжительности воздействия взрыва на среду снизить удельный расход ВВ на 15%, повысить КПД взрыва и, как следствие, повысить качество дробления: снизить выход негабарита и средний линейный размер куска на 15-20%. Разработанный способ взрывания защищен авторским свидетельством на изобретение [119] и является эффективным методом управления параметрами первичного поля напряжений, способствуя улучшению качества дробления и самого механизма передачи энергии взрыва разрушаемой среде на иерархическом уровне «рабочая площадка».

### 3.5. Метод дифференцированного выбора параметров буровзрывных работ при взрывании разнопрочных массивов горных пород

Технологическая модель разрабатываемых массивов разнопрочных пород на карьерах сложноструктурных осадочных месторождений может быть представлена схематичным геологическим разрезом (рис. 50), характеризующимся неравномерным и в ряде случаев хаотичным распределением крепких включений в толще вмещающих пород.

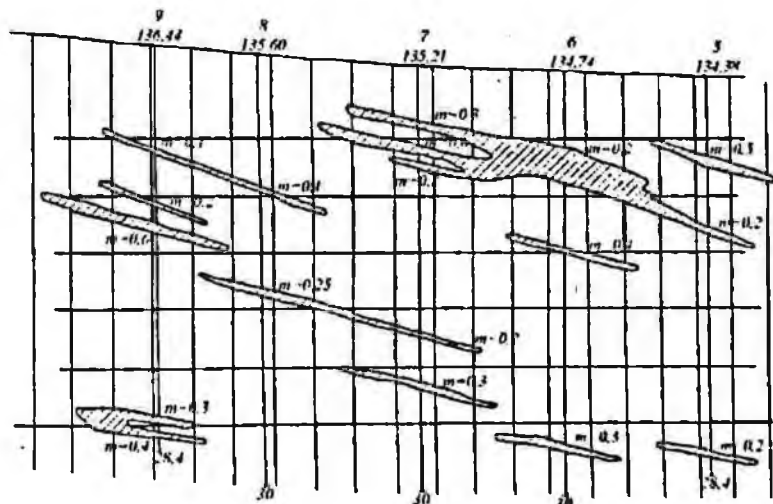


Рис. 50. Схематический геологический разрез, характеризующий технологическую модель уступа с крепкими пропластками ( $m=0,1..0,5$  м – мощность пропластка)

Область эффективного применения поточной, циклично-поточной и поточно-циклично-поточной технологий в таких условиях определяется технической возможностью и экономической целесообразностью получения горной массы заданной степени дробления. При поточной технологии применяется только техника непрерывного действия – роторный экскаватор и конвейерный транспорт; при циклично-поточной экскавации осуществляется экскаватором циклического действия, а транспортировка – конвейером с предварительным грохочением или дроблением горной массы; при поточно-циклично-поточной технологии (ПЦПТ) предполагается комбинированное использование роторных и циклических экскаваторов с транспортировкой горной массы по одному общему конвейеру. Практика горных работ показывает, что до настоящего времени не имеется оптимальных решений по применению указанных технологических схем в технологических лотках «карьер-ПТ», «карьер-ЦПТ» и «карьер-ПЦПТ» как в СНГ, так и за рубежом.

На основании комплексных исследований закономерностей действия взрыва в разнопрочном массиве установлена общая зависимость выхода негабаритных фракций «В» от удельного расхода ВВ  $q$ , мощности  $m$  скальных пропластков, их коэффициента крепости  $f$  по шкале М.М. Протодыконова, толщи  $h$  слоя пород, покрывающих пропласток, и коэффициента  $x$ , характеризующего физическое состояние вмещающих пород (сухие, влажные, литологическая характеристика и т.д.):

$$B = F(q, m, f, h, x). \quad (3.26)$$

Как показали лабораторные, полигонные и опытно-промышленные исследования, главным фактором, влияющим на величину выхода негабарита, является мощность скальных пропластков. Обработкой результатов опытных взрывов методами математической статистики получена зависимость (%), связывающая выход негабаритных фракций с величиной удельного расхода ВВ и мощностью пропластка:

$$B = \frac{m}{H} \cdot \left( 1 - \frac{A \cdot m^{0.23} \sqrt{\frac{H}{m} \cdot q}}{f(1 - e^{-2.16d_+})} \right) \cdot 100, \quad (3.27)$$

где  $A$  – коэффициент кондиционности; равно  $1.26d_+ + 2.16$ ;  $d_+$  – размеры кусков, превышающих заданные параметры дробления;  $H$  – высота взрываемого уступа.

Все опытные взрывы выполнены при условии залегания пропластка на глубине свыше 3 м от поверхности уступа, а величина скважинного заряда рассчитана по формуле (2.17).

Уравнение (3.27) положено в основу методики и системы уравнений для дифференцированного выбора основных параметров (МДВП) буровзрывных работ в зависимости от мощности пропластка, обеспечивающих минимальный выход негабаритных фракций.

Приравняв правую часть уравнения (3.27) нулю, получаем величину удельного расхода ВВ ( $\text{кг/м}^3$ ), обеспечивающую минимальный выход негабаритных фракций:

$$q = \frac{f^3}{A^3} \cdot \frac{(1 - e^{-3m})^3}{m^{0,6}} \cdot \frac{m}{H} \quad (3.28)$$

Вес заряда (кг) в скважине для разрушения пропластка равен

$$Q = q \cdot H \cdot a \cdot b, \quad (3.29)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $b$  – расстояние между рядами скважин, м.

С другой стороны, масса скважинного заряда для разрушения пропластка мощностью  $m$  определяется выражением (2.17).

При средней плотности заряжания  $\rho_{\text{з}} = 1000 \text{ кг/м}^3$  и коэффициенте сближения скважинных зарядов  $a/b = 1.2$  (шахматная сетка скважин) параметры сетки скважин (м), определяемые путем совместного решения уравнений (2.17), (3.28) и (3.29) имеют следующий вид:

$$a = 30d \sqrt{\frac{1}{q} \cdot \frac{m+2}{H}}, \quad (3.30)$$

$$b = 25d \sqrt{\frac{1}{q} \cdot \frac{m+2}{H}}. \quad (3.31)$$

Полученные зависимости (2.17), (3.27) – (3.31) делают возможным обоснованное проектирование основных параметров буровзрывных работ, позволяющих добиться выхода некондиционной фракции кусков в пределах от 0 до

$$10 \frac{m}{H}, \%$$



Себестоимость (руб/м<sup>3</sup>) буровзрывных работ по МДВП определяется выражением

$$C_{\text{БВР}} = 1,1q_{\text{пр}} \left( \frac{C_{\text{мв}}}{750d^2 \left(1 + \frac{2}{m}\right)} + C_{\text{УВ}} \frac{m}{H} \right) \quad (3.32)$$

В целях упрощения расчетов и оперативного проектирования параметров буровзрывных работ на основании созданной методики и полученных математических выражений разработана номограмма (рис. 51), по которой можно определять параметры сетки скважин в зависимости от мощности  $m$  пропластка и толщины  $h$  настилающих пород. Процентом выхода негабарита  $n_{\text{нпг}}$  по фракциям +400, +800 и +1200 мм, диаметром  $d$  заряда и высотой  $H$  уступа задаются, исходя из требований технологии и технических возможностей. Расстояния между скважинами в ряду и расстояния между рядами определяются по номограмме с относительной ошибкой 15%.

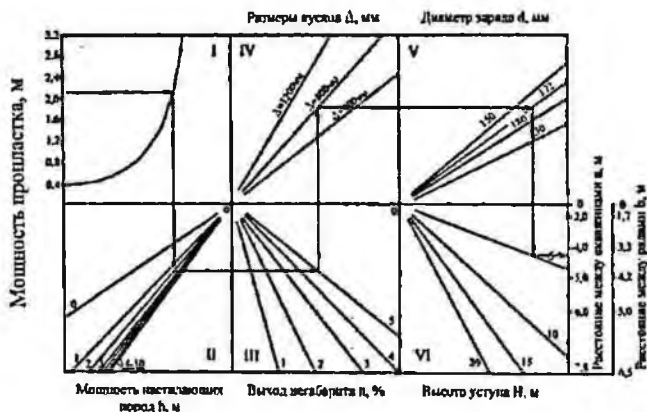


Рис. 51. Номограмма определения параметров БВР

При выборе рациональной глубины скважины и размещения заряда необходимо знать точную глубину залегания пропластка. Рассмотрены возможные случаи расположения пропластков по высоте уступов и предложены рекомендации по определению рациональных глубин скважин и расположения заряда (рис. 52).

Параметры буровзрывных работ, выраженные в диаметрах заряда, обеспечивающие минимальный выход фракций +300 мм для поточной технологии

(поток «карьер-ПТ»), а также минимальный выход фракций +1000 мм (потоки «карьер-ЦПТ», «карьер-ПЦПТ»), представлены в табл. 19.

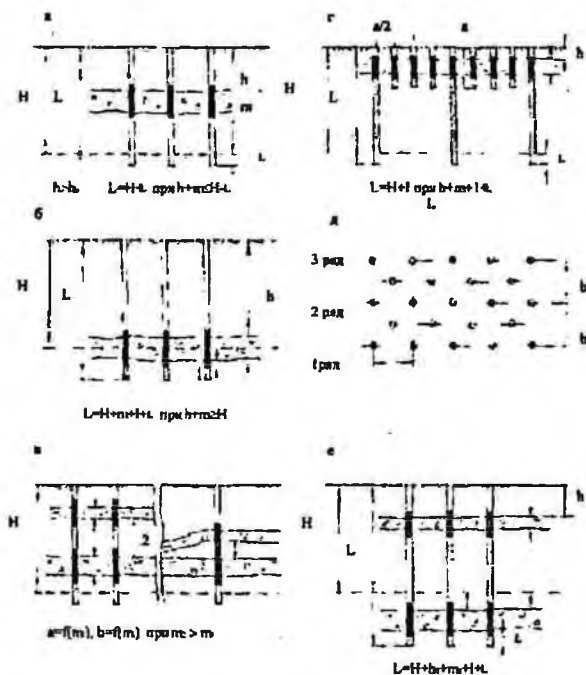


Рис. 52. Рекомендации по выбору глубины скважин и расположению зарядов в зависимости от залегания пропластков в устье

Применение метода дифференцированного выбора параметров буровзрывных работ (МДВП БВР) с учетом конкретных структурных особенностей разнопрочного массива позволяет получить заданную степень дробления пропластков и качество подготовки горной массы для различных технологических схем разработки с минимальными материальными и энергетическими затратами.

Таким образом, для проектирования параметров взрывных работ по методу МДВП БВР требуется в первую очередь информация о местоположении и мощности пропластков во взрываемом блоке разнопрочных пород. При выборе параметров сетки скважин для конкретного участка следует ориентироваться на доминирующую мощность пропластка. Предварительное проектирование параметров БВР

Параметры буровзрывных работ, обеспечивающие минимальный выход фракций +300 мм и +1000 мм

Мощность пропластка, м	Удельный расход ВВ на 1 м <sup>2</sup> пропластка, кг/м <sup>2</sup>	Удельный расход на 1 м <sup>2</sup> горной массы, кг/м <sup>3</sup> для уступов		Расстояние между скважинами, выраженное в диаметрах зарядов	Расстояние между рядами, выраженное в диаметрах зарядов
		10 м	15 м		
<b>Минимальный выход фракции +300</b>					
0.3	4.72	0.14	0.10	39.3	32.8
0.4	6.51	0.26	0.17	29.5	24.6
0.5	7.79	0.39	0.26	24.6	20.5
0.6	8.69	0.52	0.35	21.8	18.2
0.7	9.17	0.64	0.43	20.0	16.6
0.8	9.44	0.76	0.51	18.7	15.6
0.9	9.47	0.85	0.57	17.8	14.8
1.0	9.41	0.94	0.63	17.5	14.6
1.1	9.24	1.02	0.68	17.2	14.3
1.2	9.12	1.09	0.73	16.6	13.8
1.3	8.79	1.14	0.76	16.6	13.8
1.4	8.60	1.20	0.80	16.3	13.6
1.5	8.33	1.25	0.83	16.3	13.6
1.6	8.16	1.31	0.87	16.3	13.6
1.7	7.76	1.32	0.88	16.3	13.6
1.8	7.61	1.37	0.91	16.3	13.6
1.9	7.35	1.40	0.93	16.3	13.6
2.0	7.28	1.46	0.97	16.3	13.6
Среднее 0.53	8.2	0.43	0.29	23.0	21.0
<b>Минимальный выход фракции +1000</b>					
0.3	2.0	0.06 (0.18)	0.04 (0.18)	60.2	50.1
0.4	2.74	0.11 (0.18)	0.07 (0.18)	45.4	37.9
0.5	3.31	0.17	0.11 (0.18)	37.8	31.5
0.6	3.64	0.22	0.15 (0.18)	33.4	27.9
0.7	3.86	0.27	0.18	30.7	25.6
0.8	4.02	0.32	0.21	28.6	23.8
0.9	4.02	0.36	0.24	27.3	22.8
1.0	4.02	0.40	0.27	26.7	22.3
1.1	3.86	0.43	0.29	26.4	22.0
1.2	3.86	0.46	0.30	25.5	21.2
1.3	3.72	0.48	0.32	25.5	21.2
1.4	3.65	0.51	0.34	25.2	21.0
1.5	3.51	0.53	0.35	24.9	20.7
1.6	3.44	0.55	0.37	24.9	20.7
1.7	3.31	0.56	0.37	24.9	20.7
1.8	3.24	0.58	0.39	24.9	20.7
1.9	3.11	0.59	0.40	24.9	20.7
2.0	3.05	0.61	0.41	24.9	20.7

ведется по средней мощности пропластка. Определение средней мощности пропластков осуществляется по следующей схеме:

— участок, подлежащий буровзрывной подготовке, обуривается предварительно по разреженной сетке (например 24×24 м), по возможности кратной последующей сети взрывных скважин;

- по данным этих скважин определяется средняя мощность пропластка для каждого квадрата  $24 \times 24$  м;
- по средней мощности пропластков сетка скважин для каждого квадрата рассчитывается по формулам (3.30) и (3.31);
- при наличии в подготавливаемом блоке двухъярусного расположения пропластков сетка скважин принимается по средней мощности наиболее крупного пропластка;
- при залегании пропластка под незначительным слоем мягких пород (менее 3 м) параметры сетки скважин, рассчитанные по формулам (3.30) и (3.31), рекомендуется уменьшать в 1.5 раза.

Оснащение буровых станков приборами автоматической регистрации крепости пород в разнопрочном массиве позволяет получить информацию по каждой скважине и оперативно изменять параметры БВР в зависимости от мощности пропластка непосредственно в процессе обуривания блоков (рис. 53).

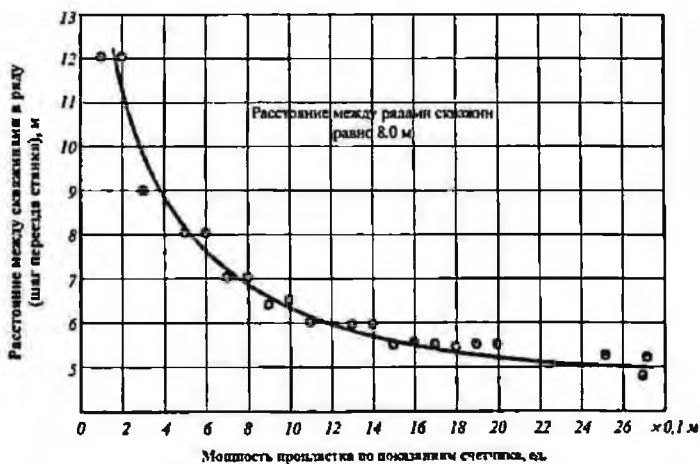


Рис. 53. График определения расстояния между скважинами в ряду в зависимости от мощности пропластка

В процессе бурения взрывных скважин в разнопрочных породах необходимы строгий контроль за регистрацией площадного расположения и мощности пропластков по высоте обуриваемых уступов, выполняемой с помощью площадного экспресс-метода радиоинтроскопии и энергетического метода оценки мощ-

ности, структуры и крепости разнопрочных включений прибором энергоемкости бурения. Это позволяет до начала взрывных работ скорректировать сетку скважин в местах утолщения пропластка.

Заряд ВВ располагается в пропластке таким образом, чтобы над и под пропластком находился заряд длиной 1 м. При наличии двух или нескольких пропластков в массиве расчет заряда ведется для каждого пропластка отдельно. Если расстояние между пропластками более 2.5 м, скважинный заряд рассредоточивается.

### 3.6. Исследование и разработка способа встречного инициирования скважинных зарядов при разрушении разнопрочных горных пород

Важной областью управления первичным полем напряжений в процессе разрушения трещиноватых горных пород являются методы управления процессом детонации и давлением продуктов взрыва в зарядной камере, основанные на изменении способа инициирования скважинных зарядов.

При взрывном разрушении разнопрочных пород со скальными пропластками перспективным является метод встречного инициирования скважинных зарядов, позволяющий создать внутри скального прослоя высокую концентрацию напряжений при встрече детонационных волн. Комплексом выполненных исследований [54, 66, 124-126] установлено, что в пропластке при встречном инициировании скважинного заряда по сравнению с односторонним: начальное давление в волне, возникающей на границе раздела «заряд – горная порода», выше в 2.39 раза (рис. 54); на всем рассмотренном интервале расстояний от оси заряда до значения  $16r_0$  ( $r_0$  – радиус заряда) давление во фронте ударной волны значительно выше. График изменения отношения максимальных давлений в пропластке с расстоянием (рис. 55) при встречном  $P_2$  и одностороннем  $P_1$  инициировании скважинного заряда показывает, что увеличение с расстоянием радиуса фронта ударных волн ведет к постепенному уменьшению давлений в них и отношение  $P_2/P_1$  стремится к асимптоте, значение которой равно 1. Практическая ценность встречного инициирования существенно повышается при разрушении разнопрочного массива с локализованными пропластками, в которых возможно получение зоны максимальных напряжений за счет встречи детонационных волн. Установлено также, что при разрушении разнопрочных пород наиболее эффективно применение конструкции комбинированных скважинных зарядов.

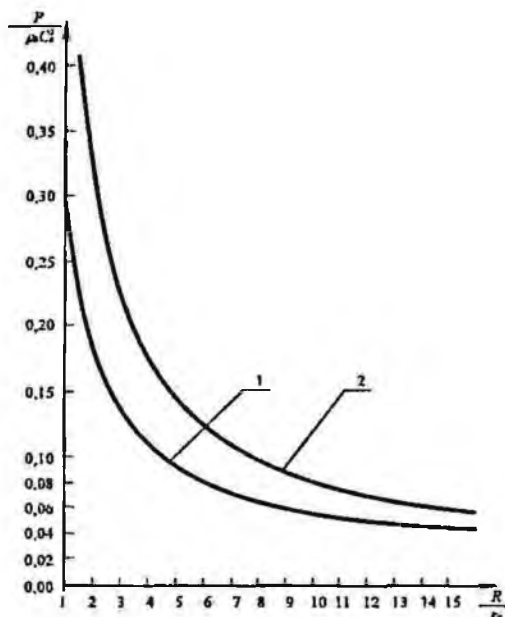


Рис. 54. Изменение давления во фронте ударной волны в пропластке с расстоянием при одностороннем (1) и встречном (2) направлении скважинного заряда ВВ

При этом высокоскоростное ВВ размещается непосредственно в самом пропластке, а низкоскоростное ВВ – над и под пропластком. В связи с этим для достижения качественного дробления крепких включений разработан защищенный авторским свидетельством на изобретение [127] способ разрушения разнопрочных горных пород, при котором в зоне пропластка располагается наиболее мощное ВВ комбинированного скважинного заряда. Это даст возможность в пределах требуемого радиуса разрушения получить более высокую объемную энергию по пропластку, чем во вмещающих мягких породах.

Реализация предложенного способа представлена на рис. 56. При обуравании взрываемого блока определяют расположение и мощность пропластка 1. В зависимости от мощности и местонахождения пропластка 1 в окружающей среде 2 выбирают расстояние между боевиками 3 и 4. Комбинированный заряд 5 располагают в скважине следующим образом. Под пропластком и над ним размещают ВВ с минимальной скоростью детонации (например, нгданит), а более

ности, структуры и крепости разнопрочных включений прибором энергоемкости бурения. Это позволяет до начала взрывных работ скорректировать сетку скважин в местах утолщения пропластка.

Заряд ВВ располагается в пропластке таким образом, чтобы над и под пропластком находился заряд длиной 1 м. При наличии двух или нескольких пропластков в массиве расчет заряда ведется для каждого пропластка отдельно. Если расстояние между пропластками более 2.5 м, скважинный заряд рассредоточивается.

### 3.6. Исследование и разработка способа встречного инициирования скважинных зарядов при разрушении разнопрочных горных пород

Важной областью управления первичным полем напряжений в процессе разрушения трещиноватых горных пород являются методы управления процессом детонации и давлением продуктов взрыва в зарядной камере, основанные на изменении способа инициирования скважинных зарядов.

При взрывном разрушении разнопрочных пород со скальными пропластками перспективным является метод встречного инициирования скважинных зарядов, позволяющий создать внутри скального прослоя высокую концентрацию напряжений при встрече детонационных волн. Комплексом выполненных исследований [54, 66, 124-126] установлено, что в пропластке при встречном инициировании скважинного заряда по сравнению с односторонним: начальное давление в волне, возникающей на границе раздела «заряд — горная порода», выше в 2,39 раза (рис. 54); на всем рассмотренном интервале расстояний от оси заряда до значения  $16r_0$  ( $r_0$  — радиус заряда) давление во фронте ударной волны значительно выше. График изменения отношения максимальных давлений в пропластке с расстоянием (рис. 55) при встречном  $P_2$  и одностороннем  $P_1$  инициировании скважинного заряда показывает, что увеличение с расстоянием радиуса фронта ударных волн ведет к постепенному уменьшению давлений в них и отношение  $P_2/P_1$  стремится к асимптоте, значение которой равно 1. Практическая ценность встречного инициирования существенно повышается при разрушении разнопрочного массива с локализованными пропластками, в которых возможно получение зоны максимальных напряжений за счет встречи детонационных волн. Установлено также, что при разрушении разнопрочных пород наиболее эффективно применение конструкции комбинированных скважинных зарядов.

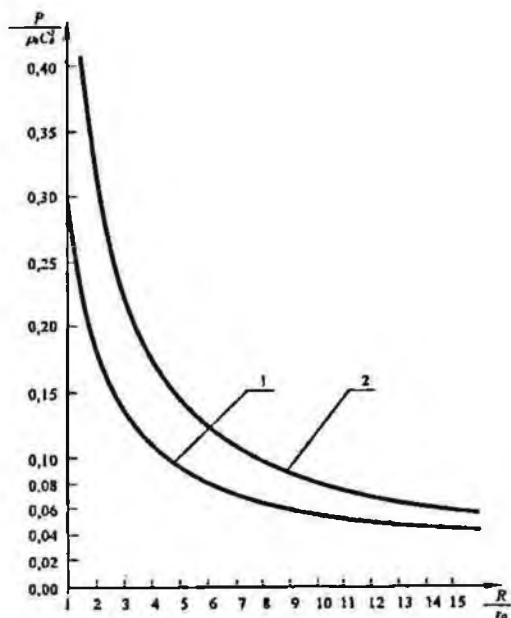


Рис. 54. Изменение давления во фронте ударной волны в пропластке с расстоянием при одностороннем (1) и встречном (2) пиндировании скважинного заряда ВВ

При этом высокоскоростное ВВ размещается непосредственно в самом пропластке, а низкоскоростное ВВ — над и под пропластком. В связи с этим для достижения качественного дробления крепких включений разработан защищенный авторским свидетельством на изобретение [127] способ разрушения разнопрочных горных пород, при котором в зоне пропластка располагается наиболее мощное ВВ комбинированного скважинного заряда. Это даст возможность в пределах требуемого радиуса разрушения получить более высокую объемную энергию по пропластку, чем во вмещающих мягких породах.

Реализация предложенного способа представлена на рис. 56. При обуравании взрываемого блока определяют расположение и мощность пропластка 1. В зависимости от мощности и местонахождения пропластка 1 в окружающей среде 2 выбирают расстояние между боевиками 3 и 4. Комбинированный заряд 5 располагают в скважине следующим образом. Под пропластком и над ним размещают ВВ с минимальной скоростью детонации (например, ипданит), а более



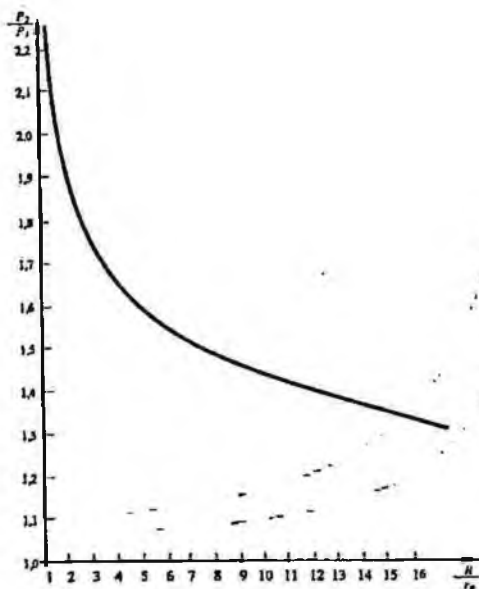


Рис. 55. График изменения отношения максимальных давлений с расстоянием при встречном ( $P_2$ ) и одностороннем ( $P_1$ ) инициировании скважинного заряда ВВ

мощное ВВ с большей скоростью детонации в самом пропластке. Боевики в скважинном заряде располагают симметрично относительно пропластка на расстоянии 3-7 мощностей и инициируют одновременно. При одновременном инициировании боевиков образуются детонационные волны 6 и 7, двигающиеся по заряду навстречу друг другу.

В начальной стадии поверхности волны напряжений в массиве 8 и 9, вызванные детонацией верхней и нижней частей заряда, представляют самостоятельные усеченные конические поверхности. В момент перехода детонационной волны в более мощное ВВ в самом пропластке происходит его детонация и запираение газообразными продуктами взрыва от частей заряда, не расположенных в самом пропластке. При встрече детонационных волн на середине пропластка образуется зона отражения (отраженная волна), давление в которой в 2,4 выше, чем в подошедших волнах. В результате запираения продуктов взрыва более мощной части заряда задерживается их выброс из района пропластка, что обуславливает увеличение времени действия взрыва на пропласток. Эти обстоятельства вызы-

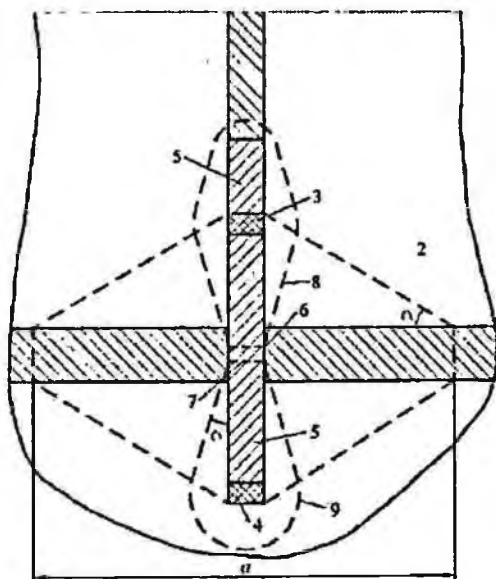


Рис. 56. Способ разрушения разнопрочных горных пород с крепкими пропластками комбинированным скважинным зарядом

вают усиленную волну напряжения в самом пропластке и, как следствие, увеличивают радиус разрушения пропластка. Применительно к скважинным зарядам расстояние между боевиками соответствует 3-7 толщинам пропластка в зависимости от его мощности.

При разрушении крепких включений разнопрочного массива КПД взрыва на их дробление определяется как отношение работы  $A$ , затраченной на разрушение крепкого пропластка, к общей израсходованной энергии

$$\eta = \frac{A}{UQ}, \quad (3.33)$$

где  $A$  — работа на дробление пропластка, Дж;  $Q$  — масса заряда, кг;  $U$  — удельная энергия 1 кг ВВ, Дж/кг.

Работа, совершаемая взрывом при дроблении, может быть приближенно оценена по объединенной теории Давиденкова-Фридмана, согласно которой она пропорциональна объему дробимого тела и изменению среднего куска от начального размера до конечного. Согласно [48.49], работа дробления равна

$$A = KV \lg \frac{\Delta_0}{\Delta}, \quad (3.34)$$

где  $K$  – коэффициент пропорциональности, зависящий от прочности разрушаемой среды и условий взрывания,  $\text{H}/\text{м}^2$ ;  $\Delta_0$  – начальный размер среднего куска, м;  $\Delta$  – конечный размер среднего куска, м;  $V$  – объем дробимого материала,  $\text{м}^3$ .

Подставив значение работы из формулы (3.34) в выражение (3.33), получаем зависимость КПД взрыва от начального и конечного размера куска

$$\eta = \frac{KV \lg \frac{\Delta_0}{\Delta}}{UQ}. \quad (3.35)$$

Для сравнительной оценки количества энергии, идущей на разрушение крепких включений при одностороннем и встречном инициировании, выполнены экспериментальные исследования действия взрыва в сложной среде, составленной из перемежающихся моделей крепких включений и вмещающих песчаных пород. Удлиненный цилиндрический заряд располагался в центре модели перпендикулярно ее плоскости. Основными факторами, определяющими результаты взрыва, были гранулометрический состав дробимого продукта и выход негабарита. Негабаритными приняты куски, имеющие максимальный размер более 50 мм. Анализ гранулометрического состава показал, что при встречном инициировании по сравнению с односторонним средний размер куска уменьшился на 20-25%, а количество негабаритных кусков – на 30-60%. Отмечено также, что вблизи заряда среда сильно переизмельчена, а по мере удаления от заряда размеры кусков возрастают пропорционально радиусу действия заряда. На рис. 57 представлена зависимость увеличения радиуса разрушения при встречном инициировании  $P_2$  по отношению к одностороннему инициированию  $P_1$  от максимального размера фракции. При выполнении экспериментальных взрывов масса заряда была одинакова, применялась одно ВВ, поэтому величина  $UQ$  в знаменателе выражения (3.35) – постоянная. Прочностные свойства моделей постоянны, размеры моделей одинаковы, поэтому величины  $K$ ,  $V$ ,  $\Delta_0$  в числителе выражения (3.35) постоянны. Отношение коэффициентов полезного действия для одностороннего и встречного инициирования имеет вид

$$\frac{\eta_2}{\eta_1} = \frac{\lg \Delta_0 - \lg \Delta_2}{\lg \Delta_0 - \lg \Delta_1}. \quad (3.36)$$

После подстановки в выражение (3.36) экспериментальных значений

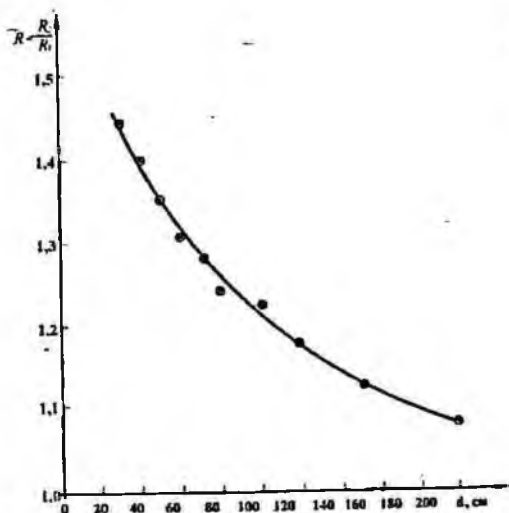


Рис. 57. Зависимость относительного радиуса разрушения от максимального размера фракции.  $R_1, R_2$  — радиус разрушения при одностороннем и встречном инициировании заряда соответственно

средних размеров кусков установлено, что при встречном инициировании КПД взрыва увеличился в среднем на 25%. Экспериментальные взрывы также показали, что наиболее эффективно взрывание крепких включений в толще вмещающих пород без предварительного их обнажения.

Способ встречного инициирования скважинных зарядов прошел опытно-промышленную проверку на карьерах месторождения Учкудук. Он испытывался в двух вариантах: с симметричным и асимметричным расположением боевиков относительно пропластка (рис. 58, а, б). Во всех взрывах встреча детонационных волн обеспечивалась на середине пропластка. Основной заряд инициировался только от боевиков. Выполнено три опытно-промышленных взрыва.

В качестве средства передачи детонации от магистрали ДШ к боевикам в первом варианте (см. рис. 58, а) выбран специальный маломощный детонирующий шнур ДШ ВМ-3, не инициирующий ВВ боковой поверхностью. Запоздывание фронта детонации от нижнего боевика относительно верхнего при их одно-

а

б

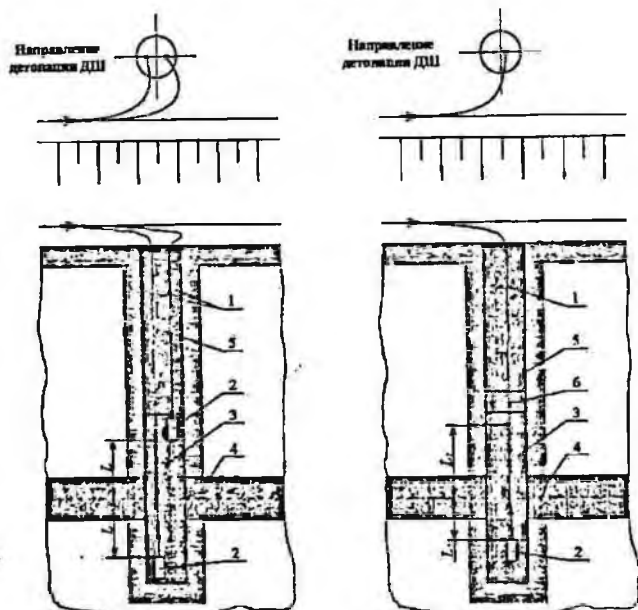


Рис.58. Схема расположения боевиков при одновременном (а) и разновременном (б) инициировании скважинного заряда: 1 – маломощный детонирующий шнур ДШЭ-2; 2 – тротиловая шашка Т-400; 3 – заряд ВВ; 4 – пропласток; 5 – забойка; 6 – аммонит БЖВ;  $L_1$  – расстояние от верхнего боевика до середины пропластка;  $L_2$  – расстояние от нижнего боевика до середины пропластка

временном инициировании компенсировалось петлей ДШ, создаваемой на поверхности уступа. Длина петли равнялась расстоянию между боевиками. Расстояние между боевиками, симметрично расположенными относительно пропластка, выбиралось равным 3-5 его толщине.

Во втором варианте (рис. 58, б) передача детонации от магистрали к боевикам осуществлялась одной нитью ДША, помещенного в полихлорвиниловую трубку и продвинутого по всей длине скважины. В этом варианте боевики располагались на различных расстояниях от пропластка. Верхний боевик из аммонита БЖВ инициировался промежуточным детонатором от тонкого ДШ. Исходя из условия одновременности прихода детонационных волн к пропластку, боевики располагались на расстояниях от пропластка, рассчитанных по формуле

$$L_2 = L_1 \frac{D_{ДШ} - D_{ВВ}}{D_{ДШ} + D_{ВВ}}, \quad (3.37)$$

где  $L_1$ ,  $L_2$  — соответственно расстояние от верхнего и нижнего боевиков до середины пропластка, м;  $D_{ДШ}$ ,  $D_{ВВ}$  — скорость детонации ДШ и ВВ, м/с.

Расстояние  $L_2$  выбирали равным минимум двум толщинам пропластка. Опытные блоки были разбиты на экспериментальные и контрольные участки, представленные песчаными породами с прослойками скальных пропластков, составляющих 10–15% от всего объема залегающих пород. На трех опытных участках были пробурены 30, 33 и 35 скважин диаметром 230 мм и глубиной 12 м. Удельный расход ВВ на контрольных и опытных участках был один и тот же. При обуривании опытных блоков производилась фиксация мощности и расположения пропластков. После взрывов в процессе отгрузки проанализирован гранулометрический состав взорванной горной массы. Сравнительные данные распределения гранулометрического состава при одностороннем и встречном инициировании приведены в табл. 20 и на рис. 59, 60.

Таблица 20

Гранулометрический состав взорванных пропластков

Линейный размер фракций, см	Содержание фракций в зависимости от схем инициирования, %	
	односторонняя (контрольный участок)	встречная (экспериментальный участок)
-30	21.6	44.0
-40	5.5	10.5
-50	7.1	8.3
-60	6.6	6.7
-70	5.6	5.8
-80	4.7	4.2
-90	2.3	2.8
-100	1.1	1.7
-120	9.4	4.9
-150	10.7	5.5
-200	10.0	5.3
+200	14.7	-

В результате изменения схемы инициирования дробление горных пород на экспериментальных участках резко отличалось от дробления на контрольных.

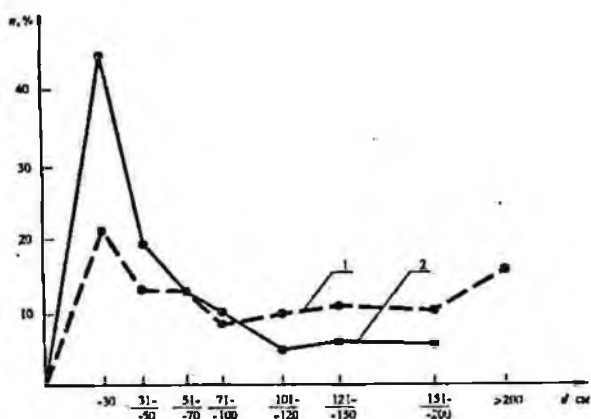


Рис. 59. Распределение фракций гранулометрического состава проплатки при одностороннем (1) и встречном (2) инициировании заряда

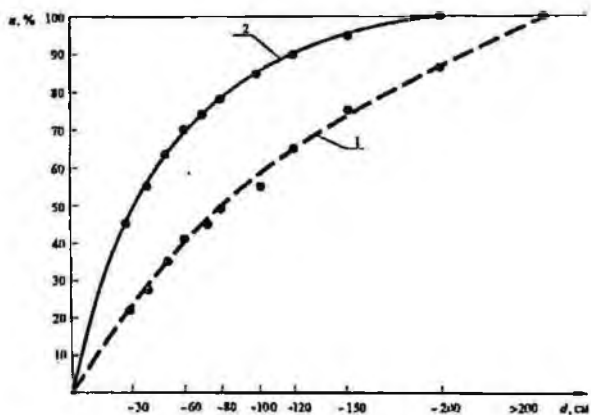


Рис. 60. Изменение гранулометрического состава проплатки при одностороннем (1) и встречном (2) инициировании заряда

Взрыв скважинных зарядов по схеме встречного инициирования обеспечил более интенсивное дробление проплатки. Среднее значение максимального размера куска при одностороннем инициировании равнялось 86,9 см, при встречном — 50,9 см, выход фракций менее 100 см — 55,2% на контрольном участке и

74.3% на экспериментальном. Отношение коэффициентов полезного действия заряда при встречном инициировании и одностороннем равно

$$\frac{\eta_2}{\eta_1} = \frac{\lg \Delta_0 - \lg \Delta_2}{\lg \Delta_0 - \lg \Delta_1} = \frac{1.296}{1.045} = 1.24,$$

где  $\Delta_0$ ,  $\Delta_1$ ,  $\Delta_2$  – начальный и средний конечный размеры куска при одностороннем и встречном инициировании соответственно, т.е. повышение КПД взрыва составило 24%.

При подготовке горной массы для техники непрерывного действия, когда размер куска ограничен фракцией менее 30 см, увеличение эффективного радиуса разрушения происходит в

$$\frac{R_2}{R_1} = \sqrt{\frac{V_2}{V_1}} = \sqrt{\frac{44}{21.6}} = 1.45 \text{ раза,}$$

где  $V_1$ ,  $V_2$  – объемы фракции менее 30 см при одностороннем и встречном инициировании соответственно.

Для фракции менее 100 см радиус разрушения увеличивается в 1,16 раза. Кроме того, на экспериментальных участках наблюдалось снижение выхода негабарита (+100 см) в 3 раза.

Таким образом, применение способа встречного инициирования скважинных зарядов для разрушения разнопрочных горных пород с крепкими пропластками позволяет по сравнению с односторонним получить следующие результаты:

1. Максимальные значения удельного и полного импульсов взрыва, действующих на стенки скважин в пропластке.
2. Уменьшение среднего размера куска взорванной горной массы на 25-35%.
3. Увеличение КПД взрыва при разрушении пропластков на 20-25%.
4. Увеличение радиуса эффективного разрушения для фракции -30 см в 1.3-1.5 раза, для фракции -100 см – в 1.20-1.25 раза. Первые цифры относятся к дроблению пропластка толщиной 2 м, вторые – к дроблению пропластка 1 м. Аналитическими, лабораторными и опытно-промышленными исследованиями получены результаты, свидетельствующие об увеличении эффекта встречного инициирования с уменьшением толщины пропластка. Однако при этом усложняется технология зарядки, так как требуется более точное размещение двух боевиков по высоте скважины, обеспечивающих встречу дестонационных волн в относительно тонком скальном пропластке.



Выполненными исследованиями и аналитическим образом также установлено, что с увеличением мощности пропластка для более лучшего его дробления целесообразно увеличение числа точек инициирования до трех-четырех. В этом случае давление на фронте волны напряжения увеличивается на 20-30%, а импульс взрыва - на 20-45%. Установлено, что для пропластков с определенной мощностью  $m$  можно рекомендовать следующие схемы инициирования:  $m \leq 0.5$  м - одностороннее;  $0.5 < m \leq 1.5$  м - двукратное;  $1.5 < m \leq 2.5$  м - трехкратное;  $m > 2.5$  м - четырехкратное. Иницирование скважинного заряда в 3 и 4 точках рекомендуется обеспечивать за счет использования маломощного детонирующего шнура ДШЭ-2 с тротиловой шашкой Т-400 в качестве нижнего боевика и размещения в заряде промежуточных боевиков из насыпного или патронированного аммонита 6ЖВ. Схема размещения боевиков в скважинном заряде представлена на рис. 61. Как показала практика взрывных работ, в общем количестве заряжаемых на каждом блоке скважин процент скважин с двукратным инициированием

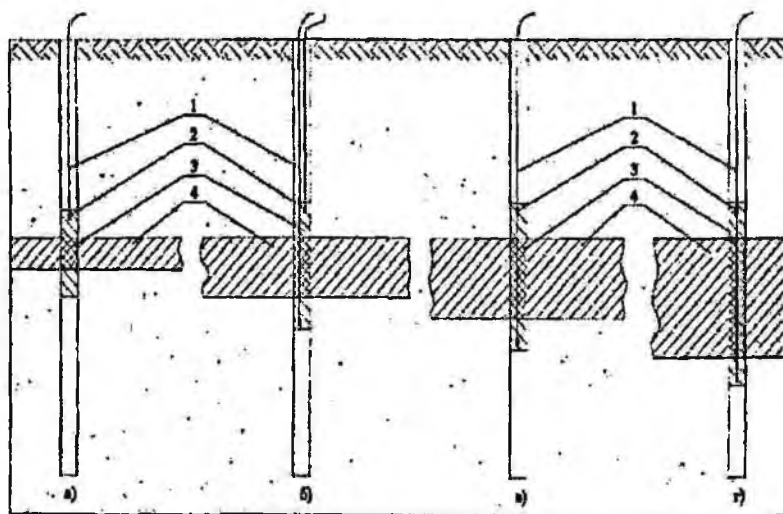


Рис. 61. Схема применения одностороннего (а), двукратного (б), трехкратного (в) и четырехкратного (г) инициирования при различной мощности пропластка. 1 - ДШ; - боевик; 3 - заряд ВВ; 4 - пропласток

в среднем составит 9,4%. с трехкратным — 2,5%. С четырехкратным — 2,1%.

Следует отметить, что с внедрением на карьерах неэлектронных систем инициирования эффективность применения предложенного способа встречного инициирования для дробления разнопрочных пород и крепких включений значительно возрастает.

Внедрение технологии взрывания с применением способа встречного инициирования для интенсификации разрушения крепких пропластков позволило получить экономический эффект в размере 51,2 тыс. руб. в год в ценах 1980-82 гг.

### 3.7. Рационализация конструкции скважинных зарядов

Современные методы и способы рационализации и оптимизации конструкции скважинных зарядов направлены, в первую очередь, на повышение КПД энергии взрыва для дробления горных пород. Таким методом, например, является рассредоточение скважинного заряда воздушными промежутками [128,129]. Известно, что при отбойке горной массы сплошными зарядами наибольший выход негабарита наблюдается из верхней части уступа, в то время как в зоне вблизи заряда имеет место интенсивное переизмельчение. Мелкоизмельченная порода вблизи заряда имеет большую суммарную поверхность, значительно превосходящую по своей площади суммарную поверхность основной массы раздробленных кусков породы. Так как энергия, расходуемая на дробление, пропорциональна вновь образовавшейся суммарной поверхности, то из всей энергии взрыва, расходуемой на дробление, значительная часть расходуется в этом случае на ненужное переизмельчение массива вблизи заряда. Создавая в скважинном заряде воздушные промежутки, можно изменить механизм действия взрыва в твердой среде за счет снижения начального «пикового» давления газов взрыва и, как следствие, сокращения переизмельчения массива вокруг заряда. Увеличение длительности воздействия взрыва на массив происходит при этом за счет того, что газы верхней части заряда как бы запирают газы нижней части заряда и на некоторый промежуток времени задерживают их вылет. В результате этого передача энергии взрыва из зарядной камеры в массив происходит в течение более продолжительного времени. Кроме того, в воздушном промежутке происходит схождение газовых потоков и ударных волн с увеличением их параметров в точке схождения, что приводит к лучшему дроблению среды даже в том месте сква-

жины, где нет заряда ВВ [129-131]. Однако основная причина улучшения дробления среды при этом методе взрывания состоит в импульсивном нагружении ее [54, 129]. Под действием высокого давления продуктов взрыва рассредоточенных частей скважинного заряда в среде будут распространяться ударные волны, а продукты взрыва (ПВ) начнут расширяться в область воздушного промежутка. При этом в среде возникает первичная волна напряжений (основная волна сжатия), определяемая суперпозицией двух волн напряжения, генерируемых двумя (нижним и верхним) частями заряда. Расширяющиеся ПВ будут генерировать впереди себя воздушные ударные волны, движущиеся навстречу друг другу вдоль оси скважины. В месте встречи и взаимодействия ударных волн и газовых потоков генерируется вторичная волна напряжения, распространяющаяся за первичной основной волной сжатия. За вторичной волной распространяется последующий пук волн напряжения, формируемый волнами, отраженными от торцов цилиндрической зарядной камеры (дно скважины и забойка) и центра воздушного промежутка.

В ближайшей зоне действия взрыва максимум напряжения на фронте вторичной волны составляет около 50-60% максимума напряжения на фронте первичной волны и отстает по скорости распространения от максимума напряжений на фронте первичной волны, а в дальних зонах вторичная волна вплотную приближается к первичной. Это создает возможность определенной «подпитки» общей энергии волны напряжения за счет энергии вторичной волны. Разделение в ближней зоне фронта волны на два максимума способствует ослаблению общего затухания энергии с расстоянием и при взрывании заряда с воздушными промежутками определяет возможность создания в дальней зоне более высокого уровня энергии, чем при взрывании обычных сплошных зарядов. Если предположить, что первичная волна напряжений, распространяющаяся в среде, производит в средней и дальней зонах только зарождение микротрещин, то вторичные и последующие волны сжатия будут расширять и развивать эти трещины, производя дополнительное динамическое разрушение материала.

Внедрение метода взрывания скважинными зарядами с воздушными промежутками сдерживалось отсутствием технологических средств для создания промежутков внутри скважины. Нами внедрены на ряде карьеров (в частности в условиях карьера Мурунтау) полиэтиленовые скважинные затворы (ПЭСы) конструкции ИГД им. А.А. Скочинского [131, 132], представляющие собой опрокинутые эластичные

конусы, к вершинам которых крепятся опоры с подпятниками (рис. 62). Установка ПЭСов в скважинах на заданной глубине производится посредством жесткой и прочной опоры, в качестве которой используются деревянные стержни или промышленные трубы из поливинилхлорида (ПВХ) внешним диаметром 25 мм. Длина опоры равна длине воздушного промежутка. При поступлении первой порции ВВ в скважину эластичный конус раскрывается, надежно перекрывая сечение скважины (см. рис. 62). Результаты экспериментальных взрывов в условиях карьера Мурунтау

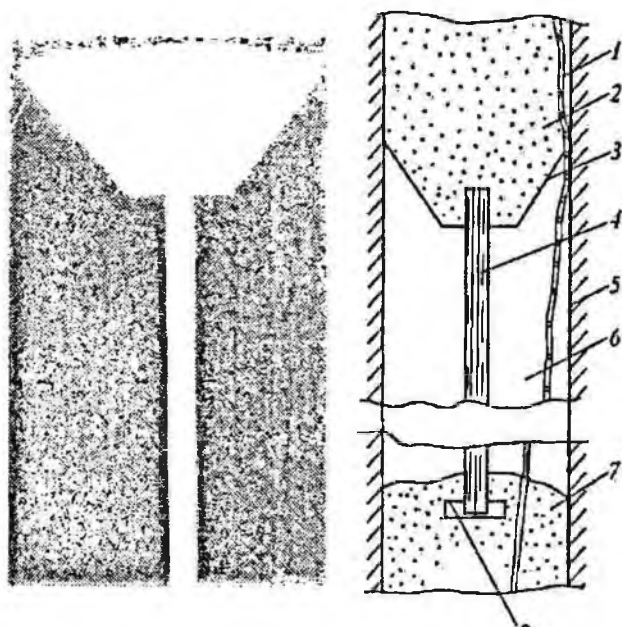


Рис. 62. Полиэтиленовый затвор в сборе и схема его установки в скважине: 1 — детонирующий шнур, 2 — верхняя часть заряда ВВ; 3 — скважинный затвор; 4 — пластмассовая опора; 5 — скважина; 6 — воздушный промежуток; 7 — нижняя часть заряда ВВ; 8 — подпятник

скважинными зарядами, каждый из которых был рассредоточен посредством ПЭСа одним воздушным промежутком длиной 2 м, показали более эффективное действие взрыва таких зарядов в легко- и средневзрываемых породах карьера [133]. Технико-экономическая оценка предложенного метода взрывания приведена в табл. 21.

Таблица 21

**Результаты взрывания скважинными зарядами,  
рассредоточенными воздушными промежутками**

Показатель	Сплошные заряды ВВ	Рассредоточенные заряды ВВ
Крепость пород по М.М. Протодакинову	10-11	
Высота уступа, м	11	
Длина скважины, м	13	
Диаметр заряда, мм	250	
Сетка скважины, м	7x7	
Масса скважинного заряда, кг	294	252
В том числе масса:		
верхнего заряда, кг	-	84
нижнего заряда, кг	-	168
Длина воздушного промежутка, м	-	2
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0.55	0.47
Тип ВВ	Граммонт 79/21	
Объем взорванной горной массы в скважину, м <sup>3</sup>	539	
Число ПЭСов в скважине	-	1
Себестоимость одного ПЭСа в сборе, сум	-	0.60
Суммарные затраты на средства взрывания ВВ, ПЭСы при формировании скважинного заряда* сум	57 238	50 970
Диаметр среднего куска взорванной горной массы, см	18.4	17.9
Приведенные затраты, сум/м <sup>3</sup>	0.106	0.092

\* Трудоемкость сборки и установки полиэтиленового затвора в скважину принята равной трудоемкости засыпки в скважину одного стандартного мешка ВВ массой 42 кг.

Результаты опытно-промышленных взрывов показали, что для получения одинакового качества дробления при взрывании зарядами ВВ, рассредоточенными посредством ПЭСов, затраты на 10-15% меньше, чем при взрывании зарядами сплошной конструкции.

Те же идеи – снижение избыточного начального давления ПВ в ближней зоне, увеличение длительности воздействия ПВ на горную породу, многократность воздействия ПВ на разрушаемый массив и, как следствие, увеличение па-

раметров первичного поля напряжений реализуются при использовании комбинированных скважинных зарядов. В частности, опыт применения такой конструкции зарядов на карьере Мурунтау позволил значительно расширить область применения простейшего взрывчатого состава – игданита собственного производства на непористой Навоийской АС в крепких и частично обводненных породах [60, 134-136].

В настоящее время игданит в качестве основного ВВ применяется на карьерах Навоийского ГМК в легковзрываемых сухих породах, когда заряд в скважине находится не более 5 ч. В средне- и трудновзрываемых породах он применяется, в основном, в комбинированных зарядах в сухой части скважин в сочетании с более мощными и бризантными ВВ. В этом случае в зависимости от условий взрывания работоспособность скважинного заряда регулируют, формируя колонку заряда из ВВ с различной энергетикой (табл. 22). При этом за счет обратного (нижнего) инициирования с применением систем неэлектрического инициирования реализуется идея первичного предразрушения массива более мощным и бризантным ВВ, а на завершающей стадии разрушение осуществляется низкобризантным ВВ – игданитом.

Таблица 22

**Рекомендуемое количество игданита в комбинированном скважинном заряде для условий карьера Мурунтау**

Категория пород по взрываемости	Количество игданита в комбинированном заряде, %	
	рудная зона	породная зона
Легковзрываемые	80	100
Средневзрываемые	60	70
Трудновзрываемые	40	60
Весьма трудновзрываемые	20	40

Применение зарядов такой конструкции уменьшило затраты на ВВ в среднем в 1.5 раза при сохранении необходимого качества дробления за счет более рационального использования энергии взрыва. Выход негабарита снизился 1.5 до 0.09%, а производительность экскаваторов увеличилась в среднем на 10%.

Таблица 21

**Результаты взрывания скважинными зарядами,  
рассредоточенными воздушными промежутками**

Показатель	Сплошные заряды ВВ	Рассредоточенные заряды ВВ
Крепость пород по М.М. Протодаканову	10-11	
Высота уступа, м	11	
Длина скважины, м	13	
Диаметр заряда, мм	250	
Сетка скважин, м	7x7	
Масса скважинного заряда, кг	294	252
В том числе масса:		
верхнего заряда, кг	-	84
нижнего заряда, кг	-	168
Длина воздушного промежутка, м	-	2
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0.55	0.47
Тип ВВ	Граммонт 79/21	
Объем взорванной горной массы на скважину, м <sup>3</sup>	539	
Число ПЭСов в скважине	-	1
Себестоимость одного ПЭСа в сборе, сум	-	0.60
Суммарные затраты на средства взрывания ВВ, ПЭСы при формировании скважинного заряда <sup>*)</sup> сум	57 238	50 970
Диаметр среднего впуска взорванной горной массы, см	18.4	17.9
Приведенные затраты, сум/м <sup>3</sup>	0.106	0.092

\* Трудоемкость сборки и установки полиэтиленового затвора в скважину принята равной трудоемкости засыпки в скважину одного стандартного мешка ВВ массой 42 кг.

Результаты опытно-промышленных взрывов показали, что для получения одинакового качества дробления при взрывании зарядами ВВ, рассредоточенными посредством ПЭСов, затраты на 10-15% меньше, чем при взрывании зарядами сплошной конструкции.

Те же идеи – снижение избыточного начального давления ПВ в ближней зоне, увеличение длительности воздействия ПВ на горючую породу, многократность воздействия ПВ на разрушаемый массив и, как следствие, увеличение па-

раметров первичного поля напряжений реализуются при использовании комбинированных скважинных зарядов. В частности, опыт применения такой конструкции зарядов на карьере Мурунтау позволил значительно расширить область применения простейшего взрывчатого состава — игданита собственного производства на непористой Навоийской АС в крепких и частично обводненных породах [60, 134-136].

В настоящее время игданит в качестве основного ВВ применяется на карьерах Навоийского ГМК в легко взрывае­мых сухих породах, когда заряд в скважине находится не более 5 ч. В средне- и трудно взрывае­мых породах он применяется, в основном, в комбинированных зарядах в сухой части скважин в сочетании с более мощными и бризантными ВВ. В этом случае в зависимости от условий взрывания работоспособность скважинного заряда регулируют, формируя колонку заряда из ВВ с различной энергетикой (табл. 22). При этом за счет обратного (нижнего) инициирования с применением систем неэлектрического инициирования реализуется идея первичного предразрушения массива более мощным и бризантным ВВ, а на завершающей стадии разрушение осуществляется низкобризантным ВВ — игданитом.

Таблица 22

**Рекомендуемое количество игданита в комбинированном скважинном заряде для условий карьера Мурунтау**

Категория пород по взрываемости	Количество игданита в комбинированном заряде, %	
	рудная зона	породная зона
Легковзрывае­мые	80	100
Средне­взрывае­мые	60	70
Трудно­взрывае­мые	40	60
Весьма трудно­взрывае­мые	20	40

Применение зарядов такой конструкции уменьшило затраты на ВВ в среднем в 1.5 раза при сохранении необходимого качества дробления за счет более рационального использования энергии взрыва. Выход негабарита снизился 1.5 до 0,09%, а производительность экскаваторов увеличилась в среднем на 10%.



## ГЛАВА 4. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОД С КРЕПКИМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ

### 4.1. Основные положения методики экспериментальных исследований

Комплекс опытно-промышленных экспериментов, выполненный в условиях поточной технологии разработки разнопрочных вскрышных пород со взорванными пропластками, позволил проверить и оценить ряд следующих основных научных гипотез, методов и средств управления и интенсификации взрывного разрушения разнопрочных пород сложноструктурных месторождений:

1) методы качественной подготовки разнопрочных пород с крепкими пропластками при дифференцированном выборе параметров буровзрывных работ в зависимости от мощности, прочности и глубины залегания пропластков в уступе (метод МДВП БВР);

2) физическую возможность, технико-экономическую целесообразность и приемлемость разработки техникой непрерывного действия (роторным комплексом) взорванных разнопрочных пород с крепкими пропластками и транспортирования их конвейерами;

3) возможность расширения области применения поточных технологических схем для разработки разнопрочных вскрышных пород и получение исходных данных для создания и применения других поточных технологических схем.

Опытно-промышленные работы и обработка результатов эксперимента выполнялись по методике, основанной на методах планирования эксперимента (ПЭ), применении теории вероятности и математической статистики, графоаналитических расчетах, регистрации параметров работы оборудования современной контрольно-измерительной аппаратурой.

Для оценки производительности и режимов работы роторного экскаватора в составе роторного комплекса принимался полный факторный план при трех переменных и двух уровнях каждой из них. В качестве факторов, определяющих возможность выемки скальных пропластков и различные режимы экскавации, принимались следующие параметры:

$x_1$  — степень подготовки забоя, т.е. состояние раздробленности твердых пропластков и выход кусков  $d$  заданной фракции:  $x_{1\min} = 300$  мм (-1) и  $x_{1\max} = 400$  мм (+1), где (-1) и (+1) — соответственно нижний — минимальный и верхний — максимальный уровни параметра;

$x_2$  – площадь  $F$  стружки в плоскости колеса:  $x_{2min} = 800 \text{ см}^2 (-1)$  и  $x_{2max} = 1600 \text{ см}^2 (+1)$ ;

$x_3$  – отношение толщины  $S_0$  стружки к ее ширине  $l_0$ , т.е. влияние на процесс экскавации скорости поворота  $\varepsilon_0$  роторной стрелы (при постоянной и регулируемой скорости резания):  $x_{3min} = 0.5 (-1)$  и  $x_{3max} = 2.0 (+1)$ ;  $x_3 = \varepsilon_0 = S_0/l_0$ ,  $x_{3max} = 2.0 (+1)$ .

Число опытов при полном факторном эксперименте (ПФЭ) равно

$$N = 2^k = 2^3 = 8, \quad (4.1)$$

где  $k$  – число переменных факторов.

План эксперимента для каждого режима экскавации (снятие одной стружки вдоль всего забоя на полную ширину заходки) в системе нормированных переменных имел вид матрицы (табл. 23).

Таблица 23

План эксперимента

№ опыта	Значение нормированных переменных							Выход процесса
	планирование			расчетные столбы				
	$x_1$	$x_2$	$x_3$	$x_{11}$	$x_{12}$	$x_{13}$	$x_{112}$	
1	-1	-1	-1	+1	+1	+1	-1	$y_1$
2	+1	-1	-1	-1	-1	+1	+1	$y_2$
3	-1	+1	-1	-1	+1	-1	+1	$y_3$
4	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1	$y_4$
5	-1	-1	+1	+1	+1	-1	+1	$y_5$
6	+1	-1	+1	-1	-1	-1	-1	$y_6$
7	-1	+1	+1	-1	+1	+1	-1	$y_7$
8	+1	+1	+1	+1	-1	+1	+1	$y_8$
Коэффициент регрессии	$b_1$	$b_2$	$b_3$	$b_{11}$	$b_{12}$	$b_{13}$	$b_{112}$	

Ввиду неоднородности горно-геологических и горнотехнических показателей степени подготовленности забоя, для получения более достоверных результатов принималось пятикратное повторение каждого опыта при одинаковых режимах работы экскаватора. Каждая серия опытов проводилась при повороте роторной стрелы слева направо и при повороте стрелы справа налево. При таком планировании эксперимента общий объем опытов составил 80 стружек. Порядок выполнения опытов определялся с помощью таблицы случайных чисел.

Математическая модель процесса экскавации для производительности в натуральных значениях имеет вид:

$$Q_s = f(d, F, \varepsilon), \quad (4.2)$$

где  $d$  – величина куска раздробленного пропластка.

В системе нормированных переменных выражение (4.2) записывается в виде

$$y = f(x_1, x_2, x_3). \quad (4.3)$$

Математическую модель в системе нормированных переменных можно представить в виде полинома

$$y_i = b_0 + \sum_{j=1}^n b_j x_j + \sum_{j=1}^n b_{ij} x_j x_j + a_i, \quad (4.4)$$

где  $y_i$  – полученное в ходе эксперимента значение выхода процесса при  $i$ -м опыте;  $b_0$  – постоянная величина, характеризующая среднее значение выхода процесса;  $b_j$  – коэффициент регрессии, характеризующий степень влияния данной переменной на выход процесса;  $b_{ij}$  – коэффициент линейного взаимодействия нормированных переменных  $x_i$  и  $x_j$ ;  $a_i$  – случайная ошибка эксперимента, а также несоответствие модели описываемого ею процесса (недостаточная адекватность).

При избранном полном факторном эксперименте (восемь опытов) математическая модель процесса будет иметь вид ряда Тейлора:

$$y = b_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + b_3 x_3 + b_{12} x_1 x_2 + b_{13} x_1 x_3 + b_{23} x_2 x_3 + b_{123} x_1 x_2 x_3. \quad (4.5)$$

Коэффициенты регрессии, входящие в уравнение, определяются по формулам:

$$\begin{aligned} b_0 &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i; & b_1 &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{1i}; & b_2 &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{2i}; & b_3 &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{3i}; \\ b_{12} &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{1i} x_{2i}; & b_{13} &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{1i} x_{3i}; & b_{23} &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{2i} x_{3i}; & b_{123} &= \frac{1}{8} \sum_1^8 y_i x_{1i} x_{2i} x_{3i} \end{aligned} \quad (4.6)$$

Среднеквадратические ошибки всех коэффициентов модели составляют  $0,35\sigma_y$  ( $\sigma_y$  – среднеквадратическая ошибка измерений значений выхода процесса  $y$ ).

Величина  $\sigma_y$  определяется по формуле

$$\sigma_y = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{n'} (y_i - \bar{y})^2}{n' - 1}}, \quad (4.7)$$

где  $\bar{y}$  – среднее значение выхода процесса;  $n'$  – число повторных наблюдений при измерении выхода процесса для одного и того же режима, равное 5.

Оценка статистической значимости полученных коэффициентов матема-

тической модели исследуемого процесса выполнялась по двум статистическим гипотезам – нулевой (при  $|b_i|=0$ ) и альтернативной (при  $|b_i|>0$ ). В окончательном уравнении модели использовались только те значения коэффициентов, для которых (при данном уровне значимости) была справедлива альтернативная гипотеза [137,138].

При переходе от нормированных переменных ( $x_1, x_2, x_3$ ) к натуральным величинам количественных параметров ( $d, F, \epsilon$ ) значения коэффициентов модели были пересчитаны. В результате использования метода планирования эксперимента и составления математических моделей получен ряд уравнений, выражающих зависимости основных технологических и экономических показателей от главного аргумента – мощности обрабатываемых взорванных скальных пропластков:  $Q_z=f(m)$ ,  $C=f(m)$ ,  $d=f(m)$  и др., где  $C$  – себестоимость.

#### 4.2. Опытные-промышленные исследования методов взрывного разрушения разнородных пород с крепкими пропластками на карьере месторождения Учкудук

Опытные-промышленные работы на карьере № 13 месторождения Учкудук выполнены на экспериментальном участке в районе наиболее насыщенной пропластками части карьера [18,20,21,24]. Для выяснения общей геологической картины и получения предварительной информации о мощности и глубине залегания пропластков произведено разведочное обустройство пород опытного участка станком шнекового бурения БТС-2м по сетке 24×24 м на глубину 16 м. Разведочное бурение показало, что участок содержит пропластки мощностью 0,2-2,0 м и более (до 3,0-3,5 м), залегающие на глубине от 7 до 12 м. Средняя мощность пропластка по участку составила 1,6 м.

Геологическое строение опытного участка являлось представительным для верхних вскрышных уступов карьера. Верхний слой вскрышных пород мощностью 6-8 м представлен четвертичными отложениями песков объемной массой 1,6-1,8 т/м<sup>3</sup>. Ниже залегает верхнетуронская свита мелкозернистых песков с линзовидными включениями пропластков песчаника на карбонатном цементе крепостью  $f=4-8$  по М.М. Протодяконову, плотностью 2,3-2,4 т/м<sup>3</sup>. Пропластки не выдержали по простиранию и мощности и беспорядочно распределены в толще массива.

Эксплуатацию пород опытного участка выполняли роторным комплексом КТО-2, в состав которого входили роторный экскаватор ЭРГ-400/1000, отвало-

образователь ОШ-105/1500, два забойных конвейера: наклонный и отвальные конвейеры. Общая длина конвейерных линий составила 3 км.

Объем опытного участка, выбранный в соответствии с методом планирования эксперимента, составил  $V_{д.з.} = 72$  тыс. м<sup>3</sup>. Участок имел параметры: длина - 170 м, ширина - 28-36 м, высота уступа - 12-14 м, средняя мощность пропластка 1.6 м, глубина залегания пропластка - 7-12 м. Фактический отработанный объем опытного блока составил 76 тыс. м<sup>3</sup>. Объем пропластков на опытном участке равен 8.7 тыс. м<sup>3</sup>, что составило 12.4% от объема блока. За основные критерии работоспособности комплекса приняты: сменная производительность экскаватора, себестоимость вскрыши, выход негабаритных фракций.

С целью выравнивания физических и акустических свойств разнопрочного массива песок - пропластки путем предварительного увлажнения разрушаемого уступа и частичного снижения за счет этого прочностных свойств песчанника перед обрушиванием опытного участка через систему пройденных по кровле уступа и заполненных водой канав-карт было осуществлено в течение 8-12 суток гидростатическое замачивание опытного блока.

Наиболее полные и достоверные данные о распределении пропластков в опытном блоке получены в результате регистрации их мощности и глубины залегания в процессе бурения взрывных скважин станками СВБ-2М с использованием приборов ПЭБ (рис. 63). При подготовке опытного участка двумя буровыми станками, оснащенные модернизированными буровыми ставами [139, 140], пробурено 500 взрывных скважин диаметром 230 мм, - всего 7250 п.м. Почти на

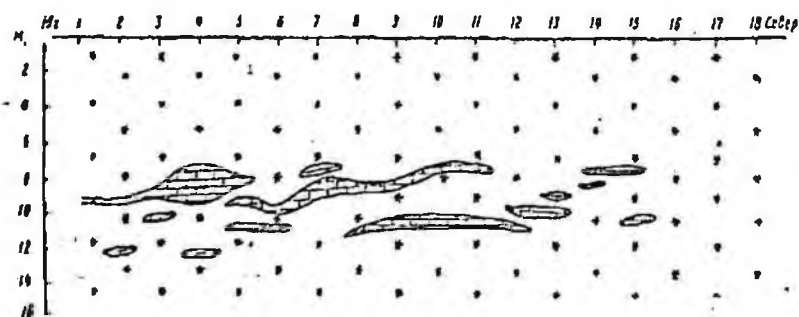


Рис. 63. Схематический геологический разрез по линии скважин №1-18

трети площади пропластки залегали двумя ярусами: первый слой - на глубине 7-11 м от поверхности с углом падения на восток до  $3^{\circ}$ , второй - на глубине 9-12 м. Эти сведения легли в основу расчета параметров взрывных работ методом МДВП ВВ, обеспечивающего минимальный выход негабаритных фракций на основе применения зависимостей (2.21), (3.27), (3.28), (3.30) и (3.31), связывающих параметры сетки скважин, удельный расход ВВ, массу скважинного заряда с мощностью пропластка.

Для упрощения расчетов и оперативного проектирования параметров буровзрывных работ указанные зависимости представлены в виде табличных данных (табл. 24), где основные параметры сетки скважин представлены в функции мощности пропластка и диаметра заряда.

Таблица 24

**Основные параметры расположения скважинных зарядов, обеспечивающие минимальный выход негабаритных фракций +300 мм**

Мощность пропластка, м	Удельный расход ВВ на 1м <sup>3</sup> пропластка, кг	Удельный расход ВВ на 1м <sup>3</sup> горной массы для уступа 12м, кг	Расстояние между скважинами, выраженное в диаметрах заряда	Расстояние между рядами, выраженное в диаметрах заряда
0.3	4.72	0.12	39.3	32.8
0.5	7.79	0.33	24.6	20.6
0.7	9.17	0.53	20.0	16.6
0.9	9.47	0.71	17.8	14.8
1.1	9.24	0.85	17.2	14.3
1.3	9.12	0.91	16.6	13.8
1.5	8.33	1.05	16.3	13.6
1.7	7.76	1.12	16.3	13.6
1.9	7.35	1.17	16.3	13.6
2.0	7.28	1.22	16.3	13.6

Установленной средней мощности пропластка на опытном участке 1.6 м соответствует, согласно табличным данным, сетка скважин  $13.6d_s \times 16.3d_s$ , где  $d_s$  - диаметр скважины, равный 230 мм. В абсолютных числах величина сетки зарядов составила  $3.80 \times 3.14$  м. По мере поступления дополнительной информации о геологическом строении участка осуществлялась корректировка параметров сетки скважин. Для удобства бурения сетка была принята равной  $4 \times 3$  м и  $4 \times 4$  м. Проектная глубина взрывных скважин принята 14.5 м с учетом размещения части заряда ВВ под пропластками, залегающими на глубине 12 м. Увеличение глубины скважин предусматривалось лишь в случае, когда пропласток фиксировался на глубину 12 м и ниже этой отметки. Заряд ВВ в скважинах располагался так.

чтобы мог перекрыть по высоте мощность зафиксированных пропластков. Для повышения эффективности взрыва центр тяжести заряда размещался в середине пропластка по его мощности (рис. 64). При наличии двух пропластков заряд ВВ

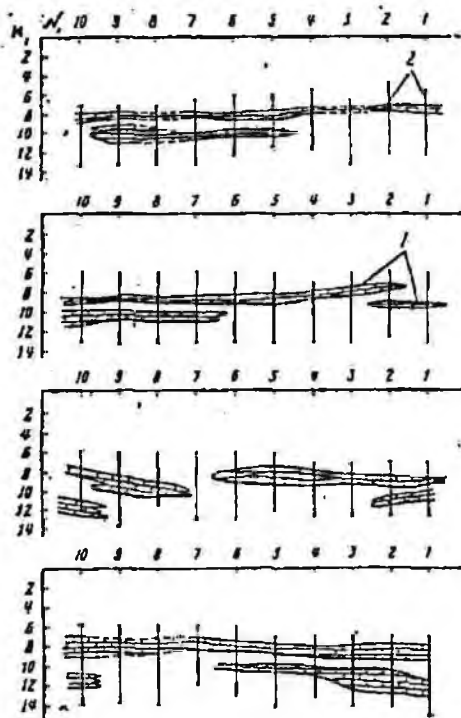


Рис. 64. Распределение пропластков и зарядов на опытном участке: 1 — пропластки песчаников; 2 — колонки зарядов ВВ

рассчитывали для каждого пропластка отдельно, а не по их суммарной мощности. Поэтому средний фактический удельный расход ВВ по участку составил порядка  $1.3 \text{ кг/м}^3$ , что превышает величину удельного расхода, если расчеты производить по средней суммарной мощности пропластков, равной в пределах опытного участка  $1.6 \text{ м}$ .

В качестве ВВ применяли граммонит 79/21. Во избежание осыпания стенок взрывных скважин был определен оптимальный водный режим бурения — расход воды на скважину в процессе ее бурения составлял  $50-60 \text{ л}$ . Проектная глубина скважин при этом сохранялась  $4-6 \text{ суток}$ . Температурный режим скважин сохранялся плотным перекрытием их устьев. Зарядка скважин производилась механизировано зарядной машиной; было произведено три взрыва с общей массой ВВ  $99 \text{ т}$ , взорвано всего  $76 \text{ тыс. м}^3$  горной массы, взрывание — короткозамедленное, порядное. Для ликвидации недостаточно проработанных взрывом участков в районах контакта соседних взрывных блоков применялись парносближенные скважинные заряды. На участках блока, где мощность пропластков составляла  $m=0.5-1.0 \text{ м}$ , применялся способ встречного инициирования скважинных зарядов.

В ходе подготовки к опытно-промышленным работам произведены усиление и защита отдельных узлов механизмов роторного комплекса: установлены ковши с глухими днищами на роторном колесе; муфта предельного момента в приводном механизме роторного колеса; дополнительный сегмент обечайки в роторном колесе, защищающий обечайку в зоне заполнения ковша от попадания кусков пропластков между обечайкой и роторным колесом. Для защиты ленточных конвейеров и ОШ от негабарита на забойном бункере-перегрузателе был установлен грохот (рис. 65). Перегрузочные узлы роторного комплекса оборудовались отбойными щитами для снижения динамических нагрузок от ударов кус-

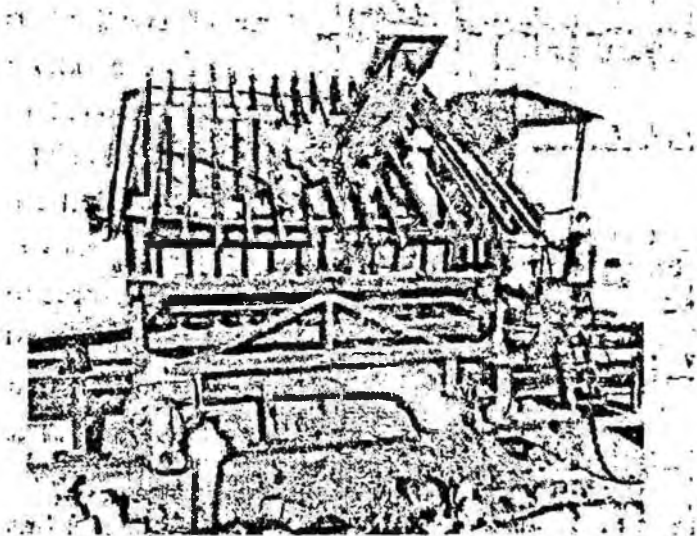


Рис.65. Общий вид грохота

ками пропластков. На роторном экскаваторе была установлена электронная измерительная и регистрирующая аппаратура: осциллографы, самописцы, специальные датчики и отметчики времени.

Опытно-промышленные работы осуществлялись непрерывно в течение 30 смен. Выполнялись замеры параметров и режимов работы комплекса, хронометраж работы и детальное выяснение причин простоев комплекса, фотопланиметрирование и непосредственные измерения в забое и на ленте конвейеров числа и размеров негабаритных кусков карбонатных пропластков.



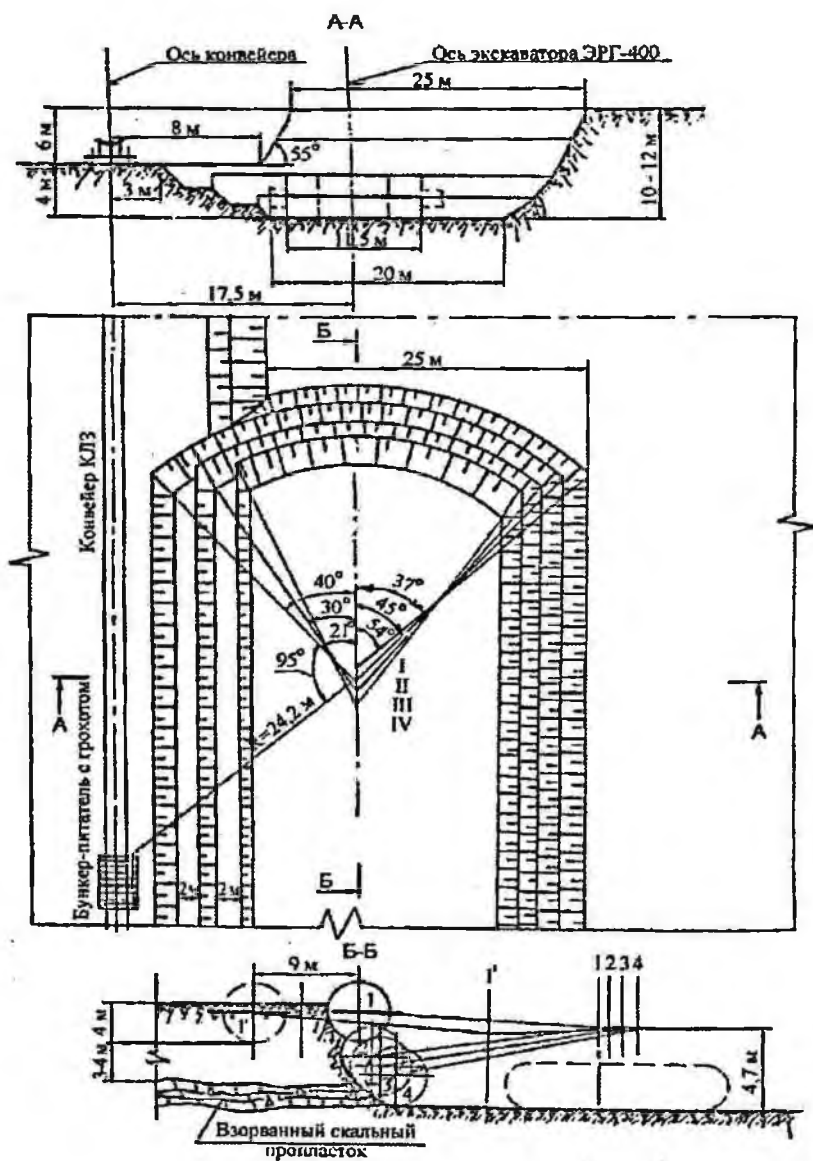


Рис. 66. Паспорт забоя экскаватора ЭРГ-400

Экскавация производилась в верхней части (3/4) уступа горизонтальными стружками, в нижней (1/4) уступа – вертикальными (рис. 66). В процессе выполнения опытно-промышленных работ осуществлялась привязка положения роторного экскаватора в забое относительно заранее отмеченных рядов скважин, по которым фиксировали мощность пропластков, что позволило не только определить фактическую производительность комплекса, но и выяснить влияние мощности пропластка на ее величину.

В табл. 25 приведены данные о фактически зарегистрированной средней мощности экскавируемого в течение смены пропластка, времени работы комплекса и выполненном объеме вскрыши.

Таблица 25

**Зависимость производительности роторного комплекса  
от мощности пропластка**

Мощность пропластка, м	Выполненный объем, м <sup>3</sup> /смену (горная масса)	Время работы, ч	Производительность, м <sup>3</sup> /ч
0,0	5500	6	900
1,0	1000	2	500
1,8	2000	5	400
1,8	3000	6	500
0,6	2000	5	400
2,0	2000	6	330
2,0	1000	4	250

На основании данных табл. 25 определена зависимость производительности роторного комплекса в час чистой работы от мощности пропластка (рис. 67), которая аппроксимируется уравнением

$$Q_{\Sigma} = 850e^{-0.45m} \quad (4.8)$$

В процессе отработки опытного участка производились фотопланметрический анализ и поштучный замер негабаритных фракций в забое на ленте роторного экскаватора и у грохота на бункере-перегрузателе. По трудности экскавации горную массу в зависимости от наличия преобладающей фракции взорванных пропластков можно разделить на три класса:

- 1) горная масса с содержанием фракций 0-300 мм экскавируется легко, без заметных динамических явлений и перегрузок двигателя;
- 2) экскавация горной массы с содержанием фракций 300-500 мм сопровождается заметными динамическими ударами: при встрече режущей кромки с кусками разрушенного пропластка наблюдаются перегрузки двигателя роторного колеса, а также значительные удары по роликам;

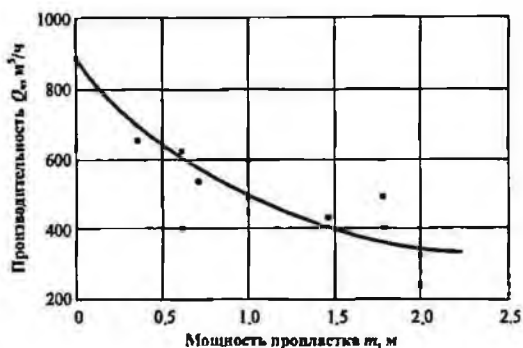


Рис. 67. Зависимость среднечасовой производительности роторного экскаватора ЭРГ-400 от мощности раздробленного взрывом пропластка

3) экскавация горной массы при наличии фракций 500-800 мм сопровождается значительными динамическими явлениями, наблюдаются кратковременные пиковые перегрузки двигателя, удары по роликам отвальной стрелы, их деформация и разрушение. При попадании таких кусков на ленту роторной стрелы приходится выводить колесо из зацепления с забоем, останавливать конвейер, отводить роторную стрелу в сторону и сбрасывать негабарит со стрелы на почву уступа. Таких негабаритных кусков обычно попадалось 7-9 в смену, а в отдельные смены - всего 3-4.

Таблица 26

**Фактический выход негабаритных фракций взорванных пропластков при отработке опытного участка**

Размер фракций d, мм	Число кусков, л	Объем негабаритных кусков, м³	Выход кусков негабаритных фракций по отношению к объему пропластков, %*	Выход кусков негабаритных фракций по отношению к объему опытного участка, %*
300-500	467	42.1	0.51	0.06
500-700	183	78.4	0.95	0.11
700-900	33	6.9	0.08	0.01
900-1200	17	7.3	0.09	0.01

\* Предполагавшийся максимальный выход негабаритных фракций по МДПВ БВР составлял 1.33%

В табл. 26 приведены данные о количественном распределении кусков различных фракций, их объеме, и процентном содержании в общем объеме всех крепких пропластков на опытном участке.

Выход негабаритных фракций (+300 мм), отнесенный к общему объему пропластков, равен 1.63%, при этом выход наиболее опасных для работы ком-

плекса КГТО-2 фракций, превышающих 500 мм, составил 1.12%. На рис. 68 приведен график зависимости среднесменной производительности от максимального

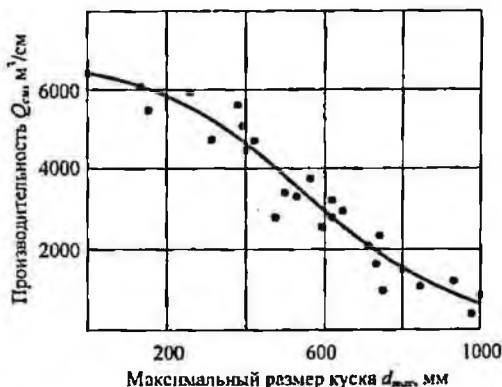


Рис. 68. Зависимость среднесменной производительности роторного экскаватора ЭРГ-400 от максимального линейного размера куска раздробленного пропластка

го размера негабаритных кусков раздробленных взрывом пропластков. Зависимость аппроксимируется уравнением вида

$$Q_{см} = 6200 \cdot e^{-0.5510^4 \cdot d_{max}^{2.21}}, \text{ м}^3/\text{смену}. \quad (4.9)$$

Анализ этой зависимости показывает, что при выходе негабаритных фракций 400-600 мм  $Q_3$  см снижается в 1.5-2.0 раза по сравнению с производительностью, развиваемой при отработке забоя без твердых пропластков. Если же в забое встречались куски размером 600-800 мм, то  $Q_3$  см составляла всего 1.5-2.0 тыс. м<sup>3</sup> в смену, так как такую горную массу можно экскавировать только на самой малой - первой скорости поворота роторной стрелы. При наличии в забое кусков размером 800-1000 мм и более  $Q_3$  см резко снижается в связи с частыми и длительными остановками, ибо необходимо сбрасывать негабаритные куски с конвейера роторной стрелы и удалять их из забоя.

Результаты представленных в табл. 26 данных по выходе негабаритных фракций взорванных пропластков подтвердили правильность и адекватность основных положений МДВП БВР [141]. Применение на опытном участке технологии БВР с дифференцированием их параметров по мощности пропластков в сочетании с новыми методами управления энергией взрыва, основанными на выравнивании физических и акустических свойств разнопрочных пород типа песко-

пропластки путем их предварительного увлажнения гидростатическим замачиванием, встречном инициировании скважинных зарядов в районе пропластка и применении парпосближенных скважинных зарядов, обеспечили необходимую степень дробления.

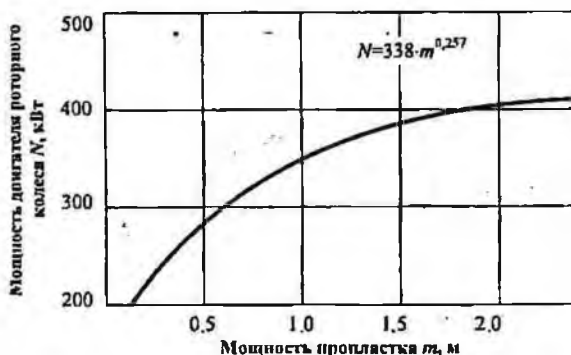


Рис. 69. Зависимость нагрузки двигателя роторного колеса экскаватора ЭРГ-400 от мощности раздробленного взрывом пропластка

Разработка роторным экскаватором разрушаемых взрывом скальных пропластков сопровождалась значительными нагрузками рабочего органа (роторного колеса), тепловым нагревом приводного двигателя, колебаниями роторного колеса в вертикальной и горизонтальной плоскостях, передающихся в виде динамических напряжений на металлоконструкцию машины [7,17,142,143]. В зависимости от размеров зачерпываемых кусков взорванных пропластков и пиковых нагрузок двигателя роторного колеса экскаватора ЭРГ-400 (установленная мощность двигателя роторного колеса — 250 кВт, перегрузочная способность — 1,8) качество дробления пропластков предложено характеризовать следующим способом (табл. 27).

Таблица 27

Качество дробления пропластков	Максимальные размеры кусков пропластков, мм	Пиковые нагрузки двигателя роторного колеса, кВт
Хорошее	До 200	До 150
Удовлетворительное	200-300	До 250
Допустимое	300-500	350
Неудовлетворительное	500-800	500
Плохое	800-1000	Свыше 500

Измерение мощности двигателя роторного колеса ~~с помощью прибора~~ П005, регистрация мощности и тока - осциллографом Н-70, а ~~с помощью~~ осциллографов Н-344, Н-354. Зависимость максимальной нагрузки двигателя ~~раздробленными кусками~~ от мощности раздробленного взрывом пропластка (см. рис. 69) ~~и выражается~~ выражается уравнением

$$N=338m^{0,257}$$

4.10

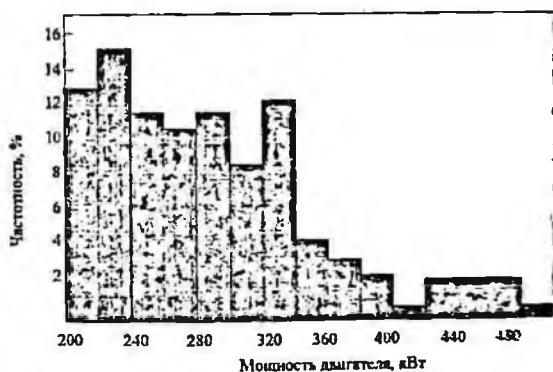


Рис. 70. Гистограмма пиковых значений мощности двигателя роторного колеса экскаватора ЭРГ-400 при отработке опытного участка

Гистограмма пиковых значений мощности двигателя роторного колеса при отработке опытного участка представлена на рис. 70. Около 40% пиковых нагрузок имеют величину более 300 кВт, что приводит к преждевременному выходу двигателя из строя. Поэтому особую важность приобрели разработка и применение защитных и предохранительных устройств на роторном экскаваторе. Сопоставление и анализ полученных результатов и выявленных зависимостей позволили оценить влияние размеров негабаритных кусков раздробленных пропластков на пиковые значения двигателя роторного колеса. В диапазоне размеров фракций от +30 до -800 мм с достаточной для практических целей точностью эта зависимость может быть выражена корреляционным уравнением

$$N_{max}=250+0,53 \cdot (d_{max}-300), \text{ кВт.} \quad (4.11)$$

Возможность экскавации раздробленных взрывом крепких пропластков определяется не только установленной мощностью двигателя рабочего органа, но и его перегрузочной способностью. На рис. 71 приведены зависимости, харак-

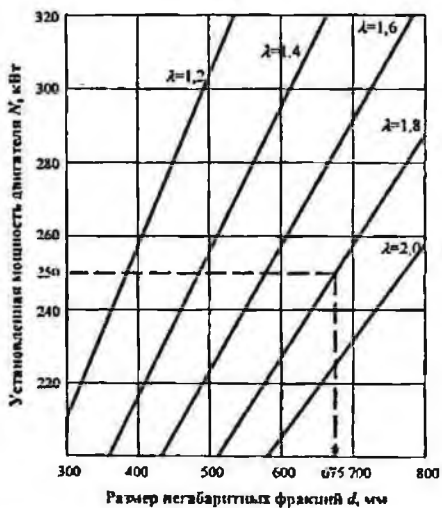


Рис. 71. Графики зависимости установленной мощности двигателя привода роторного колеса при различных значениях перегрузочной способности от размеров негабаритных кусков взорванного скального пропластка терпящие размер фракций, возможных для выемки роторным экскаватором ЭРГ-400 при заданных установленной мощности двигателя и величине допустимой перегрузки  $\lambda$ . Например, при установленной мощности двигателя  $N_e = 250$  кВт и его перегрузочной способности  $\lambda = 1.8$  максимальный размер взорванных пропластков не должен превышать 675 мм. Встреча роторного колеса в забое с негабаритными кусками больших размеров может привести к опрокидыванию двигателя [22,142,143]. Полученные зависимости позволили обоснованно подойти к настройке муфты предельного момента в приводе рабочего органа экскаватора, производящего выемку разнопрочного массива, а также прогнозировать диапазон нагрузок на рабочем органе и в металлоконструкциях экскаватора при любой степени раздробленности пропластка.

Оценка надежности работы роторного комплекса при разработке разнопрочных вскрышных пород со взорванными скальными пропластками выполнена сравнительными аналитическими исследованиями [17,142] показателей надежности за полтора месяца, предшествовавших опытно-промышленным работам, и за время проведения экспериментальных работ. Анализ сравниваемых данных показал, что благодаря качественной подготовке взорванных пропласт-

ков в комплексе с установкой грохота на бункере-перегрузателе, заменой изношенной ленты на конвейерах, защитой и усилением перерезочных узлов, установкой муфты предельного момента в приводном механизме роторного колеса и др. удалось в период опытно-промышленных работ несколько снизить интенсивность отказов конвейеров - коэффициент готовности снизился незначительно: с 0.81 до 0.70. За время эксперимента не было ни одного аварийного выхода из строя отвалообразователя.

Таким образом, выполненный комплекс опытно-промышленных работ показал возможность экскавации раздробленных взрывом крепких пропластков роторным экскаватором ЭРГ-400/1000 и транспортирования их ленточными конвейерами при условии соответствующей качественной подготовки разнопрочных пород уступа буровзрывным способом и защиты роторного комплекса.

Определение себестоимости разработки разнопрочных пород в период выполнения опытно-промышленных работ на экспериментальном участке карьера производилось на основании фактических исполнительных смет. На рис. 72 представлены графики зависимости себестоимости при поточной технологии от мощности  $m$  карбонатных пропластков и их распространения по площади  $S_0$  карьера (при длине транспортирования  $L=3$  км).

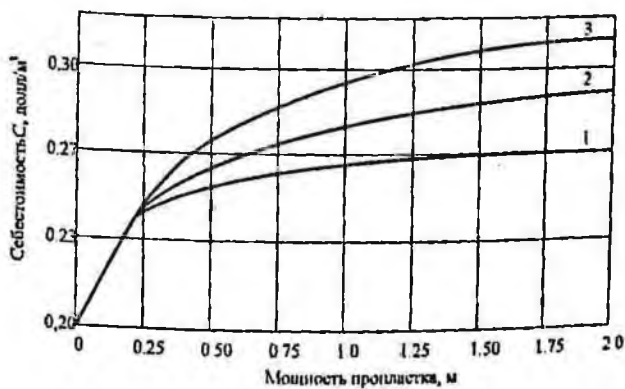


Рис. 72. Зависимость себестоимости вскрытия от мощности раздробленного взрывом пропластка и распространения его по площади захватки: 1 - 10%; 2 - 20%; 3 - 33%



Экономико-математическая модель, характеризующая эту зависимость, имеет следующий вид:

$$\begin{aligned} C &= (0.375 + 0.16S_0)m^{0.35} \\ \text{при } S_0 &= 10\% \quad C = 0.39m^{0.035}, \text{ сум/м}^3 \\ \text{при } S_0 &= 20\% \quad C = 0.41m^{0.070}, \text{ сум/м}^3 \\ \text{при } S_0 &= 33\% \quad C = 0.44m^{0.115}, \text{ сум/м}^3 \end{aligned} \quad (4.12)$$

Представленные зависимости (4.12) позволили оценить целесообразные области применения поточных технологических схем в зависимости от мощности и площади распространения крепких скальных пропластков в массиве разнопрочных горных пород сложноструктурных месторождений.

#### 4.3. Экспериментальные исследования методов взрывного разрушения разнопрочных пород с крепкими пропластками на карьерах месторождения Меловое

В геотехнических условиях открытой разработки осадочного месторождения урановых руд Меловое появление в толще песчано-глинистых пород вскрышного уступа крепких пропластков гравелита ( $f \approx 4-6$ ) значительно осложнило работу роторного комплекса на базе экскаватора (ShRs-1200) и обусловило необходимость проведения буровзрывных работ [18,23,24,141]. Разработка вскрышного уступа с пропластками сопровождалась частыми поломками рабочих органов экскаваторов, а производительность чистого резания комплекса не превышала 150-200 м<sup>3</sup>/ч при аналогичной производительности по мягким песчано-глинистым породам – 2900-3000 м<sup>3</sup>/ч.

Анализ данных по 557 пропласткам, обнаруженным в массиве вскрышных пород, позволил оценить характер их распределения по мощности и глубине залегания (см. рис. 10); вероятность встречи участков уступа с одним пропластком составляет 34%, с двумя и более попарно залегающими пропластками – 44 и 22% соответственно. Исходя из этого, целевое назначение БВР – получение заданной степени дробления независимо от количества пропластков во взрываемом массиве, при этом налагается также экономическое ограничение – заданное дробление должно быть получено с минимально-возможными материальными и энергетическими затратами.

Взрывание разнопрочных пород с пропластками осуществлялось по методике МДВП БВР [17,23,24,141]. Это предопределило необходимость решения двух взаимосвязанных задач: 1) построение математической модели разрушения

разнопрочных пород в рамках исследования «вход-выход»; 2) поиск параметров БВР, оптимизирующих результаты разрушения разнопрочного массива при различном сочетании природных факторов (мощность, прочность и глубина залегания пропластков в разрабатываемом уступе). Процесс разрушения пропластка описывался трехфакторной моделью, включающей один технический фактор — расстояние между скважинами  $a$  и два природных фактора: мощность пропластка  $m$  и глубина его залегания  $h$ , кодированные обозначения этих факторов соответственно  $x_1, x_2, x_3$ . В качестве выходного параметра оптимизации  $y$  (критерия оценки качества дробления взорванной горной массы) выбрана производительность чистого резания  $P_{\text{чр}}$  роторного экскаватора ShRs-1200 при выемке слоев забоя с раздробленными пропластками.

В соответствии с МДВП БВР масса скважинного заряда определялась по формуле (2.21). В связи с этим опытные взрывы проводились с постоянной массой заряда и длиной, гарантирующей перекрытие пропластка установленной средней мощности  $m_{\text{ф}}=1.4$ ; длина такого заряда составляла 3.4 м. При диаметре заряда  $d_z=230$  мм, ВВ—граммонит 79/21 и плотности заряжания  $0.9 \text{ кг/м}^3$  масса скважинного заряда равнялась 127 кг. Длина скважин для разрушения зафиксированного пропластка в общем виде определялась  $l_{\text{св}}=h+m+1$ , схема взрывания — порядная.

С учетом нелинейного характера влияния исследуемых факторов на качество дробления, принято, что зависимость изменения результатов разрушения пропластков может быть аппроксимирована регрессионной моделью второго порядка:

$$y = b_0 + b_1 x_1 + b_{11} x_1^2 + b_2 x_2 + b_{22} x_2^2 + b_3 x_3 + b_{33} x_3^2 + b_{12} x_1 x_2 + b_{13} x_1 x_3 + b_{23} x_2 x_3. \quad (4.13)$$

С целью минимизации числа опытно-промышленных взрывов выбран некомпозиционный план Бокса-Бенкина с одной центральной точкой при общем числе опытов, равном тринадцати [144], предусматривающий варьирование исследуемых факторов на трех уровнях (табл. 28).

Таблица 28

**Уровни варьирования факторов в натуральных и кодированных величинах**

Уровни факторов	Кодированные значения факторов	Факторы и их значения в натуральных величинах		
		расстояние между скважинами $a$ , м $x_1$	мощность пропластка $m$ , м $x_2$	глубина залегания пропластка $h$ , м $x_3$
Верхний	+1	8	>1.2	>10
Основной	0	6	0.6-1.2	5-10
Нижний	-1	4	<0.6	<5

По результатам эксперимента получено уравнение регрессии в кодированных переменных:

$$y = 810 - 420x_1 + 120x_1^2 - 50x_1x_2 - 90x_1x_3 - 111x_2 + 67x_2^2 - 2.5x_2x_3 + 67x_3 - 63x_3^2. \quad (4.14)$$

Для установления значимости коэффициентов уравнения регрессии произведены расчет ошибок их определения и регрессионный анализ модели.

Анализ уравнения (4.14) и расчет ошибок в определении его коэффициентов показали, что коэффициенты  $b_{22}$ ,  $b_{33}$ ,  $b_{12}$  и  $b_{23}$  в уравнении (4.14) – статистически незначимы. В связи с этим уравнение принимает вид

$$y = 810 - 420x_1 + 120x_1^2 - 90x_1x_3 - 111x_2 + 67x_3. \quad (4.15)$$

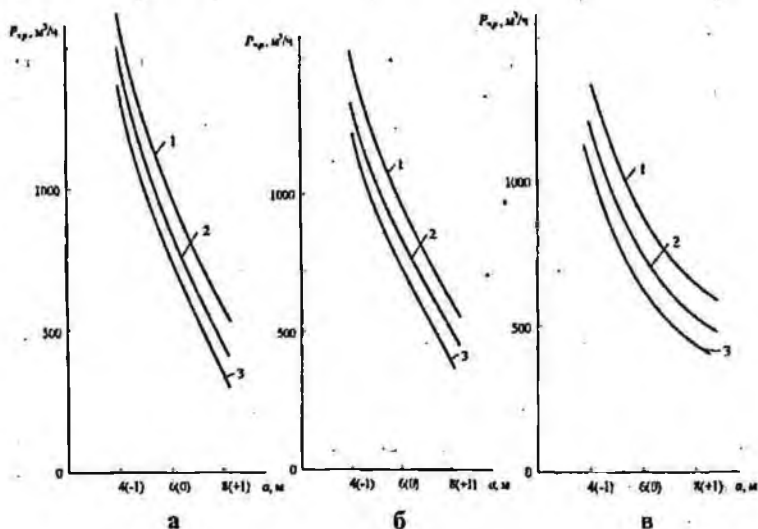


Рис. 73. Зависимость производительности роторного экскаватора  $P_{в}$  от входных параметров ( $a, m, h$ ): а -  $h > 10$  м; б -  $h \leq 10$  м; в -  $h \leq 5$  м; 1 -  $m \leq 0.6$  м; 2 -  $0.6 < m \leq 1.2$  м; 3 -  $m > 1.2$  м

Графическая интерпретация модели представлена на рис. 73. В результате анализа модели и графиков сделаны следующие выводы:

1. Основное воздействие на качество дробления пропластков оказывает фактор  $x_1$  ( $a$  – расстояние между скважинами). Линейный эффект воздействия этого фактора при переходе с нижнего уровня -1 на верхний +1 равен  $840 \text{ м}^3/\text{ч}$  (см. рис. 73, а, 2). Одновременно воздействие фактора  $x_1$  на выходной параметр  $y$

( $P_{\text{чр}}$  — производительность чистого резания роторного экскаватора) характеризуется я квадратичным эффектом, о чем свидетельствует значимость коэффициента  $b_{11}$ . Кроме того, фактор  $x_1$  взаимодействует с природным фактором  $x_3$  ( $h$  — глубина залегания пропластка). Отрицательный эффект их взаимодействия ( $b_{13} = -90$ ) указывает на то, что для повышения степени дробления пропластков с возрастанием глубины их залегания необходимо уменьшать размеры сетки скважин.

2. Второй по значимости эффект воздействия на выходной параметр оказывает фактор  $x_2$  ( $m$  — мощность пропластка). При экскавации слоев горной массы, содержащих пропластки, относящиеся по мощности к группе +1 ( $m > 1,2$  м), производительность чистого резания меньше на  $222 \text{ м}^3/\text{ч}$  по сравнению с производительностью при выемке пропластков группы -1 ( $m < 0,6$  м).

3. Влияние фактора  $x_3$  ( $h$  — толщины покрывающих пород) на качество дробления пропластка неоднозначно. Линейный эффект фактора  $x_3$  равен 134. Это интерпретировано так: толщина покрывающих пород при уменьшении сетки скважин оказывает только положительное влияние на качество дробления пропластков — возрастает производительность роторного экскаватора. Увеличение сетки скважин приводит к снижению общего эффекта фактора  $x_3$ .

Математическая модель (4.15) позволила установить параметры сетки скважин, гарантирующие достижение заданной производительности роторным экскаватором ShRs-1200 при различных значениях мощности пропластков и глубины их залегания. На ее основе, на карьерах месторождения Меловое была внедрена технология ведения БВР с дифференцированным выбором параметров в зависимости от мощности и глубины залегания пропластков.

Внедрение технологии БВР осуществлялось путем последовательной реализации следующих основных операций:

- предварительной инженерно-геологической разведки с целью обнаружения участков с прочными пропластками и определения числа последних, их мощностей и глубин залегания (получение исходных данных для проектирования параметров БВР);
- разработки проекта буровых работ на основе полученной информации (установление границ блока разнопрочных пород, определение параметров сетки скважин и их длины в зависимости от числа и глубины залегания пропластков);
- уточнения в процессе бурения взрывных скважин исходной информации;
- разработки проекта взрывных работ на основе уточненной геологической

информации (определения массы и конструкции скважинных зарядов ВВ в зависимости от числа пропластков, их мощностей и расположения во взрываемом блоке);

- строгой реализации проекта взрывных работ.

Расстояние между скважинами в ряду и между рядами при квадратной сетке скважин, диаметре скважин 230 мм определялись по табл. 29, рассчитанной на основе модели (4.15).

Таблица 29

Параметры сетки скважин в зависимости от мощности и глубины залегания пропластка, м

Техническая производительность роторного экскаватора, $P_{\text{м}}, \text{м}^3/\text{ч}^*$	Глубина залегания ( $h, \text{м}$ ) при мощности пропластка ( $m, \text{м}$ )								
	0.6			0.6-1.2			1.2		
	5	5-10	10	5	5-10	10	5	5-10	10
500-700	6.0	6.2	6.2	5.8	6.0	6.0	5.8	6.0	6.0
700-900	5.5	5.8	6.0	5.0	5.4	5.5	4.7	5.0	5.4
900-1100	4.5	5.0	5.4	4.0	4.5	5.0	3.8	4.2	4.6
1100-1300	3.5	4.0	4.5	3.3	4.0	4.3	3.0	3.5	4.0
1300-1500	3.0	3.5	4.0	2.7	3.2	3.5	2.8	3.0	3.4

\*  $P_{\text{м}} = K \cdot P_{\text{э.р.}}, \text{м}^3/\text{ч}$ , ( $K$  – коэффициент забоя, равный 0.85)

При многоярусном расположении пропластков в массиве параметры сетки скважин выбирались путем сопоставления данных (см. табл. 29) по параметрам пропластков – их мощностям и глубинам залегания. Длина скважин определялась не высотой разрабатываемого уступа ( $H$ ), а глубиной залегания пропластков. При наличии в уступе одного пропластка длина скважин

$$L_{\text{сов}} = h + (m+1) + h_{\text{пер}}; \quad (4.16)$$

при многоярусном залегании пропластков

$$L_{\text{сов}} = h_n + (m_n+1) + h_{\text{пер}}; \quad (4.17)$$

где  $h_n$  – глубина залегания нижнего пропластка, м;  $m_n$  – мощность нижнего пропластка, м;  $h_{\text{пер}}$  – величина перебура скважин, принятая равной 1 м.

Масса скважинного заряда при наличии в массиве одного пропластка рассчитывалась по формуле (2.17), конструкция заряда приведена на рис. 74.

При многоярусном расположении пропластков и расстоянии между ними более 2 м принимался рассредоточенный заряд (рис. 75,а). Масса рассредоточенного заряда рассчитывалась в зависимости от числа пропластков  $n$  по формуле:

$$Q = 127 + 0,25\pi d^2 \rho_{\text{вв}} \sum_1^{n-1} (m_i + 2), \text{ кг} \quad (4.18)$$

где 127 – принимаемая масса заряда для дробления нижнего пропластка, кг.

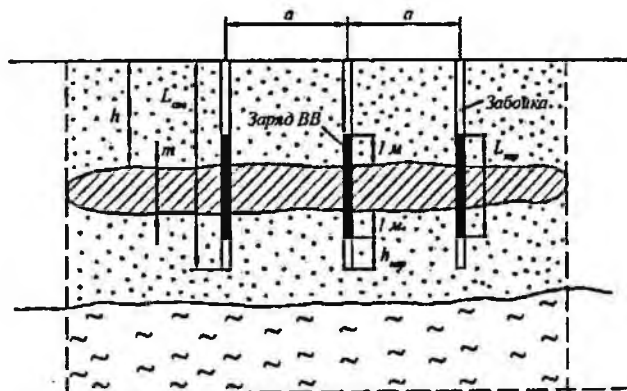


Рис. 74. Схема расположения ВВ в скважинах при наличии одного пропластка

При расстоянии между пропластками менее 2 м принимался сплошной заряд (см. рис. 75.б). Его масса с учетом ошибки измерений рассчитывалась по формуле

$$Q = 0,25\pi d^2 \rho_{\text{вв}} \left[ (L_{\text{ска}} - h_{\text{пер}}) - (h_a - l) \right], \text{ кг} \quad (4.19)$$

где  $h_a$  – глубина залегания верхнего пропластка, м.

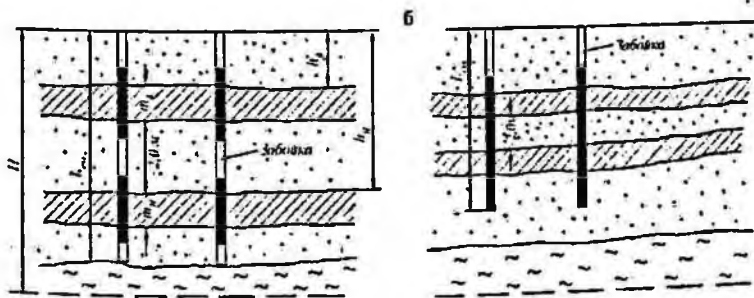


Рис. 75. Схема расположения ВВ в скважинах при многоярусном расположении пропластков: а – расстояние между ярусами пропластков более 2 м; б – расстояние между ярусами пропластков менее 2 м

Так как величина перебура принята  $h_{пер}=1,0$  м, то выражение (4.19) имеет вид

$$Q = 0,25\pi d^2 \rho_m (L_{свст} - h_g), \text{ кг.} \quad (4.20)$$

Удельный расход ВВ во всех случаях вычислялся по формуле

$$q = Q/d^2 (L_{свст} - h_{пер}). \quad (4.21)$$

Внедрение МДВП БВР на карьерах месторождения Меловое обусловило необходимое качество дробления разнопрочных горных пород с крепкими пропластками, что обеспечивало проектную производительность роторных комплексов. Существенно снизились также затраты как на бурение, так и на взрывание, поскольку скважины не бурятся на всю высоту уступа, а заканчиваются на определенном расстоянии от нижней границы пропластка и заряжаются только те участки скважин, которые находятся в пределах пропластка.

#### 4.4. Опытно-промышленные исследования взрывного рыхления глинистых пород и мергелей для поточной технологии их разработки

При разработке мягких вскрышных пород на карьерах месторождения Учкудук использовались шесть роторных комплексов КГТО-2-1000 с экскаваторами ЭРГ-400 и один роторный комплекс КГТО-2-3000 с роторным экскаватором ЭРГ-1600. Эти комплексы наиболее эффективно работали на верхних горизонтах карьеров, сложенных в основном песками, супесями и глинами, находящимися в зоне окисления, и уже в первые годы эксплуатации достигли проектных показателей. По мере увеличения глубины карьеров условия эксплуатации комплексов осложнились из-за роста удельного сопротивления пород копанию, что потребовало проведения исследований эффективности применения методов БВР при разработке пород с повышенными сопротивлениями копанию [145-147]. В зависимости от условий эксплуатации роторных комплексов породы месторождения разделены на 5 групп (табл. 30).

Удельное сопротивление копанию пород 1 и 2 групп соответствовало паспортному удельному усилию копания применяемых роторных экскаваторов. Удельные усилия копания пород 3, 4 и 5 групп в 1,5-2 раза и более превышали паспортные значения, что привело к значительному ухудшению технико-экономических показателей и показателей надежности их работы. Усложнение условий и технико-экономических показателей работы комплексов могло привести к пересмотру основных проектных решений, вплоть до полной замены техники непрерывного действия на цикличную.

Группировка пород по условиям эксплуатации роторных экскаваторов

Группа	Породы	Условия эксплуатации	Сопротивление пород отпалу, Н/см <sup>2</sup>
1	Пески, супеси	Весьма легкие	14-20
2	Окисленные алевроитовые глины	Легкие	20-40
3	Окисленные алевроитовые глины с включениями неокисленных (до 30%)	Средние	40-60
4	Неокисленные алевроитовые глины	Сложные	60-80
5	Очень плотные алевроитовые глины и слабые мергели	Весьма сложные	80-100 и более

Для снижения удельного сопротивления копанью пород 3, 4 и 5 групп, повышения производительности и расширения области эффективного применения поточной технологии при разработке пород этих групп впервые в мировой практике применено их предварительное рыхление буровзрывными работами. При этом затраты на буровзрывную подготовку, обеспечивающую минимальный выход негабаритных фракций +350 мм, должны были перекрываться снижением себестоимости вскрышных работ за счет увеличения производительности и повышения надежности роторных комплексов.

Первые опытно-промышленные буровзрывные работы проведены на уступах карьеров высотой 7-14 м в породах 3 и 4 групп, разрабатываемых экскаваторами ЭКГ-4,6. Наблюдения за работой последних показали, что условия их эксплуатации в этом случае улучшились, а производительность возросла. Так при удельном расходе ВВ 0,20-0,25 кг/м<sup>3</sup> производительность экскаваторов увеличилась в среднем в 1,5 раза (с 250 до 390 м<sup>3</sup>/ч), время технического обслуживания уменьшилось в 1,75 раза, а дополнительные затраты на БВР компенсировались ростом производительности оборудования. Выход фракций -400 мм составил 75-82%, при экскавации разрыхленных БВР глин большая часть негабаритных кусков породы разрушалась под механическим воздействием ковша, и фактический выход негабарита не превышал 1-2%.

Относительно невысокая механическая прочность неокисленных алевроитовых глин в сочетании со значительной пластичностью обуславливает необходимость создания в разрушаемой среде сравнительно невысоких напряжений при длительном их воздействии на среду. В связи с этим при проведении опытно-промышленных работ в качестве ВВ применялся игданит собственного изготовления, обеспечивающий более длительное воздействие импульса взрыва на массив.



Накопленный опыт ведения БВР был использован при рытье глинистых алевритовых неокисленных глин на уступах карьеров, разрабатываемых роторными экскаваторами. При этом применение БВР оказалось одним из основных условий обеспечения эффективной работы роторных комплексов. Взрывные скважины бурились станками СВБ-2м с диаметром шнеков 150, 180 и 230 мм. Увеличение диаметра взрывных скважин обусловило повышение эксплуатационных качеств станка и рост длительности воздействия зарядов игданита на разрушение неокисленных пластичных глин и алевролитов. Увеличению диаметров шнеков до 180 и 230 мм предшествовала модернизация бурового станка, которая заключалась в замене электродвигателя вращателя на более мощный (с 45 до 55 и 75 кВт), увеличении шага витков шнеков в 1,25 раза, применении бурового става повышенной надежности, оснащенного коронками со сменными режущими элементами, и оборудовании станка приспособлениями для сборки и разборки бурового става, складирования шнеков и др. [139,140].

С целью интенсификации технологии БВР применялись методы: многорядное КЗВ взрывание в зажатой среде по диагональным и врубовым схемам, взрывание парноближенными зарядами с применением способа взрывной отбойки скважин, обратное и встречное инициирование зарядов, применение простейших ВВ гранулитов и игданита в скважинах увеличенного диаметра и комбинированных зарядах [59,91,121,127,145]. Рациональные параметры и результаты применения БВР, обеспечивающие производительную работу роторных комплексов с экскаваторами ЭРГ-400 и ЭРГ-1600, приведены в табл. 31 и 32, на рис. 76 и 77.

Таблица 31

Основные показатели БВР при рытье алевритовых неокисленных глин

Показатель	Диаметр скважины, мм				
	150		180		230
	ЭРГ-400	ЭРГ-1600	ЭРГ-400	ЭРГ-1600	ЭРГ-1600
Высота уступа, м	18.0	21.0	18.0	22.5	32.0
Глубина скважины, м	19.8	23.0	20.0	24.5	32.0
Сетка скважин, м	6x7	5x6	6x7	6x7	8x8
Расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0.45	0.37	0.40	0.34	0.45
Масса заряда в скважине, кг	180	235	280	335	920
Выход горючей массы с 1 м скважины, м <sup>3</sup>	25.0	27.3	37.0	40.2	64.0

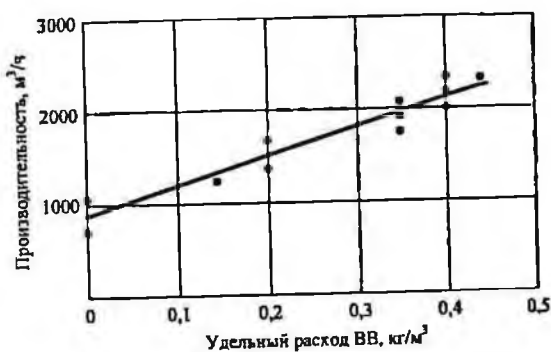


Рис. 76. Зависимость производительности экскаватора ЭРГ-1600 от удельного расхода ВВ при разработке взорванных неокисленных глин

Таблица 32

Результаты применения буровзрывной подготовки неокисленных глин для поточных технологических схем их разработки

Тип экскаватора	Производительность, м³/ч		Себестоимость*, сум/м		Удельный расход ВВ, кг/м³
	без БВР	с БВР	без БВР	с БВР	
ЭРГ-400	200-375	500-650	0,80-0,90	0,40-0,50	0,35-0,45
ЭРГ-1600	700-1200	2000-2200	1,0-1,7	0,50-0,60	0,40-0,45

\* — себестоимость 1 м³ взорванной горной массы дана в ценах 1984-1986 гг.

Как следует из приведенных результатов опытно-промышленных исследований взрывного рыхления плотных неокисленных глин, рациональные значения удельного расхода ВВ для высоты уступа 15-20 м (экскаватор ЭРГ-400) и 20-30 м (экскаватор ЭРГ-1600) составляет соответственно 0,35-0,45 и 0,40-0,45 кг/м³. Рыхление неокисленных алевролитовых глин с таким расходом ВВ типа гранулиты или итданит, зарядами диаметром 230 мм по диагональной схеме взрывания обеспечило увеличение производительности экскаваторов в среднем в 2,0-2,2 раза, снижение себестоимости 1 м³ — в 2,0-2,4 раза, выход негабаритных фракций, транспортируемых конвейерами, не превышал 1,0-1,5%. При этом доля затрат на БВР в структуре себестоимости не превышала 15%.

Результаты взрывного рыхления неокисленных глин показали целесообразность его распространения и на породы пятой группы, что увеличило производительность роторных комплексов на 17-20%. Анализ результатов технико-экономических показателей поточной технологии в различных горнотехнических

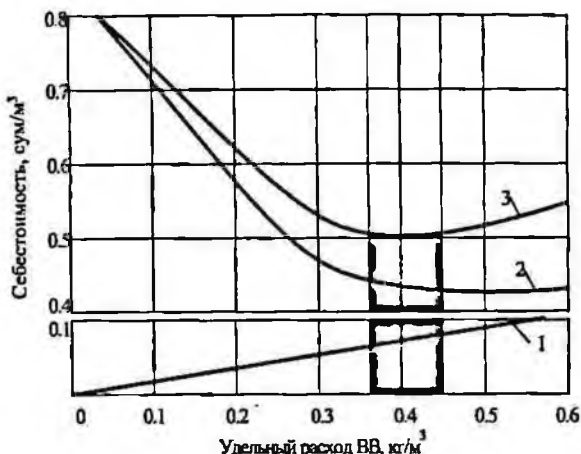


Рис. 77. Зависимость себестоимости разработки взрывных неокисленных глин роторным экскаваторным комплексом с экскаватором ЭРГ-1600 от удельного расхода БВ: 1 – бурение и взрывание; 2 – экскавация и транспортирование; 3 – себестоимость вскрыши

условиях разработки пород 1-5 групп показал, что производительность роторных комплексов и себестоимость разработки  $1 \text{ м}^3$  в значительной степени зависят от коэффициента удельного сопротивления пород  $K_F$  (рис. 78). Как видно из графиков, с увеличением  $K_F$  с 16 до  $56 \text{ Н/см}^2$  часовая производительность роторного экскаватора снижается более чем в 2 раза. Применение БВР повышает производительность роторных комплексов в интервале пород с  $K_F=40-50 \text{ Н/см}^2$  в среднем в 1.3 раза, в интервале  $K_F=50-60 \text{ Н/см}^2$  – в 1.6 раза, себестоимость снижается соответственно в 1.5 и 1.8 раза. При  $K_F \geq 40-50 \text{ Н/см}^2$  без применения БВР работать невозможно, с БВР роторный комплекс развивает производительность  $449 \text{ м}^3/\text{час}$ , что соответствует оптимальным значениям  $q=0,43 \text{ кг/м}^3$  и  $C \approx 0,53 \text{ сум/м}^3$  (табл. 32). Таким образом, использование методов БВР значительно расширяет область экономически целесообразного применения поточной технологии разработки разнопрочных пород в технологическом потоке «карьер-ПТ».

С усложнением горно - геологических условий возникла необходимость применения роторных экскаваторов для разработки мергелей, являющихся более крепкими и абразивными по сравнению с плотными неокисленными глинами, т.е. полускальными породами. Мергели характеризовались еще более высокими

удельными сопротивлениями копанью, превышающими в 2-3 раза и более расчетные значения для роторных экскаваторов ЭРГ-400 и ЭРГ-1600. В связи с этим высказывались сомнения в возможности их разработки роторными комплексами и даже рассматривался вопрос о досрочном списании экскаватора ЭРГ-1600.

С целью определения удельного усилия копания, необходимого для эффективной разработки полускальных мергелей ротором, были проведены специальные опытно-промышленные работы по буровзрывной подготовке мергелей и оценке применения поточной технологии их разработки роторным экскаватором ЭРГ-400.

Для определения рациональных параметров БВР и оценки работы экскаватора при разработке взорванных мергелей опытные работы проводились на подготовленном опытном блоке объемом 75 т.м<sup>3</sup>. Блок был разделен на участки,

на которых удельный расход ВВ составил 0,3; 0,43; 0,5 и 0,6 кг/м<sup>3</sup> при сетке скважин 7×6 и 6×5 м, диаметре зарядов 230 мм. Высота уступа на опытном участке составляла 15-20 м, в толще уступа мергели занимали порядка 30 % его площади. По своим физико-механическим свойствам мергели разделены на две группы, представленные в табл. 33. В верхней части уступа залегали песчаные породы мощностью до 0,5 м. На границе песков и мергелей встречались крепкие пропластки мощностью до 0,2 м. Мергели I группы располагались в верхней и

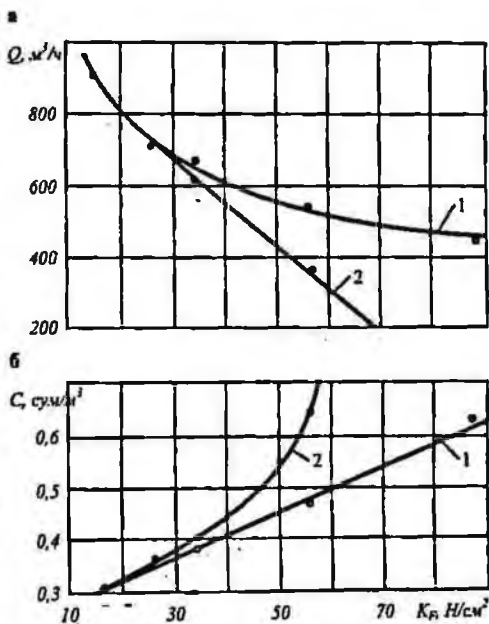


Рис. 78. Зависимость производительности (а) и себестоимости (б) разработки пород роторными комплексами от удельного сопротивления пород копанью  $K_p$ : 1 – с применением БВР; 2 – без БВР

средней частях уступа, II группы – в нижней части. Разрабатываемые ЭРГ-400 породы выдавались на борт карьера конвейерами с шириной ленты 1200 мм, где отвалообразователем ОШ-105/1500 укладывались в отвал.

Таблица 33

Физико-механические свойства мергелей

Группа	Категория крепости	Прочность на сжатие, МПа	Естественная влажность, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>		Пористость, %	Относительная плотность (число ударов плотномера ДорНИИ)
				влажного мергеля	сухого мергеля		
I	Слабые	2.5-10	10.4	1.78	1.61	41	60-70
	Средней крепости	10-25	15.0	1.82	1.58	42	70-90
II	Крепкие	25-40 и более	2.2	1.48	1.45	47	Более 120

Опытно-промышленные работы проводились по методу планирования эксперимента, что позволило выбрать число экспериментов, необходимое и достаточное для установления корреляционных связей, описывающих процесс экскавации взорванных мергелей. При разработке крепких вскрышных пород производительность экскаватора ограничивалась мощностью двигателя роторного колеса. Поэтому за оценочные параметры экскавации принята нагрузка двигателя и производительность экскаватора при различных удельных расходах ВВ. Полученные экспериментальные зависимости позволили обоснованно подойти к выбору рациональных режимов работы экскаватора ЭРГ-400 и определить нагрузку взрывного рыхления горной массы. Экспериментальная зависимость технической производительности ЭРГ-400 от удельного расхода (рис. 79) имеет вид [148]

$$Q_{\text{тех}} = 25 + 2000q - 1400q^2, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (4.22)$$

На рис. 79 приведена также зависимость удельной энергоемкости процесса экскавации взорванных мергелей от удельного расхода ВВ [138,148-150].

Удельное сопротивление пород  $K_F$  связано с нагрузкой двигателя привода роторного колеса  $N$  выражением [41,148,149]

$$N = \frac{(100K_F + 9.8\gamma H) Q_{\text{теор}}}{3600K_p \eta}, \text{ кВт}, \quad (4.23)$$

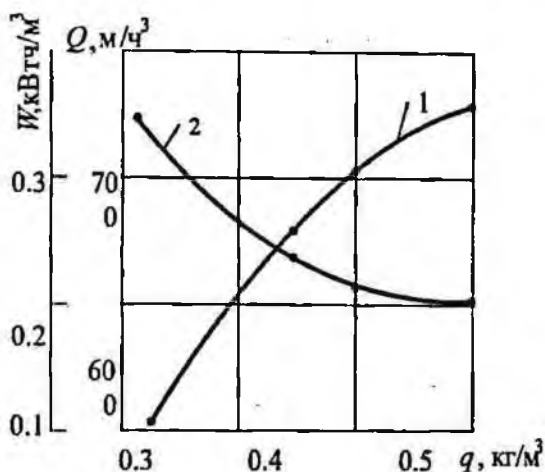


Рис. 79. Графики зависимости технической производительности (1) экскаватора ЭРГ-400 и удельной энергоёмкости (2) экскавации взорванных мергелей от удельного расхода ВВ

где  $Q_{теор}$  – теоретическая производительность роторного экскаватора, определяемая по известным из справочной литературы [151] зависимостям,  $m^3/ч$ ;  $\gamma$  – объемный вес мергелей, равный  $1.6 \text{ т/м}^3$ ;  $H$  – высота подъема породы до уровня разгрузки, для ЭРГ-400 и ЭРГ-1600 – соответственно 4.5 и 7.5;  $K_p$  – коэффициент разрыхления породы, равный  $\sim 1.4$ ;  $\eta$  – КПД двигателя роторного колеса, равный 0.8.

Подставив в формулу (4.33) соответствующие значения, получим:

$$K_F = \frac{40.32 N_{cp}}{Q_{теор}} - 0.7, \text{ кг/см}^2, \quad (4.24)$$

где  $N_{cp}$  – среднее значение нагрузки двигателя роторного колеса, равное

$$N_{cp} = \frac{P_1^I \cdot N_1 + P_1^{II} \cdot N_2}{100},$$

$N_1$  – для верхней части уступа опытного участка,  $N_2$  – для нижней части уступа;

$P_1^I$  и  $P_1^{II}$  – процентные содержания мергелей первой и второй групп в уступе.

Известно [4,5], что:

$$Q_{теор} = \frac{Q_{max}}{K_o K_s}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.25)$$

где  $K_o$  – коэффициент отработки рабочего времени, принят равным 0,8 [151],  
 $K_p$  – коэффициент подготовки забоя, принят равным 0,9.

С использованием математических выражений (4.22)-(4.25) установлены зависимости  $K_r=f(q)$  взорванных мергелей (рис. 80)

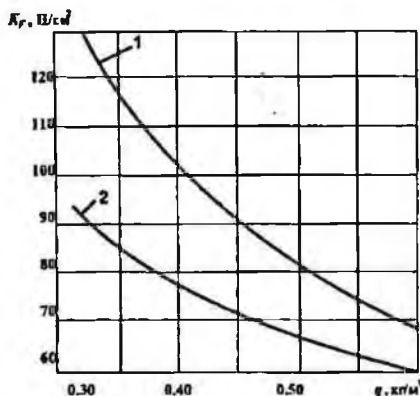


Рис. 80. Зависимости удельного сопротивления копанью взорванных мергелей от удельного расхода ВВ: 1 – мергели верхней части уступа; 2 – мергели нижней части уступа

На основании установленных зависимостей построены графики влияния удельного расхода ВВ на себестоимость разработки мергелей при различных коэффициентах использования экскаватора ЭРГ-400 (рис. 81). Увеличение удельного расхода ВВ с 0,3 до 0,6 кг/м³ увеличивает затраты на БВР, но при этом повышается производительность роторного экскаватора на 40-50%, что снижает себестоимость разработки взорванных мергелей в 1,3-1,4 раза [150]. Определены оптимальные условия работы комплекса: минимальная себестоимость разработки 1 м³ взорванных мергелей при  $K_u=0,3$  достигнута при удельном расходе ВВ, равном 0,6 кг/м³. При  $K_u=0,5$  экстремум достигается, когда  $q=0,65$  кг/м³. Дальнейшее увеличение расхода ВВ не дает повышения эффективности работы комплекса.

Итак, для эффективного функционирования поточной технологической схемы разработки полускальных мергелей с экскаватором ЭРГ-400 необходимо их предварительное взрывное рыхление с удельным расходом ВВ 0,60-0,65 кг/м³. При таких значениях удельных расходов достигнутые технико-экономические

показатели работы комплекса на мергелях приближаются к показателям, полученным при разработке плотных алевролитовых глин.

Опытно-промышленный эксперимент по разработке взорванных мергелей ЭРГ-400 явился физической моделью, позволившей получить необходимые данные по энергетическим параметрам и влиянию удельного расхода на показатели надежности и техническую производительность роторных комплексов в подобных условиях.

По результатам опытно-промышленных работ, с использованием математических выражений (4.22)-(4.25) и

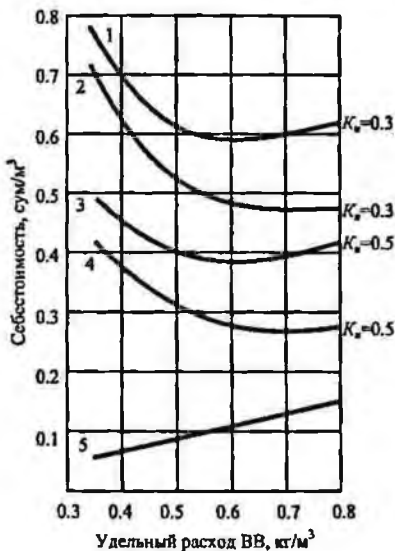


Рис. 81. Зависимость себестоимости разработки взорванных мергелей экскаватором ЭРГ-400 от удельного расхода ВВ: 1 — себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши при коэффициенте использования 0.3; 2 — себестоимость экскавации и транспортирования (K<sub>исп</sub>=0.3); 3 — себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши при коэффициенте использования 0.5; 4 — себестоимость экскавации и транспортирования (K<sub>исп</sub>=0.5); 5 — себестоимость буровзрывных работ (длина транспортирования 2.5 км)

зависимостей на рис. 78-80 выполнена прогнозная оценка производительности роторного комплекса с экскаватором ЭРГ-1600 в аналогичных условиях [146,148,152-154].

Годовая производительность экскаватора ЭРГ-1600 определяется по формуле [148,152]

$$Q_{год} = Q_{тор} T_k K_{исп} K_{т} K_N, \text{ млн. м}^3, (4.26)$$

где  $T_k$  — календарный фонд рабочего времени, равный 8760 ч;  $K_{исп}$  — коэффициент использования экскаватора во времени.

Теоретическая производительность экскаватора рассчитана по формуле [41,151]

$$Q_{теор} = \frac{3600 \cdot K_p \eta N_y K_N}{100 K_F + 9.8 \gamma H}, \text{ м}^3/\text{ч}, (4.27)$$

где  $N_y$  — установленная мощность двигателя привода роторного колеса, равная 700 кВт;  $K_N$  — коэффициент использования двигателя по мощности, равный 0.8-1.0.

С использованием выражений (4.22)-(4.25) и формул (4.26), (4.27) после ряда промежуточных преобразований



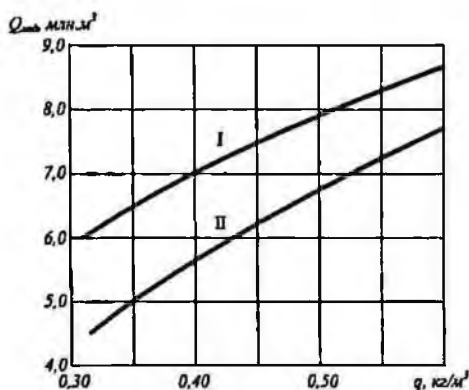


Рис. 82. Графики зависимости расчетной годовой производительности экскаватора ЭРГ-1600 от удельного расхода ВВ: I – мергелей слабых и средней крепости; II – крепких мергелей

получены зависимости для прогнозной оценки производительности ЭРГ-1600 по мергелям в зависимости от величин удельного расхода, а следовательно и от  $K_F$  (рис. 82):

$$Q_{\text{год}}^I = \frac{3600 \cdot T_{\text{г}} \cdot K_{\text{вс}} \cdot K_{\text{о}} \cdot K_{\text{р}} \cdot \eta \cdot NK_{\text{н}} \cdot q}{9,87Hq + 230q + 217}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.28)$$

$$Q_{\text{год}}^{II} = \frac{3600 \cdot T_{\text{г}} \cdot K_{\text{вс}} \cdot K_{\text{о}} \cdot K_{\text{р}} \cdot \eta \cdot NK_{\text{н}} \cdot q}{9,87Hq + 170q + 400}, \text{ м}^3/\text{год}. \quad (4.29)$$

При известном процентном содержании мергелей различной крепости производительность ЭРГ-1600 по уступу может быть определена по формуле

$$Q_{\text{год. ср}} = \frac{P_I Q_{\text{год}}^I + P_{II} Q_{\text{год}}^{II}}{100}, \text{ млн. м}^3/\text{год}, \quad (4.30)$$

где  $P_I, P_{II}$  – порода соответствующей крепости, %.

Подставив в формулу (4.40) выражения (4.38) и (4.39) и выразив  $P_I$  через  $P_{II}$ , получим зависимость средней годовой производительности роторного комплекса с ЭРГ-1600 от процентного содержания более крепких мергелей в общем объеме разрабатываемых пород при различном удельном расходе ВВ (рис. 83).

Изложенное явилось основанием для выполнения опытно-промышленных работ по оценке эффективности эксплуатации роторного комплекса с экскаватором ЭРГ-1600 при разработке взорванных прослоев пропластков и полускальных мергелей [146,147,153,154].

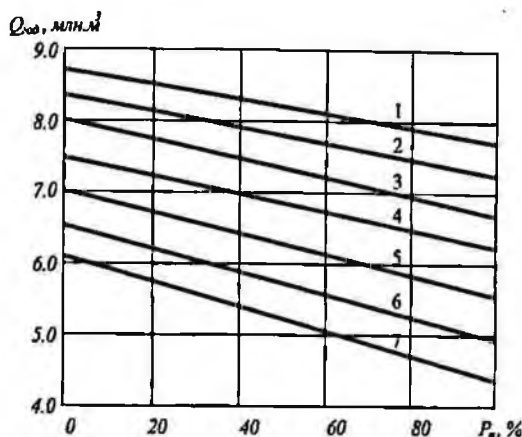


Рис. 83. Зависимость годовой производительности экскаватора ЭРГ-1600 от процентного содержания крепких мергелей (II группы) в общем объеме разрабатываемых пород при удельном расходе ВВ, кг/м³: 1 – 0.60; 2 – 0.55; 3 – 0.50; 4 – 0.45; 5 – 0.40; 6 – 0.35; 7 – 0.30

В состав комплекса входил роторный экскаватор ЭРГ-1600, два отвалообразователя ОШ-4500/90, один из которых использовался как компенсатор высоты, и пять конвейеров общей протяженностью 1.9 км. Роторный экскаватор разрабатывал заходку длиной 700 м (рис. 84), которая представлена в южной части мергелистыми глинами (около 200 м), в северной – наиболее крепкими светлыми мергелями (100 м) и в средней – темно-серыми и черными мергелями (до 400 м).

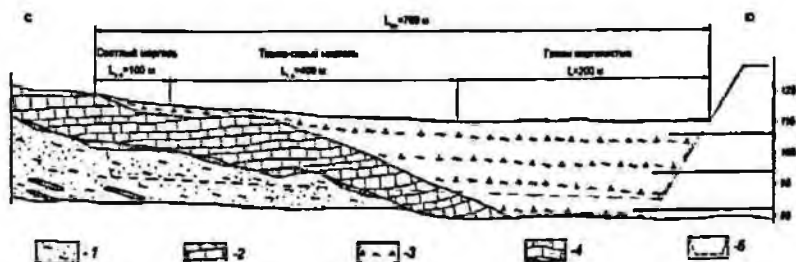


Рис. 84. Геологический разрез уступа, разрабатываемого экскаватором ЭРГ-1600: 1 – песок глинистый; 2 – мергель; 3 – глина мергелистая; 4 – песчаник на мелзисто-карбонатном цементе; 5 – граница уступа, обрабатываемого комплексом

Вскрышной уступ высотой 20-35 м обрабатывался заходками шириной 50-60 м, выемка пород производилась вертикальными многорядными стружками с разделением уступа по высоте на 4-6 слоев-подступов высотой 5-7 м каждый. Уступ в нижней части представлен в основном мергелями, в верхней – плотными мергелистыми глинами. Мощность мергелей изменялась от 10 до 20 м, в верхней части уступа они более глинистые, слабые. Наиболее крепкие (карбонатные) разновидности пропластков-мергелей светлого цвета, расположенные в нижней части уступа, достигали мощности 2.0-2.5 м и составляли 5-8% общего объема мергелей. Коэффициент крепости мергелей и пропластков песчаника по Протодьякову достигал значений  $f=6$  и более. Залегающие выше мергелей глины имели мощность 5-20 м. В табл. 34 приведены основные прочностные и акустические свойства разрабатываемых пород. Как установлено, в табл. 34

Таблица 34

Физико-механические свойства пород, разрабатываемых роторным комплексом

Показатель	Мергель	Плотные мергелистые глины	Песчаник	Песок глинистый
Плотность, $t/m^3$	2.0	1.9-2.0	2.2	1.9
Сопротивление сжатию, МПа	25-40	1.0-5.0	60-80	1.6
Скорость прохождения волны, м/с				
продольной	2000	700-1500	4250	400-800
поперечной	1000	380-960	2000	200-400
Акустическая жесткость, $[t/(m^2c)]10^4$	0.40	0.14-0.33	0.935	0.152
Удельное сопротивление пород копанью роторным экскаватором, МПа	37-78	38-55	49-88	5.9-7.8

Разрабатываемые породы характеризовались довольно высокими прочностными показателями, превышающими в 2-3 раза расчетные усилия копания экскаватора ЭРГ-1600. Прочностные и акустические свойства пород обусловили необходимость их предварительного взрывного рыхления.

Объем отработанных пород при выполнении опытно-промышленных работ с применением БВР составил 104 тыс.  $m^3$ . Экспериментальные взрывы проводились скважинными зарядами диаметром 230 мм, глубиной 27-30 м, при сетке скважин  $6.5 \times 6.5$  м и удельном расходе ВВ –  $0.83 \text{ кг}/m^3$ . В качестве ВВ применялся граммонит 79/21, конструкция в скважине – сплошная, длина забойки – 6-7 м. Применялись методы взрывания парносближенными скважинными зарядами в комплексе с забойкой скважины взрывом. На опытном участке проводились изме-

рения параметров экскавируемой стружки и электрических параметров двигателей приводов роторного колеса и механизмов поворота роторной стрелы. По ним определялись техническая производительность роторного экскаватора и развиваемые рабочим органом удельные усилия копания.

При разработке забоя экскаватором ЭРГ-1600 негабаритные фракции разделяются на два потока. Первый поток поступает через ковши роторного колеса на ленту и транспортируется в отвал. Второй поток негабарита не попадает в ковши, оборудованные дополнительными перемычками, выполняющими в совокупности с режущими кромками и стенками ковша роль грохота, и при вращении роторного колеса сбрасываются на почву уступа. Для комплекса с конвейерами, ширина ленты которых равна 1800 мм, за негабаритные принимаются куски размером +400 мм по длинной стороне.

Экспериментально установлено, что средний объем негабаритного куска, сброшенного на почву, равен  $V_n^* = 0.161 \text{ м}^3$ , а его размер по длинной стороне  $d_n = 0.9 \text{ м}$ . Конвейерами комплекса транспортировались негабаритные куски средним объемом  $V_n^* = 0.035 \text{ м}^3$ , размером по длинной стороне  $d_n = 0.55 \text{ м}$ . Количество негабарита, сброшенного на почву уступа, составило 2-3%, а транспортируемого конвейерами – 3-5% от общего объема разрабатываемой горной массы. Для уменьшения количества транспортируемых конвейерами негабаритных кусков на комплексе применено их дробление свободным ударом: отбойные щиты перегрузочных узлов оснащались коническими зубьями. Это снижало количество негабарита в 1.5-2.9 раза.

На рис. 85 показаны гистограммы изменения выхода негабарита и техни-

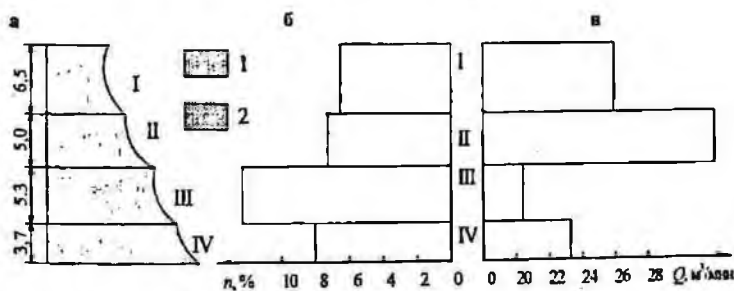


Рис. 85. Влияние структуры породного уступа (а) на выход негабарита (б) и производительность (в) экскаватора ЭРГ-1600

Вскрышной уступ высотой 20-35 м отрабатывался заходками шириной 50-60 м, выемка пород производилась вертикальными многорядными стружками с разделением уступа по высоте на 4-6 слоев-подуступов высотой 5-7 м каждый. Уступ в нижней части представлен в основном мергелями, в верхней – плотными мергелистыми глинами. Мощность мергелей изменялась от 10 до 20 м, в верхней части уступа они более глинистые, слабы. Наиболее крепкие (карбонатные) разности пропластков-мергелей светлого цвета, расположенные в нижней части уступа, достигали мощности 2.0-2.5 м и составляли 5-8% общего объема мергелей. Коэффициент крепости мергелей и пропластков песчаника по Протодякову достигал значений  $f=6$  и более. Залегающие выше мергелей глины имели мощность 5-20 м. В табл. 34 приведены основные прочностные и акустические свойства разрабатываемых пород. Как установлено, в табл. 34

Таблица 34

Физико-механические свойства пород, разрабатываемых роторным комплексом

Показатель	Мергель	Плотные мергелистые глины	Песчаник	Песок глинистый
Плотность, $t/m^3$	2.0	1.9-2.0	2.2	1.9
Сопротивление сжатию, МПа	25-40	1.0-5.0	60-80	1.6
Скорость прохождения волны, м/с				
продольной	2000	700-1500	4250	400-800
поперечной	1000	380-960	2000	200-400
Акустическая жесткость, $[т/(м^2с)]10^4$	0.40	0.14-0.33	0.935	0.152
Удельное сопротивление пород копанью роторным экскаватором, МПа	37-78	38-55	49-88	5.9-7.8

Разрабатываемые породы характеризовались довольно высокими прочностными показателями, превышающими в 2-3 раза расчетные усилия копания экскаватора ЭРГ-1600. Прочностные и акустические свойства пород обусловили необходимость их предварительного взрывного рыхления.

Объем отработанных пород при выполнении опытно-промышленных работ с применением БВР составил 104 тыс.  $m^3$ . Экспериментальные взрывы проводились скважинными зарядами диаметром 230 мм, глубиной 27-30 м, при сетке скважин 6.5×6.5 м и удельном расходе ВВ – 0.83  $кг/m^3$ . В качестве ВВ применялся граммонит 79/21, конструкция в скважине – сплошная, длина забойки – 6-7 м. Применялись методы взрывания парносплюснутыми скважинными зарядами в комплексе с забойкой скважин взрывом. На опытном участке проводились изме-

рения параметров экскавируемой стружки и электрических параметров двигателей приводов роторного колеса и механизмов поворота роторной стрелы. По ним определялись техническая производительность роторного экскаватора и развиваемые рабочим органом удельные усилия копания.

При разработке забоя экскаватором ЭРГ-1600 негабаритные фракции разделяются на два потока. Первый поток поступает через ковши роторного колеса на ленту и транспортируется в отвал. Второй поток негабарита не попадает в ковши, оборудованные дополнительными перемычками, выполняющими в совокупности с режущими кромками и стенками ковша роль грохота, и при вращении роторного колеса сбрасываются на почву уступа. Для комплекса с конвейерами, ширина ленты которых равна 1800 мм, за негабаритные принимаются куски размером +400 мм по длинной стороне.

Экспериментально установлено, что средний объем негабаритного куска, сброшенного на почву, равен  $V_n^* = 0.161 \text{ м}^3$ , а его размер по длинной стороне —  $d_n = 0.9 \text{ м}$ . Конвейерами комплекса транспортировались негабаритные куски средним объемом  $V_n^* = 0.035 \text{ м}^3$ , размером по длинной стороне  $d_n = 0.55 \text{ м}$ . Количество негабарита, сброшенного на почву уступа, составило 2-3%, а транспортируемого конвейерами — 3-5% от общего объема разрабатываемой горной массы. Для уменьшения количества транспортируемых конвейерами негабаритных кусков на комплексе применено их дробление свободным ударом: отбойные щиты перегрузочных узлов оснащались коническими зубьями. Это снижало количество негабарита в 1.5-2.9 раза.

На рис. 85 показаны гистограммы изменения выхода негабарита и техни-

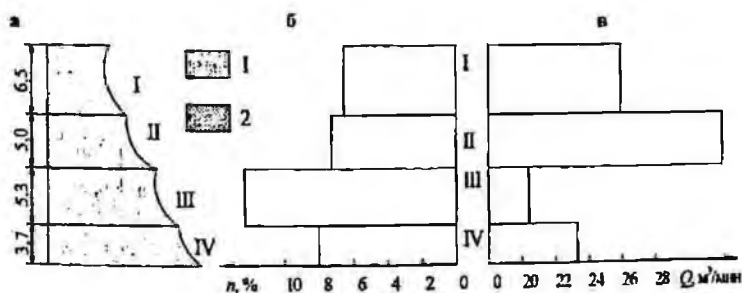


Рис. 85. Влияние структуры породного уступа (а) на выход негабарита (б) и производительность (в) экскаватора ЭРГ-1600

ческой производительности роторного экскаватора для различных слоев разрабатываемого уступа при удельном расходе ВВ  $q=0.83$  кг/м<sup>3</sup>. Максимальная производительность экскаватора достигается в средней части забоя (II слой), максимальный выход негабаритных фракций наблюдается в III слое. Это связано с тем, что на границе раздела двух сред с отличающимися прочностными свойствами создаются наихудшие условия работы взрыва, обуславливающие повышенный выход негабарита и, как следствие, снижение производительности. Снижение производительности экскаватора в нижней части забоя (IV слой) по сравнению со слоями I и II объясняется тем, что здесь расположены наиболее крепкие породы – мергели, характеризующиеся высокой степенью зажима и малым разрыхлением. Улучшение степени дробления и более высокая производительность в верхней части забоя (I и II слой) объясняются наличием относительно слабых пород – мергелистых глин и глинистых песков и, как следствие, более благоприятными условиями работы взрыва. Аналогично выполнен анализ экспериментальных данных при разработке опытных участков взорванных с удельным расходом ВВ 0.65 и 0.72 кг/м<sup>3</sup> (табл. 35).

Таблица 35

**Показатели разработки мергелей при различных удельных расходах ВВ**

Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Выход негабаритных фракций, %	Производительность экскаватора, м <sup>3</sup> /мин
0.65	20.5	22.0
0.72	12.3	25.9
0.83	7.95	
	8.65	

С учетом полученных экспериментальных данных выполнены технико-экономические расчеты изменения затрат на бурение, взрывание, экскавацию и транспортирование (рис. 86). Оптимальные значения  $q$  при взрывании мергелистых пород, разрабатываемых роторным комплексом с экскаватором ЭРГ-1600, находятся в пределах 0.75-0.85 кг/м<sup>3</sup>. Взрывные работы при  $q \leq 0.75$  кг/м<sup>3</sup> рекомендуется проводить только в южной части заходки, представленной мергелистыми глинами, при  $0.75 \leq q \leq 0.85$  кг/м<sup>3</sup> – в центральной и северной частях, представляемых черными и светлыми мергелями.

Анализ опытных данных показал, что при всех экспериментальных режимах экскавации нагрузка двигателя привода поворота роторной стрелы является незначительной (номинальная мощность каждого из двух двигателей

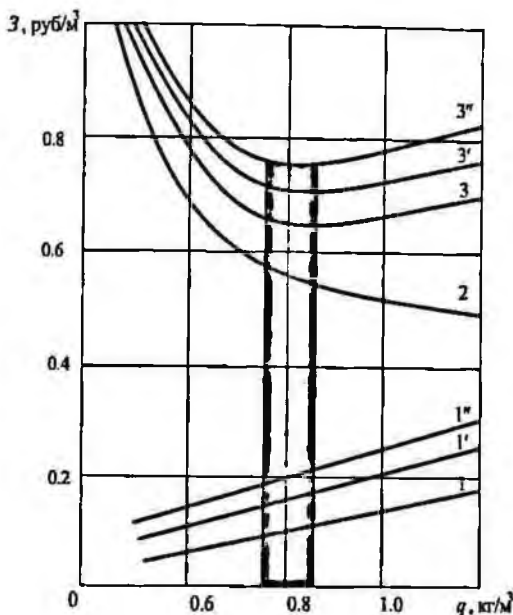


Рис. 86. Зависимость затрат ( $Z$ ) от удельного расхода ВВ: 1, 1', 1'' – затраты на бурение и взрывание при различной стоимости 1 т ВВ; 2 – затраты на экскавацию и транспортирование; 3, 3', 3'' – общие затраты на вскрышные работы (заштрихованная область показывает экономически рациональную степень дробления)

$N_{\text{ном}}=50$  кВт) и лишь при предельно допустимых толщине и ширине стружки приближается к номинальной, достигая значений 35-40 кВт. Нагрузка двигателя привода роторного колеса при режимах, характеризующихся производительностью экскаватора, близкой к паспортной, достигала номинальной мощности ( $N_{p.k.}=700$  кВт). Удельное усилие копания взорванных мергелей в самых тяжелых режимах работы (вплоть до стопорения роторного колеса) не превышало паспортных значений 0.46-0.77 МПа (при частоте вращения ротора 3-5 об/мин).

В ходе экспериментальных работ выполнено сравнение показателей эксплуатации роторного комплекса при разработке разрыхленных взрывом плотных алевролитовых глин и при разработке мергелей (табл. 36). Применение БВР, модернизация отдельных узлов, а также приобретенный обслуживающим персоналом опыт позволили достаточно успешно использовать роторный комплекс для



экскавации, транспортирования и отвалообразования тяжелых неокисленных алевролитовых глин и полускальных мергелей. Анализ данных табл. 36 показал,

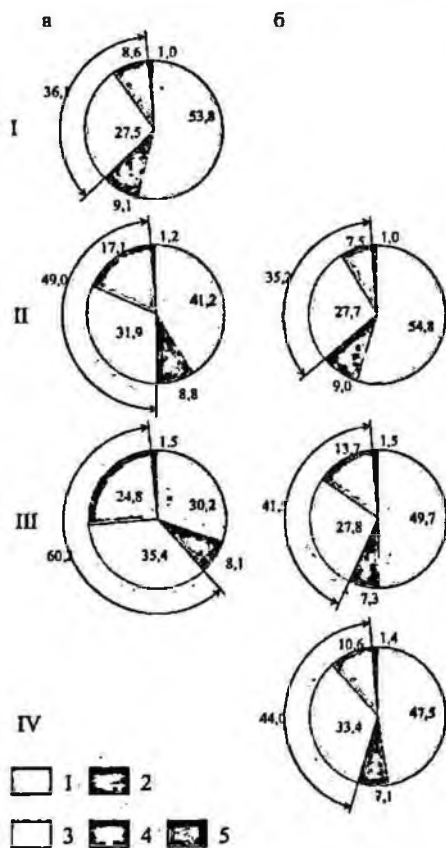


Рис. 87. Распределение календарного фонда времени роторных комплексов с экскаваторами ЭРТ-400 в различных условиях эксплуатации: а - без ВВР; б - с ВВР; I - весьма легкие; II - средние; III - сложные; IV - весьма сложные; 1, 2, 3, 4 - время соответственно непосредственной работы, выполнения технологических операций, технического обслуживания, устранения отказов; 5 - простои по организационным причинам экскаваторов без ВВР и с применением их (рис. 88).

что, несмотря на усложнившиеся горнотехнические условия при разработке мергелей, показатели, характеризующие надежность работы комплекса, сохранились на уровне, достигнутом при разработке глин. Более того, коэффициент готовности увеличился с 0.75 до 0.81, а коэффициент использования - с 0.46 до 0.55. В усложнившихся условиях часовая производительность роторного экскаватора снизилась на 25%, а месячная - на 6%.

Выполненный анализ распределения календарного фонда времени роторных комплексов с экскаваторами ЭРТ-400 показал, что за счет предварительного рыхления пород взрывом время непосредственной работы комплексов в средних условиях эксплуатации увеличилось на 17-18%, в сложных - на 65% (рис. 87), время на устранение отказов сократилось соответственно в 1.7-2.3 раза. в результате построения линий равных приведенных затрат установлены области применения роторных

Показатели эксплуатации роторного комплекса при разработке  
разрыхленных взрывом плотных алевролитовых глин (I) и мергелей (II)

Показатель	I	II
Производительность комплекса, тыс. м <sup>3</sup> :		
среднегодовая	6860	5100
максимальная	8190	6300
среднемесячная	612	580
максимальная	1073	
сменная	12.4	
часовая	1.85	1.47
Коэффициенты:		
технологического использования	0.84	0.85
готовности	0.75	0.81
технического использования	0.58	0.67
обслуживания	0.76	0.80
организационного использования	0.98	0.97
использования	0.46	0.55

Анализ полученных графиков показывает, что применение БВР существенно расширяет область рационального применения поточной технологии при разработке разнопрочных пород с крепкими прослоями (см. рис. 88).

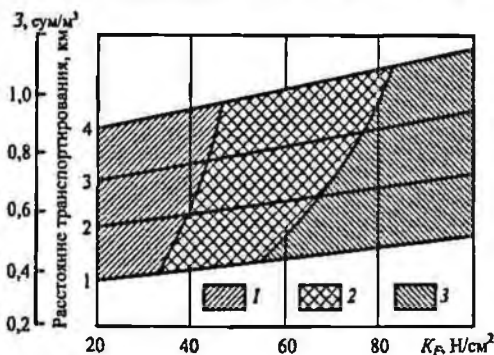


Рис. 88. Области применения роторных комплексов и механических лопат: 1 – роторные комплексы без БВР; 2 – то же с БВР; 3 – механические лопаты

Затраты на буровзрывную подготовку перекрываются снижением себестоимости разработки 1 м<sup>3</sup> за счет увеличения производительности и повышения надежности роторных комплексов в технологическом потоке «карьер-поточная технология».

Опыт карьеров месторождения Учкудук и Меловое по новым технологическим решениям буровзрывной под-

готовке плотных неокисленных глин и мергелей, полускальных и скальных пропластков с целью расширения области эффективного применения поточных технологических схем разработки пластовых сложноструктурных месторождений нашел широкое применение на карьерах месторождений СНГ и за рубежом [51,155].

## ГЛАВА 5. РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С РАЗНОПРОЧНЫМИ ПОРОДАМИ

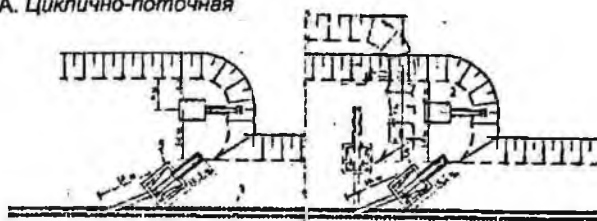
### 5.1. Определение рациональных областей применения технологических схем разработки взорванных разнопрочных пород с крепкими включениями

Разработка сложноструктурных осадочных месторождений с разнопрочными вскрышными породами, содержащими крепкие скальные пропластки, наиболее эффективна при создании поточной технологии разработки (ПТ), разновидностями которой являются циклично-поточная (ЦПТ) и поточно-цикличная (ПЦПТ) технологии. Достоинство таких технологических схем состоит в возможности применения конвейерного транспорта для транспортировки горной массы. Поскольку во всех технологических схемах предусматривается использование конвейерного транспорта, а в двух – роторных экскаваторов, в качестве показателя степени взрывного дробления принят максимальный размер куса раздробленного твердого пропластка. Рассмотрены три возможные поточные технологические схемы разработки разнопрочных пород с включениями крепких пропластков в технологическом потоке «карьер – ПТ» (рис. 89) и их преимущество по сравнению с традиционной цикличной схемой (ЦТ).

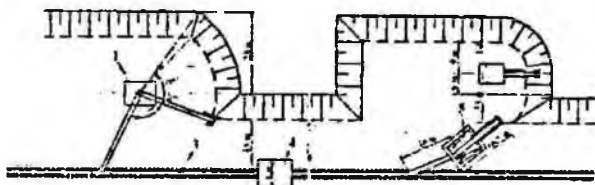
Циклично-поточная технология. Основное преимущество этой схемы по сравнению с цикличной состоит в использовании конвейера для транспортирования горной массы, содержащей разрушенные взрывом пропластки. Возможная расстановка оборудования по этой схеме приведена на рис. 89,а. Подготовка забоя для работы одноковшового экскаватора буровзрывным способом производится на участках, содержащих включения твердых пропластков.

Поточно-циклично-поточная технология. Достоинством этой схемы (рис. 89,б) является возможность использования роторных экскаваторов на участках, не содержащих твердых пропластков. Параметры одноковшового экскаватора и дробильного агрегата при этом должны позволять производить отработку заходки, ширина которой не меньше, чем ширина заходки, обрабатываемой роторным экскаватором. Суммарная производительность выемочного оборудования при этом не должна превышать пропускной способности конвейера, поэтому производительность одного из экскаваторов может оказаться ниже, чем его техническая производительность.

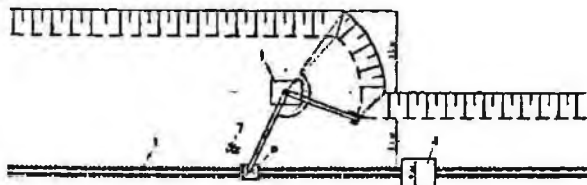
**А. Циклично-поточная**



**Б. Поточно-циклическая**



**В. Поточная**



**Рис. 89.** Технологические схемы разработки разнопрочных пород в техно-  
логическом погоже «карьер – ПТ»: 1- роторный экскаватор; 2 – одноковшо-  
вый экскаватор; 3 – ленточный конвейер; 4 – праводная станция, 5 – самоход-  
ный дробильный агрегат; 6 – приемный бункер-грохот; 7 – погрузчик

**Поточная технология.** О возможности применения этой схемы (рис. 89, в) для отработки разнопрочного массива свидетельствуют положительные результаты экспериментальных исследований работы роторных комплексов на опытно-промышленных участках карьеров месторождений Учкудук и Меловое.

При разработке разнопрочных пород с использованием ковшерного транспорта к гранулометрическому составу взорванной горной массы предъявляются жесткие требования, связанные с конструктивными возможностями ленточных конвейеров и узлов перегрузки. В связи с этим с непосредственным участием автора была разработана «Методика выбора рациональных технологических схем разработки разнопрочных пород при конвейерном транспорте» [126].

Согласно «Методике», для каждой из представленных на рис. 89 технологических схем разработки определялась оптимальная степень дробления буровзрывным способом крепких пропластков и выполнялось технико-экономическое сравнение рассматриваемых схем. Существенное отличие разработанной «Методики» от известных методик ИГТМ АН Украины и ИГД Уро РАН [17], созданных для условий разработки скальных месторождений, состоит в вероятностном подходе к учету площадного распространения пропластков, их мощности и количеству по высоте отрабатываемого уступа. В качестве критерия оценки рациональной области применения сравниваемых технологических схем разработки приняты приведенные затраты, выраженные целевой функцией:

$$Z_n = F(d_{max}) = \sum_{i=1}^r C_i + E_n \sum_{i=1}^{\delta} K_i \rightarrow \min, \quad (5.1)$$

где  $C_i$  и  $K_i$  – удельные эксплуатационные затраты и капитальные вложения по процессам, руб/м<sup>3</sup>;  $E_n$  – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;  $r$  и  $\delta$  – число процессов, в которых эксплуатационные и капитальные затраты зависят от степени дробления пропластков;  $d_{max}$  – максимальный размер раздробленного скального пропластка.

Здесь необходимо отметить, что все представленные в этом разделе технико-экономические расчеты, выполненные с использованием выражения (5.1), произведены на основании фактических исполнительных смет в ценах 1984–1987. В условиях рыночных отношений целевая функция (5.1) сохраняет тот же смысл эффективности при согласованных инвестором ставках банковских кредитов и установленных сроках возврата кредита.

Дополнительным показателем эффективности той или иной схемы является себестоимость экскавации, транспортирования и отвалообразования разнопрочных пород. Расчет технико-экономических показателей производился по статьям затрат (амортизация, заработная плата, электроэнергия, материалы и др.) для каждого технологического процесса: подготовка забоя способом БВР, экскавация, механическое дробление, грохочение, транспортирование и др. В качестве исходных данных при сравнении технологических схем принималась техническая производительность оборудования (экскаваторов, дробилок, грохотов и др.), результаты выполненных экспериментальных исследований, значения коэффициентов, рекомендованные институтами УкрНИИпроект, ИГТМ АН Украины, ИГД Уро РАН, МГТУ и др., а также фактические показатели эксплуатации горного оборудования в конкретных условиях.

Особое внимание в разработанной методике уделяется выделению значительных затрат, связанных с повышенным износом конвейерных лент при транспортировке крупнокускового материала и расходом электроэнергии при дроблении негабаритных фракций, а также учету доли затрат, зависящих от обширного распространения и мощности пропластка в уступе. Оценка эффективности предварительного грохочения горной массы, содержащей разрушенные крупные пропластки, при циклично-поточной и поточно-циклично-поточной технологических схемах выполнена с учетом использования в этих схемах самоходно-дробильных агрегатов, содержащих устройства грохочения.

Для достижения оптимальной степени дробления крепких пропластков с минимально возможными энергетическими и материальными затратами возникает необходимость дифференцирования параметров БВР в зависимости от количества пропластков во взрываемом блоке. Под оптимальной понимается такая степень дробления твердых пропластков в забое, при которой сумма приведенных затрат по технологическим процессам, зависящим от крупности и состава горной массы, минимальна.

При определении затрат на производство буровзрывных работ для подготовки горной массы с включениями крепких пропластков к экскавации использовался метод дифференцированного выбора параметров БВР (МДВП БВР) и полученные на ее основе аналитические зависимости: (2.21) и (3.27) – (3.32). Расчет стоимости буровзрывных работ производился по формуле

$$C_{БВР} = 1,1q [C_{н.м.} / (750d_{свж}^2 (1 + 2/m)) + C_{ВВ} (m/H)], \text{ сум/м}^3, \quad (5.2)$$

где  $C_{н.м.}$  – стоимость погонного метра скважины, руб/м;  $C_{ВВ}$  – стоимость ВВ, сум/кг;  $q$  – удельный расход ВВ, значение которого определяется по формуле (3.28).

Отличительная особенность выражения (5.2) заключается в том, что в нем учтена необходимость размещения ВВ по высоте скважины таким образом, чтобы перекрыть взрывчатый веществом мощность пропластка на 1 м в обе стороны от его кровли и почвы.

Как видно из выражения (5.2), стоимость проведения БВР определяется объемом буровых работ и затратами на ВВ. В разработанной «Методике» [17] зависимость между удельным расходом ВВ и объемом буровых работ для размещения необходимого количества ВВ выражается уравнением

$$I_{\text{вз}} = \frac{4q\bar{\alpha}}{\pi d_{\text{св}} \rho_{\text{вз}} \left( 1 - \frac{l_{\text{зоб}} + H - (m+2)}{H+n} \right)}, \text{ м} / \text{ м}^2, \quad (5.3)$$

где  $I_{\text{вз}}$  – объем буровых работ для взрывания  $1 \text{ м}^3$  пород;  $\rho_{\text{вз}}$  – плотность заряжения,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $l_{\text{зоб}}$  – длина забойки в скважине,  $\text{м}$ ;  $n$  – величина перебура,  $\text{м}$ ;  $\bar{\alpha}$  – коэффициент сложности геолого-морфологического строения разнопрочного массива, определяемый по формулам (2.5), (2.6) (см. главу 2).

Функциональные зависимости по остальным основным технологическим процессам представлены в «Методике» следующими формулами:

- производительность роторного экскаватора

$$Q_{\text{св}} = 6,2 \cdot 10^{-3} e^{-0,55 \cdot 10^4 \frac{d_{\text{св}}^2}{\rho_{\text{вз}}}}, \text{ м} / \text{ см}, \quad (5.4)$$

- производительность грохотильно-дробильного агрегата

$$Q_A = K_z K_w K_f Q_{\text{др.тех}} \bar{\alpha} \bar{\beta} + \eta \psi \frac{Q_3}{K_{\text{зп}} K_{\text{пт}}}, \text{ м}^3 / \text{ ч}, \quad (5.5)$$

где  $K_z$ ,  $K_w$ ,  $K_f$  – поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно: содержание в горной массе кусков расчетного класса размером более половины ширины приемного отверстия, влажность и крепость материала. Значения коэффициентов приняты согласно действующим нормам и регламентам;  $Q_{\text{др.тех}}$  – техническая (паспортная) производительность дробилки,  $\text{м}^3 / \text{ч}$ ;  $\bar{\beta}$  – коэффициент сложности строения разнопрочного массива с крепкими пропластками, определяется по формулам (2.7), (2.8) (см. главу 2);  $\eta$  – коэффициент эффективности грохочения,  $\eta = 0.90 \div 0.95$ ;  $\psi$  – коэффициент, учитывающий содержание транспортабельных фракций;  $Q_3$  – производительность экскаватора,  $\text{м}^3 / \text{ч}$ ;  $K_{\text{зп}}$  – коэффициент технологического запаса,  $K_{\text{зп}} = 0.85$ ;  $K_{\text{пт}}$  – коэффициент точности,  $K_{\text{пт}} = 0.90$ ;

- срок службы конвейерной ленты:

$$t_z = \frac{P_p B^2 \delta_n \cos \beta \sqrt{L_n}}{\left( 1 + \frac{dV_f}{100} \right)^{2h_f}} K_1 K_2 K_3 K_4 K_5, \quad (5.6)$$

где  $P_p$  – величина разрывного усилия на  $1 \text{ см}$  ширины прокладки,  $P_p = 200 \text{ кгс}$ ;  $B$  – ширина ленты,  $\text{м}$ ;  $\delta_n$  – толщина покрытия (рабочей обкладки) ленты,  $\text{мм}$ ;  $L_n$  – длина конвейера,  $\text{м}$ ;  $\beta$  – угол наклона конвейера, град;  $d$  – средний линейный размер кусков,  $\text{м}$ ;  $f$  – коэффициент крепости пропластков по шкале М.М. Прото-

дьяконова;  $V_m$  — относительный объем твердых пропластков в общем объеме горной массы, %;  $\gamma$  — усредненный насыпной вес транспортируемого материала, т/м<sup>3</sup>;  $h_c$  — высота падения груза на ленту при разгрузке, м;  $K_1, K_2$  — коэффициенты, учитывающие конструкцию каркаса и качество покрытия ленты;  $K_3$  — коэффициент, учитывающий упругость опор;  $K_4$  — коэффициент, учитывающий место и характер установки конвейера;  $K_5$  — коэффициент, учитывающий наличие предварительной подсыпки мелочи на ленту при транспортировке кусковатого материала.

Значения коэффициентов  $K_1...K_5$  приняты по действующим регламентам и нормам проектирования.

Удельные эксплуатационные и капитальные затраты по основным технологическим процессам рассчитаны в соответствии с представленными выше функциональными зависимостями; методология их расчета приведена в «Методике» [17].

При разработке уступа разнопрочных пород роторным экскаватором экскавация пород возможна при дроблении пропластков на куски размером не более 400 мм; при большей кусковатости в приводе рабочего органа экскаватора возникают динамические нагрузки, приводящие к значительным напряжениям в металлоконструкции машины.

При подготовке горной массы к экскавации с выбором параметров БВР в зависимости от фактической мощности, прочности и глубины залегания скальных пропластков (МДВП БВР) можно (с вероятностью до 90-95%) добиться преимущественного наличия во взорванной горной массе фракций заданной величины. Однако даже при самой тщательной подготовке сложноструктурного забоя имеют место негабаритные куски твердых пропластков, осложняющих применение той или иной технологической схемы.

В связи с этим при поточной технологии ограничение кусковатости взорванных включений в транспортируемой ленточными конвейерами горной массе достигается путем установки грохота на бункере-перегрузателе забойного конвейера (расстояние между колосниками грохота равно 300 мм).

При разработке уступа однокоровым экскаватором ЭКТ-8Н допустимо наличие в забое отдельных негабаритных кусков с диаметром до 1000-1200 мм.

При циклично-поточной технологии негабаритные фракции дробятся до транспортабельных размеров в передвижном или стационарном дробильном агрегате.



Эффективность определенной степени дробления оценивалась по затратам на технологические процессы (экскавация, дробление, транспортирование и складирование в отвал горной массы). Зависимость затрат от максимальных значений фракций  $d_{max}$  показана на рис. 90. Производительность одноковшового экскаватора практически не зависит от размера негабаритных фракций  $d_{max}$ , так как их выход не превышает 1-2%, тогда как производительность роторного экскаватора в значительной степени зависит от  $d_{max}$ .

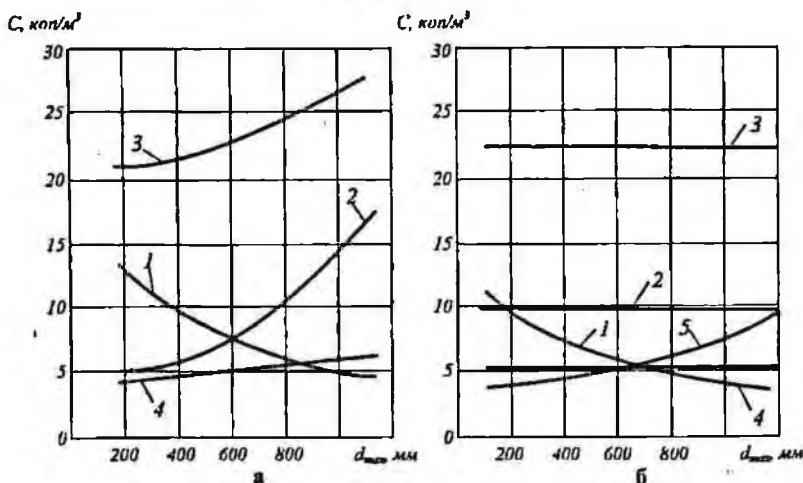


Рис. 90. График зависимости затрат на технологический процесс от максимального диаметра негабаритных кусков  $d_{max}$  при применении поточной (а) и циклично-поточной (б) технологии: 1 – буровзрывные работы; 2 – экскавация; 3 – транспортирование; 4 – отвалообразование; 5 – механическое дробление или грохочение

Графики зависимости суммарных затрат от  $d_{max}$  по рассматриваемым технологическим схемам представлены на рис. 91. Для поточной технологической схемы оптимальный размер кусков, раздробленных взрывом скальных включений, составляет 350-400 мм, для циклично-поточной схемы – 700-800 мм. Для схемы ЦПТ и ПЦПТ влияние степени дробления на эффективность применения менее выражено. Это объясняется тем, что выемка крепких пропластков в этих схемах производится экскаваторами циклического действия.

Область рационального применения технологических схем зависит от мощности  $m$  скальных включений и относительной площади  $S_0$  их распростране-

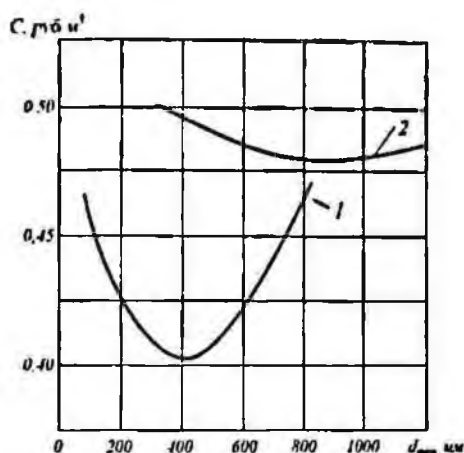


Рис. 91. График зависимости суммарных затрат от максимального диаметра негабаритных кусков  $d_{max}$  при поточной (1) и циклично-поточной (2) технологии

ния, определяемой как отношение площади участков со скальными включениями ко всей площади обрабатываемого карьерного поля.

Таблица 37

**Экономико-математические модели себестоимости разработки  
разнопрочных пород с крепкими пропластками,  
подготовленных методом МДВП БВР**

Циклическая технология (ЦТ)	$C=0.1595+0.0002m-0.0003S_p+0.136L_r-0.0087Q_s+0.066mS_p$	(5.7)
Поточная технология (ПТ)	$C=0.3625-0.0042m-0.021S_p+0.2711L_r-0.0492Q_s+0.22mS_p+0.0016mL_r-0.0016mQ_s+0.008S_rL_r-0.008Q_sS_p-0.0433L_rQ_s$	(5.8)
Циклично-поточная технология (ЦПТ)	$C=0.1964+0.058m+0.293S_p+0.1508L_r-0.0042Q_s+0.05mS_p-0.0068mL_r-0.0068mQ_s-0.034S_rL_r-0.034S_pQ_s-0.0147L_rQ_s$	(5.9)
Поточно-циклично-поточная технология (ПЦПТ)	$C=0.37+0.0002m+0.004S_p+0.1236L_r-0.0306Q_s+0.118mS_p-0.0113L_rQ_s$	(5.10)

Эффективность определенной степени дробления оценивалась по затратам на технологические процессы (экскавация, дробление, транспортирование и складирование в отвал горной массы). Зависимость затрат от максимальных значений фракций  $d_{max}$  показана на рис. 90. Производительность одноковшового экскаватора практически не зависит от размера негабаритных фракций  $d_{max}$ , так как их выход не превышает 1-2%, тогда как производительность роторного экскаватора в значительной степени зависит от  $d_{max}$ .

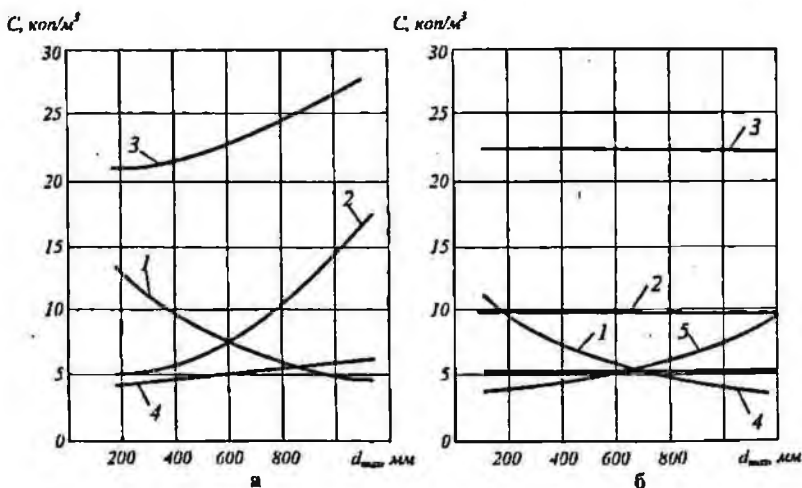


Рис. 90. График зависимости затрат на технологический процесс от максимального диаметра негабаритных кусков  $d_{max}$  при применении поточной (а) и циклично-поточной (б) технологий: 1 – буровзрывные работы; 2 – экскавация; 3 – транспортирование; 4 – отвалообразование; 5 – механическое дробление или грохочение

Графики зависимости суммарных затрат от  $d_{max}$  по рассматриваемым технологическим схемам представлены на рис. 91. Для поточной технологической схемы оптимальный размер кусков, раздробленных взрывом скальных включений, составляет 350-400 мм, для циклично-поточной схемы – 700-800 мм. Для схемы ЦТГ и ПЦТГ влияние степени дробления на эффективность применения менее выражено. Это объясняется тем, что выемка крепких пропластков в этих схемах производится экскаваторами циклического действия.

Область рационального применения технологических схем зависит от мощности  $m$  скальных включений и относительной площади  $S_0$  их распростране-

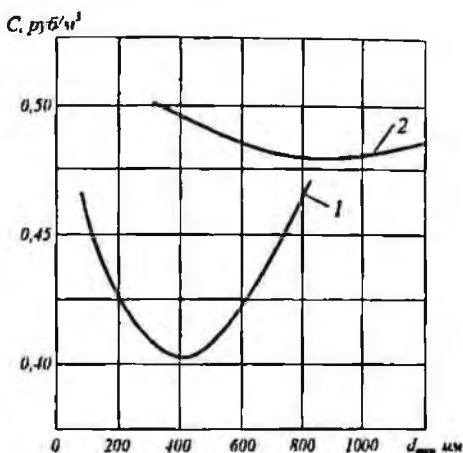


Рис. 91. График зависимости суммарных затрат от максимального диаметра негабаритных кусков  $d_{max}$  при поточной (1) и циклично-поточной (2) технологии

ния, определяемой как отношение площади участков со скальными включениями ко всей площади обрабатываемого карьерного поля.

Таблица 37

**Экономико-математические модели себестоимости разработки  
разнопрочных пород с крепкими пропластками,  
подготовленных методом МДВП БВР**

Циклическая технология (ЦТ)	$C=0.1595+0.0002m-0.0003S_p+0.1361L_r-0.0087Q_2+0.066mS_p$	(5.7)
Поточная технология (ПТ)	$C=0.3625-0.0042m-0.021S_p+0.2711L_r-0.0492Q_2+0.22mS_p+0.0016mL_r-0.0016mQ_2+0.008S_pL_r-0.008Q_2S_p-0.0433L_rQ_2$	(5.8)
Циклично-поточная технология (ЦПТ)	$C=0.1964+0.058m+0.293S_p+0.1508L_r-0.0042Q_2+0.05mS_p-0.0068mL_r-0.0068mQ_2-0.034S_pL_r-0.034S_pQ_2-0.0147L_rQ_2$	(5.9)
Поточно-циклично-поточная технология (ПЦПТ)	$C=0.37+0.0002m+0.004S_p+0.1236L_r-0.0306Q_2+0.118mS_p-0.0113L_rQ_2$	(5.10)



Рис. 92. Рациональные области применения поточных технологических схем

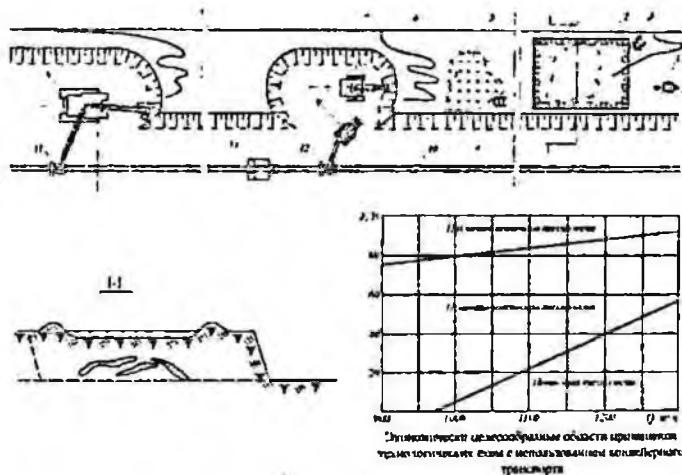
Выполненный комплекс опытно-промышленных исследований, разработка и внедрение методов и способов управления взрывным разрушением разнопрочных горных пород позволили разработать экономико-математические модели приведенных затрат и себестоимости разработки разнопрочных пород с крепкими пропластками, подготовленных методов МДВП БВР для различных технологических схем (табл. 37).

Использование моделей позволило обоснованно определить рациональные области (рис. 92) применения поточных технологических схем в зависимости от мощности и площади распространения скальных включений при оптимальной степени их дробления взрывом.

## 5.2. Создание нового способа открытой разработки разнопрочных пород с крепкими пропластками

Создание и внедрение новых методов взрывных работ для управления и интенсификации разрушения разнопрочных горных пород с крепкими включениями послужило основанием для разработки новой комплексной поточно-циклично-поточной технологии (ПЦПТ) разработки сложно-структурных пла-

стовых месторождений [156,157]. Организационная структура и принципиальная схема ПЦПТ состоит в следующем (рис. 93). Предварительно оконтуренные в плане твердые включения разрушаются буровзрывным способом до получения таких кусков, которые можно грузить одноковшовым экскаватором в приемный бункер самоходного грохота или грохотильно-дробильного агрегата с последующим транспортированием раздробленных скальных пород ленточными конвейерами. Участки, свободные от твердых включений, обрабатываются роторным экскаватором, передвигающимся вслед за одноковшовым экскаватором и производящим погрузку горной массы на тот же ленточный конвейер (рис. 93).



**Рис. 93.** Структурная схема поточно-циклично-поточного способа разработки разнопрочных пород со скальными пропластками: 1 – самоходный агрегат для опережающего определения глубины залегания и мощности твердых пропластков; 2 – «кварт» для замачивания песков и твердых пропластков; 3 – бульдозер; 4 – буровой станок; 5 – разбуренный участок вскрышного уступа со скальными пропластками; 6 – трубопровод со шлангами; 7 – одноковшовый экскаватор; 8 – роторный экскаватор; 9 – самоходный дробильный или грохотильный агрегат; 10 – ленточный конвейер; 11 – бункер-перегрузчик роторного экскаватора; 12 – бункер-перегрузчик одноковшового экскаватора; 13 – приводная станция забойного ленточного конвейера

Перед началом буровых работ выполняется поиск твердых пропластков методом радионитроскопии с использованием специальной аппаратуры и комплекса антенн, установленных на самоходном агрегате. Посредством радионит-

троскольного профилирования определяются только границы распространения скальных пропластков по площади в пределах уступа высотой 20-25 м.

В пределах оконтуренных участков с пропластками бульдозером (3) подготавливаются «карты» (2) глубиной 0.5-1.0 м или бурятся скважины на всю глубину уступа, в которые по трубопроводу (6) шлангами (5) подается вода с добавлением различных поверхностно-активных компонентов. Естественная влажность песчаных пород с 5-6% повышается до 20-25%. Предварительное увлажнение взрываемых уступов обеспечивает выравнивание (более чем в 3 раза) различие акустических жесткостей разнопрочного массива и, как следствие, повышение доли энергии взрыва, расходуемой на дробление твердых пропластков.

Вторым важным следствием предварительного увлажнения взрываемых уступов является снижение прочности пропластков. Прочность пропластков снижается в среднем на 15-20% на 10-12-й день увлажнения, что способствует улучшению дробления скальных пропластков. Увлажнение снижает также крепость записованных и засоленных участков, что облегчает их выемку роторным экскаватором, повышает его производительность, уменьшается просыпание породы сквозь цепные днища ковшей. Наконец, предварительное увлажнение уступов является эффективным средством борьбы с пылью, так как резко снижает концентрацию силикозоопасной пыли в карьере, что имеет важное значение в улучшении условий труда и эксплуатации горно-транспортного оборудования [157].

Спустя 15-20 суток после замачивания (увлажнения) буровым станком (4) бурят взрывные скважины (5) по квадратной сетке 24×24 м с определением в процессе бурения параметров расположения пропластков ( $n$ ,  $m$ ,  $h$ ,  $f$ ) прибором энергоемкости бурения ПЭБ. Этот прибор, установленный непосредственно на станке, регистрирует мощность и глубину залегания пропластков по энергоемкости бурения с точностью до 10 см. По полученной предварительной информации для каждого квадрата сетки в соответствии с МДВП БВР по средней мощности пропластка выбираются параметры сетки скважин, которые корректируются по мере поступления дополнительной информации при бурении взрывных скважин. Для выбора постоянной величины расстояния между рядами скважин проводят статистический анализ геологических разрезов обуриваемого блока. По величине вероятности встречи пропластков средневзвешенной мощности находят по формулам МДВП БВР или по номограмме (см. рис. 53) расстояние между рядами

скважин. Расстояние между скважинами в ряду уточняется по данным каждой пробуренной предыдущей взрывной скважины.

По окончании бурения очередной скважины машинист бурстанка снимает показания счетчика прибора энергосемкости бурения и определяет мощность пропластка по простому выражению  $m=0.1(n_2-n_1)$ , м, где  $n_2$  – показания счетчика после бурения скважины;  $n_1$  – то же, до бурения; 0.1 м – цена деления последнего разряда счетчика. Шаг переезда станка до следующей скважины определяется в зависимости от мощности пропластка  $m$  по таблице, висящей в кабине машиниста рядом со счетчиком (табл. 38).

Таблица 38

Значения расстояний между скважинами

Мощность пропластка, м	Расстояние между скважинами в ряду, м
0.0-0.1	10.0
0.3-0.4	9.0
0.5-0.6	8.0
0.7-0.8	7.0
0.9-1.0	6.5
1.1-1.4	6.0
1.5-2.0	5.5
Более 2.0	5.0

Разработанная технология качественной подготовки разнопрочного массива позволяет дифференцировать параметры сетки скважин в зависимости от мощности и прочности пропластков, зафиксированных в процессе их бурения, и получать необходимую степень дробления пропластков.

По фронту уступа впереди роторного экскаватора (8) устанавливается одноковшовый экскаватор (7) с самоходным или передвижным грохотильным или грохотильно-дробильным агрегатом (9). Одноковшовый экскаватор (7) разрабатывает участки уступа, содержащие раздробленные взрывом пропластки. Вскрышные породы, поступающие через бункер-перегрузочник (12), транспортируются ленточным конвейером (10) с приводной станцией (13). Роторный экскаватор движется вслед за одноковшовым и разрабатывает только рыхлые породы, свободные от твердых включений, с погрузкой их через бункер-перегрузочник (11) на тот же ленточный конвейер (10). Направление движения обоих экскаваторов согласуется с направлением транспортирования горной массы забойным конвейером, что обеспечивает расположение скальных кусков на «подушке» мягких вскрышных пород, разрабатываемых роторным экскаватором.



Для предотвращения перегрузки конвейсеров при совместной работе экскаваторов (7) и (8) была разработана система автоматического регулирования производительности роторного экскаватора (8) в зависимости от производительности головной забойной машины — одноковшового экскаватора (7) [158]. За счет этого повышается надежность работы двух экскаваторов на один общий конвейер и обеспечивается стабилизация грузопотока и всей технологической схемы ПЦПТ.

При такой технологической схеме эффективность использования вскрышного оборудования в значительной мере определяется выбором направления заходки, которое влияет на объем твердых включений в ней и изменяет соотношение объемов горной массы, обрабатываемых роторным и одноковшовым экскаваторами. Оптимальным положением фронта горных работ при совместной работе роторного и одноковшового экскаваторов является такое, при котором на рассматриваемом участке карьерного поля функция эксплуатационных затрат достигает минимума.

При совместной работе роторного и одноковшового экскаваторов на общий забойный конвейер необходимо четкое планирование и организация буровзрывных и горных работ с тем, чтобы не допускалось простоев одного из экскаваторов при обработке очередной заходки. Такое планирование базировалось на опережающей разведке залегания скальных пропластков и распределении объемов между экскаваторами таким образом, чтобы обеспечить одновременное окончание отработки заходки обоими экскаваторами. Разработанная технологическая схема ПЦПТ, предусматривающая совместную работу двух разнотипных экскаваторов на общий забойный конвейер позволяет в 1,4-1,5 раза повысить производительность труда и на 20-30% снизить себестоимость разработки разнопрочных горных пород.

На рис. 93 представлены целесообразные области применения технологической схемы ПЦПТ в сравнении со схемами ЦПТ и ПТ при изменении площадного распространения ( $F$ ) крепких пропластков и различной производительности ( $Q_2$ ) роторного экскаватора по вмещающим породам. Анализ показывает, что применение ПТ целесообразно при производительности роторного экскаватора по вмещающим породам свыше  $970 \text{ м}^3/\text{ч}$ . С увеличением производительности роторного экскаватора область применения ПТ расширяется. Так, при производительности  $1300 \text{ м}^3/\text{ч}$  поточную технологию целесообразно применять даже

при 50%-ной засоренности карьерного поля пропластками. Следует отметить, что такая производительность может быть достигнута только при разработке верхних уступов, сложенных песчаноглинистыми породами. При разработке нижележащих уступов, содержащих плотные глины и мергели, область применения ПТ существенно сужается. Наибольшую экономически целесообразную область применения во всем диапазоне производительности экскаватора при разработке разнопрочных пород занимает ПТЦП с опережающей выемкой крепких пропластков одноковшовым экскаватором. При этом в некоторых случаях (большая площадь распространения пропластков при их незначительной мощности) целесообразным является и выемка пропластков непосредственно роторным экскаватором. Схема ЦПТ оказывается экономически целесообразной лишь при значительном площадном распространении пропластков.

### 5.3. Оптимизация технологических схем открытой разработки пластового месторождения фосфоритов на участке Ташкура

В соответствии с программой промышленного освоения месторождения фосфоритов предусмотрено увеличение годовой производительности фосфоритового карьера по руде не менее 3,6 млн. т (1,8 млн. м<sup>3</sup>). При этом участок Ташкура месторождения принят в качестве первоочередного к промышленной эксплуатации. Это решение потребовало построения новых контуров карьера, расчетов запасов руды, объемов внешней и внутренней вскрышки, горной массы в целом (рис. 94), что явилось основой формирования технологических схем разработки карьера. Разработка участка предусматривается девятью карьерными полями, вводимыми в работу по мере их отработки. В первую очередь отработываются карьерные поля №№1, 2 и 3, так как в этой части месторождения наиболее благоприятные условия с точки зрения наименьших объемов вскрышных пород, здесь также сосредоточено 47% запасов участка Ташкура.

Оценка выполненных проектных решений, научных исследований [159-165] расчетов объемов вскрышки, запасов руды как контурах единого карьера, объединяющего участки №№1-9, так и по отдельным участкам (табл. на рис. 94), что для обеспечения заданной производительности при малой мощности фосфоластов необходимо иметь высокую скорость подвигания фронта добычных работ - 350-500 м/год. Это дало основание утверждать, что при годовой производительности единого карьера 3,6 млн. т руды и более разработку месторождения

на участке Ташкура целесообразно вести, как минимум, двумя самостоятельными карьерами с применением выемочно-погрузочного оборудования большой елищичной мощности, при этом производительность каждого из карьеров составляет 1.8 млн. т руды в год (0.9 млн. м<sup>3</sup>).

Вскрышные породы карьера, объединяющего карьерные поля №№1, 2 и 3 условно разделены на внешнюю и внутреннюю вскрыши. Породы внешней вскрыши, средняя мощность — 15-20 м, коэффициент вскрыши — 10,2 м<sup>3</sup>/т, располагаются над первым фосфопластом. Породы внутренней вскрыши (междупластье) располагаются между первым и вторым фосфопластом, средняя мощность внутренней вскрыши — 10.2 м (см. рис. 7).

Компьютерный геометрический анализ карьерных полей, представленный изогипсами мощности внешней и внутренней вскрыши, кровли и почвы фосфопластов [166], показал, что мощность вскрыши над первым фосфопластом весьма неравномерна; годовые колебания которой достигают значений от 8 до 14,7 млн. м<sup>3</sup> при резком изменении высоты уступа, достигающей 28 м с наиболее часто встречающимися значениями 10-16 м. Мощность пород междупластья более стабильна и выдержана. Построение изогипс кровли фосфопластов показало, что их залегание — близко к горизонтальному. Это делает предпочтительным использование бестранспортных схем разработки вскрышных пород.

Преобладание больших объемов слабых вскрышных пород и практически горизонтальное залегание фосфопластов явились предпосылкой для рассмотрения возможности применения поточных технологических схем с использованием роторных экскаваторов и конвейерного транспорта для их разработки. В связи с этим предложен вариант применения техники непрерывного действия при отработке смежных карьерных полей №№1, 2 и 3, так как горные работы в этом случае могут быть обеспечены сравнительно постоянным и достаточным для эксплуатации роторных комплексов фронтом работ длиной 2-3 км с суммарным временем отработки запасов руды 18-22 года, что соответствует сроку службы оборудования до полной амортизации. Другие карьерные поля (№№4-9) имеют запасы руды со сроком отработки от 1.5 до 4.5 лет (при годовой производительности 1.8 млн. т руды), неравномерные и невыдержанные в плане размеры, что затрудняет эффективное использование оборудование непрерывного действия и делает более перспективным применение в этих условиях техники циклического действия (табл. 39).

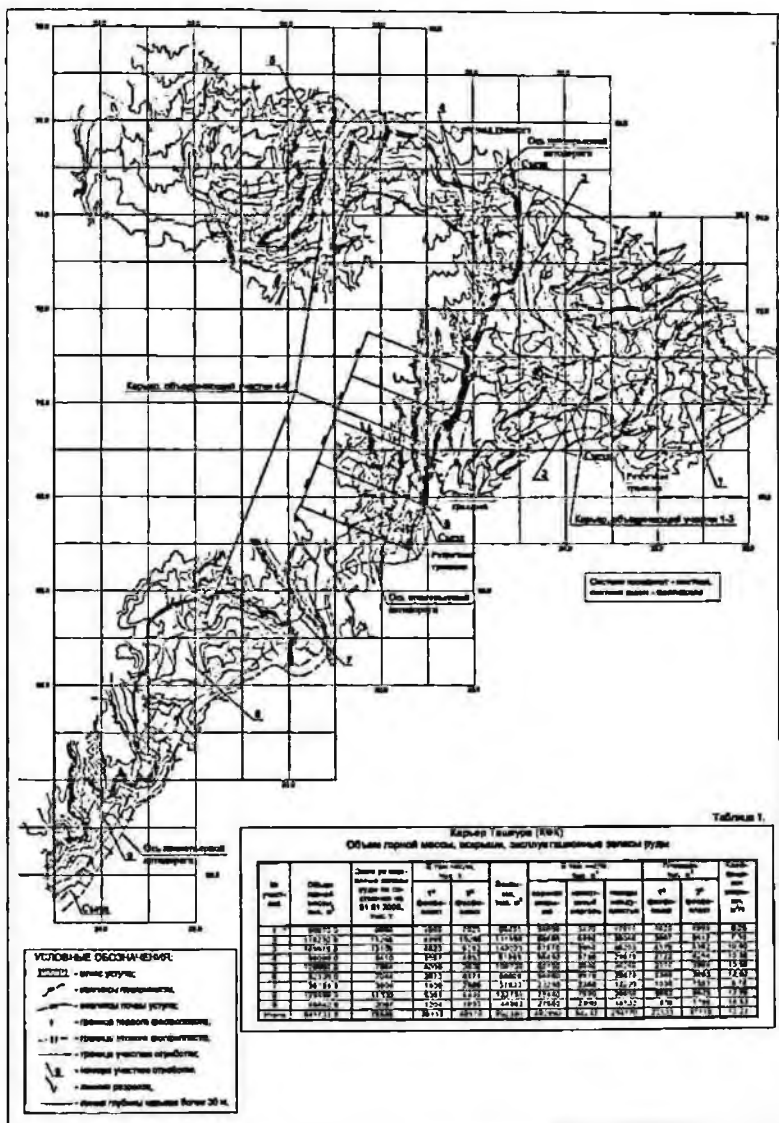


Таблица 39

Технологическая характеристика карьерных полей 1-9 при разработке двумя участками с производительностью каждого 1.8 млн. т руды в год

Номер карьерного поля	Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	Время отработки запасов, годы	Среднегодовая производительность по вскрыше, млн. м <sup>3</sup> /год		Примечание
			вскрыша над первым пластом	вскрыша междупластья	
1	8884	4.94	7.6	3.63	Смежные карьерные поля
2	15265	8.48	8.9	4.25	
3	13105	7.28	13.3	6.35	
4	8410	4.67	13.32	6.35	Вытянутые с весьма неправильной формой в плане
5	7644	4.25	16.9	8.06	
6	7044	3.91	15.38	7.33	
7	3909	2.17	11.8	5.63	
8	11330	6.23	13.34	6.37	
9	3097	1.72	17.7	8.45	

а



б



Рис. 95. Разработка фосфопластов: а - фрезерным комбайном «Вирттен-2100», б - фрезерным комбайном «МТS-250», фирма «Ман-Такраф» (бульдозерная зачистка пласта, комбайновая разработка фосфопласта, отработка пород междупластья ЭКГ-10 с автосамосвалами)

Добычные работы предложено производить по поточной технологии фрезерными комбайнами (рис. 95), опыт эксплуатации которых показал их эффективность при послонной выемке тонких рудных фосфоластов 15-см уступа. Геофизической службой предприятия установлено, что при средней мощности фосфоластов 0.5-0.75 м среднестатистические мощности слоев разных тектонических типов и сортов руд внутри фосфоластов кратны  $15 \pm 5$  см. Поэтому для послонной отработки пластов принят подуступ мощностью 15 см.

На примере карьера, объединяющего карьерные поля №№1,2 и 3, выполнена технико-экономическая оценка различных сочетаний поточной и циклической технологий разработки вскрышных пород [159,160]. Сравнительные расчеты выполнены при условии разработки вскрышных уступов на полную высоту и максимальной годовой производительности: по руде — 1,8 млн. т, внешней вскрыше — 10,75 млн. м<sup>3</sup>, внутренней вскрыше — 6,2 млн. м<sup>3</sup>. Наименьшие приведенные затраты характеризуют технологические схемы с разработкой внешней вскрыши компактным роторным экскаватором с консольным отвалообразователем и разработкой междуластья по бестранспортной технологии с применением драглайна типа ЭШ-25.90 или бульдозеров-рыхлителей. Однако такие технологии разработки пород междуластья с перевалкой пород в выработанное пространство в условиях отработки двух фосфоластов, укладки мергелистых пород в основание внутреннего отвала и обеспечения необходимых объемов вскрытых запасов представляют собой весьма сложные варианты. На основании выполненного технико-экономического анализа и с учетом того, что часть горнотранспортного оборудования приобретена и эксплуатируется (гидравлические экскаваторы CAT-5130B, автосамосвалы CAT-777 и др.), для разработки вскрышных пород была рекомендована технологическая схема: внешняя вскрыша обрабатывается по поточной технологии компактным роторным экскаватором SRs-1000.20/1.0 с отвалообразователем при длине разгрузочной консоли  $l=140$  м (все оборудование фирмы «Мал Такраф»), внутренняя вскрыша — циклическими экскаваторами с автосамосвалами.

При этом отмечалось, что эффективность поточной технологии обуславливается наличием достоверной информации о прочностных свойствах пород внешней вскрыши, в первую очередь — о местонахождении, размерах и прочностных свойствах крепких включений. В связи с этим проведены дополнительные уточняющие изыскания по оценке физико-механических свойств пород как

внешней, так и внутренней вскрыши. В результате вскрышные породы фосфоритового карьера на участке Ташкура могут быть представлены схематичным геологическим разрезом (рис. 96), характеризующим технологическую модель разрабатываемых уступов внешней и внутренней вскрыши.



Порядковый номер породы	Крепость по Протяженности, МПа
1 Суглики и сугликистые гравелиты (средняя мощность — 1,2 м)	$f \approx 2, 30 \text{ МПа}$
2 Гравелиты плотные загипсованные части с известнистым цементом (средняя мощность — 3,2 м)	$f > 4, 40 \text{ МПа}$
3 Глина известнистая (мощность от 0 до 20 м)	$f 2-4, 20-40 \text{ МПа}$
4 Мергель глинистый (средняя мощность — 2 м)	$f 2-4, 20-40 \text{ МПа}$
5 Фосфоолит с прожилками мергеля (мощность — 0,5-0,6 м)	$f 3-4, 30-40 \text{ МПа}$
6 Мергель глинистый (средняя мощность — 10,2 м)	$f 2-5, 20-40 \text{ МПа}$ , 2 м провалов $> 50 \text{ МПа}$
7 Фосфоолит (мощность — 0,6-0,9 м)	$f 2-4, 20-40 \text{ МПа}$
8 Мергель известнистый плотный, известняк жесткий	$f 3-4, 30-40 \text{ МПа}$
9 Пегматитовый отвал	$f 2-4, 20-40 \text{ МПа}$

Рис. 96. Схематичный геологический разрез, характеризующий технологическую модель разрабатываемых пород внешней и внутренней вскрыши

В разнопрочных породах внешней вскрыши карьерных полей №№1, 2 и 3 выделен слой гравелитов в объеме 18,6%, из которых не менее трети относится к крепким разновидностям на известковистом цементе с пределом прочности до 40-50 МПа, а остальные 65-70% — на загипсованном глинистом цементе. Непосредственно над первым фосфоолитом залегают слои мергеля с пределом прочности на сжатие до 50 МПа, средней мощностью 2 м.

Породы внутренней вскрыши (междуластью) представлены плотными глинами и полускальными мергелями с  $f \geq 2+5$ .

Применение в таких условиях роторных экскаваторов без специальной технологии БВР, даже с повышенным усилием копания, становится менее эф-

фективным и проблематичным. Опыт разработки роторными экскаваторами месторождения Учкудук, имевшего аналогичные состав и строение вскрышных пород, показал, что для разработки пород с пределом прочности на сжатие  $\geq 22$  МПа требуется усилие копания 1.3-1.4 МПа. Такие усилия создавались за счет уменьшения толщины срезаемой стружки при заметном (до 40%) снижении производительности роторных экскаваторов. Кроме того, при разработке разнопрочных пород в одном забое требуемое усилие копания отличается от средних значений на величину  $\pm 30-40\%$ , что приводит к повышенным динамическим нагрузкам на металлоконструкции экскаватора.

С учетом уточненного геологического строения вскрышных пород и исходя из опыта разработки роторными экскаваторами аналогичных по составу и строению разнопрочных пород месторождений Учкудук и Меловое были внесены соответствующие изменения в структурную схему поточной технологии разработки разнопрочных вскрышных пород на участке Ташкура. Предложено для разработки полускальных и скальных гравелитов в верхней толще уступа внешней вскрыши выделить самостоятельный уступ, разрабатываемый с применением БВР по циклической технологии. Глинистый мергель средней мощностью 2 м над первым фосфопластом обрабатывается с использованием бульдозеров-рыхлителей, с отгрузкой породы колесным погрузчиком в автосамосвалы. Слой вскрышных пород средней мощностью 14 м и более, свободный от крепких включений, обрабатывается роторным комплексом.

Прослой гравелитов внешней вскрыши и мергели междупластья (внутренняя вскрыша) обрабатываются с применением технологии БВР по методу МДВП БВР, предусматривающего дифференцированное проектирование её параметров в зависимости от мощности крепких включений и обеспечивающего минимальный выход негабаритных фракций (табл. 40) [146]. В качестве ВВ используется простейшее эмульсионное ВВ «Нобелан 2080».

С учетом предложенных технологических решений выполнены сравнительные технико-экономические расчеты годовых приведенных затрат с учетом динамики изменения объемов вскрышных работ в течение всего срока отработки участка Ташкура, объединяющего карьерные поля №№1, 2 и 3 (табл. 41), для двух вариантов характерных технологических схем:

- технологическая схема разработки вскрышных пород внешней и внутренней вскрыши по поточной технологии (роторные экскаваторы с отвалообразователями), представлена на рис. 97,а;



- технологическая схема разработки вскрышных пород внешней и внутренней вскрыши по циклической технологии (гидравлические экскаваторы с большегрузными автосамосвалами), представлена на рис. 97,б.

Таблица 40

Параметры БВР для взрывного рыхления пород внешней и внутренней вскрыши

Высота взрываемого уступа, м	Плотность взрывчат. т/м <sup>3</sup>	Диаметр скважины, мм	Вместимость 1 п.м. скважины, кг/п.м.	Длина скважины, м	Длина перебура, м	Длина забойки, м	Длина заряда, м	Масса заряда в скважине, кг	Длина сопротивлений по подожке, м	Расстояние, м		Взрываемый объем на одну скважину, м <sup>3</sup>	Удельный расход взрывчатого вещества, кг/м <sup>3</sup>
										Между скважинами в ряду	Между рядами скважин		
Параметры скважинных зарядов для рыхления гравелитов, высота взрываемого уступа $H_1=5$ м													
5	1.25	160	25	5.5	0.5	2.5	3.0	75	4.3	4.5	4.5	101	0.74
5	1.25	172	29	5.5	0.5	2.5	3.0	87	5.0	5.0	5.0	125	0.70
Параметры скважинных зарядов для рыхления пород междульства, высота взрываемого уступа $H_2=9.7$ м													
9.7	1.25	216	46	9.7	-	3.5	6.2	285	6.5	6.5	6.5	410	0.70
9.7	1.25	250	61	9.7	-	3.5	6.2	378	7.5	7.5	7.5	546	0.69

Таблица 41

Динамика изменения объемов вскрышных пород в течение всего срока отработки участка Ташкура (карьерные поля №№1, 2 и 3)

Годы																				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
Годовая производительность карьера по руде, млн. т																				
1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8
Годовая производительность карьера по вскрышке по поточной технологии, млн. м <sup>3</sup>																				
11.0	11.2	11.2	11.1	11.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	16.2	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6
в том числе по поточной технологии, млн. м <sup>3</sup>																				
5.9	6.0	6.0	6.0	6.0	8.9	8.9	8.9	8.9	8.9	8.9	8.9	8.9	11.5	15.1	15.1	15.1	15.1	15.1	15.1	15.1
в том числе по циклической технологии, млн. м <sup>3</sup>																				
5.1	5.2	5.2	5.1	5.1	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.3	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5
Годовая производительность карьера по вскрышке по циклической технологии, млн. м <sup>3</sup>																				
11.0	11.1	11.1	11.1	11.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	13.1	16.2	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6	19.6

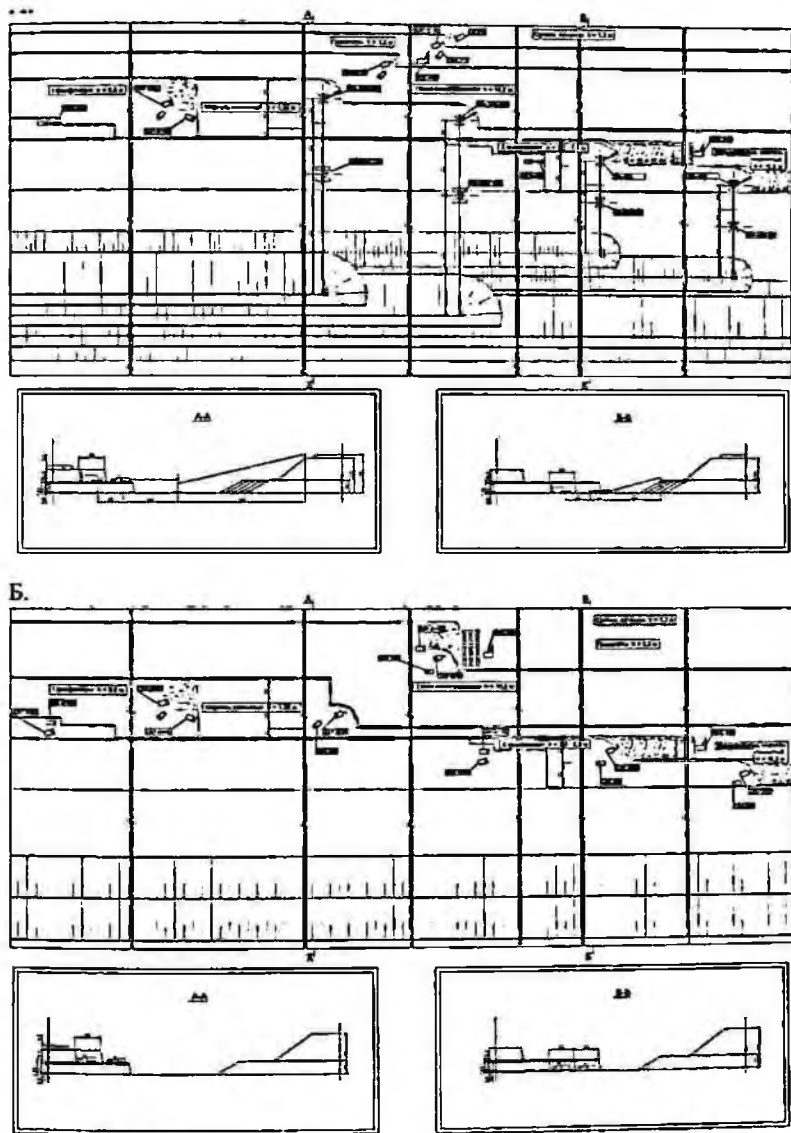


Рис. 97. Технологические схемы разработки вскрышных пород: А – поточная технология; Б – циклическая технология

Как показали сравнительные расчеты, выделение гравелитового слоя в верхней части уступа внешней вскрыши и слоя мергелей над первым фосфопластом в самостоятельные подступы, существенно уменьшили объем пород, предназначенных к отработке роторным экскаватором. Как видно из табл. 41, загрузка роторного комплекса на внешней вскрыше при его годовой проектной производительности 10 млн. м<sup>3</sup> и полном сроке отработки участков №№1, 2 и 3 в 21 год составляет: 1-5-й годы – 24%, 6-14-й годы – 46%, 15-21-й годы – 87%. Загрузка роторного экскаватора на отработку пород междупластья составляет 45-90%. Анализ стоимостных показателей показывает, что поточная технология становится конкурентоспособной только на 15-й год эксплуатации карьера, приведенные затраты на этот период составляют 15.2 млн. долл. против 17.2 млн. долл. при циклической технологии разработки (рис. 98).

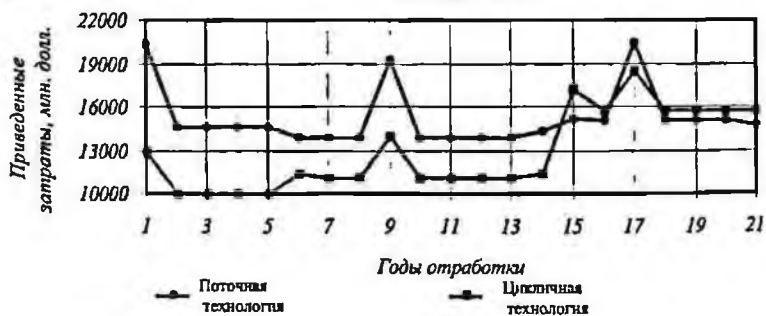


Рис. 98. Изменение приведенных затрат по годам отработки

Предложенная технологическая схема разработки является сложной, характеризуется жесткой зависимостью системы «роторный экскаватор – отвалообразователь» от расстояния между забоем и отвалом, взаиморасположением роторных комплексов на отработке внешней и внутренней вскрыши, согласованием производительности и параметров оборудования, особенно размеров разгрузочных консолей отвалообразователей. Следует также отметить, что в случае применения поточной технологии не исключается частичное использование циклического оборудования для отработки «карманов» и «заливов» в краевых частях карьерных полей №№1, 2 и 3.

С учетом изложенных горнякотехнических условий конкурентоспособной стала циклическая технология разработки вскрышных пород внешней и внутрен-

ней вскрыши по схеме «гидравлический экскаватор с ковшом емкостью 17 м<sup>3</sup> – автосамосвал грузоподъемностью 136 т. Гравелиты внешней вскрыши и внутренние вскрыши обрабатываются с применением БВР. Мергель глинистый над первым фосфопластом обрабатывается с использованием бульдозеро-рыхлителей CAT-D10N с погрузкой породы колесным погрузчиком CAT-992G в автосамосвалы CAT-777 грузоподъемностью 90 т. Породы внешней и внутренней вскрыши транспортируются во внутренний отвал.

Результаты технико-экономических расчетов, выполненные с учетом динамики развития горных работ в карьере по годам и за весь срок его отработки показывают, что цикличная технология разработки вскрышных пород является более эффективной (табл. 42).

Таблица 42

**Сопоставление эффективности технологических схем**

Показатель	Поточная технология	Цикличная технология
Капитальные вложения, млн. долл. / %	165 57 / 100	105.33 / 63 6
Эксплуатационные затраты, млн. долл. / %	303.48 / 100	260.02 / 85 7
Приведенные затраты, млн. долл. / %	320 03 / 100	270.56 / 84 5

В условиях неравномерного распределения объемов вскрышных пород по годам эксплуатации, представляется целесообразным горнотранспортное оборудование приобретать не сразу, а по мере увеличения объемов разработки вскрышных пород. С учетом этого первоначальные капитальные вложения при цикличной технологии составят 28.4 млн. долл., в то время как при поточной технологии аналогичные капитальные вложения составляют 57.4 млн. долл. Сравнительные экономические расчеты по основным процессам технологического потока (табл. 42) показывают, что в случае применения цикличной технологии суммарные капитальные затраты ниже на 36%, эксплуатационные затраты – на 14%, приведенные затраты – на 15.5 %.

Цикличная технология разработки вскрышных пород позволяет, изменяя количество горнотранспортного оборудования, оперативно регулировать производительность карьера, форсировать отработку отдельных участков и направлений. Появляется также возможность создания больших вскрытых запасов руды, что обеспечивает хорошие условия для селективной разработки маломощных фосфопластов.

Изложенные результаты аналитических исследований и предлагаемые технологические решения положены в основу проектных решений по технологии разработки разнопрочных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

#### 5.4. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки разнопрочных вскрышных пород фосфоритового карьера

В технической литературе имеются многочисленные публикации о результатах экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ по оценке производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов типа SM (KSM, MTS, Wirtgen и др.). Как правило, предлагаемые методы расчета производительности не позволяют получить результат, адекватный промышленным данным, особенно для машин с высокими усилиями копания (резания). Следует отметить, что доминирующей идеей при создании машин типа SM была концепция высокопроизводительной, непрерывной и избирательной (селективной при горизонтальном залегании) отработки крепких — с пределом прочности на сжатие до 80–100 МПа литологических разностей.

На основе обобщения теоретических работ и экспериментальных исследований в этой области предлагается метод расчета технической производительности, которая в большой степени зависит от прочности разрабатываемых пород.

Производительность роторных экскаваторов зависит от ряда факторов, среди которых: прочность горных пород и другие физико-механические свойства; режимы резания: скорость резания, толщина, ширина стружки; параметры забоя; условия работы в технологической схеме.

По степени влияния перечисленных факторов различают следующие значения производительности:

Теоретическая производительность —  $Q$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), максимальная производительность в рыхлой массе, определяемая через расчетную вместимость ковша  $q$  и число разгрузок  $n$  в минуту:

$$Q=60q \cdot n \quad (5.11)$$

Техническая производительность —  $Q_n$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется с учетом физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Забойная производительность —  $Q_2$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется в зависимости от размеров и способа отработки забоя через  $Q_m$  и ряд коэффициентов

$$Q_2 = Q_m \cdot K_2 \cdot K_{np} \cdot K_{km} \cdot K_c \cdot K_y, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.12)$$

где  $K_2$  — коэффициент влияния забоя при горизонтальных и вертикальных стружках (колеблется от 0,84 до 0,77);  $K_{np}$  — коэффициент потерь экскавируемой породы — 0,93-0,97;  $K_{km}$  — коэффициент влияния настройки разгрузочной консоли, учитывающей время  $T_n$ , необходимое для совмещения разгрузочных и приемных устройств, а также шаг «В» (подвигание забоя экскаватора) и частоту подвигания экскаватора на забой;  $A$  — ширина заходки;  $H$  — высота уступа.

$$K_{km} = \frac{1}{1 - \frac{T_n \cdot Q_m \cdot K_2 \cdot K_{np}}{60 \cdot H \cdot A \cdot B}} \quad (5.13)$$

где  $K_y$  — коэффициент влияния качества управления — 0,92-0,96;  $K_c$  — коэффициент совмещения работы экскаватора с забойным транспортом, при непрерывном транспорте  $K_c=1$ .

Эксплуатационная производительность —  $Q_3$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), средняя часовая выработка экскаватора за рассматриваемый период времени  $T_k$

$$Q_3 = Q_2 \cdot \frac{T_k - T_{np}}{T_k} \quad (5.14)$$

где  $T_{np}$  — время простоев в технологических ремонтах, по организационным причинам и прочее.

Наиболее сложной задачей является определение технической производительности.

Зная пределы прочности породы по данным испытаний на образцах  $\sigma_{cm}$  и  $\sigma_p$ , можно вычислить сцепление в куске  $C_k$  и угол внутреннего трения  $\varphi$ . Приняв описание огибающей кругов Мора параболой, для плотных пород можно получить следующие зависимости [167]:

$$C_k = B \cdot \sigma_p \quad (5.15)$$

$$\varphi = 2 \cdot [\arctg(B+2)/2 - 45^\circ]$$

где коэффициент пропорциональности  $B$  вычисляется как

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_p} + 1} - 1 \quad (5.16)$$

Следует отметить, что по данным экспериментальных работ в промыс-

Изложенные результаты аналитических исследований и предлагаемые технологические решения положены в основу проектных решений по технологии разработки разнопрочных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

#### 5.4. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки разнопрочных вскрышных пород фосфоритового карьера

В технической литературе имеются многочисленные публикации о результатах экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ по оценке производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов типа SM (KSM, MTS, Wirtgen и др.). Как правило, предлагаемые методы расчета производительности не позволяют получить результат, адекватный промышленным данным, особенно для машин с высокими усилиями копания (резания). Следует отметить, что доминирующей идеей при создании машин типа SM была концепция высокопроизводительной, непрерывной и избирательной (селективной при горизонтальном залегании) отработки крепких — с пределом прочности на сжатие до 80-100 МПа литологических разностей.

На основе обобщения теоретических работ и экспериментальных исследований в этой области предлагается метод расчета технической производительности, которая в большой степени зависит от прочности разрабатываемых пород.

Производительность роторных экскаваторов зависит от ряда факторов, среди которых: прочность горных пород и другие физико-механические свойства; режимы резания: скорость резания, толщина, ширина стружки; параметры забоя; условия работы в технологической схеме.

По степени влияния перечисленных факторов различают следующие значения производительности:

Теоретическая производительность —  $Q$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), максимальная производительность в рыхлой массе, определяемая через расчетную вместимость ковша  $q$  и число разгрузок  $n$  в минуту:

$$Q=60 \cdot q \cdot n \quad (5.11)$$

Техническая производительность —  $Q_m$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется с учетом физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Забойная производительность —  $Q_z$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется в зависимости от размеров и способа отработки забоя через  $Q_m$  и ряд коэффициентов

$$Q_z = Q_m \cdot K_r \cdot K_{np} \cdot K_{km} \cdot K_c \cdot K_p, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.12)$$

где  $K_r$  — коэффициент влияния забоя при горизонтальных и вертикальных стружках (колеблется от 0,84 до 0,77);  $K_{np}$  — коэффициент потерь экскавируемой породы — 0,93–0,97;  $K_{km}$  — коэффициент влияния настройки разгрузочной ковша, учитывающей время  $T_n$ , необходимое для совмещения разгрузочных и приемных устройств, а также шаг «В» (подвигание забоя экскаватора) и частоту подвигания экскаватора на забой;  $A$  — ширина заходки;  $H$  — высота уступа.

$$K_{km} = \frac{1}{1 - \frac{T_n \cdot Q_r \cdot K_r \cdot K_{np}}{60 \cdot H \cdot A \cdot B}} \quad (5.13)$$

где  $K_p$  — коэффициент влияния качества управления — 0,92–0,96;  $K_c$  — коэффициент совмещения работы экскаватора с забойным транспортом, при непрерывном транспорте  $K_c = 1$ .

Эксплуатационная производительность —  $Q_s$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), средняя часовая выработка экскаватора за рассматриваемый период времени  $T_s$

$$Q_s = Q_z \cdot \frac{T_z - T_{np}}{T_s} \quad (5.14)$$

где  $T_{np}$  — время простоев в технологических ремонтах, по организационным причинам и прочее.

Наиболее сложной задачей является определение технической производительности.

Зная пределы прочности породы по данным испытаний на образцах  $\sigma_{сж}$  и  $\sigma_r$ , можно вычислить сцепление в куске  $C_k$  и угол внутреннего трения  $\varphi$ . Приняв описание огибающей кругов Мора параболой, для плотных пород можно получить следующие зависимости [167]:

$$C_k = B \cdot \sigma_r \quad (5.15)$$

$$\varphi = 2 \cdot [\arctg(B+2)/2 - 45^\circ]$$

где коэффициент пропорциональности  $B$  вычисляется как

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_r} + 1} - 1. \quad (5.16)$$

Следует отметить, что по данным экспериментальных работ в промыш-



Изложенные результаты аналитических исследований и предлагаемые технологические решения положены в основу проектных решений по технологии разработки разнопрочных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

#### **5.4. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки разнопрочных вскрышных пород фосфоритового карьера**

В технической литературе имеются многочисленные публикации о результатах экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ по оценке производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов типа SM (KSM, MTS, Wirtgen и др.). Как правило, предлагаемые методы расчета производительности не позволяют получить результат, адекватный промышленным данным, особенно для машин с высокими усилиями копания (резания). Следует отметить, что доминирующей идеей при создании машин типа SM была концепция высокопроизводительной, непрерывной и избирательной (селективной при горизонтальном залегании) отработки крепких – с пределом прочности на сжатие до 80-100 МПа литологических разностей.

На основе обобщения теоретических работ и экспериментальных исследований в этой области предлагается метод расчета технической производительности, которая в большой степени зависит от прочности разрабатываемых пород.

Производительность роторных экскаваторов зависит от ряда факторов, среди которых: прочность горных пород и другие физико-механические свойства; режимы резания: скорость резания, толщина, ширина стружки; параметры забоя; условия работы в технологической схеме.

По степени влияния перечисленных факторов различают следующие значения производительности:

Теоретическая производительность –  $Q$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), максимальная производительность в рыхлой массе, определяемая через расчетную вместимость ковша  $q$  и число разгрузок  $n$  в минуту:

$$Q=60 \cdot q \cdot n \quad (5.11)$$

Техническая производительность –  $Q_m$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется с учетом физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Забойная производительность —  $Q_z$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), определяется в зависимости от размеров и способа отработки забоя через  $Q_n$  и ряд коэффициентов

$$Q_z = Q_n \cdot K_z \cdot K_{np} \cdot K_{км} \cdot K_c \cdot K_p, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.12)$$

где  $K_z$  — коэффициент влияния забоя при горизонтальных и вертикальных стружках (колеблется от 0,84 до 0,77);  $K_{np}$  — коэффициент потерь экскавируемой породы — 0,93–0,97;  $K_{км}$  — коэффициент влияния настройки разгрузочной консоли, учитывающей время  $T_n$ , необходимое для совмещения разгрузочных и приемных устройства, а также шаг «В» (подвигание забоя экскаватора) и частоту подвигания экскаватора на забой;  $A$  — ширина заходки;  $H$  — высота уступа.

$$K_{км} = \frac{1}{1 - \frac{T_n \cdot Q_z \cdot K_z \cdot K_{np}}{60 \cdot H \cdot A \cdot B}} \quad (5.13)$$

где  $K_p$  — коэффициент влияния качества управления — 0,92–0,96;  $K_c$  — коэффициент совмещения работы экскаватора с забойным транспортом, при непрерывном транспорте  $K_c=1$ .

Эксплуатационная производительность —  $Q_3$  ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), средняя часовая выработка экскаватора за рассматриваемый период времени  $T_3$

$$Q_3 = Q_z \cdot \frac{T_3 - T_{np}}{T_3} \quad (5.14)$$

где  $T_{np}$  — время простоев в технологических ремонтах, по организационным причинам и прочее.

Наиболее сложной задачей является определение технической производительности.

Зная пределы прочности породы по данным испытаний на образцах  $\sigma_{сж}$  и  $\sigma_p$  можно вычислить сцепление в куске  $C_x$  и угол внутреннего трения  $\varphi$ . Приняв описание огибающей крутов Мора параболой, для плотных пород можно получить следующие зависимости [167]:

$$C_x = B \cdot \sigma_p \quad (5.15)$$

$$\varphi = 2 \cdot [\arctg(B+2)/2 - 45^\circ]$$

где коэффициент пропорциональности  $B$  вычисляется как

$$B = \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} + 1} - 1. \quad (5.16)$$

Следует отметить, что по данным экспериментальных работ в промыш-

ленных условиях удельное сопротивление копанию  $K_F$  в значительной мере зависит от поперечной площади стружки. Вероятно, при этом сказывается масштабный эффект: чем больше площадь сечения, тем меньше  $K_F$ . В таком случае нет необходимости пользоваться дополнительно коэффициентом структурного ослабления, которым пытаются описывать именно это явление. В основу определения удельного сопротивления копанию принято соотношение, описывающее масштабный эффект в породах при их разрушении:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_2} = \left( \frac{S_1}{S_2} \right)^m, \quad (5.17)$$

где  $m$  – показатель степени, зависящий от вида дефектов в массиве;  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  – напряжения, соответственно при площади приложения нагрузки  $S_1, S_2$ .

За показатель прочности породы принимается сцепление  $C_m$ , т.к. сцепление определяется при испытании образцов породы, как правило, с размерами  $5 \times 5$  см, то  $S_1 = 25 \text{ см}^2$ .

Тогда можно записать

$$\frac{K_F}{C_k} = \left( \frac{25}{S_2} \right)^m. \quad (5.18)$$

Эксперименты УкрНИИпроекта, МИСИ и др. по определению усилия копания с достаточной степенью точности позволяют аппроксимировать результаты измерений зависимостью вида:

$$K_F = 1.6 \cdot C_k \cdot \left( \frac{25}{S_2} \right)^{0.55}, \text{ МПа} \quad (5.19)$$

где  $S_2$  – площадь стружки,  $\text{см}^2$ ;  $C_k$  – сцепление, МПа.

Зависимость (5.19) используется в последующих расчетах для получения аналитических зависимостей. Для более крепких и хрупких пород формулу (5.19) с учетом выше приведенных соотношений можно представить в виде:

$$K_F = 1.6 \cdot \sigma_c \cdot \left( \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_c} + 1} - 1 \right) \cdot \left( \frac{25}{S_2} \right)^{0.55}, \text{ МПа} \quad (5.20)$$

Разрушение хрупких пород характеризуется тем, что площадь разрушения больше, чем площадь резца или площадь стружки (по аналогии с рыхлением зубом тракторного рыхлителя). Этот эффект можно учесть коэффициентом

$1 + \frac{a}{20} \cdot \kappa_{xp}$ , как бы увеличивающим  $S_2$ , где  $\kappa_{xp}$  — показатель хрупкости,

$\kappa_{xp} = \sigma_{сж} / \sigma_p$ ,  $\alpha$  — коэффициент формы стружки, для квадратного сечения  $\alpha=1$ , для прямоугольного с соотношением  $l/b=1:2$   $\alpha=0.5$ , для  $l/b=1:3$   $\alpha=0.33$ , для  $l/b=1:4$   $\alpha=0.25$ , где  $l$  и  $b$  — толщина и ширина стружки.

Тогда формула для определения  $K_F$  записывается в виде

$$K_F = 1.6 \cdot \sigma_p \cdot (\sqrt{\kappa_{xp} + 1} - 1) \cdot \left( \frac{25}{S_2 (1 + 0.05 \cdot \alpha \cdot \kappa_{xp})} \right)^{0.55}, \text{ МПа} \quad (5.21)$$

Для технологических расчетов целесообразно получить зависимость между необходимой мощностью привода ротора  $N$ , технической производительностью  $Q_m$  и крепость пород, определяемой  $K_F$ . Такая зависимость, как известно, имеет вид

$$N = \frac{Q_m}{3.67 \cdot \eta} \cdot (K_F + 0.37 \cdot \gamma \cdot D_p), \text{ кВт} \quad (5.22)$$

где  $D_p$  — диаметр ротора, м;  $\eta$  — КПД привода роторного колеса;  $\gamma$  — плотность породы, т/м<sup>3</sup>; при использовании полученного значения  $K_F$

$$N = \frac{Q_m}{3.67 \cdot \eta} \cdot \left( 1.6 \cdot C_r \cdot \left( \frac{25}{S_2} \right)^{0.55} + 0.37 \cdot \gamma \cdot D_p \right) \quad (5.23)$$

Однако производительность роторного экскаватора зависит от площади поперечного сечения стружки  $S_2$ , что делает необходимым установить взаимосвязь между  $S_2$  и производительностью  $Q_m$ :

$$Q_m = S_{\text{сум}} \cdot V_p \cdot 3600, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.24)$$

где  $S_{\text{сум}}$  — суммарная площадь стружек, образуемая всеми ковшами, имеющими контакт с массивом при высоте стружки  $h$ , м<sup>2</sup>;  $V_p$  — скорость резания.  $V_p = \omega R = \pi n R / 30$ ;  $R = D_p / 2$ ;  $\omega$  и  $n$  — соответственно частота вращения ротора (сек<sup>-1</sup>) и число оборотов ротора (об/мин);  $Q_m$  — производительность экскаватора (техническая) для естественного состояния породы в массиве, м<sup>3</sup>/ч.

Между суммарной площадью всех стружек  $S_{\text{сум}}$  и средней площадью одиночной стружки  $S_2$  имеется зависимость вида:

$$S_{\text{сум}} = S_2 \cdot \frac{\beta_n}{360/z}, \quad (5.25)$$

где  $\beta_n = \arccos(1-h/R)$ ;  $h$  — высота стружки (высота слоя в заходке);  $z$  — число ковшей, в т.ч. и режущих ободов на роторе.

Отсюда

$$S_2 = \frac{360}{z \cdot \beta_n} \cdot S_{\text{сум}} = \frac{360}{z \cdot \beta_n} \cdot \frac{Q}{3600 \cdot V_p} \quad (5.26)$$

После соответствующих подстановок необходимая мощность привода ротора

$$N = \frac{Q}{3,67 \cdot \eta} \left( 1,6 \cdot C_r \left( \frac{0,025 \cdot z \cdot \beta_n \cdot V_p}{Q_r} \right)^{0,55} + 0,37 \cdot \gamma \cdot D_p \right), \text{ кВт.} \quad (5.27)$$

Производительность экскаватора  $Q_m$  вычисляется в естественном состоянии пород в массиве (в плотном теле), значение  $Q_m$  должно быть

$$Q_m \leq Q_{\text{теор}} \cdot K_{\text{разр}} \quad (5.28)$$

В первом приближении коэффициент разрыхления

$$K_{\text{разр}} = 1,1 + 0,03 \cdot C_r \quad (5.29)$$

Если при заданном значении  $Q_m$  необходимая мощность ротора  $N \leq N_{\text{ротор}}$ , т.е. меньше или равна мощности двигателя ротора, то производительность  $Q_m$  может быть реализована. Максимальная производительность роторного экскаватора при изменении крепости породы определяется итеративным путем, т.е. изменением  $Q_m$  до тех пор, пока  $N = N_{\text{ротор}}$ .

Зависимость забойной производительности экскаваторов ЭРП-1600, ЭРП-2500 и SRs-1000 (фирма «Ман Такраф») от крепости пород, вычисленные по изложенной методике, приведены на рис. 98.

Изложенная методика может быть использована для расчета технической производительности фрезерных комбайнов, но с учетом кинематики движения рабочего органа машины. В связи с этим расчет производительности фрезерного комбайна KSM-2000P выполнен с учетом экспериментальных данных и ряда эмпирических формул, приведенных в работе [167]:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{N_p \cdot K_{\text{сп}}^2}{21 + 0,03 \cdot K_{\text{сп}} \cdot \sigma_{\text{сж}}^{1,5}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5.30)$$

где  $N_p$  – мощность привода ротора, кВт;  $\sigma_{\text{сж}}$  – предел прочности на сжатие, МПа;  $K_{\text{сп}}$  – показатель хрупкости пород,  $K_{\text{сп}} = \sigma_{\text{сж}} / \sigma_p$ ;  $\sigma_p$  – предел прочности на растяжение, МПа.

Выполненные по предлагаемой методике расчеты и их графическое пред-

ставление на рис. 99 показывают, что при крепости вскрышных пород фосфоритового карьера 20-30 МПа роторный экскаватор SRs-1000 может обеспечить производительность соответственно 2250-1100 м<sup>3</sup>/час, при увеличении крепости до 40 МПа – 700 м<sup>3</sup>/час.

Фрезерный комбайн KSM-2000P может обеспечить производительность 1500-1100 м<sup>3</sup>/час при крепости 20-30 МПа, при увеличении крепости до 40 МПа производительность снижается до 800-850 м<sup>3</sup>/час (см. рис. 99).

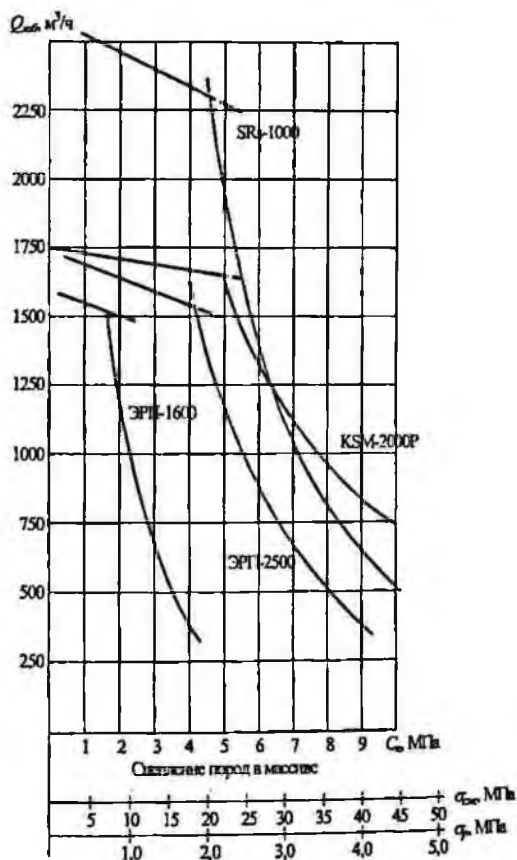


Рис. 99. Зависимость забойной производительности роторных экскаваторов и фрезерного комбайна (в массиве) от прочностных свойств, разрабатываемых

Диапазон применения технологических потоков с фрезерными комбайнами типа SM (фирма «Wirtgen») находится в пределах прочности пород на сжатие  $\sigma_{сж} = 20-80$  МПа [151,169]. Приведенные на рис. 100 номограммы, построенные по справочным и научным публикациям [151,169,170], иллюстрируют взаимосвязь физико-механических свойств разрабатываемых пород с производительностью фрезерных комбайнов Wirtgen. Опыт применения этих комбайнов [169,170] свидетельствует о том, что их целесообразно использовать при разработке пород с  $\sigma_{сж} < 80$  МПа при производительности до 2300 м<sup>3</sup>/ч.

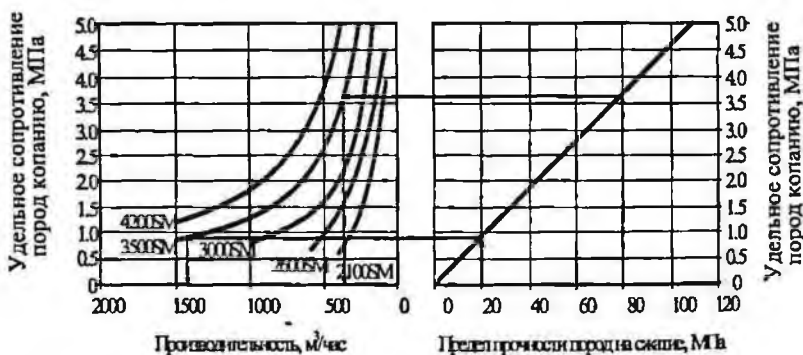


Рис. 100. Зависимость производительности фрезерных комбайнов «Wirtgen» от прочностных свойств разрабатываемых пород

Приведенные на рис. 100 расчетные значения забойной производительности выемочного оборудования уточняются и корректируются по мере появления достоверных данных о составе и прочностных свойствах пород внешней и внутренней вскрыши. В связи с этим применение взрывного рыхления пород позволяет значительно расширить области эффективного применения рассмотренного оборудования. Надежность получения разрыхленного массива с необходимой степенью дробления и, как следствие, с уменьшенным сопротивлением копанью, обуславливают применение метода МДВП БВР в зависимости от местоположения и прочностных свойств разнопрочных литологических разностей, представленных плотными глинами, мергелями, включениями полускальных и скальных пропластков гравелита и песчаников.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Практика разработки пластовых месторождений показала, что использование на карьерах поточных технологий затруднено из-за наличия в породах различных литологических разностей, представленных в основном глинами, мергелями, включениями полускальных и скальных пропластков известняка и песчаников. Как правило, перечисленные литологические разности не поддаются непосредственной экскавации, что определяет целесообразность применения буровзрывного способа подготовки указанных пород к экскавации и транспортированию. Массивы с подобным геологическим строением предложено называть разнопрочными.

В своем исследовании мы охватили широкий спектр различных методов и способов взрывных работ и результаты многолетних изысканий на многих карьерах пластовых месторождений. Отличительной чертой приведенного материала является совместное изложение результатов исследований и производственных экспериментов с практическими рекомендациями по проектированию и производству взрывных работ на карьерах месторождений урана Учкудук, Меловое и Джерой-Сардарьинском месторождении фосфоритов и др.

Научная значимость изложенного материала заключается в обосновании методов и средств управления процессами БВР на карьерах пластовых месторождений с разнопрочными породами. Исследования выполнены на основе системного подхода, учитывающего актуальность решаемых задач, пути их решения и оценку достигаемых результатов с различных позиций и ограничений по трем основным иерархическим уровням: карьер, рабочая зона и рабочая площадка. Каждый уровень характеризуется определенным набором технических решений по методам ведения БВР, направленным на обеспечение необходимой степени дробления, проработки подошвы, формы развала, сохранение геологической структуры взорванного рудного массива и др.

Обоснованы и разработаны методические основы технологии дифференцированного выбора параметров БВР в зависимости от мощности и крепости пропластков, их количества и местоположения в разрушаемом уступе, что



позволило расширить область применения высокопроизводительных поточных технологий разработки месторождений.

Разработаны методология и научно-техническое обоснование управления взрывным разрушением массивов разнопрочных пород на месторождениях, характеризующихся отсутствием естественных границ между полезным ископаемым и вмещающими породами.

Практическая значимость книги обусловлена разработкой и внедрением методов управления взрывным разрушением массивов разнопрочных пород.

Для повышения производительности и надежности поточных технологий с роторными комплексами впервые в промышленных масштабах на карьерах месторождений Учкудук и Меловое внедрена буровзрывная подготовка на основе метода дифференцированного выбора параметров БВР в зависимости от мощности, крепости и распространения включений, гарантирующая кондиционную подготовку горной массы в технологическом потоке «карьер-поточная технология».

Разработана классификация разнопрочных пород с точки зрения применения поточной технологии с БВР или без них, в которой в качестве критерия трудности разработки принято удельное сопротивление пород копанию.

На основе предложенных рабочих классификаций по буримости, взрываемости и контактной прочности определены рациональные режимные параметры бурения, типы бурового оборудования и инструмента; для каждого типа пород по взрываемости обоснован рациональный ассортимент ВВ.

Обоснованность и достоверность технологических решений, выводов и рекомендаций подтверждается представительным объемом лабораторных и натурных исследований; сопоставимостью экспериментальных и расчетных результатов в широком диапазоне условий на реальных объектах; апробацией результатов работы в научно-исследовательских и проектных институтах, результатами практического использования и экономической эффективностью от реализации технологических решений и рекомендаций.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Макеев А.М., Найдено Ю.М., Соколов Ю.В. Вскрышные работы на осадочных месторождениях. М.: Недра, 1972. - 118 с.
2. Котенко Е.А. Разработка, исследование и внедрение прогрессивной технологии поточного производства открытой добычи урана на сложноструктурных пластовых месторождениях с крепкими включениями: Дис. докт. техн. наук. ВНИПИПромтехнология, 1983. - 631 с.
3. Камонов П., Садовенко А. Относно изземването на твърдите включения в рудник «Трояново-3» // Въглища. 1971. № 4. С. 11-14 (на болг. яз.).
4. Михалек М., Муржиньски З. Новые машины для открытой разработки пород средней крепости // Gornictivo Odkrywkowe. 1970. № 3. С. 273-276 (на польск яз.).
5. Сл. Гавазов Върху класификацията на циклично-поточните технологични структури на комплексна механизация за твърдоскалните карьери и открити рудници // Строит. материали и силикатна промишленост. 1975. 16. № 5. С. 13-17 (на болг. яз.).
6. Компактные роторные экскаваторы фирмы «Крупп» // Специализированный журнал «Горная промышленность». 1999. № 1. С. 42-44.
7. Котенко Е.А., Штейнберг А.Б., Рубцов С.К. и др. Новые направления создания поточных технологических схем разработки разнопрочной вскрыши сложноструктурных месторождений. М.: Изд. ОНТИ ВНИПИПТ, 1974. - 66 с.
8. Комплексное проектное задание на разработку открытым способом месторождения Меловос. Часть горномеханическая. Фонды ВНИПИПромтехнологии. Т IV. Кн. 3. 1966.
9. Технический проект строительства горнорудного предприятия на базе месторождения Учкудук. Фонды ВНИПИПромтехнологии, 1979. - 86 с.
10. Технический проект строительства горнорудного предприятия на базе месторождения Учкудук. Фонды ВНИПИПромтехнологии, 1979. - 124 с.
11. Образцов А.И., Норкин Н.А., Тарзев Р.А., И.И. Мамохин, А.Ю. Кулешов Горно-геологические особенности разработки участка Ташкура Джерой - Сарда-

ринского месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 17-19.

12. Норкин Н.А., Тарзиев Р.А., Кочегаров Е.Н. Анализ и оценка проектных решений разработки фосфоритового месторождения Ташкура // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 36-40.

13. Боголюбов Б.П., Грачев Ф.Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. М.: Недра, 1963.

14. Филиппов С.А. Отчет о НИР «Оптимизация планирования и разработка программного обеспечения производства буровзрывных работ». Тема 11988, Ташкент: Фонды ТашПИ. 1990. - 130 с.

15. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В. Пути повышения эффективности действия взрыва в разнопрочных горных породах // Горно-металлургическая промышленность (ГМП). (217). Ташкент: ОНТИ ВНИПИПТ. 1976. № 5. С. 17-22.

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

17. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Методика выбора рациональных технологических схем разработки разнопрочных пород при конвейерном транспорте // Вопросы атомной науки и техники. Сер: «Геология и горное дело». М., ЦНИИАтоминформ, 1979. Вып. 1 (4). С. 3-43.

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

19. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В., Валаханович Е.М. Новая технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород // Физика горных пород и процессов. Тез. докл. на Всесоюзной научной конференции ВУЗов СССР. М.: МГУ, 1974. С. 27.

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

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

22. Котенко Е.А., Штейнберг А.Б., Рубцов С.К., Зиновьев В.И. Прогнозирование требуемой степени дробления скальных включений взрывом при разработке разнопрочной вскрыши роторным экскаватором // Добыча угля открытым способом. М.: ЦНИИуголь, 1976. № 8 (128). С. 9-10.

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

24. Котенко Е.А., Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Опыт применения БВР при поточной технологии разработки разнопрочных пород на карьерах пластовых месторождений осадочного типа // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 52-57.

25. Толстов Е.А., Мальган О.Н., Рубцов С.К. Технологические схемы открытой разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов // Горный журнал. 2003. № 8. С. 40-44.

26. Беляков Ю.И., Владимиров В.М. Совершенствование экскаваторных работ на карьерах. М.: Недра, 1974.

27. Беляков Ю.И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М.: Недра, 1977.

28. Ковригин В.А. Выбор расчетного значения удельного усилия копания при проектировании роторного экскаватора // Изв. вузов. Горный журнал. 1961. № 9. С. 82-88.

29. Ковригин В.А., Цицурский И.Л. Сопротивление плотной глины копанью роторным экскаватором // Горный журнал. 1970. № 5. С. 72-73.

30. Изыскание путей автоматизации управления горными машинами при селективной выемке руд (отчет о НИР). Фонды ВНИИПИТ. Инв. А-56017, 1964.

31. Демидюк Н.М., Давыдов М.О., Лабунский Л.В. Геофизический метод обнаружения крепких включений во вскрышных породах // Уголь. 1976. № 12. С. 60-62.

32. Красавин А.К., Лабунский Л.В. С пространственной локализации крепких породных включений на месторождениях Калско-Ачинского бассейна // Уголь. 1970. № 12. С. 27-29.

33. Исследование возможности метода вертикального электрического зондирования (ВЭЗ) для картирования твердых пропластков среди рыхлых образований в условиях карьера № 13. Отчет геофизической лаборатории ЦНИЛА ГМК Руководитель работ Гончаров В., Навои, 1973.

34. Пыласв А.М. Руководство по интерпретации метода ВЭЗ. М.: Недра, 1968.

35. Задряглова М.М., Демин А.М. Применение радиоволнового метода при изучении деформаций горных выработок (обзор). М.: ЦНИЭИуголь, 1972. - 51 с.

36. Соколов Ю.В. Исследование технологии разработки разнопрочного вскрышного массива техникой непрерывного действия: Дис... канд. техн. наук. М.: МГУ, 1975. - 155 с.

37. Способ геоэлектроразведки путем излучения и приема отраженных от неоднородностей среды радиоволн / Коренберг Е.Б., Малюженец Д.Г., Насупкин В.Н. и др. Авт. св. № 451032 // БИ. 1974. № 43.

38. Малюженец Д.Г. Исследование и оптимизация параметров радиолокационного обнаружения неоднородностей в массиве горных пород электромагнитными волнами дециметрового диапазона: Дис... канд. техн. наук. М.: МГУ, 1980.

39. К.Н. Ткачук, В.И. Бутенко, В.М. Рапушный К определению прочностных и упругих свойств массива горных пород // Разработка рудных месторождений Киев. Техника, 1972. № 13. С. 65-69.

40. Метод районирования горных пород по трудности взрывания / Мосин В.Н., Подойницын Е.М., Солдатов А.Н. и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Новосибирск: Наука, 1987. № 1. С. 30-36.

41. Владимиров В.М., Шендеров А.И. и др. Карьерные роторные экскаваторы. Киев: Техника, 1968.

42. Тапгаев И.А., Дорис Я.М. Энергоемкость шарошечного бурения – показатель горнотехнологических свойств массива. Новосибирск: ФТПРПТ. 1975. № 1.

43. Тапгаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. - 231 с.

44. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Новая технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород: Тез. докл. на Всесоюзной научной конференции вузов с участием НИИ // Физика горных пород и процессов. М.: МГИ, 1974. С. 217.

45. Валаханович Е.М. Способ определения крепости горных пород в массиве. Авт. св. № 581279 (СССР) БИ. 1977. № 43.

46. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Валаханович Е.М. Метод оценки структуры и крепости разнопрочных пород в массиве // Горный журнал. 1979. № 4. С. 48-49.

47. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Оценка крепости разнопрочных горных пород энергетическим методом // Добыча угля открытым способом. М.: ЦНИИуголь. 1977. № 9 (141). С. 8-9.

48. Энергетическая концепция оптимального управления открытыми горными работами // Труды Международного симпозиума «Мирный-91». Проблемы открытой разработки глубоких карьеров НИЦ «Мастер», 1991. С. 26-31.

49. Фридман Я.Б. Механические свойства металлов. М.: Оборонгиз, 1946.

50. Фридман Я.Б. Объединенная теория прочности материалов и диаграмма механического состояния // Теоретическая физика. (Ж.Т.Ф.). 1943. Т. XIII. Вып. 9-10.

51. Макарьев В.П. Исследование и прогнозирование характеристик granulометрического состава горной массы при ударном и взрывном нагружении: Дис... канд. техн. наук. Л. 1972. - 115 с.

52. Котенко Е.А., Валаханович Е.М., Мальгин О.Н. Результаты внедрения новой технологии открытой разработки руд сложноструктурных осадочных месторождений // ГМП. ОНТИ ВНИПИГТ, 1981. № 1 (Т). С. 33-35.

53. Юматов Б.П., Байков В.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. М.: Недра, 1973. С. 10-15.

54. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. - 271 с.

55. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде // Взрывное дело. М.: Недра, 1974. № 13/30. С. 66-75.

56. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1962. - 70 с.

57. Ляхов Г.М. Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах. М.: Недра, 1974. - 192 с.

58. Основные проектные решения строительства горного комплекса Кокпатас. М.: 2001. Т 1. Пояснительная записка и чертежи. Фонды ВНИПИПромтехнологии.

59. Техничко-экономическое обоснование строительства горно-металлургического предприятия на объединенной сырьевой базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау. Ташкент: СредАзНИПИПромтехнологии, 2001.

60. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М., Рубцов С.К. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: Фан, 1998. С. 3-6.

61. Лукьянов А.Н., Прохоренко Г.А. Совершенствование технологии открытой разработки сложноструктурных месторождений // Горный журнал. № 6. С. 42-46.

62. Кучерский Н.И., Мосинец В.Н., Лукьянов А.Н., Рубцов С.К. Научно-технические проблемы технологических процессов горных работ // Горный журнал. 1992. № 2. С. 3-9.

63. Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Лукьянов А.Н., Рубцов С.К. Научно-технические проблемы интенсификации сложноструктурного месторождения Мурунтау // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. Ташкент: Фан, 1997. С. 30-40.

64. Мосинец В.Н. Деформация горных пород взрывом // Фрунзе: Илим, 1971. - 188 с.

65. Суховерский В.Ф., Ждановских А.А. Влияние метода БВР на сохранение первоначальной структуры массива // Технология буровзрывных работ. Фрунзе: Илим, 1967.

66. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982. - 248 с.

67. Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом. Фрунзе: Изд. АН Кирг ССР, 1963.

68. Лукьянов А.Н. Совершенствование технологии открытой разработки урановых месторождений // Горный журнал. 1991. № 7. С. 40-42.

69. Косачев Е.М. Исследование технологии буровзрывных работ при разработке сложноструктурных месторождений открытым способом: Дис... канд. техн. наук. М., Фонды ВНИПИПромтехнологии, 1971. - 146 с.,

70. Баранов Е.Г. Исследование основных закономерностей разрушения пород взрывом при открытой разработке сложных месторождений: Дис... докт. техн. наук. М., 1976. - 450 с.

71. Друкованый М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М.: Недра, 1973. - 415 с.

72. Мосинец В.Н., Лукьянов А.Н., Костин И.Х., Косачев Е.М. и др. Исследования напряженно-деформированного состояния уступа карьера при взрывании на породную подушку // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1979. № 5. С. 47-52.

73. Маршак Ю.И., Глушенков В.А. Исследование импульсного магнитного поля для создания импульсов давления в моделях на оптически чувствительных материалах // Труды МИСИ им. В.В. Куйбышева. М., 1972. № 104.

74. Стрельчук Н.А., Маршак Ю.И. Использование электрического разряда для генерирования нагрузок в методе динамической фотоупругости // Труды МИСИ им. В.В. Куйбышева. М., 1975. № 125-126.

75. Мосинец В.Н., Рубцов С.К. Технология взрывания рудных уступов с сохранением геологической структуры // Горный журнал. 2001. № 12. С. 33-38.

76. Рубцов С.К. Исследование действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов // Информационный выпуск № В-186. ИГД им. А.А. Скочинского, 1967. С. 10-12.

77. Симкин Б.А., Рубцов С.К., Косачев Е.М. Современные методы ведения взрывных работ в крепких горных породах на открытых разработках. Производственно-технический сборник предприятия // Горно-металлургическая промышленность. М.: ВНИПИПромтехнологии, 1970. С. 3-12.

78. Мосинец В.Н., Рубцов С.К. Взрывание высоких глинистых уступов методом параллельно-сближенных скважинных зарядов // Горный журнал. 1979. № 10. С. 49-51.

79. Будько А.В., Закалинский В.М., Рубцов С.К., Блинов А.А. Совершенствование скважиной отбойки. М.: Недра, 1980. - 199с.



80. Применение параллельно-сближенных скважин на открытых и подземных разработках // Материалы к всесоюзному совещанию. Информационный выпуск № В-186. ИГД им. А.А. Скочинского, М., 1967. - 67 с.

81. Мосинцев В.Н., Рубцов С.К. Применение параллельно-сближенных зарядов на карьерах сложноструктурных месторождений // Горный журнал. 2002. № 3. С. 39-43.

82. Шумило В.А. Повышение эффективности действия взрыва удлиненных зарядов в условиях рудных карьеров Норильского комбината: Автореф. дис... канд. техн. наук. М., 1968. - 19 с.

83. Рыковский Б.Б., Сенук В.М., Ансабаев А.А. и др. Исследование влияния степени сближения зарядов на эффект дробления среды взрывом в условиях Соколовского карьера ССГОКа // Взрывное дело. Вып. 73/30. М.: Недра, 1974. С. 127-131.

84. Будько А.В., Закалянский В.М. Отбойка руды пучками сближенных импульсных скважин с применением многошпиндельных буровых станков. М.: Цветметинформация, 1964. - 32 с.

85. Петряшин Л.Ф., Петренко В.Д., Кравцов В.Д., Бородин Н.Ф. Определение оптимального расстояния между парно-сближенными скважинами для условий гранитных карьеров // Взрывное дело. Вып. 70/27. М.: Недра, 1971. С. 261-268.

86. Закалянский В.М. Научные основы управления действием взрыва параллельно-сближенных зарядов при подземной добыче руд: Автореф. Дис... докт. техн. наук. М., 1999. - 34 с.

87. Докучаев М.М., Галимумин А.Т., Турута Н.У., Зайцев М.М. Взрывание наклонными зарядами на карьерах. М.: Недра, 1971. С. 156-193.

88. Григорьянц Э.А., Зайцев М.М. Отбойка горной массы парно-сближенными скважинными зарядами на рудниках Норильского комбината // Взрывное дело. Недра, 1966. № 59/16. С. 103-113.

89. Рубцов С.К. Повышение степени дробления крепких горных пород при уступной отбойке взрыванием парно-сближенных скважинных зарядов: Дис... канд. техн. наук. М., 1969. - 16 с.

90. Рубцов С.К., Курилов В.И. Определение оптимальных параметров буровзрывных работ на открытых рудниках Норильского комбината // Взрывное дело. Недра, 1967. 59/16. С. 161-166.

91. Рубцов С.К. Выбор рациональных схем взрывания параллельно-сближенных скважинных зарядов // Вопросы атомной науки и техники, Сер. «Горное дело». ЦНИИАтоминформ, 1971. Вып. 17. С. 53-57.
92. Рубцов В.К. Некоторые закономерности при дроблении горных пород взрывом удлиненных зарядов. «Горный журнал». 1964. № 9. С. 34-39.
93. Рубцов С.К., Щумило В.А., Зацев М.М. Исследование дробления твердой среды парно-сближенными зарядами // Бюллетень ЦНИЭИуголь «Добыча угля открытым способом». 1967. № 3 (15). С. 13-15.
94. Баум Ф.А., Орленко Л.П., Сталокович К.П. и др. Физика взрыва. М., 1975. - 704 с.
95. Кольский Г., Рейдер Д. Волны напряжений и разрушение. // Разрушение. Микроскопические и макроскопические основы механики разрушения. М.: Мир, 1973. Т. 1. С. 570-609 (пер с англ. яз.).
96. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. М.: Недра, 1976. - 319 с.
97. Ляхов Г.М. Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах. М.: Недра, 1974. - 201 с.
98. Гамсахурдия Ш.Г. Метод отбойки полезных ископаемых плоскими зарядами // Взрывное дело. М.: Госгортехиздат, 1962. Вып. 50/7. С.
99. Клапановский В.Е. Исследование действия взрыва зарядов различной формы в горных породах: Автореф. дис... канд. техн. наук. Фрунзе, 1967. - 24 с.
100. Клапановский В.Е. Особенности действия зарядов различной конструкции в среде // Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрыва. Фрунзе: Илим, 1965. С. 91-100.
101. Володарская Ш.Г., Чернов С.Ф., Жуков, Е.М. В напряжениях в массиве при взрыве одиночного заряда прямоугольного поперечного сечения // ФТПРИ. 1965. № 6.
102. Володарская Ш.Г., Чернов С.Ф., Жуков Е.М. В напряженном состоянии массива при взрывании зарядов овального поперечного сечения // ФТПРИ. 1965. № 5.
103. Демидок Г.П., Иванов В.С. Влияние формы одиночного заряда на дробление твердой среды взрывом // Взрывное дело. М.: Госгортехиздат, 1963. 53/10. С. 47-58.

104. Адушкин В.В., Спивак А.А. Геомеханика крупномасштабных взрывов. М.: Недра, 1993.

105. Баум Ф.А., Санасарян Н.С. Влияние условий пипцирования заряда ВВ на величину и распределение удельных импульсов взрыва вдоль образующей скважины // Взрывное дело. М.: Недра, 1966. 59/16. С. 13-28.

106. Садовский М.А. Механическое действие воздушных ударных волн. Физика взрыва. Сб. научно-исследовательских работ. М.: Изд. АН СССР, 1952. С. 20-110.

107. Беляев А.Ф. Взаимодействие ударных волн // Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем. М.: Наука, 1968. С. 242-247.

108. Коул Р. Подводные взрывы. М.: ИЛ, 1950. - 494 с.

109. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. М.: ВИА, 1957. - 250 с.

110. Власов О.Е., Смирнов С.А. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М.: Изд. АН СССР, 1962. - 103 с.

111. Власов О.Е., Смирнов С.А. О моделировании действия взрыва // Взрывное дело. М.: Недра, 1966. 59/16. С. 5-13.

112. Станюкевич К.П. Неустановившееся движение сплошной среды. М.: Недра, 1971.

113. Баум Ф.А., Санасарян Н.С. Импульсы взрыва, обусловленные боковым распором забойки в скважинах // Взрывное дело. М.: Недра, 1966. 59/16. С. 13-28.

114. Асонов В.А., Демчук А.П., Кузнецова Д.С. Определение оптимальной длины песчало-глинистой забойки шпуров // Взрывное дело. М.: Недра, 1964. № 55/12. С. 60-68.

115. Сумин И.П., Гордеев П.А., Зольников В.В. Исследование влияния длины забойки на степень дробления горной массы взрывом скважинных зарядов // Взрывное дело. М.: Недра, 1964. 55/11. С. 165-189.

116. Демчук П.А. Влияние забойки на условия взрыва и новые виды забойки шпуров // Колыма. 1963. № 8.

117. Демидов Г.П. Роль и эффективность забойки в горных взрывных работах. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1964.

118. Друкованый М.Ф., Комир В.М., Семешок И.А. К вопросу о влиянии величины забойки на качество дробления горных пород взрывом на карьерах // Взрывное дело. М.: Недра, 1966. 59/16. С. 166-177.

119. Мосинец В.Н., Абрамов А.В., Рубцов С.К. Способ отбойки полезных ископаемых. Авт. свид. № 300619 // Бюллетень изобретений. 1971. № 3.

120. Рубцов С.К., Валаханович Е.М., Тетерин А.И. Новый способ взрывного разрушения с применением взрывной забойки скважин // Вопросы атомной науки и техники. Сер. «Геология и горное дело» М.: ЦНИИАтоминформ, 1978. Вып. 3 (28). С. 49-56.

121. Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Технология подготовки горной массы с применением взрывной забойки скважин // Горно-металлургическая промышленность. М.: ОНТИ ВНИПИпромтехнологии, 1978. № 5 (217). С. 14-17.

122. Мосинец В.Н., Валаханович Е.М. Повышение эффективности взрыва в разнопрочном горном массиве // Горно-металлургическая промышленность. М.: ОНТИ ВНИПИпромтехнологии, 1974. № 10 (198). С. 6-8.

123. Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Способ взрывания скважинных зарядов с применением взрывной забойки скважин // Информ. листок о НТД № 84-0995. ВНИМИ, 1984.

124. Валаханович Е.М. Исследование влияния схем инициирования скважинных зарядов на разрушение разнопрочных слоистых пород: Дис... канд. техн. наук. М.: ВНИПИпромтехнологии, 1980. - 212 с.

125. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К., Штейнберг А.Б. и др. Отчет о НИР. А-78426. Фонды ВНИПИпромтехнологии, 1973. 248 с.

126. Ефремов Э.И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. Наукова думка. Киев, 1971. - 170 с.

127. Мосинец В.Н., Валаханович Е.М., Рубцов С.К. Способ разрушения разнопрочных горных пород. Авт. свид. № 618991 от 20.04.1973.

128. Мельников Н.В. Будущее открытых горных разработок. М.: Наука, 1972. - 234 с.

129. Жариков И.Ф., Марченко Л.Н. Исследование механизма действия удлиненных зарядов при взрыве в твердой среде // Взрывное дело 71/28. М.: Недра, 1972. С. 81-91.

130. Жариков И.Ф. Эффективность разрушения горных пород зарядами различных конструкций // Взрывное дело. М.: Недра, 1987. № 89/46. С. 121-126.

131. Жариков И.Ф. Рациональные конструкции зарядов при дроблении горных пород взрывом // Взрывное дело. М.: Недра, 1986. 88/46. С. 121-135.

132. Авт. свид. № 614658. Устройство для рассредоточения заряда взрывчатого вещества воздушным промежутком Мельников Н.В., Марченко Л.Н., Семенов Н.П. и др. // БИ. 1979. № 39.

133. Мальгин О.Н., Сытенов В.Н., Рубцов С.К. Физические основы метода взрывания скважинными зарядами, рассредоточенными воздушными промежутками и целесообразность его применения на карьере // Технический прогресс в атомной промышленности. Сер. «Горно-металлургическое производство». М.: ЦНИИАтоминформ, 1987. Вып. 7. С. 14-17.

134. Рубцов С.К., Клименко А.И., Шеметов П.А. Интенсификация буровзрывных работ в карьере Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. 1997, № 1. С. 29-34.

135. Рубцов С.К., Гончаров В.В., Салихов Р.Р. и др. Применение простейших и эмульсионных ВВ собственного изготовления на карьере Мурунтау // Горный журнал. Спец. выпуск. 2002. С. 98-100.

136. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. Ташкент: Изд. Фан. 2003. - 199 с.

137. Адлер Ю.П., Маркова Е.В., Грановский Ю.В. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий. М.: Наука, 1976. С. 279.

138. А.А. Пресображенский, Р.Ю. Подзриц, М.М. Френкель. Методика промышленных экспериментов и составления простейших математических моделей при исследовании горных машин и комплексов. М.: МГИ, 1969.

139. Шамшин В.Н., Рубцов С.К., Егоров В.И. и др. Создание рационального режущего инструмента для шнекового бурения взрывных скважин диаметром 230 мм в породах с резко отличающимися физико-механическими свойствами // Производственно-технический сборник. Сер. «Горно-металлургическое производство». М.: ОНТИ ВНИПИПТ, 1984. вып. 1 (1). С. 40-42.

140. Шамшин В.Н., Рубцов С.К., Чеботарев П.В. и др. Замковое соединение буровых штанг. Авт. свид. № 1118759 // БИ. 1984. № 38.

141. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Внедрение метода дифференцированного выбора параметров БВР при взрывании разнопрочных массивов с крепкими пропластками для поточной технологии на урановых карьерах пластовых месторождений Учкудук и Меловое // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 57-63.

142. Котенко Е.А., Штейнберг А.Б., Полянская Л.С. и др. Результаты исследований надежности работы роторных комплексов при разработке сложноструктурных месторождений // Вопросы атомной науки и техники. Сер. «Геология и горное дело». М.: ЦНИИАтоминформ, 1979. Вып. 1 (4). С. 44-74.

143. Котенко Е.А., Штейнберг А.Б., Романов Ю.С. Экспериментальные исследования теплового нагружения двигателя рабочего органа роторного экскаватора ЭРГ-400 при разработке разрушенных карбонатных пропластков // Вопросы атомной науки и техники. Сер. «Геология и горное дело». М., ЦНИИАтоминформ, 1977. Вып. 1 (26). С. 65-68.

144. Маркова Е.В., Лысенко А.Н. Планирование эксперимента в условиях неоднородностей. М.: Наука, 1973. - 219 с.

145. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. и др. Интенсификация разработки песчано-глинистых пород техникой непрерывного действия // Горный журнал. 1985. № 9. С. 30-33.

146. Котенко Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Филь В.И. Опыт буровзрывной подготовки мергелей и плотных глинистых пород для поточной технологии их разработки // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 63-67.

147. Демич Л.М., Котенко Е.А., Зиздо Б.Н., Рубцов С.К. и др. Опыт применения поточной технологии с роторным комплексов производительностью 3000 м<sup>3</sup>/ч при разработке плотных неокисленных глин // Горно-металлургическая промышленность. М.: ОНТИ ВНИПИпромтехнологии, 1982. № 2. С. 48-53.

148. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К., Штейнберг А.Б. и др. Исследование геотехнических условий технологических схем и структур комплексной механизации открытой разработки разнопрочных пород сложноструктурного месторождения. Отчет о НИР. Фонды ВНИПИПТ. А-1976.

149. Котенко, Е.А., Штенберг А.Б., Романов Ю.С., Рубцов С.К. Экспериментальные исследования разработки взорванных мергелей роторным экскаватором ЭРГ-400 с применением методов планирования эксперимента. ГМП. М.: ОНТИ ВНИПИПТ, 1978. № 8. С. 26-29.

150. Котенко Е.А., Штенберг А.Б., Романов Ю.С. Опыт разработки взорванных мергелей роторным экскаватором ЭРГ-400 // Добыча угля открытым способом. М.: ЦНИЭИуголь, 1979. № 4 (160). С. 2-4.

151. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виницкий К.Е. и др. Открытые горные работы. М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.

152. Котенко Е.А., Штенберг, А.Б., Рубцов С.К., Романов Ю.С. Прогнозирование производительности роторного экскаватора ЭРГ-1600 при разработке взорванных мергелей // Горно-металлургическая промышленность. М.: ОНТИ, ВНИПИИТ, 1978. № 7 (243). С. 32-35.

153. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Демич Л.М., Рубцов С.К. и др. Опыт применения высокопроизводительной поточной технологии при разработке взорванных мергелей // Технический прогресс в атомной промышленности. Сер. «Горно-металлургическое производство». М.: ЦНИИатоминформ, 1983. Вып. 3 (280). С. 43-50.

154. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Опыт разработки взорванных мергелей роторным комплексом // Горный журнал. 1985. № 1. С. 23-25.

155. Поглавский В.А. Взрывная подготовка углей и пород к выемке роторными экскаваторами // Экспресс-информация. М.: ЦНИИЭУголь, 1980. - 42 с.

156. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Поточно-циклично-поточная технология открытой разработки сложноструктурных месторождений с твердыми включениями // Добыча угля открытым способом. М.: ЦНИИЭУголь, 1976. № 11 (131). С. 3-5.

157. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Новый способ открытой разработки осадочных месторождений со скальными пропластками // Вопросы атомной науки и техники. Сер. «Геология и горное дело». М.: ЦНИИатоминформ, 1978. Вып. 1 (26). С. 10-16.

158. Евдокимов В.Н., Зенкин В.Л., Орлов М.С. Устройство для автоматического регулирования производительности роторных экскаваторов при работе на сборный конвейер. Авт. свид. № 787560 // БИ. 1980. № 46.

159. Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Мазуркевич А.П., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. и др. Технология разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов открытым способом // Горный журнал. 2001. № 9. С. 25-32.

160. Толстов Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. Технологические схемы разработки вскрышных пород фосфоритового карьера и их технико-экономическая оценка // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 40-42.

161. Рубцов С.К., Шлыков А.Г., Бибиб И.П. Буровое оборудование для бурения взрывных скважин на карьере Ташкура // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 91-93.

162. Медников Н.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к

технологическим схемам разработки вскрышных пород фосфоритового карьера // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 1. С. 84-88.

163. Толстов Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. и др. Технологические схемы открытой разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов // Горный журнал. 2003. № 8. С. 40-44.

164. Толстов Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. и др. Выбор и обоснование технологических схем разработки вскрышных пород месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. 2003. № 3. С. 70-75.

165. Лукьянов А.Н., Рубцов С.К., Иоффе А.М. и др. Разработка, обоснование и внедрение технологических процессов и оборудования, обеспечивающих стабильное развитие горных работ при изменяющейся сырьевой базе и усложняющихся условиях эксплуатации карьеров НГМК. Арх. № А-57-01. Фонды ВНИПИПромтехнологии, 2001. - 261 с.

166. Отчет о НИР «Исследование и научное обоснование рациональных технических решений, предпроектных проработок и рекомендаций, обеспечивающих рентабельное функционирование горнодобывающего комплекса на скальных и пластовых карьерах НГМК с учетом оптимизированных границ карьеров и новых разработок по технологическим процессам горных работ». Арх. № А-225-02. Фонды ВНИПИПромтехнологии, 2002. - 375 с.

167. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984. - 359 с.

168. Виденхуз Г., Рудольф В., Краснянский Г. и др. Открытые горные работы. Новые решения в технике и технологии. М.: Инвест ТЭК, 1999. С. 29-38.

169. Каталог «Карьерные комбайны непрерывного действия фирмы Wirtgen», г. Вирдхаген, Германия, Wirtgen GmbH. 1995.

170. Анистратов Ю.И. Оценка эффективности безвзрывных технологий разработки крепких горных пород на карьерах // Горный журнал. 1997. № 10. С. 37-39.



## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b>	3
<b>ГЛАВА 1. Общие сведения об использовании поточных технологий при открытой разработке пластовых месторождений с разнопрочными осадочными породами</b>	5
1.1. Опыт применения поточной технологии при разработке разнопрочных осадочных пород	5
1.2. Краткая геологическая и горнотехническая характеристика пластовых урановых месторождений Учкудук и Меловое. Основные проектные решения	13
1.3. Горнотехнические и геологические особенности Джерой-Сардаринского пластового месторождения фосфоритов	19
1.4. Основные особенности пластовых месторождений осадочного типа с разнопрочными породами	22
<b>ГЛАВА 2. Научные основы управления процессами взрывного разрушения разнопрочных породных массивов на месторождениях осадочного типа</b>	23
2.1. Физико-механические свойства пород и руд пластовых сложноструктурных месторождений	23
2.2. Разработка методов и средств обнаружения крепких включений в песчано-глинистых породах осадочных месторождений	28
2.3. Разработка физических основ взрывного разрушения разнопрочных породных массивов месторождений осадочного типа	41
2.4. Исследование и обоснование физических основ взрывного разрушения разнопрочных пород сложноструктурных месторождений осадочного типа	47
<b>ГЛАВА 3. Исследование и разработка методов и средств управления процессами взрывного разрушения разнопрочных породных массивов</b>	58
3.1. Системный анализ методов и средств управления параметрами БВР в карьерах	58
3.2. Исследования и разработка метода взрывания с сохранением геологической структуры рудных массивов	67
3.3. Исследование и разработка метода взрывания параллельно-сближенными зарядами	80
3.4. Исследование и разработка способа взрывания с забойкой скважин взрывом	97
3.5. Метод дифференцированного выбора параметров буровзрывных работ при взрывании разнопрочных массивов горных пород	107

3.6. Исследование и разработка способа встречного инициирования скважинных зарядов при разрушении разнопрочных горных пород	114
3.7. Рационализация конструкции скважинных зарядов	125
<b>ГЛАВА 4. Опытные-промышленные исследования взрывного разрушения разнопрочных пород с крепкими включениями</b>	130
4.1. Основные положения методики экспериментальных исследований	130
4.2. Опытные-промышленные исследования методов взрывного разрушения разнопрочных пород с крепкими пропластками на карьерах месторождения Учкудук	133
4.3. Экспериментальные исследования методов взрывного разрушения разнопрочных пород с крепкими пропластками на карьерах месторождения Меловое	146
4.4. Опытные-промышленные исследования взрывного рыхления глинистых пород и мергелей для поточной технологии их разработки	152
<b>ГЛАВА 5. Рационализация технологических схем открытой разработки месторождений с разнопрочными породами</b>	170
5.1. Определение рациональных областей применения технологических схем разработки взорванных разнопрочных пород с крепкими включениями	170
5.2. Создание нового способа открытой разработки разнопрочных пород с крепкими пропластками	178
5.3. Оптимизация технологических схем открытой разработки пластового месторождения фосфоритов на участке Ташкура	183
5.4. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки разнопрочных вскрышных пород фосфоритового карьера	194
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b>	201
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ</b>	203

*Олег Николаевич Мальгин,  
Виктор Николаевич Сытенков,  
Сергей Константинович Рубцов*

**Взрывное рыхление разнопрочных пород  
для поточных технологий разработки пластовых  
месторождений**

*Редактор А.С. Михерева  
Утверждено на Ученом совете НГТИ 21.09.2006.г.*

*Изд. № М-343. Подписано в печать 18.09.2006 г.  
Формат 60x90<sub>1/16</sub> Уч. Изд. Л. 12.0.  
Издательство «Фан» АН РУз: 100047, Ташкент, ул. Я. Гулямова, 3*

*Отпечатано в типографии г. Навои*

*Тираж 250 экз.*



