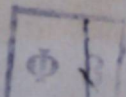


П-162/2  
75

**БУРО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ  
НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ**

✓ П462/2 П105741  
75

Unit 20p  
now  
gives  
Tuan





МИНИСТЕРСТВО ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР  
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА

БУРО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ  
НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Сборник научных трудов

75

Свердловск, 1984



Ответственный редактор — проф., д-р техн. наук *М. В. Васильев*

Редколлегия

*Буров Б. Г.* — нач. отдела Управления горного производства МЧМ СССР, *Иванов Ю. А.* — зам. главного инженера ВПО «Союзруда», *Куклин И. С.* — канд. техн. наук (зам. ответв. редактора), *Сенук В.* — канд. техн. наук, *Хрущев Г. Н.* — канд. техн. наук, *Ярушин В. П.* — ст. научн. сотр. (ответственный секретарь)

Р. И. СУХОВ

## ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ И УЛУЧШЕНИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТВЕРДОСПЛАВНОГО ИНСТРУМЕНТА

На основе результатов теоретических и экспериментальных исследований, выполненных лабораторией бурения скважин Института горного дела Минчермета СССР совместно с Московским горным институтом и Специальным конструкторским бюро самоходного горного оборудования ВПО Союзгормаша Минтяжмаша СССР (СКБ СГО), созданы шарошечные буровые станки СБШ-250МН для проходки взрывных скважин на карьерах. Их серийное производство начато в 1971 г. Внедрение станков СБШ-250МН на карьерах страны обеспечило в 9-й и 10-й пятилетках повышение производительности в 2,4—2,6 раза, сокращение общего парка буровых станков в 1,8—2,0 раза при ежегодном увеличении объема буровых работ по крепким скальным породам и позволило достичь среднеотраслевой по Минчермету СССР годовой производительности на один буровой станок 23 тыс. м. В настоящее время станками СБШ-250МН обустраивается около 90% горной массы на горнодобывающих предприятиях страны.

Основным резервом повышения производительности станков СБШ-250МН является улучшение использования рабочего времени за счет повышения производственной дисциплины, своевременного проведения текущих, планово-предупредительных ремонтов и намеченных институтом мероприятий по модернизации станков. О реальности указанных мероприятий свидетельствуют показатели, достигнутые передовыми буровыми бригадами. Если среднеотраслевой коэффициент использования рабочего времени бурового станка в 1982 г. составил 0,40, то опыт работы передовых бригад Качканарского, Соколовско-Сарбайского и других горно-обогатительных комбинатов (ГОКов) показал возможность повышения коэффициента использования до 0,55—0,62 при технически возможном 0,75.

При улучшении использования станка достигнуто увеличение годовой производительности бурения. Так, передовыми машинистами Качканарского ГОКа А. Д. Воронкиным, Н. А. При-

11105741

Институт горного дела МЧМ СССР, Свердловск, 1984





секиным, Д. А. Цыгановым достигнута годовая производительность на один станок, соответственно, 42; 36,5; 35 тыс. м. Сорокатысячный рубеж годовой производительности станка СБШ-250МН преодолевают бригады, возглавляемые А. И. Погодаевым (объединение «Якуталмаз»), И. И. Бевзом, В. Т. Данилюком, Г. В. Шведом (Северный ГОК, Кривой Рог). Буровые бригады, возглавляемые А. Е. Понариным (Лебединский ГОК), С. П. Бизюком (Михайловский ГОК), достигли 26 тыс. м в год при бурении скважин в крепчайших кварцитах (средняя производительность в этих условиях 17—18 тыс. м в год).

Одним из основных резервов повышения производительности станков СБШ-250МН является их модернизация путем повышения надежности установленного оборудования в процессе эксплуатации, замены винтовых компрессоров производительностью 24 м<sup>3</sup>/мин компрессорами производительностью 32 м<sup>3</sup>/мин, применения высокостойких буровых штанг со стенками увеличенной толщины.

Институтом совместно с СКБ СГО и Качканарским ГОКом широко проведены промышленные испытания конических стабилизаторов, обратных клапанов, влагоотделителей и других приспособлений, повышающих износостойкость шарошечных долот и производительность буровых станков. Модернизация и внедрение указанных приспособлений позволит на 15—20% увеличить производительность труда и получить реальный экономический эффект 5—6 млн. рублей в год только на железорудных карьерах Минчермета СССР.

Анализ технико-экономических показателей применяемых буровых станков СБШ-250МН позволил наметить основные направления их совершенствования. Это — автоматизация режимов бурения, сокращение времени на вспомогательные операции, повышение коэффициента унификации узлов, деталей и станка в целом, упрощение технического обслуживания.

Решение этих вопросов стало возможным при разработке и создании буровых станков нового поколения: СБШ-250-20, СБШ-250-32, СБШ-320М. Новые буровые станки обеспечат, наряду с повышенным надежностью, значительное сокращение времени вспомогательных операций за счет автоматизации горизонтирования (при переезде на бурение новой скважины), режима бурения, уборки кабеля, наращивания буровых штанг и др. На станках нового поколения увеличена мощность привода вращателя и подачи бурового става, что в значительной степени расширяет область эффективного применения станка в различных горнотехнических условиях ведения буровых работ. Станки СБШ-250-20 и СБШ-250-32 прошли широкие промышленные испытания на карьерах Михайловского и Соколовско-Сарбайского ГОКов, приняты Государственной Межведомственной комиссией и рекомендованы к серийному производству.

Внедрение новых станков на карьерах страны обеспечит по-

вышение производительности в различных горнотехнических условиях на 35—40% в сравнении с производительностью СБШ-250МН. Серийное производство станков будет начато с 1985 г.

В связи со значительной глубиной разрабатываемых карьеров в одиннадцатой и двенадцатой пятилетках особую актуальность приобретает вопрос заоткоски бортов и уступов при выходе на предельный контур карьеров. В настоящее время нет станков для бурения наклонных скважин глубиной более 50 м, по производительности и технологическим параметрам обеспечивающих качественное ведение буро-взрывных работ при заоткоске бортов и уступов карьеров.

Совместно с СКБ СГО Институтом горного дела разработаны исходное требование и техническое задание на создание станка для заоткоски бортов и уступов карьеров СБШ-160-60, предназначенного для бурения скважин диаметром 125—160 мм, глубиной до 56 м, с углом наклона  $\pm 45^\circ$  к вертикали. Станок позволит высокопроизводительно бурить скважины шарошечным и ударно-вращательным способами, а по заложенным в конструкции основным параметрам и характеристикам не уступает лучшим мировым образцам. Несмотря на то, что научно-техническое обоснование технологии заоткоски и необходимости создания такого станка выполнены по заданию Государственного комитета СССР по науке и технике в 1981 г., вопрос создания опытно-промышленного образца станка до настоящего времени не решен. Поэтому предприятия отрасли вынуждены создавать с большими затратами малопроизводительные и низкоэффективные станки для заоткоски бортов и уступов карьеров на базе СБШ-250МН. Таких станков для обустройства запланированных объемов в 1982 г. требовалось только карьерам Минчермета СССР 80—100.

С целью сокращения затрат на бурение и увеличение выхода горной массы с 1 м скважины, а также улучшения качества подготовки горной массы взрывом по совместной заявке Института горного дела, Московского горного института и СКБ СГО создан, прошел промышленные испытания (на Михайловском ГОКе) и рекомендован к серийному производству комбинированный буровой станок СБШ-250МНР для шарошечного бурения скважин диаметром 250 мм и последующего термического их расширения в заряжаемой части до 450—500 мм. Применение такого станка позволит сократить объем буровых работ и получить реальный экономический эффект 50—60 тыс. рублей на один станок в год; обеспечит сокращение расхода шарошечных долот, улучшит качество дробления горной массы и значительно повысит производительность погрузочного и транспортно-оборудования на карьерах.

Объем шарошечного бурения взрывных скважин на карьерах Минчермета СССР в 1982 г. превысил 10 млн. м в год (в основ-



ном скважины имеют диаметр 250 мм). Средняя стоимость шарошечного долота составляет 240 руб., а общие затраты на приобретение их по Минчермету СССР составляет 14—16 млн. руб. в год, что предъявляет серьезные требования — улучшение их работоспособности, повышение износостойкости и экономное расходование.

Начиная с 1970 г. горнодобывающие предприятия отрасли работают в постоянно усложняющихся горно-геологических условиях. Более 56% железной руды добывается в карьерах глубиной более 200 м. С увеличением глубины прочностные свойства, абразивность и обводненность взрывааемых пород возрастают, что создает значительные трудности в ведении буровых работ. Рост объемов буровых работ и доли разрабатываемых скальных пород, а также ухудшение условий в карьерах способствуют увеличению общего расхода бурового инструмента на предприятиях отрасли, при этом износостойкость долот практически осталась на одном уровне. Основной объем бурения (более 70%) производится по крепким скальным породам долотами типа ОК и КП диаметром 243—244,5 мм.

Для упорядочения хранения, учета и расходования бурового инструмента Институтом горного дела разработана и введена в действие отраслевая инструкция по эксплуатации шарошечных долот на карьерах. Инструкцией рекомендовано применение способов и средств, повышающих износостойкость шарошечных долот путем применения: обратных клапанов, стабилизаторов, устройств и способов принудительной смазки долот в процессе бурения, пунктов профилактики и подготовки долот к эксплуатации. На Качканарском, Соколовско-Сарбайском, Криворожских ГОКах созданы пункты подготовки долот к эксплуатации. Установлено, что эти мероприятия обеспечивают повышение срока службы инструмента на 15—20% без дополнительных капитальных вложений и затрат, однако внедрение в практику рекомендаций и мероприятий осуществляется крайне медленно и эпизодически.

Проверкой состояния использования шарошечных долот, армированных дефицитным вольфрамсодержащим твердым сплавом, показала, что до настоящего времени горнодобывающие предприятия не уделяют должного внимания экономии инструмента. До 6% обследованных шарошечных долот недоиспользованы, до 35—40% долот имеют зашламованные опоры как результат нарушения технологического режима бурения. Утилизация вольфрамсодержащего твердого сплава производится предприятиями не в полном объеме.

Для коренного улучшения использования и экономии твердого сплава необходимо усилить контроль со стороны снабженческих организаций за утилизацией твердого сплава, а на предприятиях внедрить в полном объеме материальное стимулирование буровых бригад за экономию шарошечных долот, обес-

печить изготовление и внедрение устройств и приспособлений, повышающих их износостойкость.

Вторым наиболее перспективным направлением экономии твердого сплава является создание новых типов высокостойкого бурового инструмента горнорудного исполнения. Институтом горного дела совместно с СКБ СГО проведены испытания долот с породоразрушающим инструментом новых форм. Долота нового типа 12Р дали увеличение механической скорости бурения на 18% в сравнении со скоростью бурения серийными долотами.

Для подземных горных работ институтом совместно с НИПИгормашем и НИГРИ разработаны обоснования на создание погружных пневмоударников повышенной износостойкости и энерговооруженности и соответствующего бурового инструмента — коронок штыревого типа; они способны передавать на забой скважины энергию удара, большую в 2—2,5 раза, и имеют износостойкость в 2—3 раза выше в сравнении с износостойкостью серийных лезвийных коронок и не требуют перезаточки за весь срок эксплуатации. Результаты широких промышленных испытаний этих коронок в подземных рудниках КМА, Урала, Кривого Рога, предприятий Минцветмета СССР подтвердили их высокую эффективность. При переходе на штыревой инструмент только на предприятиях Минчермета СССР возможно получить народнохозяйственный экономический эффект более 5—6 млн. руб.

Производство и испытания штыревых неперетачиваемых коронок осуществляют НИПИгормаш, Свердловский филиал Специального производственно-технического бюро (СПТБ) «Оргпримтвёрдосплав», СКБ СГО, Кыштымский машиностроительный завод им. Калинина, Старооскольский механический завод, однако серийное производство удовлетворяет лишь 2—3% общей потребности. При переходе на штыревой инструмент взамен лезвийного возможно сократить объем производства буровых коронок вдвое при полном обеспечении подземных предприятий буровым инструментом и, соответственно, сократить расход вольфрамсодержащих твердых сплавов.

Одним из основных направлений создания трердосплавного инструмента в ближайшие годы должно явиться применение безвольфрамовых твердых сплавов, например, титансодержащих.



В. П. ЯРУШИН

## МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРКА БУРОВЫХ СТАНКОВ

Методикой\* предусмотрено определение потребности в буровых станках по двум направлениям — на прирост парка и для замены изношенных. Первая потребность рассчитывается на основе норм потребности в станках для определения парка, которые (нормы) устанавливаются с помощью двух методов: факторного (основной метод) и статистической экстраполяции (контрольный метод). Потребность в буровых станках для замены изношенных рассчитывается прямым счетом, исходя из установленного срока службы станков и данных о ежегодных их поставках. При этом предусматривается ликвидация станков с истекшим сроком службы. Сумма указанных потребностей составляет общую потребность в буровых станках.

Настоящая методика может быть использована для расчета потребности в буровых станках как в целом, так и по отдельным их видам: шарошечного бурения, шнекового бурения и т. д.

Под нормой потребности в буровых станках для определения парка понимается количество буровых станков, необходимое для обеспечения переработки единицы объема горной массы, установленное с учетом оптимально высокого уровня использования станков и технического прогресса техники, технологии и организации производства в плановом периоде.

Определение норм производится факторным (расчетно-аналитическим) методом. В его рамках для определения численных значений нормообразующих факторов (факторных показателей) в плановом периоде или их индексов (коэффициентов изменения) допускается применение метода экспертных оценок — в тех случаях, когда отсутствуют конкретные плановые или прогнозные данные для расчета.

Факторный метод расчета норм потребности в буровых станках для определения парка заключается в корректировке соответствующего этой норме фактического удельного показателя, рассчитанного для базисного года, с помощью индексов, харак-

\* Методика разработана Институтом горного дела МЧМ СССР совместно с Научно-исследовательским институтом планирования и нормирования при Госплане СССР.

теризующих изменение в плановом периоде факторных показателей.

За базисный год принимается последний отчетный год.

Метод экстраполяции заключается в выявлении тенденции изменения показателей, сложившейся в отчетном периоде (10 лет), и в распространении этой тенденции на плановый период. Рекомендуется использование метода, известного в математической статистике как метод наименьших квадратов.

Нормы потребности в буровых станках для определения парка устанавливаются в целом для министерства. Факторные показатели за отчетный и плановый периоды, используемые для расчета этих норм, определяются как средневзвешенные величины на основе соответствующих показателей производственных или промышленных объединений (главных управлений) — в зависимости от структуры министерства.

$$H_n = g \frac{I_d I_n I_m I_p I_s I_t I_c I_r I_{sh}}{I_y I_b I_{\tau} I_e I_n}, \quad (1)$$

где  $H_n$  — норма потребности в буровых станках, шт./млн. т;  
 $g$  — фактический удельный показатель потребности в станках в базисном году, шт./млн. т;

$I$  — индексы нормообразующих факторов, соответственно: коэффициента бурения ( $I_b$ ), удельного веса шарошечного бурения ( $I_m$ ), коэффициента вспомогательных буровых работ ( $I_n$ ), средней производительности (единичной мощности) станков ( $I_p$ ), условий эксплуатации станков ( $I_s$ ), коэффициента сменности ( $I_c$ ), коэффициента технической готовности ( $I_r$ ), коэффициента использования исправных станков ( $I_{sh}$ ).

В представленном виде формула (1) составлена для расчета норм потребности в станках шарошечного бурения. Применительно к буровым станкам других видов индекс  $I_m$  заменяется соответствующим, а для буровых станков в целом этот индекс вообще исключается из расчета. Аналогичным образом для соответствующих видов станков или по буровым станкам в целом определяются индексы  $I_b, I_d, I_s, I_c, I_r, I_{sh}$ .

Потребность в буровых станках на прирост парка определяется в целом по министерству на плановый период. Расчет ведется методом интерполяции по формуле

$$H_{nt} = g + \frac{(H_n - g) Nt}{n - 1}, \quad (2)$$

где  $H_{nt}$  — значение нормы для  $t$ -го года пятилетки, шт./млн. т;  
 $g$  — то же, что в формуле (1);

$H_n$  — значение нормы для последнего года пятилетки;

$n$  — количество показателей в интерполируемом ряду, включая показатели  $g$  (для базисного года) и  $H_n$ ;

$N_t$  — порядковый номер искомой нормы в интерполируемом



ряду, первым в котором считается показатель, следующий за  $g$ .

Потребность в буровых станках для замены изношенных определяется тоже в целом по министерству на плановый период.

Расчет для каждого года планового периода производится по формуле

$$m_{zi} = \frac{P_i - \tau}{I_d}, \quad (3)$$

где  $m_{zi}$  — потребность в станках для замены изношенных для  $i$ -го года планового периода, шт.;

$P_i - \tau$  — поставки станков в году, отстоящем от  $i$ -го года планового периода на число лет, равное расчетному сроку службы ( $\tau$ );

$I_d$  — то же, что в формуле (1); в данном расчете принимается значение  $I_d$ , установленное в целом по министерству для последнего года планового периода;

$M_y$  — количество буровых станков с истекшим сроком службы на конец последнего года предплановой пятилетки; определяется на основе возрастной структуры парка в последнем отчетном году с учетом «старения» наличных станков в текущем и предплановом году и ожидаемого списания станков в эти годы;

$f$  — число лет планового периода, в течение которых намечается полная ликвидация станков с истекшим сроком службы.

Выражение  $M_y/I_d f$  участвует в расчете только на отрезке планового периода, равном  $f$  (до полной ликвидации станков с истекшим сроком службы). В дальнейшем формула (3) приобретает вид:

$$m_{zi} = \frac{P_i - \tau}{I_d}. \quad (4)$$

Во избежание резких изменений величины потребности в станках значение  $f$  рекомендуется выбирать кратным пяти: 5, 10, 15 лет, руководствуясь при этом условием:

$$\frac{M_y}{f} \leq (0,1 + 0,5) P_i - \tau.$$

При отсутствии данных о поставках буровых станков по годам отчетного периода расчет потребности в них для замены изношенных можно произвести на основе возрастной структуры парка станков на конец последнего года предплановой пятилетки. Данные этой структуры, составленной по годам возраста станков, можно рассматривать как поставки станков в соответствующие годы отчетного периода.

## РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ И РЕЗЕРВЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ

Значительные темпы развития горных работ, увеличивающиеся объемы бурения настоятельно требуют изыскания более эффективных способов ведения буровых работ, в первую очередь, за счет увеличения использования существующего парка буровых станков, и интенсификации процесса разрушения горных пород буровым инструментом.

Основными направлениями совершенствования буровых работ на карьерах являются:

— замена существующего парка станков и внедрение новой, высокопроизводительной буровой техники для проходки взрывных скважин на карьерах;

— определение и внедрение наилучших типов новых шарошечных долот;

— повышение эффективности использования шарошечных долот за счет стабилизаторов, центраторов, обратных клапанов, влагоотделительных втулок и других различных приспособлений к долотам.

Ежегодно нашей долотной промышленностью создаются различные конструкции нового бурового инструмента, которые проходят промышленную проверку в карьерах горных предприятий и дают в большинстве случаев положительный экономический эффект. Только за 1979—1982 гг. на карьерах Качканарского, Лебединского, Михайловского ГОКов, на карьерах Кривого Рога были испытаны долота 12Р-244,50КП; 13Р-244,50КП; 15Р-244,50КП; 16Р-244,50КП, долота диаметром 222,3 мм, типа Ш244,5КПВ, конические стабилизаторы, буровые ставы, обратные клапаны и т. д.

Правильный выбор формы породоразрушающих элементов шарошечных долот обеспечивает увеличение механической скорости бурения за счет изменения площади контакта с забоем скважины. В связи с этим Специальным конструкторским бюро самоходного горного оборудования Союзгормаша (СКБ СГО) были разработаны и Институтом горного дела МЧМ СССР испытаны на карьерах Качканарского ГОКа опытные партии долот



12Р-244,50КП-8 и 13Р-244,50КП с зубками конической формы, которые успешно прошли испытания и показали увеличение механической скорости бурения, соответственно, на 18 и 14%.

Важным направлением повышения уровня эксплуатации долот является определение соответствия долота породе, замена долот типа ОКП долотами типа КП для пород с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протоdjаконова 14 и ниже.

В 1978—1979 гг. на карьерах Качканарского ГОКа были проведены опытно-промышленные испытания и внедрение долот типа КП, предназначенных для бурения крепких абразивных пород.

Основным отличием долота типа КП от применяемых долот типа ОКП является увеличенный шаг зубков (расстояние между зубками) и их вылет над телом шарошки. В связи с разреженным шагом зубков общее количество твердого сплава в долотах типа КП меньше, чем в долотах типа ОКП, а следовательно, меньше их стоимость. Эффективность разрушения горных пород, т.е. скорость бурения, а отсюда и производительность станка возрастают.

Результаты испытаний новых типов шарошечных долот на карьерах Качканарского ГОКа

Шифр долота	Число контрольно-отработанных долот	Коэффициент крепости буримых пород	Пробурено, м	Проходка на долото, м	Средняя механическая скорость бурения, м/ч	Стоимость 1 м скважины по на долото, затратам руб.
<b>Западный карьер</b>						
12Р-244,50КП	30	11—12	4558	151,9	17,0	1,42
13Р-244,50КП	25		3070	122,8	12,6	1,71
15Р-244,50КП	39		5382	138,0	22,0	1,69
Ш244,50К-ПВ	26		3443	132,4	14,0	1,51
1В-2430КП	95		12296	129,4	14,0	1,45
Ш244,5К-ПВ	30	11—13	3224	107,0	9,8	1,70
1В-2430КП	30		3032	101,0	8,7	1,86
<b>Главный карьер</b>						
12Р-244,50КП	20	11—12	2898	144,9	14,0	1,48
Ш244,50К-ПВ	26		3839	147,6	12,7	1,36
1В-2430КП	47		6504	138,4	12,7	1,39
Ш244,5К-ПВ	8	11—13	1232	154,0	9,3	1,18
1В-2440КП	8		1083	135,0	8,0	1,39

В результате испытаний установлена целесообразность использования долот этого типа (см. таблицу). Следует заметить, что результаты испытаний, полученные на Качканарском комбинате, согласовываются с результатами испытаний, полученными на других ГОКах.

При дальнейшем углублении карьеров возрастает доля причин, влияющих на срок службы шарошечных долот; в первую очередь, это группа причин, связанных с обводненностью скважин, увеличивающейся с глубиной, и с качеством изготовления долот.

В связи с этим СКБ СГО, Институтом горного дела МЧМ СССР, Восточным научно-исследовательским горнорудным институтом (ВостНИГРИ), Всесоюзным научно-исследовательским институтом буровой техники (ВНИИБТ) и другими проводятся работы по созданию средств шламозащиты долот горнорудного исполнения, начаты их опытно-промышленные испытания.

Институтом горного дела МЧМ СССР разработаны рабочие чертежи прибора для наружного контроля качества изготовления шарошечных долот. Этими приборами уже оснащаются горнорудные предприятия отрасли с целью проведения отбраковки шарошечных долот, не соответствующим тем или иным горнотехническим условиям.

К средствам, повышающим эффективность использования шарошечных долот, относится конический стабилизатор-расширитель, созданный СКБ СГО и испытанный совместно с Институтом горного дела МЧМ СССР. Он увеличивает скорость бурения на 15—20% и снижает осевое усилие станка до 15 тс за счет эффекта ввинчивания. По мнению авторов, применение таких стабилизаторов позволит в перспективе создать новое поколение буровых станков для глубоких горизонтов, т.е. станков имеющих меньшую металлоемкость и размеры и не уступающих современным станкам в производительности бурения.

С целью повышения эффективности использования шарошечных долот на ряде карьеров применяются стелды для предварительной обкатки долот и подготовки их к эксплуатации. Задачей предварительной обкатки шарошечных долот является повышение срока их службы и надежности в процессе эксплуатации. Срок службы при этом увеличивается примерно на 20%. Так, например, на Качканарском ГОКе предварительная обкатка позволила снизить удельный расход шарошечных долот с 10,0 до 7,6 штук и увеличить среднюю проходку на долото с 99,8 до 133,5 м. Экономический эффект составил около 50 тыс. руб. в год.

В заключение необходимо отметить, что проблему повышения эффективности буровых работ следует решать не только путем создания новых конструкций шарошечных долот, но, в значительной мере, повышением уровня их эксплуатации (включая использование различных устройств к долотам) и проведением ряда организационно-технических мероприятий.



## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНОРУДНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ И ОРГАНИЗАЦИИ БУРО-ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Одним из основных направлений повышения эффективности производства является совершенствование планирования, организации и управления буро-взрывными работами, в частности, разработка графика выполнения операций с учетом потребности экскаваторов во взорванной горной массе, а также реализации плана развития горных работ, учитывающего комплексное влияние факторов с вероятностными характеристиками.

В целом задачу составления графика, где была бы отражена динамика основных параметров процесса — временных  $X$ , пространственных  $Y$ , объемных  $V$  — и календарных дат  $\lambda$ , можно сформулировать следующим образом. В планируемом периоде  $T$  при заданном объеме бурения  $V$  распределить имеющийся буровой парк станков  $N$  по блокам  $A$  так, чтобы время на перегоны станков  $t_{ij}$  и расстояние перегонов  $S$  были минимальными, а блоки обуривались к заданному сроку взрывания  $B_{\lambda}$ .

На первом этапе методом статистических испытаний решается задача определения и оптимизации количественных значений, функциональных зависимостей и степени взаимного влияния параметров взаимосвязи в работе станков по обуриванию блока и забойного экскаватора. Установлено, что такими параметрами являются: объем обуриваемого блока, объем резервного запаса в активной части забоя экскаватора, количество буровых станков на обуривании блока [1].

Далее решается задача выбора блоков и последовательности их бурения в соответствии с планом развития горных работ и обеспечения экскаваторов взорванной горной массой требуемого качества (рис. 1). После того, как блоки под бурение определены, необходимо задать оптимальную последовательность их обуривания и движение буровых станков, обеспечивающие

минимум расстояния перегонов и времени в планируемом периоде.

$$\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^{\frac{A(A-1)}{2}} l_{ijk} X_{ijk} \rightarrow \min, \quad (1)$$

$$\sum_{i=1}^N N_i \Pi_i \geq \sum_{j=1}^m V_j. \quad (2)$$

А. И. ИСАКОВ

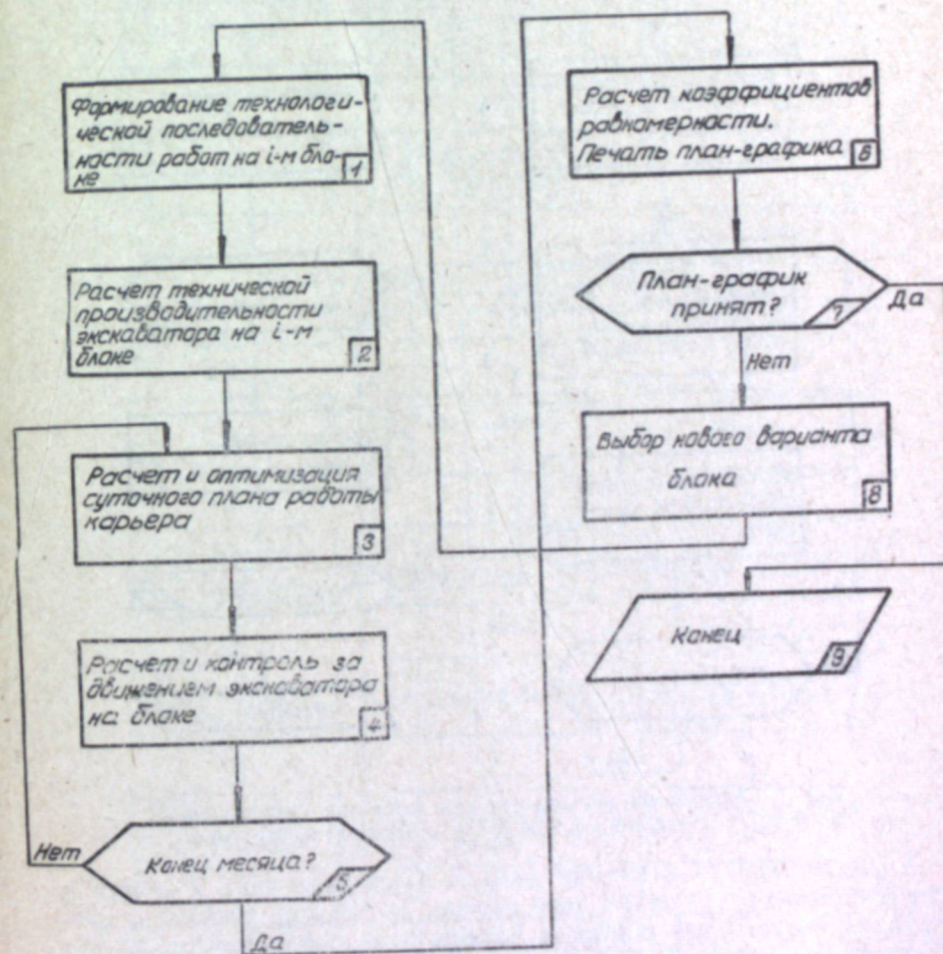


Рис. 1. Блок-схема проверки обоснованности выбора блоков для бурения по плану работы экскаваторов.

В основе решения лежит матричный способ, заключающийся в последовательном нахождении минимальных расстояний  $S$ , маршрутов перегона [2].

$$S = \|l_{yz}\|. \quad (3)$$



Для расчета графика организации буро-взрывных работ необходимо знать календарные даты пополнения запасов  $\lambda_t$ , которые определяются потребностью экскаваторов, т. е.

$$Q_s = V_1 + V_2, \quad (4)$$

где  $Q_s$  — объем выемки по плану горных работ,  $m^3$ ;  
 $V_1$  — переходящий остаток взорванной горной массы,  $m^3$ ;  
 $V_2$  — объем взрывания в текущем периоде,  $m^3$ .

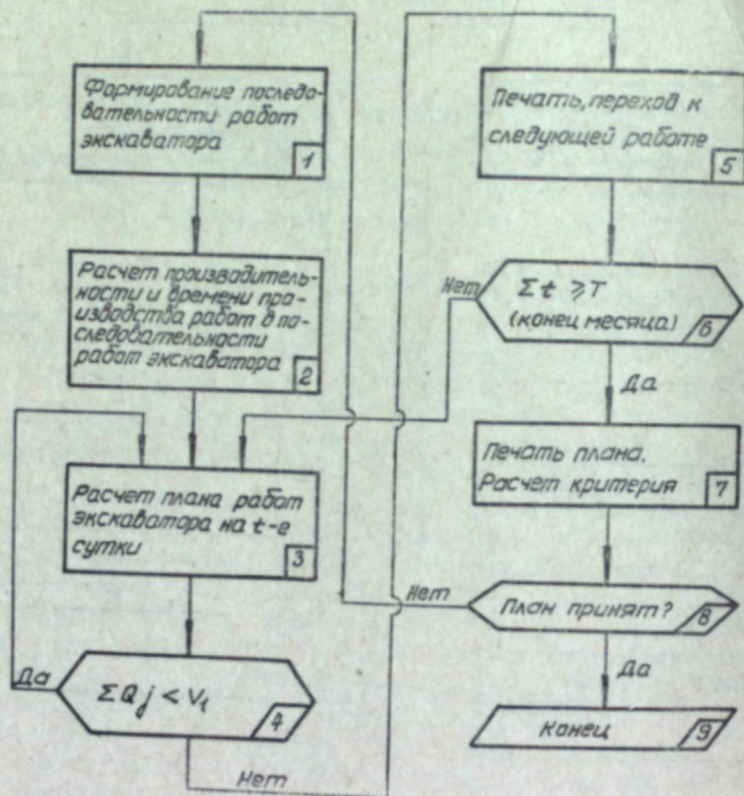


Рис. 2. Блок-схема расчета времени отгрузки переходящих запасов взорванной горной массы в экскаваторных забоях.

Подготовка  $V_2$  к взрыву должна быть закончена к моменту  $\lambda_t$  отработки  $V_1$ . Считая дату взрыва  $\lambda_t$  предварительно заданной, в соответствии с планом работы экскаваторов (рис. 2) ведут расчет временных параметров последовательности работ от подготовки буровых площадок и перегона станков до взрыва по алгоритму (рис. 3).

Результатом решения комплекса перечисленных задач является линейно-сетевой график организации буро-взрывных работ, который представляет собой расписание последовательности бурения и взрывания блоков, согласованное с планом рабо-

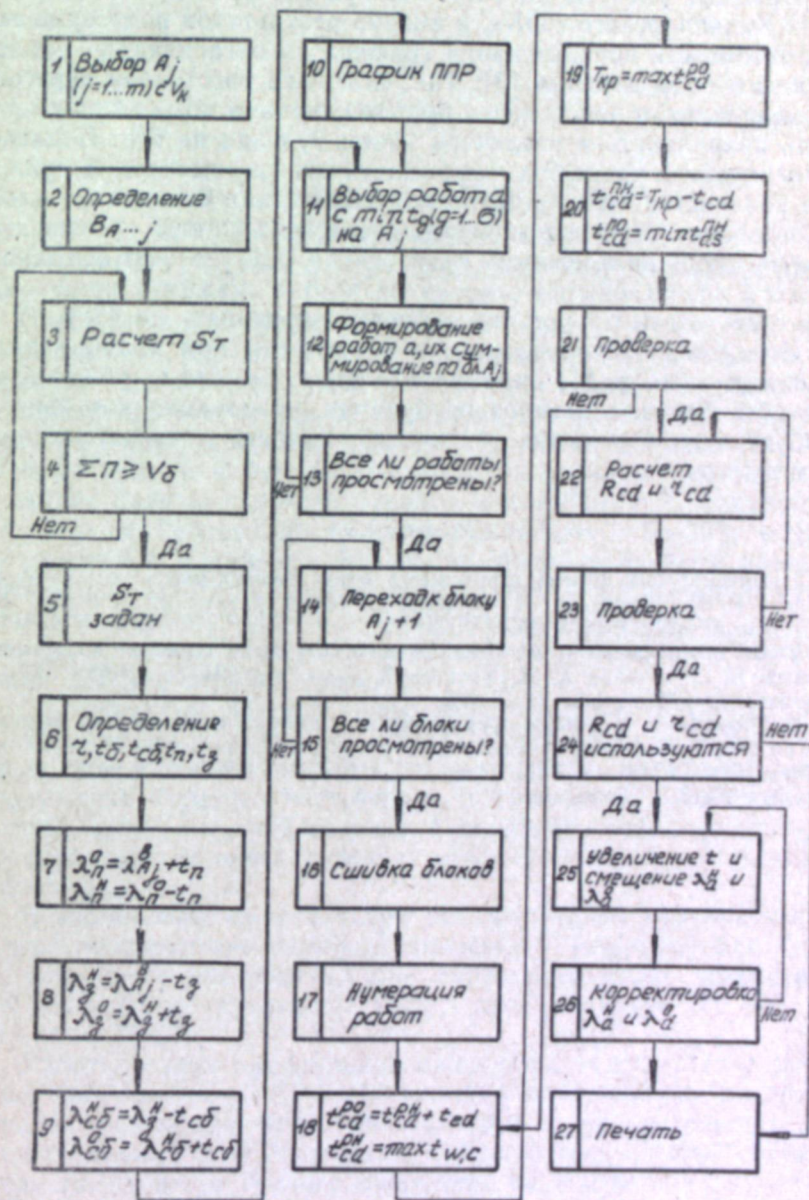


Рис. 3. Блок-схема алгоритма расчета графика организации буро-взрывных работ.

11/05 741





ты экскаваторов и развития горных работ на планируемый период.

Опытные расчеты на ЭВМ «Напри-К», проведенные в условиях Качканарского ГОКа, и анализ результатов подтверждают эффективность использования графика в организации работы бурового оборудования [3]. Так, снижение расстояния перегона и рациональная расстановка буровых станков позволяют уменьшить аварийность и увеличить объем бурения на 6%. Последовательность выполнения профилактических ремонтов и снижение количества одновременно простаивающих станков в ремонте позволяет повысить качество ремонта, а также уменьшить общую продолжительность простоев на 43% за счет организованного использования станков на чистке скважин; продолжительность сдачи блоков под зарядку сократилась на 4,9%.

Использование предложенной программы при планировании буро-взрывных работ позволяет вскрыть резервы увеличения загрузки буровых станков на бурении, реализация которых не требует дополнительных технических средств и эксплуатационных затрат.

#### Литература

1. Оптимизация объема взрываемого блока горной массы на карьере./ Стахеев Н. Л., Исаков А. И., Жужгин Д. М., Жернаков Ю. И. — Изв. вузов, Горный журнал, 1978, № 6, с. 45—49.
2. Об оптимизации расстояния перегона буровых станков в карьере./ Стахеев Н. Л., Исаков А. И., Ковалев В. И. — Труды/ИГД МЧМ СССР, — Свердловск, 1979, вып. 59, с. 27—32.
3. Разработка и опытно-промышленная проверка методических положений по планированию буро-взрывных и погрузочно-транспортных работ на ГОКе с использованием ЭВМ: Отчет/ИГД МЧМ СССР. Рук. Стахеев Н. Л. Инв. № 807115. — Свердловск, 1979. — 118 с.

А. В. ПАДУЧЕВА

### ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВНЕДРЕНИЯ ШТЫРЕВЫХ БУРОВЫХ КОРОНОК, АРМИРОВАННЫХ ТВЕРДОСПЛАВНЫМИ ВСТАВКАМИ

Пневмоударное бурение взрывных скважин применимо как на подземных, так и на открытых горных работах, однако на карьерах данный способ бурения не нашел широкого распространения из-за отсутствия совершенных буровых станков. Кроме того, на горнорудных предприятиях применяются разнотипные пневмоударники и буровые коронки, в большинстве случаев имеющие низкую скорость бурения и наработку на 1 коронку. Затраты на буровой инструмент составляют 15—30% общей стоимости 1 м скважины. Это все значительно снижает преимущества пневмоударного бурения скважин. Организационно-технические мероприятия не решают вопроса снижения стоимости бурения, они позволяют увеличить наработку на коронку около 12,3% в породах крепостью  $f=11\div 12$ .

Значительные резервы повышения производительности буровых станков и снижения себестоимости пневмоударного бурения скважин заключаются в улучшении твердосплавного вооружения бурового инструмента. Одним из них является освоение серийного производства и внедрение на горнорудных предприятиях буровых коронок, армированных твердосплавными штырями.

В зарубежной практике при пневмоударном бурении широкое распространение получили штыревые буровые коронки. Объем штыревого инструмента при бурении скважин диаметром 130 мм и более составляет 100%, при диаметре от 80 до 130 мм — 79%.

Работы в этом направлении проводятся Институтом горного дела Минчермета СССР, Научно-исследовательским и проектно-конструкторским институтом горного и обогатительного машиностроения (НИПИгормаш), Специальным конструкторским бюро самоходного горного оборудования (СКБ СГО), Свердловским филиалом специального производственно-технического бюро (СПТБ) «Оргпримтвердосплав» и заводами — Кыштымским машиностроительным имени М. И. Калинина и Старооскольским механическим.



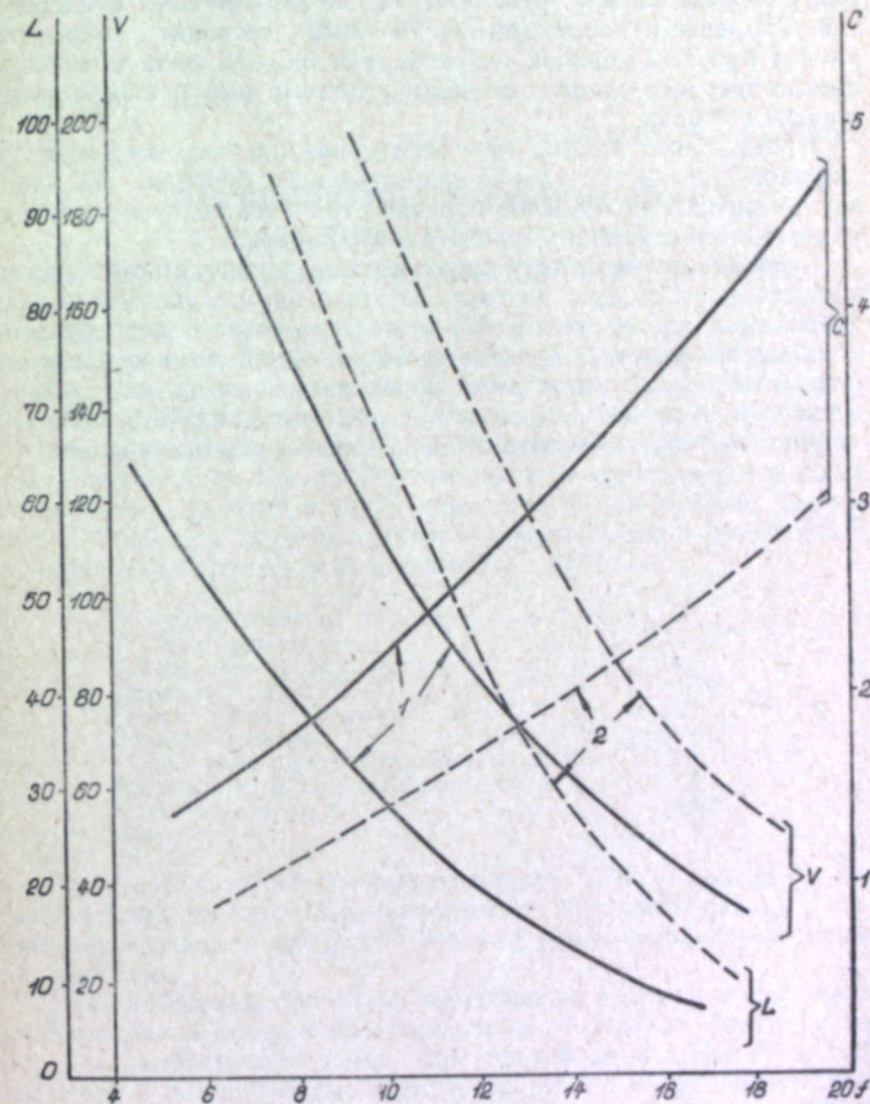
Результаты промышленных испытаний штыревых коронок (см. таблицу), проведенные за последние годы на горнорудных предприятиях, показали повышение скорости бурения на

Результаты испытаний штыревых коронок

Предприятие	Коэффициент крепости пород	Тип буровых коронок	Работа одной коронки				
			средняя наработка		механическая скорость бурения		
			м	%	мм/мин	%	
Бакальское РУ							
Шахта Сидеритовая	12—13	БК-105	44,0	—	42,0	—	
		К-105Ш6	101,0	229,6	50,0	119,1	
Первоуральское РУ Карьер Магнитка	8—10	К-125К	320,0	—	153,0	—	
		К-125Ш6	487,0	152,2	172,0	112,4	
Шахта Сарановская Рудная	8—10	БК-105	23,0	—	100,0	—	
		К-105Ш6	100,0	434,9	123,0	123,0	
Соколовское РУ	10—11	БК-105	34,0	—	112,0	—	
		К-105Ш6	64,0	164,1	157,0	140,2	
Дзержинское РУ Шахта Коммунар	14—16	К-100В	8,4	—	49,3	—	
		КНШ-105	30,2	357,9	60,5	122,7	
Комбинат КМА Шахта им. Губкина	14—18	К-100В	3,6	—	70,0	—	
		Н-105Р	8,5	236,1	91,7	131,0	
	16—18	К-100В	2,8	—	66,0	—	
		КНШ-105	16,3	582,1	55,1	135,3	
18—20	К-105В	1,9	—	55,5	—		
	КНШ-105	10,1	515,3	70,4	126,9		
Высокогорское РУ Шахта Магнетитовая	9—10	К-105В	17,0	—	64,0	—	
		К-105Ш6	32,0	188,2	81,0	126,6	
	11—13	К-105В	30,6	—	60,0	—	
К-105Ш9		68,0	222,2	69,0	115,0		
Шахта Эксплуатационная	8—12	БК-105	—	—	170,0	—	
		К-105Ш6	—	—	202,0	118,8	
Шахта Естюнинская	12—14	К-105В	4,8	—	50,0	—	
		КНШ-105	26,3	547,9	84,0	168,0	
	14—16	К-100В	15,0	—	57,1	—	
		К-105Ш9	38,3	255,3	75,0	131,4	
	17—18	БК-105	12,0	—	47,0	—	
К-105Ш9	20,0	166,7	55,1	—			
	Гороблагодатское РУ Шахта Южная	10—12	БК-105	50,0	—	98,0	—
К-105Ш6			102,0	204,0	118,0	120,4	

30—50% за счет снижения энергоемкости; наработка на долото штыревых коронок увеличивается в 2—4 раза, в отдельных случаях наблюдается увеличение наработки до 6 раз и сокраще-

ние удельного расхода твердого сплава на бурение 1 м скважины — 3 раза. На рисунке показаны значения скоростей бурения и величина наработки на 1 коронку при бурении серийными и опытными штыревыми коронками, армированными твер-



Зависимость стоимости бурения 1 м скважины C, руб/м, наработки коронки L, м и скорости бурения v, мм/мин лезвийными и штыревыми коронками в породах различной крепости f:

1 — показатели по лезвийным коронкам; 2 — показатели по штыревым коронкам.

досплавными вставками. Метод математической обработки позволил построить теоретическую кривую ожидаемой стоимости



1 м скважины при переходе на бурение скважин штыревыми коронками.

При современном серийном буровом инструменте затраты только по подземным работам запланированы на 11-ю пятилетку в сумме 30 млн. руб. Обеспечение горнорудных предприятий штыревыми коронками на 70—80% позволит сократить расход буровых коронок по отрасли в 3,0—3,5 раза и снизить расход твердого сплава на единицу объема выбуренной горной породы в 3 раза.

Приведенные данные наглядно показали, что, несмотря на широкое применение ударно-вращательного бурения, дальнейшее развитие этого способа бурения ограничено отсутствием высокоустойчивого серийного бурового инструмента.

Промышленные испытания штыревых коронок подтвердили эффективность внедрения таких коронок на большинстве горнодобывающих предприятий. Из этого следует, что первоочередной задачей является срочное освоение серийного производства штыревых коронок, при этом необходимо обеспечить объем серийного выпуска штыревых коронок порядка 70% общего суммарного объема изготавливаемых пневмоударных коронок.

Д. С. ШАХМАТОВ, Г. Н. ХРУЩЕВ

### ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА ПЕРВОУРАЛЬСКОМ КВАРЦИТОВОМ КАРЬЕРЕ

Разрушение горных пород огневыми горелками достаточно широко применяется в горной промышленности для бурения и расширения взрывных скважин, обработки блочного камня, дробления негабаритов. По техническому заданию Института горного дела Минчермета СССР Московским горным институтом совместно со Специализированным конструкторским бюро самоходного горного оборудования разработан ручной термобур ТВР-50 для бурения шпуров и разрушения негабаритов. Техническая характеристика термобура ТВР-50:

Калибр по башмаку, мм . . . . .	50
Глубина бурения, м . . . . .	до 1
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	4
Давление воздуха, Па . . . . .	6·10 <sup>5</sup>
Расход горючего (керосина), кг/ч . . . . .	12
Давление горючего, Па . . . . .	8·10 <sup>5</sup>
Расход воды для пылеподавления, л/мин . . . . .	8,4
Напряжение на спирали зажигания, В . . . . .	12
Длина термобура, м . . . . .	1,08
Масса, кг . . . . .	9,6

Промышленные испытания термобура ТВР-50 проведены на кварцитовом карьере Первоуральского динасового завода с целью последующего внедрения его для невзрывного разрушения негабаритов.

Для снабжения термобура горючим, воздухом и водой была разработана и изготовлена передвижная станция питания на базе автомобильного прицепа, на которой размещены баки для горючего и воды, насосы, компрессор ПКС-5,25, регулирующая, контрольно-измерительная и предохранительная аппаратура.

Испытания проводились на кусках безрудного кварцита объемом 1,0—2,2 м<sup>3</sup>; крепость по шкале М. М. Протодяконова 16—18; категории термобуримости 17-я (хорошо буримые) и 9-я (удовлетворительно буримые).

Установлено, что процесс термического бурения в монолитных однородных кусках устойчив вплоть до максимальной глубины. Наличие естественных трещин значительно снижает эф-



фективность бурения, а сланцевые пропластки полностью прекращают процесс. Максимальная скорость бурения в кусках микрокварцита 17-й категории составила 9, а средняя — 6,8 м/ч; в кусках ожелезненного кварцита 9-й категории, соответственно, 5 и 3,5 м/ч при диаметре шпура 60 мм.

Для разрушения кусков термобур забуривался на глубину 300—400 мм, и подача его прекращалась. Образование трещин начиналось уже при забуривании, а через некоторое время после прекращения подачи трещины проходили насквозь. Куски объемом более 1,5 м<sup>3</sup> разрушались с двух-трех забуриваний. Средняя производительность термического разрушения составила 12 м<sup>3</sup>/ч при средней энергоемкости 55 МДж/м<sup>3</sup> и времени разрушения 6—10 мин.

В этот же период были проведены исследования эффективности применения инфракрасного насадка совместно с термобуром ТВР-50. Ранее подобные насадки испытывались при расширении взрывных скважин станком огневого бурения СБТМ-20 [1]. Для ручного термобура были изготовлены специальные насадки на жаропрочной стали Х25Н19С2 длиной 150 мм с плавным расширением к выходу до 40 мм и четырьмя отверстиями для подсоса воздуха. Насадки крепятся к термобуру на резьбе через переходное кольцо, приваренное к торцу наружного чехла.

Термобур с насадком вводится в предварительно пробуренный на глубину 200—300 мм шпур, и подача останавливается. Разрушение куска идет за счет суммарного воздействия конвективного потока струи термобура и инфракрасного излучения насадка. При работе термобура в номинальном режиме значение удельного конвективного потока находится в пределах 150—200 кВт/м<sup>2</sup> [2], удельного потока инфракрасного излучения — 300—350 кВт/м<sup>2</sup> при температуре насадка 1673—1723 К, а суммарный тепловой поток увеличивается более чем вдвое. Однако практически при таких температурах насадок деформируется и быстро выходит из строя, что имело место в ходе испытаний. Поэтому для снижения температуры насадка расход горючего термобуром снижался примерно на 30% номинального, при этом температура насадка составляла 1373—1473 К, а удельный поток излучения 150—180 кВт/м<sup>2</sup>. При этих режимах работы термобура с насадком производительность разрушения кусков оказалась в 1,3—1,4 раза выше, чем при разрушении без насадка, а энергоемкость ниже в 1,2—1,3 раза.

Выявлен ряд недостатков, связанных с недоработкой конструкции термобура — малоэффективное пылеподавление, нестабильность работы системы зажигания, недостаточно плавное регулирование горючего игольчатый клапаном термобура, значительный уровень шума, создаваемый реактивной струей.

Предварительная оценка экономической эффективности от внедрения термобура ТВР-50 с инфракрасным насадком для

разрушения негабаритов на карьере Первоуральского динасового завода выполнена в сравнении с применяемым способом разрушения накладными зарядами. Стоимость разрушения термобуром составила 0,29 руб/м<sup>3</sup>, а фактическая себестоимость существующего способа 0,62 руб/м<sup>3</sup>. Экономический эффект от внедрения термобура при годовом выходе негабарита 45—50 тыс. м<sup>3</sup> составит около 15 тыс. рублей в год.

#### Литература

1. Новые научные решения в конструкциях установок безвзрывного разрушения горных пород./Кузнецов В. Г., Потапов К. И., Шахматов Д. С., Кадкин А. В. — Труды/ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1982, вып. 68, с. 67—73.
2. Дмитриев А. П., Гончаров С. А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978. — 302 с.



Н. В. ПАЗДНИКОВ, М. И. КАРТУЗОВ,  
Н. Л. АБРАМОВ, В. Г. ВЛАСОВ

### СЕЙСМОБЕЗОПАСНОСТЬ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ВЗРЫВАХ В КАРЬЕРЕ

При комбинированной разработке месторождений взрывные работы в карьере нередко вызывают повреждения подземных горных выработок. Например, под юго-западной частью Ново-Бакальского карьера располагаются выработки шахты Сидеритовая. Наименьшее расстояние от места ведения взрывов в карьере до главного квершлага шахты — около 80 м, и с каждым годом оно сокращается.

Для обеспечения сохранности выработок шахты от взрывов в карьере проведены исследования закономерностей формирования и распространения сейсмозрывных волн в указанных условиях. Методика наблюдений позволила фиксировать не только число сработавших ступеней взрывания при взрывах в карьере, но и определить фактические интервалы замедления. Исследования показали, что при интервалах замедлений в 20 и более миллисекунд происходит разделение сейсмического воздействия ступеней. Сейсмическое воздействие на выработки обуславливается объемными волнами.

Зависимость скорости смещения пород  $v$  от приведенного заряда  $\rho$  описывается формулой

$$v = K\rho^m \quad (1)$$

Для вертикальной составляющей колебаний получено  $K=217$  и  $m=2,1$ ; для горизонтальной  $K=97$  и  $m=1,8$ .

Экспериментально установлено, что при прочих равных условиях заряды, размещенные в скважинах глубиной 30 м, обуславливают сейсмозффект, в среднем в 1,27 раза выше, чем в скважинах глубиной 12 м.

Сохранность горных выработок обеспечивается, если скорость смещения вмещающих пород не превысит допустимую величину  $[v]$ , которая зависит от назначения и срока службы выработки, прочности вмещающих пород, вида крепи. В табл. 1 приведены допустимые скорости, полученные на основе обобщения данных многих исследований, а также по результатам работ Института горного дела МЧМ СССР. Меньшие значения

допустимой скорости для набрызг-бетона относятся к толщине покрытия 2—3 см, большие — к толщине 4—5 см. Для анкерной и штанговой крепи при сетке 1×1 м берутся меньшие значения, при сетке 0,7×0,7 м — большие. Для металлической крепи с плотностью установки одной арки на погонный метр берутся меньшие значения, при 1,5 арках — большие.

Таблица 1  
Допустимая скорость смещения пород в зависимости от их крепости, вида крепи и класса выработки

Вид крепи	Класс выработки	Допустимая скорость (см/с) при коэффициенте крепости пород			
		3—5	5—9	9—14	14—20
Без крепи	I	8	12	15	19
	II	16	23	31	38
	III	24	25	46	58
	IV	40	58	77	96
Набрызг-бетон	I	10—14	14—18	18—25	23—31
	II	20—27	28—37	37—49	46—62
	III	30—41	41—55	55—74	69—92
	IV	50—68	69—92	92—123	115—154
Анкерная, штанговая	I	14—17	18—23	25—31	31—38
	II	27—34	37—46	49—62	62—77
	III	41—50	55—69	74—92	92—115
	IV	68—84	92—115	123—154	154—192
Бетонная	I	18	26	34	42
	II	37	52	67	84
	III	55	78	101	126
	IV	92	130	168	210
Металлическая арочная	I	21—26	29—35	38—46	48—58
	II	42—51	56—70	77—93	96—116
	III	63—77	86—104	115—139	144—174
	IV	105—128	144—174	192—232	240—290

\* См. таблицу 2.

Представленные в табл. 1 допустимые скорости могут быть использованы при обеспечении сохранности подземных горных выработок от сейсмического действия взрывов на любых месторождениях.

Обеспечение сейсмобезопасности объектов сводится к определению допустимой массы заряда ВВ, при которой фактическая скорость смещения не превысит допустимого значения.



Допустимая масса заряда ступени взрывания рассчитывается по формуле

$$Q_c = \left(\frac{r}{B}\right)^3 \text{ кт.} \quad (2)$$

Здесь  $r$  — расстояние от заряда до выработки, м;  
 $B$  — коэффициент, зависящий от условий взрывания и распространения сейсмозрывных волн, а также от допустимой скорости.

$$B = \left(\frac{K}{[v]}\right)^{\frac{1}{m}}. \quad (3)$$

Для шахт, где сейсмометрические наблюдения не проводились, коэффициент  $K$  в зависимости от крепости пород можно определить по работе Картузова М. И., Паздникова Н. В. «Про-

Таблица 2  
 Распределение выработок по классам

Класс	Срок службы, лет	Наименование выработок
I	Более 10	Железнодорожные и гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни
II	До 10	Околоствольные дворы, главные квершлаг и штреки, камеры дробления
III	До 3	Откаточные орты и штреки
IV	До 1	Промежуточные и скреперные штреки, восстающие, выпускные дучки

гнозирование сейсмобезопасности подземных горных выработок при взрывах» (Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1982, вып. 68, с. 55—61). Показатель затухания  $m$  для условий распространения волн в шахте близок к 2.

Обеспечение сохранности выработок шахты при массовых взрывах в карьере позволило сократить затраты на ремонт и восстановление выработок, устранить вызванные ими простои шахты. Экономический эффект составил 15 тыс. рублей в год.

А. С. МАТОРИН, В. С. СОКОЛОВ

## СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ КОНТЕЙНЕРНЫХ И ПАКЕТНЫХ ПОСТАВОК ВВ

Наиболее трудоемкой операцией при подготовке массовых взрывов на горных предприятиях в настоящее время является переработка ВВ на базисных складах (погрузочно-разгрузочные работы, растаривание ВВ, загрузка зарядных машин). На ее проведение расходуется до 45% трудозатрат, приходящихся на производство взрывных работ, так как на этих операциях преобладает ручной труд. Непосредственный контакт людей со взрывчатыми материалами вредно отражается на их здоровье.

Существующий способ доставки ВВ с заводов-изготовителей в джутовых и бумажных мешках в крытых железнодорожных вагонах навалом требует создания и освоения целого комплекта оборудования (машины для выгрузки мешков из вагонов и для формирования и разборки пакетов и т. п.), которое имеется лишь в виде опытных образцов и серийно не выпускается. Поэтому для полной ликвидации ручного труда при доставке ВВ в мешках необходимо перейти на пакетные перевозки.

Пакеты должны формироваться на специальных пакетоформирующих машинах на заводах-изготовителях, загружаться в крытые железнодорожные вагоны и доставляться на горные предприятия. Разгрузка и переработка пакетов с ВВ на складах горных предприятий должна производиться электропогрузчиками. При этом может быть использован опыт пакетных перевозок сыпучих грузов в мешках, накопленный в нашей стране. Но и в этом случае ручной труд полностью не исключается, так как на горных предприятиях нет машин для разборки пакетов, а на заводах-изготовителях — машин для формирования пакетов.

Наиболее полно отвечает требованиям техники безопасности и существующей технологии переработки ВВ на складах горных предприятий и позволяет полностью механизировать все операции по подготовке массовых взрывов применение контейнеров небольшой грузоподъемности со свободной засыпкой материала в них. Размеры и вес контейнеров должны позволять вести погрузочно-разгрузочные работы в крытых железнодорожных вагонах серийно выпускаемыми машинами и механизмами. По-



ставленным условиям отвечают мягкие контейнеры грузоподъемностью до 1 т и рабочим объемом до 1,2 м<sup>3</sup>. Такие контейнеры серийно выпускаются нашей промышленностью. Это, например, мягкие контейнеры МКР-1,0С.

Для многоразового использования мягких контейнеров на горных предприятиях необходимо иметь установки для их разгрузки. Изготовить их можно силами горных предприятий. Заводы-изготовители ВВ должны быть оборудованы пунктами загрузки ВВ в мягкие контейнеры. Владельцем контейнеров, по нашему мнению, должны быть заводы-изготовители.

С 1979 г. организованы поставки ВВ пакетами (строп-контейнеры СК-1) и в мягких контейнерах МКР-1,0С на Качканарский ГОК, а с 1983 г. — в мягких контейнерах на ССГОК. Опытно-промышленные поставки ВВ показывают, что трудоемкость переработки ВВ снижается в 8—10 раз. Экономический эффект составляет 5—10 руб. на 1 т перерабатываемого ВВ.

Практически все горные предприятия Минчермета СССР в настоящее время могут принимать и перерабатывать ВВ, поставляемые в мягких контейнерах или в пакетах с применением строп-контейнеров. Объем возможной поставки ВВ в контейнерах и пакетах на карьеры Минчермета СССР (в %):

	1984 г.	1985 г.
В строп-контейнерах . . . . .	60	50
В мягких контейнерах . . . . .	40	50

Для механизации переработки ВВ на складах горных предприятий необходимы аккумуляторные погрузчики во взрывобезопасном исполнении грузоподъемностью 1 т и со строительной высотой до 2 м (типа ЭПВ-1), так как эти погрузчики должны иметь возможность заходить в вагон (табл. 1).

Таблица 1  
Потребность предприятий Минчермета СССР  
в погрузчиках типа ЭПВ-1

Карьеры	Потребность в погрузчиках, шт.	
	1984 г.	1985 г.
МЧМ СССР . . . . .	80	40
Украины . . . . .	35	17
Центра . . . . .	14	7
Сибири и Востока . . . . .	7	3
Урала, Казахстана и Кавказа . . . . .	20	10
Северо-Запада . . . . .	4	3

Для доставки пакетов или контейнеров ВВ на пункт загрузки зарядных машин на горных предприятиях используются двух-трехтонные электропогрузчики типа ЕВ-717 (табл. 2).

Для организации контейнерных и пакетных поставок требуется иметь необходимое число мягких контейнеров МКР-1,0С и

строп-контейнеров типа СК-1. При определении количества контейнеров и строп-контейнеров принималось расстояние от завода-изготовителя до потребителя 800 км, срок службы контейне-

Таблица 2  
Потребность предприятий Минчермета СССР  
в погрузчиках типа ЕВ-717

Карьеры	Потребность в погрузчиках, шт.	
	1984 г.	1985 г.
МЧМ СССР . . . . .	80	40
Украины . . . . .	35	17
Центра . . . . .	14	7
Сибири и Востока . . . . .	7	3
Урала, Казахстана и Кавказа . . . . .	20	10
Северо-Запада . . . . .	4	3

ров 1 год, строп-контейнеров 3 года, время нахождения ВВ на базисном складе горного предприятия 60 суток (табл. 3).

Таблица 3  
Потребность горных предприятий Минчермета СССР  
в мягких контейнерах и строп-контейнерах

Карьеры	Потребность в мягких контейнерах, шт.		Потребность в строп-контейнерах, шт. в 1984 г.
	1984 г.	1985 г.	
МЧМ СССР . . . . .	42000	54000	63000
Украины . . . . .	18000	22000	26000
Центра . . . . .	7000	9000	11000
Сибири и Востока . . . . .	4000	5000	6000
Урала, Казахстана и Кавказа . . . . .	10000	14000	15000
Северо-Запада . . . . .	3000	4000	5000



В. М. ПАВЛЮТЕНКОВ, В. Г. ШЕМЕНЕВ

### ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СМЕСИТЕЛЬНО-ЗАРЯДНЫХ МАШИН ДЛЯ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВВ

В интенсификации дробления горных пород взрывом важная роль принадлежит водосодержащим взрывчатым веществам (ВВВ). Их высокая плотность позволяет повысить энергию заряда в скважине и улучшить дробление горной массы без увеличения затрат на бурение, а текучесть — эффективно механизировать зарядание. И хотя ВВВ завоевали широкое признание, объем их применения все еще незначителен. Широкое внедрение ВВВ возможно лишь, как показала практика, при условии изготовления их в смесительно-зарядных машинах (СЗМ) или на стационарных прикарьерных пунктах. Приготовление в смесительно-зарядных машинах наиболее полно реализует присущие ВВВ преимущества, так как позволяет получать их с заданными свойствами и регулировать энергоемкость скважинного заряда в соответствии с конкретными условиями. Относительная водоустойчивость ВВВ достигается структурированием загущенных композиций соответствующими микрокомпонентами. Возникающая в результате химической реакции между структурирующим реагентом и загустителем пространственная сетка предохраняет жидкую фазу и растворимые компоненты от действия воды. Регулировать объемную энергию можно как путем изменения содержания горючего (например, алюминия), так и плотности ВВВ за счет газонасыщения или аэрации. Аэрация ВВВ осуществляется перемешиванием (естественная аэрация), а также введением в состав ВВВ воздуха через распыливающие форсунки или химических соединений, разлагающихся с выделением газов. Гелевая структура препятствует сливанию и всплыванию пузырьков воздуха или газа, обеспечивая на длительное время стабильность и первоначальные взрывчатые свойства. Изменяя количество вводимого воздуха или химического соединения в процессе зарядания, можно получить ВВВ с любой заданной плотностью и, следовательно, объемной энергией.

В основе технологического процесса приготовления ВВВ в СЗМ лежит перемешивание компонентов, которые подаются в смеситель в заданном рецептурном соотношении дозирующе-

ми устройствами. Постоянство и однородность состава ВВВ зависят в значительной степени от стабильности исходных компонентов, точности дозирования и качества смешения. После перемешивания смесь транспортируется в скважину.

Подача ВВВ в скважину в принципе может быть как самотечной, так и принудительной. При самотечной подаче готовая смесь выгружается из смесителя в скважину по короткому направляющему рукаву за счет гравитационной силы. У машины с принудительной подачей готовая смесь транспортируется в скважину насосом или выдавливается сжатым воздухом по сравнительно длинному зарядному шлангу. Очевидно, более совершенными являются машины с принудительной подачей ВВВ, так как они заряжают с одной стоянки несколько скважин и обеспечивают зарядание обводненных скважин под столб воды сравнительно простыми составами. Самотечная же подача предполагает обязательную откачку воды из скважин перед заряданием.

Созданные в нашей стране различные СЗМ [1, 2, 3] не получили распространения в основном потому, что не обеспечивали приготовление ВВВ с требуемыми свойствами и не могли надежно заряжать обводненные скважины. В то же время на стадии испытаний и эксплуатации опытных образцов выполнен значительный объем исследовательских работ, позволивших конкретизировать требования как к технологии приготовления ВВВ, так и к конструктивному исполнению основных узлов СЗМ и выработать основные направления их совершенствования.

Несмотря на многообразие конструкций все СЗМ имеют следующие общие узлы: бункер или несколько бункеров для сыпучих компонентов (горючего и окислителя), емкость для раствора окислителя и смеситель. Главнейшим узлом СЗМ, определяющим характер процесса зарядания, производительность и технический уровень машины, а также качество получаемого ВВВ, является смеситель. От типа смесителя зависит технология получения ВВВ с необходимыми свойствами.

Смесители известных отечественных машин являются смесителями периодического действия, в которых исходные компоненты загружаются через определенное время, а после перемешивания из них выгружается готовая смесь. По окончании разгрузки процесс повторяется. Такие смесители установлены на машинах Норильского горно-металлургического комбината, Ленинградского горного института и НИПИГормаша.

Основными конструктивными недостатками смесителей, установленных на машинах Норильского горно-металлургического комбината и Ленинградского горного института являются последовательная загрузка компонентов и низкая интенсивность перемешивания. Смеситель, установленный на машине МЗ-ЗВ НИПИГормаша, не обеспечивает эффективного переме-



шивания, поэтому невозможно получение однородной смеси твердых компонентов с загущенным раствором окислителя.

Кроме указанных конструктивных недостатков смесители данного типа имеют ряд общих недостатков, присущих устройствам периодического действия. Они, как правило, большой вместимости. Так как состав ВВВ является постоянным для всего аппарата, то исключается возможность плавного регулирования энергии заряда по высоте скважины за счет изменения рецептуры ВВВ.

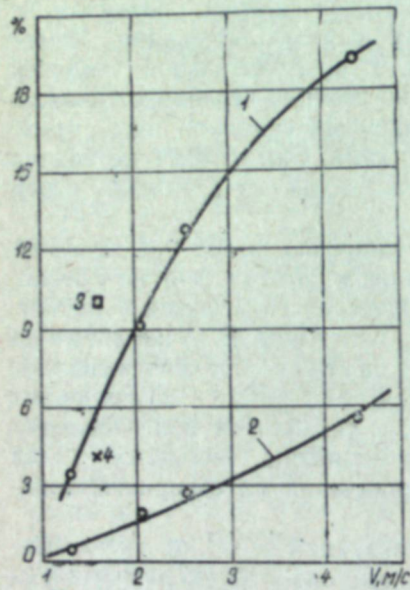


Рис. 1. Потери аммиачной селитры 1 и уменьшение плотности заряда 2 в зависимости от скорости транспортирования при зарядании под столб воды; 3 — потери аммиачной селитры в заряде без загустителя; 4 — уменьшение плотности заряда без загустителя.

Техническая производительность СЗМ со смесителями периодического действия обратно пропорциональна продолжительности цикла, определяемой временем, затрачиваемым, в основном, на загрузку компонентов и транспортирование готовой смеси в скважину. Для достижения проектной технической производительности машины МЗ-ЗВ 300 кг/мин скорость транспортирования должна быть не менее 3,5 м/с. Однако при зарядании обводненных скважин загущенными составами такая скорость технологически неприемлема. Во-первых, для транспортирования загущенных и частично структурированных ВВВ со скоростью 3,5 м/с необходимо обеспечить напор, превышающий 0,5 МПа. Во-вторых, с увеличением скорости резко возрастают потери аммиачной селитры, усложняется контроль за положением зарядного шланга. Так, при зарядании макетов скважин загущенными ВВВ (1% КМЦ) и укладке заряда под столб воды потери аммиачной селитры возрастают почти в 5 раз при увеличении скорости транспортирования с 1,3 до 3,5 м/с; плотность заряда также существенно уменьшается (рис. 1). Отсюда следует, что скорость транспортирования нуж-

но устанавливать исходя из минимальных потерь водорастворимых компонентов (практически не более 1—2 м/с в зависимости от вязкости жидкой фазы). При оптимальной скорости транспортирования производительность машин со смесителями периодического действия невысокая.

Поскольку время пребывания частиц ВВВ в смесителях периодического действия различное, то для получения стабильного и однородного геля структурирующие реагенты необходимо вводить только в зарядный шланг, т.е. в систему с противодавлением, что предполагает наличие соответствующих устройств.

Все вышеперечисленные трудности устраняются при использовании непрерывно действующего смесителя, в котором загрузка и смешение компонентов, а также выгрузка готового продукта происходят одновременно и непрерывно. Схема такого смесителя представлена на рис. 2. В воронку 2 одновременно подаются сыпучие компоненты, структурирующие и аэрирующий реагент и загущенный раствор окислителя, соответственно, по магистралям 3, 4, 5 и 6 при вращении мешалки 1. Готовая смесь нагнетается насосом 7 в скважину. Для поддержания постоянного уровня смеси в смесителе подача компонентов и расход готовой смеси должны быть одинаковыми; в случае необходимости расход готовой смеси может изменяться путем направления части потока на рециркуляцию через трехходовой кран 8.

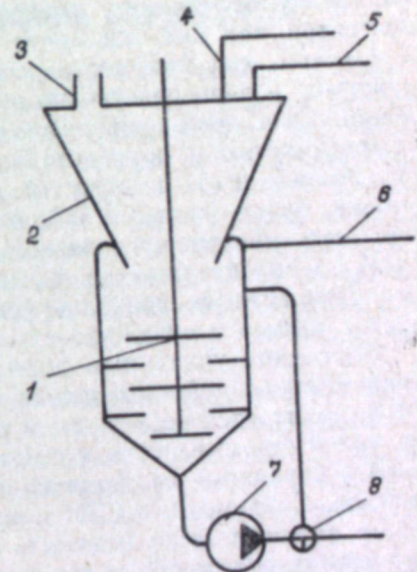


Рис. 2. Схема смесителя непрерывного действия.

Так как продукт требуемого качества должен быть получен за один проход массы через рабочую зону смесителя, то целесообразно использовать мешалки, обеспечивающие достаточную степень гомогенизации практически сразу же после поступления компонентов в смеситель и предназначенные для перемешивания сыпучих материалов с вязкими жидкостями. Примером такого устройства может быть многорядная мешалка с контролопастями, изображенная на рис. 2. Лопастей мешалки, вращающиеся в горизонтальной плоскости, проходят между неподвижными радиальными перегородками, которые препятствуют завихрению жидкости, усиливают турбулентность и улучшают перемешивание во всем объеме.



Для нагнетания ВВВ в скважины могут применяться поршневые, винтовые и перистальтические (шланговые) насосы. Они способны перекачивать вязкие среды с высоким содержанием твердой фазы, компактны, создают значительный напор.

Производительность СЗМ со смесителем непрерывного действия определяется скоростью транспортирования и примерно в 1,5 раза выше, чем скорость у машин со смесителем периодического действия.

Непрерывный процесс изготовления ВВВ имеет и другие преимущества. Он позволяет регулировать объемную концентрацию энергии по высоте заряда путем автоматического изменения содержания горючего или аэрирующего реагента по мере заряжания скважины. В смесителе непрерывного действия существенно облегчается дозирование и ввод структурирующих реагентов, так как они могут вводиться не в среду с противодавлением, как при использовании смесителей периодического действия, а непосредственно в смеситель при атмосферном давлении. Смесители непрерывного действия отличаются большей компактностью и простотой конструкции. Емкость такого смесителя невелика, поэтому во всей системе в каждый данный момент будет минимум ВВ. Если учесть, что его диаметр может быть меньше критического диаметра детонации ВВВ, то СЗМ со смесителями непрерывного действия являются наиболее безопасными, поскольку способное к детонации ВВ образуется только в скважине.

Благодаря указанным достоинствам машин со смесителями непрерывного действия повышается качествоготавливаемых ВВВ, появляется возможность регулирования их свойств, поэтому такой тип смесителя в сочетании с принудительной подачей ВВВ в скважины является наиболее прогрессивным и перспективным. Современные СЗМ должны иметь устройства, позволяющие автоматически изменять содержание горючего по мере заряжания отдельной скважины по заданной программе, и систему дозирования структурирующих и аэрирующих компонентов, обеспечивающую контроль и регулирование как процесса структурирования, так и степени аэрации. Они должны быть снабжены эффективными перемешивающими устройствами и обеспечивать контроль за положением зарядного шланга при заряжании обводненных скважин под столб воды.

#### Литература

1. Установка «Акватол-1» для механизированного заряжания скважин акватолами. Гарбуз В. М., Зинюк Ю. Н., Мирный В. Н. и др. — Горный журнал. 1969, № 6, с. 38—39.
2. Оборудование для механизации производственных процессов на карьерах. Под ред. В. С. Виноградова. — М.: Недра, 1974. — 376 с.
3. Комплексная механизация при использовании водонаполненных ВВ на карьере Медвежий ручей. Головки Т. С., Козловский Б. В., Шумило В. А. и др. — Промышленность перудных и неметаллорудных материалов/ВНИЭСМ. — М., 1971, вып. 11, с. 16—23.

Б. А. ГИЛЕВ

### ПРИЧИНЫ ОТКАЗОВ И МЕТОДЫ ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ПРИ МНОГОРЯДНОМ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ

При ведении взрывных работ на карьерах нередко наблюдаются отказы скважинных зарядов ВВ. Анализ отказов показывает, что количество их зависит от параметров взрывания (в первую очередь от интервала замедления и сетки скважин), от геологических особенностей, структуры и степени обводненности взрываемого массива. В большинстве случаев в отказавших скважинах обнаруживаются, кроме самих зарядов ВВ, уцелевшие средства взрывания. Свисающие из отказавших скважин нити детонирующего шнура (ДШ) обычно такой длины, что место их обрыва соответствует району забойки или устья скважин.

Концентрация отказавших скважинных зарядов ВВ в определенных зонах карьеров, связь количества отказов с параметрами взрывания, характерный вид отказавших скважин свидетельствуют о том, что отказы в основном происходят в результате подбоя скважинных зарядов и низкого качества детонирующих шнуров.

Подбой скважин на массовых взрывах изучался экспериментально на Качканарском ГОКе [1] и на некоторых карьерах стройматериалов Южуралспецстроя. Установлено, что при взрыве скважинных зарядов ВВ в соседних, взрывааемых в последующей ступени замедления, скважинах возможны повреждения нитей ДШ газами взрыва, проникающими по раскрытым трещинам, а также в результате локальных смещений массива. Вероятность повреждения нитей ДШ газами взрыва в значительной мере зависит от степени нарушенности массива трещинами, расстояния между скважинами и высоты колонки заряда ВВ. Интервал замедления между одновременно взрываемыми зарядами в этом случае не имеет существенного значения, поскольку, как показали эксперименты, повреждение скважинной сети ДШ газами взрыва происходит через 5—10 мс, в то время как обычно используются интервалы замедления 20—35 мс.

Локальные смещения массива, приводящие к обрыву сква-



жинной сети ДШ, начинаются в среднем через 60—90 мс после детонации ВВ в скважинах, но время это колеблется в широких пределах. В экспериментах время подбоя скважин при расстоянии между ними 5 м колебалось от 10 до 150 мс. Столь широкий разброс результатов при практически постоянных параметрах взрывания свидетельствует о сильном влиянии на время начала местных (локальных) смещений геологических особенностей и структуры массива.

Экспериментальные значения среднего времени начала локальных смещений массива достаточно хорошо описываются уравнением

$$\tau = \beta \frac{W^2 l_1}{d l_2} \sqrt{\frac{\rho_1}{\rho_2 Q}} \quad (1)$$

где  $\tau$  — среднее время начала локальных смещений массива, с;  
 $\beta$  — безразмерный параметр, характеризующий прочностные свойства массива;

$W$  — расстояние между одновременно взрывающимися скважинными зарядами, м;

$d$  — диаметр скважинного заряда, м;

$l_1$  — длина (глубина) скважины, м;

$l_2$  — длина (высота) скважинного заряда, м;

$\rho_1$  — плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;

$\rho_2$  — плотность заряда ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$Q$  — удельная энергия ВВ (теплота взрыва), Дж/кг.

Вероятность обрыва скважинного ДШ в результате возможных смещений массива можно определить по формуле

$$q = 1 - \exp \left[ - \left( \frac{\tau_0}{\tau} \right)^\alpha \right] \quad (2)$$

где  $q$  — вероятность повреждения (обрыва) ДШ;

$\tau_0$  — интервал замедления между скважинными зарядами, с;

$\alpha$  — параметр, являющийся мерой дисперсии плотности повреждений (дефектов) взрываемого массива.

Параметры  $\alpha$  и  $\beta$  для конкретных условий определяются экспериментально. Для оценочных расчетов можно принимать  $\alpha = 0,8 \div 1,6$  (меньшие значения  $\alpha$  — для рыхлых, сильнотрещиноватых пород),  $\beta = 2 \div 3$  (меньшие значения  $\beta$  — для более крепких пород).

Исследования и расчеты надежности массовых взрывов подтверждают возможность отказов скважинных зарядов ВВ при использовании детонирующих шнуров с низкими показателями качества [2, 3]. Между тем, количественные значения таких важных показателей, как вероятность безотказной работы ДШ на соединениях, интенсивность отказов магистрали (среднее количество дефектов, приходящихся на единицу длины шнура), в действующих стандартах на шнуры не оговорены и, соответственно, не контролируются. В результате, эти показатели

у шнуров различных партий и в партии колеблются в очень широких пределах. Институтом горного дела разработана и внедрена на ряде карьеров Урала и Казахстана методика контроля качества детонирующих шнуров, позволяющая отбраковывать ДШ с недопустимо низкими показателями качества.

Установлено, что предупредить отказы скважинных зарядов ВВ по причине низкого качества средств взрывания можно путем расчета и выбора рациональных схем и кратности резервирования взрывной сети и отбраковки низкокачественных средств взрывания по результатам контроля [4]. Так, внедрение схем монтажа взрывной сети с закольцовкой магистралей ДШ на Качканарском ГОКе позволило полностью устранить случаи массовых отказов скважин, а внедрение методики контроля средств взрывания — снизить количество одиночных отказов скважин в 1,3 раза.

Отказы, связанные с подбоем скважин, имеют место, как правило, в случаях применения нерациональных параметров взрывания (зауженная сетка скважин, слишком большой интервал замедления и др.), а также в отдельных районах карьерного поля с неблагоприятной геологией и структурой массива. Поэтому предупреждение таких отказов должно вестись прежде всего путем выявления таких районов и последующей корректировки одного или нескольких параметров взрывания с использованием выражений (1) и (2) из данной статьи.

#### Литература

1. Результаты исследования подбоя скважин при взрывании. / Гилев Б. А., Артемьев Э. П., Гусев Ю. М., Мишуткин В. В. — Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1978, вып. 55, с. 32—34.
2. Гилев Б. А., Мишуткин В. В., Данчев П. С. О качестве и надежности детонирующих шнуров. — Горный журнал, 1973, № 3, с. 42—43.
3. О качестве и надежности шашек-детонаторов. / Мишуткин В. В., Гилев Б. А., Завгороднев В. И. и др. — Горный журнал, 1978, № 9, с. 44—45.
4. Гилев Б. А. Методика расчета надежности сложных взрывных сетей детонирующего шнура. — Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1982, вып. 68, с. 41—46.



В. Н. РОЖДЕСТВЕНСКИЙ

### ПУТИ СНИЖЕНИЯ ПРОСТОЕВ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

С увеличением глубины карьера значительно усложняется взаимосвязь взрывных работ со всеми другими технологическими операциями [1]. Анализ длительности простоев показывает, что с увеличением взрывааемых объемов и сокращением числа массовых взрывов ущерб значительно снижается; например, увеличение объема массовых взрывов на карьерах ССГОКа с 300 до 510 тыс. м<sup>3</sup> позволило снизить ущерб от простоев горно-транспортного оборудования из-за взрывных работ с 33,6 до 16,7 тыс. руб. на 1 млн. м<sup>3</sup> взорванной горной массы [2].

Ни один из современных методов управления геометрией развала на глубоких горизонтах карьеров в полной мере не отвечает тем высоким требованиям, которые предъявляются к взрывным работам. Если обеспечивать необходимое для высокопроизводительной работы экскаваторов качество дробления (диаметр среднего куска взорванной горной массы 20—30 см), то развал не может разместиться на узких (20—40 м) рабочих площадках, куски перелетают на нижележащие горизонты, вызывая длительные простои горного оборудования [3]. Подпорная стенка из взорванной горной массы позволяет уменьшить величину развала, но требует значительных объемов взорванной горной массы и места для себя на рабочих площадках.

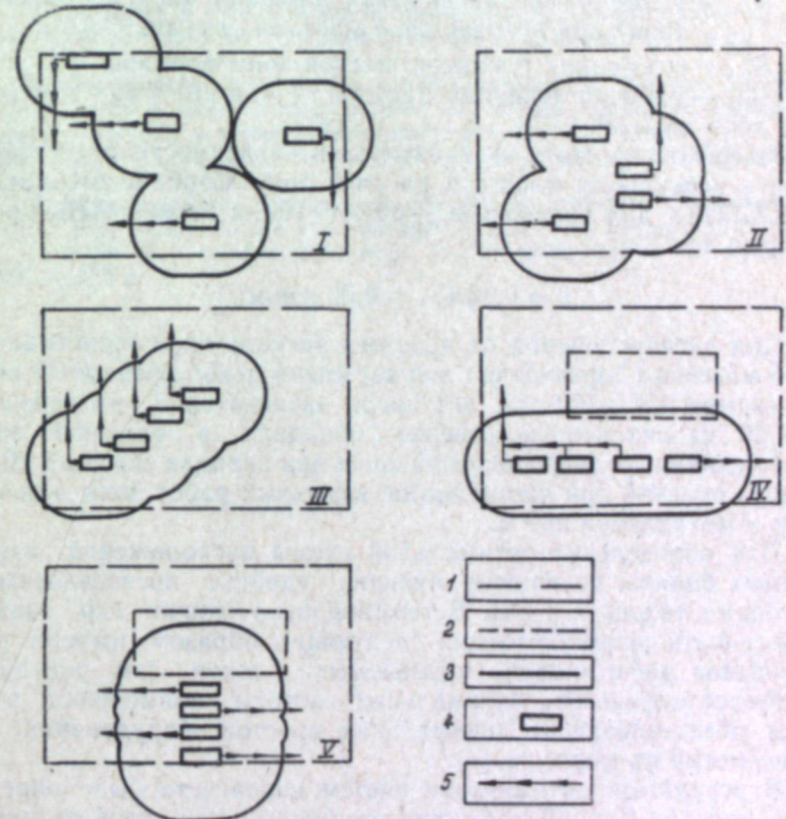
Опыт работы глубоких карьеров показывает, что рабочие площадки на нижних горизонтах полностью используются для разбуривания блоков. Размеры взрывааемого блока в зависимости от высоты уступа, числа рядов скважин и их сетки в общем виде могут быть определены по формуле

$$V_{бл} = H_y l_{бл} B_{бл} = H_y a n_{вр} [W + b(n_{рс} - 1)] m^3, \quad (1)$$

где  $V_{бл}$  — объем взрывааемого блока, м<sup>3</sup>;  
 $H_y$  — высота уступа на блоке, м;  
 $l_{бл} = a n_{вр}$  — длина блока, м;  
 $a$  — расстояние между скважинами в ряду, м;  
 $n_{вр}$  — число взрывааемых скважин в ряду;  
 $B_{бл} = W + b(n_{рс} - 1)$  — ширина блока, м;

$b$  — расстояние между рядами скважин, м;  
 $n_{рс}$  — число взрывааемых рядов скважин;  
 $W$  — линия сопротивления первого ряда скважин, м.

Не исключая возможности повышения объемов массовых взрывов за счет увеличения длины, ширины и высоты взрывааемого блока, не следует считать эти меры основными. Достижение больших объемов массовых взрывов и минимальных простоев



Типовые схемы расположения взрывааемых блоков на карьерах:  
 I — рассредоточенное по всему карьеру; II — рассредоточенное в одной части карьера; III — диагонально-сосредоточенное; IV — горизонтально-сосредоточенное; V — вертикально-сосредоточенное (каскадное).  
 1 — верхняя граница карьера; 2 — нижняя граница карьера; 3 — граница опасной зоны взрыва; 4 — взрывааемый блок; 5 — направление отгона экскаватора.

ев горно-транспортного оборудования при производстве взрывных работ возможно за счет рационального расположения взрывааемых блоков относительно друг друга.

Анализ работы крупных карьеров позволил выделить пять схем расположения взрывааемых блоков (см. рисунок). В качестве критерия оценки эффективности применения различных схем расположения взрывааемых блоков был предложен коэф-



коэффициент перекрытия рабочей площади карьера опасной зоной взрыва по разлету осколков для машин и механизмов, определяемой по «Единым правилам безопасности при производстве взрывных работ» [4].

$$K_{o,z}^i = \frac{S_{o,z}^i}{S_k}, \quad (2)$$

где  $K_{o,z}^i$  — коэффициент перекрытия площади карьера опасной зоной при производстве массовых взрывов;

$S_{o,z}^i$  — суммарная площадь опасной зоны взрывов, м<sup>2</sup>;

$S_k$  — рабочая площадь карьера (участка) на горизонтах, м<sup>2</sup>.

Ущерб от простоев экскаваторов в зависимости от коэффициента перекрытия площади рабочей зоны Сарбайского карьера ССГОКа для горизонтов +60 ÷ —100 м может быть представлен так:

$$y = 0,18K_{o,z}^i + 0,06 \text{ коп/м}^3. \quad (3)$$

При расчете ущерба от простоев экскаваторов принималось 4—6 массовых взрывов за один взрывной день; суммарный объем взрыва 150—700 тыс. м<sup>3</sup>; число экскаваторов на горизонтах 20, из них непосредственно попадало в опасную зону 6—14 единиц; размеры опасной зоны при зарядке скважин 20 м; радиус опасной при производстве взрывных работ зоны для машин и механизмов 200 м.

Для определения оптимальной схемы расположения взрывааемых блоков, по нашему мнению, удобнее воспользоваться методами теории игр [5]. В терминологии теории игр задача может быть сформулирована следующим образом: имеется ряд вариантов расположения взрывааемых блоков (см. рисунок), требуется определить оптимальные частоты применения этих схем, обеспечивающие минимальные простои оборудования, определяемые по формуле (3).

В результате оптимизации систем неравенств было определено, что для Сарбайского карьера можно рекомендовать метод каскадного взрывания в 27—35% всех случаев производства массовых взрывов. По отчетным данным Сарбайского карьера, за 1979—1981 гг. зарегистрировано только 15—20% каскадных взрывов от общего объема взрывных работ. Иначе говоря, для этих условий требуется увеличить объем производства каскадных взрывов в 1,5—2,0 раза, что позволит уменьшить простои экскаваторов в 1,1—1,3 раза.

Безопасность взрывных работ на карьерах при производстве каскадных взрывов в том случае, когда развал взорванной горной массы вышележащих горизонтов перекрывает нижележащий блок, повышается при соблюдении следующих условий: строгой очередности взрывания блоков в каскаде снизу вверх,

дублировании взрывной сети посредством закольцовывания, экскавации взорванной горной массы поуступно с некоторым отставанием.

#### Литература

1. Куклин И. С., Рождественский В. Н., Ярушин В. П. Горно-геологические условия и особенности ведения буро-взрывных работ в глубоких карьерах. — Труды/ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1980, вып. 64, с. 3—8.
2. Состояние и пути повышения эффективности взрывных работ на карьерах ССГОКа./Чарин В. Н., Никифорова В. П., Тишков В. П. и др. — Горн. журн., 1978, № 2, с. 41—42.
3. Исследование способов управления геометрией развала взорванной горной массы в забойном пространстве на глубоких горизонтах Сарбайского карьера ССГОКа и карьере Первоуральского РУ: Отчет/ИГД МЧМ СССР. Рук. Куклин И. С., Сенук В. М. № ГР 80005071. Инв. № 02829027987. — Свердловск, 1982. — 112 с.
4. Единые правила безопасности при взрывных работах. Госгортехнадзор СССР. Утв. 28.03.67. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1976. — 240 с.
5. Грень Е. Статистические игры и их применение. — М.: Статистика, 1975. — 175 с.



А. И. ЕРМОЛАЕВ

### О ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ ПЕРЕБУРА СКВАЖИН ПРИ ОТБОЙКЕ ТРУДНОВЗРЫВАЕМЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

Определение рациональной величины перебура является одной из важных задач проектирования буро-взрывных работ, так как необходимо обеспечить гарантированную проработку подошвы уступа при минимальных затратах на бурение и ВВ.

Вопрос рассматривался многими исследователями. Для условий уступной отбойки в работах [1, 2, 3] делается вывод о достаточной величине перебура, равной  $0,3-0,4W$  ( $W$  — линия сопротивления по подошве). Дальнейшее увеличение перебура не ведет к увеличению преодолеваемой  $W$  (считая критерием качество проработки подошвы). Перебуры скважин меньше  $0,3-0,4W$  допускаются лишь при наличии в подошвенной части уступа структурных или тектонических ослаблений.

По данным М. Ф. Друкованого, величина перебура на железорудных карьерах в СССР и за рубежом составляет 3 м во всех рядах [3]. Тем не менее на ряде предприятий со сложными горно-геологическими условиями величина перебура достигает 4—5 м. Примером могут служить карьеры Качканарского ГОКа, где в условиях трудновзрываемых крупноблочных пород величина перебура по первому ряду скважин составляет 4 м, по остальным 3,5 м или  $0,6-0,7W$ . Однако даже при таких значениях перебура при многорядном короткозамедленном взрывании (МКЗВ) имеет место непроработка подошвы [4].

Увеличенные перебуры скважин приводят к сильному разрушению верхней части следующего уступа, в результате чего снижается производительность буровых станков при забурировании скважин, их устойчивость, повышается выход негабарита из района забойки.

Изложенное показывает, что задача определения рациональной величины перебура при МКЗВ не получила окончательного решения. Для уменьшения перебуров при МКЗВ В. С. Куцем [3] на основе аналитического рассмотрения предложено в четных рядах перебур не делать, а в нечетных он должен рассчитываться по величине расстояния между рядами. В. С. Куц полагал, что при взрыве заряда в перебуре порода разруша-

ется одинаково во все стороны по всей площади ее соприкосновения с зарядом, т. е. радиус зоны разрушения в сторону боковой свободной поверхности и в глубь массива одинаков при детерминированной  $W$ . Это положение не всегда справедливо.

В лабораторных условиях были проведены эксперименты на объемных моделях из органического стекла с целью определения зон разрушения в глубь массива на уровне подошвы уступа при постоянной  $W$  в условиях МКЗВ. Было установлено, что радиус зоны разрушения в глубь массива на уровне подошвы уступа есть величина переменная [5]. В зависимости от степени взаимодействия полей напряжения от отдельных зарядов он изменяется в широких пределах (изменение степени взаимодействия зарядов осуществляли путем изменения относительного коэффициента сближения зарядов  $m$  при постоянной сетке разрушивания). При совместной работе зарядов  $m=1,2$  радиус зо-

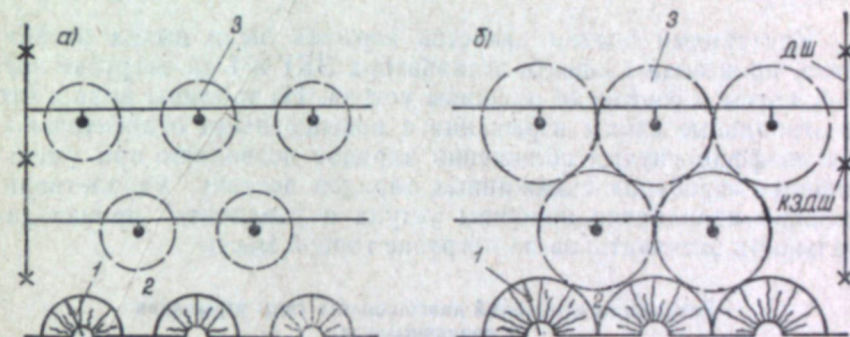


Схема разрушения массива горных пород на уровне подошвы уступа при различных условиях работы взрыва зарядов:

а — при  $m=1,2$ ; б — при  $m=4-8$ ;

1 — радиус разрушения в глубь массива; 2 — зона переуплотнения; 3 — зона разрушения при взрыве очередной ступени замедления.

ны разрушения в глубь массива на уровне подошвы уступа составлял  $0,4-0,6R_{\max}$  (см. рисунок, а).  $R_{\max}$  — максимальный радиус зоны разрушения одиночным зарядом. В силу этого при такой схеме соединения зарядов требовался увеличенный перебур. При  $m=4-8$  радиус зоны разрушения равнялся  $R_{\max}$ . При таких схемах взрывания полное разрушение массива трещинами в межзарядном пространстве (см. рисунок, б), позволяет снизить сопротивление отрыву на уровне подошвы следующей группе зарядов. Это обстоятельство явилось реальной предпосылкой для перехода на трудновзрываемых породах к отбойке с уменьшенными перебурами.

Результаты лабораторных исследований проверялись на карьерах Качканарского ГОКа при проведении массовых взрывов с уменьшенными перебурами при применении диагональных схем взрывания с различными  $m$ , причем значение  $W$  было постоянным. Изменение  $m$  достигалось соответствующим монта-



жом взрывной сети из ДШ. Для испытаний выбирались блоки с трудновзрывающимися породами. Горно-геологические условия испытания схем взрывания:

Горные породы . . . . .	Пироксенит диалаго- вый мелкозернистый
Категория трещиноватости по шкале Междом- ственной комиссии по взрывному делу . . . .	IV—V
Коэффициент крепости по шкале М. М. Прото- дияконова . . . . .	12—14
Категория взрываемости пород по рудничной шкале . . . . .	I <sup>a</sup> —II <sup>a</sup>
Высота уступа, м . . . . .	15—16
Сетка скважин, м . . . . .	6×5
Диаметр скважин, м . . . . .	0,250
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	1,2—1,3
Интервал замедления, мс . . . . .	20

Критериями оценки качества взрывов были выход негабарита, производительность экскаватора ЭКГ-8И на погрузке горной массы и состояние подошвы уступа. Из таблицы видно, что диагональные схемы взрывания с повышенными относительными коэффициентами сближения зарядов позволяют при уменьшенных перебурах скважинных зарядов достичь удовлетворительной проработки подошвы уступа и увеличить производительность экскаваторов на погрузке горной массы.

Результаты испытаний диагональных схем взрывания с различными *m*

Показатель	Схемы взрывания		
	$m=1,1 \div 1,2$	$m=3,5 \div 4,0$	$m=8$
Объем взорванной горной массы, тыс. м <sup>3</sup> . . . . .	2120	2035	1980
Величина перебура:			
1-й ряд . . . . .	4,0	3,0	3,0
2-й и последующие ряды . . . . .	3,5	2,5	2,5
Производительность экскаватора ЭКГ-8И, т/ч . . . . .	643	670	772
Состояние подошвы . . . . .	Имелись завышения до 0,8 м	Удовлетворительное	Удовлетворительное

Таким образом, радиус зоны разрушения в глубь массива на уровне подошвы уступа при детерминированной *W* в условиях МКЗВ является величиной переменной; диагональные схемы взрывания с повышенными относительными коэффициентами сближения зарядов позволяют получить удовлетворительную проработку подошвы уступа при уменьшенных перебурах.

## Литература

1. Демидюк Г. П. Применение энергетического принципа к расчету скважинных зарядов на карьерах. — Взрывное дело. — М.: Недра, 1967, вып. 62/19, с. 36—51.
2. Фадеев А. Б. Дробящее и сейсмическое действие взрывов на карьерах. — М.: Недра, 1972. — 136 с.
3. Друкованый М. Ф., Куц В. С., Ильин В. И. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах. — М.: Недра, 1980. — 203 с.
4. Шашмуриин Л. В. Опыт производства массовых взрывов в зажатой среде в трудновзрываемых породах Качканарского ГОКа. — Горн. журн., 1980, № 4, с. 41—42.
5. Сенук В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке. — Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых, 1979, № 1, с. 28—34.



## ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ СХЕМ МНОГОРЯДНОГО КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

В последние годы как в нашей стране, так и за рубежом выявилась четкая тенденция увеличения относительного расстояния между зарядами  $m$  с целью повышения качества дробления при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов. Наметилось два основных направления: 1) увеличение относительного расстояния изменением геометрических параметров сетки скважин с соблюдением условия постоянства нагрузки на заряд, определяемого как  $S = a \times b$  (шведская схема взрывания); 2) увеличение относительного расстояния соответствующим монтажом наружной взрывной сети из детонирующего шнура при постоянной сетке разбуривания скважин (схемой взрывания).

Широкая проверка увеличения относительного расстояния первым способом была проведена на карьерах Швеции, Югославии, Канады и в нашей стране; она показала, что оптимальными являются значения  $m$ , изменяющиеся в различных горно-технических условиях от 3,5—4,0 до 6 [1, 2, 3, 4].

Увеличение относительного расстояния применением соответствующих схем взрывания исследовано недостаточно. Имеющиеся данные о качестве дробления при изменении схем взрывания [5, 6] показывают, что этот путь в техническом отношении более рационален, а по качеству дробления скальных пород в некоторых горно-технических условиях значительно эффективнее [7], чем первый.

Исследование механизма разрушения скальных пород колонковыми зарядами при изменении угла наклона магистральных линий детонирующего шнура при шахматной и прямоугольной сетках разбуривания скважин было проведено в лабораторных условиях на моделях из органического стекла и в производственных условиях — на железорудных карьерах ССГОКа и Первоуральского РУ.

Лабораторные эксперименты проводились на блоках размером  $80 \times 60 \times 5$  см, нарушенных взрывами предыдущих рядов, которые взрывались по той же схеме, что и последующие ряды. Взрывание — многорядное, короткозамедленное; интервалы замедления между рядами выбирались на основании отдельно проведенных опытов. Взрывание проведено при шахматном и

квадратном равномерном расположении зарядов с сетками  $a = b = 40$  мм и  $a = b = 80$  мм, при этом относительное расстояние  $m$  изменялось от 1 до 8 изменением схемы соединения зарядов (рис. 1). Характер дробления оценивался по грануломет-

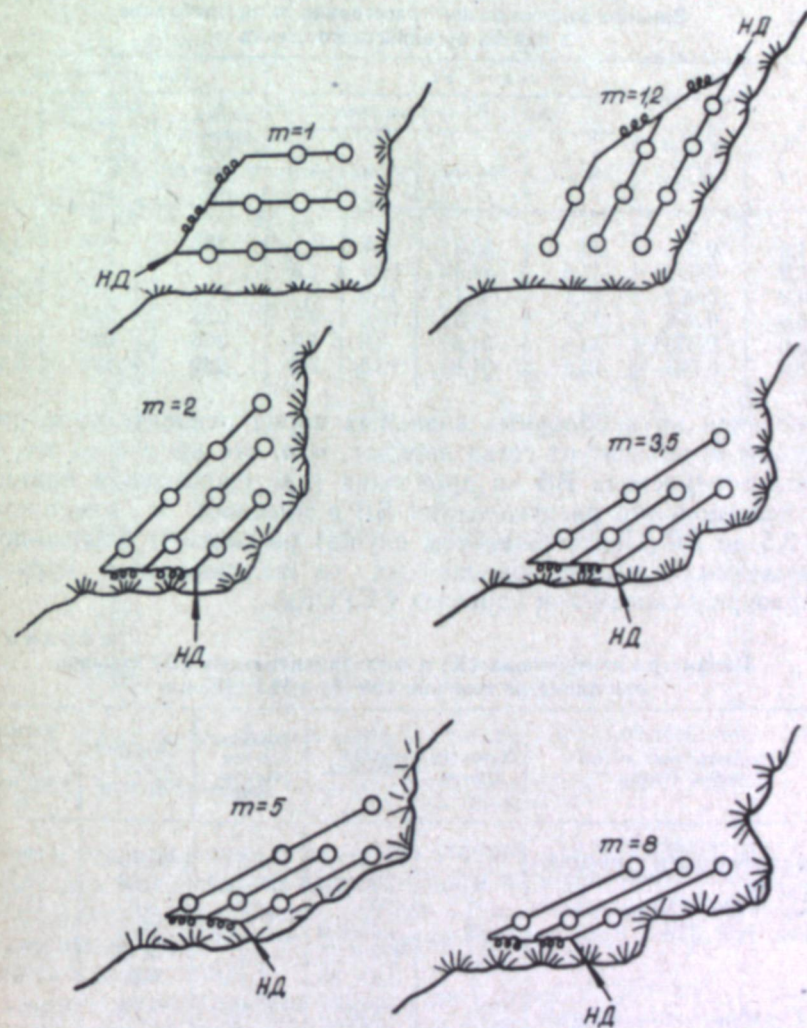


Рис. 1. Схемы МКЗВ с  $m$ , изменяющимся от 1 до 8.

рическому составу, а при «грубом» составе (все фракции  $> 40$  мм) — по отношению площади отбитой части модели к суммарной площади свободных поверхностей, образованных взрывом.

Из табл. 1 видно, что при сетке зарядов  $a = b = 40$  мм полученные результаты хорошо согласуются с данными эксперимента У. Лангефорса [8]. Однако при предельных параметрах



сетки зарядов ( $a=b=80$  мм) наилучшее дробление наблюдается при  $m$ , близком к 3,5. Анализ результатов проведенных экспериментов позволяет сделать вывод, что оптимальное для

Таблица 1

Влияние относительного расстояния  $m$  на дробление в плитах органического стекла

$m$	При $a=b=40$ мм				При $a=b=80$ мм			
	объем отбитой массы, $10^{-3}$ м <sup>3</sup>	объем (%) по фракциям				площадь отбитой части модели $S$ , см <sup>2</sup>	площадь свободных поверхностей $L$ , см <sup>2</sup>	$S/L$
		>40 мм	>10 мм	>5 мм	>5 мм			
1,0	0,656	54,1	32,3	6,4	7,1	296	355	0,83
1,2	0,627	47,5	34,4	10,0	7,6	—	—	—
2,0	0,672	42,1	38,1	11,0	8,7	284	824	0,34
3,5	0,556	26,2	55,4	10,6	7,7	222	866	0,26
5,0	0,653	53,6	31,3	3,6	6,5	265	625	0,42
8,0	0,705	15,2	61,8	13,5	9,6	222	488	0,46

дробления крупноблочных скальных пород относительное расстояние  $m$  зависит от сетки зарядов, или, что одно и то же, от удельного расхода ВВ на дробление (при соблюдении принципа равномерного распределения ВВ в массиве) и изменяется от 3,5 до 8,0. Подтверждением служат результаты опытно-промышленных взрывов, проведенных на железорудном карьере Первоуральского РУ и карьерах ССГОКа.

Таблица 2

Параметры контрольных (К) и экспериментальных (Э) взрывов при диаметре скважин 105 (I) и 125 (II) мм

Характеристика пород массива, горизонт	Характер взрыва	Сетка скважин, м	Относительное расстояние	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Выход негабарита +900 мм, %
I. Горнблендиты неветрелые, $D_m=120+130$ мм, гор. 300—310 м	Э	6,0×1,7	3,5	0,70	19,1
	К	3,0×3,0	1,0—1,2	0,70	23,7
	Э	6,0×1,5	4,0	0,69	19,3
	К	3,0×3,0	1,0—1,1	0,71	23,5
	Э	6,0×1,5	4,0	0,68	18,1
	К	3,0×3,0	1,0	0,68	22,5
II. Горнблендиты неветрелые, $D_m=110+130$ мм, гор. 290 м	Э	3,5×3,0	7,5—8,0	0,75	20,1
	Э	3,0×3,0	7,0—7,5	0,96	20,4
	Э	3,0×3,0	5,0	0,90	12,8
	К	3,0×3,0	1,2	0,87	21,6
	Э	3,5×3,0	7,5—8,0	0,74	18,8
	Э	3,0×3,0	7,0—7,5	0,99	20,4
	Э	3,0×3,0	5,0	0,84	14,0
	К	3,0×3,0	1,2	0,87	20,3

На крупноблочных горнблендитах карьера Первоуральского РУ было проведено 9 экспериментальных взрывов и 5 контрольных, параметры которых приведены в табл. 2. В эксперименте

наилучшее дробление (по выходу негабарита) получено при крутой диагональной схеме монтажа наружной взрывной сети с относительным расстоянием между зарядами, близким к 5. Увеличение  $m$  до 8 приводит к ухудшению дробления, так же,

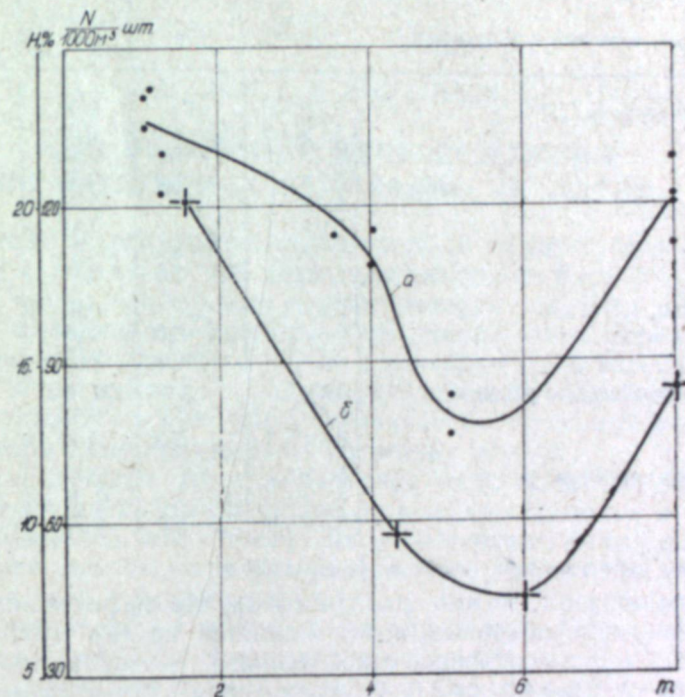


Рис. 2. Зависимость выхода негабарита от относительного расстояния  $m$ :

а — железорудный карьер Первоуральского РУ; б — известняковый карьер Stora Vika (Швеция) [1].

как и его изменение в меньшую сторону. Аналогичные результаты были получены на известняковом карьере Stora Vika в Швеции (рис. 2) при высоте уступа 20 м, диаметре скважин 76 м, изменении  $m$  от 1,5 до 8,0. Оптимально в этих условиях отбойки  $m$  близкое к 6,0.

Экспериментальные взрывы на карьерах ССГОКа (табл. 3) проведены на крупноблочных скальных породах и рудах, относенных, согласно местной шкале взрываемости, к трудновзрываемым III и IV категории; высота уступа 15—20 м, диаметр скважин 243 мм.

Из табл. 3 видно, что в карьерах ССГОКа дробление крупноблочных скальных пород и руд улучшается по мере увеличения относительного расстояния вплоть до 8. При этом интенсивность дробления в серых известняках и, отчасти, бедных магнетитовых рудах убывает с ростом  $m$ . Эффективным по дроблению для последних будут относительные расстояния, равные



3,5—4,0, в то время как для более крупноблочных пород и руд — равные 8.

Таблица 3

Параметры экспериментальных взрывов на карьерах ССГОКа

Порода, категория взрываемости	Сетка скважин, м	<i>m</i>	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Выход негабарита*, %
Серые известняки, III	5,7×5,6	1,02	0,55	1,30
	5,7×5,6	3,5—4,0	0,55	0,59
	5,7×5,6	3,5—6,0	0,55	0,43
	5,7×5,6	7,5—8,0	0,55	0,34
	6,0×5,2	1,15	0,54	1,40
	6,0×5,2	3,5—4,0	0,54	0,90
	6,0×5,2	5,5—6,0	0,54	0,66
	6,0×5,2	7,5—8,0	0,54	0,48
Порфириты, III	6,5×5,0	1,3	0,60	2,70
	6,5×5,0	3,5—4,0	0,60	1,60
	7,5×7,0	8,0	0,60	0,60
Бедные магнетитовые руды, IV	6,5×5,0	1,3	0,58	1,80
	6,5×5,0	3,5—4,0	0,58	1,20
	6,5×6,0	7,5—8,0	0,62	0,80
Бедные магнетитовые руды, IV	6,5×5,5	1,2	0,75	3,70
	6,5×5,5	3,5—4,0	0,75	2,50
	6,5×6,0	7,5—8,0	0,77	1,10

\* Размер негабарита руды + 1200 мм, породы + 1500 мм.

Таким образом, можно сделать вывод, что эффективной для дробления крупноблочных пород является крутая диагональная схема, обеспечивающая относительное расстояние *m*, изменяющееся от 3,5—4,0 до 8,0. С увеличением удельного расхода ВВ на взрывание путем сгущения сетки скважин *m* также должно увеличиваться изменение схемы монтажа наружной взрывной сети.

Литература

1. Johansson C. H. Fragmentation systems. — Adw. Rock Mechanics. Washington, 1974, v. 1, part B, pp. 1557—1583.
2. Veselinovic V. Viseredna miniranja sa visokim vrednostima intervalnog koeficienta zblizenja busotina. — Izgradnja, 1976, t. 30, № 10, p. 21—30.
3. Mikkelborg E. Swedish boffin explodes old pattern. — Canadian Mining Journal, 1974, № 12, pp. 31—33, 36.
4. Влияние коэффициента сближения зарядов на характер дробления среды взрывом./В. М. Сенук, Б. Б. Рыковский, В. Г. Трутнев и др. — Горн. журн., 1970, № 6, с. 44—46.
5. Мосянец В. А. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976. — 271 с.
6. Сенук В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке. — Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых, 1979, № 1, с. 28—34.
7. Сенук В. М. Оптимизация процесса дробления трудновзрываемых пород при взрывной отбойке в карьерах. — Труды/ИГД МЧМ СССР. — Свердловск, 1980, вып. 64, с. 20—23.
8. Langefors U. Fragmentation in rock blasting. — Mining and Mineral Engineering, 1966, v. 2, № 9, pp. 339—347.

И. П. МАЛЯРОВ, А. В. МИНЧЕНКОВ, В. К. УГОЛЬНИКОВ

РАЙОНИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПО КАТЕГОРИЯМ ВЗРЫВАЕМОСТИ ПОРОД

В основу районирования месторождений по категориям взрываемости пород могут быть положены различные факторы. В настоящее время наибольшее распространение получило районирование месторождений по трещиноватости горных пород. Определение трещиноватости пород в карьере — дело весьма трудоемкое и длительное, а на карьерах, применяющих взрывание на необработанную горную массу, практически невозможное, поэтому необходимо использовать косвенные методы.

Одним из таких методов, наиболее часто применяемых для определения трещиноватости массива пород, является акустический. Известно, что с увеличением расстояния между трещинами возрастает скорость распространения упругих колебаний и акустическая жесткость пород [4].

Для установления оптимальных параметров буро-взрывных работ для каждой категории пород по взрываемости и районирования карьерного поля Агаповского месторождения известняков Магнитогорского металлургического комбината была использована предложенная нами классификация пород по взрываемости (см. таблицу), в основу которой положено среднее

Классификация пород по взрываемости Агаповского месторождения известняков ММК

Категория пород по взрываемости	Среднее расстояние между естественными трещинами, м	Акустическая жесткость пород $\rho C_p \cdot 10^{-4}$ , кг/м <sup>2</sup> с	Логарифмическая дисперсия распределения кусков взорванной горной массы В
I — легковзрываемые	≤ 0,72	5,5—12,0	2,36—1,19
II — средневзрываемые	0,72—1,0	12,0—16,0	1,19—0,84
III — трудно взрываемые	≥ 1,0	16,0—19,0	0,84—0,58

расстояние между естественными трещинами, акустическая жесткость пород и логарифмическая дисперсия распределения кусков взорванной горной массы.

Границы категорий определялись по результатам замеров скоростей распространения волн и акустической жесткости пород (рис. 1). Скорость распространения продольных волн в



горном массиве определялась по первым вступлениям на осциллограммах записи сейсмозврывных колебаний от промышленных массовых взрывов. Для регистрации сейсмозврывных колебаний применялись датчики типа СМ-3, ОСП, ВВП и осциллографы типа НО-41 с гальванометрами МОО1-2, МОО2. Общая

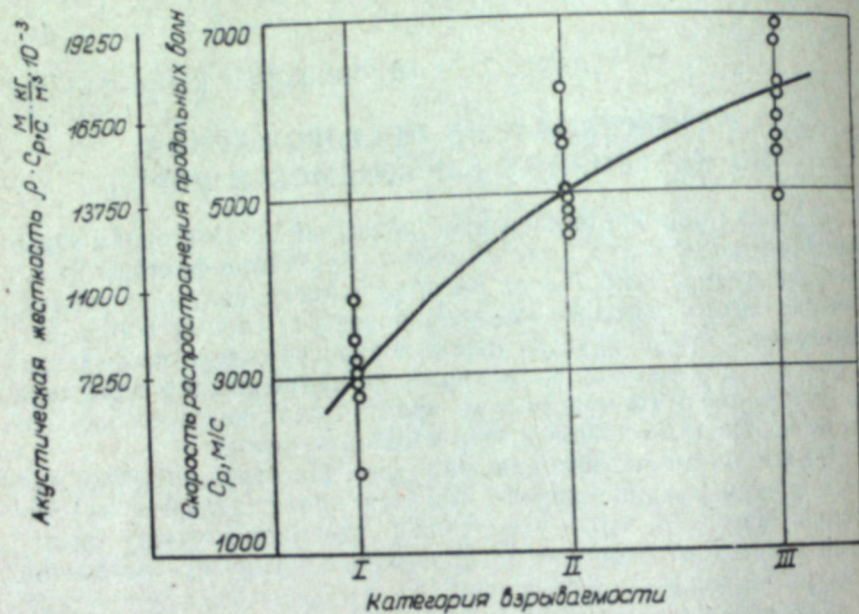


Рис. 1. Зависимость акустических свойств от категории взрываемости пород Агаповского месторождения известняков.

масса группы одновременно взрывааемых зарядов изменялась от 210 до 1400 кг, а расстояние от взрыва до места регистрации колебаний от 40 до 1000 м.

Скорость распространения упругих колебаний в породном массиве зависит не только от трещиноватости, но от ширины трещин и состояния заполнителя. Это снижает точность результатов замеров.

Для уточнения районирования карьерного поля был применен метод, основанный на логарифмически-нормальном законе распределения кусков взорванной горной массы, математически обоснованный акад. А. Н. Колмогоровым [2] и применявшийся [1, 3] для характеристики гранулометрического состава взорванной горной массы без учета деления пород по категориям взрываемости.

$$\Phi_{(x)} = \frac{1}{\sqrt{2\pi\beta}} \int_0^x \exp\left[-\frac{(\ln x - \ln x_g)^2}{2\beta^2}\right] d(\ln x), \quad (1)$$

где  $\Phi_{(x)}$  — доля кусков размером меньше  $x$ ;  
 $\beta$  — логарифмическая дисперсия;

$x_g$  — средний геометрический размер кусков взорванной горной массы.

Между  $d_{cp}$  и  $x_g$  существует взаимосвязь:

$$d_{cp} = x_g e^{0,5\beta^2}, \quad (2)$$

где  $d_{cp}$  — математическое ожидание (средневзвешенное значение размера куска после взрыва).

Логарифмически-нормальный закон для определения  $x_g$  и  $\beta$ , характеризующих все распределение, применяется графически

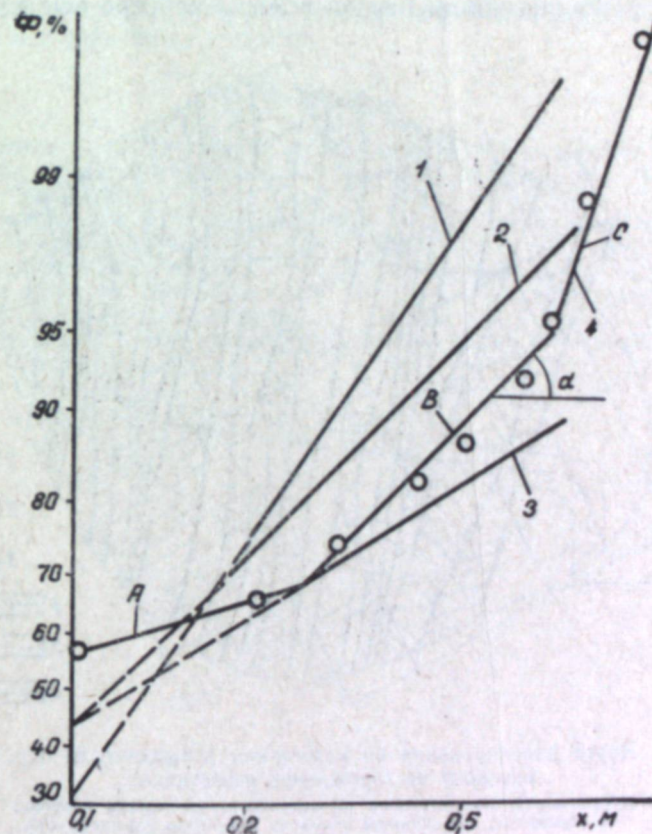


Рис. 2. Характеристики горной массы на флюсовых карьерах Магнитогорского металлургического комбината по взрываемости:

1, 2, 3 — соответственно, III, II, I категории взрываемости; 4 — полное распределение кусков взорванной горной массы; A, B, C — зоны дробления.

в прямоугольных координатах (рис. 2). При этом логарифмическая дисперсия определяется из выражения

$$\beta = \text{ctg } \alpha, \quad (3)$$

где  $\alpha$  — угол, образованный прямой B с положительным направлением оси  $\ln x$ .



При анализе гранулометрического состава взорванной горной массы по логарифмически нормальному закону получено, что  $\alpha$  изменяется от 23 до 61°, логарифмическая дисперсия, соответственно, от 2,36 до 0,55.

В результате проведенных исследований установлено, что с увеличением угла  $\alpha$  возрастает трудность дробления горных пород взрывом, т.е. большему углу наклона соответствуют трудновзрываемые породы, меньшему — легковзрываемые.

На основании анализа экспериментальных и расчетных данных логарифмической дисперсии породы карьера были разделены

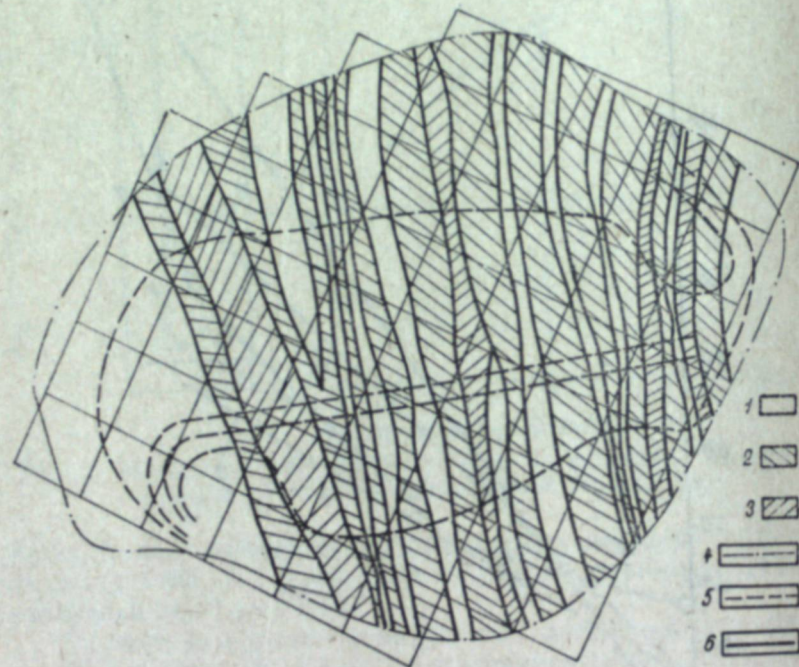


Рис. 3. Карта районирования по категориям взрываемости пород Агаповского месторождения известняков:  
1—3 — соответственно, I—III категории взрываемости; 4 — контур карьера; 5 — рабочие горизонты; 6 — границы пород по категории взрываемости.

ны на три категории по взрываемости: легковзрываемые ( $\beta > 1,19$ ), средневзрываемые ( $\beta = 0,84 \div 1,19$ ) и трудновзрываемые ( $\beta < 0,84$ ). Среднее значение логарифмической дисперсии по всей выборке  $\beta = 1,01$ . Для определения границ между категориями пород по взрываемости производились замеры гранулометрического состава взорванной горной массы по сечениям на рабочих бортах карьера через 30 м по нескольким заходкам. По построенным в логарифмической шкале кумулятивным характеристикам горной массы были определены их углы наклона и логарифмическая дисперсия для каждого сечения.

При сопоставлении карт районирования карьерного поля, составленных с использованием логарифмически-нормального закона распределения кусков взорванной горной массы и по акустическим свойствам пород, получено практически полное их совпадение. С учетом обоих этих способов была построена карта районирования карьерного поля по категориям взрываемости пород Агаповского месторождения известняков (рис. 3), которая обеспечивает использование для каждой категории пород оптимальных параметров буро-взрывных работ по условию максимального согласования акустических импедансов горного массива и взрывчатых веществ.

#### Литература

1. Андреев С. Е., Товаров В. В., Перов В. А. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава. — М.: Металлургиздат, 1959. — 437 с.
2. Колмогоров А. Н. О логарифмически-нормальном законе распределения размеров частиц при дроблении. — ДАН СССР, 1974, т. 31, с. 99—101.
3. Падуков В. А., Макарьев В. П. Прогнозирование кусковатости горной массы при взрывных работах. — В кн.: Физические процессы горного производства: Межвуз. сб./ЛГИ, 1975, вып. 6, с. 63—68.
4. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. — М.: Недра, 1974. — 223 с.



В. Г. ЧИСТЯКОВ

## ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Общеизвестны корреляционные зависимости между прочностными характеристиками и скоростью прохождения продольных воли, определенными на образцах горных пород и руд в лабораторных условиях [1]. Недостатком данного способа является большая трудоемкость подготовки образцов, что ограничивает объем исследований. Свойства пород в образце и в массиве существенно отличаются.

Для решения практических вопросов, возникающих при проектировании буро-взрывных работ, необходима непрерывная информация о блочности и прочностных свойствах горных пород и руд в карьерном поле. Решению этих задач могут способствовать геофизические методы изучения магнитных свойств пород в естественном залегании. Наиболее просто, надежно и оперативно можно измерить магнитную восприимчивость и вертикальную составляющую магнитного поля Земли.

Магнитная восприимчивость

$$\kappa_m = f(C; C_x; U_n), \quad (1)$$

где  $C$  — содержание титаномагнетита;

$C_x$  — химический состав титаномагнетита;

$U_n$  — структура вкрапленности титаномагнетита.

Вертикальная составляющая магнитного поля Земли

$$Z_a = f(C; C_x; M; S; V_m), \quad (2)$$

где  $C$  — содержание титаномагнетита;

$C_x$  — химический состав титаномагнетита;

$M$  — степень метаморфических преобразований;

$S$  — степень серпентинизации;

$V_m$  — структура горного массива.

Известно, что суммарная намагниченность рудного тела, выходящего на поверхность, имеющего неограниченное распространение на глубину, вертикальное падение и большую

мощность по простиранию, имеет такой (упрощенный) вид [2]:

$$I_\Sigma = \frac{Z_a}{2\pi}. \quad (3)$$

Суммарная намагниченность состоит из индуцированной и остаточной:

$$I_\Sigma = I_i + I_n. \quad (4)$$

Индуцированная намагниченность

$$I_i = \kappa_m T, \quad (5)$$

где  $\kappa_m$  — магнитная восприимчивость руд и пород;  
 $T$  — модуль аномального магнитного поля;

$$T \approx Z_a \approx 40 \text{ а/м.}$$

Магнитная восприимчивость определяется из выражения

$$\kappa_m = \frac{\kappa'_m}{1 - N\kappa'_m}, \quad (6)$$

где  $\kappa'_m$  — кажущаяся магнитная восприимчивость;  
 $N$  — коэффициент размагничивания.

Кажущаяся магнитная восприимчивость горного массива определяется по показаниям аппаратуры РИМВ-1 (рудничный измеритель магнитной восприимчивости) в скважине [3].

$$\frac{E_0 - E}{E_0} = G\kappa'_m, \quad (7)$$

где  $E_0$  — показание аппаратуры РИМВ-1 в воздухе;

$E$  — показание аппаратуры РИМВ-1 в скважине;

$G$  — геометрический фактор.

При делении остаточной намагниченности на индуцированную получим фактор Кенигсбергера  $Q$ . Операцией деления  $I_n$  на  $I_i$  влияние содержания магнетита на магнитные свойства руд сводится к минимуму. В большей степени проявляется влияние пострудных тектонических и метаморфических процессов на первоначальное значение остаточной намагниченности, возникшей при кристаллизации ультраосновного массива. Пострудная тектоника способствовала проникновению вторичных рудных растворов и значительному прогреву руд, что не могло не отразиться на величине остаточной намагниченности. Вторичные процессы (серпентинизация, амфиболитизация, выветривание) внесли свой вклад в величину остаточной намагниченности.

Таким образом, фактор Кенигсбергера отражает пред историю образования руд (режим кристаллизации, степень проработки горного массива процессами, которые приводят в одних случаях к увеличению остаточной намагниченности, в других —



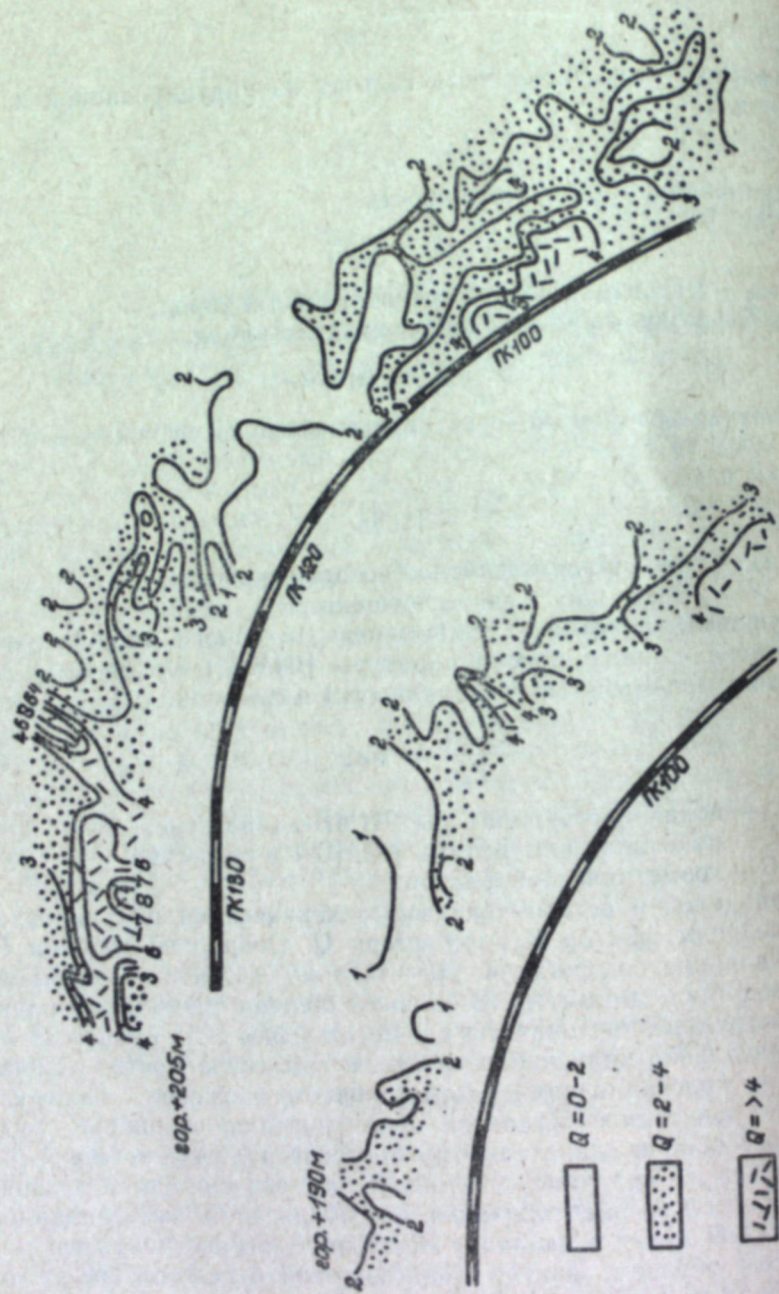


Рис. 1. Распределение фактора  $Q$  на горизонтах +190 и +205 м Главного карьера.

к ее уменьшению) [4, 5]. Тектоника и метаморфизм отражается также и на механических свойствах руд — их прочности, вязкости, трещиноватости, формах блочности.

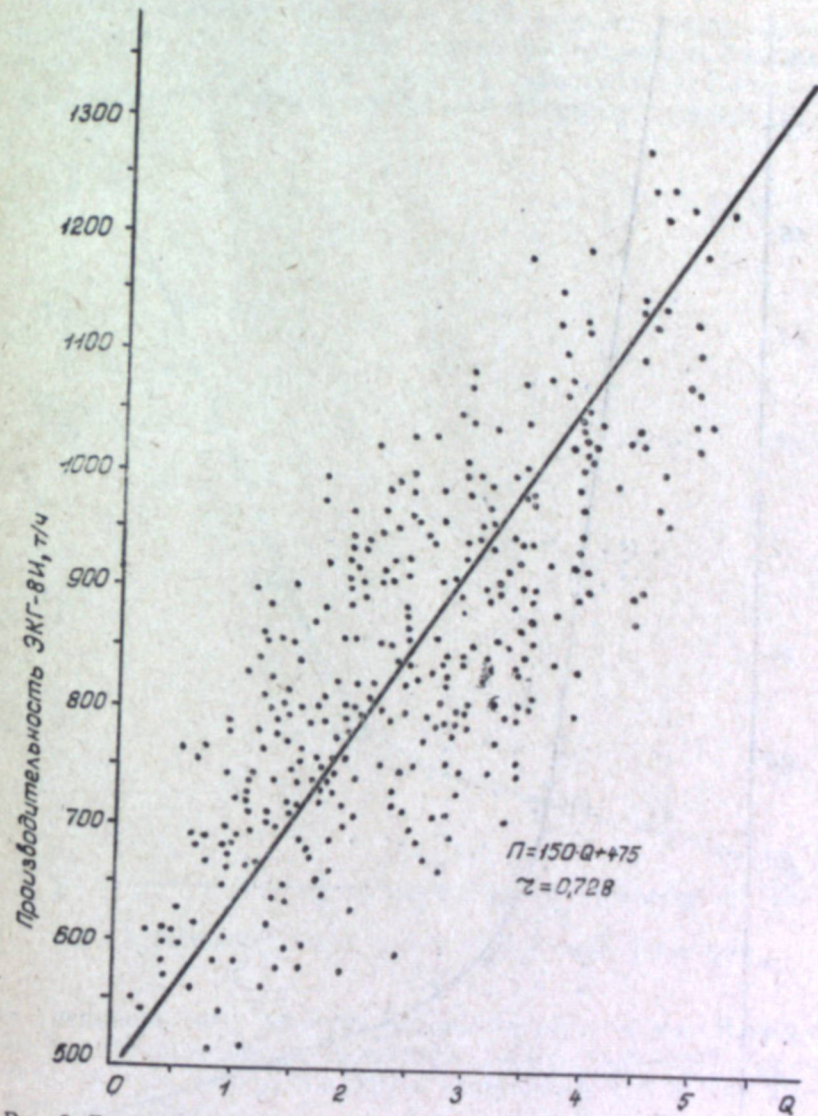


Рис. 2. График зависимости производительности ЭКГ-8И от фактора  $Q$  по Главному карьеру.

На рис. 1 приведен фрагмент распределения фактора  $Q$  на одном из горизонтов Главного карьера Гусевогорского месторождения. Участки с пониженным значением фактора  $Q$  (менее 2) характеризуются массивным крупноблочным строением. На участках распределения фактора  $Q$ , со значением 2—4 гор-



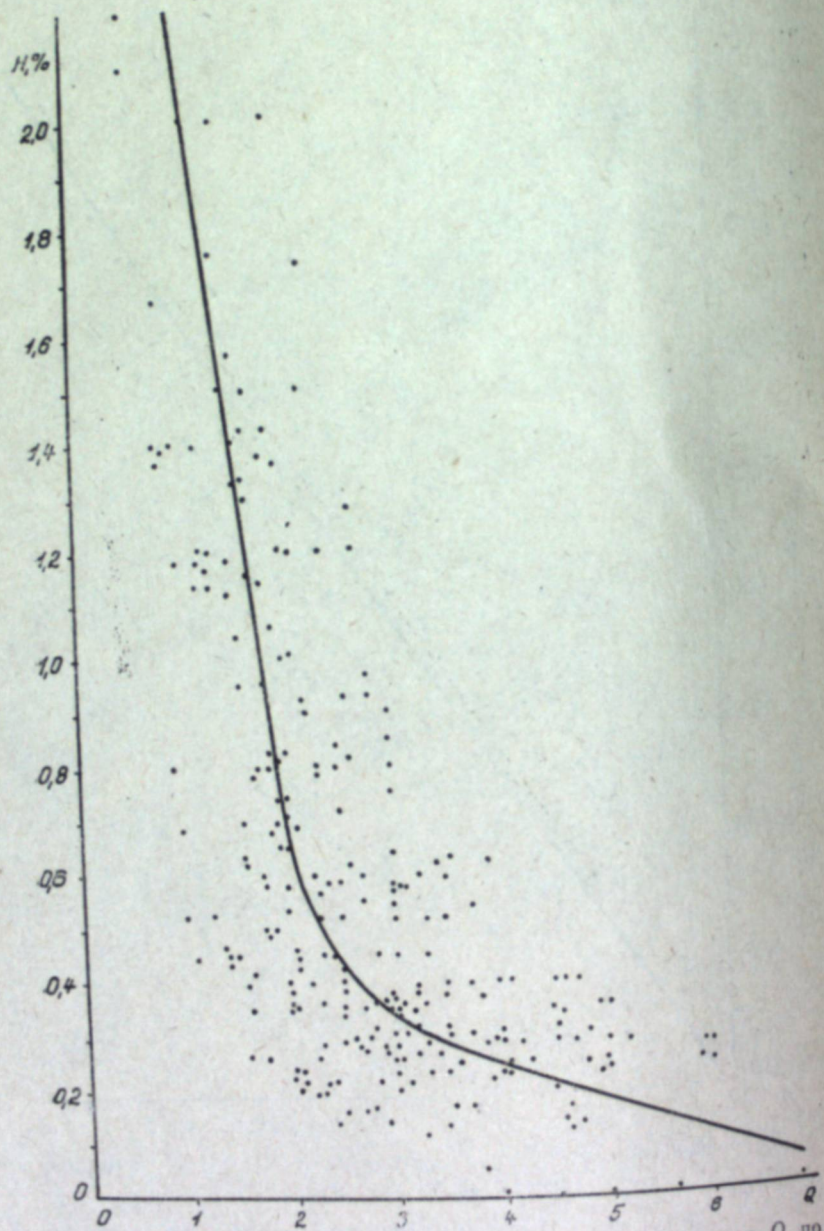


Рис. 3. График зависимости выхода негабарита от фактора  $Q$  по Главному карьеру.

ный массив имеет среднеблочное строение, породы менее прочные ( $\sigma_p = 7 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^2$ ). Площади с фактором  $Q > 4$  — выветренные горные породы.

Густота изолиний фактора  $Q$  характеризует трещиноватость горного массива. Там, где горизонтальные градиенты фактора  $Q$  велики, горные породы очень сильно подвержены тектонике, породы перетерты, измяты, имеют мелкоблочное строение, по зо-

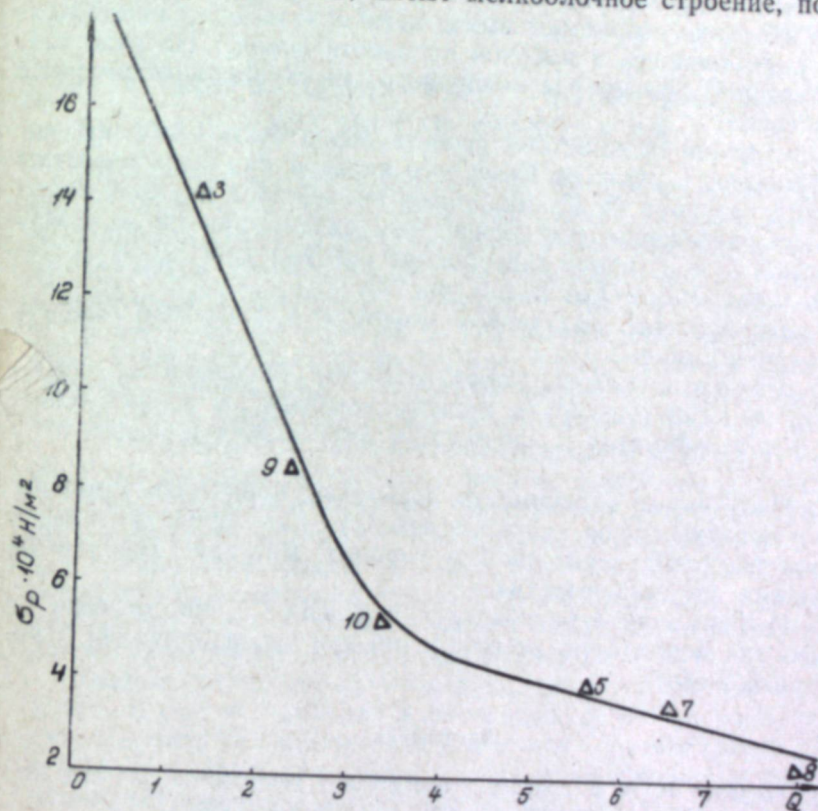


Рис. 4. Зависимость  $\sigma_p$  от фактора  $Q$  по Северному карьеру.

нам трещиноватости активно работали процессы выветривания. Там, где горизонтальные градиенты  $Q$  малы (изолинии  $Q$  очень редки), горные породы массивны, нетрещиноватые, имеют крупноблочное строение.

Для объективной оценки значимости фактора  $Q$  с целью использования его для оценки прочности и трещиноватости горных пород мы воспользовались сведениями о выходе негабарита и производительности экскаваторов ЭКГ-8И № 47, 48, 27 и 26, работающих на горизонтах +205 и +190 м Главного карьера. В результате сопоставления этих данных с фактором  $Q$  впервые установлена корреляционная связь между ростом фактора  $Q$  и



увеличением производительности экскаваторов за 318 суток 1981 г. (рис. 2):

$$P = 150Q + 475 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент корреляции равен 0,728.

Также впервые установлена обратная зависимость между фактором  $Q$  и выходом негабаритов ( $H$ , %) (рис. 3). При сопоставимых параметрах взрывания с уменьшением фактора  $Q$  менее 2,5 резко возрастает выход негабаритов, это свидетельствует о крупноблочности и высокой прочности пород. На участках, где фактор  $Q$  больше 4 и изолинии очень сгущены, негабариты отсутствуют.

Для оценки прочностных свойств пород были отобраны монолиты пород с участков Северного карьера, где были известны значения фактора  $Q$ . Из монолитов высверлены керны и испытаны на растяжение при изгибе. Корреляционная связь между фактором  $Q$  и  $\sigma_p$  имеет гиперболический вид (рис. 4) и аналогична зависимости  $Q$  от  $H$  (см. рис. 3).

Таким образом, полученные результаты позволяют сделать следующие выводы:

1. Впервые выявлены корреляционные зависимости между фактором Кенигсбергера и производительностью экскаваторов, выходом негабаритов и прочностью горных пород на растяжение.

2. Полученные зависимости позволяют применять скважинную и поверхностную магниторазведку для предварительной оценки технологических свойств горного массива (прочности, блочности, трещиноватости).

3. Информация о распределении фактора Кенигсбергера на горизонтах может быть использована при проектировании буровзрывных работ.

#### Литература

1. Такранов Р. А. К вопросу использования ультразвука для определения прочностных свойств горных пород. — Сборник трудов ВНИМИ. — Л., 1974, с. 81—84.
2. Логачев А. А. Магниторазведка. — Л.: Недра, 1968. — 351 с.
3. Кудрявцев Ю. И. Индукционные методы измерения магнитной восприимчивости горных пород и руд в естественных условиях. — Л.: Недра, 1978. — 240 с.
4. Белоконов В. И., Кочегура В. В., Шолоп Л. Е. Методы палеомагнитных исследований горных пород. — Л.: Недра, 1973. — 247 с.
5. Шолоп Л. Е. Использование магнетизма горных пород для решения геологических задач. — Л.: Недра, 1977. — 182 с.

А. А. АНСАБАЕВ

#### К ОПРЕДЕЛЕНИЮ РАСЧЕТНОГО ЗНАЧЕНИЯ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ

Экспериментальные исследования и практические данные показывают, что из всех параметров взрыва, определяющих эффективность его действия, наиболее универсальным и реально отражающим энергоемкость разрушаемой среды является удельный расход взрывчатых веществ. Незначительное отклонение удельного расхода ВВ от его оптимального значения ощутимо влияет на результаты взрыва, снижая степень дробления в одном случае и увеличивая долю энергии на непроизводительные затраты (перемелчение и перемещение) в другом.

Применяемые для определения удельного расхода ВВ эмпирические зависимости в своем составе имеют множество неизвестных, трудноопределяемых показателей разрушаемого объекта и энергетической характеристики используемых ВВ. Часто для определения одного из параметров взрыва приходится одновременно произвольно задаваться несколькими неизвестными входящими в формулу величинами, что снижает достоверность результатов расчета и его оперативности.

Поэтому целесообразно было бы удельный расход ВВ определять с учетом наиболее влиятельных факторов разрушаемой среды и энергетической характеристики применяемого ВВ на результаты взрывного дробления. За основу можно взять достаточно обоснованные и проверенные на практике представления или зависимости, отражающие их. При этом следует стремиться, чтобы число неизвестных величин, входящих в формулу, было минимальным.

Исходной может служить расчетная величина ЛСПП, определенная по формуле С. А. Давыдова, и зависимость, учитывающая оптимальную вместимость и диаметр скважины, параметры взрывающей части уступа, разрушаемости горных пород.

$$W_p = 53K_T d \sqrt{\frac{\Delta T_0}{\gamma}} (1,6 - 0,5m), \quad (1)$$

где  $K_T$  — коэффициент трещиноватости горных пород;

$d$  — диаметр скважины, м;

$\Delta$  — плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>;



$l_0 = \frac{l_x}{360}$  — переводный коэффициент мощности ВВ;  
 $l_x$  — работоспособность применяемого ВВ;  
 $\gamma$  — объемный вес взрывающей породы, т/м<sup>3</sup>;  
 $m$  — коэффициент сближения скважин по первому ряду.

$$W_p = 0,886d \sqrt{\frac{\Delta l_{ВВ}}{qmH}}, \quad (2)$$

где  $l_{ВВ}$  — оптимальная длина скважинного заряда ВВ, м;

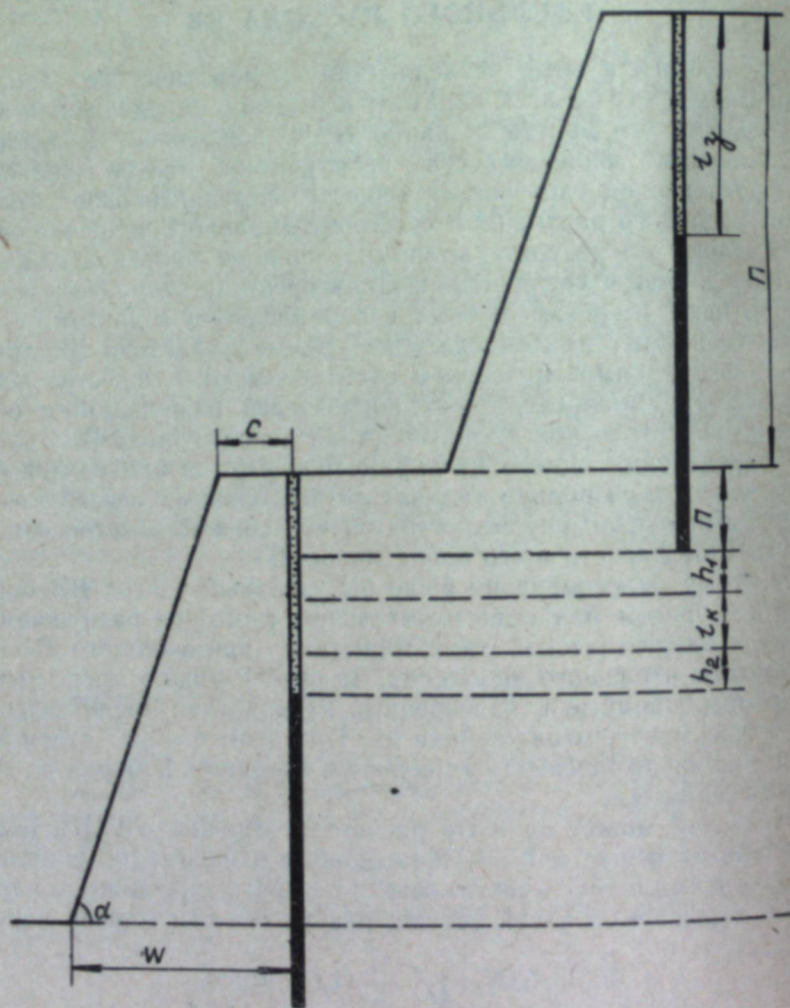


Схема к определению величины забойки.

$q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $H$  — высота взрывающего уступа, м.

Приравняв формулу (1) к формуле (2), решая относительно искомой величины, после некоторых преобразований получим

$$q = \frac{0,0003\gamma l_{ВВ}}{l_0 K_T^2 (1,6 - 0,5m)^2 m H}. \quad (3)$$

Радиус зоны эффективного действия взрыва в направлении торцевой части удлиненного заряда, по данным [1, 2], равно  $(5 \div 7)d$ . С учетом предельного размера кондиционного куска  $l_k$  разрушаемой горной массы высота забойки (см. рисунок) определяется так:

$$h = \Pi + K_c d l_0 + l_k, \quad (4)$$

где  $\Pi$  — перебур скважины, м;  
 $K_c = 10 \div 14$  — коэффициент, учитывающий разрушаемость массива вдоль оси заряда ВВ;  
 $d$  — диаметр скважины, м;  
 $l_k$  — максимальный размер кондиционного куска, м;  
 $l_0$  — относительный коэффициент работоспособности ВВ.

Длина колонки скважинного заряда ВВ равна

$$l_{ВВ} = l_{ск} - h_z = H - K_c d l_0 - l_k. \quad (5)$$

При высоте разрушаемого уступа 15—20 м длина заряда, согласно формуле (5), для легко-, средне- и трудновзрываемых пород колеблется в пределах  $(0,7 \div 0,8) H$ . Следовательно,

$$q_n = \frac{(21 \div 24) 10^{-3} \gamma}{l_0 K_T^2 (1,6 - 0,5m)^2 m} \text{ кг/м}^3. \quad (6)$$

В формуле (6) число неизвестных параметров сведено до минимума, учитываются основные свойства разрушаемой среды и характеристика ВВ, она также отражает сформировавшиеся представления о действии взрыва в скальной среде и может быть использована для определения проектного (расчетного) значения удельного расхода ВВ.

#### Литература

1. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. — М.: Недра, 1967. — 340 с.
2. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. — М.: Недра, 1973. — 311 с.



### ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЗОНЫ РАЗРУШЕНИЯ ПО ДЛИНЕ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ПРИ КАМУФЛЕТНОМ ВЗРЫВЕ ЕГО В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ

Анализ существующих методов расчета зоны разрушения при взрыве цилиндрического заряда в неограниченной среде показывает, что в настоящее время отсутствует методика расчета радиуса разрушения с учетом длины заряда и истечения продуктов детонации в атмосферу. Существующие методы расчета или являются полуэмпирическими [1—3]; или предполагают, что во взрывной полости мгновенно после прохождения детонационной волны устанавливается среднее давление, которое в дальнейшем снижается только за счет смещения в радиальном направлении [4—6] (по крайней мере во время трещинообразования); или при расчете зоны трещинообразования задаются функцией изменения давления на стенах полости от времени [7], однако вид данной функции не позволяет оценить влияние длины заряда и волн разряжений на радиус разрушения.

Решение задачи об определении поля напряжений, возникающего в упругой среде, ослабленной цилиндрическим отверстием, к контуру которого приложено изменяющееся во времени давление, приведено в работе [8]. Результаты численного решения для случая однородной изотропной среды (коэффициент Пуассона  $\nu=0,25$ , в полости мгновенно возникает и затем поддерживается фиксированное давление), приведенные в работе [8], представлены на графиках (рис. 1). Из графиков видно, что во фронте возмущения среда находится в состоянии всестороннего сжатия, что аналогично случаю взрыва сферического заряда в безграничной среде [9]. Далее давление быстро падает, следует зона разгрузки, и устанавливается напряженное состояние, близкое к статическому распределению напряжений в безграничной среде, ослабленной круговым отверстием, к контуру которого приложено равномерное стационарное давление. Статическое распределение напряжений вокруг кругового отверстия рассмотрено в работе [10].

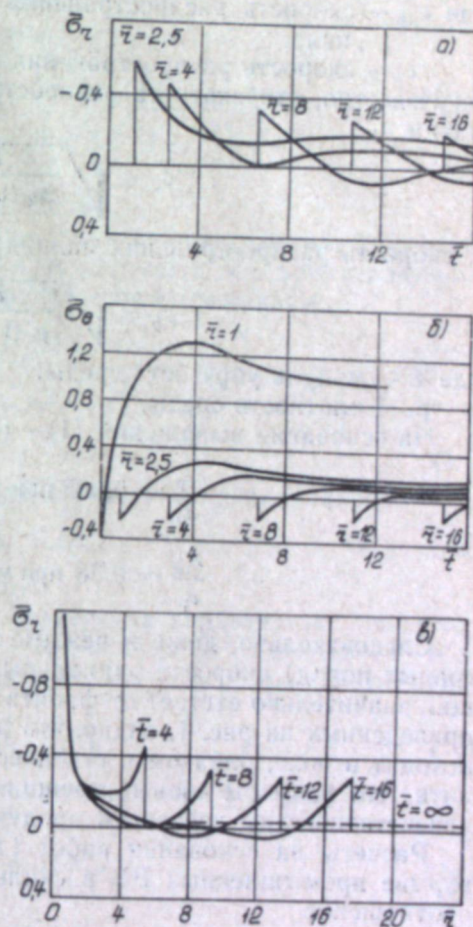
Известно, что скорость распространения трещин отрыва (ка-

ковыми являются радиальные трещины зоны разрушения) ограничена скоростью поверхностных волн Рэлея [11]. Однако со скоростью волн Рэлея может распространяться лишь прямолинейная трещина. В других случаях скорость трещины отрыва снижается и ограничивается скоростью, при которой начинается ветвление трещины [12].

Рис. 1. Зависимости изменения напряжений в безграничной среде при внезапном возникновении фиксированного давления в цилиндрической полости:

а — изменение относительного радиального напряжения в зависимости от  $\bar{t}$ ; б — изменение относительного тангенциального напряжения в зависимости от  $\bar{t}$ ; в — изменение относительного радиального напряжения в зависимости от  $\bar{r}$ .

$\bar{t} = \frac{C_p t}{a_0}$ ;  $\bar{r} = \frac{r}{a_0}$ ;  $\bar{\sigma}_r = \frac{\sigma_r}{\sigma_0}$ ;  $\bar{\sigma}_\theta = \frac{\sigma_\theta}{\sigma_0}$   
 $r$  — текущий радиус;  $a_0$  — начальный радиус полости;  $t$  — текущее время;  $\sigma_0$  — начальное давление в полости;  $\sigma_r$  — абсолютное значение радиального напряжения;  $\sigma_\theta$  — абсолютное значение тангенциального напряжения;  $C_p$  — скорость распространения цилиндрических волн сжатия.



Опытные взрывы, проведенные в шахте Магнетитовая, показали, что независимо от взаимного расположения и числа одновременно взрывааемых шпуровых зарядов в условиях, близких к камуфлету, трещины при распространении ветвятся. Очевидно, это связано с тем, что поликристаллических горных породах (сиенит, магнетит), нарушенных макро- и микродефектами, маловероятно прямолинейное распространение трещин отрыва (хотя бы из-за разной прочности межзеренного цемента и зерен горной породы).

Скорость ветвления зависит от скорости распространения



поперечных волн и коэффициента Пуассона среды. Для горных пород представляют интерес следующие значения [11]:

$$c_{тр} = 0,62c_s \text{ при } \nu = 0,25, \quad (1)$$

$$c_{тр} = 0,65c_s \text{ при } \nu = 0,30, \quad (2)$$

где  $c_{тр}$  — скорость распространения трещин в режиме ветвления;

$c_s$  — скорость распространения поперечных волн.

Известно, что скорость распространения поперечных волн равна

$$c_s = \sqrt{\frac{E}{2\rho_c(1+\nu)}}, \quad (3)$$

а скорость распространения цилиндрических волн сжатия

$$c_p = \sqrt{\frac{E}{\rho_c(1-\nu^2)}}, \quad (4)$$

где  $E$  — модуль упругости среды;

$\rho_c$  — плотность среды.

На основании выражений (1) — (4) определяем

$$\frac{c_{тр}}{c_p} = 0,385 \text{ при } \nu = 0,30, \quad (5)$$

$$\frac{c_{тр}}{c_p} = 0,38 \text{ при } \nu = 0,25. \quad (6)$$

Следовательно, даже в режиме наибольшей (для зернистых горных пород) скорости радиальных трещин отрыва фронт трещин значительно отстает от фронта волны сжатия. Из графиков, приведенных на рис. 1, видно, что распространение трещин происходит в поле, близком к статическому, поэтому следует признать, что размеры зоны трещинообразования определяются квазистатическим действием продуктов детонации на стенки.

Расчеты на основании работ [13, 14] показывают, что при взрыве промышленных ВВ в скальных породах выполняется соотношение

$$\frac{P_0}{2\mu} \ll 1, \quad (7)$$

где  $P_0$  — давление во фронте детонационной волны;

$\mu$  — модуль сдвига среды;

$$\mu = \frac{E}{2(1+\nu)}. \quad (8)$$

При выполнении условия (7) размеры взрывной полости увеличиваются незначительно. Расчеты, выполненные на основании работ [10, 15], показывают, что в момент окончания ради-

ального расширения полости в ней устанавливается давление

$$P_1 = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}}, \quad (9)$$

где  $i$  — показатель изотропии.

Радиус полости при этом равен

$$a = a_0 \left( 1 + \frac{P_0}{\mu} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \right), \quad (10)$$

где  $a_0$  — начальный радиус полости.

Расчеты параметров волны сжатия, излучаемой полостью при расширении ее от  $a_0$  до  $a$ , показывают, что время радиального расширения полости определяется выражением

$$\tau_0 \approx 3 \sqrt{\frac{1-\nu}{2}} \frac{a_0 [i + 1 + \nu(3i - 1)]}{(i - 1)(1 - 2\nu^2 - 2\nu^3 - \nu^4) \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}} \right)} \sqrt{\frac{\rho_c}{\mu}}. \quad (11)$$

За это время детонация охватит участок заряда длиной

$$\Delta l = D\tau_0, \quad (12)$$

где  $D$  — скорость детонации ВВ.

Оценим величину  $\Delta l$  для следующих характерных условий: исходное ВВ — граммонит ( $\rho_{ВВ} = 10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $D = 3,5 \cdot 10^3$  м/с;  $i = 2$ ), среда — магнетит ( $\rho_c = 3,5 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $\mu = 2,9 \cdot 10^{10}$  Па;  $\nu = 0,3$ ).

$$\Delta l = 1,8a_0. \quad (13)$$

Давление во фронте детонационной волны определяется по известному соотношению [16]

$$P_0 = \frac{\rho_{ВВ} D^3}{i + 1}. \quad (14)$$

Оценим влияние длины скважинного заряда на радиус зоны разрушения при выполнении условий (7) и

$$l_z \gg \Delta l, \quad (15)$$

где  $l_z$  — длина заряда.

При детонации ВВ, расположенного в цилиндрической полости, происходят сложные двумерные движения продуктов взрыва. При выполнении условия (15) происходит формирование установившегося движения продуктов взрыва, при котором скважина будет представлять собой две цилиндрические полости, соединенные переходной поверхностью.



В силу малых (по сравнению с длиной скважины) размеров переходного участка  $\Delta l$  и незначительностью возрастания радиуса полости полагаем, что мгновенно после прихода в данное сечение детонационной волны происходит ее расширение от  $a_0$  до  $a$  (выражение (10), давление при этом падает до величины (9)). В дальнейшем изменение давления в продуктах взрыва в данном сечении взрывной полости будет происходить только за счет аксиального движения продуктов детонации (изменение установившихся размеров полости (10) будет незначительно вследствие претерпевания горной породой вблизи заряда пластических деформаций). Аксиальное движение продуктов детонации, согласно исследованиям [16], зависит от условий инициирования.

Рассмотрим подробно следующий случай. Цилиндрический заряд расположен в полупространстве, ось заряда перпендикулярна поверхности полупространства, длина заряда бесконечна. Выход продуктов детонации через устье скважины свободный. Согласно работе [16], при распространении плоской детонационной волны движение продуктов взрыва вслед за фронтом описывается соотношениями

$$\begin{cases} x = (u + c)t + F(u) \\ u = \frac{2c}{i-1} + \text{const}, \end{cases} \quad (16)$$

где  $x$  — расстояние от начала заряда до рассматриваемого сечения;

$u$  — массовая скорость продуктов взрыва в данном сечении;

$c$  — скорость распространения звука в данном сечении;

$F(u)$  — произвольная функция от  $u$ .

Начальные условия:  $x=0$  при  $t=0$ , следовательно,  $F(u)=0$  (17).

Известно, что начальные значения массовой скорости продуктов взрыва и скорость звука в продуктах детонации в начальный момент равны, соответственно,

$$u_n = \frac{D}{i+1}; \quad c_n = \frac{iD}{i+1}. \quad (18)$$

Из соотношений (16) — (18) определяем

$$c = \frac{D}{i+1} \left[ 1 + \frac{(i-1)x}{Dt} \right]. \quad (19)$$

Скорость звука удовлетворяет следующему соотношению

$$c = A \rho_1^{\frac{i-1}{2}}, \quad (20)$$

где  $\rho_1$  — плотность продуктов детонации;

$A$  — определенная константа.

На основании уравнений (19), (20) и уравнения состояния продуктов детонации [15]

$$P(x, t) = P_n \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}, \quad (21)$$

где  $t$  — время, отсчитываемое с момента начала детонации заряда;

$P_n$  — начальное давление продуктов взрыва.

Согласно предположенному механизму взрывного воздействия вследствие мгновенного радиального расширения происходит мгновенное падение детонационного давления за фронтом детонационной волны от значения  $P_0$  до значения  $P_1$  (выражение (9)), поэтому давление в рассматриваемой полости на квазистатической фазе воздействия взрыва будет изменяться по закону

$$P'(x, t) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (22)$$

Выше было показано, что вследствие отставания фронта радиальных трещин от волны сжатия их развитие происходит в квазистатическом поле напряжений.

Рассмотрим процесс образования радиальных трещин в плоскости, удаленной от начала заряда на расстояние  $x$  и перпендикулярной оси заряда. Положим, что детонационная волна достигла данного сечения в момент времени  $\tau=0$ , тогда в момент времени  $\tau$  в соответствии с выражением (22) давление продуктов взрыва в рассматриваемом сечении равно

$$P'(x, \tau) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{x + D\tau} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (23)$$

К моменту времени  $\tau$  фронт радиальных трещин удалится от оси заряда на расстояние

$$R = a + c_{\text{тр}}\tau, \quad (24)$$

где  $c_{\text{тр}}$  — скорость трещинообразования, определяемая по выражениям (1), (11).

В связи с конечной скоростью распространения возмущений в среде при расчете величины напряжений в рассматриваемой точке необходимо учитывать время замедления поступления сигнала в рассматриваемую точку. В нашем случае время замедления равно

$$\Delta t = \tau \frac{c_{\text{тр}}}{c_p}, \quad (25)$$

где  $c_p$  определяется по выражению (4).



В силу малых (по сравнению с длиной скважины) размеров переходного участка  $\Delta l$  и незначительностью возрастания радиуса полости полагаем, что мгновенно после прихода в данное сечение детонационной волны происходит ее расширение от  $a_0$  до  $a$  (выражение (10), давление при этом падает до величины (9)). В дальнейшем изменение давления в продуктах взрыва в данном сечении взрывной полости будет происходить только за счет аксиального движения продуктов детонации (изменение установившихся размеров полости (10) будет незначительно вследствие претерпевания горной породой вблизи заряда пластических деформаций). Аксиальное движение продуктов детонации, согласно исследованиям [16], зависит от условий инициирования.

Рассмотрим подробно следующий случай. Цилиндрический заряд расположен в полупространстве, ось заряда перпендикулярна поверхности полупространства, длина заряда бесконечна. Выход продуктов детонации через устье скважины свободный. Согласно работе [16], при распространении плоской детонационной волны движение продуктов взрыва вслед за фронтом описывается соотношениями

$$\begin{cases} x = (u + c)t + F(u) \\ u = \frac{2c}{i-1} + \text{const}, \end{cases} \quad (16)$$

где  $x$  — расстояние от начала заряда до рассматриваемого сечения;

$u$  — массовая скорость продуктов взрыва в данном сечении;

$c$  — скорость распространения звука в данном сечении;

$F(u)$  — произвольная функция от  $u$ .

Начальные условия:  $x=0$  при  $t=0$ , следовательно,  $F(u)=0$  (17).

Известно, что начальные значения массовой скорости продуктов взрыва и скорость звука в продуктах детонации в начальный момент равны, соответственно,

$$u_n = \frac{D}{i+1}; \quad c_n = \frac{iD}{i+1}. \quad (18)$$

Из соотношений (16) — (18) определяем

$$c = \frac{D}{i+1} \left[ 1 + \frac{(i-1)x}{Dt} \right]. \quad (19)$$

Скорость звука удовлетворяет следующему соотношению

$$c = A \rho_1^{\frac{i-1}{2}}, \quad (20)$$

где  $\rho_1$  — плотность продуктов детонации;

$A$  — определенная константа.

На основании уравнений (19), (20) и уравнения состояния продуктов детонации [15]

$$P(x, t) = P_n \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}, \quad (21)$$

где  $t$  — время, отсчитываемое с момента начала детонации заряда;

$P_n$  — начальное давление продуктов взрыва.

Согласно предположенному механизму взрывного воздействия вследствие мгновенного радиального расширения происходит мгновенное падение детонационного давления за фронтом детонационной волны от значения  $P_0$  до значения  $P_1$  (выражение (9)), поэтому давление в рассматриваемой полости на квазистатической фазе воздействия взрыва будет изменяться по закону

$$P'(x, t) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (22)$$

Выше было показано, что вследствие отставания фронта радиальных трещин от волны сжатия их развитие происходит в квазистатическом поле напряжений.

Рассмотрим процесс образования радиальных трещин в плоскости, удаленной от начала заряда на расстояние  $x$  и перпендикулярной оси заряда. Положим, что детонационная волна достигла данного сечения в момент времени  $\tau=0$ , тогда в момент времени  $\tau$  в соответствии с выражением (22) давление продуктов взрыва в рассматриваемом сечении равно

$$P'(x, \tau) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{x + D\tau} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (23)$$

К моменту времени  $\tau$  фронт радиальных трещин удалится от оси заряда на расстояние

$$R = a + c_{\text{тр}}\tau, \quad (24)$$

где  $c_{\text{тр}}$  — скорость трещинообразования, определяемая по выражениям (1), (11).

В связи с конечной скоростью распространения возмущений в среде при расчете величины напряжений в рассматриваемой точке необходимо учитывать время замедления поступления сигнала в рассматриваемую точку. В нашем случае время замедления равно

$$\Delta t = \tau \frac{c_{\text{тр}}}{c_p}, \quad (25)$$

где  $c_p$  определяется по выражению (4).



В силу малых (по сравнению с длиной скважины) размеров переходного участка  $\Delta l$  и незначительностью возрастания радиуса полости полагаем, что мгновенно после прихода в данное сечение детонационной волны происходит ее расширение от  $a_0$  до  $a$  (выражение (10), давление при этом падает до величины (9)). В дальнейшем изменение давления в продуктах взрыва в данном сечении взрывной полости будет происходить только за счет аксиального движения продуктов детонации (изменение установившихся размеров полости (10) будет незначительно вследствие претерпевания горной породой вблизи заряда пластических деформаций). Аксиальное движение продуктов детонации, согласно исследованиям [16], зависит от условий инициирования.

Рассмотрим подробно следующий случай. Цилиндрический заряд расположен в полупространстве, ось заряда перпендикулярна поверхности полупространства, длина заряда бесконечна. Выход продуктов детонации через устье скважины свободен. Согласно работе [16], при распространении плоской детонационной волны движение продуктов взрыва вслед за фронтом описывается соотношениями

$$\begin{cases} x = (u + c)t + F(u) \\ u = \frac{2c}{i-1} + \text{const}, \end{cases} \quad (16)$$

где  $x$  — расстояние от начала заряда до рассматриваемого сечения;

$u$  — массовая скорость продуктов взрыва в данном сечении;

$c$  — скорость распространения звука в данном сечении;

$F(u)$  — произвольная функция от  $u$ .

Начальные условия:  $x=0$  при  $t=0$ , следовательно,  $F(u)=0$  (17).

Известно, что начальные значения массовой скорости продуктов взрыва и скорость звука в продуктах детонации в начальный момент равны, соответственно,

$$u_n = \frac{D}{i+1}; \quad c_n = \frac{iD}{i+1}. \quad (18)$$

Из соотношений (16) — (18) определяем

$$c = \frac{D}{i+1} \left[ 1 + \frac{(i-1)x}{Dt} \right]. \quad (19)$$

Скорость звука удовлетворяет следующему соотношению

$$c = A \rho_1^{\frac{i-1}{2}}, \quad (20)$$

где  $\rho_1$  — плотность продуктов детонации;

$A$  — определенная константа.

На основании уравнений (19), (20) и уравнения состояния продуктов детонации [15]

$$P(x, t) = P_n \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}, \quad (21)$$

где  $t$  — время, отсчитываемое с момента начала детонации заряда;

$P_n$  — начальное давление продуктов взрыва.

Согласно предположенному механизму взрывного воздействия вследствие мгновенного радиального расширения происходит мгновенное падение детонационного давления за фронтом детонационной волны от значения  $P_0$  до значения  $P_1$  (выражение (9)), поэтому давление в рассматриваемой полости на квазистатической фазе воздействия взрыва будет изменяться по закону

$$P'(x, t) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{Dt} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (22)$$

Выше было показано, что вследствие отставания фронта радиальных трещин от волны сжатия их развитие происходит в квазистатическом поле напряжений.

Рассмотрим процесс образования радиальных трещин в плоскости, удаленной от начала заряда на расстояние  $x$  и перпендикулярной оси заряда. Положим, что детонационная волна достигла данного сечения в момент времени  $\tau=0$ , тогда в момент времени  $\tau$  в соответствии с выражением (22) давление продуктов взрыва в рассматриваемом сечении равно

$$P'(x, \tau) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left( \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{x + D\tau} + \frac{1}{i} \right)^{\frac{2i}{i-1}}. \quad (23)$$

К моменту времени  $\tau$  фронт радиальных трещин удалится от оси заряда на расстояние

$$R = a + c_{\text{тр}}\tau, \quad (24)$$

где  $c_{\text{тр}}$  — скорость трещинообразования, определяемая по выражениям (1), (11).

В связи с конечной скоростью распространения возмущений в среде при расчете величины напряжений в рассматриваемой точке необходимо учитывать время замедления поступления сигнала в рассматриваемую точку. В нашем случае время замедления равно

$$\Delta t = \tau \frac{c_{\text{тр}}}{c_p}, \quad (25)$$

где  $c_p$  определяется по выражению (4).



В соответствии с вышесказанным при расчете напряжений на фронте радиальных трещин необходимо учитывать давление продуктов детонации в момент времени

$$t_1 = \tau - \Delta t. \quad (26)$$

Согласно выражениям (23), (25), (26) и решениям для определения статического поля напряжений вокруг кругового отверстия по работе [10] определяем тангенциальную составляющую поля напряжений на фронте радиальных трещин

$$\sigma_{\theta}(x, \tau) = \frac{2P_0}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \left[ \frac{i-1}{i} \cdot \frac{x}{x + D\tau \left(1 - \frac{c_{TP}}{c_p}\right)} + \frac{1}{i} \right]^{\frac{2i}{i-1}} \times \frac{1}{\left(1 + \frac{c_{TP}\tau}{a}\right)^2}. \quad (27)$$

В соответствии с общепринятой схемой образования радиальных трещин на стадии завершения их роста выполняется соотношение

$$\sigma(x, \tau^*) = [\sigma], \quad (28)$$

где  $\tau^*$  — время завершения роста радиальных трещин в рассматриваемом сечении;

$[\sigma]$  — сопротивление материала на разрыв.

Приравняем  $\frac{c_{TP}\tau^*}{a} = \lambda. \quad (29)$

Тогда на основании выражений (27) — (29) получаем

$$\frac{i}{i-1} \left\{ \frac{[\sigma] \left( \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}} \right)}{2P_0} \right\}^{\frac{i-1}{2i}} (1 + \lambda)^{\frac{i-1}{i}} = \frac{1}{i-1} + \frac{1}{1 + \lambda \left( \frac{D}{c_{TP}} - \frac{D}{c_p} \right) \frac{a}{x}}. \quad (30)$$

Уравнение (30) легко решается графически. Для частных случаев  $x=0$  и  $x \rightarrow \infty$  радиусы зон разрушения легко определяются из соотношения (30) на основании предельных переходов. С учетом выражений (29) и (10) определяем

$$R_p|_{x=0} = \left[ \frac{2P_0}{[\sigma] \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}} \right)} \right]^{1/2} \times$$

$$\times \frac{a_0}{(i)^{\frac{1}{i-1}}} \left( 1 + \frac{P_0}{\mu} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \right). \quad (31)$$

$$R_p|_{x \rightarrow \infty} = \left[ \frac{2P_0}{[\sigma] \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}} \right)} \right]^{1/2} \times \times a_0 \left( 1 + \frac{P_0}{\mu} \cdot \frac{1}{1 + \sqrt{1 + \frac{4iP_0}{\mu}}} \right). \quad (37)$$

Приведенные на рис. 2 зависимости размеров зоны разрушения от удаления рассматриваемого сечения от начала заряда

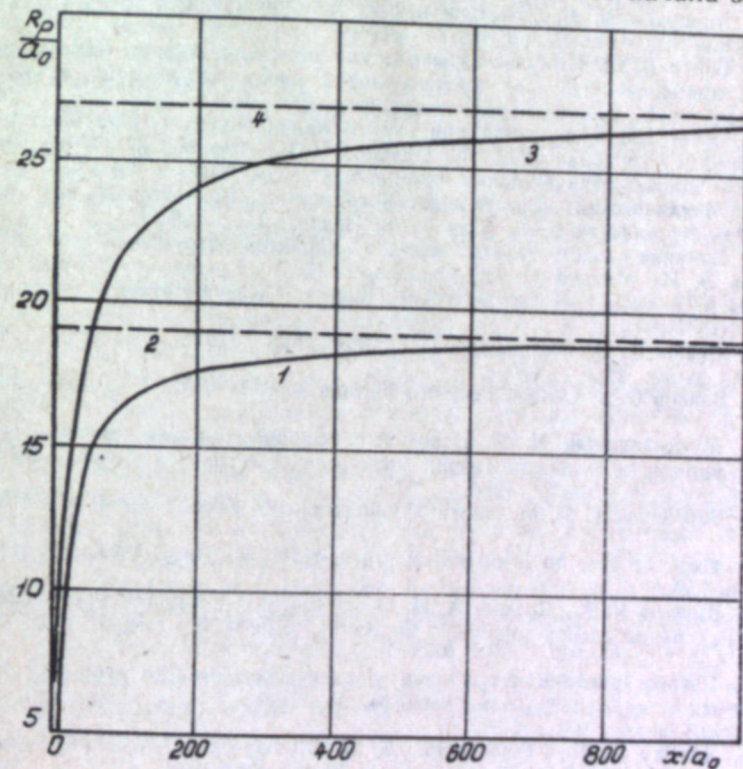


Рис. 2. Изменение относительного радиуса разрушения при взрыве граммонита в магнетите в зависимости от относительного удаления рассматриваемого сечения от начала заряда:

1, 3 — сопротивление среды на разрыв, равное 5 МПа и 10 МПа, соответственно; 2, 4 — предельные относительные радиусы разрушения при сопротивлении среды на разрыв 5 МПа и 10 МПа, соответственно.

построены на основании решения уравнения (30) при следующих данных  $\mu = 2,9 \cdot 10^3$  Па (характерно для магнетита [14]);



$N=0,3$ ;  $\rho_c=3,5 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_{ВВ}=10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $D=3,5 \cdot 10^3$  м/с;  $i=2$ ;  
[ $\sigma$ ]<sub>1</sub>= $5 \cdot 10^6$  Па; [ $\sigma$ ]<sub>2</sub>= $10^7$  Па.

Радиус зоны разрушения, образующейся при взрыве зарядов ВВ, является одной из важнейших характеристик действия взрыва на среду, необходимых для научно обоснованного расчета параметров буро-взрывных работ, поэтому полученные соотношения должны быть использованы при проектировании и ведении взрывных работ.

#### Литература

1. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке пород взрывом. — М.: Недра, 1974. — 224 с.
2. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гостройиздат, 1957. — 276 с.
3. Машуков В. И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им. — М.: Недра, 1976. — 248 с.
4. Сенук В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке. — Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых, 1979, № 1, с. 28—34.
5. Расчет зон разрушения при взрыве цилиндрических зарядов в скальных породах./Друкованый М. Ф., Кравцов В. С., Чернявский Ю. Е. и др. — Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых, 1976, № 3, с. 70—75.
6. Механический эффект подземного взрыва./Родионов В. Н., Адушкин В. В., Костюченко В. Н. и др. — М.: Недра, 1971. — 224 с.
7. Влияние свойств горных пород на характер разрушения при взрыве./Ефимов Э. И., Мячина Н. И., Никифоров В. А., Кравченко А. Ф. — В кн.: Методы и средства разрушения горных пород. — Киев: Наукова думка, 1980, с. 97—103.
8. Савин Г. Н. Распределение напряжений около отверстий. — Киев: Наукова думка, 1968. — 887 с.
9. Власов О. Е. Основы теории действия взрыва. — М.: Изд. ВИА, 1957. — 408 с.
10. Мухелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. Плоская теория упругости. Кручение и изгиб. — 5-е изд., испр. и доп. — М.: Наука, 1966. — 707 с.
11. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. — М.: Наука, 1974. — 640 с.
12. Yoffe E. The moving Griffith crack. — Philos. Mag., 1951, VII ser., 42, pp. 739—750.
13. Шведов К. К., Дремни А. Н. О параметрах детонации промышленных ВВ и их сравнительной оценке. — Взрывное дело. — М.: Недра, 1976, 76/33, с. 137—150.
14. Распространение и корреляция физических свойств горных пород. Справочное пособие./Протоальяконов М. М., Тедер Р. И., Ильинская Е. И. и др. — М.: Недра, 1981. — 192 с.
15. Ландау Л. Д., Станюкович К. П. Об изучении детонации конденсированных ВВ. — ДАН СССР, 1945, т. 46, № 9, с. 399—402.
16. Баум Ф. А., Станюкович К. П., Шехтер Б. И. Физика взрыва. — М.: Физматгиз, 1959. — 800 с.

Л. В. САФОНОВ

#### ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ОПТИМИЗАЦИИ СИСТЕМЫ ВЗРЫВ — ИНЖЕНЕРНЫЕ СООРУЖЕНИЯ

Взрывные работы остаются основным средством разрушения крепких пород, в ближайшее время предполагается увеличение масштабов взрывных работ на 40—50%. Такие крупномасштабные взрывные работы оказывают технически вредное воздействие на дорогостоящий комплекс инженерных сооружений, входящих в состав современного горного предприятия. Известно большое число случаев частичного или полного разрушения отдельных горных и строительных сооружений, приводивших к остановке технологических процессов и существенному снижению технико-экономических показателей работы горного предприятия.

Накопленный научный потенциал не обеспечивает экономичного и безопасного ведения взрывных работ в комплексе карьер — инженерные сооружения, а проектные организации не имеют соответствующего инструмента для оценки размещения технических сооружений относительно карьера (шахты) с учетом рассматриваемого фактора.

На основе анализа опубликованных данных и экспериментальных исследований автора установлено, что интенсивностью воздействия взрывов на инженерные сооружения можно управлять: 1) варьированием параметров буро-взрывных работ путем последовательных изменений их элементов при повторении взрывных работ; 2) изменением элементов конструкций инженерных сооружений (упрочнением или правильным выбором их на стадии проектирования); 3) варьированием уровня связи между рассматриваемыми подсистемами (например, изменением расстояния между местом взрыва инженерным сооружением).

Интенсивность воздействия взрывов и прочность элементов сооружений (массива сооружений) носят вероятностный характер, причем возможно выделить детерминированную часть (среднее арифметическое), величиной которой можно управлять и стохастическую, зависящую от комбинации многочисленных факторов, не поддающихся учету (подробно изложено в работе: Л. В. Сафонов, О. П. Шкреба. Вероятностный метод



оценки сейсмического эффекта промышленных взрывов. — М.: Наука, 1970).

Нормирование параметров буро-взрывных работ и элементов горных работ осуществляется на основе математической связи между энергетическими характеристиками взрыва и нормативными характеристиками устойчивости сооружений.

Общее решение системы состоит в определении комбинации параметров  $x_0, y_0, z_0$  и их размеров, удовлетворяющих условиям

$$P < [P], \sum Z = \min,$$

где  $P, [P]$  — вероятность разрушения и ее норматив;  
 $x_0, y_0, z_0$  — параметры буро-взрывных работ, энергопроводящей среды и инженерных сооружений;

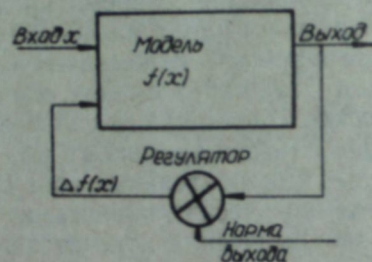


Рис. 1. Модель управления устойчивостью сооружений.

$\sum Z$  — суммарные затраты на реализацию параметров  $x_0, y_0, z_0$ .

Существующие принципы расчета на прочность состоят в определении выхода подсистемы путем ее перестройки при заданном неуправляемом входе, что в теории управления соответствует разомкнутой системе (рис. 1).

Классическая теория сопротивления материалов определяет потерю устойчивости в момент превышения прочности материала действующими нагрузками; она не учитывает повторения процесса при вероятностном изменении внешних условий.

Получила развитие вероятностная трактовка нагрузки и сопротивления материала, по которой необходимым и достаточным условием неразрушаемости считается выполнение условия  $P \leq [P]$ , где  $[P]$  — норматив, который может быть вычислен по экономическим соображениям (акад. С. Б. Серенсен, член-корр. А. Р. Ржаницын, д-р техн. наук В. В. Болотин, проф. Н. С. Стрелецкий).

Дальше теория строится на учете изменчивости нагрузок и прочности материалов на упрочнении самой конструкции (объекта).

Используя фундаментальные положения теории управления

о прямых и обратных связях, можно модифицировать принцип (новая формулировка приведена выше).

Применительно к оценке действия взрывов на устойчивость инженерных сооружений условие  $P < [P]$  можно выполнить за счет изменения элементов инженерных сооружений, буро-взрывных работ, а также среды, передающей энергию от взрыва к сооружению. Следовательно, выбор того или иного способа (их

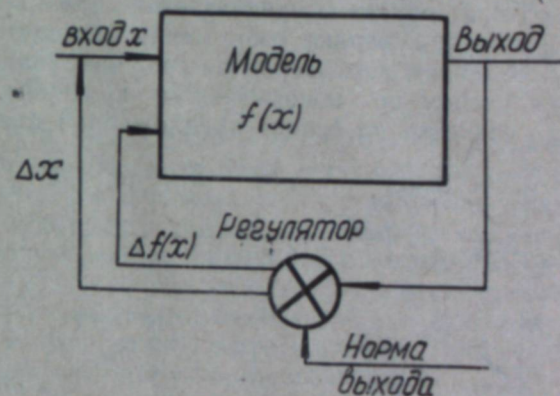


Рис. 2. Модель управления системой взрыв — инженерные сооружения на корректировке входа.

комбинации) достижения условия  $P < [P]$  в пределах технических возможностей зависит от экономических издержек на реализацию указанных элементов и может быть оптимизирован по их минимуму.

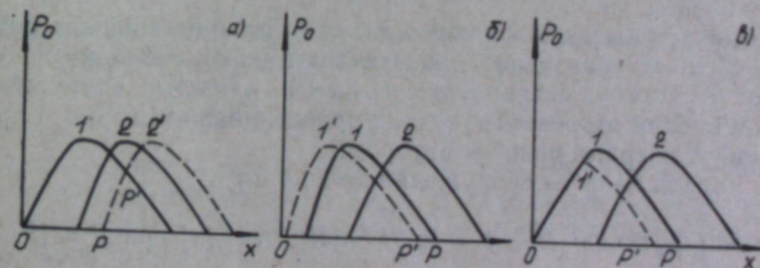


Рис. 3. Спектральные модели управления системой взрыв — инженерные сооружения:

а — изменением элементов сооружения (сдвиг спектра вправо); б — изменением параметров буро-взрывных работ (сдвиг спектра влево); в — изменением физической связи между взрывом и сооружением.

Два последних варианта представляют управление входом системы взрыв — инженерные сооружения. Следовательно, предлагаемый принцип расчета может быть изображен моделью с отрицательной обратной связью (рис. 2). Так как корректировка входа последующего процесса ( $i+1$  взрыва) производится по результатам предыдущего ( $i$ ), то такая модель согласно теории управления может быть охарактеризована как адаптирующаяся с отрицательной обратной связью.

Сравнение входа и выхода модели осуществляется по уров-



нию надежности  $H$  (либо величине  $P=1-H$ , что равнозначно вероятности разрушения), размер которой корректируется по минимуму экономических издержек.

Если известны спектры (плотность вероятности) действующих сил и сил сопротивления, то способы оптимизации системы взрыв — инженерные сооружения графически изображаются так; как это приведено на рис. 3.

Таким образом, предлагаемый принцип решения системы взрыв — инженерные сооружения отличается от рассмотренного более общим характером за счет изыскания способов управления входом по экономическому критерию. В дальнейшем теория строится на основе предложенной автором типизации си-

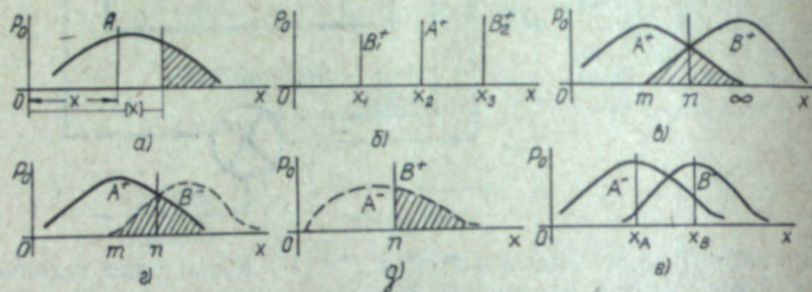


Рис. 4. Основные варианты задач и общие методы их решения.

туаций и классификаторе — каталоге типовых физико-технических явлений.

Выделяется шесть основных задач в четырех типовых ситуациях. Первые три задачи представляют собой реально существующую систему, связанную с задачей защиты сооружений, 4 и 6-я задачи относятся к стадии проектирования горного предприятия и впервые решены автором.

#### 1. Задача защиты сооружений (рис. 4, а)

$$P = \int_{[x]}^{\infty} P_0(x) dx; H = 1 - P; H > [H]; x < [x] \text{ при } P < [P].$$

#### 2. Задача рационального сноса сооружений (рис. 4, б)

$$x_2 < x_3.$$

#### 3. Задача оценки ущерба (рис. 4, в)

$$P = \int_m^n P_A(x) dx + \int_n^{\infty} P_B(x) dx; Y = PB(x).$$

#### 4. Определение оптимальных зон расположения сооружений (рис. 4, г)

$$P = \int_m^n P_A(x) dx + \int_n^{\infty} P_B(x) dx; [P]_{\text{эк}} = \frac{A(x)}{B(x)} = P.$$

#### 5. Задача экономически обоснованного сноса сооружений (рис. 4, д)

$$P = \int_m^{\infty} P_A(x) dx; P = [P]_{\text{эк}}; [P]_{\text{эк}} = \frac{A(x)}{B(x)}.$$

#### 6. Задача определения оптимальных расстояний между местом проведения взрывных работ и расположения сооружений (рис. 4, е)

$$K = \frac{x_B}{x_A}; K = [K]_{\text{эк}}.$$

Нормативный уровень надежности рассчитывается на основе определения минимума затрат двух альтернативных процессов: затрат на организацию буро-взрывных работ с целью снижения их воздействия на сооружения и ущерба, нанесенного взрывами сооружениям (в том числе за счет временной приостановки технологического процесса). Если оба типа затрат выразить через общий параметр  $x$ , то их функции имеют вид  $A/x^n$  и  $Bx^n$ , в простейшем случае  $A/x$  и  $Bx$ . Сумма такого вида функций имеет минимум, совпадающий с точкой их пересечения:

$$\Phi(x) = A(x) + B(x) = \min \text{ при } |A(x)| = |B(x)|. \quad (1)$$

В общем случае минимум суммы функций  $f(x)$  и  $\varphi(x)$  совпадает с точкой их пересечения, если

$$f(x)\varphi(x) = \text{const}. \quad (2)$$

В противном случае принятое положение сопровождается ошибкой, величина которой может быть определена из выражения

$$\Delta\Phi(x)_{\min} = \frac{1}{2!} \cdot \frac{\partial^2\Phi(x)}{\partial x^2} \cdot \Delta x_{\min}. \quad (3)$$

Однако с достаточной точностью можно воспользоваться формулой (1). В необходимых случаях в указанную сумму затрат вводятся суммы  $C$ , затрачиваемые на изготовление искусственных экранов  $B(x) + C$ .

Функция  $B(x)$  представляет собой вероятные издержки на восстановление сооружений, т. е.

$$B(x) = PB^0(x). \quad (4)$$

Тогда нормативное значение  $[P]$  может быть с достаточной точностью определено из выражения

$$[P] = \frac{A(x)}{B^0(x)}, \quad (5)$$

что использовано для определения нормативной надежности.

Вариант системы расчетов с корректировкой по входу реализован на Лебединском ГОКе, где задействована группа проектирования взрывов, служба смотрителя сооружений и руководитель нового подразделения — сейсмслужбы.



## СОДЕРЖАНИЕ

Сухов Р. И. Основные направления повышения производительности буровых станков и улучшения использования твердосплавного инструмента . . . . .	3
Ярушин В. П. Методика определения парка буровых станков . . . . .	8
Павлов Ю. А., Федоров В. В. Результаты испытаний шарошечных долот и резервы повышения эффективности их использования на карьерах . . . . .	11
Исаков А. И. Повышение эффективности горнорудного производства при планировании и организации буро-взрывных работ на карьерах . . . . .	14
Падучева А. В. Эффективность внедрения штыревых буровых коронок, армированных твердосплавными вставками . . . . .	19
Шахматов Д. С., Хрушев Г. Н. Исследование термического разрушения горных пород на Первоуральском кварцитовом карьере . . . . .	23
Паздников Н. В., Каргузов М. И., Абрамов Н. Л., Власов В. Г. Сейсмобезопасность подземных выработок при взрывах в карьере . . . . .	26
Маторин А. С., Соколов В. С. Состояние и перспективы внедрения контейнерных и пакетных поставок ВВ . . . . .	29
Павлютенков В. М., Шеменев В. Г. Пути совершенствования смесительно-зарядных машин для водосодержащих ВВ . . . . .	32
Гилев Б. А. Причины отказов и методы их предупреждения при многорядном короткозамедленном взрывании . . . . .	37
Рождественский В. Н. Пути снижения простоев горного оборудования при массовых взрывах в глубоких карьерах . . . . .	40
Ермолаев А. И. О возможности снижения перебура скважин при отбойке трудно взрывааемых пород на карьерах . . . . .	44
Артемьев Э. П. Исследование эффективных схем многорядного короткозамедленного взрывания . . . . .	48
Маляров И. П., Минченков А. В., Угольников В. К. Районирование месторождений по категориям взрываемости пород . . . . .	53
Чистяков В. Г. Опыт использования геофизических методов для определения прочностных свойств горных пород . . . . .	58
Ансабаев А. А. К определению расчетного значения удельного расхода ВВ . . . . .	65
Горинюв С. А. Определение размеров зоны разрушения по длине скважинного заряда при камуфлетном взрыве его в скальных породах . . . . .	68
Сафонов Л. В. Основные принципы оптимизации системы взрыв — инженерные сооружения . . . . .	77

## БУРО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Сборник научных трудов, 75

Редактор — *Н. У. Макарова*

Технический редактор — *А. Н. Поторочин*

Корректор — *Г. И. Егоренкова*

Подписано к печати 04.08.84	НС 24578
Формат бумаги 60×90 <sup>1</sup> / <sub>16</sub>	Бумага типографская Гарнитура литературная
Печать высокая	Уч.-изд. л. 5,0 Печ. л. 6,0 Тираж 500
Заказ 305	Цена 1 руб.

Институт горного дела МЧМ СССР  
620219 г. Свердловск, ГСП-936

Цех № 1 производственного объединения «Полиграфист»,  
г. Свердловск, ул. Мамина-Сибиряка, 145



**Сухов Р. И.** Основные направления повышения производительности буровых станков и улучшения использования твердосплавного инструмента. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 3—7.

В результате анализа работы буровых станков на карьерах горнодобывающих предприятий намечены основные направления в повышении производительности буровых станков в части улучшения эксплуатации, внедрения организационно-технических мероприятий и новой буровой техники, разработанной по заявкам ИГД МЧМ СССР. Рассмотрены вопросы создания и внедрения разработок институтов по повышению износостойкости бурового инструмента для проходки взрывных скважин.

УДК 622.233.05

**Ярушин В. П.** Методика определения парка буровых станков. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 8—11.

Методика позволяет установить парк буровых станков и их количество для замены изношенных по годам. Использован факторный метод расчета норм потребности в буровых станках для определения парка, заключающийся в корректировке соответствующего этой норме фактического удельного показателя, рассчитанного для базисного года, с помощью индексов, характеризующих изменения в плановом периоде факторных показателей. Использован метод экстраполяции для выявления тенденции изменения показателей, сложившихся в отчетном, плановом периоде.

УДК 622.233.051.78.001.4

**Павлов Ю. А., Федоров В. В.** Результаты испытаний шарошечных долот и резервы повышения эффективности их использования на карьерах. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 11—13.

Приведены результаты испытаний опытных партий шарошечных долот, показаны направления совершенствования буровых работ и резервы повышения эффективности их использования на карьерах.

УДК 622.233/235.014.2 : 658.513.011.56 : 681.3

**Исаков А. И.** Повышение эффективности горнорудного производства при планировании и организации буро-взрывных работ на карьерах. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 14—18.

С целью повышения эффективности производства рассмотрен вопрос совершенствования планирования, организации и управления технологическим процессом на примере разработки, составления и использования графика организации буро-взрывных работ на карьере.

УДК 622.233.53.051.6

**Падучева А. В.** Эффективность внедрения штыревых буровых коронок, армированных твердосплавными вставками. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: 1984, с. 19—22.

Обобщены результаты испытаний штыревых коронок на ряде горнорудных предприятий. Рассмотрены резервы снижения стоимости 1 м скважины от внедрения данного типа бурового инструмента.



УДК 622.236.73 : 621.384.3

**Шахматов Д. С., Хрушев Г. Н.** Исследование термического разрушения горных пород на Первоуральском кварцитовом карьере. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 23—25.

Дана техническая характеристика ручного термобура ТВР-50, станции питания и специального инфракрасного насадка к нему. Приведены результаты экспериментальных исследований по бурению шпуров и разрушению негабаритов на кварцитовом карьере Первоуральского динасового завода.

УДК 622.235.535.2.012.3

**Сейсмобезопасность** подземных выработок при взрывах в карьере./Картузов М. И., Паздников Н. В., Абрамов Н. Л., Владисов В. Г. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 26—28.

Описаны результаты исследований сейсмического действия массовых взрывов в карьере на выработки шахты Сидеритовая. Приведена сводная таблица допустимых скоростей смещения в зависимости от класса выработок, коэффициента крепости вмещающих пород и вида крепи.

УДК 622.235.92 : 65.011.54/56

**Маторин А. С., Соколов В. С.** Состояние и перспективы внедрения контейнерных и пакетных поставок ВВ. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 29—31.

Описано состояние механизации взрывных работ при поставке ВВ в мешках пакетами в строп-контейнерах и в мягких контейнерах МКР-1,0С. Освещен вопрос готовности горных предприятий к переходу на поставку ВВ в мягких контейнерах и строп-контейнерах МКР-1,0С. Приведены возможные объемы поставок ВВ в пакетах и мягких контейнерах, потребность горных предприятий Минчермета СССР в электропогрузчиках для механизации погрузочно-разгрузочных работ и в мягких контейнерах и строп-контейнерах на 1985 и последующие годы.

УДК 622.235.32

**Павлютенков В. М., Шеменин В. Г.** Пути совершенствования смесительно-зарядных машин для водосодержащих ВВ. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 32—36.

Рассмотрены технология приготовления водосодержащих ВВ с регулируемыми свойствами, существующие конструкции смесительно-зарядных машин и дана их оценка. Изложены требования к современным машинам. Предложена конструкция смесителя, обеспечивающая приготовление ВВ с заданными свойствами.



**Гилев Б. А.** Причины отказов и методы их предупреждения при многорядном короткозамедленном взрывании. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 37—39.

Распространенными причинами отказов скважинных зарядов ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании являются подбой скважин и низкое качество детонирующего шнура. Приведены некоторые результаты экспериментального изучения подбоя скважин в промышленных условиях. Предупреждение отказов осуществляется путем контроля качества средств взрывания, выбора рациональных схем и кратности резервирования взрывной сети, корректировки параметров взрывания по предлагаемым формулам.

УДК 622.235.62.012.32.013

**Рождественский В. Н.** Пути снижения простоев горного оборудования при массовых взрывах в глубоких карьерах. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб.: научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 40—43.

В условиях узких рабочих площадок на глубоких горизонтах карьеров достижение больших объемов массовых взрывов и минимальных простоев горного оборудования возможно за счет рационального расположения взрывааемых блоков относительно друг друга. Для условий Сарбайского карьера установлены конкретные значения оптимальной частоты применения метода каскадного взрывания, позволяющие уменьшить простои экскаваторов в 1,1—1,3 раза.

УДК 622.235.62

**Ермолаев А. И.** О возможности снижения перебура скважин при отбойке трудновзрываемых пород на карьерах. — Буро-взрывные работы на карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 44—47.

На основе анализа действия взрыва на уровне подошвы уступа при многорядном короткозамедленном взрывании показана возможность перехода на уменьшенные перебуры скважин за счет ослабления массива взрывом предыдущей ступени замедления при диагональных схемах с повышенными относительными коэффициентами сближения зарядов.

УДК 622.233.453

**Артемьев Э. П.** Исследование эффективных схем многорядного короткозамедленного взрывания. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 48—52.

Приведены результаты лабораторных и опытно-промышленных исследований влияния относительного расстояния между зарядами  $m$ , изменяемого схемами взрывания, на дробление в зависимости от удельного расхода ВВ при равномерном распределении зарядов во взрываемом объеме. Показано, что при многорядном короткозамедленном взрывании эффективное для дробления  $m$  зависит от размеров сетки скважин, текстурных особенностей взрывааемых пород и в крупноблочных скальных массивах изменяется от 3,5—4,0 до 8.



УДК 622.235.527

**Маляров И. П., Минченков А. В., Угольников В. К.** Районирование месторождений по категориям взрываемости пород. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 53—57.

Проведено районирование карьерного поля месторождения известняков по категориям взрываемости горных пород на предприятии, применяющем взрывание на неубранную горную массу. Для определения естественной трещиноватости и районирования месторождения предлагается использовать акустический метод и метод, основанный на логарифмически-нормальном законе распределения кусков взорванной горной массы.

УДК 622.023.23 : 550.3

**Чистяков В. Г.** Опыт использования геофизических методов для определения прочностных свойств горных пород. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 58—64.

Рассматривается опыт определения предела прочности горных пород на разрыв в их естественном состоянии. Для этого используется явление остаточной намагниченности пород железорудных месторождений, которая определяется геофизическими методами. В качестве критерия принят фактор Кенигсбергера. Показана корреляционная связь между рассматриваемым фактором и пределом прочности пород на разрыв в условиях Северного карьера Качкарского ГОКа, разрабатывающего Гусевогорское месторождение титаномагнетитовых руд.

УДК 622.235.62.012.32.013

**Аисабаев А. А.** К определению расчетного значения удельного расхода взрывчатых веществ. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 65—67.

В результате обобщения имеющихся эмпирических зависимостей, определяющих отдельные параметры массовых взрывов на карьерах, предложена методика расчета удельного расхода ВВ на отбойку. Преимущество ее заключается в том, что в составе предложенной формулы для расчета удельного расхода ВВ сведены до минимума трудноопределяемые показатели.

УДК 622.235.62

**Горин С. А.** Определение размеров зоны разрушения по длине скважинного заряда при камуфлетном взрыве его в скальных породах. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 68—77.

На основании анализа точных решений об изменении напряжений в безграничной среде при внезапном возникновении фиксированного давления в цилиндрической полости, известных фактов теории хрупкого разрушения, а также опытных взрывов в скальных породах показано, что квазистатическое действие продуктов детонации определяет размеры зоны трещинообразования при камуфлетном взрыве ВВ в скальном массиве. Предложена новая расчетная модель воздействия взрыва промышленных ВВ на скальный массив. Приведена методика определения размеров зоны разрушения по длине скважинного заряда с учетом истечения продуктов детонации в атмосферу.



УДК 622.235 : 622.861.2

Сафонов Л. В. Основные принципы оптимизации системы взрыв — инженерные сооружения. — Буро-взрывные работы на глубоких карьерах: Сб. научн. тр., 75. — Свердловск: ИГД, 1984, с. 77—81.

Изложена теория оптимизации системы взрыв — инженерные сооружения по экономическому критерию на основе минимума затрат. Выделено шесть типов систем в четырех типовых ситуациях. Второй — четвертый типы относятся к стадии проектирования горного предприятия. Выполнено общее решение системы взрыв — инженерные сооружения.



