

забойки в карьерных условиях достаточно ограничена и должна определяться с учетом конкретных условий производства буровзрывных работ и ожидаемых результатов и последствий массового взрыва.

3.3.8. Об эффективной длине отбойных скважинных зарядов и предельной высоте взрываемого уступа

Одним из технологических параметров, определяющих качество массового взрыва, является так называемая эффективная длина ($L_{эф}$, м) отбойных скважинных зарядов. Параметр $L_{эф}$ имеет определенный физический смысл: это длина отбойного заряда, который успевает полностью сдетонировать за время передачи окружающему породному массиву энергии взрыва, достаточной для его разрушения.

Для оценки $L_{эф}$ поступим следующим образом. Как показано в разделе 1.2, динамическое нагружение породы осуществляется в процессе расширения продуктов детонации ВВ от начального объема, соответствующего объему зарядной полости ($r_0 = D_{скв}/2$), до некоторого конечного объема, размер которого определяется энергетическими характеристиками ВВ и физико-механическими свойствами породы (R_{max}). Процесс максимального нагружения определяется временем полного расширения котловой полости (t_{max} , с), которое с учетом (2.3.6)-(2.3.8) можно определить как

$$t_{max} \approx R_{max} \cdot \sqrt{\frac{\gamma_n}{g \cdot \sigma_*}} \cdot \sqrt{1 - \left(\frac{R_0}{R_{max}}\right)^2}. \quad (3.3.8.1)$$

$$\text{При этом } R_{max} = r_0 \cdot \sqrt{\frac{1}{2} \cdot \frac{\gamma_0 - 1}{k - 1} \cdot \left(\frac{373}{\gamma_{вв}}\right)^k \cdot \frac{\gamma_{ВВ} \cdot U_{y0}}{\sigma_*}}, \quad (3.3.8.2)$$

где γ_n - объемный вес породы, кг/м³; g - ускорение силы тяжести, м/с²; σ_* - давление, удерживающее продукты детонации (в общем случае $\sigma_* = \sigma_{сж}$), кг/м²; $\gamma_{ВВ}$ - объемный вес ВВ, кг/м³; U_{y0} - удельная энергия ВВ, кгм/кг.

Скорость детонации (раздел 1.1) можно определить по формуле (1.1.14):

$$D = \sqrt{2 \cdot (k^2 - 1) \cdot g \cdot U_{y0}} \cdot \left(\frac{\gamma_{вв}}{373}\right)^{0.6}. \quad (3.3.8.3)$$

Соответственно, эффективная длина отбойного скважинного заряда

$$L_{эф} = t_{max} \cdot D. \quad (3.3.8.4)$$

С учетом (3.3.8.1) и (3.3.8.3) очевидно, что соотношение $L_{эф}/D_{скв}$ не зависит от диаметра отбойных скважин и определяется лишь условиями взрывания. В качестве иллюстрации на рис.3.3.8.1 показана зависимость соотношения $L_{эф}/D_{скв}$ от коэффициента крепости пород по шкале М.М.Протоdjяконова. Расчеты выполнялись для двух типов ВВ: гранулола ($U_{y0} = 452620$ кгм/кг, $\gamma_{вв} = 1000$ кг/м³) и эмулита ВЭТ-700 ($U_{y0} = 248514$ кгм/кг, $\gamma_{вв} = 1100$ кг/м³). С учетом формулы (3.3.3.6) для расчета длины забойки $L_{заб}$ и (3.3.3.38) и перебура $L_{нгр}$ параметр $L_{эф}$ позволяет оценить эффективную высоту уступа, отбиваемого вертикальными

скважинными зарядами: $H_{уст} = L_{заб} + L_{эф} - L_{пер}$. На рисунке 3.3.8.2 показана зависимость эффективной высоты уступа от коэффициента крепости пород по шкале М.М.Протождяконова. Расчеты выполнялись для двух типов ВВ: гранулола ($U_{уд} = 452620 \text{ кгм/кг}$, $\gamma_{вв} = 1000 \text{ кг/м}^3$) и эмульта ВЭТ-700 при удельном расходе $q_{н}$ (при удельном расходе q_p высота уступа будет примерно на 1.3-1.5 м больше). Как видим, параметр $L_{эф}$ является достаточно информативным с технологической точки зрения, поскольку позволяет оценить наиболее эффективные условия взрывания отбойных скважинных зарядов с учетом используемого типа ВВ и физико-механических свойств пород.

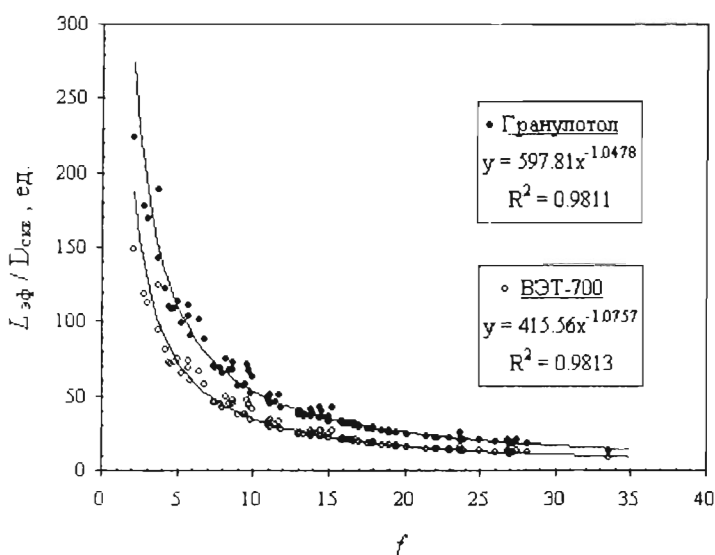


Рис.3.3.8.1. Зависимость приведенной эффективной оины отбойных скважинных зарядов от коэффициента крепости пород

Помимо эффективной высоты уступа представляется целесообразным определить его предельную (максимальную) высоту. Очевидно, что фактический удельный расход ВВ на блоке определяется как

$$q_{факт} = \frac{P_{амб} \cdot L_{зкр}}{a \cdot b \cdot H_{уст}}. \quad (3.3.8.5)$$

Поскольку $L_{зкр} = H_{уст} + l_{пер} - l_{заб}$, формулу (3.3.8.5) с учетом (3.3.3.29), (3.3.3.39) и (3.3.3.40) можно преобразовать к виду:

$$q_{факт} = q_{амб} \cdot \frac{2 \cdot \pi}{3 \cdot \sqrt{3}} \cdot \left(1 - \frac{l_{заб} - l_{пер}}{H_{уст}} \right). \quad (3.3.8.6)$$

Принимая условие $q_{факт} \leq q_{амб}$ и используя (3.3.3.26) и (3.3.3.38), из формулы (3.3.8.6) находим:

$$H_{уст} \leq \frac{2 \cdot \pi}{2 \cdot \pi - 3 \cdot \sqrt{3}} \cdot \left(\sqrt{\frac{8}{9}} - \sqrt{\frac{2}{9 \cdot \pi}} \right) \cdot \sqrt{\frac{P_{амб}}{q_{амб}}}. \quad (3.3.8.7)$$

После некоторых упрощений получаем:

$$H_{уст} \leq 3.912 \cdot \sqrt{\frac{p_{отб}}{q_{отб}}} \quad (3.3.8.8)$$

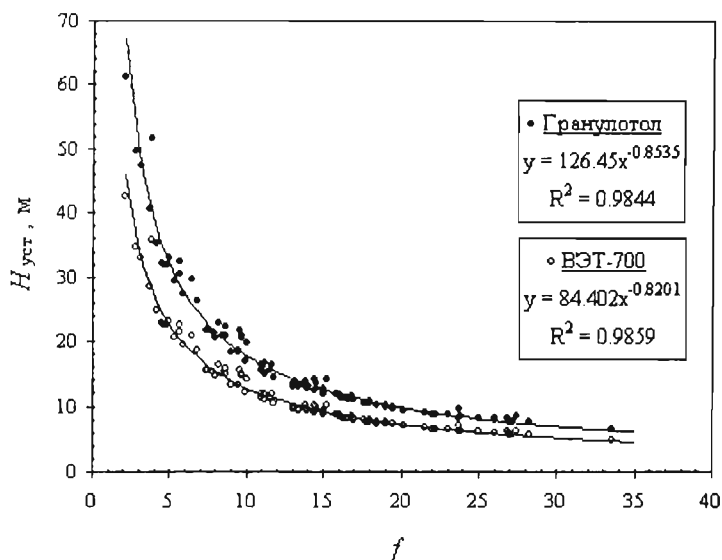


Рис.3.3.8.2. Зависимость эффективной высоты уступа от коэффициента крепости пород

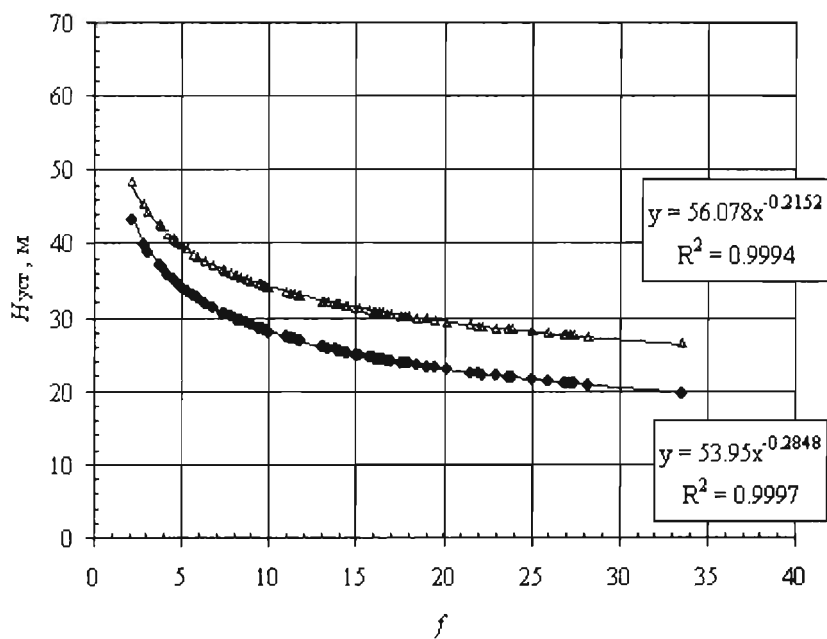


Рис.3.3.8.3. Зависимость предельной высоты уступа в функции коэффициента крепости пород

На рисунке 3.3.8.3 представлены результаты расчета предельной высоты уступа в функции коэффициента крепости по М.М.Протодяконову для 105 типов пород (взрывчатое вещество - гранулотол, $\gamma_{вв} = 1000 \text{ кг/м}^3$, $U_{уд} = 452620 \text{ кдж/кг}$, диаметр отбойных скважин - 245 мм). Кружками обозначены результаты расчета при $q_{отб} = q_{н(0)}$, треугольниками - при $q_{отб} = q_p$.

Таким образом, формула (3.3.8.8) определяет предельную высоту уступа, при которой выполняется условие $q_{факт} \leq q_{отб}$.

3.3.9. Особенности производства буровзрывных работ в сложных геолого-структурных условиях

В процессе отработки карьера не исключена вероятность проявления геологических структур, существенно осложняющих условия производства буровзрывных работ на предельном контуре. Речь идет о крупных зонах существенно отличных по своим свойствам пород с явно выраженным напластованием и падением в сторону выработанного пространства карьера. Такая ситуация сложилась, например, на юго-восточном участке борта карьера рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК" (рис.3.3.9.1), где по плоскости скольжения, образованной поверхностью такой геологической неоднородности, произошло обрушение нескольких уступов (высотой по 24 м каждый) на протяжении более 100 м. При этом угол наклона поверхности скольжения к горизонту составляет примерно 45° .

Анализ возможных причин обрушения показывает, что наиболее вероятными могут быть две: слабое сцепление пород уступа с поверхностью структурной неоднородности и "рыхлое" состояние самих уступов, обусловленное производством массовых взрывов в процессе отработки соответствующих горизонтов (эта "рыхлость" является результатом естественного блочного строения отбиваемого массива и значительных сейсмозрывных нагрузок). В таких неординарных условиях требуются неординарные технические решения (отличные от принятых при отбойке уступов в нормальных условиях).

Во-первых, очевидно, что оставлять уступы традиционной для предельного контура конструкции в таких условиях нельзя (об этом свидетельствует упомянутое обрушение уступов гораздо больших размеров, чем это допускается при отработке на предельном контуре).

Во-вторых, традиционные схемы взрывания (диагональная или поперечная по всему блоку) в таких условиях неприемлемы, поскольку на геометрию отбиваемого уступа влияет плоскость поверхности скольжения, которая существенно искажает форму поперечного сечения уступа.

В-третьих, при определении объемов взрывания и порядка отработки уступов необходимо учитывать фактическое состояние проявившейся структурной неоднородности с тем, чтобы не усугубить и без того сложную ситуацию и не спровоцировать обрушение уже самой структурной неоднородности в случае, если она представлена сланцеватыми, слабо сцементированными породами.

Как видим, существуют по меньшей мере три причины, по которым традиционные схемы постановки уступов в конечное положение без их необходимых изменений и дополнений неприемлемы. В этой связи представляется целесообразным рассмотреть возможные технические решения по отработке уступов в условиях,

близких к представленным на рис.3.3.9.1, когда имеет место структурная неоднородность, формирующая потенциальную плоскость скольжения. В примерах высота уступов принята равной 24 м, ширина - 40 м, диаметр отбойных скважин - 245 мм.



Рис.3.3.9.1. Плоскость обрушения на юго-восточном участке борта карьера рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК"

В общем случае возможны два варианта отбойки 24-метровых уступов: двумя 12-метровыми или тремя 8-метровыми подступами. В качестве примера реализации первого варианта отбойки на рисунках 3.3.9.2 и 3.3.9.3 показана схема размещения отбойных скважин при отработке 12-метрового слоя с использованием гранулотола ($q_p = 0.723 \text{ кг/м}^3$). Для снижения интенсивности взрывного разрушения в глубь охраняемого массива последние два ряда отбойных скважин бурят под углом 30° с таким расчетом, чтобы торцы скважин были удалены от поверхности скольжения примерно на 1.5 м (в соответствии с рис.3.3.3.3). Расстояние между отбойными скважинами в ряду - 7.5 м, между отбойными скважинами в последнем ряду (между короткими наклонными скважинами, ближайшими к поверхности скольжения) - $7.5:2 = 3.75 \text{ м}$, т.е. скважины последнего ряда бурят с половинным шагом.

Учитывая значительное количество ВВ в подавляющем большинстве отбойных скважин (430-450 кг), целесообразно предусмотреть диагональную схему отбойки с использованием не только междурядного, но и внутрирядного замедлений. При этом интервалы замедления между диагональными рядами должны быть увеличены с таким расчетом, чтобы внутри этих интервалов находились все интервалы замедлений между скважинами в ряду (иными словами, взрывание первой скважины последующего диагонального ряда должно производиться только после взрыва последней скважины предыдущего диагонального ряда). За счет такой

организации схемы инициирования можно существенно снизить интенсивность сейсмического воздействия на породный слой, который образует и подстилает генеральную плоскость скольжения выше и ниже отметки отбиваемого подступа.

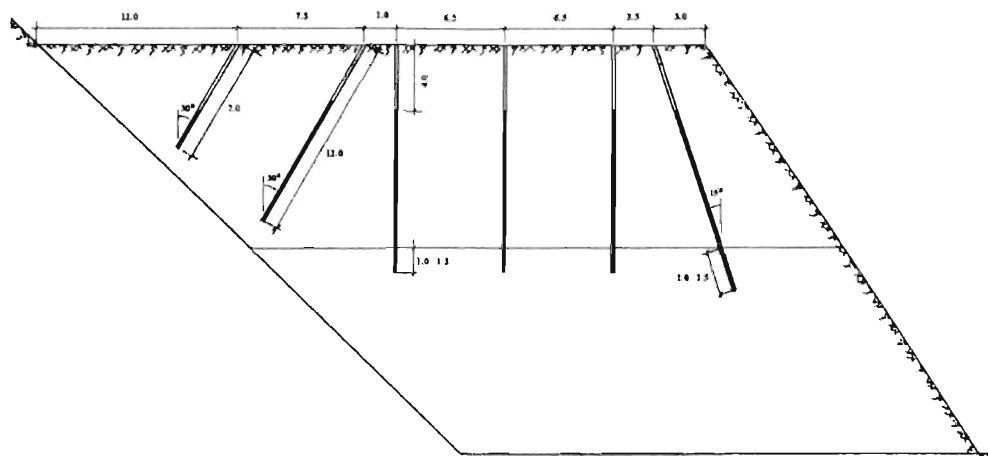


Рис.3.3.9.2. Схема размещения скважин при отработке 12-метрового подступа без применения контурного взрывания

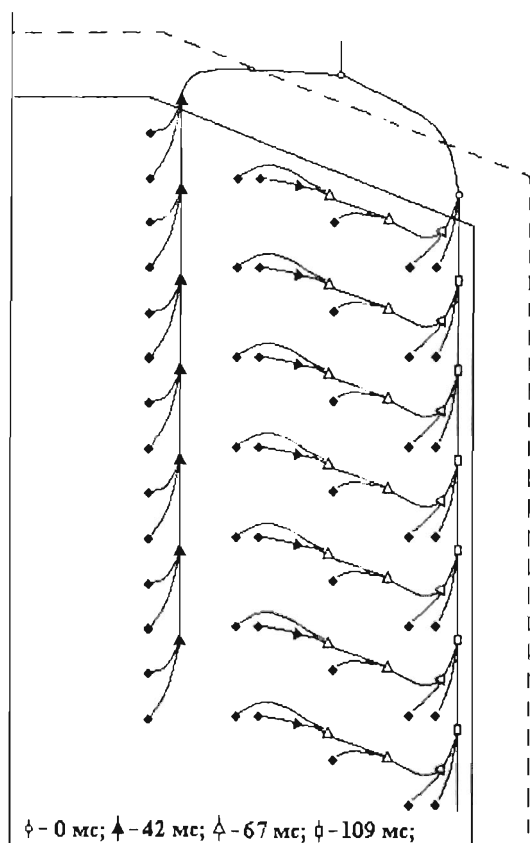


Рис.3.3.9.3. Схема инициирования при отработке 12-метрового подступа без применения контурного взрывания

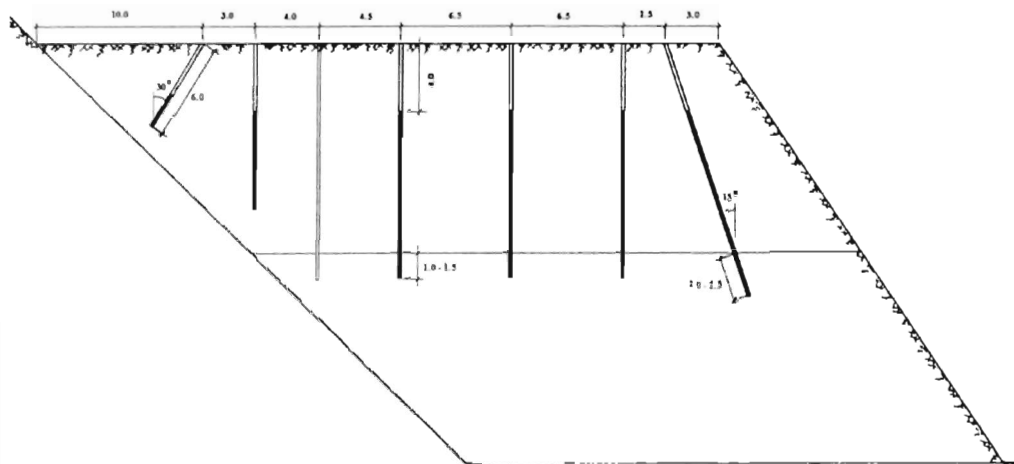


Рис.3.3.9.4. Схема размещения скважин при отработке 12-метрового подуста с применением предварительного щелеобразования

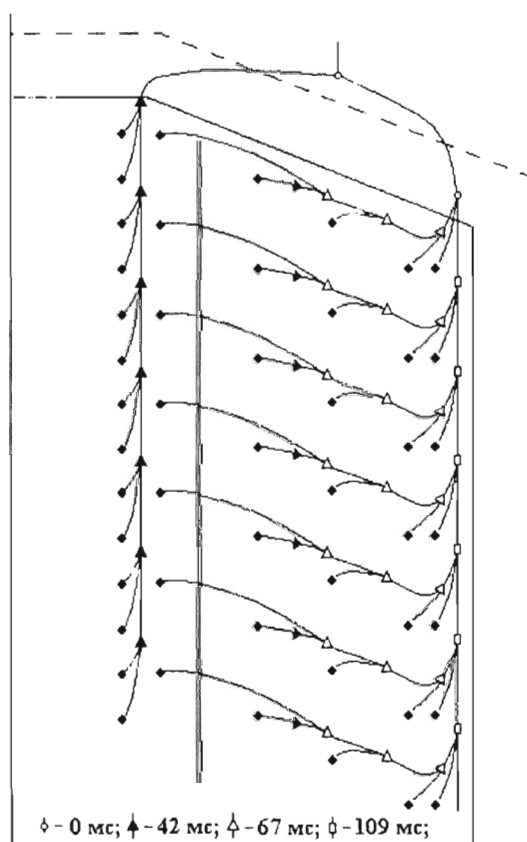


Рис.3.3.9.5. Схема иницирования при отработке 12-метрового подуста с применением предварительного щелеобразования

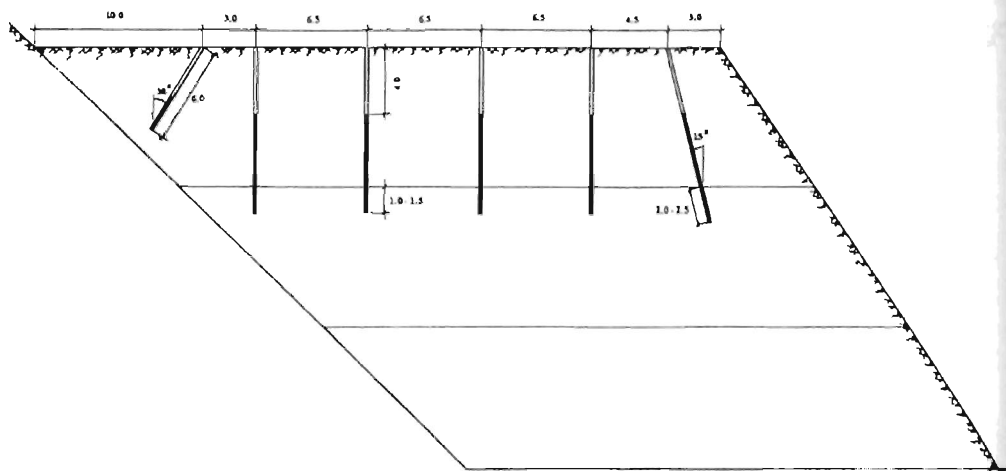


Рис. 3.3.9.6. Схема размещения скважин при отработке 8-метрового подустапа без применения контурного взрывания

Дополнительным мероприятием по снижению интенсивности сейсмовзрывного воздействия отбойных скважин на плоскость контакта породы уступа и плоскости скольжения может быть предварительное щелеобразование (рисунки 3.3.9.4, 3.3.9.5). В этом случае последние два ряда укороченных отбойных скважин отделены от основного объема взрывания вертикальной щелью предварительного откола, которая, с одной стороны, снижает уровень динамического воздействия отбойных скважин на плоскость контакта при отработке основного объема подустапа, с другой, облегчает условия работы последних двух рядов укороченных отбойных зарядов.

В качестве примера реализации второго варианта отбойки на рис.3.3.9.6 показана схема размещения отбойных скважин при отработке 8-метрового слоя с использованием гранулола ($q_p = 0.723 \text{ кг/м}^3$). Для снижения интенсивности взрывного разрушения в глубь охраняемого массива последний ряд отбойных скважин бурят под углом 30° с таким расчетом, чтобы торцы скважин были удалены от поверхности скольжения примерно на 1.5 м (в соответствии с рис.3.3.3.3). Расстояние между отбойными скважинами в ряду - 7.5 м, между отбойными скважинами в самом последнем ряду (между короткими наклонными скважинами, ближайшими к поверхности скольжения) - $7.5:2=3.75 \text{ м}$, т.е. скважины последнего ряда бурят с половинным шагом.

С точки зрения обеспечения сохранности окружающего массива и снижения интенсивности сейсмовзрывного воздействия на плоскость контакта второй вариант отработки уступов является более предпочтительным (кроме того, он не предусматривает дополнительного объема работ, связанных с предварительным щелеобразованием). Более того, второй вариант позволяет в случае необходимости (когда структурная неоднородность представлена сланцеватыми, слабо цементированными породами и есть реальная опасность сползания части из них) провести соответствующие укрепительные мероприятия.

3.3.10. Техническое обеспечение буровзрывных работ при заоткоске уступов на предельном контуре карьера

Как показано выше, для успешной реализации метода контурного взрывания необходимо ориентироваться на применение бурового оборудования с малым диаметром бурения (105-150 мм). При таких диаметрах наиболее эффективным пока остается использование контурных зарядов, образованных из патронированного (диаметром 28-36 мм) ВВ: например, аммонита 6ЖВ (в сухих и слабообводненных скважинах) или детонита (в водонаполненных скважинах). Технология изготовления таких зарядов известна - закрепление патронов на двух нитках детонирующего шнура. Количество патронов на 1 м зависит от диаметра контурных скважин (рисунки 3.3.10.1 и 3.3.10.2). Нужно отметить, что изготовление таких зарядов - операция достаточно продолжительная (хотя и не очень трудоемкая), поэтому подготовку зарядов целесообразно выполнять заблаговременно.

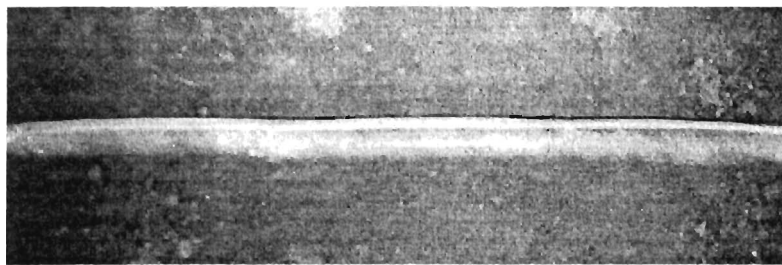


Рис.3.3.10.1. Общий вид контурного заряда для скважин диаметром 105 мм

Вместе с тем отечественной промышленностью освоен выпуск гирляндовых зарядов для контурного взрывания ЗКВГ (рис.3.3.10.3), которые представляют собой сформированные в водонепроницаемой полиэтиленовой оболочке заряды с несущим шнуром. Такие гирлянды позволяют формировать контурные заряды различной линейной плотности в зависимости от диаметра контурной скважины (перед зарядкой необходимо лишь прикрепить к нему двойную нить детонирующего шнура).

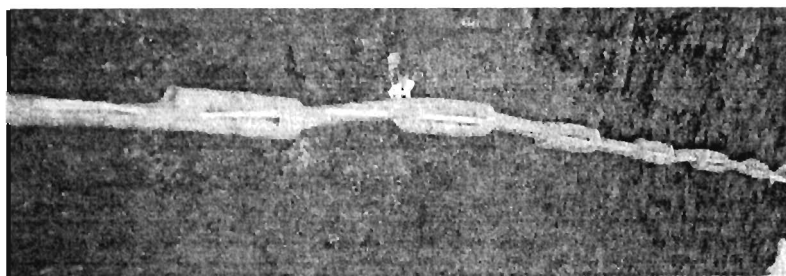


Рис.3.3.10.2. Общий вид контурного заряда для скважин диаметром 146 мм



Рис.3.3.10.3. Общий вид зарядов ЗКВГ-60 отечественного производства



Рис.3.3.10.4. Заряд контурного взрывания "Emuline" с внешним детонирующим шнуром

split C" и *"Detagel Presplit"* с внутренним размещением ДШ (рис.3.3.10.5). При этом обеспечивается возможность простого и надежного наращивания отдельных шлангов для формирования длинных контурных зарядов (рис.3.3.10.6). Представляется целесообразным и нашей промышленности наладить выпуск подобных зарядов. Окончательно вопрос выбора типа ВВ и конструкции контурного заряда необходимо решать с учетом ожидаемых объемов взрывания, фактической стоимости зарядов и технологичности их практического применения.

Одним из направлений самостоятельного (силами рудника) решения проблемы зарядов для контурного взрывания является проверка возможности использования гранулированных или эмульсионных ВВ в оболочках (рукавах) малого диаметра (рис.3.3.10.7). При этом необходимо учитывать результаты полигонных испытаний таких зарядов на скорость детонации и критический диаметр, с тем чтобы с одной стороны гарантировать безотказное и полное взрывание таких контурных зарядов в скважинах, с другой, обеспечить такое соотношение между диаметром заряда и диаметром контурной скважины, которое бы исключало дробящее действие взрыва на стенки скважин, а эффективность образования качественной оконтуренной поверхности была бы наибольшей.

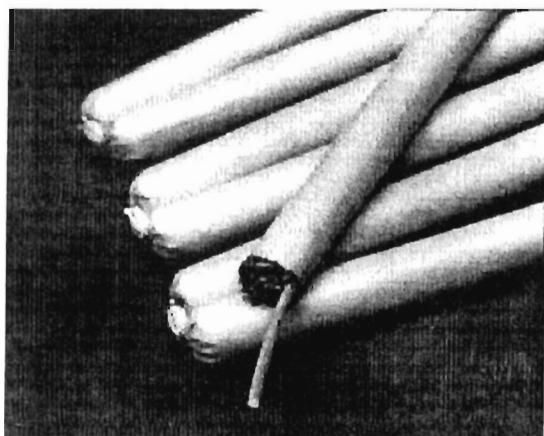


Рис.3.3.10.5. Заряд контурного взрывания "Detagel Presplit" с внутренним детонирующим шнуром (<http://www.slurryexplosive.com>)

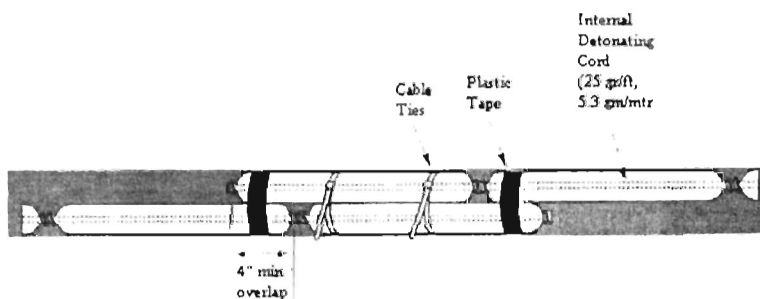


Рис.3.3.10.6. Способ наращивания зарядов "Detagel Presplit" (<http://www.slurryexplosive.com>)



Рис.3.3.10.7. Изготовление контурного заряда в матерчатом рукаве

Для бурения скважин уменьшенного диаметра представляется целесообразным использование станков, позволяющих бурить глубокие (до 50-60 м) скважины диаметром от 100 до 180 мм с различными углами наклона (рисунки 3.3.10.8-3.3.10.11), что расширяет область их применения в карьере. Наиболее массовым отечественными станками являются станки шарошечного бурения СБШ (рис.3.3.10.12). Существует три разные модели буровых станков СБШ (разного веса):

легкая модель - СБШ-160/200-40 весом 50 т, полностью гидравлический, используется для бурения взрывных скважин диаметром от 160 до 215 мм в породах прочностью на одноосное сжатие до 2000 кг/см^2 ;

средняя модель (базовая) - СБШ-250 МНА-32 весом 80 т, используется для бурения взрывных скважин диаметром от 190 до 270 мм в породах прочностью на одноосное сжатие до 3000 кг/см^2 ;

тяжелая модель - СБШ-250 МНА-32 (платформа) весом 100 т, используется для бурения взрывных скважин диаметром от 250 до 270 мм в породах прочностью на одноосное сжатие до 3000 кг/см^2 .

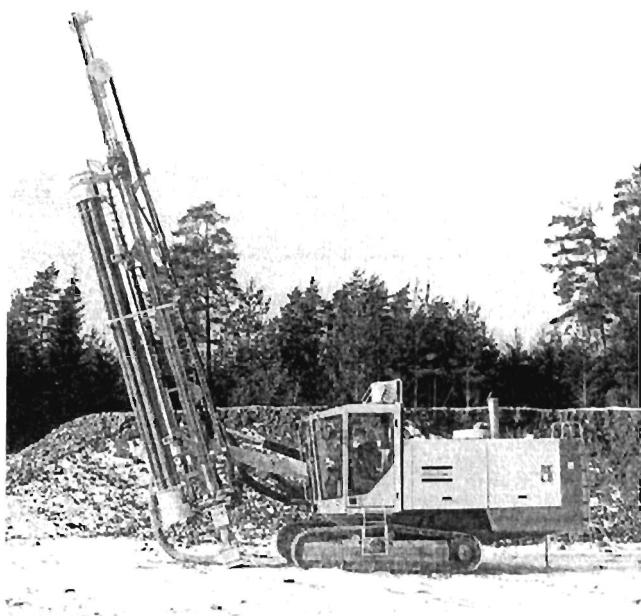


Рис. 3.3.10.8. Бурение скважин "под себя"

По сравнению с отечественными зарубежные станки имеют более широкий диапазон изменения диаметра и глубины бурения скважин, более высокую (до 1.5 раза в аналогичных условиях) производительность и надежность, более комфортные условия труда операторов. С учетом постоянного прогресса в развитии техники точные характеристики станков можно уточнить в результате переговоров с производителями буровой техники. В таблице 3.3.10.1 приведены характеристики некоторых буровых станков компании "Ingersoll-Rand" (США), производящей буровые станки с широким спектром диаметра скважин (рисунки 3.3.10.13-3.3.10.16). Можно также упомянуть и станки фирмы "Driltech" (рисунки 3.3.10.17-3.3.10.18) для

бурения глубоких (до 64 м) взрывных скважин как на отбойке, так и на контуре: D45KS (скважины диаметром от 152 до 229 мм, длина одной штанги 8.7 м) и D55SP (скважины диаметром от 172 до 254 мм, длина одной штанги 16.8 м).



Рис. 3.3.10.9. Бурение скважин под углом

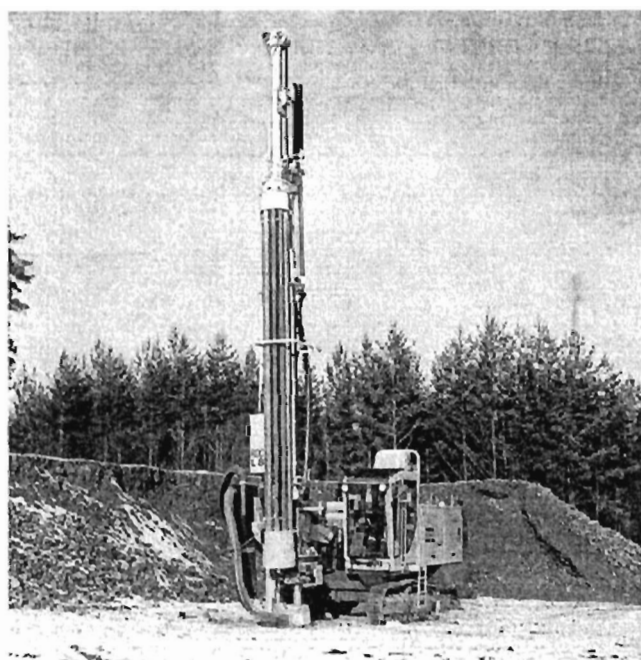


Рис. 3.3.10.10. Бурение вертикальных скважин



Рис.3.3.10.11. Транспортное положение станка

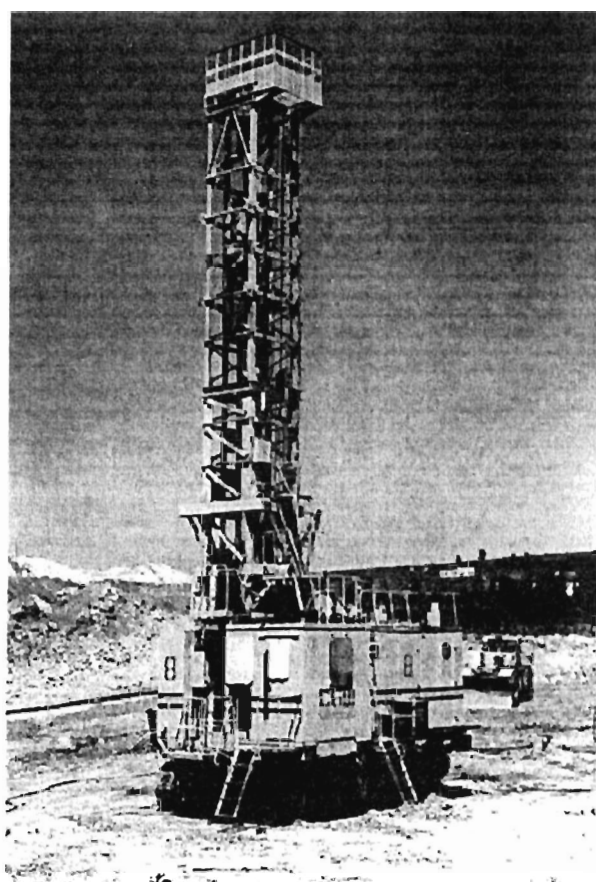


Рис.3.3.10.12. Станок шарошечного бурения СБШ-250 МНА-32

Таблица 3.3.10.1

Буровые станки компании "Ingersoll-Rand"

Модель	Мощность двигателя, кВт	Диаметр скважины, мм	Максимальная глубина бурения, м	Рабочий вес, т
T4BH/LP	269	130-200	46	24.7
DM25-SP/LP	269	105-171	15	28.1
DM30/LP	269	130-171	46	28.1
DM45/LP	269-336	130-200	55	35.4
DM-L/HP	392-522	130-251	55	40.8-44.4
DML-SP/HP	448-522	130-251	18	40.8

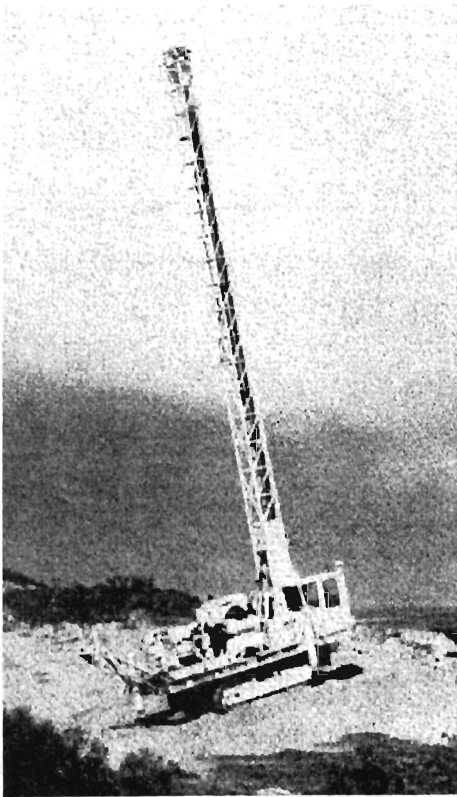


Рис. 3.3.10.13. Буровой станок DM25-SP

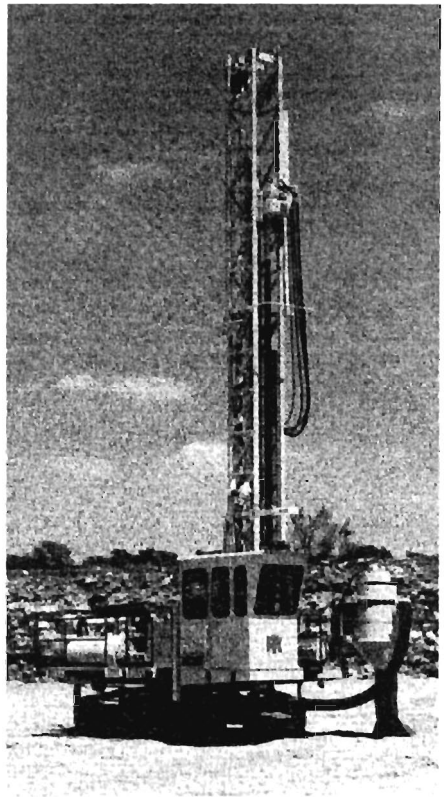


Рис. 3.3.10.14. Буровой станок DM30

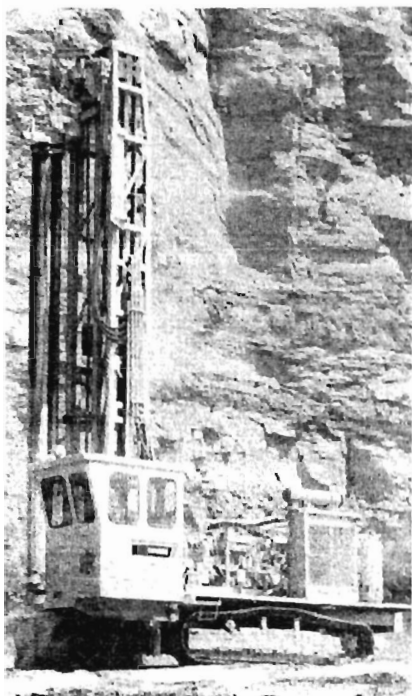


Рис. 3.3.10.15. Буровой станок DM45E

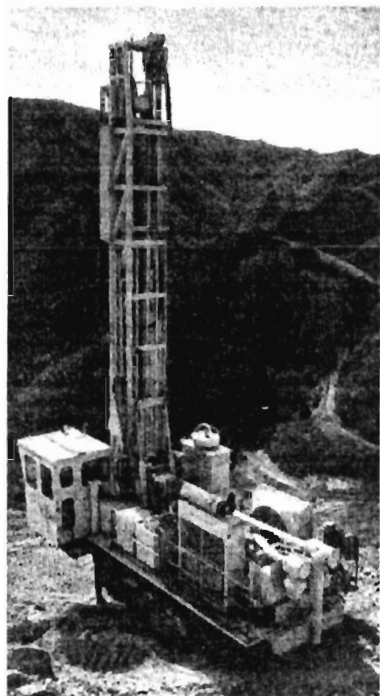


Рис. 3.3.10.16. Буровой станок DM-L

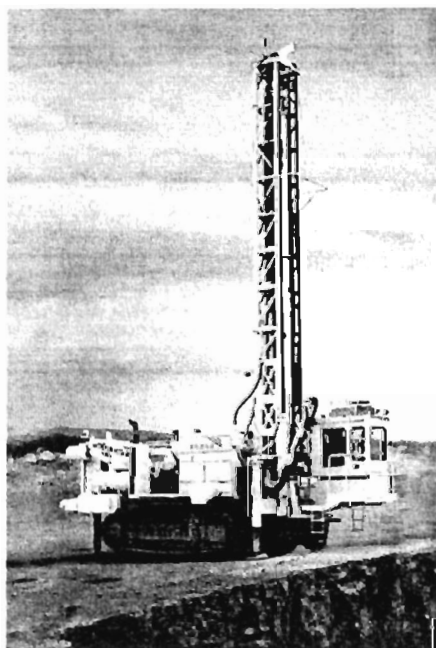


Рис. 3.3.10.17. Буровой станок D45KS

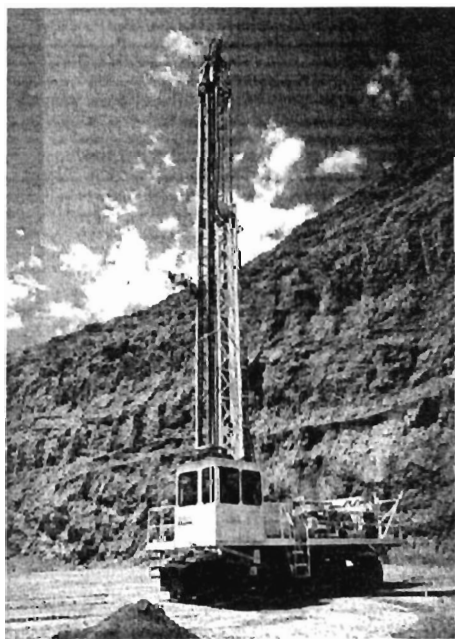


Рис. 3.3.10.18. Буровой станок D55SP

4. ИНСТРУМЕНТАЛЬНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ И НАБЛЮДЕНИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА

Производство буровзрывных работ на предельном контуре карьера рекомендуется сопровождать инструментальными измерениями основных параметров, характеризующих, в первую очередь, фактический уровень сейсмозрывной нагрузки на охраняемые объекты (близко расположенные промышленные здания и сооружения, потенциально неустойчивые участки массива и т.п.), а также качество формируемого уступа.

4.1. Инструментальное и методическое обеспечение сейсмонаблюдений

Учитывая близкое размещение промышленных зданий и сооружений, расположенных на дневной поверхности (здания административно-бытового назначения, цеха и галереи обогатительной фабрики и т.п.), а также наличие внутри самого карьера различных конструктивных элементов (конвейерные эстакады, здание дробильного цеха, трубы водоотлива и т.п.), представляется крайне целесообразной организация постоянных сейсмонаблюдений, целью которых должен являться контроль состояния охраняемых объектов и корректировка технологии производства буровзрывных работ на основе фактических данных наблюдений.

Содержание таблиц 4.1.1 и 4.1.2 дает общее представление о возможных последствиях сейсмозрывного нагружения как отдельных зданий и сооружений, так и породного массива, в частности уступов (таблицы приведены для общей информации; в каждом конкретном случае величина допустимых и предельных скоростей колебаний должна определяться с учетом индивидуальных особенностей размещения и фактического состояния охраняемого здания или сооружения). Допустимые скорости колебаний для промышленных зданий весьма малы (не более 1 см/с), и неосторожно превысить их не составляет труда, тем более при массовых взрывах, когда на одну ступень замедления может приходиться до 2-3 т ВВ, количество таких ступеней может исчисляться десятками, а охраняемые здания находятся на расстоянии нескольких сотен метров. Нагрузки на массив, вызывающие отдельные вывалы и обрушения, также невелики, что в условиях карьера имеет большое значение, поскольку регулярное производство взрывных работ может со временем перевести тот или иной уже сформированный уступ из устойчивого в потенциально неустойчивое состояние. Если такие уступы расположены в рабочей зоне, в принципе ничего опасного нет - они впоследствии будут погашены ведением горных работ. Если же эти уступы сформированы на предельном контуре карьера, исправить положение будет практически невозможно. Именно поэтому постоянные сейсмонаблюдения имеют очень важное значение как с точки зрения обеспечения безопасности промышленных зданий и сооружений, так и с точки зрения контроля фактического состояния поставленных в предельное положение высоких уступов.

Таблица 4.1.1

Допустимые и предельные скорости колебаний для гражданских
и промышленных зданий и сооружений [50]

Баллы	Характеристика колебаний и вызываемых ими нарушений	Скорость колебаний, см/с	
		допустимая	предельная
I	Колебания отмечают только приборами	0.2	0.2
II	Колебания ощущаются в отдельных случаях при тишине	0.2	0.4
III	Колебания ощущаются некоторыми людьми или знающими о взрыве	0.4	0.8
IV	Колебания отмечают многими людьми; дребезжание стекол	0.8	1.5
V	Осыпание побелки, повреждение штукатурки и отдельных ветхих зданий	1.5	3.0
VI	Тонкие трещины в штукатурке, повреждение зданий, имевших деформацию	3.0	6.0
VII	Повреждение зданий, находившихся в удовлетворительном состоянии; трещины в штукатурке, падение кусков штукатурки, тонкие трещины в сочленениях стенок и перекрытий; трещины в печах и трубах	6.0	12.0
VIII	Значительные повреждения зданий, трещины в несущих конструкциях и стенах, большие трещины в перегородках, падение печных труб, обвалы штукатурки	12.0	24.0
IX	Разрушение зданий, большие трещины в стенках, расслоение кладки, падение некоторых участков стен	24.0	48.0
X-XII	Большие разрушения и обвалы зданий	Более 24	Более 48

Таблица 4.1.2

Характер повреждения породного массива в зависимости
от скорости его колебаний [50]

Характеристика разрушений	Скорость колебаний, см/с
Повреждений нет	До 20
Незначительное развитие имеющихся трещин, отдельные вывалы пород с участков, ранее ослабленных взрывными работами	20-50
Интенсивное развитие трещин и заколов, сопровождающееся мелкими вывалами кусков пород размером $0.2 \times 0.2 \times 0.2$ м, появление трещин в мягких заполнителях тектонических нарушений, обрушение откосов уступов по тектоническим трещинам	50-100
Развитие притертых тектонических трещин, заколы и средние вывалы размером $0.5 \times 0.5 \times 0.5$ м по плоскостям ослаблений	100-150
Обрушение стенок и кровли выработок по тектоническим трещинам, образование трещин и заколов в ненарушенном массиве, разрушение целиков, обрушение уступов	150-300
Сплошное обрушение стенок и кровли выработок, образование крупных вывалов размером $1.0 \times 1.0 \times 1.0$ м, завал выработок до половины первоначального сечения, обрушение бортов в самых прочных породах	300-400
Полное нарушение сплошности массива, обрушение крупных блоков размерами свыше $1.0 \times 1.0 \times 1.0$ м, завал более половины первоначального сечения выработок	Более 400

Для производства сейсмонаблюдений необходимо соответствующее оборудование, методическое и программное обеспечение. В качестве примера можно привести сейсмограф "BlastMate III" канадской фирмы "Instantel" (рис.4.1.1), позволяющий производить измерения сейсмической скорости колебаний до 25.4 см/с и давления в воздушной ударной волне до 500 Па. Сейсмограф имеет автономное питание, снабжен печатающим устройством, возможно соединение с компьютером для перекачки данных. Вес - около 7 кг. Вместе с тем к недостаткам этого прибора следует отнести возможность применения только одного трехкомпонентного сейсмодатчика, что существенно снижает его информативность. Однако фирма предусматривает возможность размещения индивидуальных заказов с иными техническими характеристиками (соответственно стоимость такого прибора может существенно превысить стоимость стандартного комплекта, которая, по информации, любезно предоставленной компанией "WOLSEY Associates, Inc.", составляет \$6995).



Рис.4.1.1. Сейсмограф "BlastMate III"

Еще один пример - комплект сейсмоизмерительной аппаратуры АИСС, разработанный и изготовленный в Горном институте КНЦ РАН (рис.4.1.2). Комплект предназначен для измерения скорости смещения охраняемых объектов (например, гражданских и промышленных зданий и сооружений), расположенных на дневной поверхности и попадающих в зону сейсмического влияния технологических взрывов.

Комплект обеспечивает возможность пороговой (когда система находится в режиме ожидания сейсмического сигнала, превышающего установленную пользователем величину-порог, и затем выполняет регистрацию всех последующих сейсмических сигналов независимо от их амплитуды) и беспороговой (когда система производит регистрацию сейсмических сигналов сразу же, без всякого ожидания) записи; возможность автоустановки порога запуска с учетом фактического фона в точке измерения; возможность изменения продолжительности записи; возможность первичной обработки данных и визуализации результатов измерений непосредственно на месте выполнения работ; возможность производства измерений одновременно по вертикальной и горизонтальной составляющим сейсмического сигнала. В комплект входят сейсмический вибропреобразователь СВ-4; аппаратный блок; соединительный кабель; портативный персональный компьютер (notebook); программное обеспечение. Техническая характеристика комплекта:

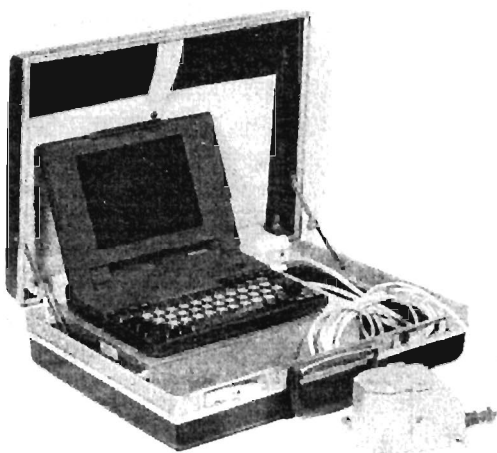


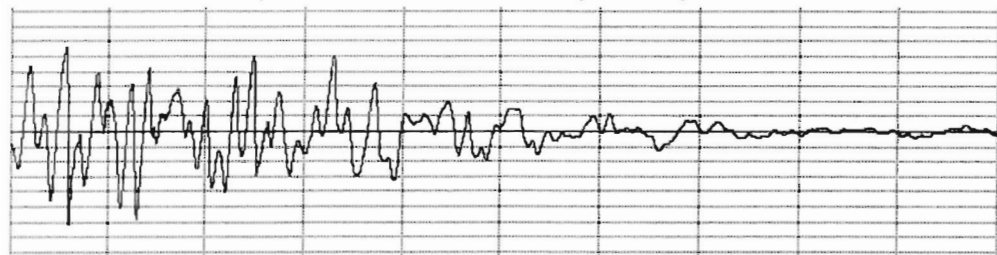
Рис.4.1.2. Комплект сейсмоизмерительной аппаратуры АИСС

Диапазон изменения входного напряжения	-1.28 ... 1.28В
Погрешность передачи сигнала по напряжению	не более $\pm 5\%$
Частота опроса каналов	10000 Гц $\pm 5\%$
Период опроса каналов	0.1 $\pm$ 0.01 мс
Дискретность оцифровки сигнала	0.01 В/ед.
Диапазон оцифровки сигнала	0 ... 255 ед.
Диапазон рабочей частоты измеряемого сигнала	10 ... 150 Гц
Диапазон измеряемой скорости смещения	-9 ... 9 см/с
Погрешность измерения скорости смещения	не более $\pm 5\%$.

Рабочие условия эксплуатации комплекта: температура окружающей среды от 10 до 35°C; относительная влажность воздуха до 80% при 25°C; напряжение питания аккумулятора аппаратного блока от 11 до 13.5 В. На рисунке 4.1.3. приведены сейсмограммы промышленного массового взрыва, полученные при помощи комплекта АИСС на удалении 350 м.

Учитывая положительный опыт применения комплекта АИСС, был разработан второй комплект АИСС-2 (рис.4.1.4), в состав которого входят: сейсмические вибропреобразователи СВ-4, аппаратный блок с аккумуляторной кассетой, соединительные кабели, портативный персональный компьютер (notebook), программное обеспечение. Все элементы комплекта размещены в малогабаритном чемодане типа "дипломат". Портативный персональный компьютер (notebook) имеет собственный футляр-сумку. Техническая характеристика комплекта АИСС-2:

VERTICAL: Время 0.000÷1.000с Vmax = -3.056см/с (0.0603с)



HORIZONTAL: Время 0.000÷1.000с Vmax = 2.547см/с (0.1894с)

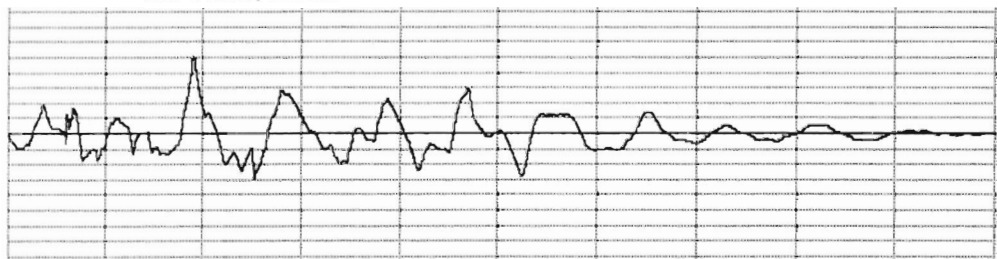


Рис.4.1.3. Пример сейсмограммы промышленного массового взрыва

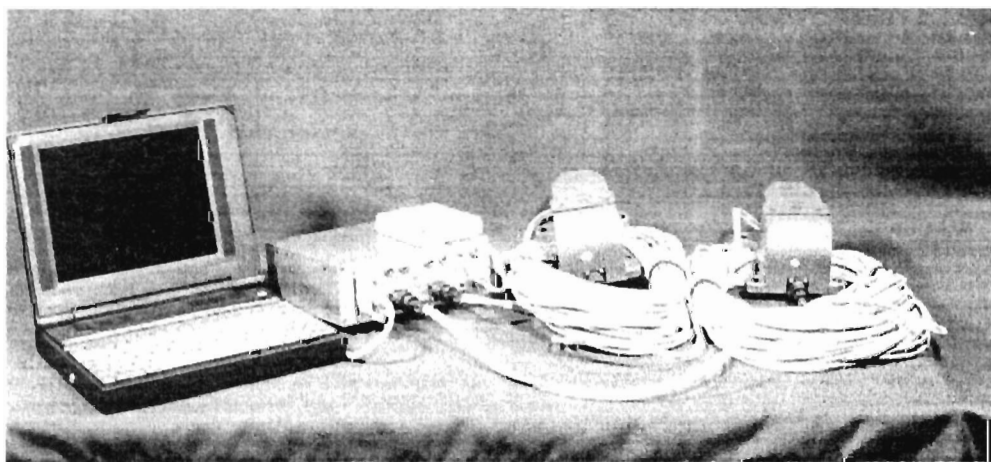


Рис.4.1.4. Комплект сейсмоизмерительной аппаратуры АИСС-2

Аппаратурный блок:

Диапазон изменения входного напряжения:

в режиме делителя "1.0"	-1.28 ... 1.28В
в режиме делителя "0.5"	-2.56 ... 2.56В

Погрешность передачи сигнала по напряжению	не более ±5%
--	--------------

Погрешность делителя напряжения в режиме "0.5"	не более ±5%
--	--------------

Частота опроса каналов	5000 Гц ±5%
------------------------------	-------------

Период опроса каналов	0.2±0.01 мс
-----------------------------	-------------

Дискретность оцифровки сигнала	0.01 В/ед.
--------------------------------------	------------

Диапазон оцифровки сигнала	0 ... 255 ед.
----------------------------------	---------------

Вибропреобразователи СВ-4:

Диапазон рабочей частоты измеряемого сигнала	10 ... 150 Гц
Диапазон измеряемой скорости смещения:	
в режиме делителя "1.0"	-9 ... 9 см/с
в режиме делителя "0.5"	-18 ... 18 см/с
Погрешность измерения скорости смещения	не более $\pm 5\%$.

Изготовление подобных комплектов (стоимость которых в 2-3 раза ниже канадских) выполняется с учетом целевого назначения и условий производства наблюдений на конкретном предприятии. Два таких комплекта успешно применяются в условиях горно-строительных предприятий [58].

4.2. Инструментальное и методическое обеспечение объективного контроля качества заоткоски уступов

Если учитывать требование обеспечения долговременной устойчивости уступов, формируемых на предельном контуре карьера, становятся очевидными важность и необходимость выполнения регулярного контроля качества контурного взрывания при постановке уступов в предельное положение. Такой контроль может осуществляться на базе инструментальных измерений, например, по фактору минимальных отклонений от проектной плоскости образуемой контурной поверхности [59].

С целью обеспечения таких измерений разработана, изготовлена и апробирована в промышленных условиях установка, выполненная на базе лазерного измерителя расстояний ЛЕМ-30, позволяющего без применения специальных отражающих приспособлений определять расстояние до 30 м с погрешностью ± 3 мм. Измерительная установка состоит из штатива 1, шаровой опоры 2, стойки 3, лимба 4 и лазерного измерителя расстояний 5 (рис.4.2.1). Принцип измерений заключается в определении линии профиля откоса уступа в полярных координатах: угол (α , град.) задается поворотом лимба, а удаление (ρ , м) снимается с показаний лазерного измерителя. После этого по известным математическим соотношениям производится переход от полярных координат к прямоугольным декартовым, в системе координат расстояния (L , м) и высоты (H , м). В результате получаем линию фактического профиля откоса уступа (рис.4.2.2), которая статистически характеризуется некоторой линией регрессии и линией проектного положения.

Результаты апробации и последующего промышленного применения установки показали достаточную для выполнения массовых измерений простоту и технологичность пользования инструментом, высокую точность измерений, низкую трудоемкость: для съемки одного профиля уступа высотой 24 м с интервалом поворота лимба в 1° (45-50 гочек на профиль) силами двух человек (один непосредственно производит замер, другой записывает результат) затрачивается не более 15 мин.

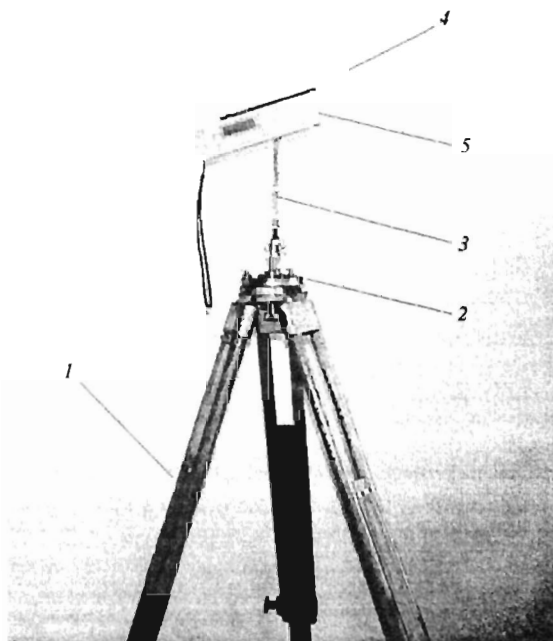


Рис.4.2.1. Общий вид измерительной установки

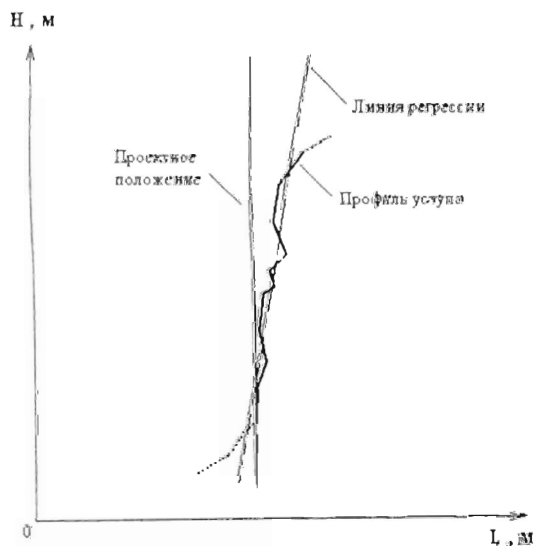


Рис.4.2.2. Поясняющая схема

Данные инструментальных наблюдений должны быть корректно обработаны, проанализированы и правильно интерпретированы, чтобы максимально эффективно использовать результаты анализа для управления технологией буровзрывных работ, поскольку, как уже отмечалось выше, отличительной особенностью условий производства буровзрывных работ на предельном контуре карьера является невозможность исправления ошибок, допущенных (в силу тех или иных причин) в процессе проектирования и производства взрывных работ

Поскольку практикуемые методы оценки качества заоткоски носят в значительной степени субъективный характер и, как правило, ограничиваются определением процента видимых отпечатков контурных скважин, была разработана и апробирована в условиях рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК" методика объективной оценки качества заоткоски уступов на основе данных прямых инструментальных измерений с помощью установки, представленной выше.

Сущность методики заключается в следующем. Необходимо отметить, что оценка качества заоткоски является не такой простой задачей, как кажется на первый взгляд. Например, в одних случаях откос уступа может характеризоваться небольшими значениями переборов или недоборов, но существенным отклонением от проектного (вертикального) положения. в других - быть практически

вертикальным, но иметь значительные значения переборов или недоборов, в третьих - иметь минимальные значения переборов или недоборов и нулевой

угол отклонения, но характеризоваться невысоким значением процента от общей высоты уступа (т.е. только часть уступа имеет хорошо оконтуренную поверхность). Как же все-таки можно объективно оценить качество образованной поверхности, а соответственно и качество производства контурного взрывания?

Тщательный анализ представленных выше данных позволил предложить следующий метод такой оценки. Полагая в качестве основного технологического критерия оценки соответствие фактического положения боковой поверхности уступа ее проектному (вертикальному) положению с обеспечением минимальной "рыхлости", при анализе полученных результатов необходимо комплексно учитывать два базовых параметра: величину среднего по модулю отклонения $d_{cp(abs)}$ (как представительный статистический параметр, характеризующего степень неровности оконтуренной боковой поверхности уступа) и величину угла $\Delta\beta$ отклонения линии регрессии от проектного положения боковой поверхности уступа. Чем ближе отклонение $\Delta\beta$ к нулю и чем меньше размах, тем более высокую оценку можно дать качеству исполнения контурного взрывания. Необходимо также учитывать и процент P_d анализируемой выборки от общего числа точек на профиле. Может оказаться так, что и угол будет стремиться к нулю, и неровность поверхности минимальна, однако эти характеристики были получены лишь по 5% всех точек. А это означает, что таким отличным качеством оконтуривания обладает только 5% всей боковой поверхности уступа, что явно не может соответствовать общему высокому качеству производства работ. Кроме того, необходимо учитывать геолого-структурные условия, в которых работы выполнялись: действительно, невозможно добиться высокого качества заоткоски, если породный массив на данном участке характеризуется достаточно развитой естественной трещиноватостью.

Исследования показали, что одновременный учет всех перечисленных параметров может быть осуществлен путем введения комплексного критерия следующего вида:

$$K = \frac{P_d \cdot \cos(\Delta\beta)}{1 - \exp(-K_{mp})} \cdot \frac{D_{cкв}}{d_{cp(abs)} + D_{cкв}}, \quad (4.2.1)$$

где P_d - процент анализируемой выборки от общего числа точек на профиле, доли ед.; $\Delta\beta$ - угол отклонения линии регрессии от проектного положения боковой поверхности уступа, радианы; $d_{cp(abs)}$ - статистический показатель средней абсолютной величины отклонения, м; $D_{cкв}$ - диаметр контурных скважин, м; K_{tp} - категория трещиноватости пород, ед.

Как видим, разработанный критерий оценки качества заоткоски носит объективный характер, поскольку включает только те параметры, которые получены на основе непосредственных инструментальных измерений. Диапазон изменения комплексного критерия (от нуля до единицы) дает количественную оценку, но не позволяет использовать качественную терминологию: представляется целесообразным ввести некоторые достаточно определенные внутренние границы, позволяющие использовать такую терминологию.

Установление таких границ может быть выполнено исходя из следующих соображений. Можно обратить внимание, что формализованное описание большинства природных процессов и явлений основывается на использовании

числа e (основание натурального логарифма, $e = 2.7183...$), которое, по-видимому, имеет какой-то фундаментальный смысл. При этом широкое распространение получили всякого рода "постоянные": постоянная времени затухания давления в гидродинамике, амплитудный коэффициент поглощения в сейсмоакустике, постоянная распада радиоактивного вещества в физике и целый ряд других. Такие постоянные характеризуют условия, при которых начальное значение изучаемого параметра уменьшается в e раз. Кроме того, многочисленные наблюдения показали, что при обработке достаточно большого объема различных экспериментальных данных, полученных при изучении естественно протекающих процессов (например, при анализе гранулометрического состава взорванной породы), положение среднего значения параметра на кумуляте соответствует величине $1 - 1/e$, т.е. значение $1/e$ определяет нижнюю границу существенно значимых значений.

Изложенное дает основание принять в качестве первой внутренней границы значение критерия $K_I = \exp(-1)$. Числовое значение $K_I \approx 0.368$, т.е. примерно 36.8%. Эта величина является нижней границей существенно значимых значений.

Критерий уровня, более высокого по сравнению с первой границей, определяем по формуле $K_{II} = 1 - \exp(-1)$. Числовое значение $K_{II} \approx 0.632$, т.е. примерно 63.2%. Это так называемая нормальная величина, характеризующая среднестатистический уровень исследуемого параметра.

Критерий уровня, более высокого по сравнению со второй границей, определяем по формуле $K_{III} = 1 - \exp(-2)$. Числовое значение $K_{III} \approx 0.865$, т.е. примерно 86.5%. Эта величина характеризует уровень исследуемого параметра, выше среднестатистического.

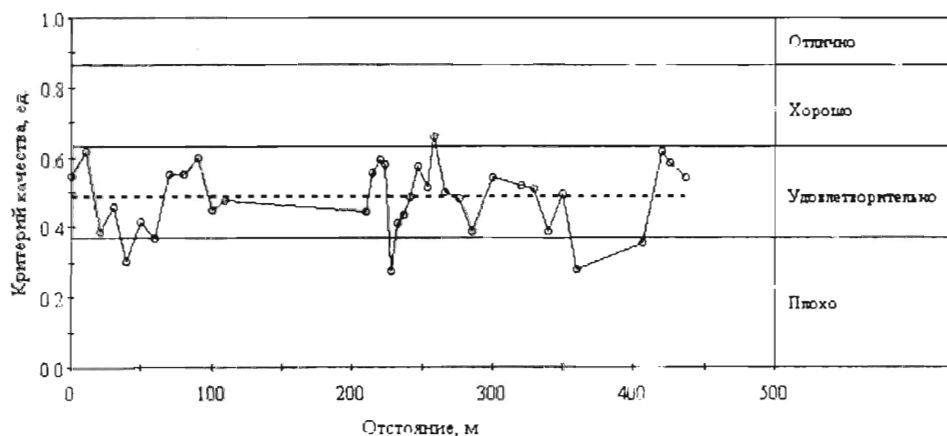


Рис.4.2.3. Распределение комплексного критерия качества вдоль уступа горизонта 142 м

Установленные внутренние границы позволяют объективно разделить диапазон изменения критерия качества на четыре зоны, каждая из которых может быть определена уже в качественной терминологии: "Отлично",

"Хорошо", "Удовлетворительно" и "Плохо". Таким образом, с целью исключения вероятности субъективной оценки качества заоткоски, повышения достоверности результатов обработки и анализа полученной информации на основе изложенного обоснования была разработана методика оценки качества контурного взрывания, а также программное обеспечение, реализующее основные положения этой методики. Положительные результаты апробации, наглядность представления результатов анализа и их убедительность послужили аргументом в пользу разработанного инструментального и методического обеспечения, в связи с чем данный метод контроля за состоянием откосов высоких уступов был принят рудником "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК" (результаты промышленного применения метода показаны на рисунках 4.2.3 и 4.2.4).

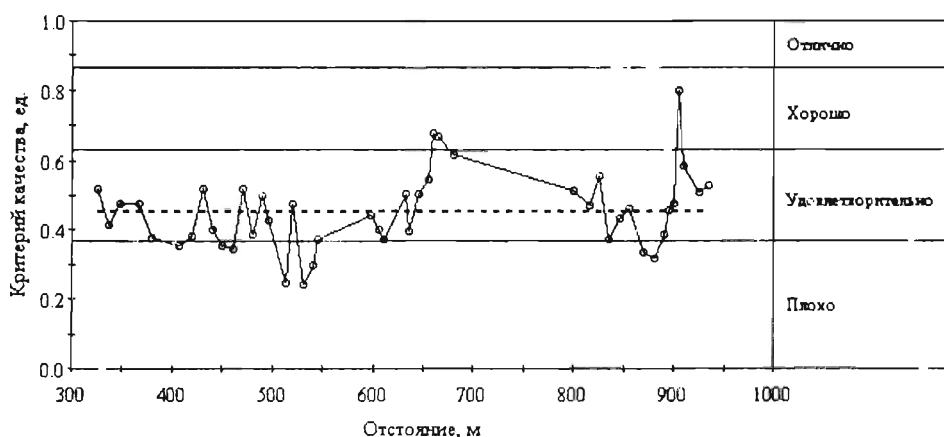


Рис.4.2.4. Распределение комплексного критерия качества вдоль уступа горизонта 70 м

5. РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ РАБОТ

Выполненное обоснование необходимости изменения технологии производства и параметров буровзрывных работ при постановке вертикальных уступов в предельное положение требовало практической проверки. В этой связи в условиях рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК" были проведены опытно-промышленные испытания, основной целью которых являлась оценка возможности практической реализации и эффективности технологии щадящего взрывания на предельном контуре.

5.1. Опытно-промышленные испытания с применением скважин уменьшенного диаметра

Для проведения испытаний был выделен участок уступа высотой 15 м горизонта 40-25 м в рабочей зоне южного борта карьера (апатит-силикатная руда IV категории трещиноватости) как наиболее тяжелого с точки зрения инженерно-геологического строения и обводненности (рисунки 5.1.1, 5.1.2). Идея была такова: если в таких тяжелых условиях удастся получить хорошее качество заоткоски, то в нормальных и благоприятных условиях такое качество могло бы быть гарантированным.

Для производства бурения скважин диаметром 105 мм были использованы возможности специализированной организации, располагающей станками пневмоударного бурения СБУ-100Г. По параметрам, полученным при решении многовариантной задачи, был составлен проект бурения и началась его реализация (рис.5.1.3).

Однако вскоре стало очевидно, что станок СБУ-100Г не может обеспечить своевременное обуривание всего опытного участка в силу очень тяжелых условий бурения: верхний породный слой площадки был интенсивно разрушен, вследствие чего практически каждую скважину приходилось перебуривать не по одному разу. Принимая во внимание реальные сроки, отведенные на производство опытно-промышленных работ, было принято решение о подключении к работам второго бурового станка, но уже шарошечного бурения (БТС с диаметром шарошки 146 мм; рис.5.1.4). В проект были внесены соответствующие изменения как по сетке расположения отбойных скважин, так и по расстоянию между контурными скважинами. Однако и этот шаг не ускорил общих темпов производства работ: скважины диаметром 146 мм точно так же пересыпались (даже через сутки после повторного их перебуривания), как и скважины диаметром 105 мм. Поэтому было принято еще одно решение: использовать для бурения отбойных скважин оставшейся части опытного участка буровой станок СБШ-250 с диаметром шарошки 244.5 мм.

Учитывая появившуюся в силу объективных причин возможность использования на одном опытном участке бурового оборудования с разным (105, 146 и 244.5 мм) диаметром, контурная строчка была продлена (путем бурения дополнительных 15 скважин диаметром 244.5 мм с шагом 1.2 м) с целью получения информации сразу с трех характерных участков оконтуренной за один взрыв поверхности: с участка, обуренного скважинами 105 мм, с участка, обуренного скважинами 146 мм, и с участка, обуренного скважинами большого диаметра - 244.5 мм (на этом участке предполагалась реализация второго взрыва, для которого

часть образованной при первом взрыве отрезной щели была бы заранее готова). В результате подключения к работам третьего бурового станка (СБШ-250), которым забурили дополнительные контурные и оставшиеся отбойные скважины (причем четыре скважины предконтурного ряда были забурены по параметрам отбойных скважин диаметром 146 мм), обустройство всего участка было завершено достаточно быстро. Фрагмент окончательного вида проекта первого опытно-промышленного взрыва (с указанием порядка инициирования) представлен на рис.5.1.5, откуда видно, что опытный участок был нелегким не только с точки зрения его структурного состояния, но и с точки зрения рационального размещения отбойных скважин.



Рис.5.1.1. Общий вид опытного участка (вид на уступ)



Рис.5.1.2. Общий вид опытного участка (вид с рабочей площадки)

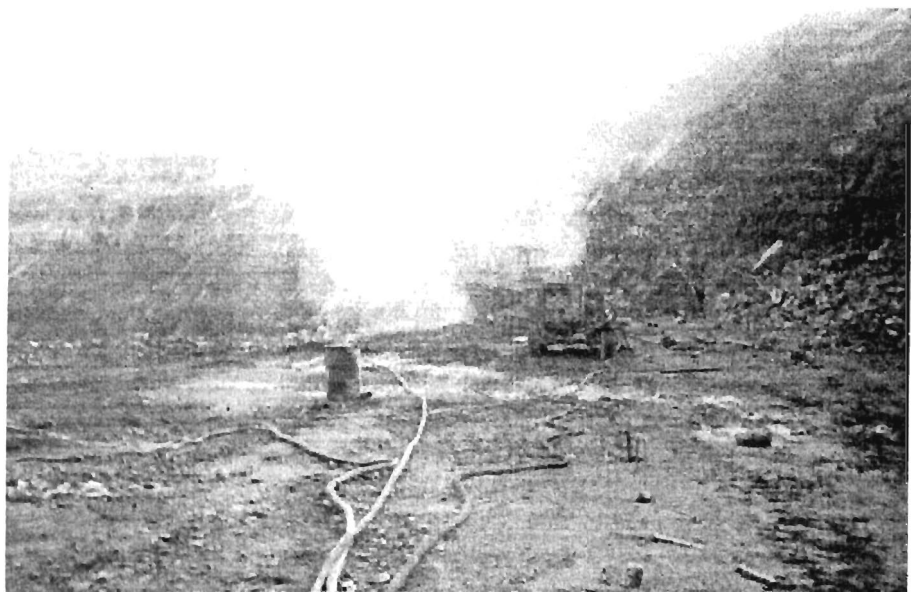


Рис.5.1.3. Вид опытного участка в процессе его обустройства (на переднем плане – буровой станок СБУ-100Г)



Рис.5.1.4. Вид опытного участка в процессе его обустройства (буровой станок БТС)

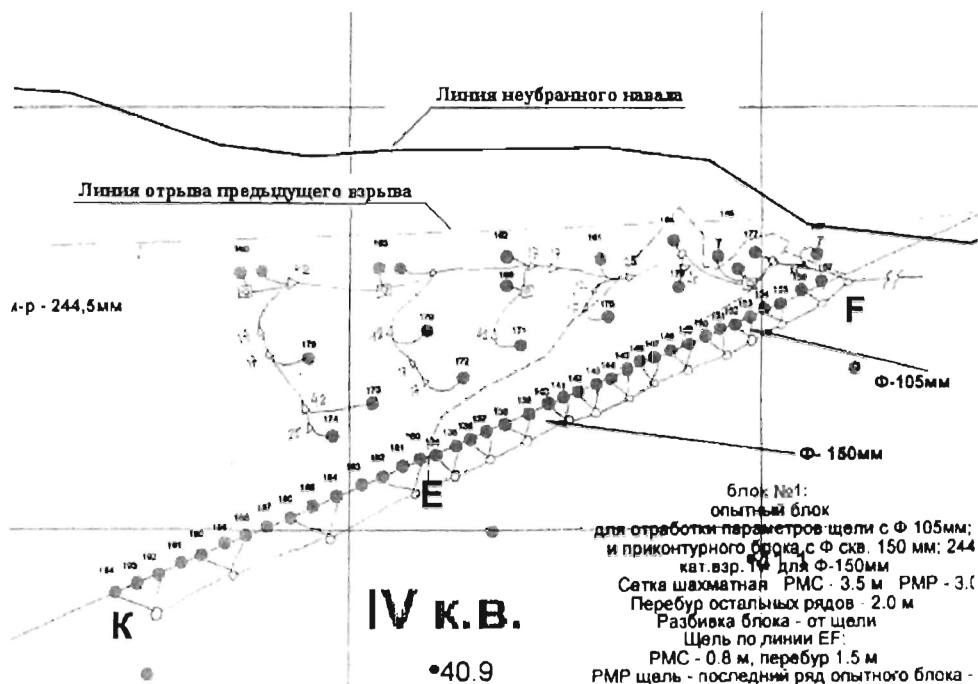


Рис.5.1.5. Фрагмент проекта первого опытно-промышленного взрыва

Заряжание контурных скважин диаметром 244.5 мм осуществлялось шланговыми зарядами ШЗ-4 (рисунки 5.1.6 и 5.1.7) через скважину, таким образом, расстояние между взрывающимися контурными скважинами составляло примерно 2.5 м, а между ними была пустая скважина, цель которой - снизить влияние естественных трещин на направление трещины откола. Заряжание контурных скважин диаметром 105 мм осуществлялось гирляндами из патронов аммонита 6ЖВ, размещенных на детонирующем шнуре встык, что обеспечивало линейный вес образуемого контурного заряда $p_k = 1.0$ кг/м. Изготовление таких гирлянд осуществлялось вручную путем закрепления патронов ВВ на детонирующем шнуре с помощью скотча (рисунки 5.1.8 и 5.1.9).

Учитывая водонаполненность контурных скважин, а также достаточно продолжительное время, необходимое для изготовления гирлянд на месте производства работ, последующее заряжание отбойных скважин и монтаж схемы инициирования, гирлянды помещались в оболочку из пластиковой пленки (рис.5.1.10), что обеспечивало их необходимую гидроизоляцию. После этого упакованные гирлянды опускали в контурные скважины (рис.5.1.11). Аналогичным образом изготавливались и гирлянды для контурных скважин диаметром 146 мм с той лишь разницей, что их линейный вес был увеличен до $p_k = 1.5$ кг/м (рис.3.3.9.2).

Отдельно стоял вопрос зарядки отбойных скважин диаметром 244.5 мм в предконтурном ряду. Если зарядка скважин диаметром 146 мм, расположенных в предконтурном ряду, не представляла сложности (обычная зарядка гранулотолом на полное сечение скважины), то для скважин диаметром 244.5 мм такая зарядка требовала примерно трехкратного увеличения линейного веса заряда, расположенного рядом с контурными скважинами, что было категорически недопустимо.



Рис.5.1.6. Этап заряжания контурных скважин диаметром 244.5 мм шланговыми зарядами ШЗ-4



Рис.5.1.7. Этап установки промежуточных детонаторов ТГФ-850Э на шланговые заряды ШЗ-4



Рис.5.1.8. Этап изготовления гирлянды из аммонита БЖВ и детонирующего шнура

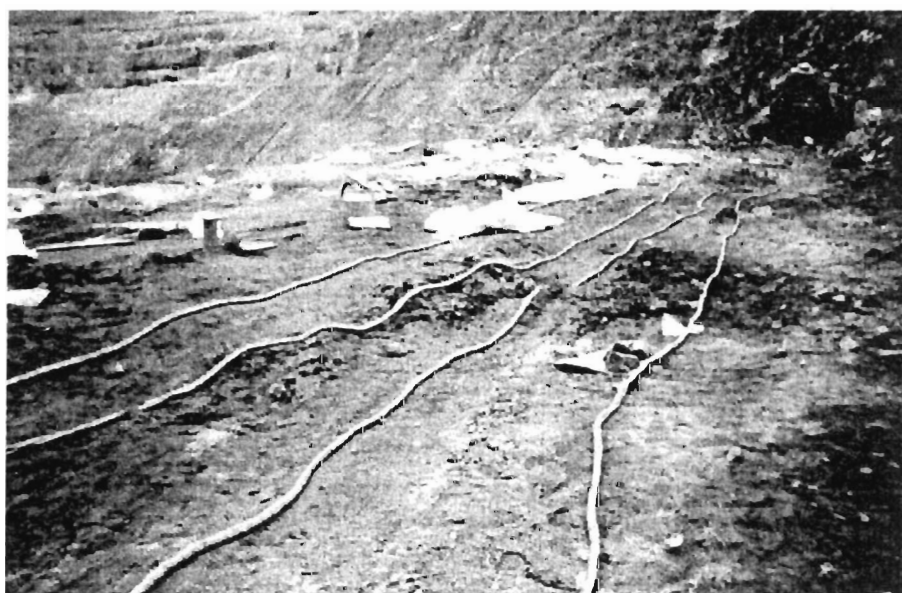


Рис.5.1.9. Гирлянды для контурных скважин диаметром 105 мм

Выход был найден: вместо полной зарядки гранулотолом заряжать каждую отбойную скважину диаметром 244.5 мм в предконтурном ряду тремя шланговыми зарядами ШЗ-4. При линейном весе ШЗ-4, равном 3.9 кг, такой способ обеспечивал примерное (с учетом наличия в ШЗ-4 гексогенового шнура, что увеличивало энергетику взрыва) соответствие линейному весу скважинного заряда диаметром 146 мм из насыпного гранулотола. Пробное заряжание скважины диаметром 244.5 мм на одном из подготовленных к взрыву промышленных блоков показало, что такую зарядку осуществить можно, при этом отказа не было.



Рис.5.1.10. Этап помещения гирлянды в пластиковую оболочку



Рис.5.1.11. Этап опускания гирлянды в контурную скважину

На основании этого четыре отбойные скважины диаметром 244,5 мм предконтурного ряда на опытном участке были заряжены именно таким образом (рис.5.1.12). Оставшиеся отбойные скважины как диаметром 244,5 мм, так и диаметром 146 мм заряжались по обычной технологии - насыпным гранулолом и с размещением двух боевиков в нижней и верхней частях скважин (рис.5.1.13). После зарядки всего блока и монтажа схемы инициирования "None1" был выполнен взрыв опытного участка (рис.5.1.14).



Рис.5.1.12. Этап зарядания отбойных скважин предконтурного ряда шланговыми зарядами ШЗ-4



Рис 5.1.13. Этап зарядания отбойных скважин гранулолом



Рис.5.1.14. Первый взрыв на опытном участке

Качество дробления породы можно было признать хорошим. Как видно из рис.5.1.15, развал породы представлен достаточно однородной по кондиционной крупности горной массой, хотя имело место присутствие нескольких кусков негабарита (максимальным размером более 1.5 м), появление которых обусловлено большим недозарядом (6-7 м) верхней части отбойных скважин диаметром 244.5 мм (на рис.5.1.5 эти скважины указаны под номерами 160-163, 169, 170 и 179), на которые приходился основной объем отбойки. Отбойные скважины диаметром 244.5 мм предконтурного ряда, заряженные тремя шланговыми зарядами ШЗ-4 каждая (на рис.5.1.5 эти скважины указаны под номерами 171-174), так же как и отбойные скважины диаметром 146 мм, имели недозаряд всего 3 м и не могли послужить источником существенного выхода негабарита.

Ожидавшийся конечный результат эксперимента (качество получившейся контурной поверхности) вызывал определенные опасения, поскольку было очевидно, что в силу объективных причин (необходимость использования станка СБШ-250 и соответственно применение отбойных скважин большого диаметра на ограниченном пространстве опытного участка) взрыв выполнен с явным перерасходом ВВ: при расчетном объеме выемки $V \approx 6100 \text{ м}^3$ и общем количестве ВВ (включая контурные заряды) $Q = 7006 \text{ кг}$ удельный расход составлял 1.149 кг/м^3 (без учета контурных зарядов 1.119 кг/м^3), что примерно в 1.5 раза (без учета контурных зарядов примерно в 1.35 раза) превышало значения, характерные для таких участков при массовой отбойке промышленных блоков ($0.72-0.76 \text{ кг/м}^3$). О завышенном расходе ВВ в какой-то степени свидетельствует и положение фактической линии отрыва (рис.5.1.16): в тыльную сторону бровка ушла примерно на 2-4 м от линии расположения контурной строчки, в сторону блока - на 1.0-1.5 м дальше расчетной линии отрыва. Вместе с тем после уборки взорванной горной массы (рис.5.1.17) стало

очевидно, что результат вопреки опасениям, оказался достаточно хорошим. Как видно из рисунков 5.1.18-5.1.21, практически на всех участках образованной поверхности (несмотря на достаточно сложную геологию отбиваемого породного массива) хорошо видны следы контурных скважин.



Рис. 5.1.15. Основной развал породы

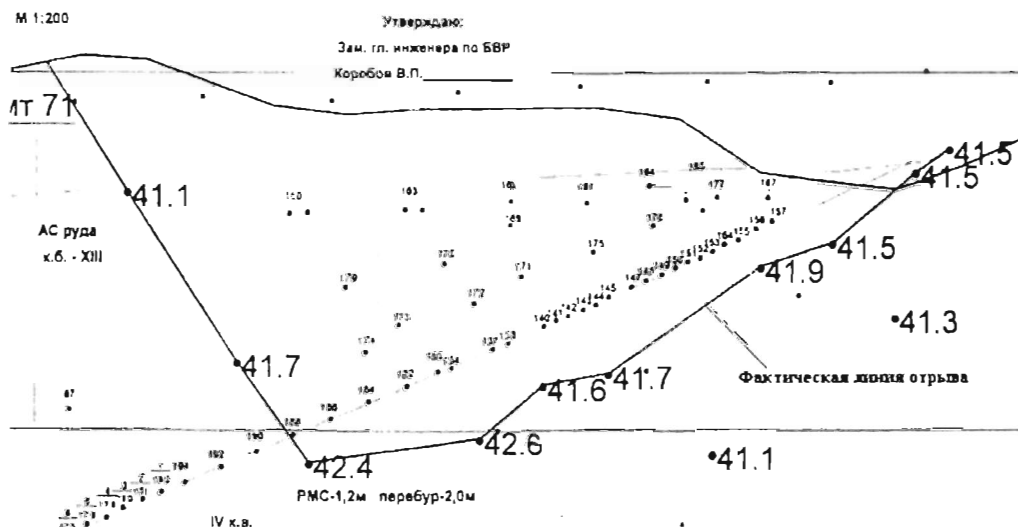


Рис. 5.1.16. Фрагмент проекта первого опытного взрыва с указанием фактической линии отрыва

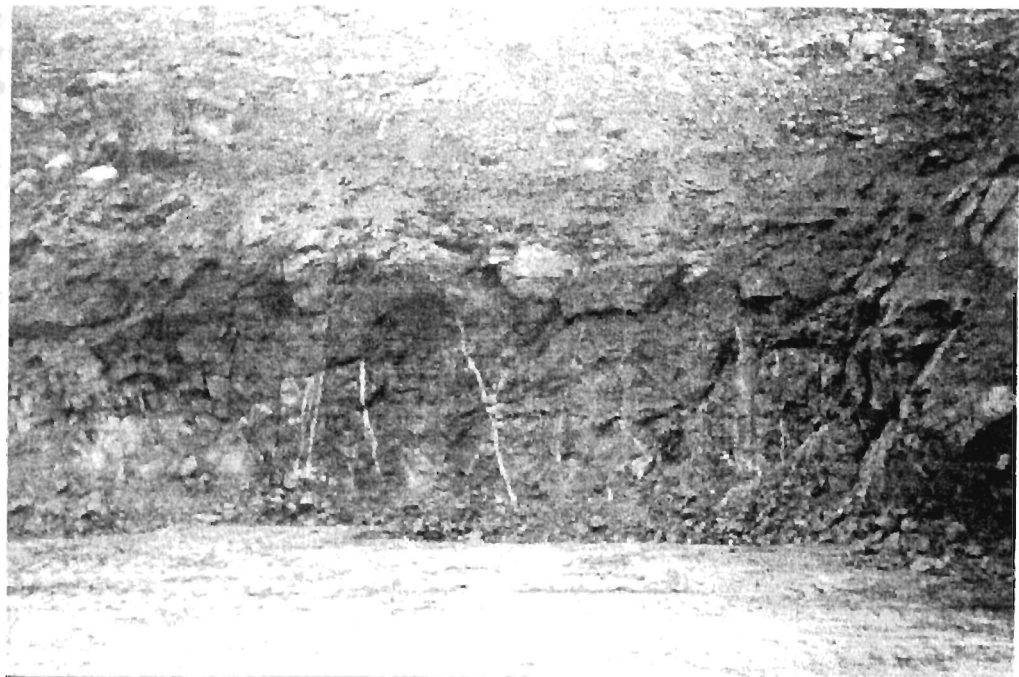


Рис.5.1.17. Общий вид уступа, образованного после первого опытного взрыва

В процессе уборки развала породы первого опытного взрыва было принято решение выполнить второй опытный взрыв на этом же участке. Поскольку отрезная щель, образованная при первом взрыве контурными скважинами диаметром 244.5 мм, была уже готова, идея второго опытного взрыва была такова: сначала выполнить опережающее взрывание отбойных скважин в предконтурной зоне, формируя таким образом экранирующий (защитный) слой между основной отбойкой и отрезной щелью, а затем с определенным замедлением произвести отбойку основного объема породы уступа (реализация второго варианта предлагаемого технического решения). При этом учитывая крайне высокую трудоемкость бурения скважин малого диаметра маломощной общестроительной буровой техникой с короткими штангами (СБУ-100Г и БТС), было решено ориентироваться только на имеющиеся возможности рудника - буровые станки СБШ-250, шланговые заряды ШЗ-4 и гранулотол (поскольку весь опытный участок характеризовался высокими водопритоками).

Участок второго опытного взрыва был уже планомерно обустроен под основную технологическую отбойку, поэтому ширина предконтурной зоны (защитного слоя) оказалась как бы заранее обозначенной (второй опытный взрыв нужно было "привязать" к уже имеющимся технологическим скважинам) пространством шириной 6.5 м. Кроме того, при составлении проекта были учтены данные геологической службы рудника по структурным особенностям участка, а именно: наличие зоны разлома 1а (рис.5.1.22) со следующими характеристиками: "Разлом 1а выделяется четко по всем уступам карьера. Представлен зоной повышенной трещиноватости (блок 0.1-0.3 м на фоне 0.4-0.8 м

или сближенных до 0.2-0.4 м субпараллельных трещин) мощностью 20-30 м". Это соответствующим образом диктовало необходимость снижения удельного расхода ВВ до 0.65-0.67 кг/м³, что и было по согласованию с ведущими специалистами рудника реализовано в проекте второго опытного взрыва.

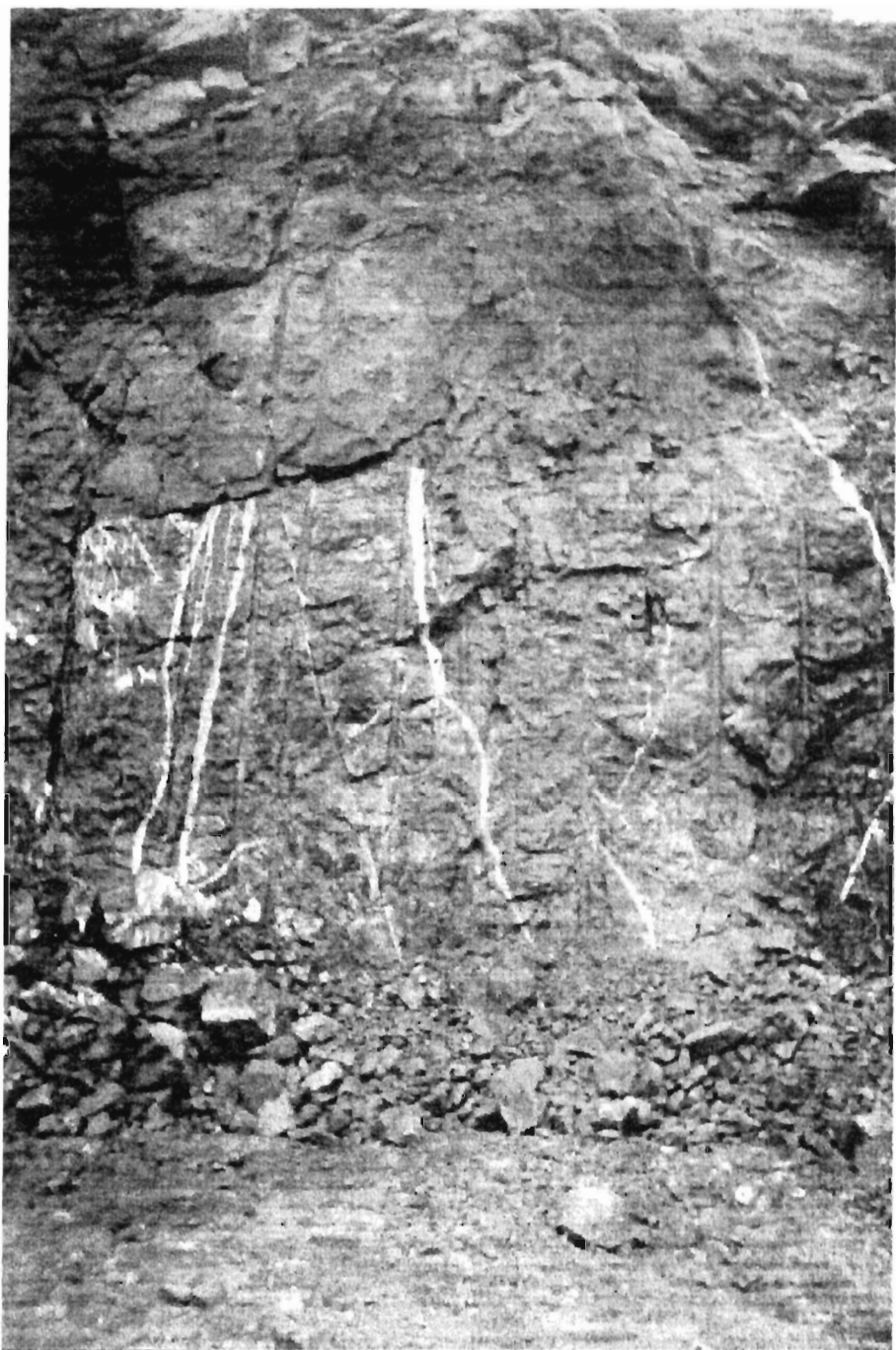


Рис.5.1.18. Вид оконтуренной поверхности на участке контурных скважин диаметром 105 мм

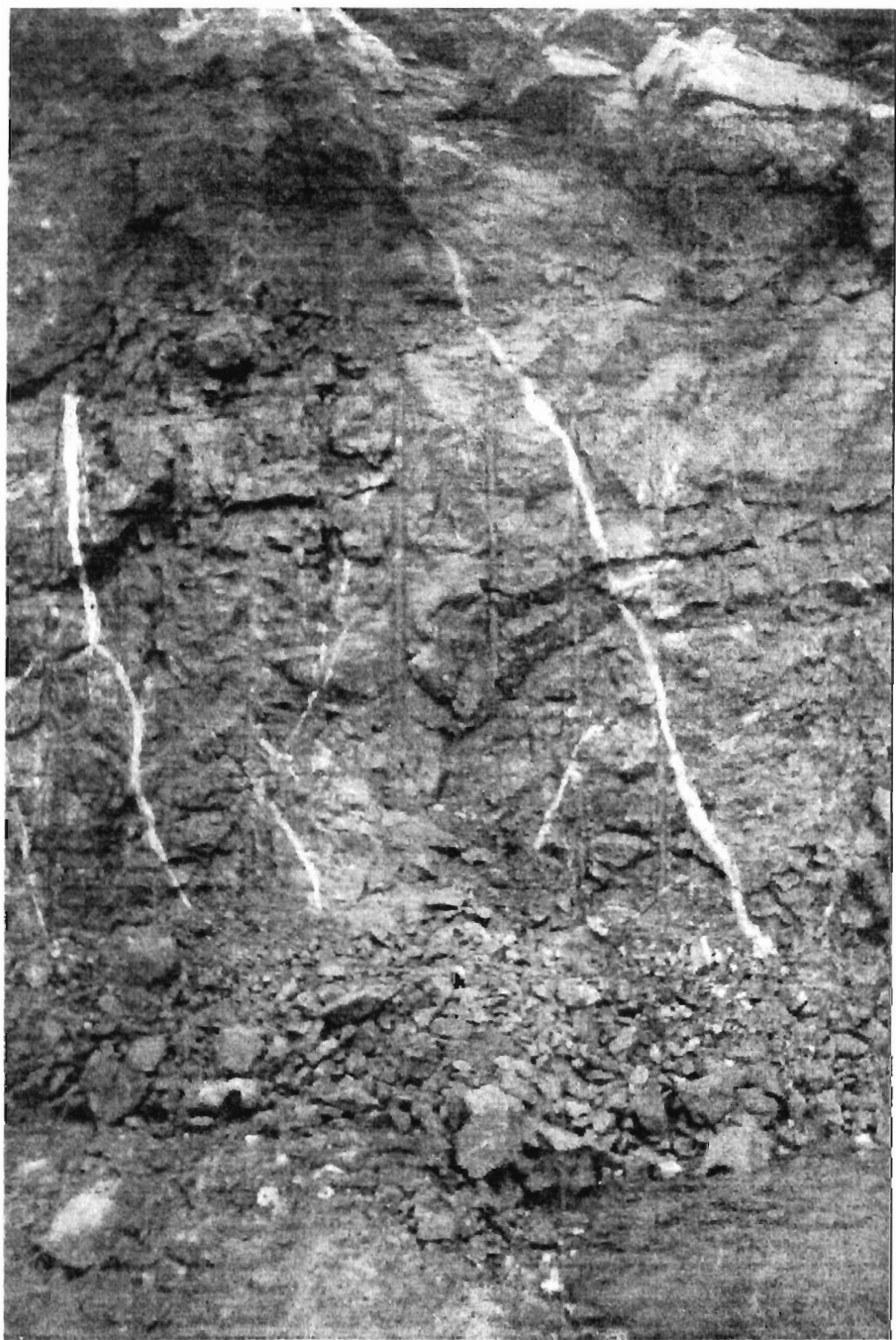


Рис.5.1.19. Вид оконтуренной поверхности на участке контурных скважин диаметром 105-146 мм

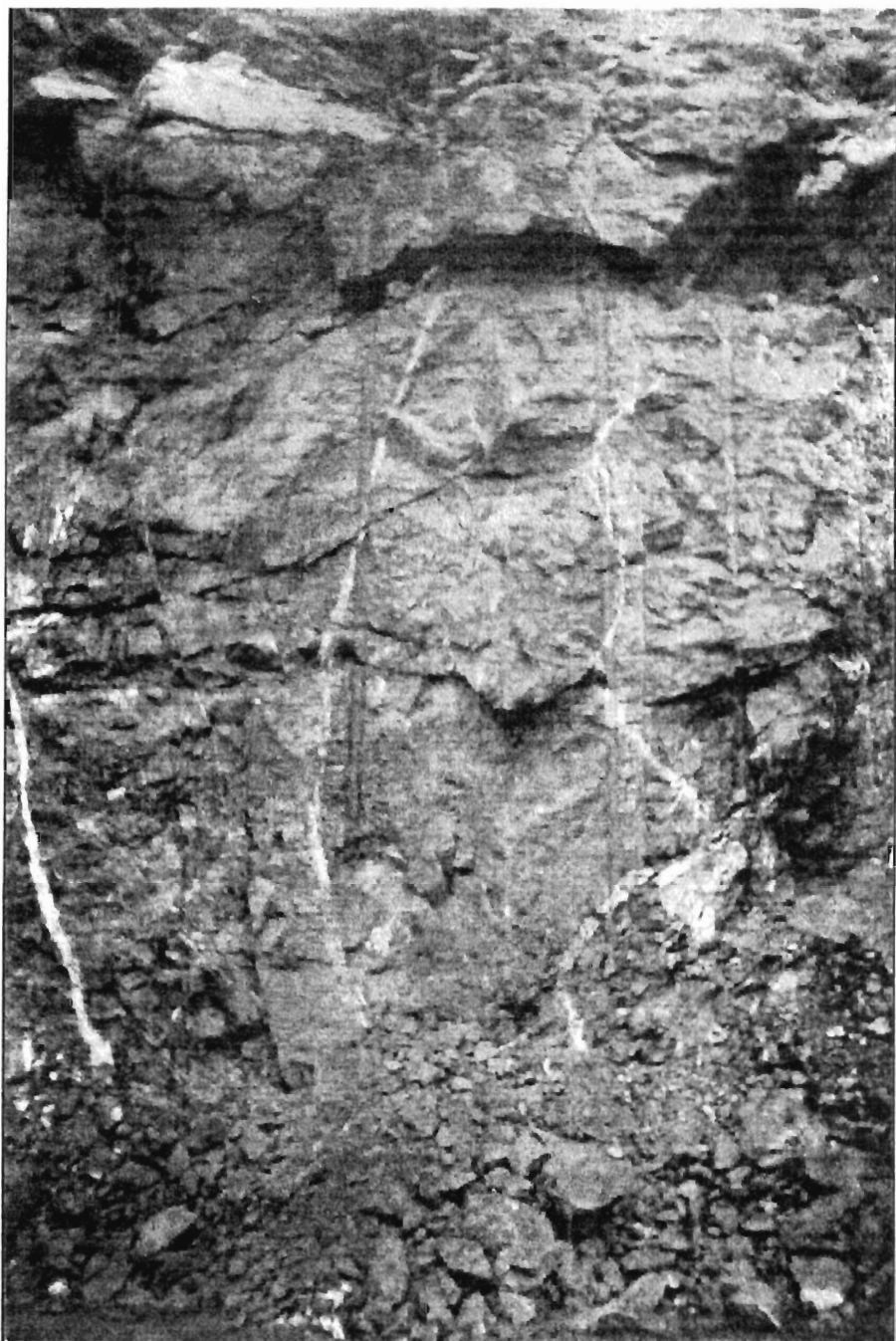


Рис.5.1.20. Вид околтуренной поверхности на участке контурных скважин диаметром 146 мм

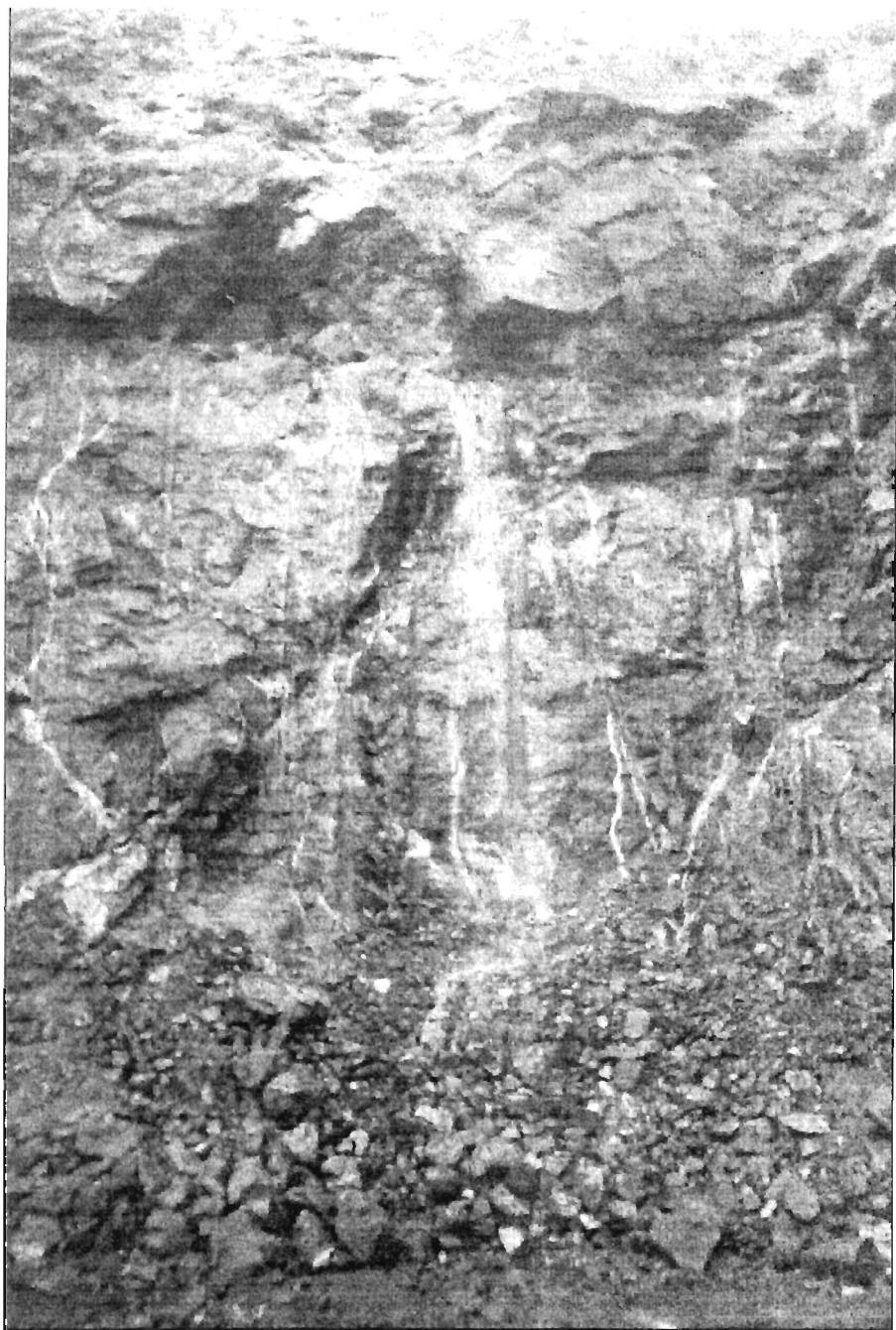


Рис.5.1.21. Вид оконтуренной поверхности на участке контурных скважин диаметром 244.5 мм

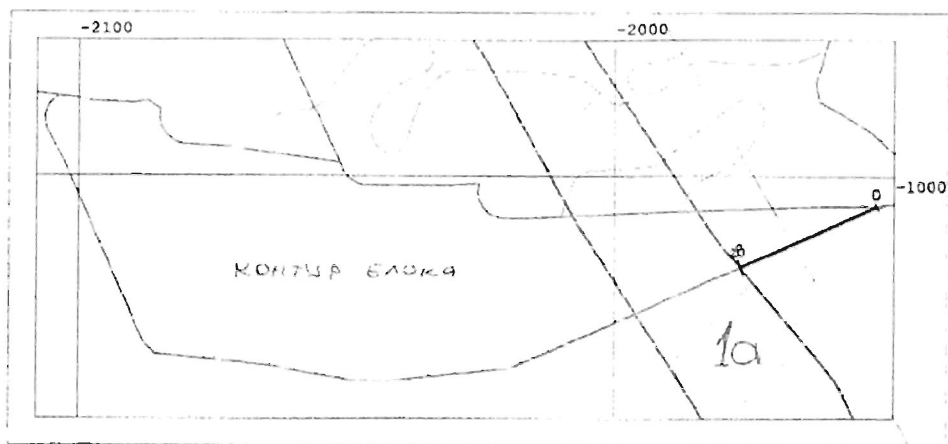


Рис. 5.1.22. Положение разлома 1а по данным геологической службы

Поскольку в этом случае как на основной отбойке, так и в предконтурной зоне использовались скважины одного диаметра (244.5 мм), для снижения интенсивности динамического воздействия на породный массив за отрезной щелью заряды предконтурной зоны формировались следующим образом: по первому предконтурному ряду в каждую скважину помещался один шланговый заряд ШЗ-4, по второму - два ШЗ-4 и по третьему - три ШЗ-4. Были добурены две дополнительные отбойные скважины (№ 19 и 20), в каждую из которых также было помещено по три шланговых заряда ШЗ-4 с досыпкой 120 кг гранулошлака. Контурная строчка была предварительно (за неделю до второго опытного взрыва) удлинена примерно на 7.5 м путем взрывания дополнительных контурных скважин диаметром 244.5 мм по параметрам первого опытного взрыва (ШЗ-4 через скважину при расстоянии между соседними скважинами примерно 1.2 м). Остальные отбойные скважины заряжались насыпным гранулошлаком.

Фрагмент проекта второго опытного взрыва с указанием схемы инициирования представлен на рис.5.1.23, откуда видно, что первый, второй и третий предконтурные ряды представляли собой опережающие экранообразующие заряды, линейный вес которых увеличивался по мере удаления от отрезной щели. Кроме того, схема инициирования была составлена таким образом, чтобы взрыв отбойных зарядов каждого очередного ряда производился на вновь образованный участок защитного экрана, отделяющий эти заряды от отрезной щели.

На рисунке 5.1.24 показан этап производства зарядных работ с использованием шланговых зарядов ШЗ-4 (на снимке - машина справа) и насыпного гранулошлака (на снимке - машина слева), а на рис.5.1.25 - момент взрыва второго опытного блока (взрыв осуществлялся совместно со взрывом двух промышленных блоков; на снимке они расположены выше опытного участка). Общее количество ВВ составило $Q = 5636$ кг, что при расчетном объеме предполагаемой выемки $V \approx 8900$ м³ определяло удельный расход ВВ $q \approx 0.63$ кг/м³ (т.е. величину, близкую к запланированной с учетом наличия зоны разлома). Фактический объем выемки V оказался равным примерно 8100 м³, при этом удельный расход ВВ составил $q \approx 0.70$ кг/м³ (т.е. всего на 3-8% меньше практикуемой величины на руднике для пород IV категории трещиноватости).



Рис.5.1.25. Взрыв второго опытного участка - в нижней части снимка (совместно со взрывом двух промышленных блоков)

Казалось бы, учитывая обозначенное геологической службой наличие разлома (который, согласно его описанию, представлен зоной повышенной трещиноватости), качество дробления взорванной породы должно было быть в пределах кондиционного куска, что само по себе уже обусловлено указанной в описании структурной характеристикой зоны разлома. Вместе с тем, как видно из рис.5.1.26, имело место значительное количество негабарита: по оценке горной лаборатории инженерного центра ОАО "Ковдорский ГОК", содержание кусков размером более 1.5 м составило примерно 4.9% объема блока (средний размер куска по всему взрыву составил 63.6 см, причем в зоне размещения отбойных зарядов предконтурной зоны - 24.7 см).

Возник естественный вопрос - откуда столько негабарита? Тем более в зоне интенсивно трещиноватого разлома? Ответ на этот вопрос был получен лишь после уборки взорванной горной массы, когда удалось осмотреть боковую часть оставшегося промышленного блока: установлена приповерхностная крупноблочная структура явно V категории трещиноватости (даже не IV, а уж тем более не соответствующая характеристике трещиноватости по описанию разлома). Поскольку в проекте величина недозаряда (забойки) скважин была увеличена до 5.5-6.5 м, именно эта структура, оказавшись в зоне недозаряда отбойных скважин, и стала источником негабарита (ниже указанной приповерхностной крупноблочной структуры породы имеют такую же структуру, но здесь уже было обеспечено необходимое дробление за счет наличия заряженной части отбойных скважин).



Рис.5.1.26. Общий вид развала породы после второго опытного взрыва



Рис.5.1.27. Закольные трещины на промышленном блоке

Иными словами, первоначальная структурная характеристика опытного участка была некорректна: вместо сильно-трещиноватого разлома взрыв был выполнен в зоне крупноблочных (V категории трещиноватости) пород. Об этом же свидетельствуют и закольные трещины, появившиеся на поверхности боковой части промышленного блока (рис.5.1.27): отдельные породные блоки сначала были подвергнуты толчку со стороны взрываемого объема опытного участка, а затем, уже после выброса взорванной породы, заняли новое равновесное положение с учетом отсутствия первоначального подпора со стороны породы взорванного опытного участка. В результате между соседними блоками образовались открытые трещины шириной до 3-8 см.

Таким образом, удельный расход ВВ, первоначально заложенный в проект с учетом данных геологической службы о наличии интенсивно трещиноватой зоны разлома, был явно занижен и составил лишь 65-70% величины, принятой на руднике для пород V категории трещиноватости и составляющей 0.96-1.01 кг/м³. Фрагмент проекта второго опытного взрыва с указанием фактической

линии отрыва показан на рис.5.1.28. Хорошо видно, что высотные отметки подошвы по двум опытным участкам практически полностью соответствуют проектному значению 25 м.

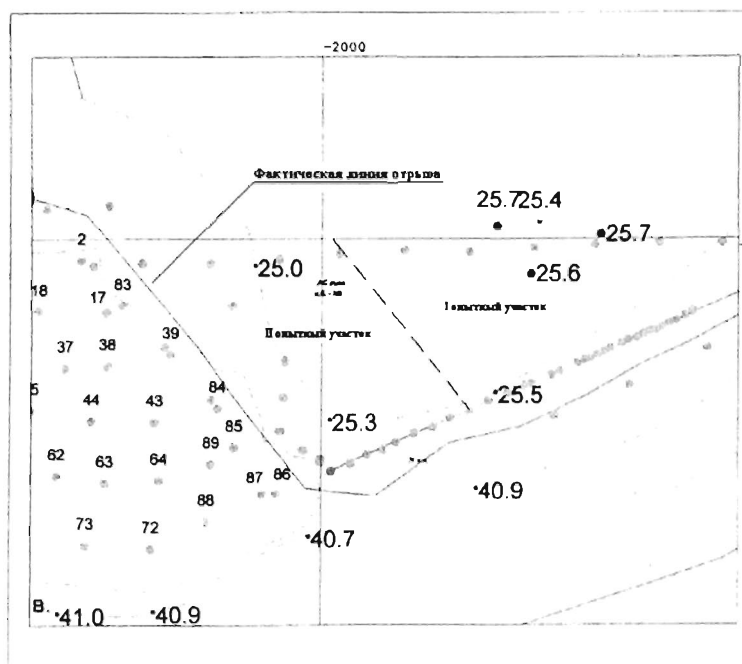


Рис.5.1.28. Фрагмент проекта второго взрыва

Общий вид контурной поверхности, образованной в результате второго опытного взрыва, показан на рис.5.1.29: верхняя часть уступа была подбита практически так же, как и на участке первого опытного взрыва. Ниже подбитой части качество оконтуренной поверхности (это наблюдалось даже визуально) было существенно хуже, чем на участке первого взрыва (где применялись контурные скважины малого диаметра), хотя следы контурных скважин были видны достаточно отчетливо.

С целью объективной оценки качества заоткоски по всей длине вертикального уступа, образованного в результате первого и второго опытных взрывов, было выполнено профилирование его поверхности на участке контурных скважин диаметром 105 мм (профиль № 1), на стыке участков контурных скважин диаметром 105-146 мм (профиль № 2), на участке контурных скважин диаметром 146 мм (профиль № 3) и на участке контурных скважин диаметром 244.5 мм (профиль № 4). Места расположения измерительной установки при выполнении профилирования показаны на рис.5.1.30.

Как видно из рис.5.1.31 (профиль № 1 - слева, отстояние 0 м, профиль № 4 - справа, отстояние 26 м), несмотря на разный диаметр применявшихся контурных зарядов качество оконтуривания откоса вертикального уступа по всей его длине остается практически стабильным и достаточно высоким. Распределение остальных показателей качества представлено на рис.5.1.32-5.1.36.

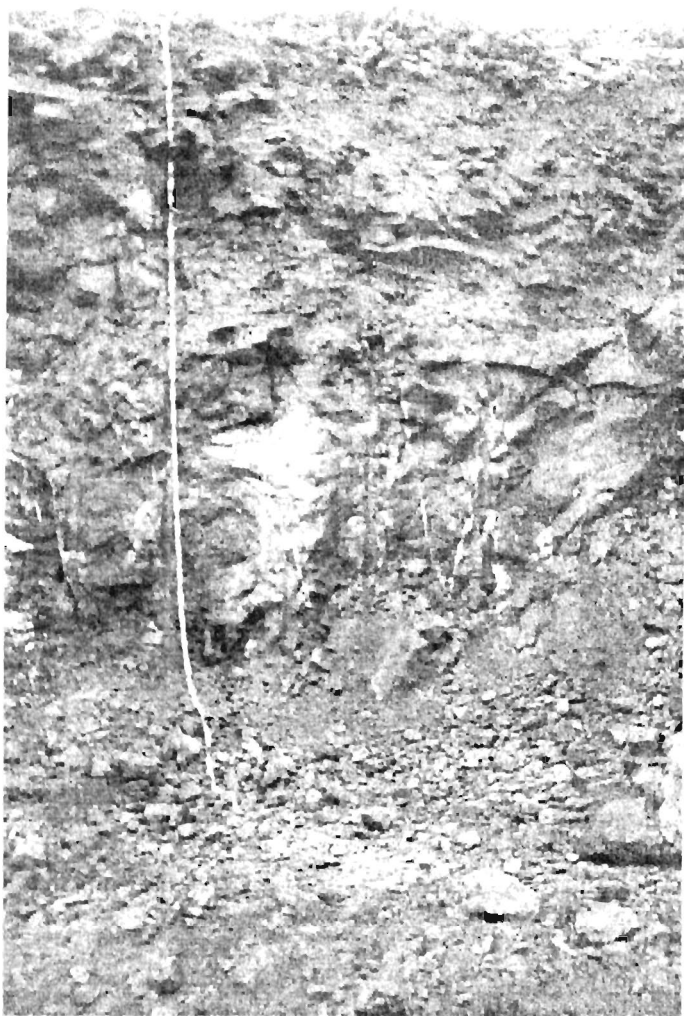


Рис.5.1.29. Общий вид образованной поверхности на участке второго опытного взрыва (контурные скважины диаметром 244.5 мм)

Сопоставление результатов, полученных на опытно-промышленном участке, с данными анализа по горизонтам 142 и 70 м представлено на рис.5.1.37, откуда видно, что значение комплексного критерия ($K = 0.528$) для опытного уступа выше, чем для условий горизонта 142 м ($K = 0.484$), и существенно выше, чем для условий горизонта 70 м ($K = 0.454$). Кроме того, надо учитывать, что высота опытного уступа составляет всего 15 м, а уступов на горизонтах 142 и 70 м - 24 м. Поэтому для сопоставительной оценки качества оконтуривания вертикальных уступов разной высоты целесообразно ввести дополнительный показатель - приведенный критерий качества $k = K/H_y$, где K - комплексный критерий качества, ед.; H_y - высота вертикального уступа, м. В этом случае получаем: для условий горизонта 142 м ($K = 0.484$, $H_y = 24$ м) $k = 0.020$; для условий горизонта 70 м ($K = 0.454$, $H_y = 24$ м) $k = 0.019$; для условий опытного участка ($K = 0.528$, $H_y = 15$ м) $k = 0.035$. Как видим, если

допустить, что потери в верхней части всех уступов примерно одинаковы (вследствие одинаковой технологии отбойки и соответственно примерно одинаковой глубины разрушений в зоне перебуров отбойных скважин вышележащего уступа), то в случае применения при высоте уступа 24 м апробированных на опытном участке вариантов "щадящей" технологии взрывания критерий качества вполне мог бы достичь значений на 40-50% больше, чем на опытном участке с высотой уступа 15 м, и составить 0.71-0.76, т.е. отвечал бы оценке "Хорошо".

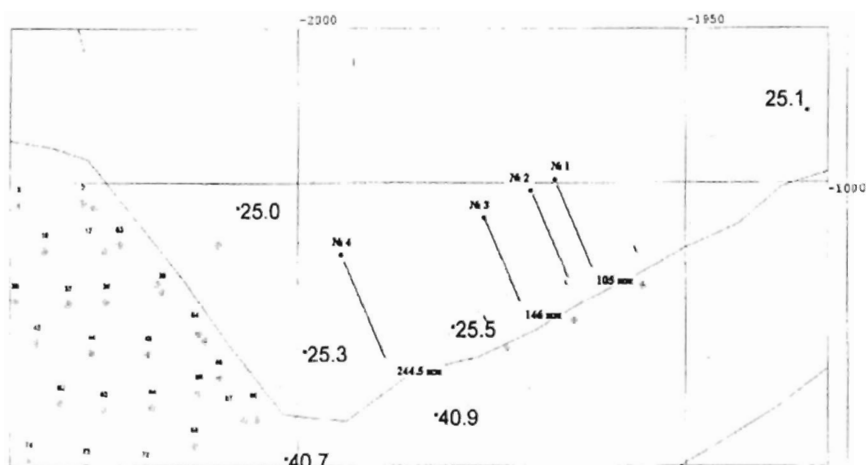


Рис. 5.1.30. Расположение измерительной установки при выполнении профилирования

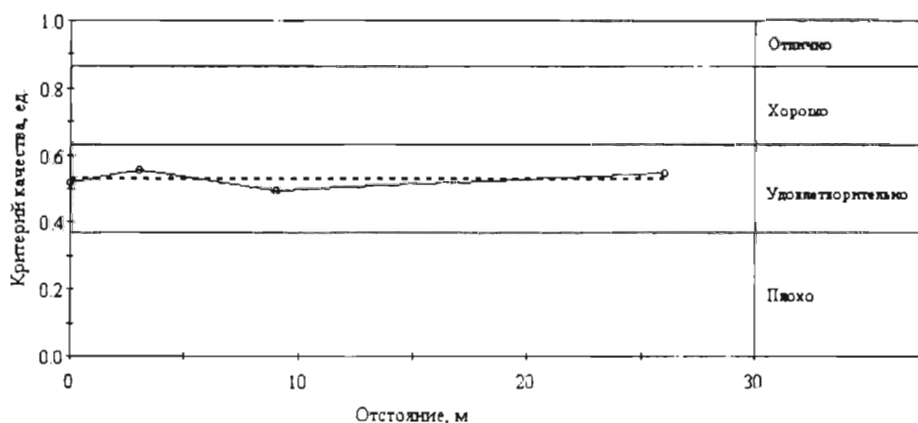


Рис. 5.1.31. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м комплексного критерия качества

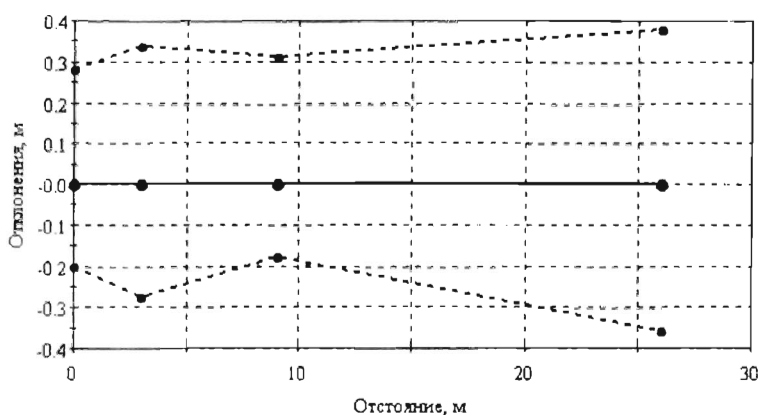


Рис.5.1.32. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м минимальных, максимальных и средних отклонений

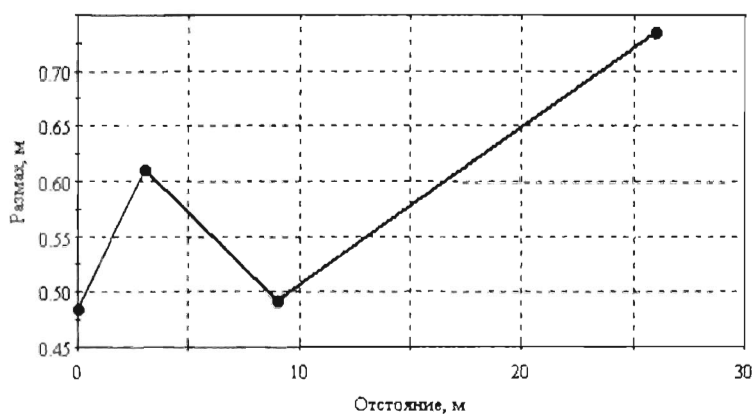


Рис.5.1.33. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м максимального размаха

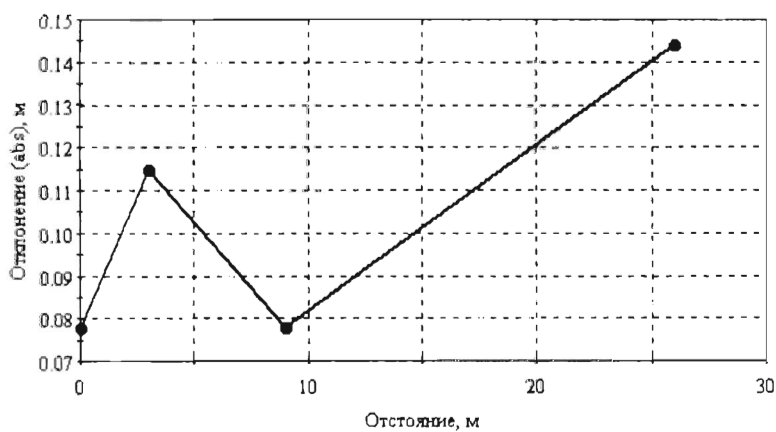


Рис.5.1.34. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м средней абсолютной величины отклонений

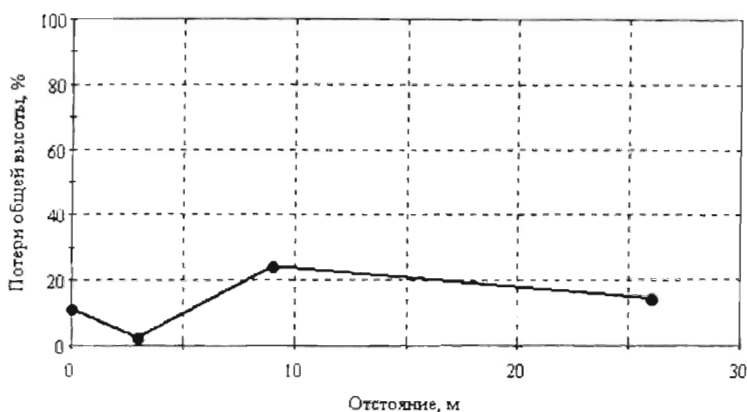


Рис.5.1.35. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м потерь общей высоты уступа по заоткоске

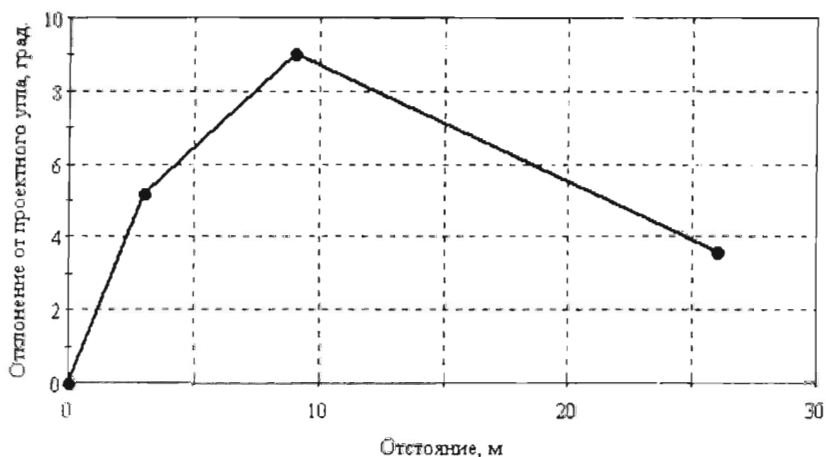


Рис.5.1.36. Характер распределения вдоль уступа горизонта 25 м отклонений от проектного угла заоткоски

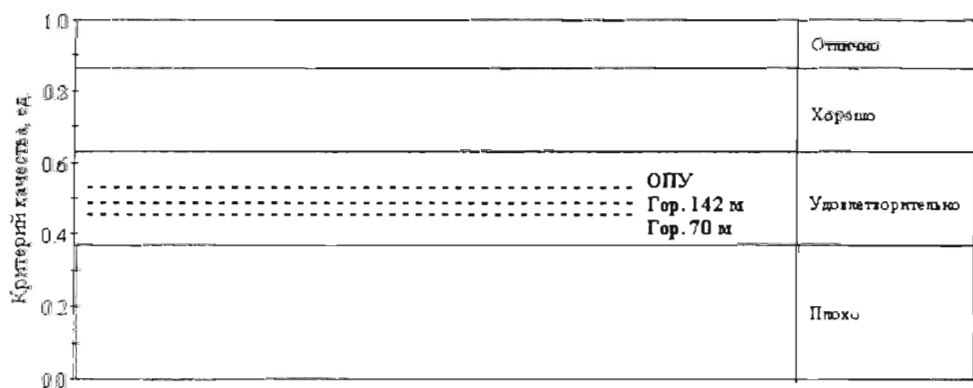


Рис.5.1.37. Сравнение средних значений комплексного критерия качества на опытно-промышленном участке горизонтах 142 и 70 м

Таким образом, результаты выполненных опытно-промышленных испытаний, основной целью которых являлась проверка возможности практической реализации и эффективности предлагаемых вариантов "щадящей" технологии производства буровзрывных работ на предельном контуре, показали как принципиальную техническую возможность, так и практическую целесообразность применения скважин малого диаметра при формировании отрезной щели и отработке предконтурной зоны в сложных горно-геологических условиях. Подтвердились также разработанные автором методические положения по расчету основных параметров бурения и взрывания скважинных зарядов как на контуре, так и на отбойке. Установлено следующее:

применение контурных скважин малого диаметра и контурных зарядов малой линейной плотности позволяет существенно повысить степень гладкости (как одну из характеристик состояния законтурного породного массива) откосов вертикальных уступов по сравнению с технологией контурного взрывания на базе скважин диаметром 244.5 мм и шланговых зарядов ШЗ-4 из прессованного тротила с линейным весом 3.9 кг/м;

использование в предконтурной зоне защитного экрана, образуемого опережающим короткозамедленным взрыванием отбойных зарядов с пониженной линейной плотностью, обеспечивает существенное снижение интенсивности динамического воздействия основных (технологических) отбойных скважинных зарядов большого диаметра на породный массив за отрезной щелью, что способствует увеличению степени устойчивости высоких вертикальных уступов;

при использовании контурных скважин диаметром 244.5 мм и шланговых зарядов ШЗ-4 применение промежуточных холостых (незаряжаемых) скважин позволяет снизить степень влияния естественных трещин на процесс управляемого формирования отрезной щели, что в целом способствует повышению качества оконтуривания высоких вертикальных уступов.

Вместе с тем выявлены и некоторые проблемные вопросы:

использование в карьерных условиях буровой техники (малого диаметра бурения) с короткими штангами нецелесообразно по причине большого количества узлов соединения штанг (что существенно снижает как жесткость бурового става в целом, так и его надежность в работе), а также вследствие низкой производительности, обусловленной в том числе необходимостью частого наращивания штанг при глубоком (до 30 м) бурении;

изготовление контурных зарядов вручную непосредственно на месте производства зарядных работ, хотя и позволяет легко управлять их линейной плотностью с учетом конкретных условий взрывания, однако крайне трудоемко и нетехнологично;

применение шланговых зарядов ШЗ-4 в контурных скважинах диаметром 244.5 мм в породах крепостью ниже $f = 18-20$ является мерой скорее вынужденной, нежели продиктовано технической необходимостью: мощность шланговых зарядов ШЗ-4 примерно в 1.5 раза превышает необходимую для условий рудника "Железный" величину, что приводит к существенному энергетическому перенасыщению окружающего породного массива, усилению метательного действия таких зарядов (особенно в условиях водонаполненных скважин), и, как следствие, к увеличению степени естественной трещиноватости породного массива, вспучиванию породы приустьевых частей скважин (или даже воронкообразованию) при формировании отрезной щели методом предварительного откола.

Изложенные выводы (как положительные результаты опытно-промышленных испытаний, так и указанные проблемные вопросы) позволили сформулировать направления деятельности по реализации метода "щадящего" взрывания при постановке уступов в предельное положение в условиях рудника "Железный":

приобретение бурового оборудования с диаметром бурения не более 150-180 мм и максимально возможной длиной штаг, обладающего высокой технической производительностью при бурении скважин глубиной до 45-50 м (в породах средней крепости и крепких), и возможность использования нескольких типоразмеров буровых долот или шарошек (от 97-105 до 146-151 мм) с целью повышения эффективности щадящего взрывания в различных горно-геологических условиях;

изыскание возможности приобретения шланговых (с целью существенного снижения трудоемкости ручного заряжания контурных скважин) зарядов заводского изготовления с линейной плотностью 0.8-1.0 кг/м (для контурных скважин диаметром 97-105 мм), 1.5-1.6 кг/м (для контурных скважин диаметром 146-151 мм) и 2.5-2.8 кг/м (для контурных скважин диаметром 244.5 мм):

в качестве альтернативного варианта следует все-таки довести до этапа хотя бы полигонных испытаний конструкцию шланговых контурных зарядов местного изготовления на базе эмультов ВЭТ в полимерной оболочке диаметром не менее 60 мм.

Таким образом, в результате опытно-промышленных испытаний показана принципиальная техническая возможность и практическая целесообразность перехода на скважины малого диаметра с целью улучшения качества контурного взрывания и повышения степени устойчивости высоких вертикальных уступов за счет снижения интенсивности динамического воздействия на породный массив за отрезной щелью путем опережающего формирования между основной отбойкой и отрезной щелью защитного слоя из дробленой породы.

5.2. Опытно-промышленные испытания с применением скважин обычного диаметра

Диаметр обычных технологических скважин, применяемых в условиях рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК", - 244.5 мм (станок СБШ-250). Поэтому в отсутствие станка с малым диаметром бурения скважины диаметром 244.5 мм используются как на отбойке, так и на контуре. Учитывая, что к этому времени рудник получил новые заряды для контурного взрывания (ЗКВГ-60, $\rho_k = 2.6$ кг/м) и самостоятельный опыт их применения как на предельном контуре, так и в рабочей зоне (опытные взрывы) не дал положительных результатов, было решено провести масштабные опытно-промышленные испытания с использованием новых зарядов ЗКВГ-60 с целью отработки параметров их взрывания в скважинах диаметром 244.5 мм.

Для проведения испытаний был выделен опытный участок (рис.5.2.1) горизонта 106-94 м в рабочей зоне западного борта карьера (ийолиты крепостью $f = 14-16$ по шкале М.М.Протодияконова. IV категории трещиноватости). Учитывая отрицательные результаты ранее выполненных рудником взрывов

зарядов из одной гирлянды ЗКВГ-60 при различном (от 1.8 до 1.4 м) расстоянии между контурными скважинами диаметром 244.5 мм, после обсуждения со специалистами рудника было принято решение применить заряд из двух гирлянд ЗКВГ-60. Результаты расчетов по формуле (3.3.2.8) показали, что при $f = 14-16$ и $p_k = 5.2$ кг/м расстояние между контурными скважинами $a_k = 1.94-1.87$ м. Принимая меньшее (для $f = 16$) значение a_k , а также учитывая возможную погрешность при забурировании, равную половине диаметра коронки, окончательно было получено значение $a_k = 1.75$ м. Глубина перебура принималась $l_{пер} = 1.6-1.7$ м, длина забойки (незаряжаемой верхней части скважин) $l_{заб} = 2.0-2.3$ м. Фрагмент проекта на взрыв контурной строчки показан на рис.5.2.2.

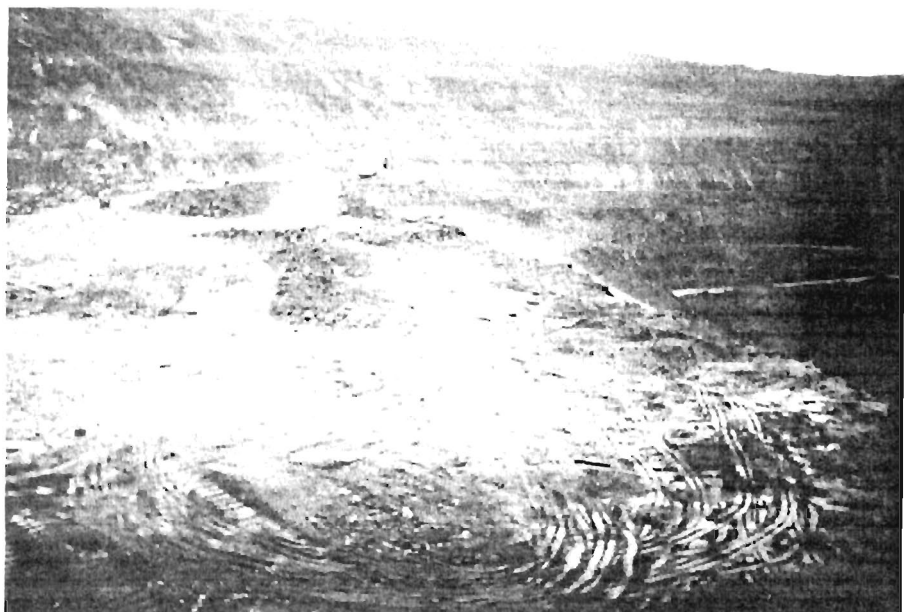


Рис.5.2.1. Общий вид верхней площадки опытного участка

По данным геологической службы рудника: "Данный участок характеризуется крайне неблагоприятными условиями постановки уступа гор. 118-106-94 м в конечное положение. Законтурный массив по всей длине запланированной контурной цели обводнен и сильно нарушен частыми тектоническими трещинами различной протяженности и направленности. Борт карьера пересекается на данном участке двумя мощными нарушениями 1-го порядка (1а и 1б) северо-западного простирания по азимуту 325-330° с некоторой тенденцией к падению на юго-запад. Эти два разрывных нарушения совместно с оперяющими их системами трещиноватости 2-го, 3-го и 4-го порядка образуют тектонически ослабленную зону протяженностью по фронту уступа 140 м. По результатам геологоструктурной съемки, выполненной летом 2002 года, было выделено пять систем трещин, влияющих на устойчивость уступа на данном участке борта карьера: азимут падения - 75°, угол падения - 40°; азимут падения - 100°, угол падения - 45°; азимут падения - 143°, угол падения - 70°; азимут падения - 168°, угол падения - 57°; азимут падения - 215°, угол падения - 78°." Анализ этих данных показал, что наиболее

опасными с точки зрения возможных вывалов из формируемого уступа является сочетание трещин с углами падения $57-40^\circ$ и $57-45^\circ$, поскольку угол между этими трещинами больше 90° , а направление вывала - в сторону отработанного пространства (границы наиболее неблагоприятного участка разлома показаны на рис.5.2.2 и обозначены А и В). Поэтому уже изначально предполагалась вероятность вывала отдельных клиновых блоков из тела уступа после уборки взорванной породы при его отработке.

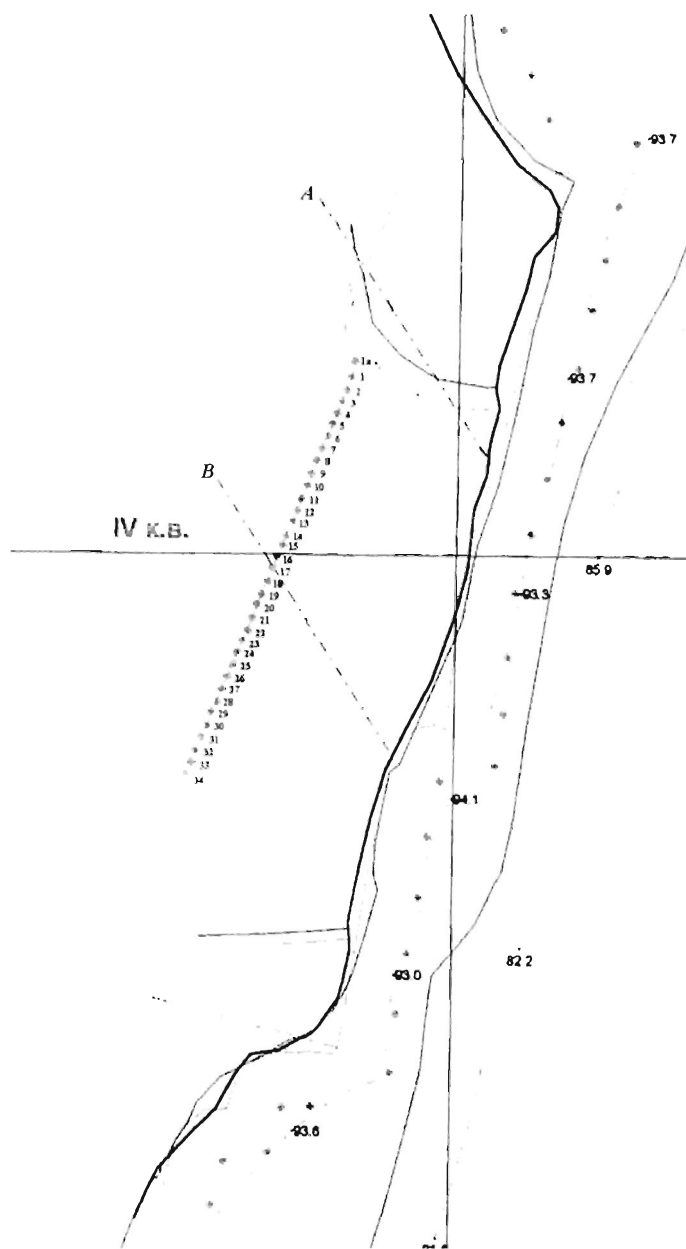


Рис.5.2.2. Фрагмент проекта на взрыв контурной строчки

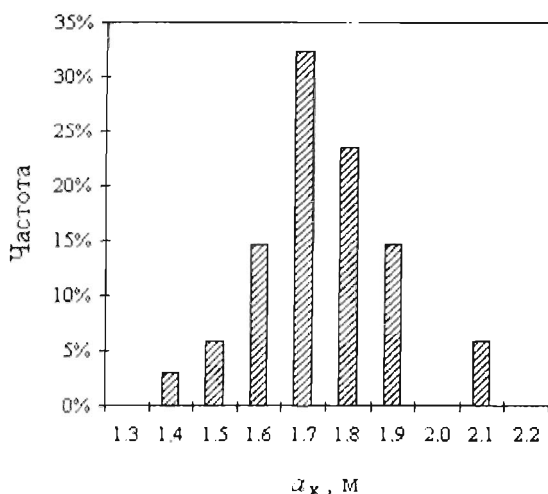


Рис.5.2.3. Гистограмма распределения расстояния между контурными скважинами

Результаты контроля качества бурения представлены на рисунках 5.2.3 и 5.2.4 в виде гистограмм распределения расстояний между контурными скважинами и их глубин. В целом качество бурения можно оценить как хорошее: замеры показали, что расстояние между контурными скважинами изменялось в диапазоне от 1.4 до 2.1 м при среднем значении 1.74 м (т.е. предельное отклонение от среднего значения составляет $\pm 1.5D_{\text{скв}}$). Глубина контурных скважин изменялась от 13.4 до 15.0 м при среднем значении 14.25 м.

При осмотре контурных скважин установлено, что верхняя часть рабочей площадки (мощностью от 0.5 до 1.5 м) представлена интенсивно дробленной породой зоны перебуров отбойных скважин при отработке вышележащего уступа. Скважины практически сухие: вода присутствовала только в нижней части (высота столба воды от 0 до 3.0 м; рис.5.2.5). Ниже разрушенной зоны стенки скважин (в пределах видимости) ровные, гладкие, без следов вывалов отдельных кусков породы или крупных трещин.

Заряды (рис.5.2.6) в целом проектной длины; с двумя парами детонирующего шнура по бокам; крепление ДШ - на скрутках из мягкой проволоки и частично скотчем; длина верхней незаряжаемой части скважин - 3.0 м. Вес контурных зарядов в скважинах изменялся от 49.5 до 53.3 кг при среднем значении 50.7 кг (рис.5.2.7). Качество формирования инициирующей магистрали хорошее (рис.5.2.8.): двойная нить детонирующего шнура вдоль всей строчки; стыки (узлами) магистральной и скважинных ДШ - под прямым углом прямо над устьями скважин; инициирование магистрали - одностороннее, с использованием детонатора U500.

По визуальной оценке и по результатам видео- и фотосъемки взрыв всех контурных зарядов, выполненный после технологического взрыва блока на нижнем горизонте, произошел одновременно по всей строчке, без отказов. Наблюдался значительный объем высокоскоростного выброса газообразных продуктов детонации из устьев скважин на высоту до 12-15 м.

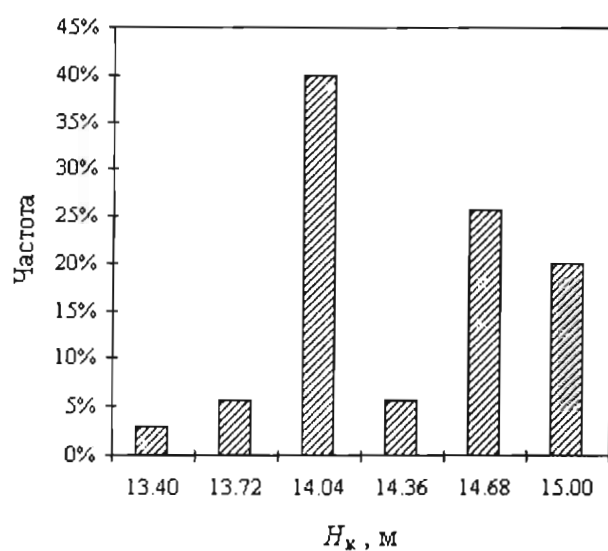


Рис.5.2.4. Гистограмма распределения глубины контурных скважин

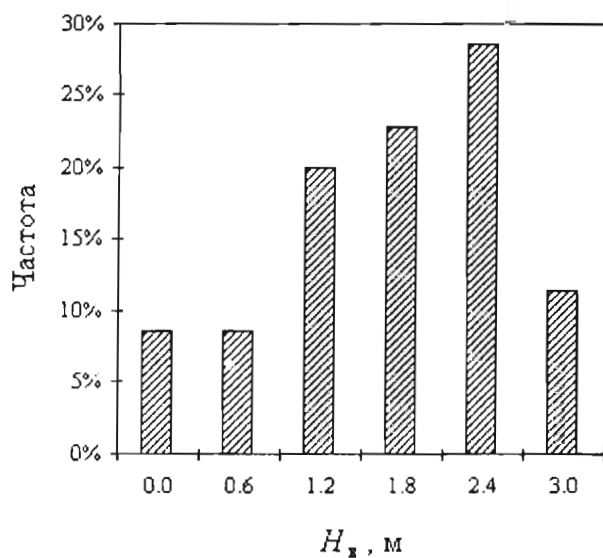


Рис.5.2.5. Гистограмма распределения высоты столба воды в контурных скважинах



Рис.5.2.6. Заряжание контурной скважины с использованием двух гирлянд ЗКВГ-60

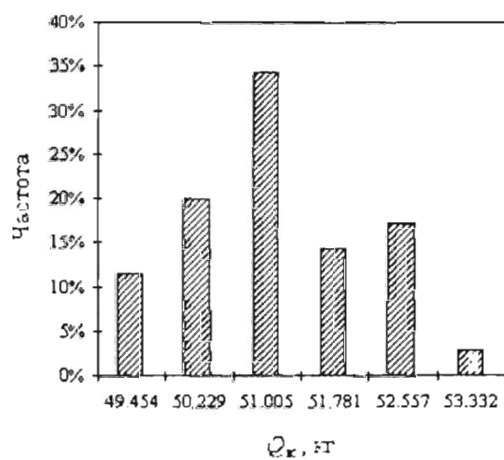


Рис.5.2.7. Гистограмма распределения веса контурных зарядов в скважинах



Рис.5.2.8. Общий вид контурной строчки, подготовленной к взрыву

Как показал визуальный осмотр, в результате взрыва контурной строчки образовалась неглубокая траншея с вывалом породы устьевой части скважин по обе стороны от строчки (рис.5.2.9). Высота по гребню навала - до 1 м, глубина траншеи - примерно на 0.5-1.0 м ниже отметки площадки взрыва. По размерам кусков разваленной породы можно с достаточной степенью уверенности утверждать, что источником навала является верхний слой породы мощностью до 1.5 м, разбитый ранее отбойными скважинными зарядами вышележащего уступа, т.е. порода из зоны перебура. В самой траншее наблюдались несколько достаточно крупных (с ребром до 1.0 м) породных блоков со следами скважин, не подвергнутых действию взрыва. Скорее всего эти блоки являются естественными породными отдельностями, слагающими верхнюю часть массива на участке отбойки.

Для проверки возможности взрывного дробления породы верхней (приустьевой) части контурных скважин и последующего траншееобразования были выполнены расчеты, основанные на известной формуле М.М.Борескова. Определив условие $n_* = 0$, из (3.3.3.4) с учетом (3.3.3.3) получаем минимальную длину забойки, при которой взрывного разрушения приустьевой части

контурных скважин не происходит: $l_{заб} \geq \sqrt{8/9} \cdot \sqrt{p/q}$. На рисунке 5.2.10 представлен график зависимости $l_{заб}$ от коэффициента крепости пород f по шкале М.М.Протодяконова (расчеты выполнялись на аммонит БЖВ при линейной плотности $p = 5.2$ кг и удельном расходе ВВ, соответствующем удельному расходу на рыхление). Как видим, при $f = 14-16$ (что, по данным горной лаборатории, соответствует условиям опытного участка) фактическая длина незаряжаемой части контурных скважин ($l_{заб} = 3.0$ м) больше минимальных значений, представленных на графике. А это означает, что взрывного дробления породы приустьевой части скважин (по крайней мере верхних 1-1.5 м) быть не могло. Причиной траншееобразования и формирования навала по бокам строчки может быть только вылет продуктов детонации из устья контурных скважин, в процессе которого ранее разбитая порода (из зоны перебуров мощностью до 1.5 м), не имеющая достаточного сцепления между кусками, была вытолкнута из пределов зоны перебуров, что и привело к траншееобразованию.



Рис.5.2.9. Общий вид участка после взрыва контурной строчки

Таким образом, на первом этапе выполнения опытных работ была взорвана контурная строчка длиной 59 м. Результаты взрыва могли быть видны лишь после взрыва всего отсеченного блока и уборки взорванной породы. Поскольку блок был промышленным, включенным в планы горных работ рудника, было решено не менять сетку бурения отбойных скважин (расстояние между скважинами в ряду 7.0 м, между рядами 6.0 м), что существенно упрощало их разметку и бурение, и применить представленную на рис.3.3.5.2

схему пространственного распределения отбойных зарядов предконтурного ряда. При этом предконтурный ряд отбойных скважин должен был находиться от щели на расстоянии 3.5 м, основные отбойные скважины должны были иметь длину 13.0 м (перебур 1.0 м) и длину верхней незаряжаемой части (забойки) 7.0 м. Дополнительные (расположенные между основными) короткие отбойные скважины должны были иметь длину 6.0 м и длину незаряжаемой части 4.0 м (интервал замедления между основными и дополнительными короткими отбойными скважинами - 42 мс). Остальные отбойные скважины блока имели перебур 2.0 м (по первому ряду перебур вертикальных скважин составлял 3.5 м, наклонных - 3.0 м).

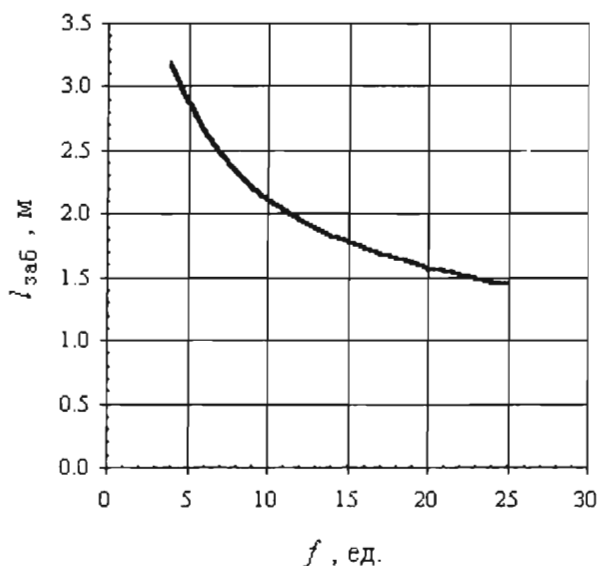


Рис.5.2.10. Результаты расчетов

Фактические показатели предконтурного ряда отбойных скважин приведены в табл. 5.2.1, откуда также видно, что скважины были практически сухими, хотя в контурных скважинах присутствовала вода (рис.5.2.5). Фрагмент проекта на взрыв блока показан на рис.5.2.11. Как видим, взорванная на первом этапе контурная строчка (на рисунке она показана участком DC) находилась примерно в средней части отбиваемого блока, при этом слева и справа от нее никаких дополнительных защитных мероприятий не было, что могло негативно сказаться на состоянии краевых частей уступа за контурной строчкой.

Пространственное размещение отбойных зарядов предконтурного ряда схематично показано на рис.5.2.12. Сплошной колонковый заряд традиционной конструкции, использованный на остальной части блока, в предконтурном ряду был разнесен в пространстве (основные длинные и дополнительные короткие скважины) и во времени (интервал замедления между основными и дополнительными короткими отбойными скважинами - 42 мс), что позволяло надеяться на отсутствие сильных разрушений в верхней части формируемого уступа. Как видно из рис.5.2.13 (расчеты выполнялись с использованием формул (3.3.3.1) и (2.2.19) для ВЭТ-700 при $f = 14$ и $K_{mp} = IV$), изменение конструкции

предконтурного ряда отбойных скважин должно существенно снизить объем нарушений за щелью предварительного откола, размещенной на расстоянии 3,5 м от зарядов. Общее количество взорванного ВВ составило более 56 т. Вид опытного блока после массового взрыва показан на рис.5.2.14. Результаты его осмотра показали компактность развала и хорошее качество дробления.

Таблица 5.2.1

Фактические показатели предконтурного ряда отбойных скважин

Сква- жина	$L_{\text{сскв}}$, м	$L_{\text{зоб}}$, м	Вода, м	ВЭТ-700, кг	Гранулотол, кг	Граммонит 79/21, кг
34	13.7	7.0	0	560	40	78
66	6.0	4.0	0	150	—	—
35	13.0	6.7	0	520	—	—
67	6.5	4.0	0	170	—	—
36	13.0	7.3	0	520	80	234
68	6.5	4.0	0	200	—	—
37	12.0	6.7	0	480	40	195
69	6.5	3.9	0	200	—	—
38	12.5	6.8	0	500	40	156
70	6.5	4.0	0	190	—	—
39	12.5	6.9	0	500	40	195
71	6.0	4.0	0.1	150	—	—
40	12.5	6.9	0	—	40	195
72	6.5	4.0	0	160	—	—
41	12.8	6.8	1.0	—	120	117
73	6.5	4.0	0	160	—	—
42	12.8	6.9	1.0	—	120	195

ПРИМЕЧАНИЕ. Гранулотол и граммонит 79/21 шел на досыпку там, где ВЭТ-700 уходил из скважины по естественным трещинам.

Характер распределения количества ВВ на ступень замедления для участка блока напротив щели предварительного откола показан на рис.5.2.15: пять ступеней содержали более 1500 кг, девять - от 1500 до 1000 кг и 11 - менее 1000 кг. Общее количество ВВ, взорванное непосредственно напротив щели предварительного откола, составило 24857 кг, что в расчете на единицу площади щели составляет $q_s = 24857/(59 \times 12) \approx 35 \text{ кг/м}^2$ (в первом взрыве на опытном блоке гор. 25 м (рис. 5.1.5) $q_s \approx 24 \text{ кг/м}^2$, во втором взрыве на этом же блоке (рис.5.1.22) $q_s \approx 30 \text{ кг/м}^2$).

Схема инициирования (*Nonel Unidet*) представлена на рис.5.2.16. Была реализована поперечная схема взрывания, при которой на одну ступень замедления приходилось от двух до трех отбойных зарядов. После уборки взорванной породы стало возможным увидеть результаты контурного взрывания (рис.5.2.17). Как видно из рис.5.2.18а-в, несмотря на сложные геолого-структурные условия следы контурных скважин отчетливо наблюдаются практически на всех участках.

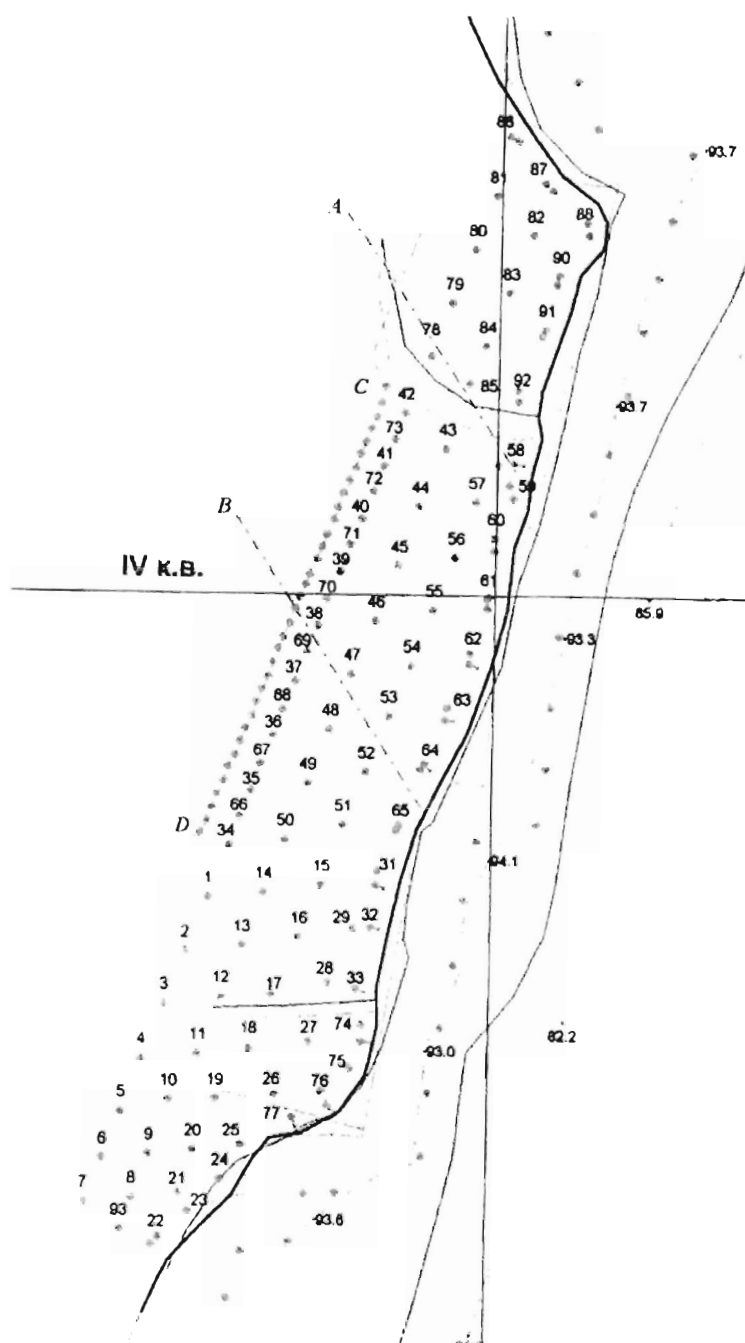


Рис. 5.2.11. Фрагмент проекта на взрыв блока (размещение отбойных скважин)

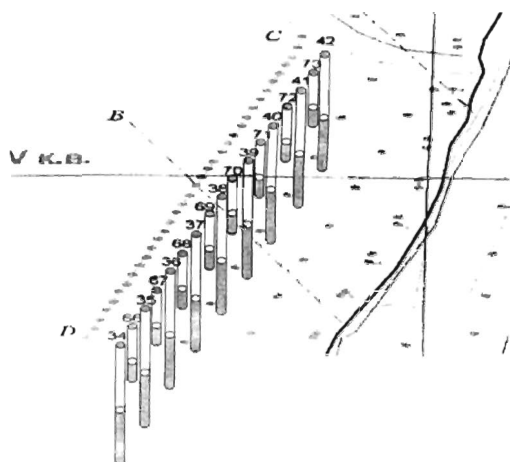


Рис.5.2.12. Пространственное размещение отбойных зарядов предконтурного ряда

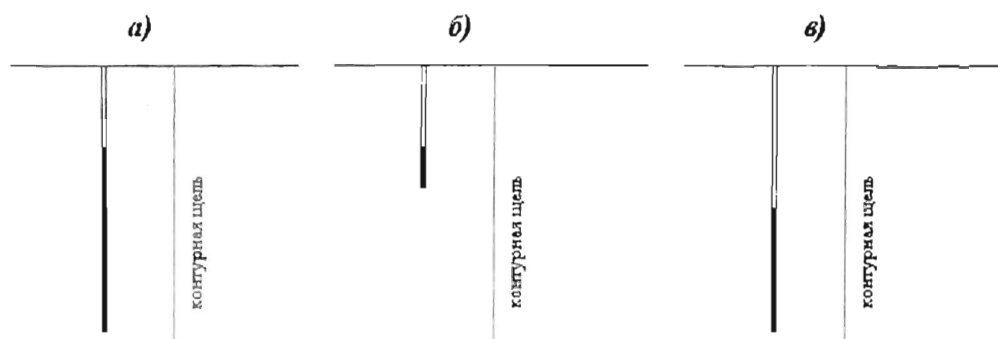


Рис.5.2.13. Воронки дробления для отбойного заряда:

а - традиционной конструкции ($R_{\text{вор}} = 6.6 \text{ м}$); б - дополнительного заряда ($R_{\text{вор}} = 4.1 \text{ м}$); в - основного ($R_{\text{вор}} = 0.0 \text{ м}$)



Рис.5.2.14. Общий вид опытного блока после массового взрыва

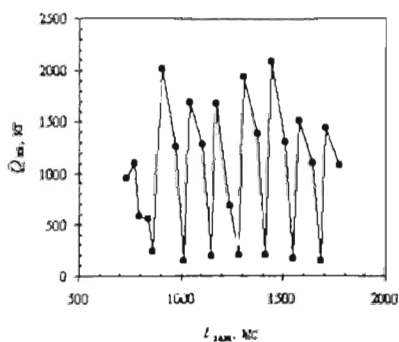


Рис.5.2.15. Характер распределения количества ВВ на ступень замедления

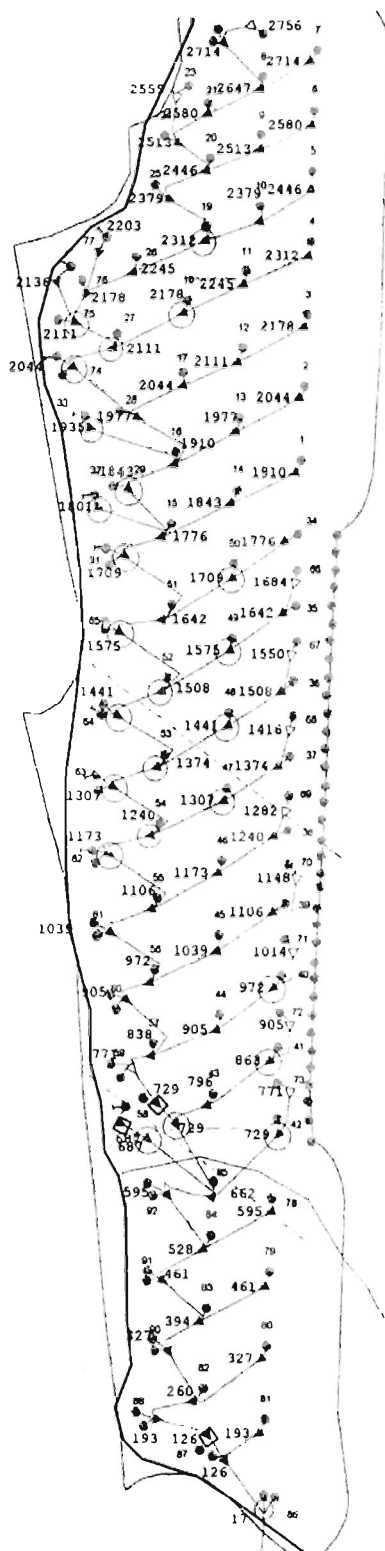


Рис.5.2.16. Фрагмент проекта на взрыв блока (схема инициирования)

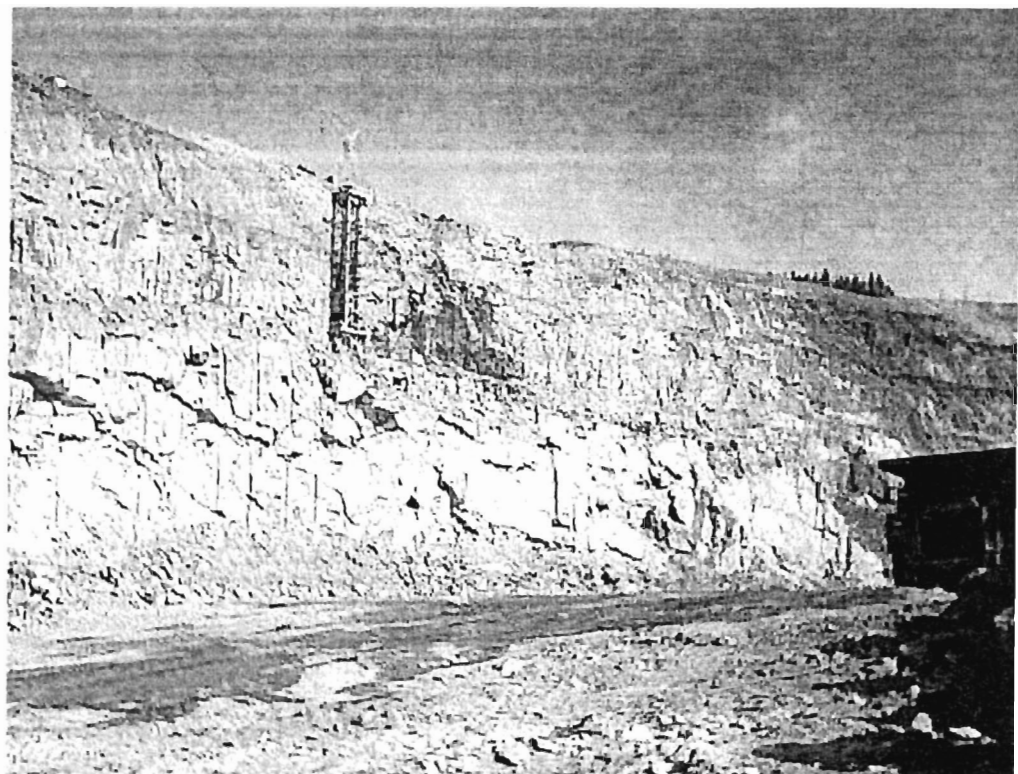


Рис.5.2.17. Общий вид уступа, образованного после опытного взрыва

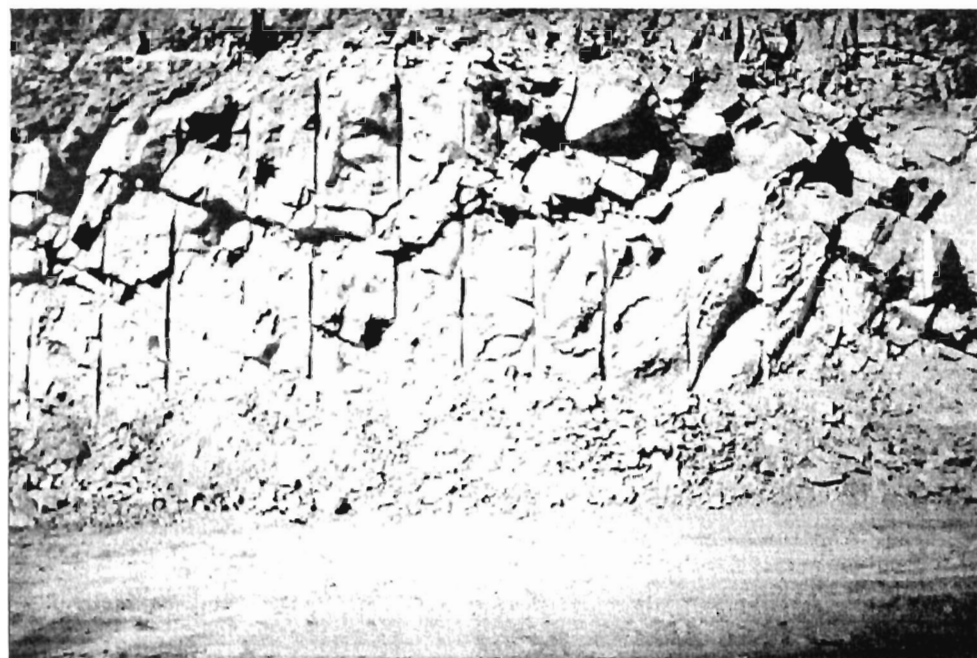


Рис.5.2.18.

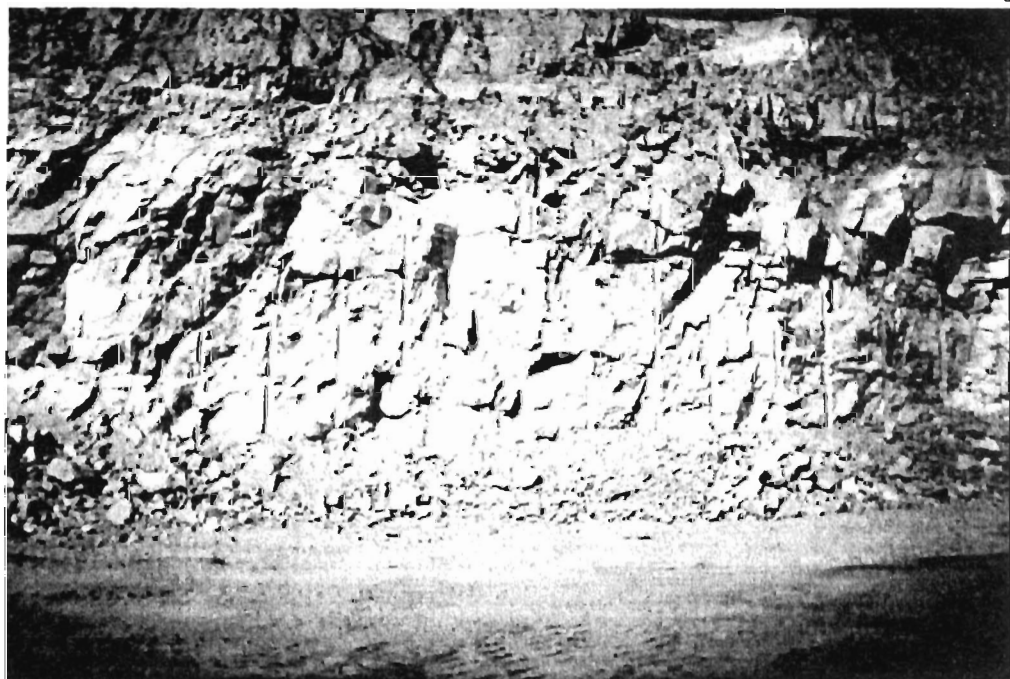


Рис. 5.2.18. Фрагмент уступа



Рис.5.2.19. Участок вывала блока

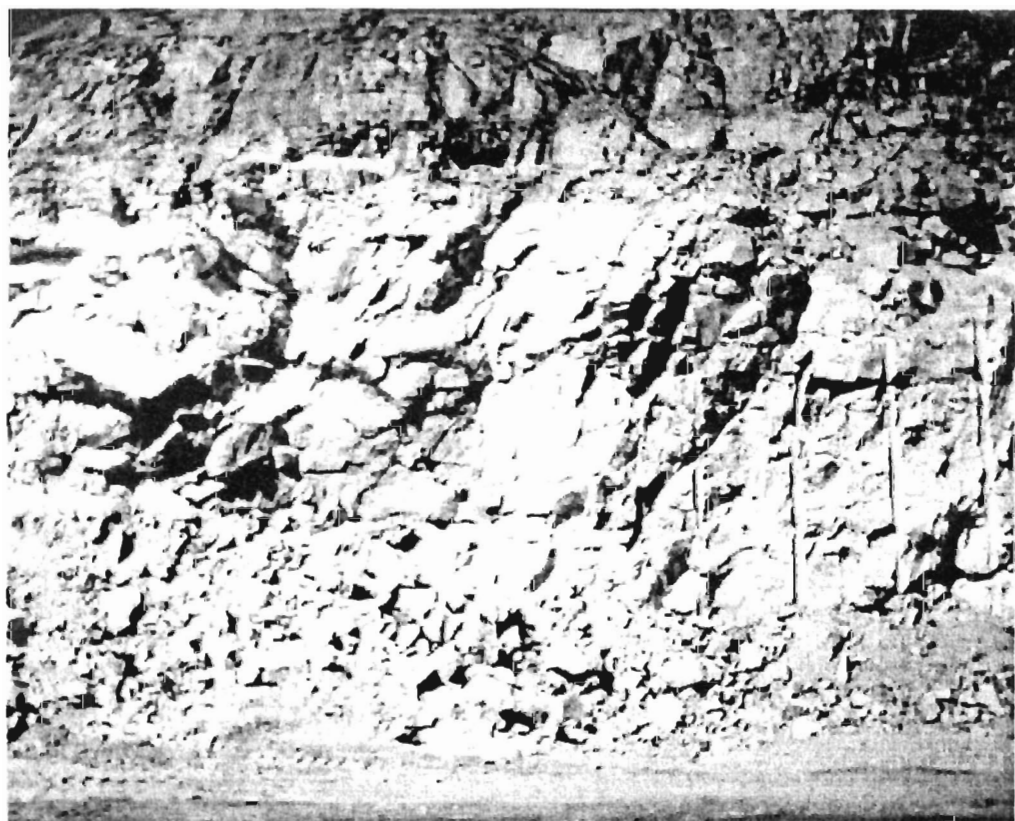


Рис.5.2.20. Стык между участками с контурным взрыванием и без него

Как и предполагалось, вероятность вывала отдельных клиновых блоков из тела уступа после уборки взорванной породы была частично реализована: в самом начале контурной строчки произошел наиболее крупный вывал (рис.5.2.19). Достаточно наглядным примером применения контурного взрывания даже в таких сложных геолого-структурных условиях является рис.5.2.20, на котором показан стык участков с контурным взрыванием и без него.

Для объективного сравнения результатов, полученных с использованием контурных скважин диаметром 244.5 мм и зарядов ЗКВГ-60, с результатами опытных работ на горизонте 40-25 м, когда применялись контурные скважины уменьшенного диаметра 105 и 146 мм (с гирляндовыми зарядами из аммонита 6ЖВ) и частично 244.5 мм (с зарядами ШЗ-4), было выполнено профилирование уступа гор. 106-94 м (профили на рис.5.2.17 - слева направо). Результаты такого сопоставления приведены на рис.5.2.21 в виде распределения комплексного критерия качества (для горизонта 40-25 м обозначены кружками, для горизонта 106-94 м - треугольниками). Среднее значение комплексного критерия качества для опытного уступа горизонта 40-25 м $K = 0.528$, для опытного уступа горизонта 106-94 м - $K = 0.542$. Как видим, и в случае использования контурных скважин диаметром 244.5 мм и зарядов ЗКВГ-60 можно добиться вполне хорошего результата, если учесть сложные геолого-структурные условия и наличие вывала крупного блока (рис.5.2.19) по плоскости структурной неоднородности.

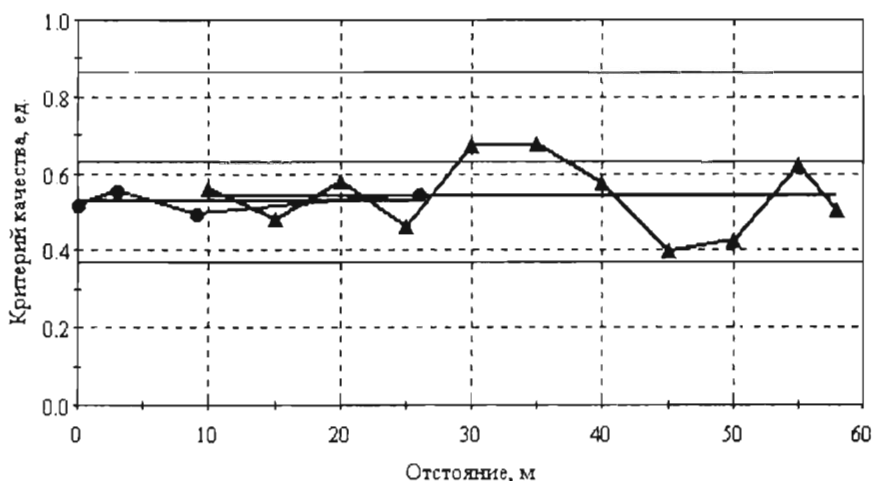


Рис.5.2.21. Сопоставление критериев качества для горизонтов 25 и 94 м

Таким образом, результаты опытно-промышленных работ, выполненных в разное время на разных участках карьера со сложной геолого-структурной и гидрогеологической ситуацией, подтверждают не только корректность изложенных методических положений по расчету основных параметров взрывания при постановке уступов в предельное положение, но и возможность практической реализации предложенных схем отбойки в режиме щадящего взрывания.

5.3. Результаты опытного взрывания с забойкой отбойных скважин

Для проверки реальной эффективности применения сыпучей забойки в июле 2003 г. был произведен взрыв рабочего блока на горизонте 214 м рудника "Железный" ОАО "Ковдорский ГОК" (рис.5.3.1). Блок был взорван с 8-9 рядами скважин, что обуславливает относительно высокую однородность дробления. Сравнимые участки представлены ийолитами IV категории грешиноватости с размером естественной отдельности в массиве 1.0-1.5 м. Высота уступа 12 м.

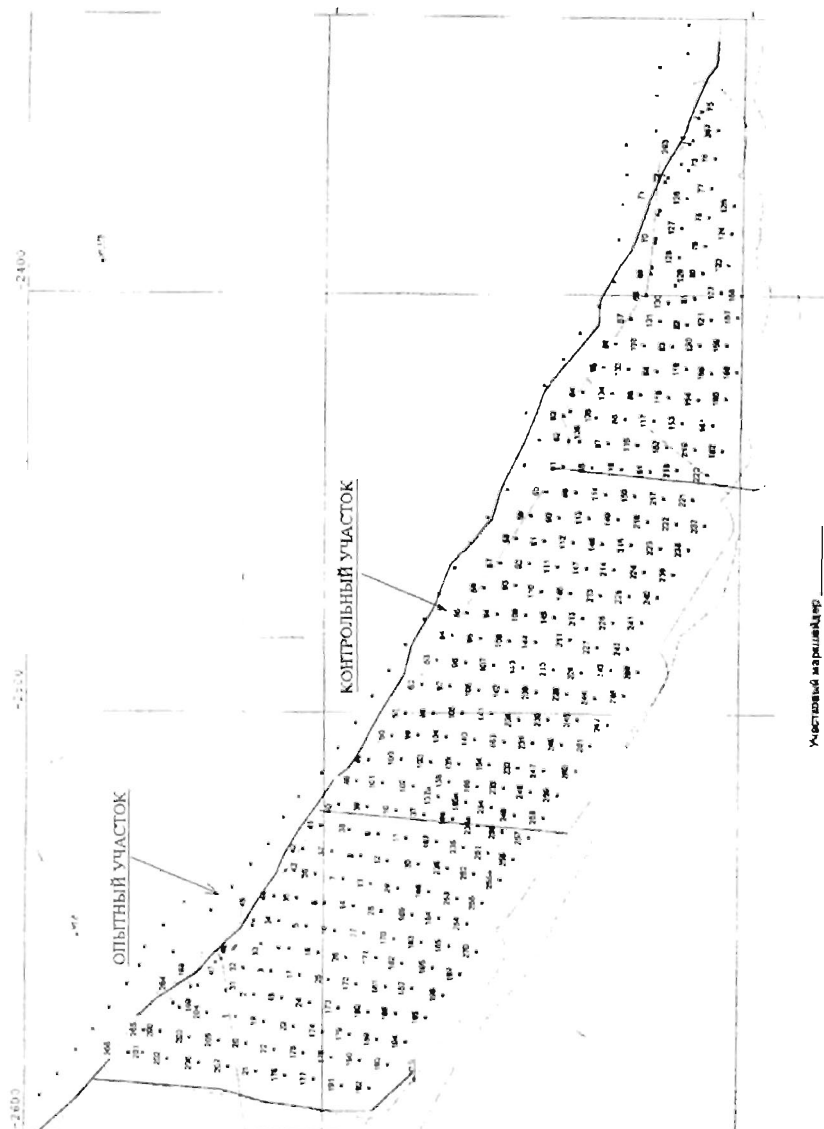


Рис.5.3.1. Проект на бурение блока гор. 214 м

Объем опытного участка взрыва составил 53900 м^3 . Количество скважин - 102, диаметр скважин - 244.5 мм. Сетка скважин шахматная (7.0×6.0 м). Число рядов скважин - 9. Тип ВВ - эмулит ВЭТ-700. Средняя глубина скважин - 14.95 м, длина

незаряжаемой части скважин - 5.33 м, длина колонки заряда - 9.62 м. Вместимость скважин по ВВ - 62.13 кг/м. Незаряжаемая часть скважин заполнена забоечным материалом, состоящим из смеси мелкой фракции щебня (две трети) и отсева дробления (одна треть). Забойка скважин производилась спустя сутки после заряжания скважин ВВ. Расход ВВ по опытному участку составил 60940 кг, фактический удельный расход ВВ - 1.131 кг/м³.

Объем контрольной части взрыва составил 55800 м³. Количество скважин - 109, диаметр скважин - 244.5 мм. Сетка скважин - шахматная (7.0×6.0 м). Число рядов скважин - 8. Тип ВВ - эмулит ВЭТ-700. Средняя глубина скважин - 14.09 м, длина незаряжаемой части скважин - 5.0 м, длина колонки заряда - 9.09 м. Вместимость скважин по ВВ - 64.23 кг/м. Расход ВВ по контрольному участку составил 63660 кг, фактический удельный расход ВВ - 1.141 г/м³.

Таким образом, можно отметить близость основных параметров и показателей БВР по опытной и контрольной частям блока горизонта 214 м. Удельный расход отличается всего на 0.88% при допуске 5%, длина незаряжаемой части скважин - на 0.33 м при допуске 0.5 м.

Замеры гранулометрического состава горной массы проводились сначала фотолинейным способом вдоль опытной и контрольной частей взрыва по средним рядам скважин (после выемки экскаватором горной массы по первым рядам скважин, представляющим зону нерегулируемого дробления). Затем в процессе выемки экскаватором сравнимых частей взрыва гранулометрический состав замерялся на отвале № 1 по разбруженным автосамосвалами кучам. По каждой разгруженной куче прокладывалось три мерные ленты и измерялись проекции кусков различных размеров на мерные ленты. Отличие замеров фотолинейным и линейным способами заключается в том, что при фотолинейном способе скрыты натуральные максимальные размеры кусков, и замеряются зачастую проекции, а не истинные размеры кусков. Кусковатость измеряется по фотографии. При линейном способе замеряются непосредственно фактические максимальные размеры кусков в натуральную величину с максимально возможной точностью.

Результаты замеров гранулометрического состава в забое экскаватора фотолинейным способом. Замеры в опытной части произведены по 10 индикатрисам, проложенным примерно через 6 м друг от друга общей протяженностью 189.9 м. В результате обработки фотопланов получены средний размер кусков горной массы 39.9 см. Выход фракции свыше 1300 мм (некондиционной для ЦПТ скальной вскрыши) составил 5.2%. Замеры в контрольной части произведены по 8 индикатрисам, проложенным примерно через 7 м друг от друга общей протяженностью 147.5 м. В результате обработки фотопланов получен средний размер кусков горной массы 40.5 см. Выход фракции свыше 1300 мм составил 5.8%. Результаты замеров фотолинейным способом показали близость значений среднего размера кусков на опытном (39.9 см) и контрольном (40.5 см) участках взрыва, а также близость выхода фракции свыше 1300 мм (5.2 и 5.8%). В качестве иллюстрации на рисунках 5.3.2-5.3.5 приведены фотографии опытного и контрольного участков после взрыва в процессе выполнения измерений.

*Работы проводились работниками горной лаборатории Инженерного центра ОАО "Ковдорский ГОК".

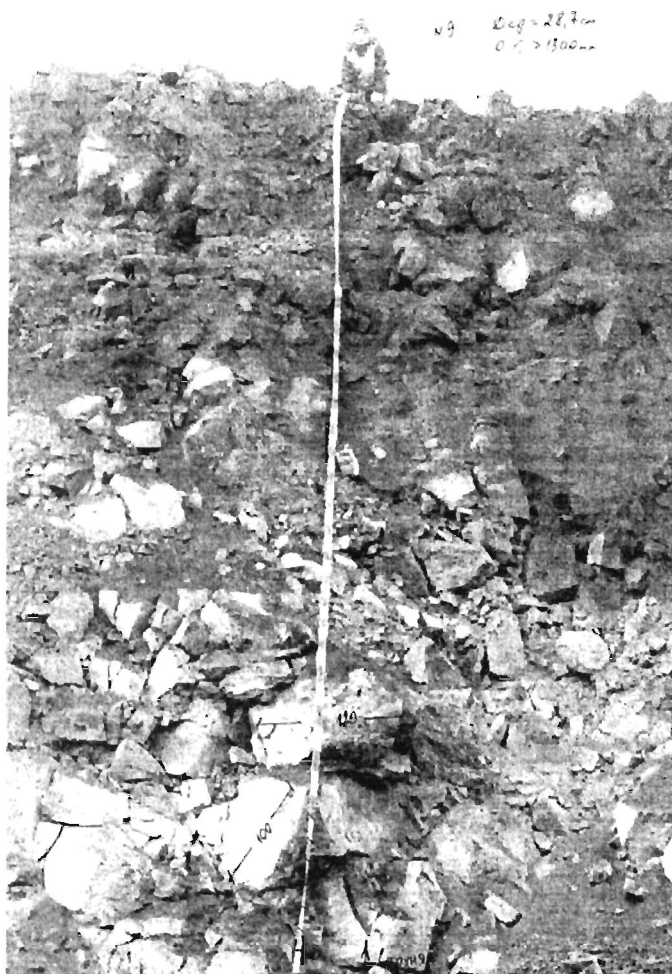


Рис.5.3.2. Опытный участок после взрыва (верх уступа).

Результаты замеров гранулометрического состава на отвале № 1 линейным способом. Замеры в опытной части произведены по 32 разгруженным автосамосвалами на отвале №1 кучам. Общая протяженность мерных лент составила 941.35 м. В результате обработки замеров получен средний размер куска горной массы 46.8 см. Выход фракции свыше 1300 мм (некондиционной для ЦПТ скальной вскрыши) составил 5.1%. Замеры в контрольной части произведены по 24 разгруженным автосамосвалами на отвале №1 кучам. Общая протяженность мерных лент составила 636.15 м. В результате обработки замеров получен средний размер куска горной массы 44.0 см. Выход фракции свыше 1300 мм составил 4.5%. Результаты замеров линейным способом на отвале № 1 показали близость значений среднего размера куска на опытном (46.8 см) и контрольном (44.0 см) участках взрыва, а также близость выхода фракции свыше 1300 мм (5.1 и 4.5%).

Показатели среднего размера куска, полученного линейным способом, оказались выше полученных фотолинейным способом на 6.9 см по опытной части,

на 3.5 см - по контрольной части, что обусловлено особенностями замеров, о которых сказано выше. Показатель выхода некондиционной для ЦПТ скальной вскрыши фракции свыше 1300 мм оказался близким по результатам замеров фотолинейным и линейным способами.



Рис. 5.3.3. Опытный участок после взрыва (низ уступа)

Распределение среднего размера куска и выхода фракции более 1300 мм по разгруженным автосамосвалами кучам по диапазонам крупности. На основании данных результатов замеров линейным способом получено распределение среднего размера куска по разгруженным автосамосвалами кучам по классам крупности и распределение выхода фракции свыше 1300 мм по разгруженным кучам по диапазонам выхода некондиционной фракции. По опытному участку взрыва из 32 обмеренных куч горной массы по 25 (78%) выход фракции свыше 1300 мм оказался выше 1%. По контрольному участку взрыва из 24 обмеренных куч горной массы по 16 (66.6%) выход фракции свыше 1300 мм оказался выше 1%. Таким образом, выход некондиционной фракции при взрывании с забойкой и без нее находится на одном уровне.



Рис.5.3.4. Контрольный участок после взрыва (верх уступа)

По опытному участку взрыва из 32 обмеренных куч горной массы по 19 (59.37%) средний размер куска оказался в диапазоне 31-50 см, по 12 кучам горной массы (37.5%) средний размер куска - в диапазоне 51-80 см. По контрольному участку взрыва из 24 обмеренных куч горной массы по 17 (70.8%) средний размер куска оказался в диапазоне 31-50 см, по 6-ти кучам горной массы (25%) средний размер - в диапазоне 51-80 см.

Как видно из результатов анализа кусковатости по отдельным кучам горной массы, какого-либо существенного улучшения качества дробления при взрывании с забойкой не произошло.

Выход мелочи и крупной фракции. На основании результатов замеров линейным способом на отвале № 1 выход крупной фракции >1000 мм по опытному участку составил 11.0%, по контрольному участку - 7.8%. Выход мелочи <200 мм по опытному участку составил 29.25%, по контрольному участку - 31.95%. Таким образом, выход мелочи и крупной фракции по сравниваемым участкам взрыва отличается незначительно.



Рис.5.3.5. Контрольный участок после взрыва (низ уступа)

Выход откинутого экскаватором негабарита и другие результаты взрывания. Выход откинутого экскаватором ЭКГ-10И негабарита составил по опытной части взрыва 0.29 %, по контрольной части взрыва - 0.27 %. Показатели выхода откинутого негабарита относительно высоки по обеим частям взрыва в сравнении с выходом негабарита на вскрышных блоках карьера, обычно не превышающим 0.2%. В то же время уже рассмотренный показатель выхода фракции >1300 мм (вывозящейся в отвал) является обычным для вскрышных блоков (около 5%), что позволяет считать результаты взрывания блока удовлетворительными, находящимися на уровне обычного взрывания в карьере рудника "Железный".

Нарекания на качество дробления со стороны экскаваторного участка рудника "Железный" по данным экрана качества забоев по опытной и контрольной частям взрыва отсутствовали. Средняя сменная производительность экскаватора ЭКГ-10И по опытной части составила 2476.5 м^3 , по контрольной - 2518.6 м^3 , что указывает на достаточно высокий уровень производительности погрузки горной массы по сравниваемым частям взрыва (разница составляет всего 1.7%).

Выводы

Таким образом, как показали измерения, выполненные фотолинейным способом в забое экскаватора и линейным способом на отвале №1, различия в показателях дробления свидетельствуют о практически одинаковой степени дробления по опытной и контрольной частям взрыва. Это согласуется с выводами, полученными в параграфе 3.3.7, согласно которым, применение забойки не дает достаточного физического основания для улучшения качества дробления и может рассматриваться скорее как защитное мероприятие при взрывании вблизи охраняемых объектов.

Практика гидротехнического, энергетического, транспортного строительства, а также имеющийся опыт постановки высоких уступов в карьерных условиях показывают, что при обоснованном подходе к решению проблемы, детальном анализе и учете основных факторов, существенно влияющих на качество контурного взрывания, обязательном привлечении маркшейдерской и геологической служб рудника на стадии проектирования каждого очередного взрыва и постоянном контроле можно обеспечить достаточно высокое качество буровзрывных работ при застколке уступов на предельном контуре карьера. Изложенные в монографии методические положения по расчету основных параметров взрывного разрушения скальных пород, а также рекомендации по технологическому обеспечению и оценке качества контурного взрывания, апробированные и подтвержденные в промышленных условиях, могут быть использованы в практике проектирования и производства буровзрывных работ при постановке высоких уступов в конечное положение.

ЛИТЕРАТУРА

1. Фещенко А.А., Эристов В.С. Контурное взрывание в гидротехническом строительстве. - М.: Энергия, 1972. - 119 с.
2. Азаркович А.Е., Фишман Ю.А., Шуфер М.И. Взрывная подготовка оснований гидротехнических сооружений. - М.: Энергоатомиздат, 1990. - 112 с.
3. Пейн Р.С., Холмс Д.К., Кларк Х.Е. Предотвращение перебора породы посредством предварительного щелеобразования по контуру выработки // Разрушение и механика горных пород / Пер. с англ. - М.: Госгортехиздат, 1962.
4. Пейн Р.С., Холмс Д.К., Кларк Х.Е. Ведение буровзрывных работ методом предварительного откола массива на строительстве Ниагарского гидроузла / Перевод № 1362. - М.: Оргэнергострой, 1962.
5. Эристов В.С. VII международный конгресс по большим плотинам // Гидротехническое строительство. - 1962. - № 6.
6. Применение метода предварительного откола массива на строительстве гидроузла Джон Холлиз Беакхед (США) / Перевод № 1389. - М.: Изд. Оргэнергострой, 1962.
7. Давыдов С.А. Контурное взрывание // Горн. журн. - 1967. - № 6.
8. Фещенко А.А., Азаркович А.Е. К расчету параметров контурного взрывания методом предварительного щелеобразования // Энергетическое строительство. - 1967. - № 1.
9. Фещенко А.А. Контурное взрывание на строительстве Красноярской ГЭС // Взрывное дело. - 1966. - № 61/18.
10. Фещенко А.А., Бечин А.П. Контурное взрывание в скальных котлованах (метод предварительного щелеобразования) // Гидротехническое строительство. - 1967. - № 3.
11. Валатка З.И. Исследования возможности повышения устойчивости бортов карьеров с помощью щелевых экранирующих врубов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. - М., 1966.
12. Временное указание по буровзрывным работам методом "гладкого взрывания". - М.: Изд. Оргэнергострой, 1964.
13. Jody Todd. Evolutions of production and wall control blasting at the EKATI™ diamond mine // NAPEGG Newsletter. - 2001. - V.18, N 1, February. - P.4.
14. Fernberg Hans. New trends in open pits // Mining & Construction. - 2002. - N 1. - P.16-17.
15. Fernberg Hans. Steeper slopes - more profit // Mining Magazine. October 2003. - 35 p.
16. Фрейберг Э.А. Постановка бортов карьеров в предельное положение с помощью контурного взрывания // Горн. журн. - 1971. - № 5. - С.32-34.
17. Управление откосами скальных уступов на карьере ЦГОКа / О.Г.Шекун, Б.И.Захарчук, А.А.Терещенко и др. // Горн. журн. - 1980. - № 5. - С.15-17.
18. Кузнецов Г.В. Внедрение эффективных методов заоткоски уступов бортов карьеров в скальных породах // Горн. журн. - 1980. - № 12. - С.18-19.
19. Шкляев А.Н., Маслов А.Г., Коротин А.М. Опыт ведения буровзрывных работ на разрезе "Междуреченский" // Уголь. -2000. - Февраль. - С.39-40.

20. Справочник взрывника / Б.Н.Кутузов, В.М.Скоробогатов, И.Е.Ерофеев и др. / Под общ. ред. Б.Н.Кугузова. - М., 1988. - 511 с.
21. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. - М.: Недра, 1974. - 520 с.
22. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон, Н.В.Гуров, В.Х.Кантор. - Изд. 5-е, перераб. и доп. - М.: Недра, 1986. - 511 с.
23. Баранов Е.Г. Короткозамедленное взрывание. - Фрунзе: Илим, 1971. - 147 с.
24. Johansson C.H., Langefors U. Short delay blasting in Sweden // Mine and Quarry Engineering. - 1951. - B.17. - S.287.
25. Kota I. Die Millisekunddenzündung // Vhli (Prag). - 1953. - B.3, H.7/8. - S.210-17.
26. Покровский Г.И. Теоретические предпосылки короткозамедленного взрывания // Короткозамедленное взрывание. - М.: Углетехиздат, 1958. - С.5-12.
27. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. - М.: Госгортехиздат, 1962. - 199 с.
28. Гаек Ю.В. Исследование процесса разрушения уступа и выбор рационального времени замедления при взрывании скважинных зарядов на карьерах: Дис. ... канд. техн. наук. - Л., 1961. - 147 с.
29. Баранов Л.В. Экспериментальное исследование КЗВ // Изв. вузов. - Горн. журн. - 1961. - № 8. - С.126-132.
30. Баум Ф.А. Процессы разрушения горных пород взрывом // Взрывное дело, 42/9. - М.: Недра, 1963. - С.2620-285.
31. Евстропов Н.А. Взрывные работы на строительстве. - М.: Стройиздат, 1965. - 208 с.
32. Дядечкин Н.Г. Исследование мгновенного и короткозамедленного способов взрывания при массовом обрушении руды в условиях шахт Кривбасса: Дис. ... канд. техн. наук. - Кривой Рог, 1964.
33. Булич Ю.П. Исследование короткозамедленного способа взрывания шпуровых зарядов при проходке шахтных стволов в Кривбассе: Дис. ... канд. техн. наук. - Днепропетровск, 1963.
34. Садовский М.А. Сейсмический эффект взрывов. - М.: Госгортехиздат, 1939.
35. Садовский М.А. Оценка сейсмически опасных зон при взрывах. - Тр. / Сейсмологич. ин-т АН СССР, 1941. - Вып.106. - С.64-73.
36. Садовский М.А. Простейшие приемы определения сейсмической опасности при взрывах. - М.: Изд. ИГД им. А.А.Скочинского АН СССР, 1946. - 29 с.
37. Богацкий В.Ф., Фридман А.Г. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. - М.: Недра, 1982. - 162 с.
38. Цейтлин Я.И., Смолий Н.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов. - М.: Недра, 1981. - 192 с.
39. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. - М.: Недра, 1976. - 271 с.
40. Азаркович А.Е., Шуйфер М.И., Тихомиров А.П. Взрывные работы вблизи охраняемых объектов. - М.: Недра, 1984. - 213 с.
41. Механический эффект подземного взрыва / В.Н.Родионов, В.В.Адушкин, В.П.Костюченко и др. - М.: Недра, 1971. - 224 с.
42. Механический эффект взрыва в грунтах / И.А.Лучко, В.А.Шлаксий, Н.С.Ремез и др. - Киев: Наукова думка, 1989. - 232 с.

43. Миронов П.С. Взрывы и сейсmobезопасность сооружений. - М.: Недра, 1973. - 168 с.
44. Сейсмическое действие взрыва в горных породах / А.А.Кузьменко, В.Д.Воробьев, И.И.Денисюк, А.А.Дауетас. - М.: Недра, 1990. - 173 с.
45. Цейтлин Я.И. Определение скорости смещения грунта вблизи цилиндрического и плоского зарядов / Минмонтажспецстрой СССР. Реф. информация о передовом опыте. Сер. V. Спец. работы в промышленном строительстве. - 1970. - Вып.7-8 (53-54). - С.12-15.
46. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. - М.: Физматгиз, 1959. - 800 с.
47. Коул Р. Подводные взрывы. - М.: ИЛ, 1950. - 494 с.
48. Черный Г.И., Михалюк А.В. Об эффективности зарядов с воздушными промежутками при проходке подземных сооружений взрывом в сжимаемых грунтах // Взрывное дело. - 71/28. - С.74-81.
49. Справочник инженера-шахтостроителя. В 2 томах. Т.1 / Под общ. ред. В.В.Белого. - М.: Недра, 1983. - С.225-226.
50. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. - М.: Недра, 1976. - 271 с.
51. Фокин В.А. О расчете параметров газовой полости при подводном взрыве / АН СССР, Кол. науч. центр, Горн. ин-т. - Апатиты, 1986. - 21 с. Деп. в ВИНИГИ 04.07.86, № 4886-В86.
52. Фокин В.А. О причинах хрупкого разрушения скальных пород вблизи поверхностей обнажения // Изв. вузов. Горн. журн. - 2000. - № 4. - С.1-9.
53. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. - М.: Недра, 1977. - С.40.
54. Покровский Г.И. Взрыв. - М.: Недра, 1973. - С.148.
55. Исаков А.Л., Коковкин В.П. Модельные исследования поведения забойки и расчет импульса при взрыве скважинных зарядов // ФТПРПИ. - 1979. - № 4. - С.29-38.
56. Александрова Н.И., Шер Е.Н. Влияние забойки на разрушение горных пород взрывом цилиндрического заряда // ФТПРПИ. - 1999. - № 5. - С.42-52.
57. Ляхов Г.М. Волны в грунтах и пористых многокомпонентных средах. - М.: Наука, 1982. - 288 с.
58. Фокин В.А. К вопросу обеспечения сейсмической безопасности буровзрывных работ при подземном строительстве в условиях городской застройки // Проблемы развития транспортных и инженерных коммуникаций. - 2000. - № 1. - С.32-36.
59. Фокин В.А., Александров В.А., Тогунов Б.М. Методика оценки качества контурного взрывания на карьерах // Горн. журн. - 2003. - № 3. - С.30-33.

	Стр.
ПРЕДИСЛОВИЕ	5
ВВЕДЕНИЕ	7
1. КРАТКИЙ ОБЗОР СОСТОЯНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОСТАНОВКЕ СКАЛЬНЫХ УСТУПОВ В КОНЕЧНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ.....	11
1.1. Транспортное, энергетическое и гидротехническое строительство.	11
1.2. Карьерные условия	17
1.3. Краткий обзор существующих методик расчета основных параметров взрывания	45
1.4. Выводы	53
2. ОБОСНОВАНИЕ БАЗОВЫХ РАСЧЕТНЫХ ФОРМУЛ	55
2.1. О параметрах начального состояния продуктов детонации	55
2.2. О механизме передачи энергии взрыва в породу и необходимых энергозатратах на ее разрушение и выброс	63
2.3. О формировании волны напряжения и определении коэффициента сейсмичности массива	68
3. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ И ПРОИЗВОДСТВУ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОСТАНОВКЕ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ	85
3.1. Инженерно-геологическое и маркшейдерское обеспечение проектирования и производства буровзрывных работ	85
3.2. Общие принципы проектирования буровзрывных работ	87
3.3. Обоснование технологии и параметров взрывания предконтурных блоков	91
3.3.1. Обоснование размеров охранной зоны и предконтурного блока	93
3.3.2. Особенности выбора диаметра контурных зарядов и обоснование параметров контурного взрывания	96
3.3.3. Обоснование параметров отбойки предконтурного породного слоя	109
3.3.4. Обоснование интервалов замедления для отбойных скважинных зарядов	121
3.3.5. Особенности контурной и предконтурной отбойки при вынужденном использовании скважин большого диаметра	124
3.3.6. Ограничение числа рядов отбойных скважин на блоке и управление схемой взрывания	134
3.3.7. О целесообразности использования сыпучей забойки взрывных скважин и ее эффективной длине	142
3.3.8. Об эффективной длине отбойных скважинных зарядов и предельной высоте взрываемого уступа	149
3.3.9. Особенности производства буровзрывных работ в сложных геолого-структурных условиях	152

	Стр.
3.3.10. Техническое обеспечение буровзрывных работ при заоткоске уступов на предельном контуре карьера	157
4. ИНСТРУМЕНТАЛЬНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ И НАБЛЮДЕНИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА	165
4.1. Инструментальное и методическое обеспечение сейсмонаблюдений	165
4.2. Инструментальное и методическое обеспечение объективного контроля качества заоткоски уступов	170
5. РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ РАБОТ	175
5.1. Опытнo-промышленные испытания с применением скважин уменьшенного диаметра	175
5.2. Опытнo-промышленные испытания с применением скважин обычного диаметра	200
5.3. Результаты опытного взрывания с забойкой отбойных скважин	217
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	224
ЛИТЕРАТУРА	225

CONTENTS

	Page
PREFACE.....	5
INTRODUCTION	7
1. A SHORT REVIEW OF THE STATE OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS DURING FINAL SLOPING OF BENCHES	11
1.1. Transport, power supply and hydroengineering construction	11
1.2. Pit conditions	17
1.3. A short review of existing methods of calculation of blasting main parameters	45
1.4.. Basic conclusions	53
2. SUBSTANTIATION OF BASIC CALCULATION FORMULAS	55
2.1. On parameters of initial state of detonation products	55
2.2. On the mechanism of explosive energy transfer to rock and necessary energy inputs in its destruction and outburst	63
2.3. On formation of stress wave and finding the coefficient of seismicity of the massif	68
3. GENERAL REGULATIONS OF DESIGNING AND CARRYING OUT DRILLING AND BLASTING OPERATIONS DURING FINAL SLOPING OF BENCHES	85
3.1. Engineering-geological and surveyor support of designing and carrying out drilling and blasting operations	85
3.2. General principles of designing drilling and blasting operations during final sloping of benches	87
3.3. Substantiation of technology and parameters of precontour blocks blasting	91
3.3.1. Substantiation of dimensions of safety area and precontour block	93
3.3.2. Peculiarities of choosing the diameter of contour charges and substantiation of parameters of contour blasting	96
3.3.3. Substantiation of parameters of precontour blasting	109
3.3.4. Substantiation of delay intervals for blasting	121
3.3.5. Peculiarities of contour and precontour breaking during forced use of large diameter blast holes	124
3.3.6. Restriction of the number of rows of blasting holes on a block and blasting pattern control	134
3.3.7. On the expediency of loose stemming of blast holes and its efficient length	142
3.3.8. On the efficient length of hole charges and the maximum height of the bench to be blasted	149
3.3.9. Peculiarities of carrying out drilling and blasting operations in complex geological -structural conditions	152
3.3.10. Technical support of drilling and blasting operations during bench sloping	157

	Page
4. INSTRUMENTAL SUPPORT OF CONTROL AND OBSERVATIONS WHEN CARRYING OUT DRILLING AND BLASTING OPERATIONS	165
4.1. Instrumental and methodical support of seismic observations	165
4.2. Instrumental and methodical support of unbiased quality control of bench sloping	170
5. EXPERIMENTAL RESULTS	175
5.1. Pilot-industrial tests while using smaller diameter blast holes	175
5.2. Pilot-industrial tests while using regular diameter blast holes	200
5.3. Results of pilot blasting with blast holes stemming	217
CONCLUSION	224
REFERENCES	225

Научное издание

В.А.Фокин

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОИЗВОДСТВО
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОСТАНОВКЕ УСТУПОВ
В КОНЕЧНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ
ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Редактор Е.М.Филатова

Технический редактор В.А.Ганичев

Лицензия ПД 00801 от 06 октября 2000 г.

Подписано к печати 25.05.2004

Формат бумаги 70х108 1/16.

Бумага офсетная. Печать офсетная. Гарнитура Times/Cyrillic

Усл.печ.л. 20.3. Заказ № 49. Тираж 100 экз.

Российская Академия Наук

Ордена Ленина Кольский научный центр им.С.М.Кирова
184209, Апатиты, Мурманская область, ул.Ферсмана, 14