

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРАХ ТОМСКОГО РАЙОНА

М. К. ЦЕХИН

(Представлено научно-технической конференцией по использованию минеральных ресурсов Томского экономического района)

Внеочередной XXI съезд КПСС наметил грандиозную программу промышленного и гражданского строительства в нашей стране. Важное место в выполнении этой программы отводится промышленному и жилищному строительству, а также строительству дорог в Сибири. Заметно расширилось за последние годы строительство в Томской области и особенно в областном ее центре—городе Томске. С каждым годом растет потребность города в местных строительных материалах, добыча которых осуществляется взрывным способом. Особенно возрастает потребность в бутовом камне для кладки фундаментов, строительном щебне и известняке для получения извести. Так, если в 1940 году город потреблял лишь 2500—3000 м³ строительного камня, то в 1959 году потребность его достигла 60000 м³.

В настоящее время карьер в районе Степановки является пока единственным в Томске горным предприятием по добыче бутового камня и щебня. Месторождение расположено около города Томска, в 2 км, к востоку от станции Томск-1.

Площадь карьерного поля составляет 27,5 га. Участок имеет форму крутого водораздельного мыса, омываемого с трех сторон водами реки Ушайки и вытянутого в северо-восточном направлении. Участок имеет крутые склоны и резко выполаживается к долине. На севере он граничит с лесной дачей Томского горлесхоза. Разработка месторождения производится со стороны восточного и западного склонов участка. Основные производственные сооружения, а также жилые помещения размещены в южной части месторождения. С городом карьер соединен автодорогой, служащей основной магистралью для транспортировки камня и щебня на строительные площадки.

В геологическом отношении Степановское месторождение бутового камня представлено песчано-глинистой толщей нижнего карбона. Песчаники залегают в глинистых сланцах в виде отдельных сильно рассланцованных в поперечном направлении пачек мощностью от нескольких сантиметров до 10 м и более. Вся толща имеет северо-восточное простирание и крутое падение на восток под углом 53—89°.

Песчано-глинистую толщу пересекает дайка кварцевого монзонит-порфира мощностью 27 м (с учетом 6 м выветрелых пород, пригодных для переработки на щебень). Длина дайки по простира-

нию 189 м, падение почти вертикальное. Коэффициент крепости по род по шкале проф. М. М. Протодяконова колеблется от 2 до 6. Мощность наносов — от 1,7 до 10,0 м.

Общие запасы месторождения на 1 января 1957 года составляли 872000 м³, из которых около половины имеют промышленное значение. Большая часть песчаника верхних слоев имеет низкое качество, содержит много прослоек суглинков, обладает недостаточной механической прочностью (170—200 кг/см²).

Горные работы в карьере ведутся в основном в одну смену. Они выполняются персоналом, состоящим из одного бурильщика, 3—4 забойщиков, компрессорщика, взрывника, машиниста экскаватора, помощника машиниста и горного мастера.

Отбойка камня производится взрывным способом.

В основании забоя, представляющего собой крутой (в 65—70°) уступ, высотой в 27 метров, выбуривается 1—2 ряда горизонтальных или слабо наклонных шнуров в 2,5—3,0 м, диаметром 36—42 мм. Обрушение уступа достигается последовательным взрыванием зарядов, производимым огненным способом. В каждый шнур размещается 2,0—2,5 кг аммонита № 6.

В результате первичного рыхления и последующей оборки нависших глыб и заколов в основании уступа образуется навал щебня, бута и крупных глыб, линейные размеры которых колеблются от нескольких десятков сантиметров до 2—5 метров. Характерно, что крупные глыбы, полученные в результате первичной отбойки, составляют здесь до 50—60% объема всей обрушенной горной массы и для доведения до кондиционных размеров требуют вторичного дробления накладными зарядами.

Расход ВВ на кубометр бута и щебня колеблется от 200 до 300 граммов.

В течение смены бурильщик ручным бурильным молотком РП-17 или ОМ-506 пробуривает 9—16 шнуров, длиной 2,5—3,0 м. При сменной норме в 54—82 м³ (в зависимости от крепости породы) фактический выход разрушенной горной массы с комплекта шнуров достигает 100—120 м³ и с 1 пог. м шнура — 2—4 м³.

Себестоимость камня франко-самосвал на погрузочной площадке карьера за 1958 год составила 10 руб. 99 коп. за 1 м³.

Анализируя буровзрывные работы в карьере, нетрудно убедиться в том, что принятый здесь шнуровой метод для уступа высотой почти в 30 м сложенного породами, склонными к самообрушению, является нецелесообразным и опасным для работающих. Возникает необходимость в повторном рыхлении большого количества глыб песчаника и монзонит-порфира. Затруднены и опасны погрузочные работы. После взрывания нижних рядов шнуров в уступе образуется крутой навес, вызывающий опасность от самообрушения пород в момент погрузки.

Благодаря наличию в кровле неубранных наносов обрушенная порода загрязняется глиной, дерном, осложняется работа карьера, снижается качество получаемого каменного материала.

Показатели хорошего взрыва характеризуются максимальной безопасностью и экономичностью работ. В связи с этим основными требованиями, предъявляемыми к буровзрывным работам в карьере, должны быть:

а) нормальное первичное дробление взорванной массы при оптимальной для данных условий высоте уступа;

б) нормальный отрыв породы по подошве и сохранение профиля всего уступа;

в) соблюдение оптимальной ширины и высоты развала взорванной массы;

г) максимальное сокращение объема вспомогательного бурения и взрывания, в том числе взрывания накладными зарядами;

д) обеспечение производительной работы экскаватора;

е) сокращение затрат времени, труда, энергии и материалов (в том числе взрывчатых) на единицу продукции.

Опыт работы многих карьеров малой и средней производительности убедительно показывает, что эти требования выполнимы. В целях повышения эффективности буровзрывных работ в карьерах Томского экономического района следовало бы прежде всего заменить шпуровой метод методом взрывания колонковых зарядов в скважинах небольшого диаметра. Это особенно важно в связи с намечающимся развитием добычи бутового камня в районе мощного Ларинского месторождения крепких песчаников в 20 км от города Томска и известняка в районе Каменского месторождения.

Вертикальные и наклонные скважины диаметром в 100 мм можно успешно бурить новым высокопроизводительным бурильным агрегатом БА-100. В этой машине применен ударно-вращательный погружной пневматический молоток М-1700. Агрегат состоит из станка, укрепляемого на распорной колонке (для подземных условий бурения) или на передвижной тележке (в условиях бурения в карьере), става штанг и пневматического молотка с бурильной коронкой. При бурении став штанг с закрепленным на нем молотком приводится во вращение и подается на забой скважины. Сжатый воздух и вода (воздушно-водяная смесь) под рабочим давлением в 5—6 атм подается по внутренней полости штанги. Станок достаточно удобен в работе и имеет относительно небольшой вес (220 кг.)

Промышленные испытания агрегата на руднике Темир-Тау (Горная Шория) показали, что он даже при крепких породах ($f=10-18$) обеспечивает сменную производительность в 12—23 пог. м скважины на станок [1]. При среднем выходе руды и породы в 10,2 м³ на 1 пог. м скважины сменная производительность агрегата составляет 120—240 м³ и является весьма высокой в сравнении с показателями, получаемыми на Степановском карьере, хотя здесь породы отличаются незначительной крепостью ($f=2-5$).

При использовании бурового агрегата БА-100 имеется возможность принять любую высоту уступа в пределах до 30 метров и бурить скважины параллельно откосу уступа.

Расположение скважин параллельно откосу уступа и рассредоточенное расположение заряда по всей длине скважины, как показал опыт ведения взрывных работ на Блявинском карьере [2], позволяет значительно улучшить дробление пород, до минимума сократить вторичное рыхление и удельный расход ВВ, сохранить постоянным угол откоса борта уступа, устранить образование заколов и уменьшить трудоемкость оборки забоев. Надо заметить, что для карьеров большой производительности в настоящее время намечается использование мощных самоходных бурильных машин БМ-150 КС с погружным перфоратором М-150. Производительность этой машины по данным технической характеристики для пород крепостью 10—12 по шкале проф. М. М. Протождяконова достигает 60—70 м в смену [3].

Важным резервом буровзрывных работ при взрывании зарядов в глубоких скважинах, как установлено многочисленными данными отечественной и зарубежной практики, является также короткозамедленное взрывание зарядов [4, 5, 6, 7]. В настоящее время на горные предприятия страны поставляются стандартные электродетонаторы ко-

роткозамедленного действия с интервалами замедления в 25, 50, 75, 100, 150 и 200 м/сек. Опыт показывает, что интервал замедления в 25 м/сек для последовательного взрывания зарядов в скважинах, отстоящих одна от другой на 5—6 м, является оптимальным.

Короткозамедленное взрывание позволяет в значительной мере управлять действием взрыва, обеспечивает снижение сейсмического эффекта, уменьшение выхода негабарита и получение более кучного развала взорванной горной массы. Оно значительно уменьшает образование заколов, забой лучше подготавливается и оконтуривается для последующего бурения скважин. Обеспечивается возможность эффективного взрывания как при однорядном, так и при многорядном расположении скважин. Как показывает опыт работы карьеров треста „Союзасбест,“ Амвросиевского, Каракубского, Кара-Таусского и многих других, в том числе зарубежных, короткозамедленное взрывание дает возможность вести горные работы с большей безопасностью, значительно увеличить производительность труда и снизить себестоимость добычи полезного ископаемого.

Состоявшееся 26—28 ноября 1958 года в Москве научно-техническое совещание по вопросам теории и практики короткозамедленного взрывания, созванное Межведомственной комиссией по взрывному делу АН СССР и Всесоюзным научно-техническим горным обществом, рекомендовало широкое внедрение этого способа взрывания в практику как подземных, так и открытых горных работ.

По заключению Производственно-экспериментального управления Союзвзрывпрома, сделанному на основе проведенных многочисленных наблюдений, особенно хороший результат получается при короткозамедленном взрывании пород в уступе „через скважину“.

Анализ практики и технико-экономические показатели буровзрывных работ на карьерах небольшой производительности, подобных карьерам Томского района, показывают, что наилучшее дробление породы в результате первичного взрыва, высокая производительность при достаточно хорошей экономичности и безопасности работ могут быть достигнуты при следующих условиях.

Высота уступа при вертикальных скважинах—8—10 м; при скважинах, параллельных откосу уступа,—10—15 м. Известно, что даже на крупных карьерах высота уступов принимается в пределах 10—15 м. Правда, имеются примеры хорошей работы карьеров при значительно большей высоте уступов, но они единичны и характерны для определенных горногеологических условий. Так, например, на карьерах Амвросиевского цементного завода (Сталинская область, УССР) уступы, сложенные мергелем, имеют высоту 20 м и более. Ввиду слабой устойчивости откосов применение вертикальных скважин здесь оказалось невозможным, так как в нижней части уступа необходимо помещать очень сильные сосредоточенные заряды, разрушающие массив за линией скважин. Переход на взрывание колонковых зарядов в наклонных скважинах ($d=130—135$ мм), параллельных уступу, уменьшил величину сопротивления по подошве на 8—10 м. В связи с этим появилась реальная возможность эффективно разрабатывать месторождение уступами высотой до 25 м с применением самоходных станков вращательного бурения КА-2М-300, установленных на тракторных гусеничных тележках.

При вертикальном расположении скважин в разрезе № 2 „Волчанскуголь“ хорошо зарекомендовала себя схема, совмещающая дробление основной части массива котловым зарядом в подошве уступа с колонковыми зарядами, производящими дробление верхней части массива и заоткоску вновь образуемой боковой поверхности уступа.

В породах крепких и монолитных, когда борт уступа почти вертикален, эффективно используются вертикальные скважины с перебуром или с котловым расширением в основании. Однако, как показывает опыт работы карьеров, лучшие результаты для высоких и недостаточно устойчивых уступов дает расположение скважин, параллельное откосу уступа.

Вес заряда для вертикальных скважин может быть вычислен по удельному расходу ВВ „ q “ и объему взрываваемой породы

$$Q = q W a \frac{H}{\sin \alpha}, \text{ кг,}$$

где q — расход ВВ на 1 м³ взрываваемой породы в плотном теле, кг;

W — расчетная линия сопротивления по подошве, м;

a — расстояние между скважинами в ряду, м;

α — угол наклона откоса уступа;

H — высота уступа, м.

Вес заряда по длине зарядной емкости скважины

$$Q = \gamma l_{\text{зар}},$$

где $\gamma = \frac{\pi d^2}{4} \Delta$ — вес заряда в одном метре скважины, кг;

d — диаметр скважины, м;

Δ — плотность заряжения, кг/м³;

$l_{\text{зар}}$ — длина заряженной части скважины, м (для уступов высотой в пределах 10–20 м, $l_{\text{зар}} = 0,7 H$).

Параметры сетки скважин могут быть рассчитаны по уравнению

$$W = \sqrt{\frac{\gamma \kappa}{q m}};$$

здесь: κ — коэффициент заполнения скважины зарядом;

$m = \frac{a}{W}$ — показатель сближения зарядов. Величину его рациональ-

но принимать равной: 0,8 — при плотных монолитных породах и при породах с горизонтальной слоистостью; 1,0–1,2 — при породах с вертикальной слоистостью, параллельной фронту забоя; 0,6–0,8 — при породах с вертикальной слоистостью, перпендикулярной фронту забоя.

При наклонном расположении скважин в уступе методика расчета зарядов остается аналогичной.

Заряд в интересах более равномерного дробления породы по всему уступу целесообразно распреоточивать. Положительный опыт работы Еленовского рудоуправления указывает на целесообразность размещения 60–80% заряда в нижней половине скважины и 40–20% — в верхней. Длина столба разделяющей забойки обычно принимается примерно в 15% высоты уступа, а высота столба основной забойки в устье скважины — равной или несколько большей линии наименьшего сопротивления.

ЛИТЕРАТУРА

1. Дехтярев С. И. и Чинакал Н. А., Горный журнал, № 1, 1956.
2. Бычков Ф. М., Горный журнал, № 4, 1956.
3. Емельянов П. М., Кузнецов С. Н. Горный журнал, № 5, 1959.
4. Стугарев А. С., Уголь, № 1, 1959.
5. Левчик С. П., Горный журнал, № 11, 1956.
6. Коваженок А. В., Пуго А. М., Докс М. Е., Вертлейб Л. К. Горный журнал, № 4, 1957.
7. Кушнарев Д. М., Горный журнал, № 6, 1957.