Записки Ленинградского ордена Ленина и ордена Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. LXIII, вып. 1, 1972 г.

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ОБВОДНЕННЫХ СКАЛЬНЫХ ПОРОД ДРАГЛАЙНАМИ

Г. С. Михайлов, Х. С. Девлет-Кильдиев, Л. А. Слуцман

На многих действующих карьерах нерудные полезные ископаемые добывают только до уровня подземных вод, а большие запасы сырья, залегающего ниже уровня водоносного горизонта, считаются забалансовыми и не разрабатываются. Глубину разработки месторождений можно увеличить за счет обводненных запасов, используя драглайны, которые обеспечивают выемку взорванной горной массы из-под воды с большой глубины [1, 3].

Так, на одном из отечественных карьеров [1] взорванные скальные породы крепостью $f=2\div3$ извлекают из-под воды при помощи драглайна Э-2001 с ковшом емкостью 2 $м^3$ при глубине разработки до 12 *м*. Горную массу разгружают в навал для обезвоживания, откуда через 5—7 дней грузят мехлопатами в автосамосвалы и вывозят на склад. В 1968 г. на карьере успешно внедрен для выемки пород из-под воды драглайн ЭШ-4/40.

На карьере Витебского комбината известковых материалов разрабатывают доломитовое месторождение «Руба», расположенное на левом берегу Западной Двины [3]. Полезная толща, сильно трещиноватая и с высокой степенью фильтрации пород, залегает в зоне мощного водоносного горизонта, непосредственно связанного с рекой. Лишь верхняя часть толщи мощностью 4—8 *м* не обводнена. Обводненные доломиты ($f=5\div8$) отрабатывают на глубину 15 *м* с предварительным рыхлением пород буровзрывным способом. Скважины бурят станками канатно-ударного бурения, взрывают — с помощью алюмотола. Выемку взорванной горной массы из-под воды осуществляют драглайном ЭШ-5/45, оборудованным ковшом емкостью 4 $м^3$, с укладкой пород в штабель на рабочей площадке. После некоторого обезвоживания доломит отгружают мехлопатой Э-2503 в автосамосвалы и транспортируют на перерабатывающий завод. Объем добычи из-под воды составляет 900 тыс. *т* в год.

На карьере мела и глин Балаклейского цементного завода для разработки обводненной меловой толщи используют драглайн ЭШ-5/45 с ковшом емкостью 5 $м^3$. Глубина разработки составляет 10 *м*. Мел укладывается драглайном на рабочую площадку в навал, откуда экскаватором ЭКГ-4,6 отгружается в автосамосвалы и транспортируется в отделение глиноболтушек.

В США на карьере фирмы Mayle Industries шагающий драглайн с перфорированным ковшом емкостью 7,3 $м^3$ извлекает взорванную по-

роду (известняк) из подводного забоя глубиной 15—17 *м* и укладывает ее в штабель. По мере обезвоживания известняк грузят в автосамосвалы при помощи двух автопогрузчиков с ковшами емкостью 3,8 и 6 $м^3$. Производительность предприятия — свыше 1 млн. *т* в год.

Возможные технологические схемы экскавации взорванной горной массы из обводненного забоя могут быть классифицированы: 1) по способу разгрузки ковша драглайна (в средства транспорта или в штабель-навал на рабочей площадке); 2) по способу установки драглайна (на целике или на развале взорванной горной массы). Эти схемы имеют ряд общих черт.

Массив пород подготавливают к выемке в любом случае буровзрывным способом. Буровое и погрузочно-транспортное оборудование располагают на сухой рабочей площадке, которая возвышается над уровнем воды на менее чем на 1 *м* и заполняет выработанное пространство карьера. Взрывные скважины бурят станками различных типов в зависимости от прочности, трещиноватости и однородности структуры пород. Практика показывает, что при наличии в полезной толще локализованных участков пород разной прочности и трещиноватости наиболее предпочтительны станки ударно-канатного бурения [1, 3], в сравнительно прочных, нетрещиноватых породах — станки шарошечного бурения. Во всех технологических схемах в качестве погрузочного оборудования предполагается использовать мощные драглайны с тяжелыми ковшами емкостью 4 $м^3$ и более, способными внедряться во взорванную скальную массу.

Рассмотрим подробнее особенности и область применения каждой из указанных схем и сочетаний.

Разработка обводненных скальных пород драглайнами с непосредственной разгрузкой ковша в транспортные средства позволяет избежать повторной экскавации горной массы и уменьшить ширину рабочей площадки по сравнению со схемой, предусматривающей образование промежуточного штабеля. При этом в соответствии с емкостью ковшей экскаваторов может быть использован колесный транспорт грузоподъемностью не менее 30—40 *т* или конвейеры, оборудованные бункерами-питателями емкостью 12—15 $м^3$ и более. Учитывая номенклатуру выпускаемого карьерного оборудования, такая технологическая схема наиболее целесообразна при железнодорожном транспорте, парк которого составляют думпкары грузоподъемностью 50—100 *т* и более. Однако из-за ряда специфических условий на карьерах нерудной промышленности железнодорожный транспорт используется ограниченно (менее чем на 3% от всего количества карьеров). Медленно внедряются автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 *т*, а автосамосвалы большей грузоподъемности, так же как и конвейерные бункеры-питатели большой емкости, до сих пор серийно не выпускаются. Кроме того, при погрузке в транспорт производительность драглайна снижается по сравнению с работой в отвал [4], уменьшается безопасность из-за трудности центрирования и стопорения ковша над кузовом. За время выемки порода в ковше экскаватора недостаточно обезвоживается (даже если ковш перфорирован) и поступает в транспортные емкости в водонасыщенном состоянии. Это увеличивает вес груза и значительно усложняет перевозку, а нередко делает ее и вообще невозможной. Поэтому на практике такая технологическая схема не встречается. В перспективе она может быть весьма эффективна в сочетании с конвейерным транспортом, оборудованным перфорированными бункерами и транспортерами-питателями с перфорированной лентой.

В производственных условиях драглайны извлекают обводненные скальные породы исключительно с разгрузкой в промежуточный шта-

бель на рабочей площадке. Схема с установкой экскаватора на развале взорванной горной массы не применяется.

При расположении на целике экскаватор черпает горную массу, перемещаясь вдоль уступа (рис. 1), причем, благодаря траектории движе-

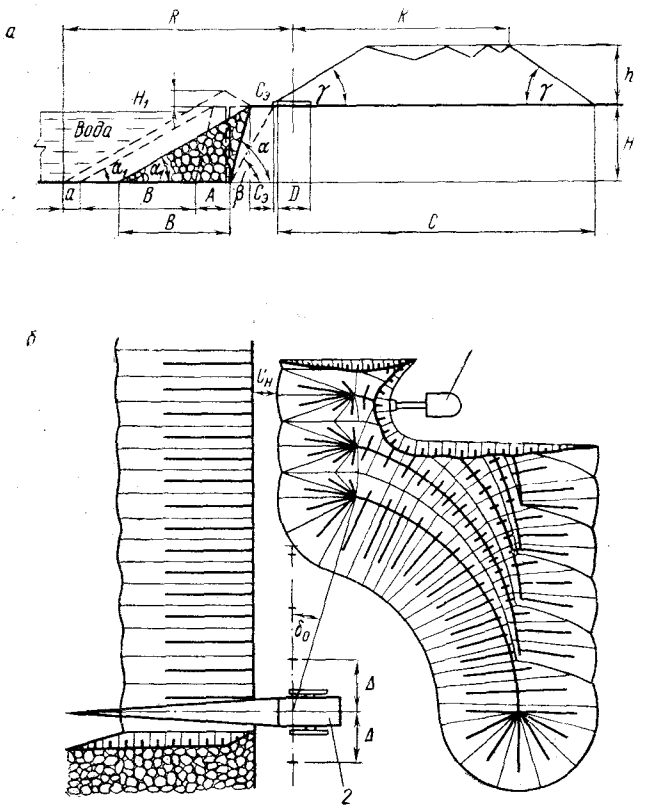


Рис. 1. Схема разработки скальных пород из-под воды при расположении драглайна на целике: *а* — поперечный разрез; *б* — план

1 — мехлопата; *2* — драглайн

ния ковша, после окончания процесса черпания в каждой точке стояния драглайна в забое остается буфер взорванной породы треугольного сечения с углом естественного откоса. Горную массу разгружают на рабочей площадке в навал (штабель), имеющий сложную конфигурацию. Его форма в каждой точке стояния драглайна образована последовательной отсыпкой конусов породы. Вершины конусов расположены по дуге окружности с радиусом, равным радиусу разгрузки, и образуют верхнее ребро (хребет) навала, а боковая поверхность пересекается с поверхностью ранее отсыпанной породы.

Для определения приращения объема навала V при последовательных передвижках драглайна рассмотрим рис. 2, где в координатах изображены фигуры оснований двух навалов, образованных в точках стояния драглайна x' и x'' и сдвинутых один относительно другого по оси абсцисс на величину шага передвижки драглайна Δ. Горизонтальные сечения навала представляют собой подобные фигуры, поэтому при шаге передвижки драглайна Δ приращение объема навала

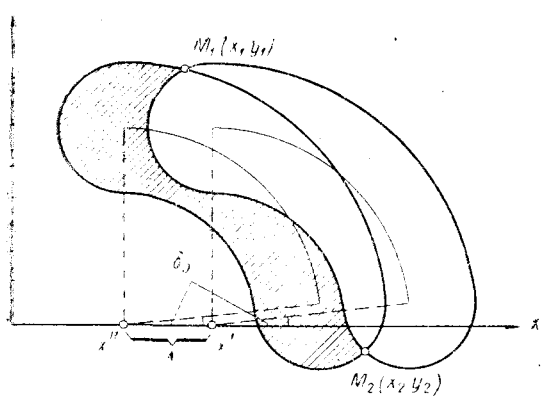


Рис. 2. Схема расчета приращения площади основания навала при перемещении драглайна на величину шага передвижки Δ

$$V(\Delta) = \frac{1}{3} h\omega, \qquad (1)$$

где h — высота навала, *м*; ω — площадь приращения основания навала (на рис. 2 заштрихована), $м^2$.

Высота навала задается в зависимости от вида оборудования, разрабатывающего навал. Поэтому нужно определить только величину ω. Можно доказать, что

$$\frac{d\omega}{d\Delta} = f(\Delta), \qquad (2)$$

$$f(\Delta) = |y_1 - y_2|, \qquad (3)$$

где y_1 и y_2 — ординаты точек M_1 и M_2 (см. рис. 1).

На основании уравнений (1) и (2)

$$V(\Delta) = \frac{1}{3} h \int_0^{\Delta} f(t)\, dt, \qquad (4)$$

где t — переменная интегрирования.

Для вычисления интеграла по методу Симпсона в выражении (4) разработана программа для ЭЦВМ на языке «Алгол-60». Исходные данные программы — высота и угол откоса навала, радиус разгрузки экскаватора и первоначальный угол разгрузки. Программа реализована на ЭЦВМ «Одра-1204». Результаты расчета иллюстрируются рис. 3.

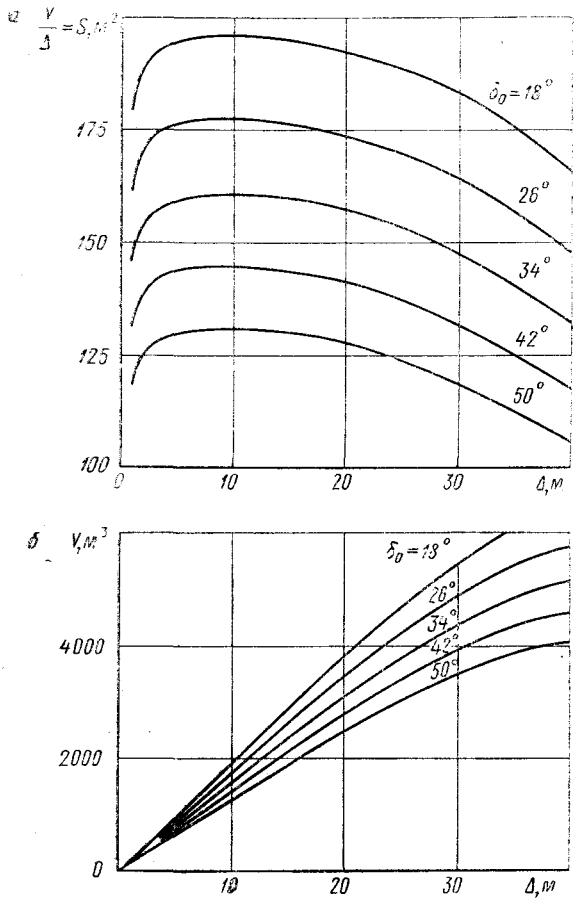


Рис. 3. Зависимость передвижки и первоначального угла разгрузки драглайна ЭШ-5/45 при $h = 10$ *м*: *а* — усредненной площади сечения; *б* — приращения объема навала

Угол разгрузки δ, т. е. угол между осью движения драглайна и осью стрелы, при разгрузке изменяется от минимального δ_0 до $\delta = 90°$. При этом минимальный начальный угол разгрузки

определяется в зависимости от расположения экскаватора на целике (см. рис. 1) или развале взорванной горной массы соответственно по следующим выражениям:

$$\delta_0 = \operatorname{arctg} \frac{H(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) + h\operatorname{ctg}\gamma + C_{\text{н}} - C_{\text{э}} - 0{,}5D}{R}; \qquad (5)$$

$$\delta_0 = \operatorname{arctg} \frac{H(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) + h\operatorname{ctg}\gamma + C_{\text{н}} + C'_{\text{э}} + 0{,}5D}{R}, \qquad (6)$$

где H — высота разрабатываемого уступа, *м*; α, β, γ — соответственно углы рабочего откоса уступа, устойчивого откоса уступа и откоса навала, *град*; $C_{\text{н}}$, $C_{\text{э}}$, $C'_{\text{э}}$ — полосы безопасности между бровкой уступа и, соответственно, нижней бровкой навала и краем базы экскаватора при расположении его на целике или на развале горной массы, *м*; D — диаметр базы экскаватора, *м*; R — радиус разгрузки экскаватора, *м*.

При этом в выражении (5) на основе данных практики предполагается, что развал взорванной горной массы, образуя широкую подпорную стенку, обеспечивает устойчивость целика с углом рабочего откоса α и позволяет располагать драглайн на расстоянии $C_{\text{э}} = 2 \div 3$ *м* от бровки уступа. В то же время навал породы на площадке, отсыпаемый на довольно длительное время (не менее 10—15 суток), должен располагаться за пределами возможной призмы обрушения.

С увеличением глубины разрабатываемого уступа уменьшаются эксплуатационный коэффициент вскрыши и потери полезного ископаемого, снижается количество передвижек экскаватора в единицу времени, а следовательно увеличивается его производительность. В этом случае оптимальной является максимально возможная глубина разработки. Учитывая, что минимальная ширина заходки по целику A при однорядном взрывании [2] составляет

$$A_{\min} = H\operatorname{ctg}\alpha + C_{\text{с}} \qquad (7)$$

($C_{\text{с}}$ — безопасное расстояние устья скважины от бровки уступа, *м*) и в соответствии со схемой, представленной на рис. 1, можно записать следующие два уравнения:

$$R_{\text{ч}} = a + H_{\max}(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_1) + C_{\text{с}} + C_{\text{э}} + 0{,}5D; \qquad (8)$$

$$H_{\max}(H_{\max}\operatorname{ctg}\alpha + C_{\text{с}}) = \frac{V}{\Delta k_{\text{р}}}, \qquad (9)$$

где $R_{\text{ч}}$ — радиус черпания экскаватора, *м*; a — увеличение ширины подпорной стенки за счет осыпи вспучившейся породы при взрывании в зажатой среде, *м*; α_1 — угол откоса взорванной горной массы, *град*; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления горной массы.

Учитывая, что усредненная площадь сечения навала породы

$$S = \frac{V}{\Delta},$$

а максимальный радиус черпания драглайна в условиях экскавации из-под воды равен радиусу разгрузки, т. е.

$$R_{\text{ч}} = R,$$

из равенств (8) и (9) получим выражения для определения максимальной глубины разработки в зависимости:

а) от параметров экскаватора, заходки и развала взорванной горной массы

$$H_{max} = \frac{R - (a + C_c + C_э + 0{,}5D)}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\alpha_1}, \text{ м}; \quad (10)$$

б) от емкости навала (штабеля) породы

$$H_{max} = \frac{\sqrt{C_c^2 + \frac{S}{k_p} 4\operatorname{ctg}\alpha} - C_c}{2\operatorname{ctg}\alpha}, \text{ м}. \quad (11)$$

Меньшее из значений H_{max} по формулам (10) и (11) является в каждом конкретном случае глубиной разработки.

Для определения величины a в формуле (10) можно исходить из следующих соображений (см. рис. 1). При взрывании в зажатой среде происходит интенсивное переуплотнение породы в подпорной стенке и контурах заходки [2], и только часть взорванной горной массы вспучивается над уровнем уступа и осыпается по откосу подпорной стенки. Рассчитав площадь сечения разрыхленной породы при взрывании заходки шириною A с учетом переуплотнения и вспучивания горной массы, можно определить величины

$$H_1 = \frac{\sqrt{H^2 \operatorname{ctg}^2\alpha_1 + 2H\operatorname{ctg}\alpha_1 \left[C_c + \left(k_p - \frac{k_p}{k_p'}\right)\left(H\operatorname{ctg}\alpha + C_c\right)\right]}}{\operatorname{ctg}\alpha_1} - H, \text{ м}, \quad (12)$$

и

$$a = H_1 \operatorname{ctg}\alpha_1 - C_c, \text{ м}, \quad (13)$$

где k_p' — коэффициент переуплотнения породы.

Чтобы не усложнять расчеты при определении максимальной глубины разработки, для каждой модели драглайна можно найти среднее значение величины a в возможном интервале значений H_{max}. Например, для экскаватора ЭШ-5/45 при $H_{max} = 10 \div 25$ *м*; $k_p = 1{,}5$, $k_p = 1{,}3$ и $\alpha_1 = 30 \div 40°$ величина H_1 изменяется от 3,0 до 4,5 *м*, а величина a — от 1,6 до 3,6 *м*. Если в выражении (10) принять в среднем $a = 2{,}6$ *м*, то относительная ошибка вычислений H_{max} составит 0—2,6%, что вполне допустимо для данных расчетов.

Применительно к месторождениям доломитов Витебского комбината известковых материалов при условии использования драглайна ЭШ-5/45 значение H_{max} по выражению (10) составляет 18,5 *м*. Однако по возможной емкости навала, как следует из формулы (11), при расположении экскаватора на целике и начальном угле разгрузки $\delta_0 \simeq 18°$ глубина разработки ограничивается 15,5 *м*. В случае установки драглайна на взорванной породе $\delta_0 \simeq 34°$, а глубина разработки уменьшится до 13,5 *м*. Это еще раз подчеркивает преимущество технологической схемы с расположением драглайна на целике.

ЛИТЕРАТУРА

1. Дегтярев А. Н., Пахомов Н. М., Савин В. Ф. Опыт разработки подводных залежей руды открытым способом без осушения месторождения и водоотлива. В сб. «Открытые работы на месторождениях горнохимического сырья». Госгортехиздат, 1963.

2. Друкованный М. Ф. и др. Взрывание высоких уступов. Недра, 1964.

3. Михайлов Г. С., Девлет-Кильдиев Х. С. Опыт выемки доломитов из-под воды. В сб. «Проблемы работы карьеров Севера». Изд. ЛГИ, 1968.

4. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Стройиздат, 1968.