

Специальные маркшейдерские работы, связанные с обеспечением основных процессов горных работ на карьерах.

1. Маркшейдерское обеспечение и контроль за состоянием и развитием горных работ.
2. Основные элементы и параметры открытых работ.
3. Учет и погашение объемов пород вскрыши и полезного ископаемого.
4. Маркшейдерское обеспечение буровзрывных работ.
5. Маркшейдерское обеспечение при формировании породных отвалов.
6. Маркшейдерское обеспечение рекультивации земли.

**ПОЛОЖЕНИЕ О ГЕОЛОГИЧЕСКОМ И
МАРКШЕЙДЕРСКОМ ОБЕСПЕЧЕНИИ
ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ
И ОХРАНЫ НЕДР ***

РД 07-408-01

. Основными функциями служб являются:

участие в осуществлении контроля за соблюдением требований Закона Российской Федерации «[О недрах](#)», своевременное и качественное проведение предусмотренного нормативными требованиями комплекса маркшейдерских работ, достаточных для обеспечения безопасного ведения работ, связанных с пользованием недрами, наиболее полного извлечения из недр запасов полезных ископаемых, ***обеспечения технологического цикла горных, строительно-монтажных и иных видов работ***, а также для прогнозирования опасных ситуаций при ведении таких работ;

выполнение условий лицензий на пользование недрами, а также соблюдение условий лицензий на производство маркшейдерских работ и условий ведения геологических работ, лицензий на эксплуатацию горных производств и объектов;

**СПЕЦИАЛЬНЫЕ МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ,
СВЯЗАННЫЕ С ОБЕСПЕЧЕНИЕМ
ОСНОВНЫХ ПРОЦЕССОВ
ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ**

**8.1. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ И КОНТРОЛЬ
ЗА СОСТОЯНИЕМ И РАЗВИТИЕМ ГОРНЫХ РАБОТ**

В функции маркшейдерской службы карьера входят обеспечение и контроль за правильным ведением и развитием горных работ в соответствии с утвержденным проектом разработки и текущего планирования; за соблюдением проектных направлений и параметров горных выработок; выполнением календарного плана подготовки запасов к выемке; полнотой выемки полезного ископаемого; устойчивостью бортов карьера, рабочих площадок, предохранительных берм и откосов, уступов и т. д.

**8.1.1. Основные элементы и параметры
открытых работ**

Месторождения и залежи полезных ископаемых, а также вмещающие их породы на глубину и по всей площади разработки с учетом разнота бортов карьера условно делят на горизонтальные слои, которые вынимают почвоуступно. Основным признаком уступа является наличие на одном из его горизонтов средств транспорта для перемещения горной массы, извлеченной из данного уступа. Поэтому каждому горизонтальному сечению — горизонту, разделяющему вышележащий и нижележащий уступы (слои) соответствует определенная высотная отметка, заданная проектом разработки, которую контролируют по мере развития горных работ уступов по площади.

При разработке горизонтальных пластовых и пластообразных залежей деление на уступы обычно производят по признаку однородности полезного ископаемого и пустых пород вскрыши в каждом отдельном слое. Поэтому при выдержанном залегании горизонты уступов могут быть кровля и почва разрабатываемого пласта (рис. 8.1, а), проводники пласта и отдельные контакты пород. При пологом, наклонном и крутом залегании (рис. 8.1, б, в) или без ярко выраженной структуры

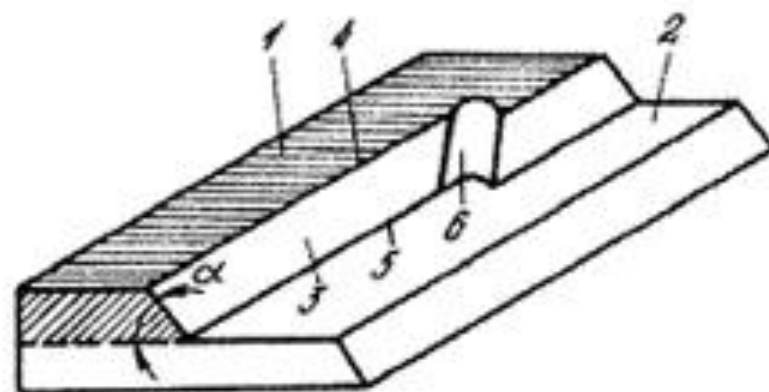


Рис. 8.4. Схема уступа:

1, 2 — верхняя и нижняя площадки; 3 — откос; 4, 5 — верхняя и нижняя бровки; 6 — забой; α — угол откоса

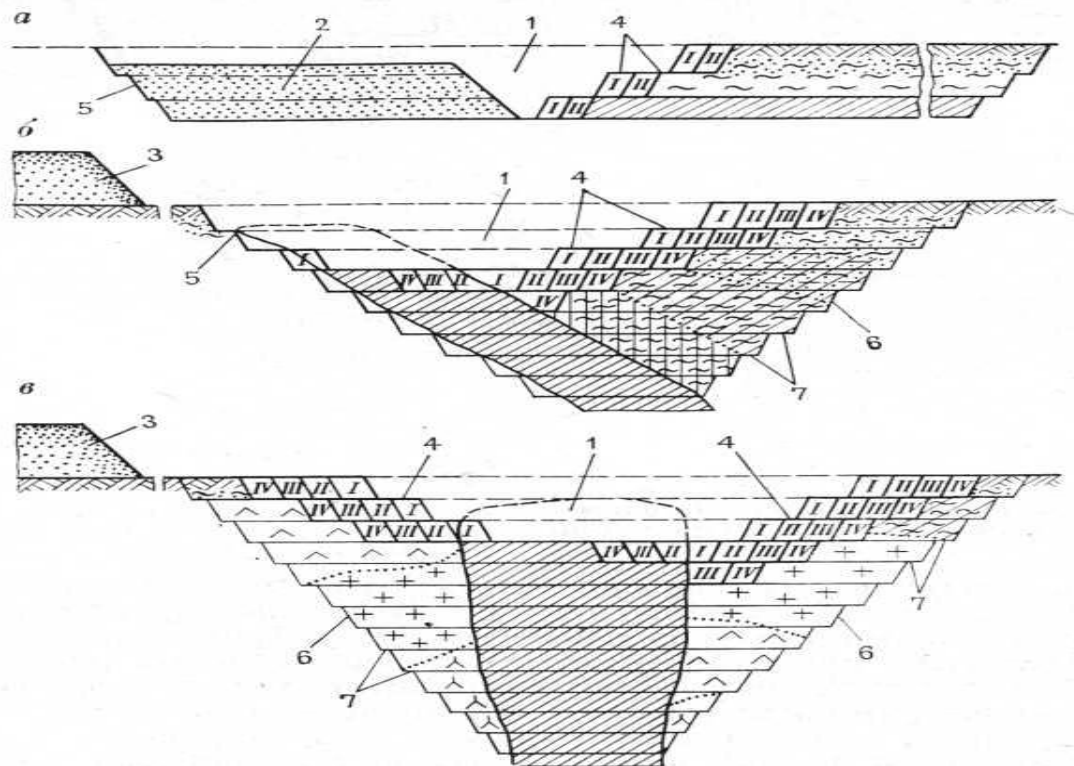


Рис. 8.1. Открытая разработка залежей:

1 — выработанное пространство; 2 — внутренний и 3 — внешний породные отвалы; 4 — рабочий и 5 — нерабочий борта карьера; 6 — проектный контур карьера; 7 — бермы

пород и однородной технологии выемки уступы часто делают одинаковой высоты. Уступы могут содержать как породы вскрыши, так и полезное ископаемое.

По технологическим условиям или при отработке приконтактных зон пологих и наклонных залежей уступы иногда делят на подуступы. При сложном строении залежи и раздельной выемке породы и полезного ископаемого или при разработке различных сортов ископаемого отдельные уступы делят на части. Однако при этом геометрическое и эксплуатационное значение уступа в том и другом случае, как правило, сохраняется.

Высота уступа, ширина забоев и профили откосов при валовой и раздельной выемке полезного ископае-

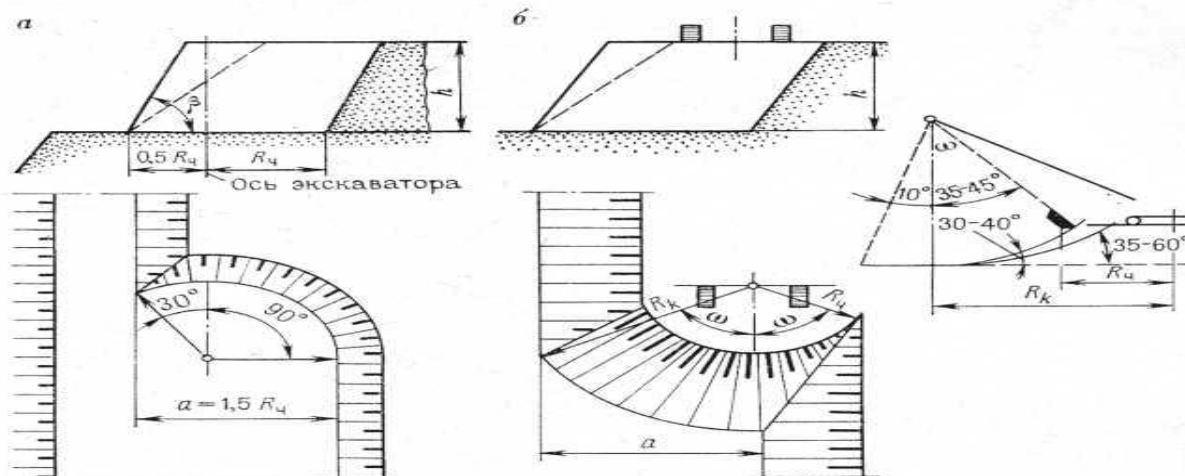


Рис. 8.2. Забои с одноковшовыми экскаваторами:
 а — механической лопатой, б — драглайном

мого, а также пород вскрыши зависят от применяемых способов разработки и средств механизации. В частности, при разработке скальных и полускальных пород указанные параметры определяются принятой технологией буровзрывных работ, при выемке плотных, мягких (но связанных) и сыпучих пород — геометрическими параметрами и техническими возможностями (мощностью, кинематической схемой режущей части, вместимостью ковша и др.) применяемых при разработке экскаваторов.

Так, например, для механических лопат, работающих в карьерах обычно с торца уступа, высота забоя (и уступа), как правило, не должна превышать максимальной высоты черпания.

Тем самым исключается самообрушение нависающих козырьков верхней части забоя и откоса уступа, представляющее опасность для людей и механизмов. При криволинейном профиле забоя и откоса уступа угол откоса верхней части уступа при максимальной высоте черпания достигает 90° , поэтому здесь создают призму обрушения, которая при неустойчивых породах постепенно или сразу же обрушается под естественным углом откоса, что также представляет опасность для людей, транспорта и оборудования, находящихся в зоне призмы обрушения как на нижнем, так и на верхнем горизонте данного уступа.

В сыпучих, а также скальных, но хорошо разрыхленных взрывом породах криволинейный профиль забоя не сохраняется. Сыпучий или хорошо взорванный материал постепенно оползает под углом естественного откоса, не представляя опасности. Поэтому часто обычные карьерные (короткострельные) экскаваторы (например, ЭКГ-4, ЭКГ-8 и др.), широко используемые при погрузке взорванной горной массы, применяют при высоте уступа, превышающей высоту черпания $H_{ч}$.

Ширина забоя (заходки) a при нормальной работе механических лопат возможна в пределах от 0,5 до 1,5 радиуса черпания $R_{\text{ч}}$ (рис. 8,2, a). Большая ширина забоя приводит к недоборам (потерям) горной массы во внешней части забоя. Поэтому рабочий угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства не следует делать более 30° . Максимальная производительность механических лопат (по опыту работы многих карьеров) достигается при $a = R_{\text{ч}}$.

При работе вскрышных (с удлиненными стрелами) механических лопат типа ЭВГ-4, ЭВГ-6 и более мощных с погрузкой горной массы на транспорт, расположенный на верхнем горизонте уступа или с непосредственной перевалкой пород вскрыши в выработанное пространство, ширина забоя обычно не превышает $0,5 R_{\text{ч}}$, а высота забоя $0,5 H_{\text{ч}}$.

Универсальные экскаваторы строительного типа с ковшами вместимостью 0,5—2 м³ применяют на карьерах при раздельной выемке маломощных залежей, а также при экскавации почвенного слоя рекультивации.

Забой с драглайном при обычной работе в карьерах с нижним черпанием располагают также в торце уступа (рис. 8,2, b). Профиль откоса забоя соответствует траектории ковша с гибкой канатной связью. Он также криволинейный, как и при применении механических лопат, но более пологий — от 30° — 40° в нижней части забоя до 60° в верхней. Соответственно среднему углу откоса забоя $\delta \approx 35^\circ$ — 40° , а также разности дальнего радиуса черпания $R_{\text{к}}$ и ближнего $R_{\text{ч}}$ глубина черпания от уровня стояния драглайна

$$H_{\text{ч}} \approx (R_{\text{к}} - R_{\text{ч}}) \sin \delta. \quad (8.1)$$

Глубина черпания драглайна легко регулируется (т. е. уменьшается), что позволяет использовать этот тип экскаваторов при селективной выемке полезного ископаемого и пород сложных залежей, а также при экскавации (съеме) почвенного слоя при рекультивации.

Ширина забоя a при применении драглайна определяется по дальнему радиусу черпания и рабочему (горизонтальному) углу ω разворота машины, при котором

$$a_{\text{max}} = R_{\text{к}} 2 \sin \omega, \quad (8.2)$$

где $\omega \approx 30^\circ$ — 45° — оптимальный рабочий угол разворота драглайна.

При дальнейшем увеличении рабочего угла разворота драглайна его производительность заметно снижается. Максимальной производительности он достигает при углах разворота $\omega = 15^\circ$ — 20° .

Драглайны с ковшами вместимостью более 10—15 м³ иногда используют при выемке и перевалке вскрышных пород непосредственно в выработанное пространство. При этом при повороте корпуса экскаватора на 180° вскрышные породы перемещаются от забоя в отвал на расстояние $R_{\text{ч}} + R_{\text{р}}$, где $R_{\text{р}}$ — радиус разгрузки.

При работе драглайна верхним черпанием высота уступа не должна превышать $0,5$ — $0,7 H_{\text{р}}$ высоты разгрузки, а угол откоса уступа должен быть не более 20° — 25° .

Забой с роторным экскаватором располагают с торца уступа, но возможно расположение его и со стороны откоса. Максимальный радиус черпания (в метрах) роторного экскаватора (рис. 8,3)

$$R_{\text{max}} = L + r + c, \quad (8.3)$$

где L — длина стрелы; r — радиус роторного колеса; c — расстояние от оси вращения корпуса экскаватора до пяти стрелы.

Рабочий угол подъема и опускания стрелы равен от $\pm 15^\circ$ до $\pm 20^\circ$, что соответствует полному вертикальному углу α от 30° до 40° или высоте забоя

$$h = 2(L + r) \sin \frac{\alpha}{2}. \quad (8.4)$$

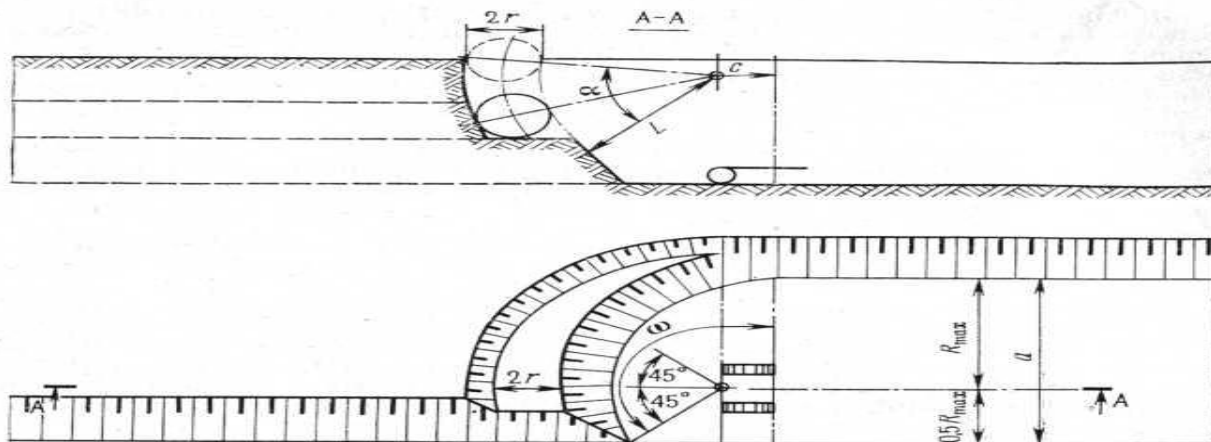


Рис. 8.3. Формирование забоя роторным экскаватором

Ширина забоя с роторным экскаватором с поворотной стрелой определяется горизонтальным углом $\omega = 90^\circ$, следовательно, ширина забоя

$$a = 2 R_{\max} \sin \frac{\omega}{2} \quad (8.5)$$

и с поворотным корпусом ($\omega = 135^\circ$)

$$a \approx 1,5 R_{\max},$$

где $R_{\max} = (L + r) \cos \frac{\alpha}{2} + c$.

Однако полный рабочий угол $\omega = 135^\circ$ обычно не используется, так как при выемке внешней части забоя его угол вываливается на откос уступа.

При работе роторных экскаваторов в забое возможны два варианта.

В первом варианте рабочее колесо при непрерывном поворачивании стрелы или корпуса в горизонтальной плоскости проходит по всей ширине забоя вперед и назад, срезая тонкую стружку. Таким образом, выемка происходит сверху вниз горизонтальными слоями.

Во втором варианте при непрерывном опускании стрелы с рабочим колесом сверху вниз, т. е. в вертикальной плоскости, выемка происходит вертикальными слоями шириной, равной ширине черпаков рабочего колеса.

Оба варианта отработки уступа применяются при селективной выемке прослойков породы и полезного ископаемого пластов, поддающихся разработке без применения буровзрывных работ.

Многочерпаковые цепные экскаваторы, как правило, располагают со стороны откоса уступа (рис. 8.4). Форма и размеры (высота) забоя здесь определяются профилем и размерами черпаковой рамы, направлением черпания и характером выемки — валовой или раздельной.

При валовой выемке обычно применяют жесткие черпаковые рамы, которые дают относительно пологий прямолинейный профиль забоя. Эта форма откоса нарушается только в случаях периодического поперечного перемещения экскаватора.

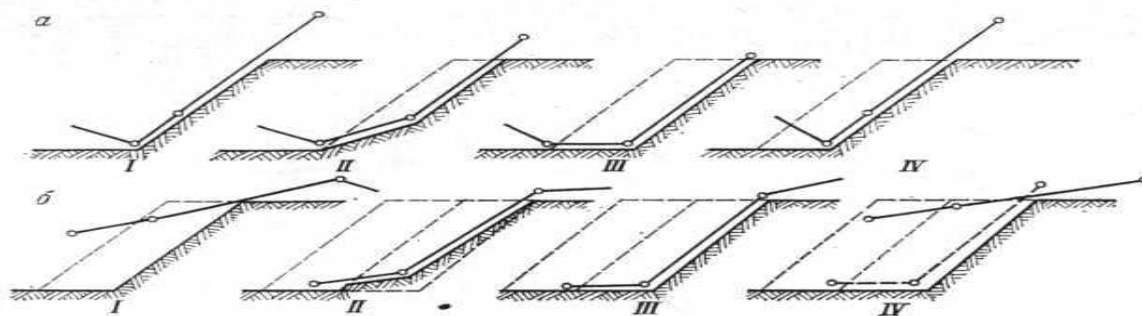


Рис. 8.4. Формирование забоя многочерпаковых экскаваторов:
а — с верхним черпанием; б — с нижним черпанием

Высота забоев (уступов) при работе черпаковых рам с верхним черпанием равна 10—30 м, с нижним черпанием — 10—40 м. При непрерывном передвижении экскаватора вдоль фронта уступа черпаковая рама параллельно или по вееру берет неширокую стружку — заходку, так что забой представлен всей длиной уступа.

Для селективной разработки пластов с выдержанными элементами залегания, состоящих из 2—3 прослоек пород и полезного ископаемого, на неповоротных экскаваторах применяют мног шарнирные рамы. При невыдержанном залегании и числе раздельно вынимаемых слоев до 4 и более используют выдвижные черпаковые рамы. В самых сложных условиях селективной выемки применяют поворотные многочерпаковые экскаваторы, снабженные мног шарнирными рамами.

Рабочие площадки и предохранительные бермы, являясь частью горизонтов, разделяющих уступы (слои), повышают устойчивость бортов карьера, предохраняют их от обрушений и оползней, защищают нижележащие уступы от падения кусков породы и ископаемого при разработке.

Рабочие площадки разрабатываемых уступов по возможности располагают в устойчивых породах. Их длина равна длине рабочей части уступа, а минимальная ширина определяется условиями свободного размещения и передвижения горного и транспортного оборудования с учетом максимальной ширины развала взорванной горной массы (рис. 8.5).

Ширину рабочей площадки устанавливают непосредственно в натуре, берут из проекта (паспорта управления уступом) или определяют по формуле

$$B = a_1 + c + x, \quad (8.6)$$

где a_1 — ширина заходки нижележащего уступа или ширина призмы обрушения; c — сумма расстояний от линии возможного обрушения или заходки нижележащего уступа до оси железнодорожного пути и от оси пути до развала взорванной породы верхнего уступа; x — ширина развала взорванной породы.

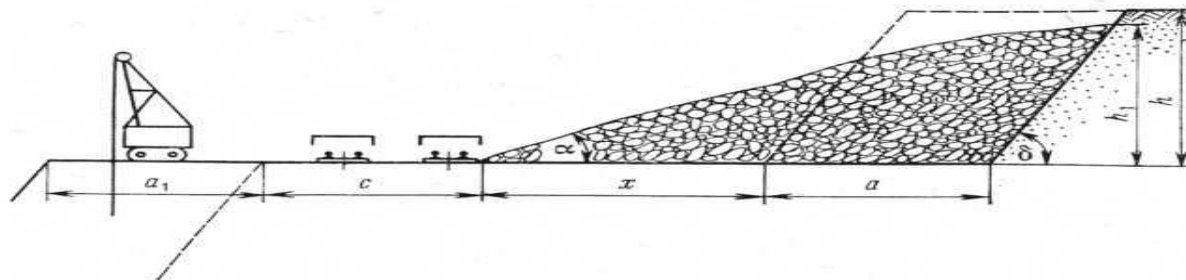


Рис. 8.5. Рабочая площадка уступа

Приблизленно величину полного развала можно определить по формуле Н. В. Мельникова [20]

$$a + x = 1,41 h \sqrt{\frac{k \frac{a}{h} \sin(\delta - \alpha)}{\sin \alpha \sin \delta}}, \quad (8.7)$$

где $k = 1,35 \div 1,45$ — коэффициент разрыхления пород; a — ширина заходки (взорванного блока), м; h — высота уступа, м; δ — угол откоса уступа; $\alpha = 25 \div 35^\circ$ — угол развала взорванной породы.

Обычно фактическая ширина рабочих площадок составляет 10—20 м при разработке мягких пород без применения железнодорожного транспорта, 30—40 м при разработке мягких и скальных пород с применением железнодорожного транспорта и 40—70 м и более при разработке мягких пород многочерпаковыми и роторными экскаваторами, оборудованными перегружателями или транспортно-отвальными мостами, работающими со стороны откоса уступа.

Предохранительными бермами уступов называют сравнительно узкие горизонтальные площадки, оставляемые при основном разное карьера на его лежащем и торцовых бортах, а также при погашении горных работ. При устойчивых откосах уступов, сложенных из скальных пород, или заоткоске их до естественного угла откоса пород ширина предохранительных берм составляет 15—25% от высоты разделяющих его уступов. Однако в каждом отдельном случае ширину предохранительных берм устанавливают на основании маркшейдерских наблюдений и изучения физико-механических свойств пород, слагающих уступы.

При колесном транспорте предохранительные бермы на нерабочих бортах лежащего бока залежи и торцах карьера не-

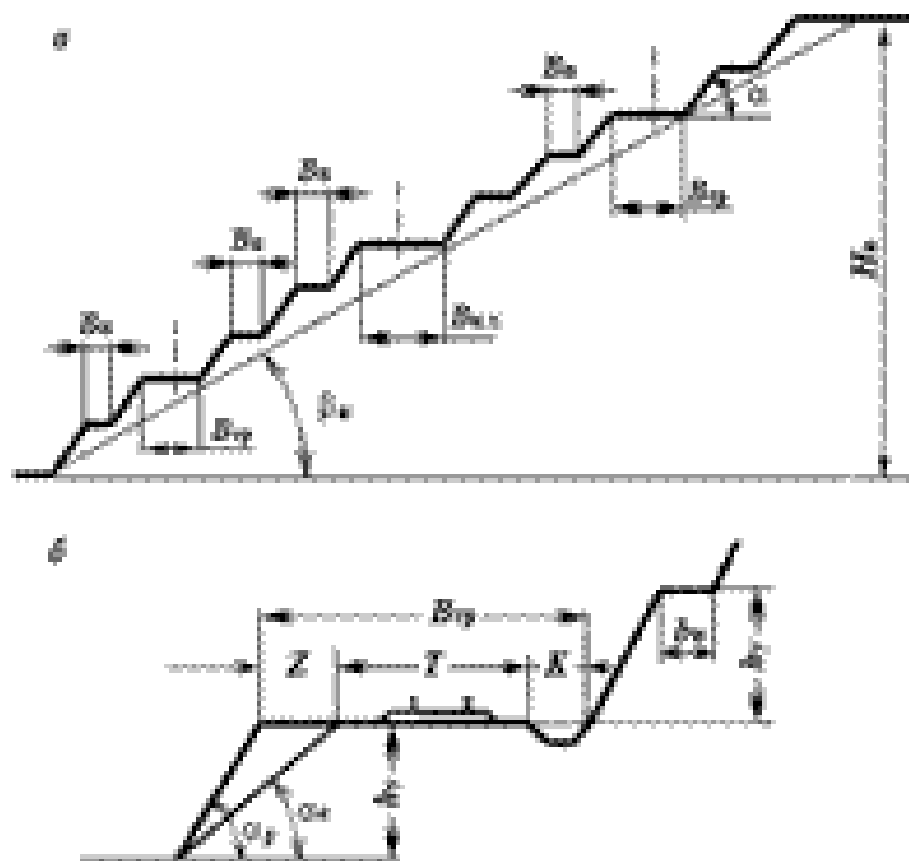


Рис. 2.4. Предохранительные и транспортные бермы на нерабочем борту карьера (а) и транспортная берма (б).

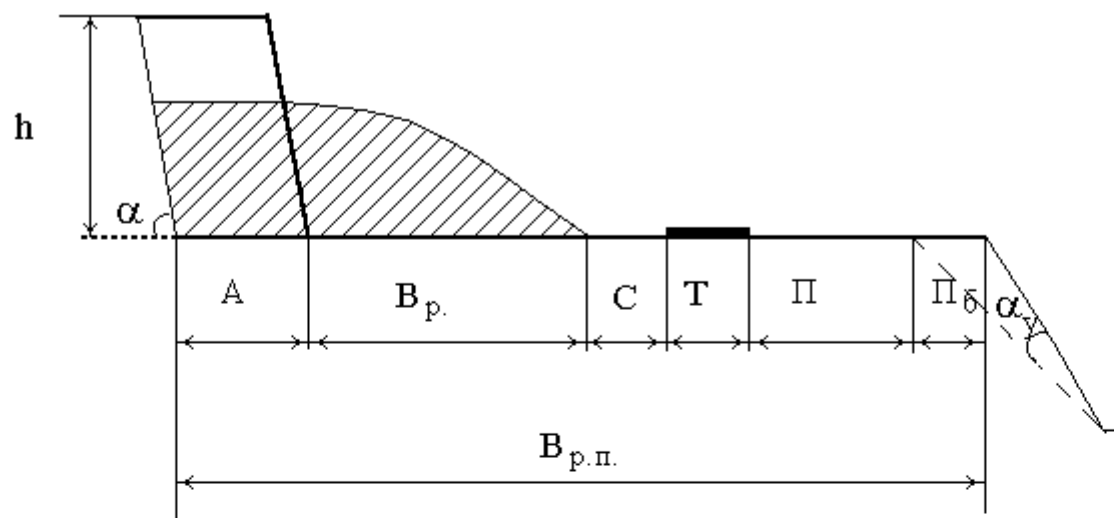


Рис.4.3.: Элементы рабочей площадки уступа на карьере

A - ширина заходки по целику, м,

B_p - ширина развала горной массы после взрыва, м;

T - ширина транспортной полосы, м;

C - безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой, м;

Π - ширина полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта, м;

Π_6 - ширина полосы безопасности (призмы обрушения), м;

$$\Pi_6 = H_y(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}$$

H_y - высота уступа, м;

α - угол устойчивого откоса уступа, градус;

α_y - угол рабочего откоса уступа, градус (65-80° для рабочих и 45-60° для нерабочих уступов).

редко используют для расположения путей, соединяющих стационарные пути въездных траншей с забойными. Такие бермы называют соединительными или транспортными. Они имеют большую ширину по сравнению с предохранительными бермами на величину, обеспечивающую свободное размещение транспортных путей. Этим определяется необходимая потребность в дополнительном разное нерабочих бортов карьера.

Паспортом управления уступом называют вертикальный разрез (профиль) рабочего борта карьера с изображением геологического строения разрабатываемой толщи, элементов, параметров и технологии разработки уступов с краткими обоснованием и объяснительной запиской к нему.

Графической основой для составления паспорта управления уступом служит вертикальный геологический разрез в масштабе 1:200—1:1000, подтвержденный последними данными разведки, горными работами и съемкой, на котором проектируют или переносят с проекта положение вскрышных и добычных уступов с указанием сечений горизонтов, разделяющих уступы и их высотные отметки.

По каждому уступу и породам, слагающим уступ в соответствии с принятым способом выемки и средствами механизации строятся средние углы откосов уступов. По каждой рабочей площадке уступа исходя из беспрепятственного и безопасного размещения горного, транспортного и бурового оборудования, а также необходимой ширины развала и призмы обрушения нижележащего уступа изображается минимально допустимая ширина площадок, основные размеры и рабочие параметры механизмов на ней.

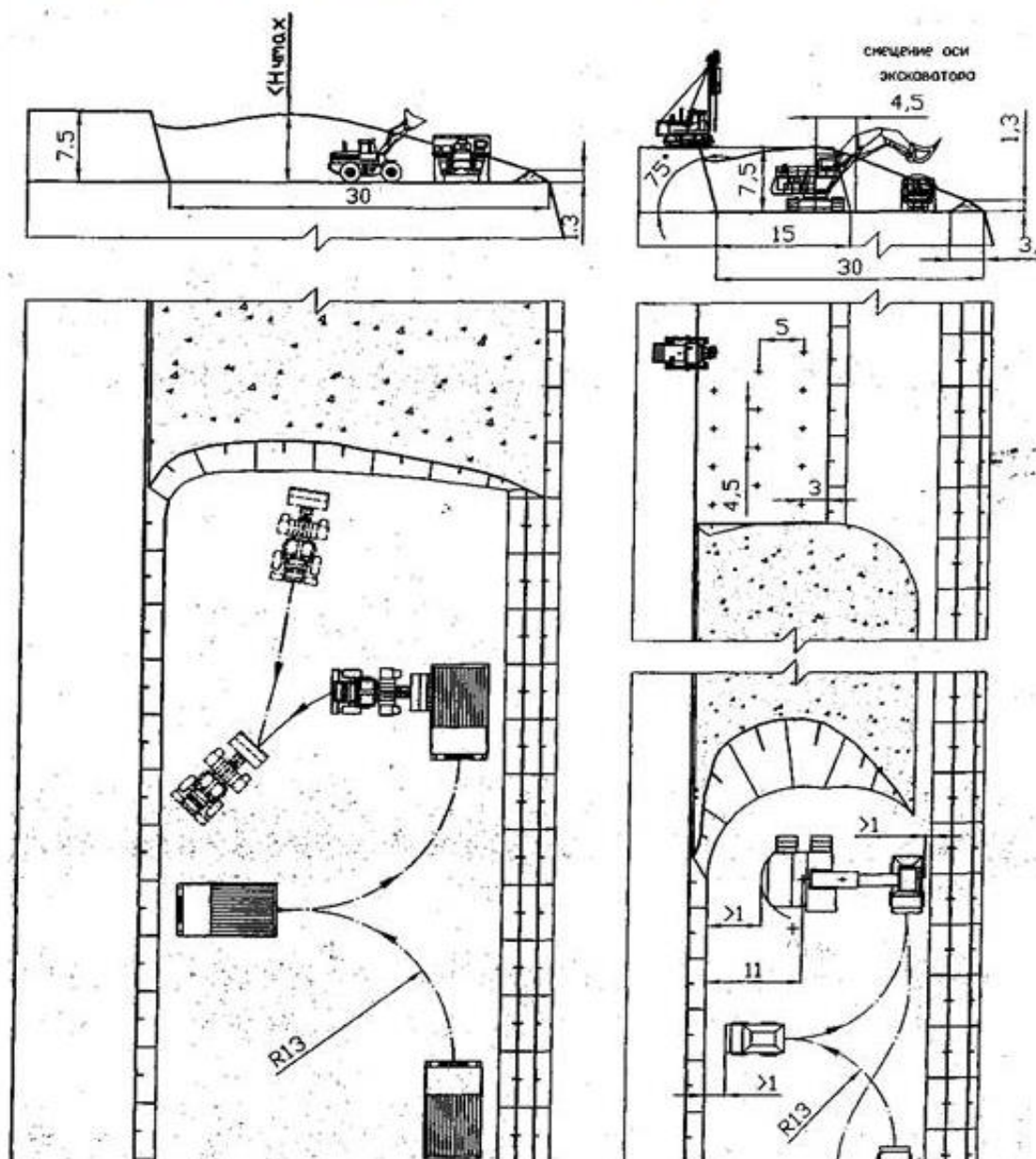
При поперечной системе разработки с непосредственным транспортом или перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство в паспорте управления уступом обязательно указываются и изображаются полная схема перевалки или транспорта и оборудование.

Согласованный с территориальным округом Госгортехнадзора или проектной организацией утвержденный паспорт управления уступом является официальным проектным документом. Коренное изменение его допускается при реконструкции карьера или в связи с существенными изменениями геологических условий, глубины и технологии разработки.

Фронт работ уступа определяется длиной рабочей части его. Совокупность одновременно разрабатываемых уступов представляет собой рабочую зону или рабочий борт карьера.

При расположении забоев с торца уступа его разработка осуществляется параллельными заходками, длина которых определяется длиной рабочего фронта уступа. Заходка или панель по длине L делится на отдельные выемочные блоки длиной l , шириной a , равной ширине забоя и заходки, и высотой

Рисунок 6.7 Технологическая схема работы CAT-5130 с CAT -777



h , соответствующей высоте уступа. Следовательно, вынимаемый объем блока $V_6 = lah$, а объем заходки $V_3 = nlah$, где n — число блоков в заходке.

Основным признаком блока на открытых работах является самостоятельный забой, оснащенный экскаватором, который выполняет функции выемки и погрузки или только погрузки взорванной горной массы, имеющий независимый транспорт.

Длину и объем отдельных блоков в заходке, например, при добычных работах некоторых руд, углей и других ископаемых определяют по признаку однородности качественных или структурных особенностей ископаемого, заключенного в том или ином участке заходки уступа. При валовой выемке сравнительно однородного полезного ископаемого и пород вскрыши длина блоков в заходке чаще определяется организационно-техническими условиями. Эти условия заключаются в необходимости обеспечения бесперебойной работы и взаимной независимости одновременной разработки нескольких смежных блоков одной заходки с возможностью одновременного завершения их отработки по всей длине рабочего фронта уступа.

При наличии нескольких одновременно разрабатываемых уступов в карьере (поскольку все разрабатываемые уступы взаимно связаны единым выработанным пространством, одновременно развивающимся в одном направлении), очевидно, условия и порядок разработки отдельных уступов в равной мере должны быть распространены на всю их совокупность. Это должно регламентироваться ежегодным планированием горных работ, наблюдениями и контролем за правильной расстановкой основных работающих механизмов (экскаваторов) согласно плану горных работ, а также за их управлением.

Оперативное планирование и управление экскаваторами, а также своевременная подготовка блоков к массовым взрывам (в частности, на крупных многоступенных карьерах) является одним из важных организационно-технических вопросов.

8.1.2. Учет и погашение объемов пород вскрыши

Пустые породы вскрыши делят на три вида: непосредственно перекрывающие полезное ископаемое, удаляемые при разносе бортов карьера и пород, включенных в толщу ископаемого в виде междупластий, прослоек, линз и замещений. Первые два вида принято считать внешней вскрышей, а удаление пород из толщи ископаемого — внутренней, или попутной.

Количество пустых пород, удаляемых при открытой разработке на единицу добытого полезного ископаемого или промышленных запасов, называют коэффициентом вскрыши.

Коэффициент вскрыши может быть весовым, определяемым из отношения массы (в тоннах) пустых пород к 1 т добытого

ископаемого, или объемным — отношение объема (в кубических метрах) пустых пород к 1 м³ ископаемого. Однако при разработке углей, большинства руд и других ископаемых, промышленный коэффициент вскрыши чаще определяют отношением объема (м³) пустых пород к 1 т полезного ископаемого.

При открытой разработке различают текущий, погоризонтный, средний и предельный показатели промышленного коэффициента вскрыши. Текущим коэффициентом вскрыши является отношение объема пустых пород, извлеченных из карьера за определенный период времени, к фактической добыче полезного ископаемого за тот же период (например, год). Погоризонтный коэффициент представляет собой отношение части объема ΣV пустых пород данного горизонта, а также вышележащих горизонтов разноса к промышленному запасу q_n полезного ископаемого, заключенному на том же горизонте. Как текущий, так и погоризонтный коэффициент вскрыши в процессе эксплуатации карьера изменяются. Поэтому, в целях равномерного погашения пород вскрыши при проектировании карьеров обычно вводят так называемый средний коэффициент вскрыши или коэффициент погашения, который определяет равномерное распределение расходов по производству вскрышных работ во времени, отнесенных на 1 т (или 1 м³) добытого полезного ископаемого. Сюда не входят объемы вскрышных пород, извлеченных при строительстве карьера, которые обычно относят к затратам на капитальное строительство предприятия.

Коэффициент погашения пород вскрыши при эксплуатации представляет собой отношение общего объема всех видов пустых пород, подлежащих удалению, к общему промышленному запасу Q_n полезного ископаемого всего или части карьерного поля, запроектированного к разработке

$$K_n = \frac{V}{Q_n} . \quad (8.8)$$

Очевидно, при неглубоком крутом и особенно наклонном залегании месторождений в начале разработки фактический объем добычи будет несколько превышать объем вскрышных работ, поэтому стоимость вскрыши будет погашаться с опережением. Однако с некоторого момента объем погашаемой вскрыши будет соответствовать среднему коэффициенту, а затем уровень добычи сохранится, фактический же объем вскрышных работ увеличится по сравнению с объемом погашаемой вскрыши. При относительно глубоком крутом, пологом и горизонтальном залегании разрабатываемых месторождений из-за большого объема первоначальных вскрышных работ погашение вскрыши на первой стадии разработки будет несколько отставать.

При реконструкции карьера в порядке контроля производят пересчет балансовых запасов и объемов вскрыши. Одновременно проверяют и коэффициент погашения, который будет

$$K'_n = \frac{V - V_\Phi}{Q_n - Q_\Phi}, \quad (8.9)$$

где V — полный объем вскрыши по карьере, м^3 ; V_Φ — объем произведенных вскрышных работ, м^3 ; Q_n — полный промышленный запас полезного ископаемого, т ; Q_Φ — фактическое погашение (добыча) полезного ископаемого на момент пересчета, т .

8.2. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

При открытой разработке скальных и полускальных пород вскрыши и полезного ископаемого их отделение от массива уступа и дробление осуществляют массовыми взрывами с помещением зарядов ВВ в предварительно пробуренные вертикальные (реже наклонные) скважины, располагаемые сериями на верхней площадке уступа в 1—2 и более рядов, параллельных верхней бровке.

Буровзрывные работы предназначены обеспечить [32]:

заданную степень дробления горных пород для последующих погрузки в транспортные сосуды и транспортировки;

требуемые качество и сортность взорванного полезного ископаемого, достижение в необходимых случаях избирательного дробления пород различной трудности разрушения;

минимум отклонений от заданных высотных отметок площадок уступов, их размеров и формы поверхности;

заданные форму и угол откоса уступа, возможность безопасного бурения и заряжания последующих скважин;

кучность развала взорванных пород, заданные его размеры и форму, удобные для выемочно-погрузочных работ;

необходимые дальность и направление перемещения пород вскрыши при сбросе их в выработанное пространство;

минимальное сейсмическое воздействие взрыва и максимальную сохранность окружающих сооружений и породного массива вблизи конечных контуров карьера для соблюдения заданного угла погашения его борта;

достаточный объем взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки;

высокие экономичность, производительность и безопасность горных работ.

При современных масштабах проведение взрывных работ практически невозможно без участия маркшейдера, поскольку по каждому блоку до и после взрыва необходимы:

проведение детальной маркшейдерско-геологической съемки и составление крупномасштабного плана участка взрывания;

составление проекта расположения взрывных скважин с расчетом их глубин, перебура и ЛНС, перенесение проекта серии скважин в натуру;

съемка фактического положения пробуренных скважин с точным определением глубин их и перебуров, положения трасс скважин относительно верхней и нижней бровок откоса уступа;

детальная маркшейдерская съемка результата взрывания, составление графической и отчетной документации и заключения об эффективности взрыва.

Работа сосредоточенного заряда ВВ, помещенного на глубину в горную породу, характеризуется отношением радиуса r образовавшейся после взрыва воронки к линии (расстоянию) наименьшего сопротивления (ЛНС) ω . Такое отношение принято называть показателем выброса. Поэтому различают выбросы (рис. 8.6, а): уменьшенные (рыхления) с $r < \omega$, нормальные с $r = \omega$, полуторные $r = 1,5\omega$ и даже двойные с $r = 2\omega$.

Отношение массы заряда ВВ (кг), заложенного при взрыве, к объему (м^3) взорванной при этом породы называют удельным расходом ВВ.

Форма и размеры взрываемых блоков в карьере (длина и ширина блока, высота и угол откоса уступа), общий объем взрывания, а также требуемая кусковатость взорванной породы каждый раз задаются проектом.

Для размещения зарядов ВВ в блоке с верхней площадки уступа бурят чаще вертикальные и реже наклонные скважины (рис. 8.6, б). Наклонные скважины [32] для удобства заряжания их россыпными ВВ обычно бурят под углом не менее 60° к горизонту. Поскольку трассы наклонных скважин располагают примерно параллельно откосу уступа, то сопротивление пород взрыву при этом будет одинаковым по всей высоте уступа. Поэтому отрыв пород происходит, как правило, по линии скважин, улучшается степень дробления пород, включая и почву уступа. Кроме того, снижается расход ВВ, а также сейсмическое воздействие на породный массив, что важно вблизи погашаемого контура карьера.

Длина наклонной скважины L_c определяется высотой уступа h_y и величиной перебура h_n

$$L_c = \frac{1}{\sin \beta} (h_y + h_n), \text{ м}, \quad (8.10)$$

где β — угол наклона скважины к горизонту.

Перебур взрывных скважин необходим для разрушения пород в почве уступа. Поэтому в трудновзрываемых породах при использовании многорядного короткозамедленного взрывания блока перебур делают максимальным, а в легко взрывае-

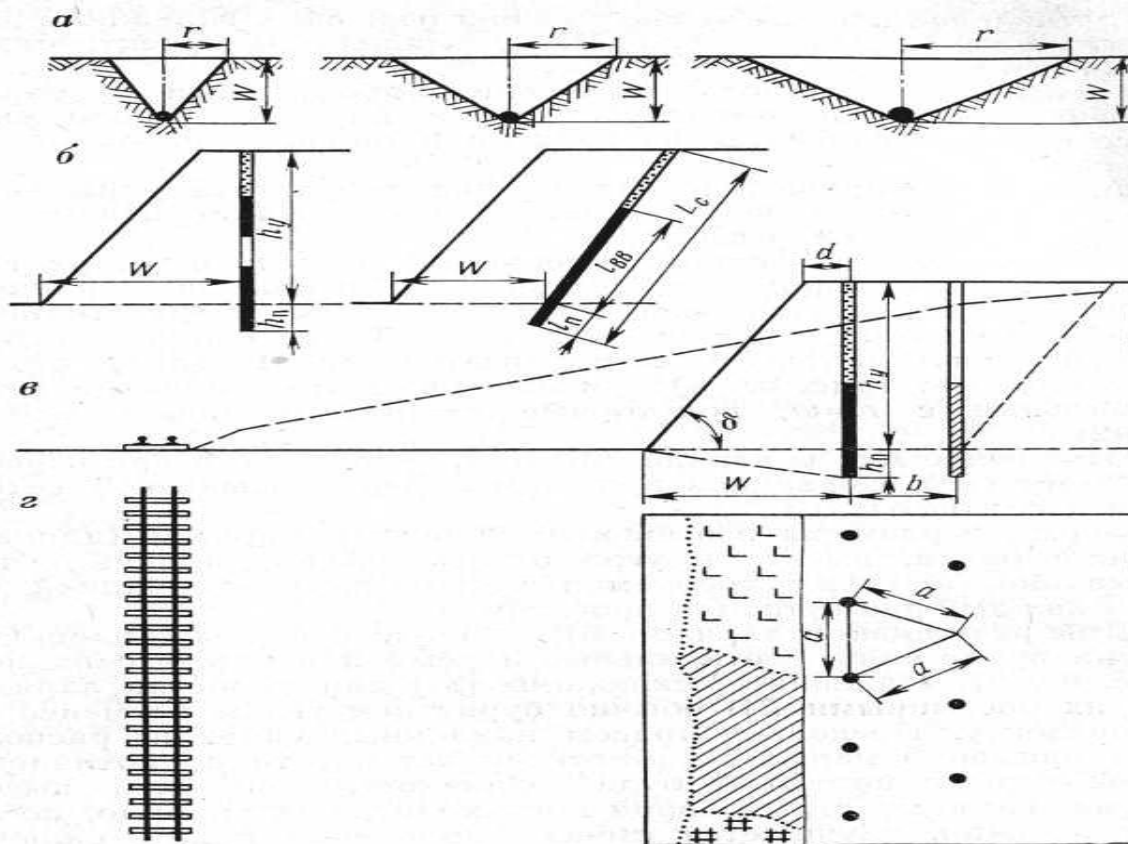


Рис. 8.6. Расположение скважин и зарядов ВВ в уступе

ных породах — минимальным. Если же нижележащий уступ представлен пластом полезного ископаемого (например, угля) или пластичными породами, то перебур не делают (скважины не добуривают).

Заряд ВВ в скважине делают сплошным колонковым или рассредоточенным с оставлением между отдельными частями заряда воздушных промежутков или промежутков, заполненных забойкой.

Для расчета буровзрывных работ блока уступа определяют следующие величины:

1) фактическую линию наименьшего сопротивления или расчетную, т. е. горизонтальное расстояние от оси скважины (центра заряда) до нижней бровки уступа (рис. 8.6, а).

$$\omega = h_y \operatorname{ctg} \delta + d, \quad (8.11)$$

где h_y — высота уступа, м; δ — угол наклона откоса уступа; $d=3$ м — расстояние от 1-го ряда скважин до верхней бровки уступа;

2) расстояние между скважинами в ряду [20] (рис. 8.6, з)

$$a = \frac{q_1}{c\omega h_y} [h_y - \omega (k - p)], \quad (8.12)$$

где q_1 — масса заряда 1 м скважины, кг; c — удельный расход ВВ, кг/м³; $k = \frac{l_3}{\omega} \geq 0,75$ — коэффициент забойки (здесь l_3 — длина забойки, м); $p = \frac{h_n}{\omega}$ — коэффициент перебура.

Поскольку при двух- и многорядном бурении скважин их целесообразно располагать в вершинах равносторонних треугольников, то расстояния между рядами

$$b = a \sin 60^\circ = 0,87 a. \quad (8.13)$$

В соответствии с календарным планом горных работ карьера на каждый очередной массовый взрыв главный инженер выдает задание, с указанием длины, ширины и объема блока с приложением выкопировки из маркшейдерского плана участка взрыва.

На участке уступа, намеченного к взрыву блока, производят детальную планово-высотную съемку. По результатам съемки составляют план в масштабе 1:200—1:500. При неоднородном геологическом строении рудных участков одновременно с маркшейдерской производят геологическую съемку. Геологические особенности обнаженной части откоса уступа также наносят на план. Кроме того, детально изучают трещиноватость пород, слагающих уступ, частоту и элементы залегания трещин.

При значительной высоте уступа и сложной поверхности откоса кроме плана участка взрыва через оси скважин 1-го ряда составляют поперечные профили, по которым графически определяют линию наименьшего сопротивления, рассчитывают оптимальный заряд ВВ по каждой скважине, а также определяют конструкцию зарядов. Поэтому, если на карьере применяют наземную стереофотосъемку с обработкой стереопар универсальным способом, то составление геологической документации и профилей уступа не представляет особых затруднений. При иных способах съемки (тахеометрическом, ординатном), применяемых на карьере, для профильной съемки откоса может быть использован тахеометр со стереоскопическим даль-

мером типа ТДС или простые приборы (высотомер, эклиметр и др.).

На составленном крупномасштабном рабочем плане участка взрыва проектируют сеть буровзрывных скважин, которую переносят в натуру.

Во время бурения скважин геологи отбирают пробы шлама. По отработанным пробам представляется возможность повысить надежность среднего содержания полезного компонента (металла) в руде, уточнить контакты различных сортов руд и пород в блоке. Кроме того, по специальной шкале устанавливают тип по буримости и тип по взрываемости руды и породы.

По окончании бурения всех скважин блока производят съемку, в результате которой определяют фактическое положение скважин каждого ряда и 1-го ряда относительно верхней бровки и откоса уступа. Измеряют глубину скважин и одновременно устанавливают величины перебура по каждой скважине. Неправильно пробуренные скважины по глубине и направлению бракуются.

Глубины вертикальных скважин измеряют при помощи разделенного на дециметры тросика с грузом. Измерение глубин наклонных скважин целесообразно производить телескопической дюралевой трубкой со звеньями 2—2,5 м. Угол наклона трасс скважин легко определить горным компасом или полукругом, приложенным к трубе, опущенной в скважину. По скважинам 1-го ряда, как указывалось выше, составляют поперечные профили с нанесением на них контактов различных сортов руд и пород, а также другие детали, вошедшие в сечение.

Поперечные профили позволяют с достаточной точностью определять ЛНС, т. е. кратчайшее расстояние от заряда до поверхности откоса и нижней бровки уступа, а также фактическую величину перебура. При отсутствии точного определения указанных параметров при ведении буровзрывных работ, ограничении только съемкой верхней и нижней бровок уступа эффективность массовых взрывов значительно снижается.

Расчет зарядов производят по формуле Н. В. Мельникова или по упрощенной формуле нормального выброса (рыхления)

$$q = chwa,$$

где q — масса заряда ВВ, кг; c — удельный расход ВВ, кг/м³; h — глубина скважины, м; w — линия наименьшего сопротивления, или линия по почве уступа, м; a — расстояние между скважинами, м.

Для расчета зарядов в различных отраслях горнорудной промышленности пользуются и другими вариантами приведенной выше формулы, например:

$$q = saw^2$$

или

$$q = ch_1a(w + h_0 \operatorname{ctg} \delta),$$

где h_1 — высота уступа, м; h_0 — величина перебура, м; δ — угол откоса уступа.

После внесения всех фактических и расчетных данных в проект его окончательно оформляют, утверждают и передают на исполнение.

После взрыва блока производят детальную тахеометрическую или фотограмметрическую съемку развала и вновь образовавшейся верхней бровки уступа. По результатам съемки пополняют поперечные профили, по которым способом вертикальных параллельных сечений или с помощью объемной палетки определяют объем взорванной массы, ширину и угол развала, линию верхней бровки и угол верхней части откоса уступа, а также коэффициент разрыхления.

Эффективность массового взрыва также оценивают минимальным выходом негабарита. Куски взорванной породы (руды) должны свободно проходить через ковш экскаватора при погрузке горной массы, т. е.

$$l < 0,5 \sqrt[3]{V},$$

где l — линейный размер кусков; V — вместимость ковша экскаватора, м^3 .

Дробление негабарита осуществляют шпуровым способом или накладными зарядами. При шпуровом способе дробления негабарита масса заряда

$$q = cV,$$

где V — объем куска, м^3 .

После полной отгрузки взорванной горной массы блока производят съемку нижней бровки и откоса уступа. По результатам указанной съемки представляется возможность определения всех показателей взрыва: производительности скважины и 1 м ее, удельного расхода ВВ, поверхности отрыва пород по почве уступа, выхода негабарита, производительности экскаватора при отгрузке горной массы и полного объема горной (рудной) массы, полученного с данного взрыва.

Помимо широко распространенных массовых взрывов одиночных блоков в последние годы на ряде карьеров производят так называемые групповые или каскадные взрывы. Применение каскадных взрывов целесообразно, если мощные однородные по физико-механическим свойствам и качеству руды или вскрышные породы одновременно разрабатывают несколькими уступами равной высоты. Поэтому участки буровзрывных работ на таких уступах группируют, располагая их непосредственно друг над другом, одновременно подготавливают к взрыву и практически одновременно взрывают в восходящем порядке.

Каскадные взрывы при условии сохранения устойчивого угла откоса борта карьера и достаточной ширины самой нижней площадки группы уступов позволяют в 2—3 раза сократить ширину рабочих площадок вышележащих уступов, необходимых для размещения взорванной горной массы при взрывах

одинокных блоков. При этом в какой-то мере сокращаются потери отбитой руды при взрыве по сравнению с одинокными блоками при ограниченной или недостаточной ширине нижних рабочих площадок.

Маркшейдерские работы по отдельным блокам при подготовке каскадного взрыва по существу не отличаются от аналогичных работ в одинокных блоках, описанных выше. Однако после взрыва, поскольку происходит значительный перепуск взорванной массы с верхних уступов на нижние, а линии обрывов верхних бровок уступов оказываются закрытыми, съемку развала удобнее производить не поуступно, а всего каскада в целом. До полной зачистки взорванной массы всех блоков количество отгруженной породы за отчетный период (месяц) в этом случае определяют по оперативному учету или по результатам дополнительной маркшейдерской съемки развала.

8.3. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ

При разработке месторождений открытым способом общий объем вскрышных пород, подлежащих перемещению в отвал, как правило, превышает объем добываемого при этом полезного ископаемого. Поэтому состояние и работа отвального хозяйства, представляющего собой неотъемлемую часть общего технологического комплекса предприятия — карьера, решает общую задачу повышения эффективности разработки.

На породных отвалах выполняются следующие маркшейдерские работы:

- расчет приемной способности и фронта разгрузки породных отвалов;

- трассирование, разбивка и профилирование транспортных путей;

- периодическая планово-высотная съемка;

- наблюдения за деформациями породных отвалов;

- топографическая съемка, опробование, определение мощности и объемов удаляемого почвенного слоя на площадях, отведенных под внешние отвалы.

Под приемной способностью отвала понимают объем породы, который можно разместить на площади, отведенной под отвал.

При размещении пород вскрыши во внешнем отвале, общую площадь S_o отвала или яруса (уступа) определяют по формуле

$$S_o = \frac{k_p V_v}{H_{cp}}, \quad (8.14)$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы; V_v — объем вскрыши (за месяц, год), m^3 ; H_{cp} — средняя высота отвала (яруса) с учетом рельефа местности, m .

ТАБЛИЦА 8.1

Категория пород	Коэффициент k_p			
	расчет- ный в отвале	при погрузке	усадки в отвале	остаточного разрыхления в отвале
Песчаные (I)	1,10	1,10	1,00	1,01—1,03
Суглинистые (II)	1,17	1,20	1,03	1,02—1,06
Глинистые (III)	1,20	1,25	1,05	1,05—1,07
Глины с каменистыми вклю- чениями (IV)	1,22	1,30	1,07	1,03—1,06
Скальный мелкий грунт (V)	1,25	1,35—1,40	1,10	1,07—1,08
Скальный крупный грунт (VI)	1,30	1,40—1,50	1,10	1,10—1,20

Высота внешних породных отвалов и отдельных уступов (ярусов) в зависимости от условий и рельефа местности, применяемых отвалообразователей и физико-механических свойств пород, поступающих в отвал, колеблется в широких пределах от 8—15 до 30—50 м и более.

Коэффициенты разрыхления пород k_p при погрузке и последующей усадке их в отвале, приведены в табл. 8.1.

При железнодорожном транспорте пород и бортовой разгрузке составов в отвальных тупиках развитие отвалов может быть кольцевым и веерным.

Приемная способность отвального тупика между двумя смежными передвижками путей составляет

$$V_T = l_T H_0 a, \quad (8.15)$$

где l_T — длина отвального тупика, м; H_0 — высота отвала (или яруса); m ; a — шаг передвижки рельсовых путей.

При различных способах отвалообразования (бульдозерном, скреперном, с применением отвальных плугов и т. д.) шаг передвижки рельсовых путей может колебаться в значительных пределах. Общий фронт разгрузки при железнодорожном транспорте пород определяется суммарной длиной отвальных тупиков.

При автомобильном транспорте, вблизи верхней бровки отвального уступа, для тупикового разворота машин и подачи их задним ходом к пункту разгрузки (под откос или у откоса), временные отвальные дороги расширяются в площадки. Поэтому развитие отвальных уступов и отвала в целом возможно в любом радиальном направлении, в том числе и по всему отвальному фронту.

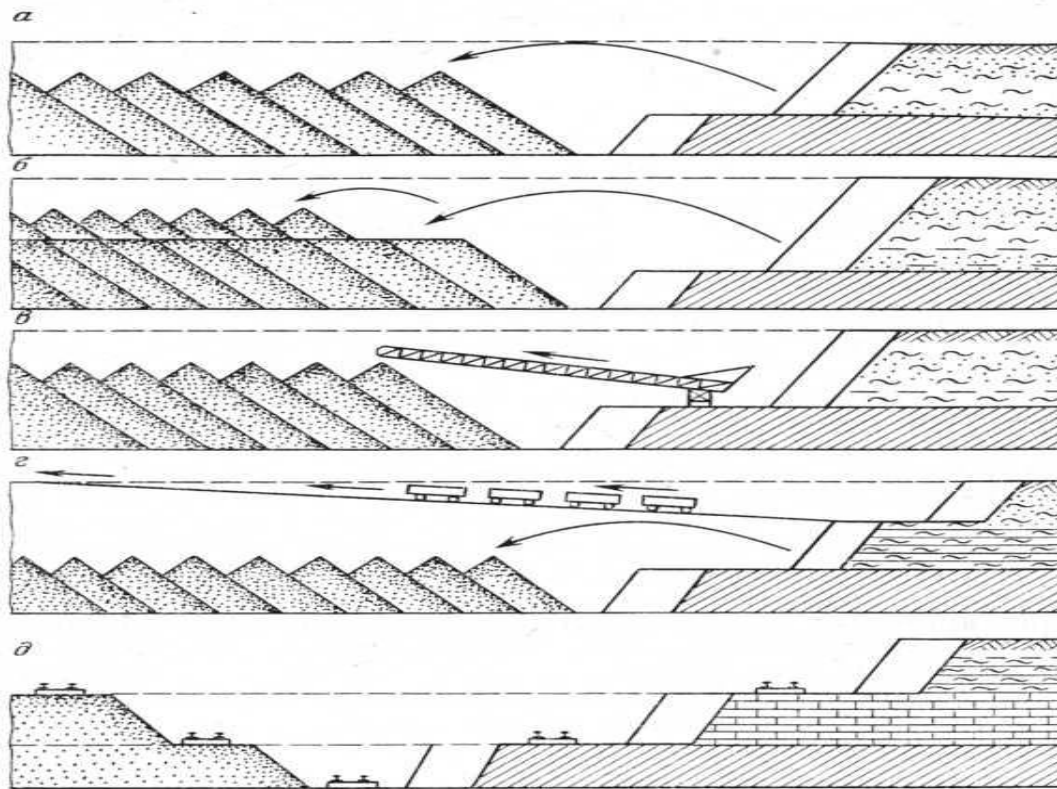


Рис. 8.7. Системы разработки с внутренними породными отвалами (по Е. Ф. Шешко)

Внутренние породные отвалы создают при разработке горизонтальных и пологопадающих пластов и пластообразных залежей полезных ископаемых. В зависимости от направления перемещения вскрышных пород применяют следующие системы разработки:

- с перемещением породы во внутренние отвалы без применения колесного транспорта;

- с непосредственной перевалкой вскрышных пород механическими лопатами и драглайнами (рис. 8.7, а);

- с кратной экскаваторной перевалкой (с частичной перегрузкой) вскрышных пород (рис. 8.7, б);

- с перемещением вскрышных пород в отвалы консольными отвалообразователями (рис. 8.7, в);

с частичным транспортированием породы на внутренние и внешние отвалы (рис. 8.7, *г*), или с перемещением всей породы во внутренние отвалы колесным транспортом (рис. 8.7, *д*).

При размещении всей или части породы вскрыши необходимо знать мощность разрабатываемой залежи полезного ископаемого $h_{\text{п}}$ и высоту отвала

$$H_0 = k_p H_{\text{в}}, \quad (8.16)$$

где $H_{\text{в}}$ — средняя мощность вскрыши, м.

Основным условием нормальной разработки и создания внутренних породных отвалов системами разработки, показанными на рис. 8.7, *а*, *б*, *в*, является: высота разгрузки h_p мехлопаты, драглайна и отвалообразователя, считая от уровня (отметки) верхней площадки добычного уступа, которая должна на 1—3 м превышать $H_0 + h_{\text{п}}$, т. е.

$$(1-3 \text{ м}) + h_p \geq H_0 + h_{\text{п}},$$

а радиус разгрузки R_p мехлопаты и драглайна или горизонтальная длина консоли отвалообразователя L_p должны быть равны или больше

$$R_p \text{ или } L_p \geq H_0 \operatorname{ctg} \beta + a + b,$$

где a — ширина заходки в добычном уступе, м; b — ширина свободной полосы между нижними бровками добычного уступа и отвала; м; β — угол естественного откоса отвала, градус.

При прокладке железнодорожных путей и автодорог на самих отвалах необходимо учитывать последующее уплотнение разрыхленных пород и оседание поверхности отвала. Поэтому при профилировании пути в сторону развития отвала обязательно вносят поправку, несколько увеличивающую проектный подъем пути.

Маркшейдерскую съемку как внешних, так и внутренних породных отвалов проводят на основе существующей сети опорных пунктов карьера. При постепенном увеличении площади, занятой отвалами, опорные пункты в виде отдельных вставок или несложной аналитической сети из 2—3 и более пунктов создают на поверхности самих отвалов. При этом места для закладки центров выбирают на наиболее давних, уплотнившихся отвальных участках.

В качестве съемочного обоснования на поверхности отвалов используют теодолитные ходы, проложенные между опорными пунктами, геодезические засечки (прямые и обратные) с переходными точками. Если поверхность отвалов относительно ровная, то разбивают сетку квадратов, которую постепенно от центра к периферии развивают по мере увеличения отвала.

Элементами детальной маркшейдерской съемки породных отвалов являются верхние и нижние бровки отвальных уступов (ярусов), поверхность отвалов, железнодорожные пути и стре-

лочные переводы или автомобильные дороги, а также деформированные участки отвалов (оползни, оплывы, провалы и т. д.).

Детальную съемку породных отвалов можно производить мензулой, тахеометрическим и ординатным способами, фототеодолитом, если имеются поблизости возвышения для закладки базисов фотографирования, и аэрофотосъемкой. Кроме того, на породных отвалах не реже двух раз в год производят нивелирование железнодорожных путей, а при автотранспорте — автомобильных дорог.

8.4. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ЗЕМЛИ

К числу отрицательных последствий открытых разработок следует отнести полное нарушение природного ландшафта значительных по площади земельных участков. Если такие участки являются производительными землями — сельскохозяйственными или лесными угодьями, то при этом причиняется большой экономический ущерб народному хозяйству.

Площади сельскохозяйственных и лесных угодий, нарушенные горными работами, подлежат восстановлению за счет предприятий и организаций, осуществляющих разработку.

При оценке полноты восстановления нарушенной поверхности земли открытыми разработками первым показателем является коэффициент восстановления ландшафта

$$K_{\text{л}} = \frac{S_{\text{в}}}{S_{\text{н}}},$$

где $S_{\text{в}}$ и $S_{\text{н}}$ — соответственно восстановленная и нарушенная разработками площадь земли, м^2 (или га).

Вторым показателем считается качественный коэффициент восстановления

$$K_{\text{к}} = \frac{C_{\text{в}}}{C_{\text{н}}},$$

где $C_{\text{в}}$ — ценность (продуктивность) восстановленной площади; $C_{\text{н}}$ — ценность (продуктивность) нарушенной площади.

С учетом конкретных горногеологических, а также почвенно-географических условий разработок, по характеру восстановления нарушенной поверхности земли все открытые разработки можно разделить на 3 основные категории.

I категория. Относительно неглубокие карьеры, разрабатывающие горизонтальные и пологие пласты и пластообразные залежи полезных ископаемых (бурые угли, фосфориты, осадочные руды, строительные материалы и др.), с размещением пустых пород вскрыши в выработанном пространстве.

Поверхности внутренних породных отвалов таких карьеров после планировки и покрытия культурным (почвенным и под-

почвенным) слоем мощностью 1—1,5 м, предварительно снятым с площади карьера, могут быть введены в строй сельскохозяйственных или лесных угодий полностью с качественным коэффициентом не ниже 0,8—1,0.

II категория. Относительно неглубокие открытые разработки и крупные глубокие карьеры, расположенные на площадях производственных земель, разработку которых осуществляют с внешними породными отвалами, размещенными на специально отведенных участках поверхности, а также с хвостохранилищами, если в комплексе карьера имеется дробильно-обогащительная фабрика или горно-обогащительные комбинаты.

Глубокие карьеры с высоким статическим уровнем неагрессивных грунтовых вод или подводом русел рек после выполаживания верхней части бортов образуют водоемы, неглубокие сухие карьеры могут быть использованы под хозяйственные застройки (хранилища, автотракторные хозяйства и др.) или под лесные посадки.

Поверхности внешних породных отвалов и хвостохранилищ после планировки, выполаживания откосов и покрытия почвенным слоем мощностью не менее 1,2—1,5 м, снятым с участков, занятых карьером и породными отвалами, в первую очередь должна быть закреплена от эрозии травяным покровом. В дальнейшем восстановленные площади могут быть использованы под посевы поливных сельскохозяйственных культур или лесные посадки. В частности, в средней лесотаежной полосе СССР необводненные карьеры и породные отвалы, покрытые подпочвенным и бедным растительным слоем, при наличии поблизости семенников быстро зарастают сосной и березой.

III категория. Открытые разработки, расположенные на бесплодных землях горных районов, в полупустынях и пустынях, а также в районах Крайнего Севера:

Рекультивация сельскохозяйственных земель и лесных угодий, почвенный покров которых нарушен при разработке месторождений полезных ископаемых, производится на основании проектов, разрабатываемых проектными организациями ведомств и министерств, осуществляющих указанные работы, с привлечением на договорных условиях других проектных организаций.

Работы, связанные с рекультивацией нарушенных земель, проводят, как правило, в летнее время. Их начинают одновременно со строительством карьера, продолжают в течение всего срока эксплуатации и завершают при ликвидации предприятия.

Маркшейдерско-геодезические работы, связанные с рекультивацией нарушенных земель, имеют следующие цели:

проведение крупномасштабной топографической съемки земной поверхности на площадях, отведенных под карьер, внешние породные отвалы и хвостохранилища;

отвод площадей под снятие почвенного и подпочвенного слоев участков карьера и породных отвалов в соответствии с утвержденными годовыми планами развития горных работ и внешних породных отвалов;

съемка площадей спланированных породных отвалов (внутренних и внешних) и хвостохранилищ, подготовленных к покрытию почвенным слоем;

периодическая съемка и определение объемов выполненных работ по снятию и насыпи почвенного слоя, а также в определении объемов почвенной массы на временных складах;

перенесение проекта планировки бортов и дна отработанного карьера, предназначенного к использованию в качестве водоема или других целей.

В качестве съемочного обоснования для проведения топографической съемки земной поверхности участков, отведенных под карьер, внешние породные отвалы и хвостохранилища, на которых намечено произвести снятие почвенного слоя, могут служить проложенные теодолитные ходы или разбивка сетки квадратов 100×100 м.

По результатам топографической съемки или нивелирования площади по квадратам 20×20 м на каждый участок составляют топографический план в масштабе 1:500 или 1:1000 с сечением горизонталей через 0,2—0,5 м. На топографический план наносят точки взятия проб почвы с указанием номера пробы, мощности почвенного (обрабатываемого) и подпочвенного слоев, подлежащих выемке.

Крупномасштабные топографические планы являются графической основой для нанесения на них результатов периодически проводимых дополнительных съемок (контуров и высотных отметок) выполненных работ по снятию почвенного слоя, а также определения объемов за месяц и сезон.

Объемы удаленного почвенного слоя можно определять способом среднего арифметического или с помощью объемной палетки с предварительным составлением плана изомощностей.

Учет объемов покрытия (насыпи) подпочвенным и растительным слоем на спланированных поверхности породных отвалов и хвостохранилищ осуществляется аналогичными приемами.