

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ Т. Ф. ГОРБАЧЕВА»

Кафедра открытых горных работ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

**Методические указания
к лабораторным занятиям и самостоятельной работе
(7 и 8 семестры) для студентов всех форм обучения**

Рекомендовано учебно-методической комиссией специальности 21.05.04
«Горное дело», специализации «Открытые горные работы»,
в качестве электронного издания для использования в учебном процессе

Кемерово 2017

Рецензенты

профессор кафедры ОГР, доктор технических наук В. А. Ермолаев

профессор кафедры ОГР, доктор технических наук В. Г. Проноза

Колесников Валерий Федорович

Мартьянов Виктор Леонидович

Тюленев Максим Анатольевич

Технология и комплексная механизация открытых горных работ [Электронный ресурс]: методические указания к лабораторным занятиям и самостоятельной работе (7 и 8 семестры) для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации «Открытые горные работы», всех форм обучения / сост.: В. Ф. Колесников, В. Л. Мартьянов, М. А. Тюленев; КузГТУ. – Кемерово, 2017. – 114 с.

В методических указаниях к самостоятельной работе студентов изложены теоретические положения инженерных методов расчета границ карьерного поля, объемов горной массы, вскрыши, геологических и промышленных запасов полезного ископаемого. Приведены способы определения производственной мощности и срока службы карьера, построения графика режима и основы календарного плана горных работ. Даны методы расчета горностроительных объемов на момент сдачи карьера в эксплуатацию, обоснования параметров основных технологических процессов и элементов систем разработки, сопровождаемые схемами и формулами. В приложениях даются вопросы для самоконтроля, исходные данные вариантов расчетно-графических работ и примеры расчетов.

©КузГТУ

© Колесников В. Ф., Мартьянов В. Л.,

Тюленев М. А., составление, 2017

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания по выполнению расчетно-графических работ предназначены для самостоятельного изучения и закрепления знаний по инженерным методам расчета конечных контуров карьерного поля для различных условий залегания пластовых месторождений, определения промышленных запасов полезного ископаемого и объемов вскрышных пород в границах карьера. В них даются обоснования системы разработки и построения графиков режима горных работ, определения производственной мощности и срока службы горного предприятия открытой добычи полезных ископаемых, расчеты по трансформации графика режима и построения на этой основе календарного плана горных работ. Приводятся методы расчета объемов горно-капитальных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию и освоения его производственной мощности, установления структуры комплексной механизации и параметров основных технологических процессов, параметров систем разработки, изучаемых по дисциплине «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» студентами направления подготовки 21.05.04 «Горное дело», специализации 21.05.04.03 «Открытые горные работы».

Контурные карьерного поля на поверхности и конечной глубине определяют величину промышленных запасов полезного ископаемого и объемы вскрышных пород карьера. В свою очередь промышленные запасы полезного ископаемого прямо влияют на его производственную мощность и срок службы.

Экономические результаты открытой разработки месторождений полезных ископаемых, в конечном счете, зависят от себестоимости их добычи, в определении которой основное значение имеет текущий коэффициент вскрыши, как экономический показатель. Динамика текущих объемов извлекаемой вскрыши и добычи полезного ископаемого определяется порядком развития фронта горных работ в установленных контурах карьерного поля (скоростью подвигания фронта и темпом углубки горных работ) или системой разработки. Она отражается в виде графика режима горных работ, одной из основных характеристик которого является характер изменения текущего коэффициента вскрыши, здесь как геометрического показателя изменения объемов горных работ в пространстве карьера. Изучение характера изменения текущего коэффициента вскрыши, являющегося одновременно экономическим и геометрическим показателем, позволяет проводить исследование и последующую трансформацию графика режима горных работ с учетом установленной производственной мощности карьера. Трансформированный график режима горных работ определяет экономически оптимальную динамику извлекаемых объемов полезного ископаемого и вскрыши в пространстве карьерного поля в перспективе времени его отработки. Он выражается, в конечном счете, в виде календарного плана горных работ, определяющего, в свою очередь, структуру комплексной механизации карьера, а на основе рас-

четов параметров основных технологических процессов и требуемый для разработки карьера парк горного и транспортного оборудования.

Капитальные вскрывающие выработки, первоначальные котлованы в наносах и разрезные траншеи в коренных породах являются первыми открытыми горными выработками, создаваемыми при строительстве карьеров. Они включают в себя объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке горных пород в проектных размерах траншей и рабочих площадок. В дальнейшем на месторождениях с наклонными и крутыми углами падения залежей полезного ископаемого сооружение этих выработок производится при освоении каждого нового по глубине горизонта карьера вплоть до достижения моментов максимального развития и конечного положения горных работ.

Расчетные работы являются учебно-методическим материалом, выполняются каждым студентом очного обучения самостоятельно в соответствии с исходными данными варианта индивидуального задания лабораторного занятия и домашнего задания. Студенты заочного обучения выполняют домашнее задание в соответствии с исходными данными варианта индивидуального задания. Для расчетов используются графоаналитический и аналитический методы, в том числе с использованием стандартных программ ПК и с выполнением чертежей и вспомогательных построений в масштабе 1:1000 и 1:2000 на миллиметровой бумаге формата А3 и пояснительной записки, оформленной на бумаге формата А4 и сброшюрованной.

Выполненные работы сдаются на проверку преподавателю и при их положительной оценке допускаются к защите.

1. ОБЩИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОНЯТИЯ

1.1. Карьер, его основные элементы и параметры [1, 21]

Для открытой разработки горнодобывающему предприятию предоставляют или все месторождение или его часть, ограниченные по длине, ширине и глубине. Этот ограниченный в недрах массив называется *карьерным полем*, а его поверхность – *горным отводом*.

На поверхности кроме горного отвода размещаются здания и сооружения, отвалы, транспортные и энергетические коммуникации и т.д., необходимые для деятельности карьера. Под все эти объекты выделяется площадь, которая называется *земельный отвод*.

Карьером называется комплекс открытых горных выработок, предназначенных и оборудованных для открытой разработки залежи. Горные работы карьера проводятся в пределах карьерного поля.

При открытой разработке выемку покрывающих и вмещающих полезное ископаемое пород ведут обычно горизонтальными слоями. Верхние слои в процессе отработки опережают нижние, образуя ступенчатую боковую поверхность, называемую *бортом* карьера.

Горные работы включают подготовку пород к выемке, выемку и погрузку, перемещение пород и их складирование. Указанные работы называ-

ются **основными технологическими процессами**, которые, совместно со вспомогательными процессами образуют **производственный процесс**.

Производственный процесс ведется как внутри карьера, так и за его пределами.

Внутри карьера главным местом действия является **рабочий уступ**, который представляет собой слой массива пород ступенчатой формы, разрабатываемый самостоятельными средствами подготовки, экскавации и перемещения горной массы. Рабочий уступ включает следующие элементы: забой, откосы, заходку, верхнюю и нижнюю бровки, рабочую площадку (рис. 1.1, а).

Элементы рабочего уступа характеризуются соответствующими параметрами: высотой уступа (h_y), углом откоса рабочего уступа (α_{py}), шириной заходки (A), шириной рабочей площадки ($Ш_{pn}$) (рис. 1.1, б, в).

Высота уступа определяется параметрами выемочно-погрузочного оборудования и крепостью обрабатываемых пород массива.

Поэтому «Единые правила безопасности» для работы экскаваторов типа прямая лопата (механическая или гидравлическая) допускают высоту уступа: в мягких породах $h_y^M \leq H_ч^{max}$, в скальных породах $h_y^{CK} \leq 1,5 H_ч^{max}$, при $h_p^{CK} \leq H_ч^{max}$ (где $H_ч^{max}$ – максимальная высота черпания экскаватора, м; h_p^{CK} – высота развала скальных пород после взрывания, м [1]).

При обработке пород драглайнами, обратными гидравлическими лопатами и многоковшовыми экскаваторами высота уступа не должна превышать максимальной глубины или высоты черпания экскаватора [1].

Высота уступа, обрабатываемого многочерпаковыми экскаваторами, определяется также схемой обработки забоя, параметрами и конструктивными особенностями экскаваторов [1, 2].

Угол откоса рабочего уступа определяется физико-механическими свойствами обрабатываемых горных пород. С технологической точки зрения можно разделить углы откосов уступов в мягких (α_{py}^M) и скальных (α_{py}^{CK}) породах. Для учебных расчетов числовые значения углов откоса рабочих уступов можно взять из табл. 3.3 [24].

Ширина заходки рабочего уступа определяется свойствами пород и типом выемочного оборудования.

При обработке мягких пород механической лопатой экскаваторная заходка образуется в целике, и ее величина определится (рис. 1.2, а):

$$A_э = (1,5 \div 1,7) R_{чy}, \quad (1.1)$$

где $R_{чy}$ – радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

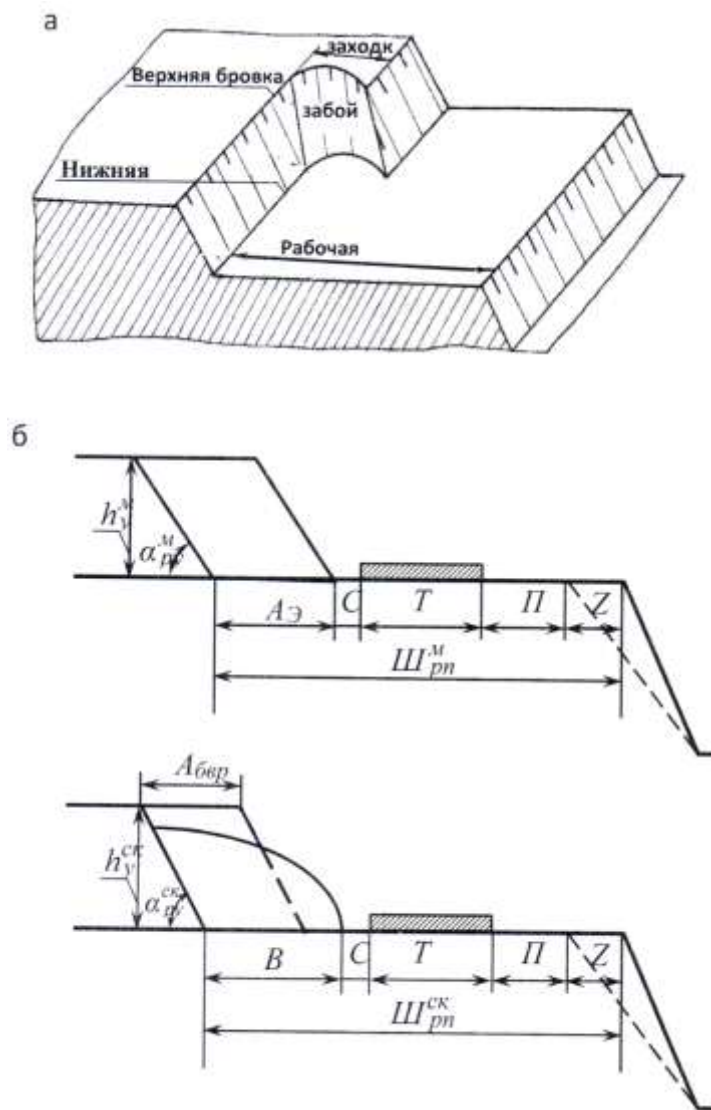


Рис. 1.1. Элементы и параметры уступа:
а – элементы уступа; б – мягкие породы

При обработке прямой лопатой скальных пород, требующих буровзрывных работ, экскаваторная заходка идет по взорванной массе, а в целике создается буровзрывная заходка (рис. 1.2, б):

$$A_{бвр} = v(n_p - 1) + W \approx A_э, \quad (1.2)$$

где v – расстояние между рядами скважин, м; n_p – число рядов скважин; W – линия наименьшего сопротивления по подошве уступа, м.

Ширина заходки обратной лопаты и драглайна определяется углами разворота экскаватора (рис. 1.2, в):

$$A_э = R_ч(\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \quad (1.3)$$

где $R_ч$ – радиус черпания драглайна, м; ω_1 и ω_2 – углы разворота экскаватора в каждую сторону от оси при черпании, град.

Ширина экскаваторной заходки при работе многочерпаковых экскаваторов определяется схемой их работы, параметрами и конструктивными особенностями [24].

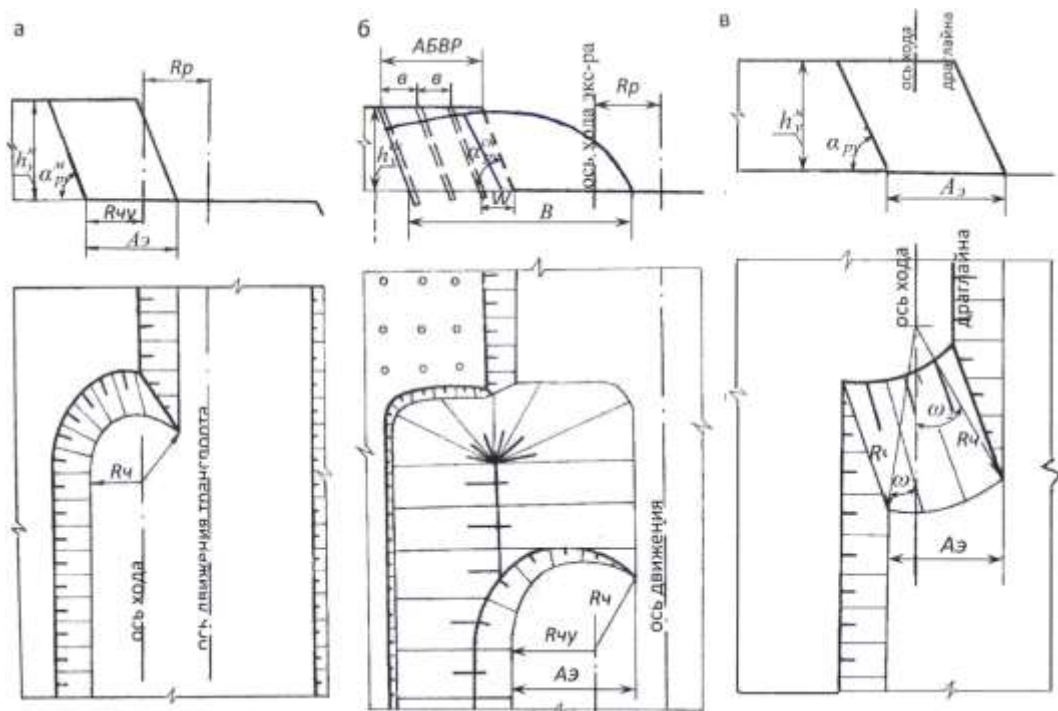


Рис. 1.2. Параметры заходок рабочего уступа при работе: а – прямой лопаты в мягких породах; б – тоже в скальных породах; в – обратной лопаты и драглайна в мягких породах

Ширина рабочей площадки уступа определяется типами горного, транспортного оборудования и физико-механическими свойствами пород.

Ширина рабочей площадки в мягких породах (рис. 1.1, б):

$$Ш_{pn}^M = A_э + C + T + П + Z, \quad (1.4)$$

где C – расстояние от транспортной полосы до нижней бровки уступа, м [1]; T – ширина транспортной полосы, м (значение величины T можно принять по данным раздела 11.3 [24]); $П$ – полоса для размещения вспомогательного оборудования, м ($П = 6$ м); Z – полоса безопасности, м ($Z \geq 3$ м).

Ширина рабочей площадки в скальных породах (рис. 1.1, в):

$$Ш_{pn}^{СК} = B + C + T + П + Z, \quad (1.5)$$

где B – ширина развала взорванной массы, обычно принимается кратной ($B = 2, 3, 4$ в зависимости от прочности взрывааемых пород) $A_{бвр}$ или $A_э$), м,

Уступы, размещенные на границах карьера, являются нерабочими.

Нерабочий уступ включает: откос, нижнюю и верхнюю бровки, транспортную площадку или берму безопасности (рис. 1.3).

Высота нерабочего уступа имеет то же значение, что и рабочего на данном горизонте (h_y^M или $h_y^{СК}$).

Угол откоса нерабочего уступа должен обеспечивать устойчивое состояние пород и зависит от их физико-механических свойств. Значения углов

откоса нерабочего уступа в мягких (α_{ny}^M) и крепких (α_{ny}^{CK}) породах можно взять в табл. 3.3 [24].

Ширина транспортной площадки (ϑ_T) складывается из ширины кювета ($K = 0,5 - 0,7$ м), ширины одной или двух транспортных полос (T) и полосы безопасности (Z) (рис. 1.3, а, б):

$$\vartheta_T = K + T + Z . \quad (1.7)$$

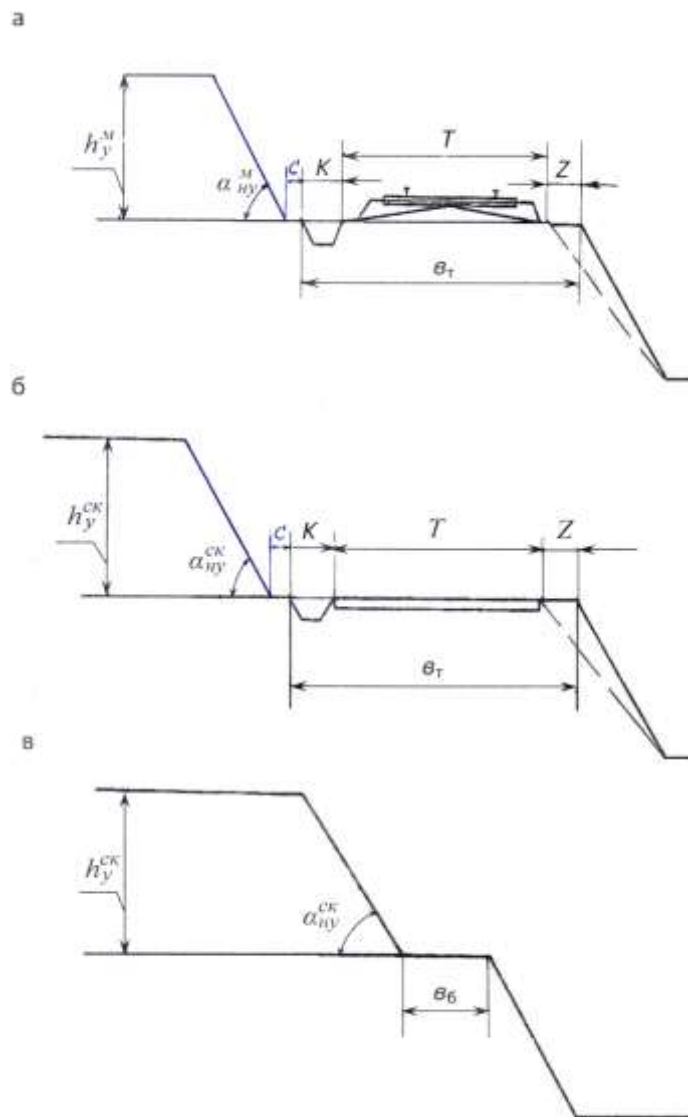


Рис. 1.3. Параметры нерабочих уступов с транспортными (а, б) бермами и предохранительной бермой безопасности (в)

Ширина бермы безопасности (ϑ_6) зависит от высоты уступа (рис. 1.3, в) и должна быть не менее трети высоты уступа:

$$\vartheta_6 \geq \frac{1}{3} h_y \quad (1.8)$$

Совокупность рабочих уступов образует **рабочий борт карьера** (рис. 1.4).



Рис. 1.4. Рабочий и нерабочий борт карьера

Рабочий борт характеризуется углом откоса ($\gamma_{рб}$). Величина его зависит от высоты уступа, ширины рабочей площадки и находится в пределах 10–25° в зависимости от вида карьерного транспорта. Более пологий рабочий борт характерен при использовании железнодорожного транспорта, а более крутой – автомобильного.

Совокупность нерабочих уступов образует **нерабочий борт карьера** или торец карьера, которые характеризуются углом откоса ($\gamma_{нб}$) или ($\gamma_{нт}$). Величины $\gamma_{нб}$ или $\gamma_{нт}$ имеют, как правило, одно значение, зависят от свойств пород и могут быть взяты из табл. 3.4 [24] или приложения 3.

Формирование рабочих и нерабочих бортов карьера во многом определяется таким фактором, как угол падения разрабатываемой залежи.

На открытых горных работах месторождения полезных ископаемых делятся по углу падения на *горизонтальные, пологие, наклонные и крутые* (рис. 1.5).

К *горизонтальным* относятся такие залежи, у которых отрабатываются только породы одного бока и вся вскрыша может быть размещена в выработанном пространстве на почве пласта. Это возможно на залежах с углом падения (α_n) 0–5°. Предельное значение угла падения соответствует руководящему уклону автотранспорта и дает возможность прямому выходу автосамосвалов от добычного забоя к вскрывающей выработке.

К *пологим* относятся такие залежи, на которых отрабатываются породы только висячего бока. При этом значительную часть вскрыши, находящейся над пластом, можно разместить в выработанном пространстве на почве пласта по бестранспортной технологии. Это возможно на залежах с углом падения 6–14°. Предельное значение угла падения обеспечивает устойчивое положение внутренних отвалов без дополнительных противооползневых мероприятий.

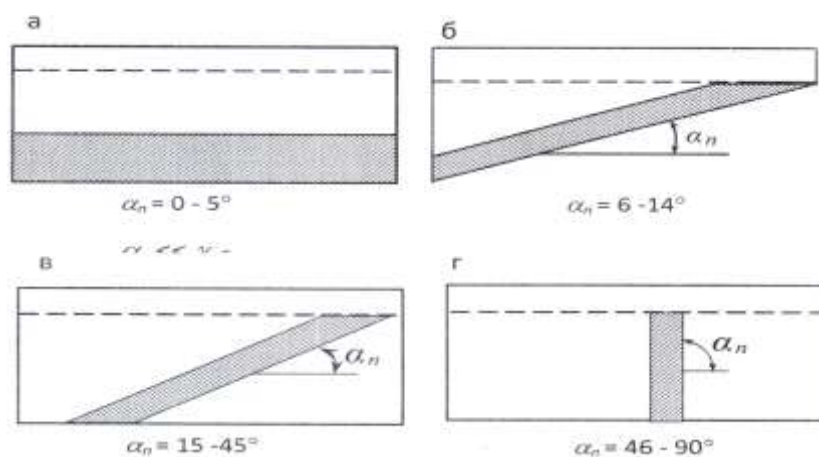


Рис. 1.5. Деление залежей по углу падения при открытой разработке:
а – горизонтальной; б – пологой; в – наклонной и г – крутой залежи

К *наклонным* относятся такие залежи, у которых отрабатываются только породы висячего бока, но по условиям устойчивости вскрыша не может быть расположена на почве пласта. К ним относятся залежи с углом падения $15\text{--}45^\circ$. Предельное значение угла падения обеспечивает устойчивое положение нерабочего борта карьера.

К *крутым* относятся такие залежи, у которых отрабатываются породы висячего и лежащего боков. Эти залежи имеют углы падения $45\text{--}90^\circ$.

Приведенные выше определения, рассмотренные на примере одиночных пластов, справедливы и для свиты пластов, что характерно для угольных месторождений Кузнецкого бассейна (рис. 1.6).

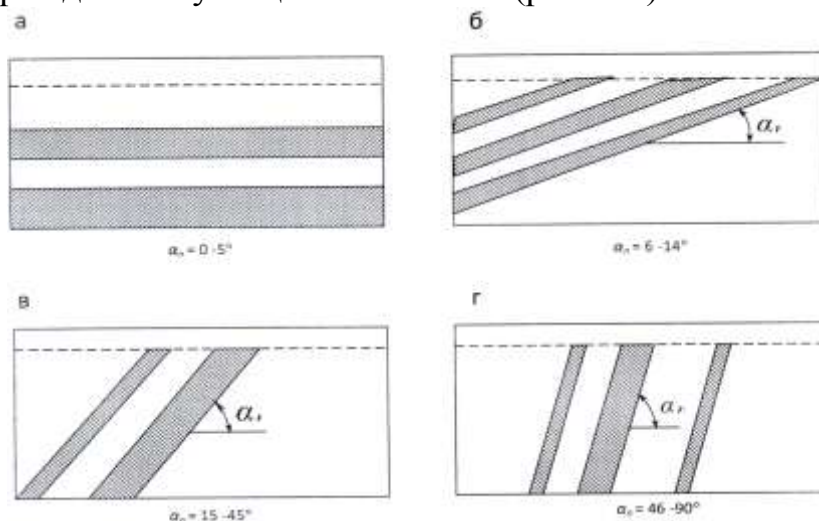


Рис. 1.6. Деление свиты пластов по углу падения при открытой разработке свиты пластов

1.2. Коэффициенты вскрыши

Коэффициент вскрыши – количество вскрышных пород, приходящихся на единицу полезного ископаемого при открытом способе разработки месторождения [1].

Числовое значение коэффициента вскрыши показывает, какое количество породы необходимо удалить в данных условиях ведения открытых горных работ, чтобы извлечь 1 т или 1 м³ полезного ископаемого:

$$K_v = \frac{V}{Q}, \text{ м}^3/\text{т}; (\text{м}^3/\text{м}^3, \text{т}/\text{т}) \quad (1.2.1)$$

где V – удаляемый объем вскрыши, м³ (т); Q – извлекаемый объем полезного ископаемого, т (м³).

Различают следующие коэффициенты вскрыши: средний (геологический, промышленный, эксплуатационный), текущий, контурный, граничный и др.

Средний геологический коэффициент вскрыши определяется отношением всего объема вскрыши, находящегося в границах карьера, к геологическим запасам полезного ископаемого в этих же границах:

$$K_{ср\ геол} = \frac{V_v}{Q_{геол}}, \quad (1.2.2)$$

где V_v – объем вскрыши в границах карьера, м³; $Q_{геол}$ – геологические запасы полезного ископаемого в границах карьера, т.

Средний промышленный коэффициент вскрыши определяется отношением всего объема вскрыши в границах карьера к промышленным запасам полезного ископаемого в этих же границах:

$$K_{ср\ пр} = \frac{V_v}{Q_{пр}}, \quad (1.2.3)$$

где $Q_{пр}$ – промышленные запасы полезного ископаемого в границах карьера, т;

$$Q_{пр} = Q_{геол} \eta_u, \quad (1.2.4)$$

где η_u – коэффициент извлечения полезного ископаемого в процессе эксплуатации карьера, $\eta_u < 1$.

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши определяется отношением общего объема пород карьера за вычетом объема горно-строительной вскрыши к запасам полезного ископаемого за вычетом объема добычи, осуществляемой в процессе строительства карьера, если это необходимо:

$$K_{ср\ экс} = \frac{V_v - V_{стр}}{Q_{пр} - Q_{стр}} \text{ или } K_{ср\ экс} = \frac{V_v - V_{стр}}{Q_{пр}}, \quad (1.2.5)$$

где $V_{стр}$ и $Q_{стр}$ – соответственно объемы вскрыши (м³) и полезного ископаемого (т), извлекаемые при строительстве карьера.

Текущий коэффициент вскрыши – это отношение объема вскрышных пород, перемещенных в отвал за какой-то промежуток времени, к фак-

тической добыче полезного ископаемого за этот же промежуток времени (сутки, месяц, квартал, год):

$$K_{тек} = \frac{V_{тек}}{Q_{тек}}. \quad (1.2.6)$$

При годовой производственной мощности карьера $A_{год}$ и годовом объеме вскрыши $V_{год}$

$$K_{тек} = \frac{V_{год}}{A_{год}}. \quad (1.2.7)$$

Контурный коэффициент вскрыши определяется отношением объема вскрыши (ΔV_v), находящегося между двумя конечными контурами карьера при расширении его границ, к запасам полезного ископаемого ($\Delta Q_{пл}$), находящимся между этими же контурами:

$$K_k = \frac{\Delta V_v}{\Delta Q_{пл}}. \quad (1.2.8)$$

Коэффициенты вскрыши, определение которых дано выше, являются технологическими и имеют графические изображения при соответствующих условиях залегания месторождений.

1.2.1. Коэффициенты вскрыши при горизонтальном залегании пластов

Карьерное поле на горизонтальной залежи ограничивается по глубине почвой рабочего пласта, а по простиранию – нерабочими бортами карьера (рис. 1.7, а). В этих границах рассчитываются геологические и промышленные запасы полезного ископаемого ($Q_{геол}$ и $Q_{пр}$) и объемы вскрыши (V_v), которые дают возможность определить средние коэффициенты вскрыши: геологический и промышленный.

В связи с тем, что в процессе эксплуатации карьера на горизонтальной залежи вскрышные породы размещаются во внутренних отвалах, то для их образования необходимо в процессе строительства удалить часть вскрыши ($V_{стр}$) и часть запасов полезного ископаемого ($Q_{стр}$), чтобы создать выработанное пространство (рис. 1.7, б). Оставшиеся объемы вскрыши ($V_v - V_{стр}$) и запасы полезного ископаемого ($Q_{пр} - Q_{стр}$) определяют средний эксплуатационный коэффициент вскрыши.

В процессе эксплуатации карьера задачей горного предприятия является ежегодная добыча такого количества полезного ископаемого, которое соответствует принятой производственной мощности ($A_{год}$).

Для выполнения этой задачи необходимо удалять соответствующий годовой объем вскрыши ($V_{год}$), отношение которого к годовой производственной мощности определит текущий коэффициент вскрыши. Изменение положения рабочего борта (рис. 1.7, в) карьера в течение года (годовое по-

движение) может быть представлено линиями откоса рабочего борта в начале и конце года. Между этими линиями также будут значения $V_{зод}$ и $A_{зод}$. При расширении границ карьера прирезаемые объемы вскрыши ($\Delta V_{в}$) и запасы полезного ископаемого ($\Delta Q_{ми}$) определяют контурный коэффициент вскрыши.

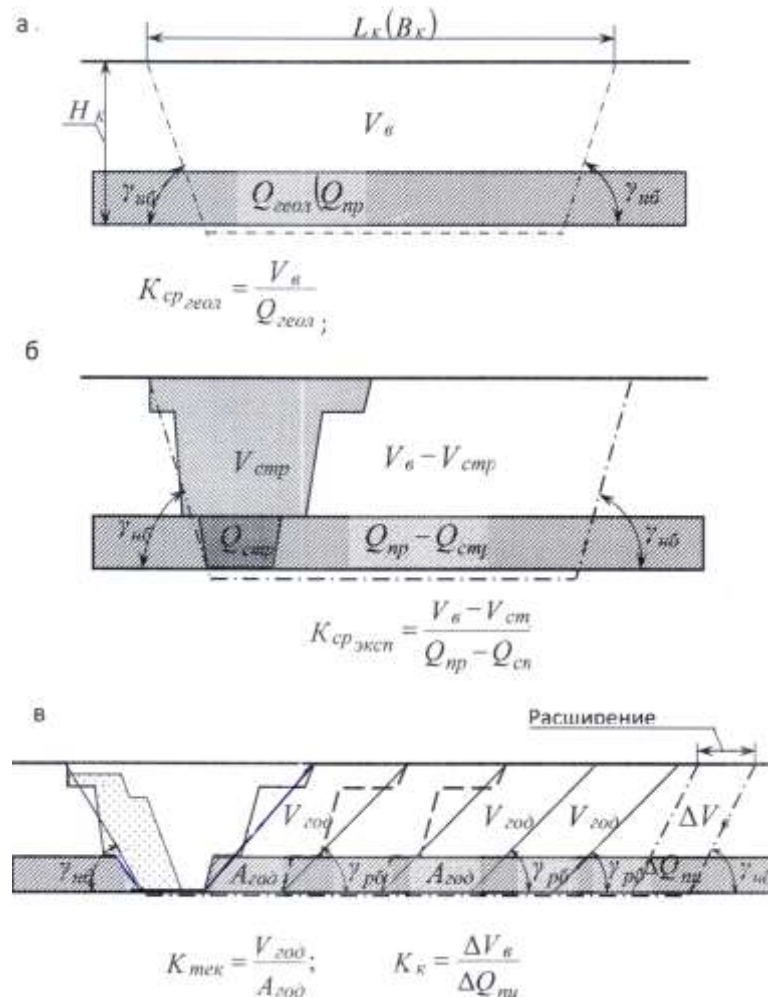


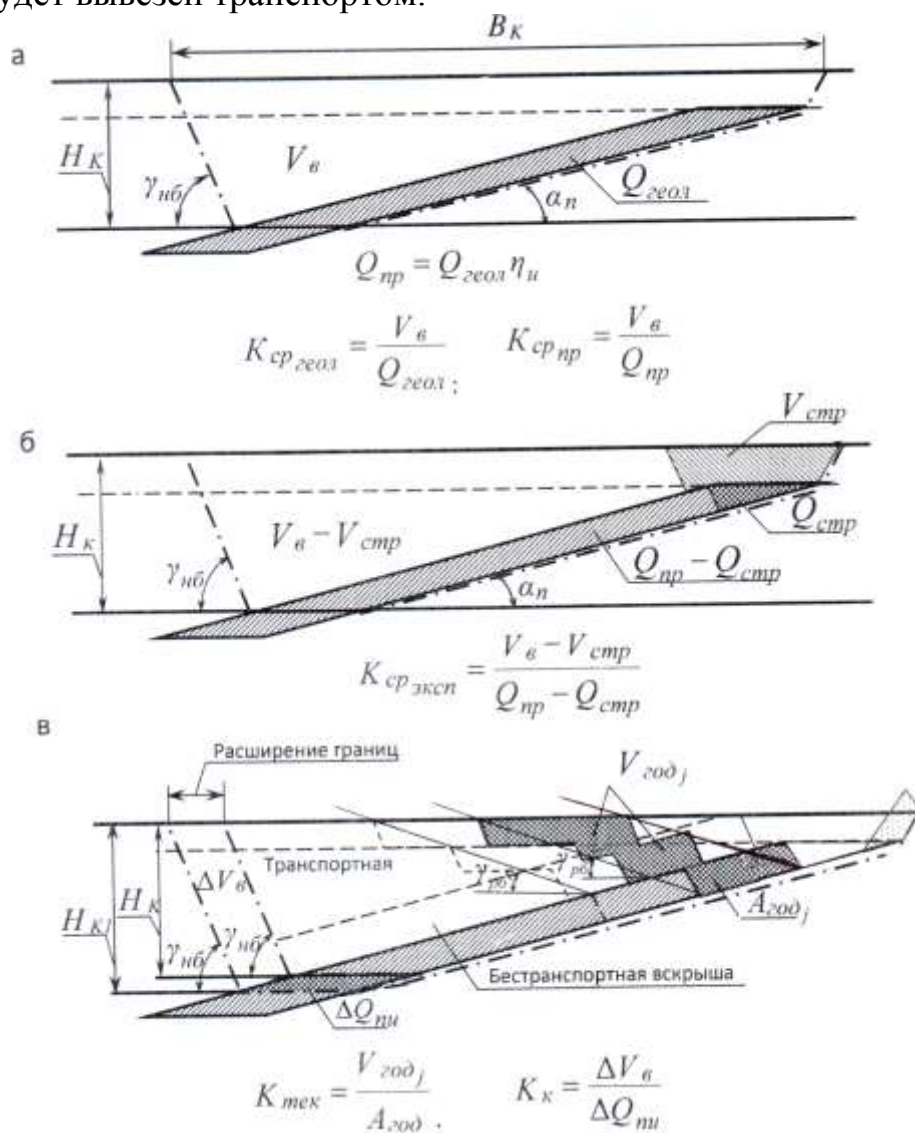
Рис. 1.7. Коэффициенты вскрыши при разработке горизонтальной залежи:
 а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
 в – текущий и контурный

1.2.2. Коэффициенты вскрыши при пологом залегании пластов

Карьерное поле при разработке пологой залежи ограничивается по падению линией дна карьера, со стороны висячего бока – нерабочим бортом, со стороны лежащего бока – почвой пласта, по простиранию – нерабочими торцами карьера.

В этих границах рассчитываются геологические и промышленные запасы полезного ископаемого ($Q_{геол}$ и $Q_{пр}$) и общие объемы вскрыши ($V_{в}$), которые дают возможность определить средний геологический и средний промышленный коэффициенты вскрыши (рис. 1.8, а).

Так как пологая залежь по условию устойчивости позволяет укладывать породу на почву пласта в выработанном пространстве, то часть вскрыши будет отработана по бестранспортной технологии, а остальной объем породы будет вывезен транспортом.



1.8. Коэффициенты вскрыши при разработке пологой залежи:
 а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
 в – текущий и контурный

При проведении горно-строительных работ в границах карьера на пологой залежи создаются необходимые условия для применения бестранспортной технологии. С этой целью извлекают часть запасов полезного ископаемого (Q_{cmr}) и удаляют требуемый объем вскрыши (V_{cmr}), создавая выработанное пространство для начала эксплуатации (рис. 1.8, б). Оставшиеся объемы вскрыши ($V_v - V_{cmr}$) и запасы полезного ископаемого ($Q_{np} - Q_{cmr}$) определяют средний эксплуатационный коэффициент вскрыши.

Эти объемы определяются рабочими бортами карьера в начале и конце рассматриваемого периода (рис. 1.8, в). Отношение годовых объемов вскры-

ши к годовой производственной мощности определит текущий коэффициент вскрыши.

При эксплуатации карьера задачей горного предприятия является ежегодное выполнение заданной производственной мощности ($A_{год}$), которая в свою очередь требует ежегодно удалять определенный объем вскрыши. В связи с тем, что при пологом падении для выемки полезного ископаемого приходится углубляться от поверхности до конечной глубины карьера, то ежегодный объем вскрыши имеет переменные величины ($V_{год1}, V_{год2}, \dots, V_{годj}$).

Эти объемы определяются рабочими бортами карьера в начале и конце рассматриваемого периода (рис. 1.8, в). Отношение годовых объемов вскрыши к годовой производственной мощности определит текущий коэффициент вскрыши.

Если возникла возможность расширить границы карьера, то прирелезаемые объемы вскрыши ($\Delta V_{в}$) и запасы полезного ископаемого ($\Delta Q_{ни}$) определяют контурный коэффициент вскрыши (рис. 1.8, в).

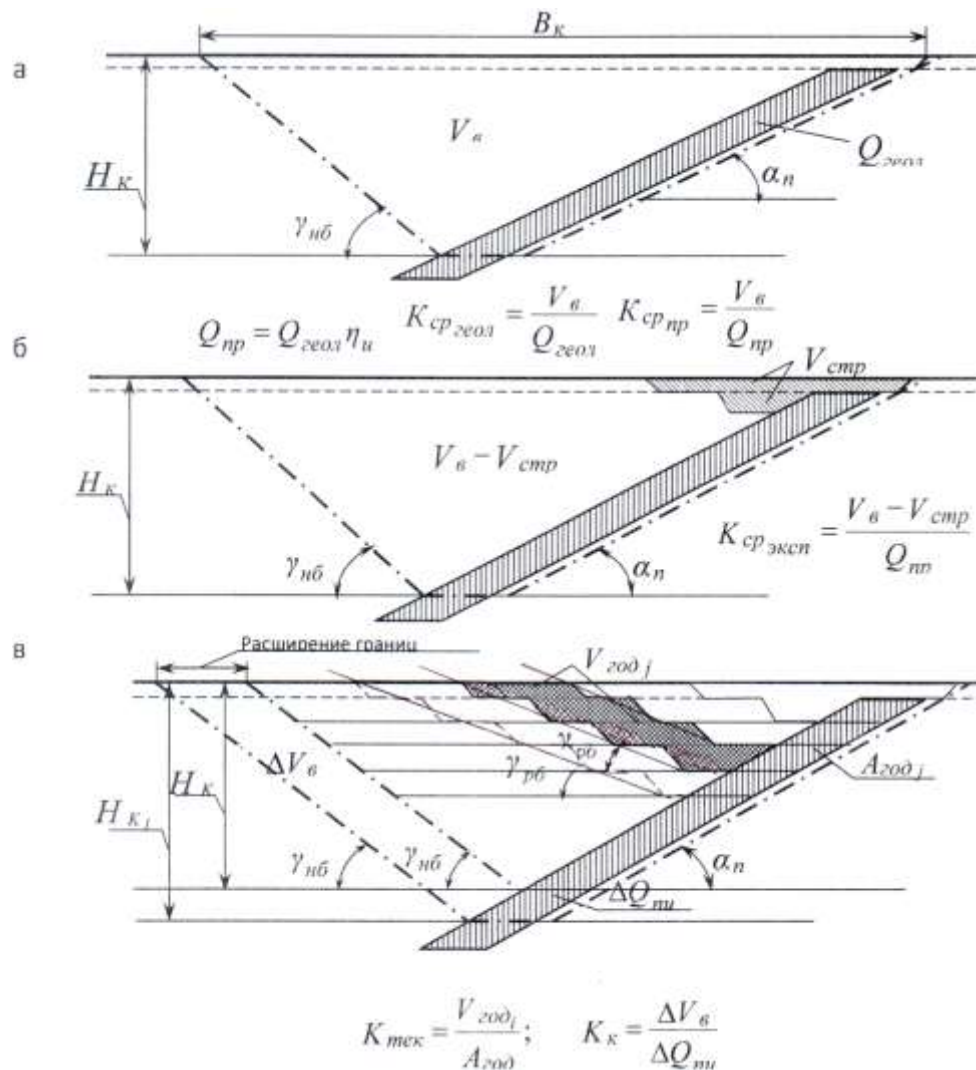
1.2.3. Коэффициенты вскрыши при наклонном залегании пластов

Карьерное поле при разработке наклонной залежи ограничивается по падению линией дна карьера, со стороны висячего бока – нерабочим бортом, со стороны лежащего бока – почвой пласта, по простиранию – нерабочими торцами. В границах карьера рассчитываются геологические ($Q_{геол}$) и промышленные ($Q_{пр}$) запасы полезного ископаемого, общие объемы вскрыши ($V_{в}$) и определяются средний геологический и средний промышленный коэффициенты вскрыши (рис. 1.9, а).

Для сдачи карьера в эксплуатацию на наклонной залежи необходимо провести разрезную траншею на первом горизонте с полезным ископаемым (по коренным породам) и удалить часть рыхлых отложений над пластом, что составит объем горно-строительных работ внутри карьера ($V_{стр}$), подготавливающий необходимые запасы полезного ископаемого.

Оставшиеся объемы вскрыши ($V_{в} - V_{стр}$) и промышленные запасы полезного ископаемого ($Q_{пр}$) определяет средний эксплуатационный коэффициент вскрыши (рис. 1.9, б).

При эксплуатации карьера задачей горного предприятия является ежегодное выполнение заданной производительной мощности ($A_{год}$). А это выполнение требует ежегодно удалять различные объемы вскрыши ($V_{год1}, V_{год2}, \dots, V_{годj}$), так как с углублением горных работ эти объемы изменяются и определяются положением рабочего борта карьера в начале и конце рассматриваемого периода.



1.9. Коэффициенты вскрыши при разработке наклонной залежи:
а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
в – текущий и контурный

Отношение годового объема вскрыши ($V_{год\,j}$) к годовой производственной мощности ($A_{год}$) определит текущий коэффициент вскрыши j -го периода (рис. 1.9, в).

При расширении границ карьера отношение прирезаемых объемов вскрыши (ΔV_a) к прирезаемым запасам полезного ископаемого ($\Delta Q_{ми}$) между двумя конечными контурами определит контурный коэффициент вскрыши (рис. 1.9, в).

1.2.4. Коэффициент вскрыши при крутом залегании пластов

Карьерное поле при разработке крутой залежи ограничивается по падению линией дна карьера на конечной его глубине, со стороны висячего и лежащего боков – нерабочими бортами, по простиранию – нерабочими торцами карьера.

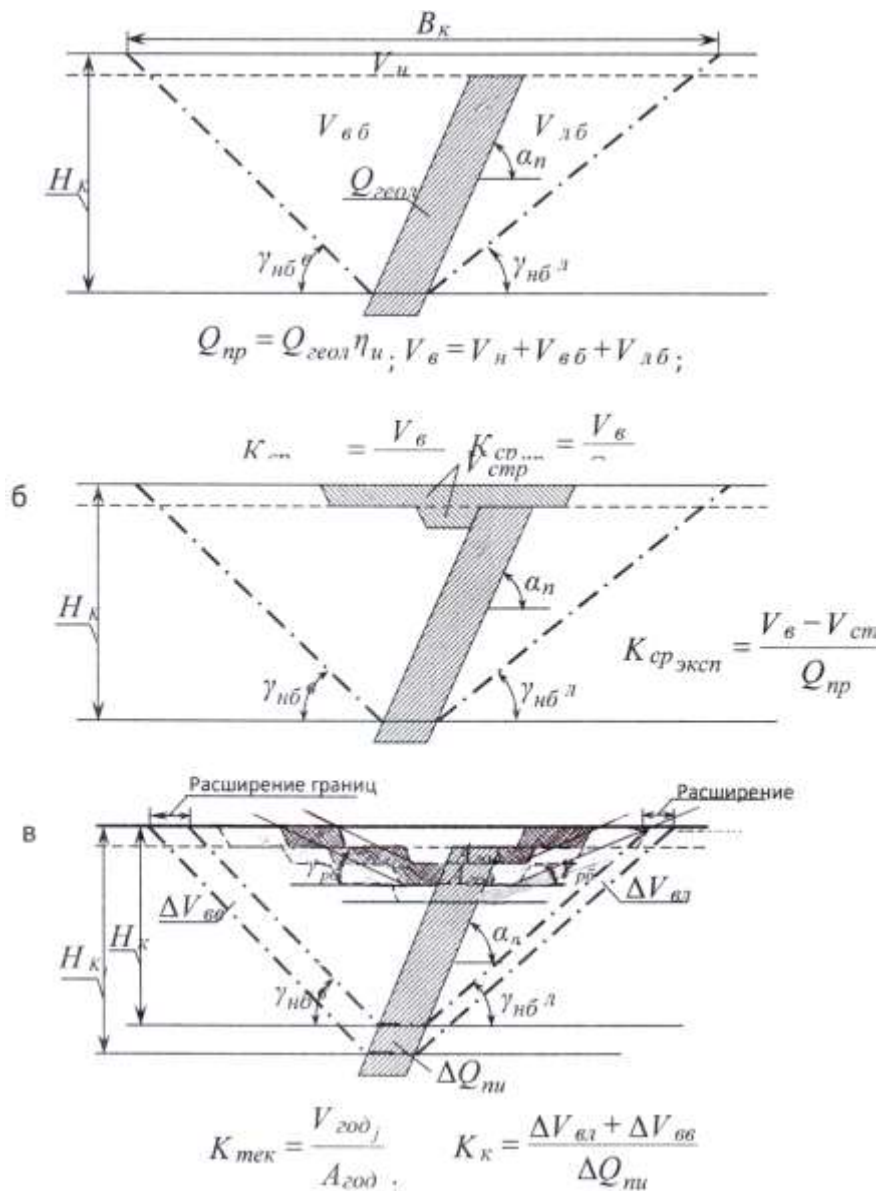


Рис. 1.10. Коэффициенты вскрыши при разработке крутых залежей:
 а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
 в – текущий и контурный

В этих границах рассчитываются геологические ($Q_{геол}$) и промышленные ($Q_{пр}$) запасы полезного ископаемого, общие объемы вскрыши ($V_{в}$) и определяются средний геологический и средний промышленный коэффициенты вскрыши (рис. 1.10, а).

Для сдачи карьера в эксплуатацию на крутой залежи необходимо провести разрезную траншею по коренным породам на первом горизонте с полезным ископаемым и удалить часть рыхлых отложений над пластом в соответствии с расчетной величиной рабочих площадок как с висячего, так и лежащего боков залежи. Удаляемый объем рыхлых отложений и объем разрезной траншеи составят объем горно-строительных работ внутри карьера ($V_{стр}$), подготавливающий необходимые запасы полезного ископаемого.

Оставшиеся объемы вскрыши ($V_{\text{в}} - V_{\text{стр}}$) и промышленные запасы полезного ископаемого определяют средний эксплуатационный коэффициент вскрыши (рис. 1.10, б). При эксплуатации карьера задачей горного предприятия является ежегодное выполнение заданной производственной мощности ($A_{\text{год}}$), требующее, в свою очередь, ежегодного удаления различных объемов вскрыши ($V_{\text{год}1}, V_{\text{год}2}, \dots, V_{\text{год}j}$), изменяющихся с углублением горных работ. Эти объемы вскрыши определяются положением рабочих бортов со стороны висячего и лежачего боков в начале и конце рассматриваемого периода. Отношение годового объема вскрыши ($V_{\text{год}j}$) к годовой производственной мощности определяет текущий коэффициент вскрыши j -го периода (рис. 1.10, в).

При расширении границ карьера отношение прирезаемых объемов вскрыши ($\Delta V_{\text{вв}}$ и $\Delta V_{\text{вл}}$) к прирезаемым запасам полезного ископаемого ($\Delta Q_{\text{ни}}$) между двумя конечными контурами определит контурный коэффициент вскрыши (рис. 1.10, в).

1.2.5. Коэффициенты вскрыши разработке свиты пластов

Свита пластов также имеет горизонтальное, пологое, наклонное и крутое залегания. Поэтому общий подход к определению коэффициентов вскрыши аналогичен, как и в примерах с одиночными пластами. Имеются лишь некоторые особенности в графических построениях этих расчетов. Рассмотрим это на примере крутых залежей для двух случаев: свита из трех пластов, один из которых основной рабочий пласт; свита сближенных рабочих пластов.

Свита пластов различной мощности ограничивается карьерным полем. Со стороны висячего и лежачего боков свиты границами карьерного поля являются нерабочие борта, а по простиранию – нерабочие торцы карьера (рис. 1.11).

При открытой разработке свиты пластов различной мощности технологические вопросы решаются в привязке к наиболее мощному, основному рабочему пласту. Остальные пласты рассматриваются как сопутствующие, но они также принимаются во внимание и обрабатываются по мере развития горных работ.

Глубина карьера определяется по основному рабочему пласту с учетом мощности сопутствующих пластов, попадающих в контуры разработки. Геологические запасы полезного ископаемого будут складываться из запасов рабочего пласта ($Q_{\text{рп}}$) и запасов сопутствующих пластов (Q_1 и Q_2).

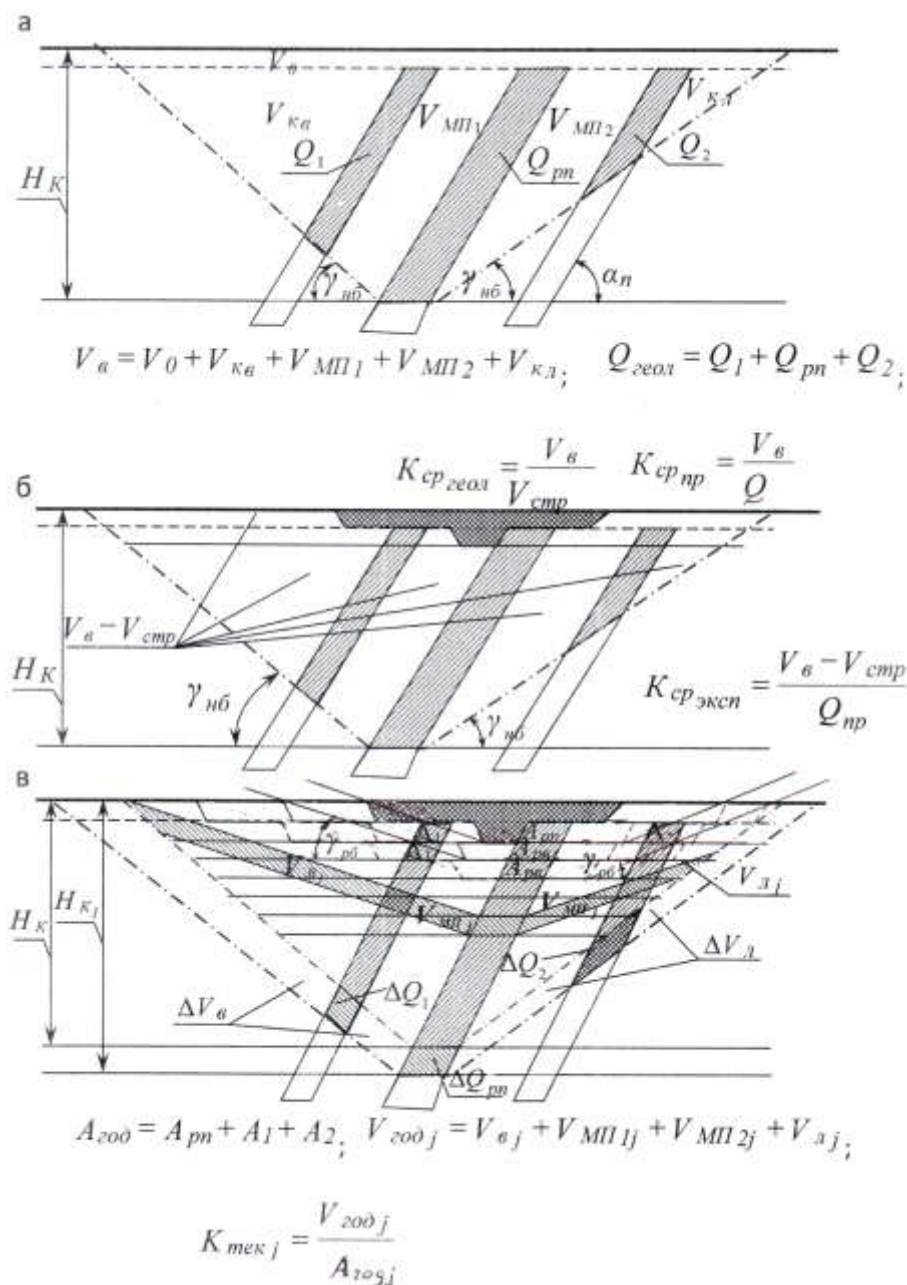


Рис. 1.11. Коэффициенты вскрыши при разработке крутых залежей:
а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
в – текущий и контурный

Объемы вскрыши составят объемы рыхлых отложений (V_0), объемы коренных пород со стороны висячего бока свиты ($V_{кв}$) и лежащего бока свиты ($V_{кл}$), а также объемы пород междупластий ($V_{МП1}$ и $V_{МП2}$).

Рассчитанные геологические и промышленные запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши определяют значения средних геологического и промышленного коэффициентов вскрыши (рис. 1.11, а).

Для сдачи карьера в эксплуатацию горно-строительные объемы проводят по основному рабочему пласту, подготавливая необходимые запасы и удаляя для этого требуемый объем вскрыши ($V_{смп}$). Оставшийся в границах

карьера объем вскрыши и промышленные запасы определяют средний эксплуатационный коэффициент вскрыши (рис. 1.11, б).

При эксплуатации карьера горные работы развиваются от основного рабочего пласта и для выполнения установленной производственной мощности (A_{zod}) удаляются переменные годовые объемы вскрыши.

Годовая производственная мощность складывается из объемов полезного ископаемого, добываемых в течение года из рабочего пласта (A_{pn}) и сопутствующих пластов (A_1 и A_2), попадающих в зону рабочих бортов карьера.

Годовая производственная мощность предприятия (A_{zod}) и годовые объемы вскрыши (V_{zodj}) определяют текущий коэффициент вскрыши (рис. 1.11, в).

Годовые объемы вскрыши определяются объемами между рабочим бортом в начале и конце рассматриваемого периода с висячей и лежачей сторон свиты пластов. Эти объемы складываются из текущих объемов висячего бока (V_{vj}), объемов первого междупластья ($V_{МП1j}$), объемов второго междупластья ($V_{МП2j}$) и объемов лежачего бока (V_{lj}).

Годовая производственная мощность предприятия (A_{zod}) и годовые объемы вскрыши (V_{zodj}) определяют текущий коэффициент вскрыши (рис. 1.11, в).

При расширении границ карьерного поля увеличение глубины карьера от H_k до H_{k1} к имеющимся объемам добавляются объемы вскрыши со стороны висячего (ΔV_v) и лежачего (ΔV_l) боков и запасы полезного ископаемого основного рабочего пласта (ΔQ_{pn}), а также сопутствующих пластов (ΔQ_1 и ΔQ_2), которые определяют контурный коэффициент вскрыши (рис. 1.11, в).

При открытой разработке сближенных пластов, равнозначных по мощности, данная свита может рассматриваться как единый пласт с прослойкой породы и технологические вопросы привязывают к обоим пластам. По двум пластам устанавливается глубина карьера и ширина дна определяется мощностью залежи и междупластья (рис. 1.12).

В установленных границах определяют объем вскрыши, включающий объемы рыхлых отложений (V_0), объемы коренных пород висячего бока ($V_{кв}$), объемы междупластья ($V_{МП}$) и объемы коренных пород лежачего бока ($V_{кб}$). Геологические запасы состоят из запасов каждого из пластов (Q_1 и Q_2).

Объемы вскрыши ($V_в$), геологические ($Q_{гeол}$) и промышленные ($Q_{пр}$) запасы полезного ископаемого определяют средние геологический и промышленный коэффициенты вскрыши (рис. 1.12, а).

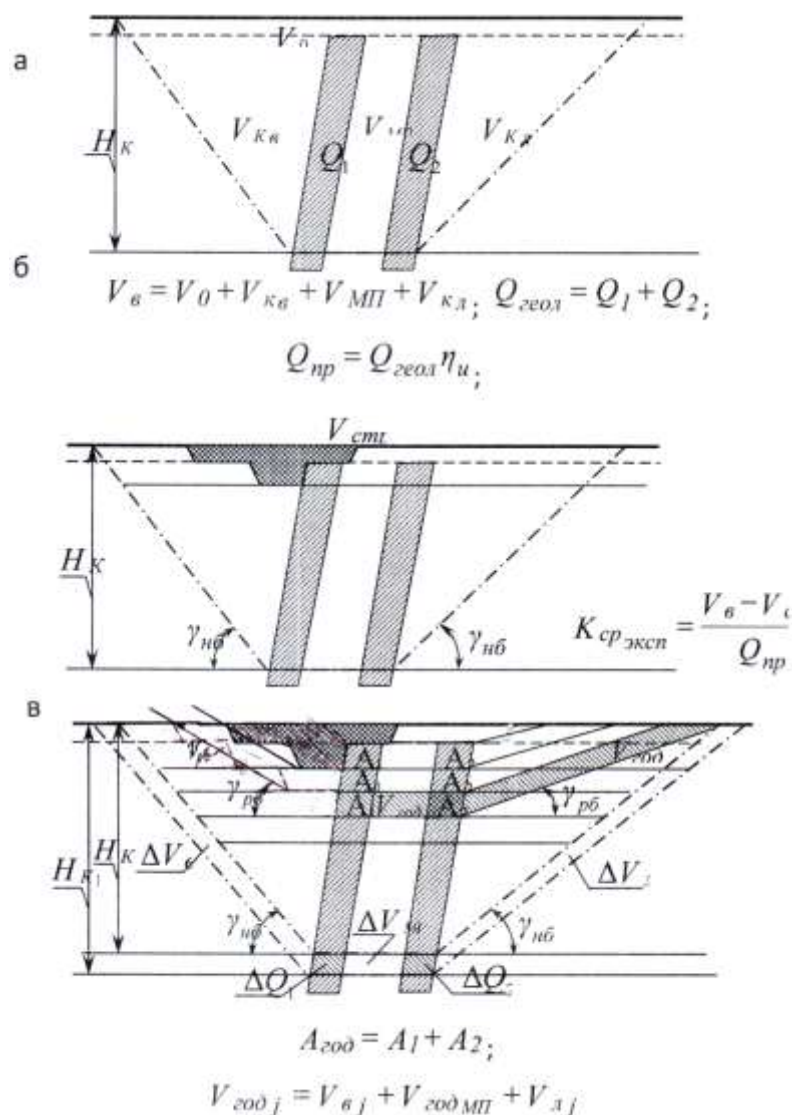


Рис. 1.12. Коэффициенты вскрыши при разработке сближенных пластов:
 а – средние геологический и промышленный; б – средний эксплуатационный;
 в – текущий и контурный

Для сдачи карьера в эксплуатацию горно-строительные работы проводятся со стороны всячего бока свиты ($V_{стр}$), тем самым подготавливают необходимые запасы полезного ископаемого. Оставшиеся в границах карьера объемы вскрыши и промышленные запасы полезного ископаемого определяют средний эксплуатационный коэффициент вскрыши (рис. 1.12, б).

При эксплуатации карьера выполнение годовой производственной мощности ($A_{год}$) осуществляется добычными работами по обоим пластам и

ежегодным удалением объема междупластья ($V_{МП_{год}}$) и переменных объемов вскрыши с висячей ($V_{в_{год_j}}$) и лежачей ($V_{л_{год_j}}$) сторон залежи.

Отношение годового объема вскрыши ($V_{год_j}$) к годовой производственной мощности ($A_{год}$) определит текущий коэффициент вскрыши рассматриваемого периода (рис. 1.12, в).

Отношение прирезаемых объемов вскрыши со стороны висячего и лежачего боков свиты (ΔV_v и ΔV_l) и междупластья ($\Delta V_{МП}$) к прирезаемым запасам полезного ископаемого по обоим пластам (ΔQ_1 и ΔQ_2) определит контурный коэффициент вскрыши (рис. 1.12, в).

1.2.6. Граничный коэффициент вскрыши

Граничный коэффициент вскрыши показывает максимально допустимый объем вскрыши, который можно извлечь, чтобы добыть 1 тонну полезного ископаемого в данных условиях, исходя из экономичности открытого способа разработки по отношению к подземному [1, 2].

Этот коэффициент называют также экономическим, экономически допустимым, так как он определяется из условий сравнения полной себестоимости добычи полезного ископаемого открытым ($C_{отк}$) и подземным ($C_{п}$) способами:

$$C_{отк} = C_{п}. \quad (1.2.9)$$

В связи с тем, что при подземном способе добывается только полезное ископаемое, а при открытой разработке необходимо наряду с добычей удалять вскрышные породы, то полная себестоимость на карьере будет иметь две составляющие:

$$C_{отк} = C_{д} + K_{в} \cdot C_{в}, \quad (1.2.10)$$

где $C_{д}$ – затраты на 1 т собственно добычи на карьере, р./т; $C_{в}$ – затраты на 1 м³ вскрыши на карьере, р./м³; $K_{в}$ – коэффициент вскрыши, показывающий сколько породы надо удалить, чтобы добыть 1 т полезного ископаемого, м³/т.

Тогда максимально допустимое значение коэффициента вскрыши, исходя из экономичности открытого способа, определится:

$$K_{гр} = \frac{C_{п} - C_{д}}{C_{в}}, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (1.2.11)$$

Рассмотрим определение максимального значения коэффициента вскрыши для конкретных условий, исходя из экономических показателей горных предприятий.

С точки зрения рыночных условий граничный коэффициент вскрыши определяется затратами на разработку, ценой при продаже полезного ископаемого (C) и нормативной величиной прибыли карьера, необходимой для его

нормального функционирования. В этом случае, вместо C_n в формуле 1.2.11 подставляется значение $C - П$.

Во всех случаях технологические коэффициенты вскрыши, рассмотренные выше, должны быть меньше экономически обоснованного граничного коэффициента вскрыши $K_{зр}$.

2. РАСЧЕТНЫЕ РАБОТЫ

Работа № 1

Определение основных параметров карьерного поля [1, 2]

Главными или основными параметрами карьера являются [1, 21] являются: конечная глубина H_k ; размеры карьерного поля на поверхности (длина – L_k и ширина – B_k) и по дну (длина – l_k и ширина – b_k); углы наклона нерабочих бортов ($\gamma_{нб}$) при их погашении со стороны висячего и лежащего боков залежи, а также в торцах карьера по его длине (см. рис. 2.1.1); объемы горной массы ($V_{зм}$), полезного ископаемого ($V_{ни}$) и вскрыши ($V_{в}$), в контурах карьера; запасы полезного ископаемого ($Q_{ни}$).

Основные параметры карьера ограничивают массив месторождения, который включает определенный объем вскрыши и запасы залежи полезного ископаемого. Соотношение этих объемов и запасов не должно быть больше граничного коэффициента вскрыши, соответствующего данным горно-геологическим условиям.

В соответствии с данными индивидуального задания (Приложения 1 и 2) на миллиметровом листе формата А3 в масштабе 1:2000 строится геологический разрез заданной залежи. Построение делается в двух вариантах, так как границы карьера определяются двумя способами:

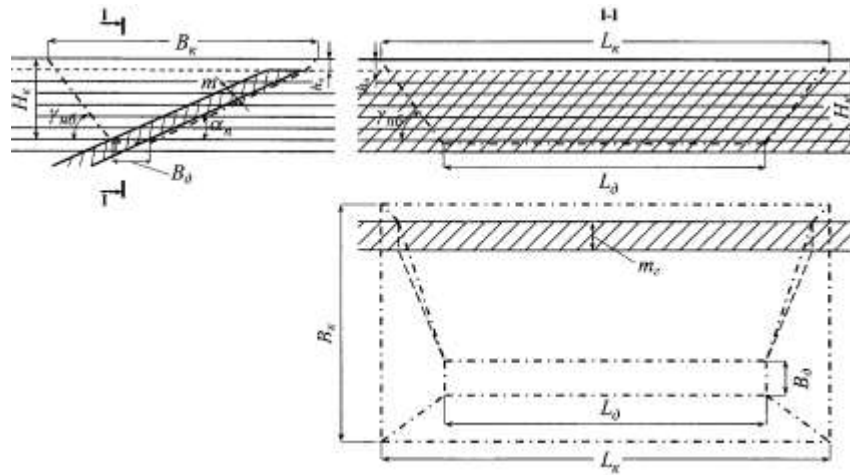
1) сравнением контурных коэффициентов вскрыши (K_{kj}) с граничным коэффициентом ($K_{зр}$) для залежей с любым углом падения;

2) сравнением текущих коэффициентов вскрыши ($K_{текj}$) с граничным коэффициентом ($K_{зр}$), кроме крутопадающих залежей. Числовое значение граничного коэффициента вскрыши задается в каждом варианте расчета.

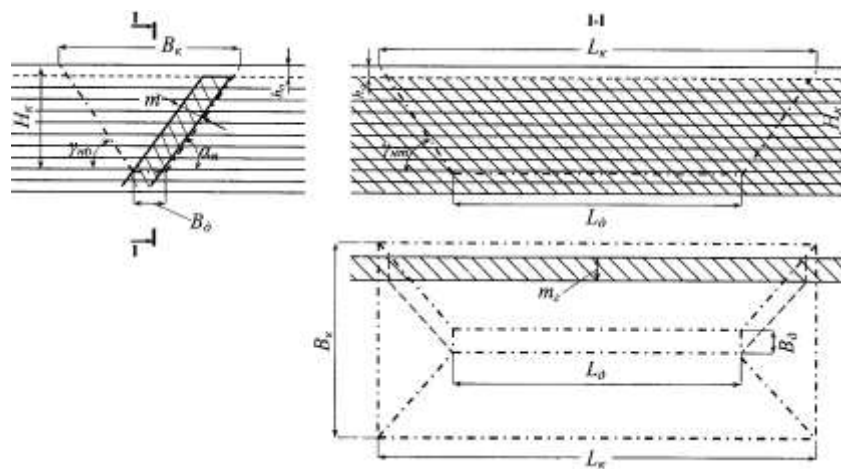
На построенных геологических разрезах проводится на равном расстоянии от линии рыхлых отложений по падению пласта произвольное количество горизонтальных линий. Эти линии для контурных коэффициентов вскрыши будут означать горизонты, а для текущих коэффициентов – периоды или этапы отработки.

Из точек пересечения горизонтальных линий с пластом проводят на одном профиле разреза линии откоса нерабочего борта карьера, а на другом профиле – линии откоса рабочего борта карьера. Линии проводятся до пересечения их с поверхностью.

а



б



в

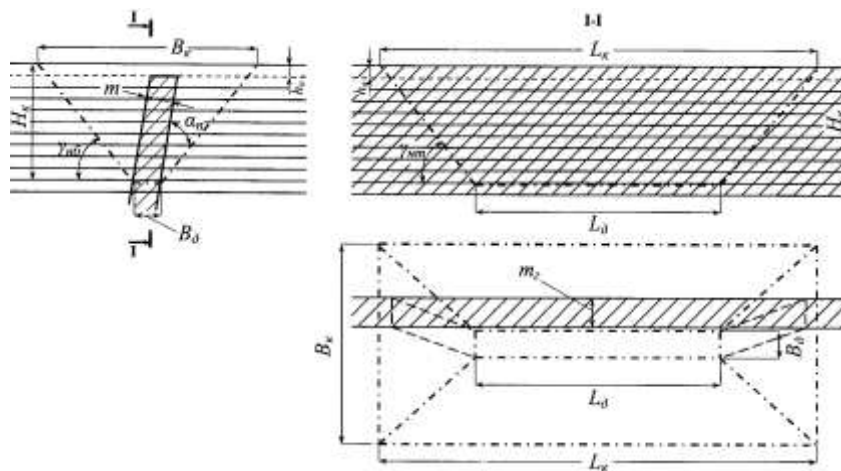


Рис. 2.1.1. Главные параметры карьерного поля для пологой (а), наклонной (б) и крутой (в) залежи полезного ископаемого

Контурные и текущие коэффициенты вскрыши определяются отношением объемов вскрыши к запасам полезного ископаемого по каждому рассматриваемому горизонту (для K_{kj}) или по каждому рассматриваемому периоду отработки (для $K_{текj}$) на соответствующих геологических разрезах.

Объемы вскрыши и запасы полезного ископаемого определяются путем графического замера площадей простых геометрических фигур (ромбов, трапеций, треугольников) соответствующих контурам по вскрыше и полезному ископаемому на миллиметровке с последующим умножением этих площадей на соответствующую длину каждого горизонта (периода) отработки. Длина каждого горизонта (периода) отработки определяется по средней его линии по формуле [21, 22]

$$L_i = L_k - h_{i\text{гор}} \cdot \text{Ctg } \gamma_{\text{нб}}, \text{ м}, \quad (2.1.1)$$

где L_k – длина карьера по поверхности (м) задается в исходных показателях задания для расчета; $h_{i\text{гор}}$ – глубина i -го горизонта (периода) отработки (м) замеряется на выполненном миллиметровом чертеже профиля месторождения и учитывается в формуле с учетом его масштаба; $\gamma_{\text{нб}}$ – угол откоса нерабочего борта в торце карьера (м) задается в исходных показателях для расчета.

Суммарные объемы вскрыши (V_v) и полезного ископаемого ($V_{\text{ни}}$) по горизонтам или периодам отработки показывают объем горной массы в установленных конечных контурах карьерного поля ($V_{\text{зм}}$)

Полезное ископаемое, рассчитанное геометрических объемах, переводится в тонны с учетом его плотности ($\rho_{\text{ни}}$) и в суммарной, по горизонтам или периодам отработки, величине определяется как геологические запасы ($Q_{\text{геол}}$) в конечных контурах карьера.

Промышленные запасы полезного ископаемого ($Q_{\text{пр}}$) определяются с учетом коэффициента извлечения (η_u) по формуле

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{геол}} \eta_u, \text{ т}, \quad (2.1.2)$$

$$\eta_u = (П + Р)/100, \quad (2.1.3)$$

где $П$ и $Р$ – соответственно нормативные потери полезного ископаемого и засорение его породой (разубоживание) в процессе выемки (%) приводятся в исходных данных для расчета.

Промышленные объемы вскрыши также устанавливаются с учетом потерь полезного ископаемого и его засорения породой (разубоживание) в процессе выемки

$$V_{\text{в.пр}} = V_v + V_{\text{ни}} \cdot (1 + \eta_u), \text{ м}^3. \quad (2.1.4)$$

Последующими аналитическими расчетами, т.е. отношением промышленных объемов вскрыши к промышленным запасам полезного ископаемого на горизонтах или по периодам отработки устанавливаются соответствующие контурные и текущие коэффициенты вскрыши K_{k_j} и $K_{\text{тек } j}$.

На основе сравнения $K_{\text{зр}}$ с K_{k_j} , находят горизонт их примерного равенства, который и определит границы карьера по глубине (рис. 2.1.2, 2.1.3, 2.1.4). Затем замеряется ширина карьера по поверхности (B_k).

На основе сравнения $K_{зр}$ с $K_{текj}$ (рис. 2.1.5, 2.1.6), находят период их примерного равенства, который в первую очередь определит контуры карьера по ширине на поверхности (B_k).

Затем, от точки, определяющей конечный контур карьера по поверхности, опуская линию под углом нерабочего борта ($\gamma_{нб}$) со стороны кровли залежи до пересечения с кровлей залежи (на рис. 2.1.5 и 2.1.6 показано стрелкой), устанавливается глубина карьера [4, 5].

Следует учесть, что ширина дна карьера должна быть не менее 30 м. В противном случае необходимо расширить дно до 30 м в сторону висячего бока пласта.

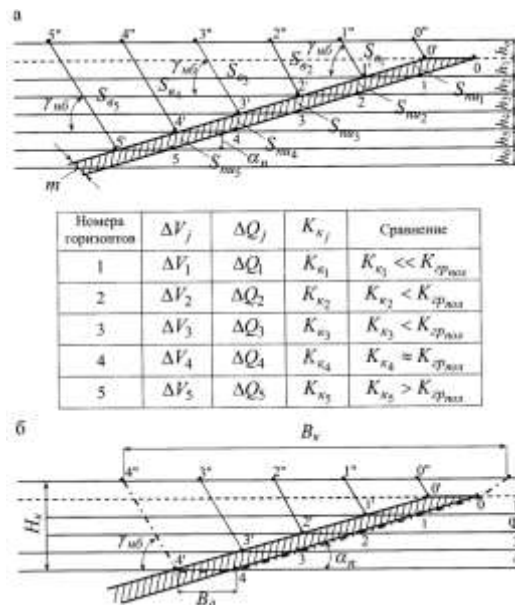


Рис. 2.1.2. Определение границ карьера при разработке пологой залежи с помощью контурного коэффициента вскрыши:

- а – расчет контурных коэффициентов вскрыши;
- б – определение главных параметров карьера

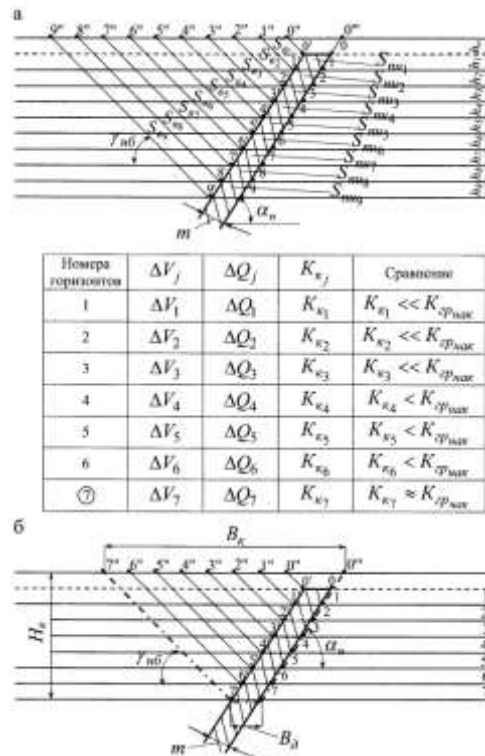


Рис. 2.1.3. Определение границ карьера при разработке наклонной залежи с помощью контурного коэффициента вскрыши: а – расчет контурных коэффициентов вскрыши; б – определение главных параметров карьера

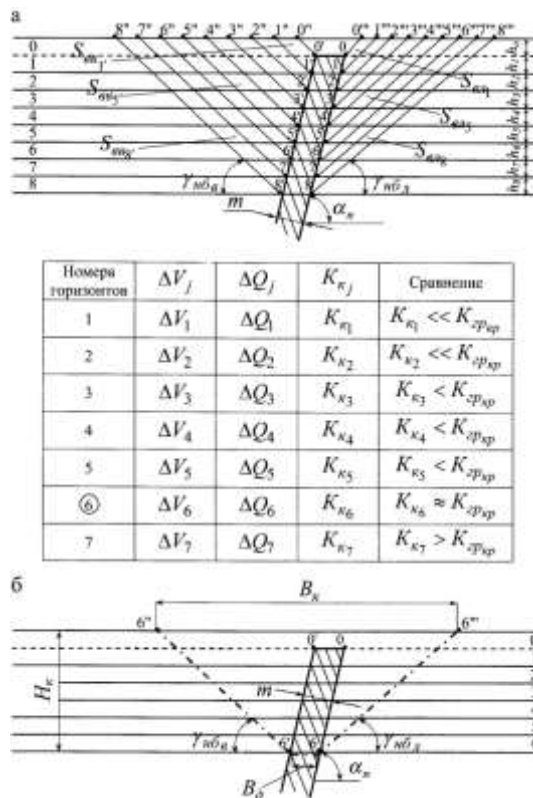


Рис. 2.1.4. Определение границ карьера при разработке крутой залежи с помощью контурного коэффициента вскрыши: а – расчет контурных коэффициентов вскрыши; б – определение главных параметров карьера

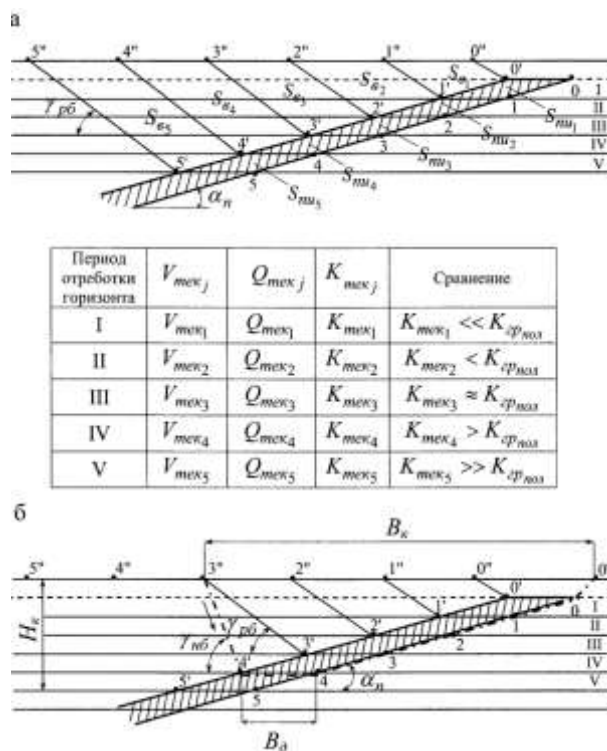


Рис. 2.1.5. Определение границ карьера при разработке пологой залежи с помощью текущего коэффициента вскрыши: а – расчет текущих коэффициентов вскрыши; б – определение главных параметров карьера

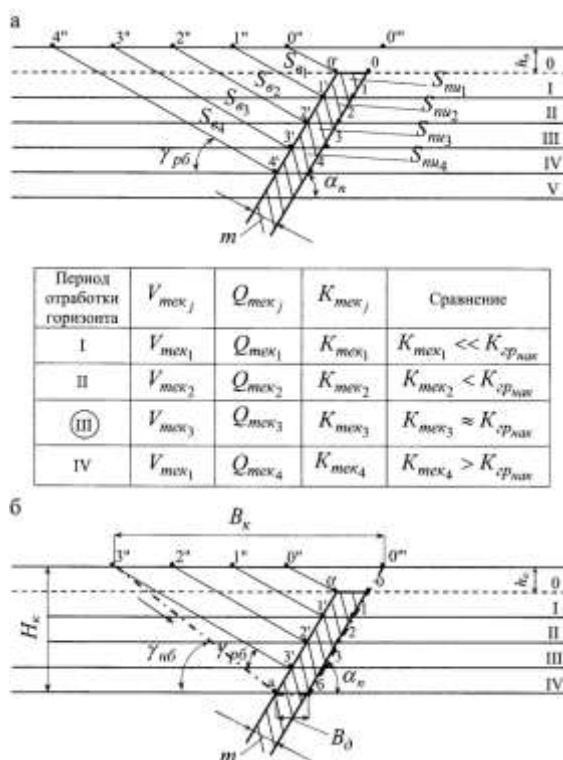


Рис. 2.1.6. Определение границ карьера при разработке наклонной залежи с помощью текущего коэффициента вскрыши: а – расчет текущих коэффициентов вскрыши; б – определение главных параметров карьера

Работа № 2

Построение графика режима горных работ [2, 22]

Построение графика режима горных работ производится в процессе проектирования карьера с целью горно-геометрического анализа месторождения.

График режима горных работ показывает распределение промышленных запасов полезного ископаемого и соответствующих им объемов вскрыши, находящихся между текущими контурами, а также текущего коэффициента вскрыши по отношению к глубине карьера для наклонных и крутопадающих или по отношению к ширине (длине) карьера для горизонтальных и пологопадающих месторождений в границах карьерного поля.

Для его построения вновь чертится на миллиметровом листе геологический профиль с указанием установленных границ карьерного поля.

Проводятся линии горизонтов, рассчитываются погоризонтные длины карьерного поля, проводятся линии откосов рабочего борта карьера от точек пересечения этих горизонтов с пластом до пересечения этих линий с поверхностью или границами карьерного поля.

Замеряются площади полезного ископаемого, умножаются на соответствующие им погоризонтные длины карьерного поля, с учетом коэффициента извлечения, плотности полезного ископаемого находятся погоризонтные промышленные запасы. Сумма их должна быть равна найденным ранее промышленным запасам.

Замеряются площади вскрыши, умножаются на погоризонтные длины карьерного поля и находятся погоризонтные их объемы. Сумма этих объемов должна равняться рассчитанным ранее общим объемам вскрыши с допустимой погрешностью не более 10%.

Деление погоризонтных объемов вскрыши на соответствующие промышленные запасы полезного ископаемого дает погоризонтные текущие коэффициенты вскрыши. Максимальное значение текущего коэффициента вскрыши должно иметь величину, близкую к граничному коэффициенту.

Для карьерного поля в установленных границах строят график режима горных работ в соответствии с принятым направлением их развития, как зависимость количества добычи, объемов вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши от углубления, для наклонных и крутопадающих, или от подвигания фронта горных работ, для горизонтальных и пологопадающих месторождений [2, 24].

Построение данных графиков осуществляется по результатам горно-геометрического анализа карьерного поля и служит для последующих технологических решений при открытой разработке месторождения в границах карьера [1].

В процессе эксплуатации карьера основной задачей горного предприятия является выполнение годовой производственной мощности по полезному ископаемому ($A_{\text{год}}$). Выполнение этой задачи зависит от того, как запасы

полезного ископаемого в границах карьера распределяются по тому направлению, куда идет основное развитие горных работ.

При разработке горизонтальных залежей горные работы развиваются по длине или ширине карьера, поскольку глубина разработки остается примерно постоянной. Поэтому график режима горных работ на горизонтальной залежи показывает, как распределяются запасы полезного ископаемого по длине (ширине) карьера в процессе его эксплуатации и какие объемы вскрыши при этом необходимо удалять, чтобы извлечь ту или иную часть этих запасов. График режима горных работ строится на всю длину (ширину) карьера.

При разработке пологих, наклонных и крутых залежей (с применением продольной углубочной системы разработки) горные работы развиваются по падению пласта (по глубине карьера). Поэтому график режима горных работ при разработке таких залежей показывает, как распределяются запасы полезного ископаемого в границах карьера по его глубине в процессе эксплуатации и какие объемы вскрыши необходимо удалять, чтобы извлечь ту или иную часть этих запасов. Графики режима горных работ при пологом, наклонном и крутом залегании пластов полезного ископаемого строятся на всю глубину карьера.

Построение графика режима горных работ при открытой разработке *горизонтальной* залежи. В границах карьерного поля выбирают направление развития горных работ в плане: по длине или по ширине карьера.

Для выбранного направления устанавливают этапы и объемы горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию, а также этапы и объемы отработки горной массы в процессе эксплуатации предприятия.

На геологическом профиле карьерного поля (по длине или ширине карьера) откладывают по дну карьера от его нижней бровки отрезок L_{cmp} (или B_{cmp}), соответствующий горно-строительным работам.

Отрезок L_{cmp} (B_{cmp}) откладывается от границы карьера, которая обозначается линией нерабочего борта или торца карьера (линия, проведенная к земной поверхности под углом $\gamma_{нб}$ или $\gamma_{нт}$). Так как после окончания горно-строительных работ наступает период эксплуатации карьера, то горные работы будут подвигаться к противоположной границе карьера под углом его рабочего борта. Поэтому на геологическом профиле от конца отрезка L_{cmp} (B_{cmp}) проводится линия откоса рабочего борта под углом $\gamma_{рб}$ до пересечения с поверхностью.

Таким образом на профиле образуется сечение объемов вскрыши V_{cmp} и запасов полезного ископаемого Q_{cmp} , извлекаемых в процессе строительства карьера.

Затем по направлению развития горных работ откладывают отрезки характерных участков длины или ширины дна карьера $L_1 (B_1)$, $L_2 (B_2)$ и так далее до противоположной границы. От конца каждого отрезка проводят линии откоса рабочего борта под углом $\gamma_{рб}$ для пересечения с поверхностью или границей карьера (рис. 2.2.1).

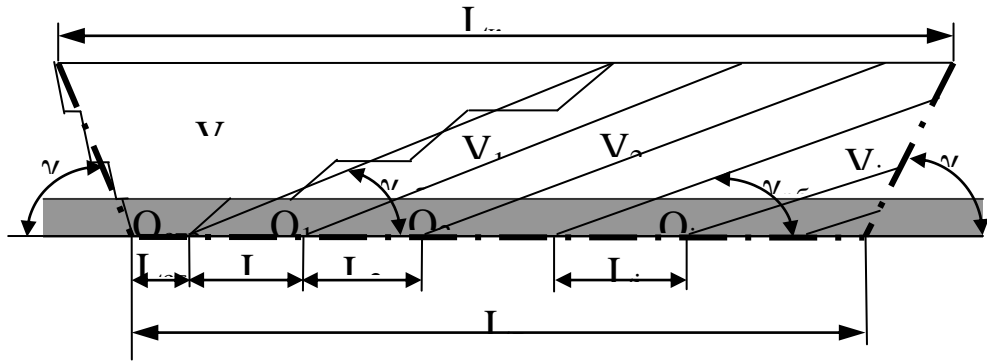


Рис. 2.2.1. К расчету запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши по простиранию карьера при разработке горизонтальной залежи

Данное построение образует ряд сечений объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого по направлению развития горных работ.

На основе полученного профиля рассчитываются объемы вскрыши и промышленные запасы полезного ископаемого на намеченных участках:

$$\begin{aligned}
 V_{вскр} &= S_{в.вскр} \cdot B_{к}^{cp} \text{ (или } S_{в.вскр} \cdot L_{к}^{cp} \text{)}; & Q_{вскр} &= S_{ни.вскр} \cdot B_{д}^{cp} \cdot \rho_{ни} \cdot \eta_{и} \\
 \text{(или } S_{ни.вскр} \cdot L_{д}^{cp} \cdot \rho_{ни} \cdot \eta_{и} \text{)}; & V_1 &= S_{в.1} \cdot B_{к}^{cp} \text{ (или } S_{в.1} \cdot L_{к}^{cp} \text{)}; \\
 Q_1 &= S_{ни.1} \cdot B_{д}^{cp} \cdot \rho_{ни} \cdot \eta_{и} \text{ (или } S_{ни.1} \cdot L_{д}^{cp} \cdot \rho_{ни} \cdot \eta_{и} \text{,} & & (2.1)
 \end{aligned}$$

где $\rho_{ни}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³; $\eta_{и}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого.

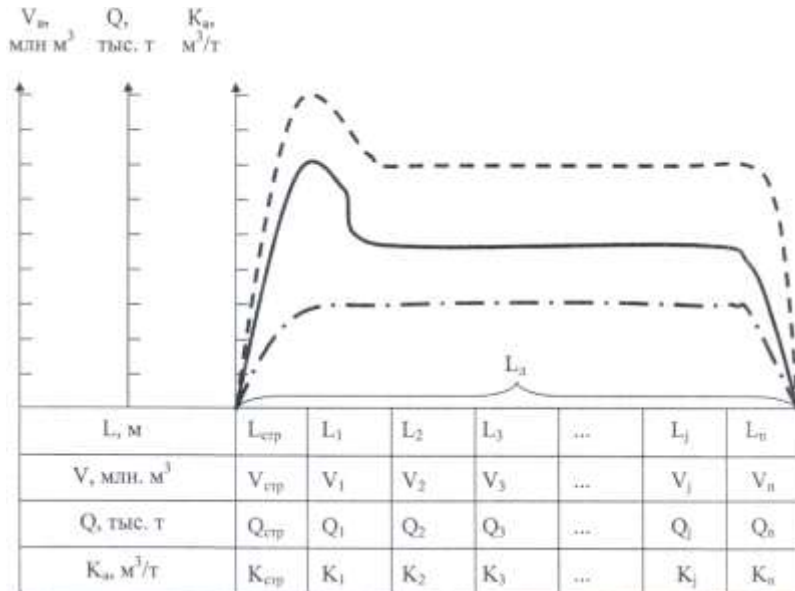


Рис. 2.2.2. График режима горных работ при открытой разработке горизонтальной залежи: - - - - - вскрыша; - · - · - · добыча; ······ - коэффициент вскрыши

Результаты расчетов заносятся в таблицу и определяются коэффициенты вскрыши по полученным участкам: $K_{вскр} = V_{вскр} / Q_{вскр}$; $K_1 = V_1 / Q_1$ и так да-

лее, значения которых также заносятся в таблицу. После заполнения таблицы приступают к построению графика режима горных работ (рис. 2.2.2).

Таблица полученных значений для удобства представления построения располагается непосредственно под графиком.

Построение графика режима горных работ при разработке *пологой* залежи. Для установления этих объемов учитываются следующие технологические особенности разработки пологих залежей.

Удаление вскрышных пород, находящихся непосредственно над пластом, осуществляется по бестранспортной технологии с укладкой их в выработанное пространство. Остальная вышележащая вскрыша отрабатывается по транспортной технологии с вывозкой пород как на внешние, так и на внутренние отвалы.

Так как при строительстве карьера необходимо вскрыть и подготовить нормативное количество запасов полезного ископаемого, то все горностроительные работы осуществляются в зоне бестранспортной технологии.

После сдачи карьера в эксплуатацию сначала вскрышные работы ведутся только по бестранспортной технологии с укладкой породы в выработанное пространство. Поэтому для создания выработанного пространства при строительстве карьера необходимо вынимать не только вскрышу, но и полезное ископаемое.

При данном залегании пласта полезного ископаемого график режима горных работ строится по глубине карьера.

От пересечения кровли пласта с нижней границей рыхлых отложений к поверхности карьера проводят линию под углом рабочего борта, очерчивая таким образом строительный объем вскрышных пород.

Далее толщу коренных пород разбивают на горизонты, мощность которых обычно принимается равной высоте черпания выбранного добычного экскаватора, определяя площадь полезного ископаемого для каждого горизонта.

Из отметок пересечения горизонтов с кровлей пласта под углом рабочего борта к поверхности проводят линии, получая таким образом погоризонтные площади вскрыши (рис. 2.2.3).

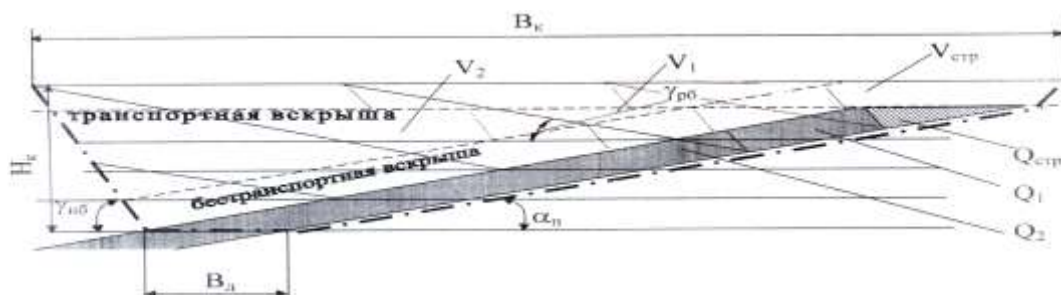


Рис. 2.2.3. К расчету запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши по простиранию карьера при разработке пологой залежи

Для определения погоризонтных объемов площади вскрыши и полезного ископаемого умножают на соответствующие им длины горизонтов:

$$V_i = S_{e,i} \cdot L_i; Q_i = S_{nu} \cdot L_i \cdot \rho_{nu} \cdot \eta_{nu} \quad (2.2)$$

После подсчета погоризонтных промышленных запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши приступают к строительству графика режима горных работ (рис. 2.2.4). Все полученные данные заносят в таблицу.

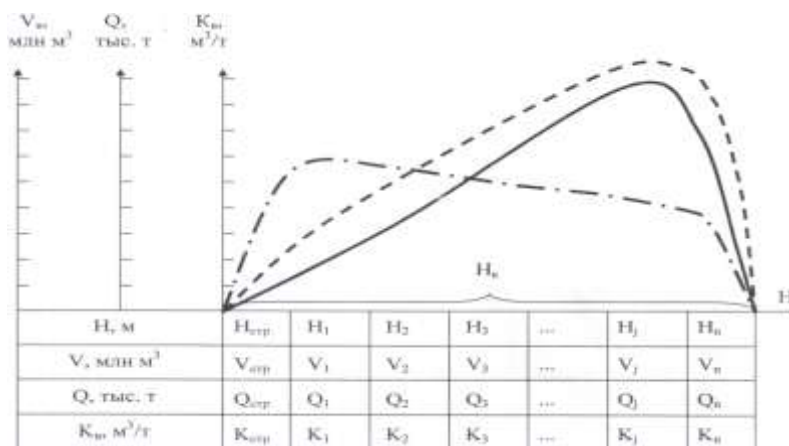


Рис. 2.2.4. График режима горных работ при разработке пологой залежи:
 - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; - - - - - коэффициент вскрыши

Длины горизонтов при этом определяются следующим образом:

$$L_i = L_{i-1} - \text{ctg } \gamma_{\text{нб}} \cdot h_{i-1}, \quad (2.3)$$

где L_i — длина i -го горизонта, м; L_{i-1} — длина $(i - 1)$ -го горизонта, м; h_{i-1} — высота $(i - 1)$ -го горизонта, м; $\gamma_{\text{нб}}$ — угол откоса нерабочего борта карьера, град.

Для горизонта рыхлых отложений, имеющего индекс 0, длина определяется как

$$L_0 = L_{\text{к}} - h_0 \cdot \text{ctg } \gamma_{\text{нб}}, \quad (2.4)$$

где $L_{\text{к}}$ — длина карьера по поверхности, м; h_0 — мощность рыхлых отложений, м.

Нужно отметить, что объемы полезного ископаемого будут постепенно и равномерно уменьшаться по мере увеличения глубины карьера, так как уменьшается длина каждого горизонта. Объемы вскрыши будут возрастать до определенного предела, который наступает тогда, когда горные работы подходят к границе карьера по его ширине, а затем начинают уменьшаться.

Построение графика режима горных работ при разработке *наклонной* залежи. График режима горных работ при наклонном залегании пласта показывает распределение запасов ПИ и объемов вскрыши в границах карьера по его глубине. Для построения графика режима горных работ проводятся горизонтальные линии по коренным породам на расстоянии друг от друга, равном высоте уступа по скальным породам. Из точек пересечения этих горизонтальных линий, для упрощения расчетов, с кровлей пласта в границах карьера проводятся линии откоса рабочего борта карьера и погоризонтно рассчи-

тываются объемы вскрыши и запасы полезного ископаемого (рис. 2.2.5). По горизонтные объемы вскрыши и запасов ПИ вычисляют таким же образом, как и при пологом залегании пласта.

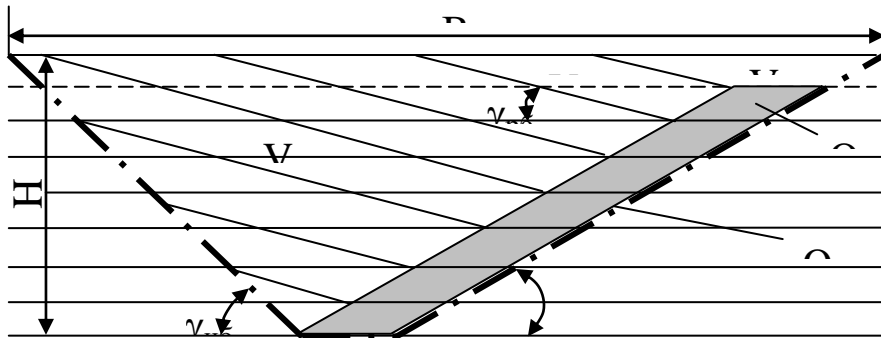


Рис. 2.2.5. К расчету запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши по глубине карьера при разработке наклонной залежи

Построение графика режима горных работ (рис. 2.2.6) тождественно предыдущему случаю. Порядок расчета различий не имеет.

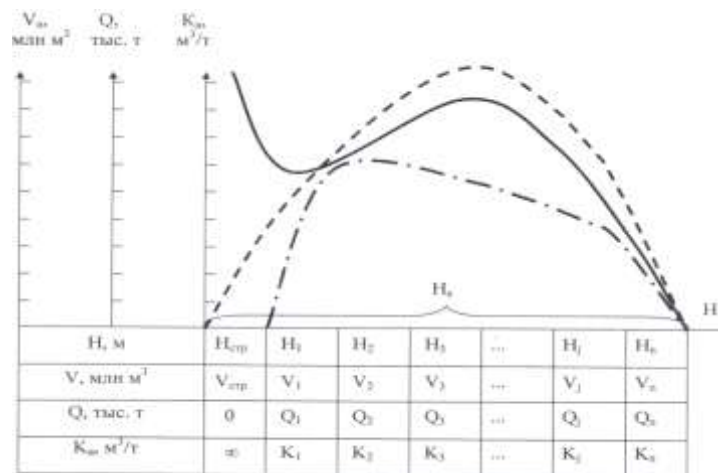


Рис. 2.2.6. График режима горных работ при разработке наклонной залежи:
 - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; - - - - - коэффициент вскрыши

Как можно заметить, максимальные объемы вскрыши и, соответственно, величина максимального значения текущего коэффициента вскрыши на рис. 2.2.6 приходятся примерно на середину периода эксплуатации карьера.

Построение графика режима горных работ при разработке *крутой* залежи производится так же, как и при наклонном залегании пласта. Единственное отличие состоит в том, что при крутом залегании пласта погоризонтные объемы вскрыши рассчитываются как с висячего, так и с лежащего бока залежи и в дальнейшем суммируются. Схема для расчета приведена на рис. 2.2.7.

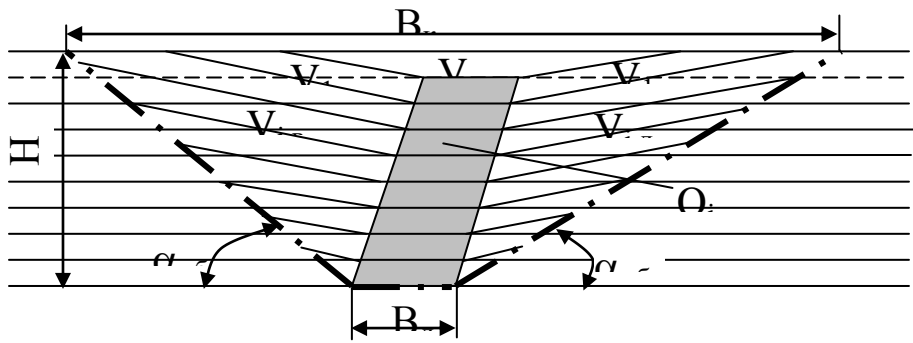


Рис. 2.2.7. К расчету запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши по глубине карьера при разработке крутой залежи

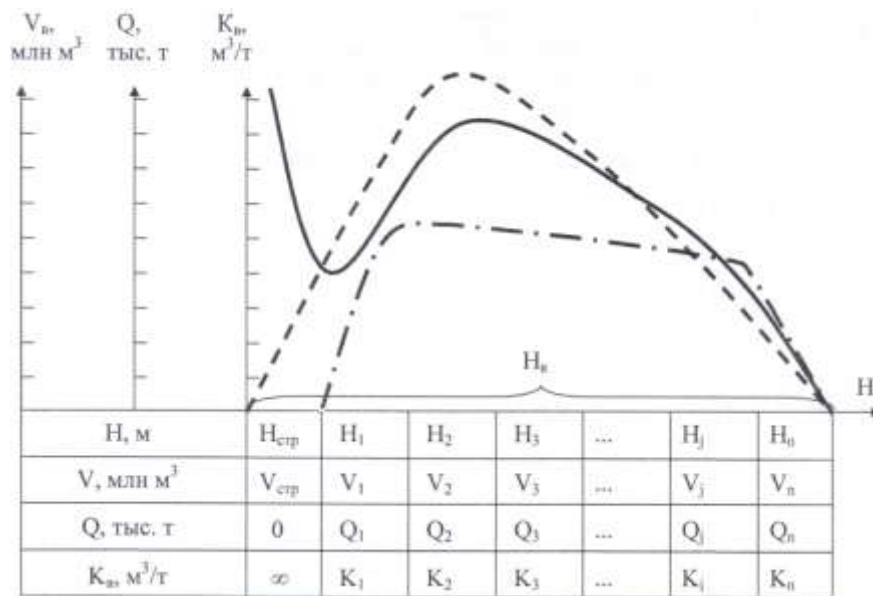


Рис. 2.2.8. График режима горных работ при разработке крутой залежи:
 - - - - - вскрыша; - · - · - добыча;
 · · · · · коэффициент вскрыши

Максимальные объемы вскрыши и коэффициент вскрыши в этом случае приходится на начальный период отработки карьера, как показано на рис. 2.2.8.

Работа № 3

Построение календарного графика горных работ и выбор комплекта оборудования [22, 24]

Календарный график горных работ (для всех видов залегания пластов) показывает, как выполняется годовая производственная мощность карьера в течение всего срока его эксплуатации и какие объемы вскрыши необходимо ежегодно удалять для обеспечения этой производственной мощности.

Промышленные запасы карьера при разработке месторождений полезных ископаемых с любым углом падения залежи являются основой для установления производственной мощности предприятия – количества ежегодно добываемого в процессе эксплуатации карьера полезного ископаемого ($A_{год}$)

$$A_{год} = Q_{np} / T_э, \text{ млн. (тыс.)т/год}, \quad (3.1)$$

где $T_э$ – срок эксплуатации карьера, лет.

Срок эксплуатации карьера должен обеспечить срок окупаемости капитальных затрат, вложенных в строительство и эксплуатацию горного предприятия.

В практике проектирования в соответствии технологическими нормами принимается следующая связь между промышленными запасами в границах карьера, годовой производственной мощностью и сроком эксплуатации карьера [1, 2]:

Q_{np} , млн.т	$A_э$, млн.т	T_a , лет
до 10	0,1 – 0,8	до 10
10 – 20	1 – 2	10 – 20
20 – 150	2 – 5	20 – 40
более 150	10 – 12	более 40

Календарный график строится на весь срок существования карьера (T_k) на основе графика режима горных работ и установленной годовой производственной мощности ($A_{год}$). Полный срок существования карьера определяется установлением $A_{год}$ по формуле

$$T_k = T_{стр} + T_a + T_э, \quad (3.2)$$

где T_k – срок службы карьера; $T_{стр}$ – срок, отводимый на строительство и выход карьера на проектную производственную мощность; T_a – амортизации основного горнотранспортного оборудования (до 20 лет) или основных зданий и сооружений карьера (более 20 лет). Срок эксплуатации карьера определяется в соответствии со сроками амортизации основного горнотранспортного оборудования (для месторождений с промышленными запасами до 20 млн. т) или основных зданий и сооружений карьера (с большей величиной запасов); $T_э$ – период затухания горных работ.

В учебных расчетах можно принимать $T_{стр} = 1 - 2$ года; $T_э = 1$ год.

Далее определяется ориентировочная производительность карьера по вскрыше по формуле

$$P_в = A_{год} \cdot K_{ср} \cdot K_{нз} / \rho_{ни}, \text{ млн. (тыс.)м}^3/\text{год}, \quad (3.3)$$

где $K_{ср}$ – средний коэффициент вскрыши, м³/т; $K_{нз} = 1,1-1,2$ – коэффициент неравномерности производства вскрышных работ по годам эксплуатации.

Затем приступают к построению календарного графика (рис. 2.3.1) на основе графика режима горных работ.

При разработке горизонтальных залежей, когда после выхода на проектную годовую производственную мощность карьер ежегодно удаляет одинаковое количество вскрыши, строят календарный график, показывающий

распределение запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в границах карьера по годам срока службы.

Для его построения необходимо провести следующие вычисления и дополнительные построения.

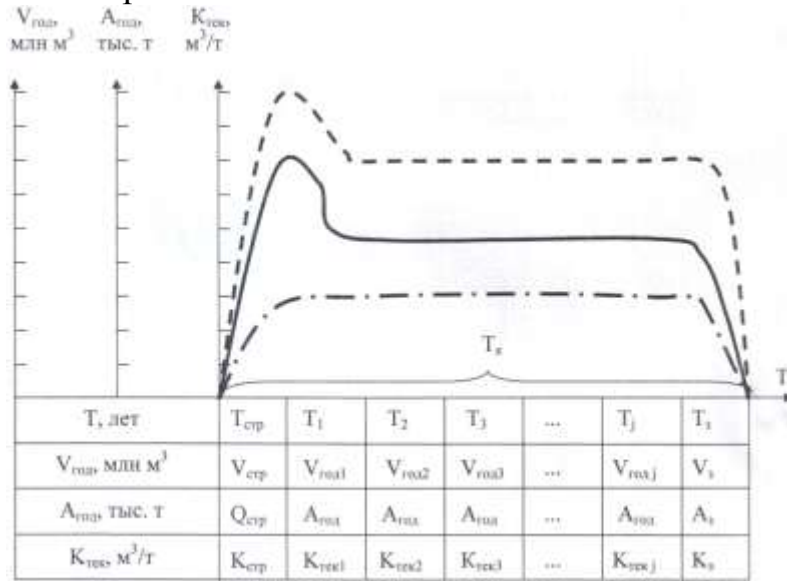


Рис. 2.3.1. Календарный график горных работ при разработке горизонтальной залежи: : - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; ----- коэффициент вскрыши

Воспользовавшись полученными данными из таблицы графика режима горных работ, определяем время отработки t_i i -го участка:

$$t_i = Q_i / A_{год}, \quad (3.4)$$

где Q_i – промышленные запасы ПИ на i -м участке карьера, т; $A_{год}$ – принятая производственная мощность карьера, т/год.

Эта формула показывает, за какой период будет отработан участок с запасами Q_i при годовой мощности карьера $A_{год}$. Сумма времени $\sum t_i$ должна равняться сроку эксплуатации карьера $T_э$.

Далее после подсчета всех t_i определяем, какой объем вскрыши необходимо удалять за год, чтобы обеспечить отработку соответствующего объема V_i за период $\sum t_i$ (или принимается согласно расчету по формуле 3.3):

$$V_{год} = V_i / t_i \quad (3.5)$$

В общем виде календарный график для пологой залежи выглядит как показано на рис. 2.3.2.

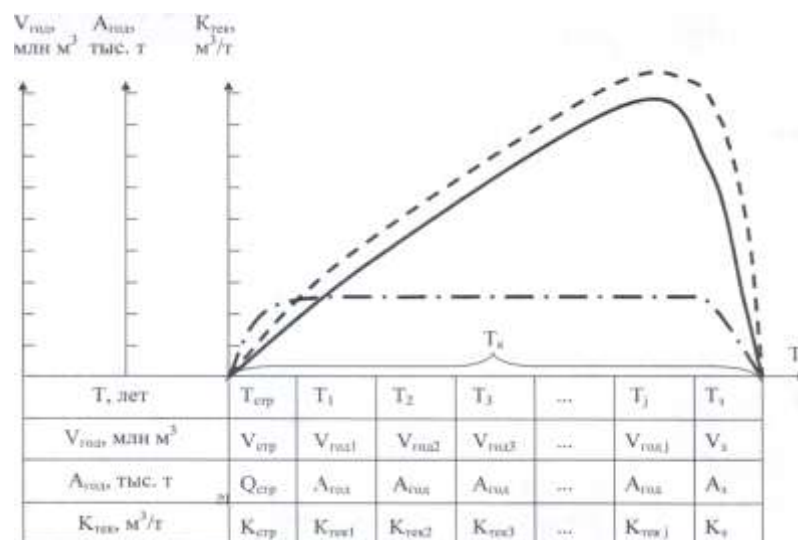


Рис.2 3.2. Календарный график горных работ при разработке пологой залежи:
 - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; - - - - - коэффициент вскрыши

Для наклонной залежи перед построением необходимо провести аналогичные вычисления (формулы 3.1 – 3.5) и дополнительные построения. После расчета всех значений строится календарный график.

Построение календарного графика (рис. 2.3.3) имеет одно отличие: при наклонном залегании пласта отсутствуют строительные запасы полезного ископаемого. Поэтому начальная отметка $A_{\text{год}}$ на этом графике будет находиться не в точке с абсциссой 0, а в точке с отметкой окончания $T_{\text{стр}}$. Порядок расчета различий не имеет.

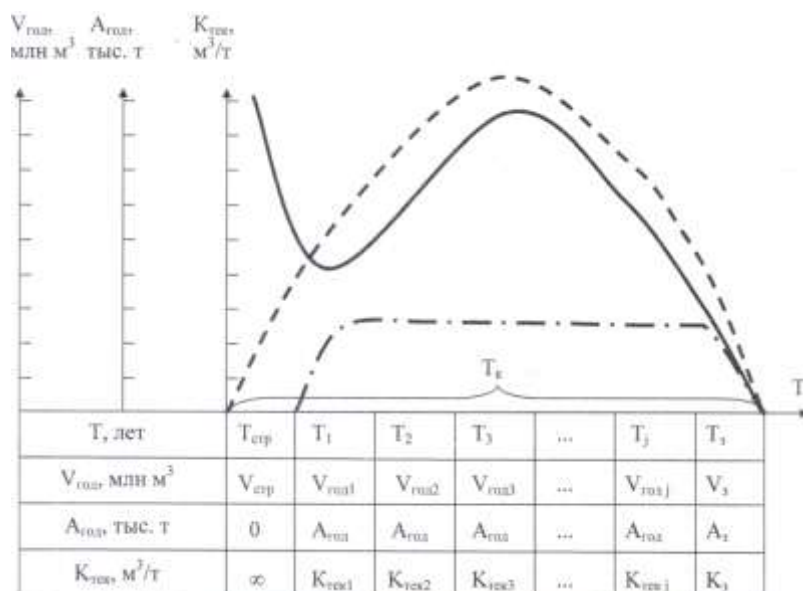


Рис. 2.3.3. Календарный график горных работ при разработке наклонной залежи: - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; - - - - - коэффициент вскрыши

Как можно заметить на рис. 2.3.3, максимальные объемы вскрыши и, соответственно, коэффициент вскрыши приходятся примерно на середину периода эксплуатации карьера.

Для крутопадающей залежи все расчеты и построения поводят так же, как и при наклонном залегании пласта (рис. 2.3.4).

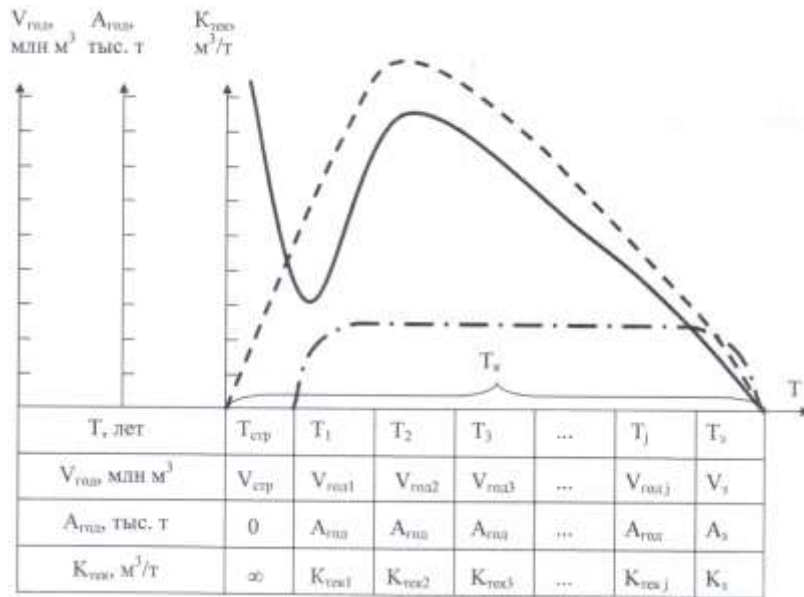


Рис. 2.3.4. Календарный график горных работ при разработке крутой залежи:
 - - - - - вскрыша; - · - · - добыча; - - - - - коэффициент вскрыши

Единственное отличие состоит в том, что при крутом залегании пласта погоризонтные объемы вскрыши рассчитываются как с висячего, так и с лежащего бока залежи и в дальнейшем суммируются. Схема для расчета приведена на рис. 2.3.4.

Максимальные объемы вскрыши и коэффициент вскрыши в этом случае приходятся на начальный период отработки карьера, как показано на рис. 2.3.4.

На основе календарных графиков горных работ устанавливаются параметры карьерных грузопотоков (бестранспортных, транспортных, рыхлых отложений, коренных пород, полезного ископаемого), которые используются в дальнейшем для определения количества горного и транспортного оборудования принятого комплекса механизации выбранной системы разработки.

Работа № 4

Расчет буровзрывных и выемочных работ

Найденные в расчетно-графической работе №3 значения $V_{год}$ и $A_{год}$ используются для выбора выемочного, бурового, транспортного и отвального оборудования.

На основе установленной годовой производственной мощности карьера по полезному ископаемому ($A_{год}$) определяется модель экскаватора в соответствии с ее годовой производительностью.

Выбираются модели и количество экскаваторов для гарантированного выполнения годовых объемов вскрыши по рыхлым отложениям и коренным породам. При этом стремятся к унификации принимаемого в расчетах выемочно-погрузочного оборудования.

Годовые объемы добычных работ по полезному ископаемому (если оно требует предварительного рыхления буровзрывным способом) и вскрышных работ по коренным породам, их технологические свойства определяют модели, диаметр скважин и необходимое количество буровых станков [7].

В соответствии с технологическими и гидрогеологическими свойствами взрываемых пород и на основании «Перечня взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных Ростехнадзором к постоянному применению» принимаются типы взрывчатых веществ (ВВ) и средства взрывания (СВ) [10], а в соответствии еще и с рациональной степенью дробления пород [3] обосновывается проектный удельный расход ВВ.

Производится расчет основных параметров расположения скважинных зарядов, т.е. глубина скважин с учетом их перебура или недобура, конструкция заряда в скважине, длина заряда ВВ и забойки, масса заряда в скважине, расстояние между скважинами в одном ряду и рядами скважин (сетка скважин) в увязке с шириной экскаваторной заходки в породном целике, линия сопротивления по подошве уступа и число скважин в заходке (например, на объем, равный половине месячной производительности экскаватора), параметры развала взорванной горной массы и меры по регулированию его ширины с помощью схем и интервалов замедления КЗВ. На основе расчетных показателей качества взрывной подготовки определяются средний коэффициент разрыхления породы в развале, ожидаемый выход негабарита и выход горной массы с одного метра скважины [3, 7].

Выбирается взрывной или механический способ дробления негабарита, приводятся описание процесса дробления и его технологические параметры.

Принимаются решения о схеме обуривания взрываемого блока и технологиях заряжания и забойки скважин.

Выполняются расчеты размеров опасных зон от сейсмического действия взрыва, действия ударной воздушной волны и разлета кусков породы при взрыве, предельно допустимой массы мгновенно взрываемого заряда в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных

работах (ПБ 13-407-01)» [9]. Расчет сейсмических безопасных расстояний при взрывах относится к зданиям, находящимся в удовлетворительном техническом состоянии. При наличии повреждений в зданиях (трещин в стенах и т. п.) расчетные расстояния, при отсутствии заключений специализированных организаций не менее чем в 2 раза. Расчетное безопасное расстояние по воздействию ударных воздушных волн на застекление, определенное формулам, соответствует условиям проведения взрывных работ при положительной температуре воздуха. При отрицательных температурах безопасное расстояние должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

По величине предельно допустимой массы мгновенно взрываемого заряда определяется количество серий замедления во взрываемом блоке.

Выполненные расчеты параметров буровзрывных работ проверяются по программам «BVRGR», разработанной на кафедре открытых горных работ КузГТУ или «BazaBVR», применяемой в проектных институтах.

Составляется основной паспорт БВР (проект массового взрыва для обобщенных условий) с перечнем работ по подготовке и проведению массового взрыва с обязательным указанием предупреждающих о взрыве и отбое сигналов. В паспорте приводятся схемы расположения скважин в буровзрывной заходке (на поперечном профиле и выкопировке буровзрывной заходки в плане), конструкции заряда в скважине, коммутации взрывной сети.

Рассчитывается эксплуатационная производительность (сменная, суточная, месячная и годовая) выбранных моделей буровых станков ($Q_{б.с.}$) с учетом основного и вспомогательного времени на бурение 1 м скважин для данной категории пород по буримости, климатического коэффициента коэффициентов, учитывающих бурение наклонных и обводненных скважин, подавление пыли, взрывание в течение смены, количество дней простоя по климатическим условиям, праздничных и дней на технологические перегоны, количество ремонтных дней.

Исходя из годового объема по бурению пород, требующих предварительного рыхления, режима работы и ремонтов буровых станков устанавливается их рабочий и инвентарный парк [1, 3].

В соответствии с полученными результатами и производительностью принятого зарядно-забойного оборудования определяются модели требуемое количество вспомогательных машин, схемы механизации зарядных и забоечных работ.

При разработке месторождений полезных ископаемых с использованием экскаваторов циклического действия выполняются следующие виды выемочно-погрузочных работ (рис. 2.4.1) [7].

В начале разработки месторождения в процессе производства горностроительных работ тупиковым забоем в наносах проводится разрезная траншея 1 и затем в стороны от нее осуществляется отгон уступов по наносам торцевыми забоями 2 и 2' (рис. 2.4.1, а) на проектную величину. После чего проводится разрезная траншея в коренных породах (рис. 2. 4.1, б), в 1–3 слоя, в зависимости от угла падения пласта и способа погрузки в средства

транспорта. Затем производится выемка полезного ископаемого торцевым забоем (рис. 2.4.1, в).

После проведения разрезной траншеи на глубину, равную высоте уступа в коренных породах, его предварительно подготавливают к разработке буровзрывным способом. В результате взрывания буровзрывной заходки 5 формируется развал породы, который последовательно обрабатывается экскаватором торцевыми забоями 6 и 6' (рис. 2, 4.1, г). Затем уступ отгоняется на ширину рабочей площадки $Ш_{рп}$ с опережением уступа по наносам на величину рабочей площадки в рыхлых отложениях $Ш_{рпн}$. Затем проводится разрезная траншея на следующем нижележащем горизонте и последовательность вскрышных и добычных работ регулярно повторяется, т.е. при транспортной технологии производства горных работ торцевые и траншейные типы забоев присутствуют постоянно.

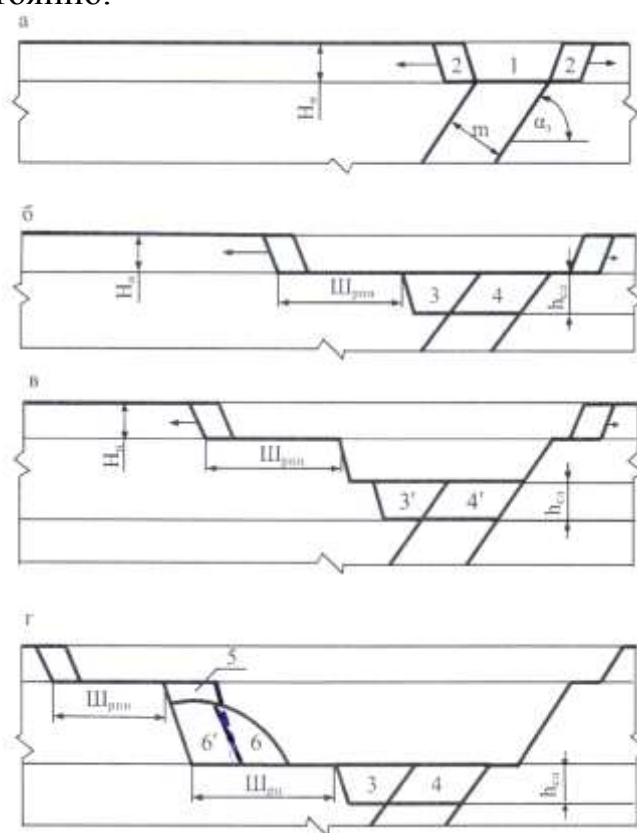


Рис. 2.4.1. Последовательность выполнения выемочно-погрузочных работ

Для принятых моделей экскаваторов по отработке наносов и коренных пород, производству добычных работ обосновываются технологические схемы работы экскаваторов в траншейных и торцевых забоях [1, 9, 17]. Определяются параметры каждого типа забоя: высота уступа (траншеи), ширина заходки или дна траншеи, место расположения экскаватора в забое, углы рабочего и устойчивого откоса уступа (борта траншеи). При этом для добычного забоя, прежде всего его высоты, следует исходить из того, что качественные и количественные потери полезного ископаемого в процессе выемочно-погрузочных работ, с учетом максимальной высоты эффективного прочерпывания угольного пласта, должны быть минимальны [18, 19].

Рассчитывается ширина рабочей площадки в рыхлых отложениях и при разработке взорванных крепких пород.

Определяется эксплуатационная (часовая, сменная, суточная, месячная и годовая) производительность экскаваторов (Q_3) с учетом сложности их работы в различных забоях, категории пород по трудности экскавации, организации работы и схем установки транспорта под погрузку, поправочных коэффициентов (на зачистку пласта, разработку налипающих и мерзлых пород, производство взрывных работ в течение смены, орошение забоя в течение смены, работу экскаватора с углом поворота свыше 140° , подчистку подъездов к экскаватору бульдозером), среднегодовой коэффициент температурной зоны, среднегодовое время ремонта экскаватора, время простоев по метеоусловиям, количество дней на технологические перегоны, количество праздничных дней в году.

На основании годовых объемов вскрышных, добычных работ и годовой эксплуатационной производительности экскаваторов рассчитывается рабочий и инвентарный парк принятых экскаваторов [20].

Работа № 5

Расчет транспортных и отвальных работ

В соответствии с вместимостью ковша и производительности экскаваторов, дальностью перевозки и плотностью перевозимого груза определяют марку автосамосвалов и их количество на вскрышных и добычных работах.

На современных карьерах используются автосамосвалы различной грузоподъемности, поэтому организация их работы может быть различна. При закреплении самосвалов за конкретными экскаваторами рассчитывается каждый отдельный грузопоток по маршруту движения машин с конкретными параметрами трассы, что характерно при использовании малой (30–55 т) и средней (80–180 т) грузоподъемности самосвалов. Большегрузные автосамосвалы (200–450 т) могут работать по открытому циклу. В этом случае параметры трассы определяются как средневзвешенные: длина забойного, подъема, поверхностного, подъема на отвал, отвального участков.

В любом случае количество автосамосвалов в работе определяется отношением времени рейса к времени погрузки. При открытом цикле работы автосамосвалов отношением к средневзвешенному времени погрузки, а полученное количество машин умножается на количество работающих по этой схеме организации экскаваторов.

Обосновываются схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам и установки их под погрузку [1, 2, 4].

Рассчитывается эксплуатационная производительность, рабочий и инвентарный (с учетом коэффициента выхода машин) парк автосамосвалов. В соответствии с самым трудным участком трассы (обычно это участок подъ-

ема) устанавливается пропускная способность автодороги и провозная способность транспорта.

Обосновывается способ отвалообразования и тип отвального оборудования, определяется высота яруса отвала и их количество, площадь земли, необходимой для размещения отвала.

В транспортной технологии с использованием автосамосвалов применяется в основном бульдозерный способ отвалообразования за исключением особых случаев (отвалообразование на косогорах, в логах, оврагах), когда в целях создания безопасных условий работы применяются драглайны.

При бульдозерном способе отвалообразования рассчитываются: число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа; длина фронта работ по разгрузке самосвалов; количество участков разгрузки; общее число отвальных участков разгрузки, планировочных работ бульдозеров, резерва; общая длина фронта отвальных работ; эксплуатационная производительность, рабочий парк бульдозеров на отвале и их инвентарный парк.

Общий годовой объем по вскрыше ($V_{год}^{max}$) по отношению к годовой эксплуатационной производительности принятой для отвалообразования модели бульдозера определит рабочее их количество на отвале.

Работа № 6

Методика расчета горно-строительных работ

Капитальные вскрывающие выработки, первоначальные котлованы в наносах и разрезные траншеи в коренных породах являются первыми открытыми горными выработками, создаваемыми при строительстве карьеров. Они включают в себя нормативные объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке горных пород в проектных размерах траншей и рабочих площадок. В дальнейшем на месторождениях с наклонными и крутыми углами падения залежей полезного ископаемого сооружение этих выработок производится при освоении каждого нового по глубине горизонта карьера вплоть до достижения моментов максимального развития и конечного положения горных работ.

Открытые наклонные горные выработки, используемые для вскрытия рабочих горизонтов, называются *капитальными* или *въездными траншеями*. Открытые горные выработки (горизонтальные или слабонаклонные для стока воды), предназначенные для подготовки вскрытого горизонта к разработке, называются *разрезными траншеями*.

Основными *параметрами* капитальной траншеи является ширина $B_{к.т}$ ее подошвы, глубина $H_{к.т}$, продольный уклон $I_{к.т}$, угол откоса бортов $\alpha_{к.т}$, длина $L_{к.т}$ в плане и строительный объем $V_{к.т}$ (рис. 2.6.1).

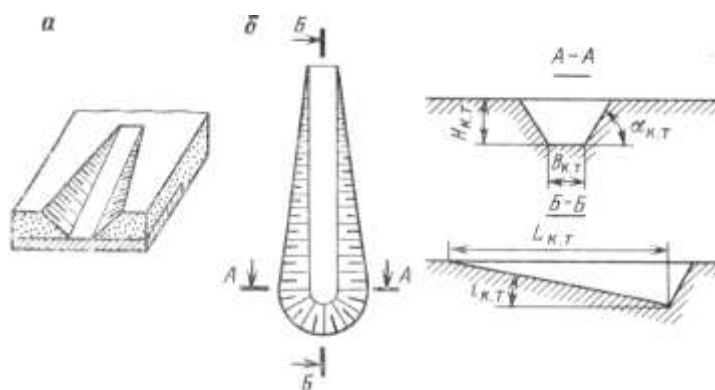


Рис. 2.6.1. Общий вид (а), план и сечения (б) капитальной траншеи

Ширина основания капитальной траншеи определяется либо видом карьерного транспорта, либо способом ее проведения. Минимальная ширина основания капитальной траншеи должна быть не менее суммы поперечного размера транспортных средств, безопасных зазоров между ними, поперечного размера площадок обочин, кюветов и других элементов транспортной коммуникации. Она должна обеспечивать возможность проведения траншеи при принятой технологической схеме и используемом оборудовании. В зависимости от продольного уклона капитальные траншеи делятся на *наклонные* (для колесного вида транспорта) и *крутые* (для конвейерного и скипового видов транспорта).

Разрезные траншеи – это горизонтальные выработки редко с продольным уклоном $I_{рм} = 5-10 ‰$ для стока воды с рабочего горизонта к зумпфу. Разрезные траншеи проводятся на каждом рабочем горизонте, что создает первоначальный фронт работ и обеспечивает подготовку горизонта к разработке. Разработка уступа начинается с разноса одного или обоих бортов разрезной траншеи. Поэтому разрезная траншея – это временная горная выработка. Она существует только до начала разработки уступа. При строительстве карьера разрезная траншея является продолжением капитальной траншеи (рис. 2.6.2), вскрывающим данный рабочий горизонт, и всегда проводится внутри контура карьера.

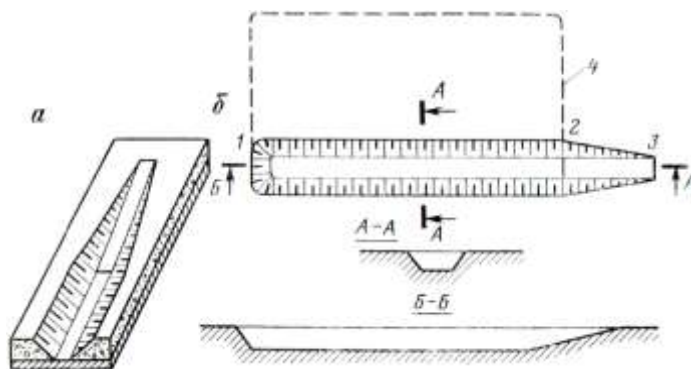


Рис. 2.6.2. Общий вид (а), план и продольное сечение (б) разрезной (1–2) и капитальной (2–3) траншей; 4 – контур карьерного поля

6.1.1. Аналитический метод расчета горно-строительных объемов для сдачи карьера в эксплуатацию

Объемы горно-строительных работ, которые необходимо выполнять для сдачи карьера в эксплуатацию, должны обеспечивать такое количество вскрытых и подготовительных запасов полезного ископаемого ($Q_{внз}$), которые дадут возможность работать предприятию с годовой производительной мощностью ($A_{год}$):

- в течение 4–6 месяцев в угольной промышленности

$$Q_{внз} = (1/3 - 1/2) \cdot A_{год}; \quad (6.1)$$

- в течение 8–10 месяцев в рудной промышленности

$$Q_{внз} = (2/3 - 5/6) \cdot A_{год}. \quad (6.2)$$

Объемы горно-строительных работ зависят от условий залегания месторождения и годовой производственной мощности. Они складываются из объемов, выполняемых внутри карьера для подготовки требуемых запасов полезного ископаемого ($Q_{внз}$), и объемов выработок, вскрывающих рабочие горизонты при строительстве.

$$V_{г.стр} = V_{внк} + V_{вск.в}, \quad (6.3)$$

где $V_{г.стр}$ – объем горно-строительных работ, м³; $V_{внк}$ – объем внутрикарьерных работ, м³; $V_{вск.в}$ – объем вскрывающих выработок, м³.

В общем виде внутрикарьерный объем определяется:

$$V_{внк} = V_{р.тр} + V_o, \quad (6.4)$$

где $V_{р.тр}$ – объем разрезной траншеи, подготавливающей требуемые запасы, м³; V_o – объем котлована покрывающих пород, удаляемый при строительстве, м³.

Разрезная траншея ($V_{р.тр}$) проходится либо по полезному ископаемому (горизонтальная и пологая залежи), либо по вмещающим породам на контакте с пластом (наклонная и крутая залежь).

При горизонтальном и пологом залегании объем разрезной траншеи определяет величину запасов полезного ископаемого, вынимаемого при строительстве

$$Q_{стр} = V_{р.тр} \cdot \rho_{н.и}. \quad (6.5)$$

Внутрикарьерные объемы зависят от длины разрезной траншеи ($L_{р.тр}$), подготавливающей требуемую величину запасов $Q_{нз}$

$$L_{р.тр} = Q_{нз} / S_{нз} \cdot \rho_{н.и}, \quad (6.6)$$

где $\rho_{н.и}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³; $S_{нз}$ – сечение полезного ископаемого на подготавливаемом горизонте, м³.

Объемы вскрывающих выработок определяются количеством вскрываемых горизонтов, видом вскрывающих выработок (внешние, внутренние траншеи, полутраншеи) и объемами их примыкания к горизонту.

а) При разработке горизонтальной залежи

При разработке горизонтальных залежей вся вскрыша размещается в выработанном пространстве данного карьера с помощью различного оборудования, и объем строительства зависит от параметров этого оборудования и величины укладываемых объемов.

Так, при бестранспортной технологии перемещения вскрыши в выработанное пространство строительные работы должны предусматривать размещение первой породной заходки экскаватора, вынимаемой при эксплуатации, на почве пласта, которая образовалась в результате проходки разрезной траншеи, подготовившую $Q_{внз}$ (рис. 2.6.3).

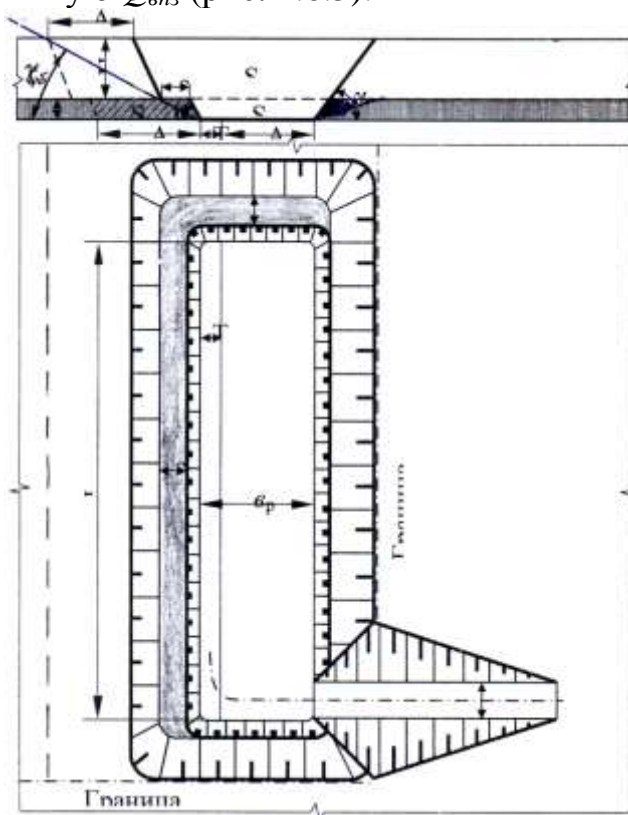


Рис. 2.6.3. Схема вскрытия и подготовки запасов для сдачи карьера в эксплуатацию на горизонтальной залежи

Ширина нижнего основания разрезной траншеи по пласту должна обеспечивать размещение отвала на ширину экскаваторной заходки (A) и транспортную полосу для вывозки полезного ископаемого (T).

Длина разрезной траншеи определится из выражения

$$L_{p\text{ тр}} = Q_{внз} / \rho_{ни} \cdot m \cdot A, \quad (6.7)$$

где m – мощность пласта, м; A – ширина экскаваторной заходки, м. В данном случае $S_{нз} = m \cdot A$.

Ширина разрезной траншеи понизу $v_{p.mp} = (A + T)$ определит площадь ее поперечного сечения ($S_{p.mp}$) и поперечного сечения покрывающих вскрышных пород, удаляемых при строительстве (S_o).

Тогда внутрикарьерный объем определяется

$$V_{внк} = V_p + V_o; \quad (6.8)$$

$$V_{p.mp} = S_{p.mp} \cdot L_{p.mp}; \quad (6.9)$$

$$V_o = S_o \cdot (L_{p.mp} + C), \quad (6.10)$$

где C – опережение вскрышного уступа над добычным, м.

Для данных условий разработки вскрывающая выработка проходится только для грузопотоков добычного уступа. Это, как правило, внешняя наклонная траншея, объем которой определится из выражения

$$V_{вни} = h_{mp}^2 \cdot (v_{p.mp}/2 + h_{mp}/3 \operatorname{tg} \alpha_{mp}) / i_p, \quad (6.11)$$

где h_{mp} – глубина вскрытия внешней траншеи, м; i_p – руководящий подъем траншеи, в тыс. долях; $v_{p.mp}$ – ширина нижнего основания траншеи, предназначается для укладки транспортных коммуникаций, м; α_{mp} – угол откоса борта траншеи, град.

В данном случае

$$S_{p.mp} = [A + T + 0,5m \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_d + \operatorname{ctg} \gamma_{нб})] \cdot m, \quad (6.12)$$

где α_d – угол откоса добычного уступа, град; $\gamma_{нб}$ – угол откоса нерабочего борта карьера, град.

$$S_o = [A + T + C + m \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_d + \operatorname{ctg} \gamma_{нб}) + 0,5H_g \cdot (\operatorname{ctg} \beta_g + \operatorname{ctg} \gamma_{нб})] \cdot H_g, \quad (6.13)$$

где β_g – угол откоса вскрышного уступа, град; H_g – мощность покрывающих вскрышных пород, м.

б). При разработке пологой залежи

Особенностью разработки пологой залежи являются вскрышные работы, которые предусматривают удаление части породы над пластом по бестранспортной технологии, остальные вышележащие объёмы породы – по транспортной технологии.

Так как эксплуатация карьера начинается с удаления бестранспортной вскрыши, укладываемой в выработанное пространство, то это необходимо предусмотреть при строительстве. Следует наряду с объемом покрывающих пород (V_o) вынуть определенный объем строительного полезного ископаемого ($Q_{стр}$), который даст возможность разместить на почве пласта отвал породы на ширину первой заходки (A) и транспортную полосу для добычных работ (T). Строительный объем полезного ископаемого определится объемом разрезной траншеи ($V_{p.mp}$) (рис. 2.6.4 и 2.6.5).

$$V_{г.стр} = V_{внк} + V_{вск.в}; \quad (6.14)$$

$$V_{внк} = V_{p.мп} + V_o; \quad (6.15)$$

$$V_{p.мп} = S_{p.мп} \cdot L_{p.мп}; \quad (6.16)$$

$$V_o = S_o \cdot (L_{p.мп} + C). \quad (6.17)$$

Длина разрезной траншеи определяется

$$L_{p.мп} = Q_{внз} / \rho_{ни} \cdot m \cdot A, \quad (6.18)$$

где m – мощность пласта, м.

$$V_{вск.в} = V_{вни1} + V_{внт1}. \quad (6.19)$$

Для добычных грузопотоков рассматриваются два варианта. По обоим вариантам предусматривается проходка внешней траншеи на глубину рыхлых отложений ($V_{вни1}$) с объема примыкания (V_{np1}). По первому варианту проходится внутренняя траншея по пласту ($V_{внт1}$) с учетом объема примыкания (V_{np2}) (рис. 2.6.4), а по второму – внутренняя полутраншея по почве пласта ($V_{в.нтр}$) и соответствующий объем примыкания (V_{np2}) (рис. 2.6.5).

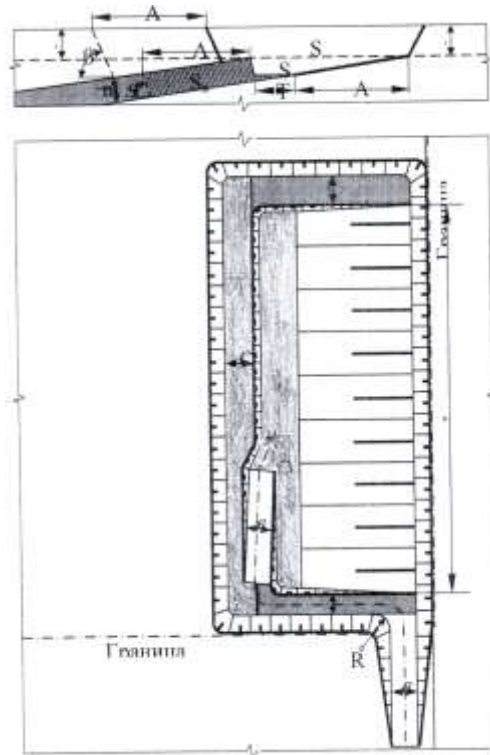


Рис. 2.6.4. Схема вскрытия и подготовка запасов для сдачи карьера в эксплуатацию на пологой залежи (вариант I)

$$V_{вни1} = h_{mp}^2 \cdot (b_{mp}/2 + h_{mp}/3 \operatorname{tg} \alpha_{mp}) / i_p; \quad (6.20)$$

$$V_{np1} = 0,215 \cdot h_{mp} \cdot (R^2_1 - R_1 \cdot h_{mp} \cdot ctg \alpha_{mp}); \quad (6.21)$$

$$V_{внм1} = \epsilon_{mp} \cdot h_{mp} / 2i; \quad (6.22)$$

$$V_{np1} = l_{np} \cdot h_{mp} \cdot \epsilon_{mp}; \quad (6.23)$$

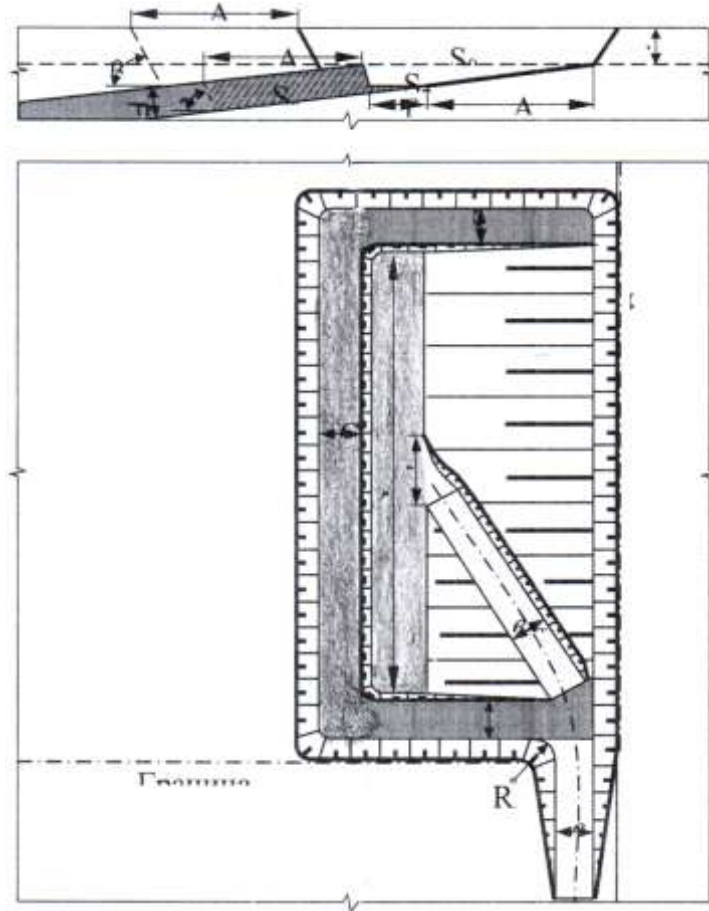


Рис. 2.6.5. Схема вскрытия и подготовка запасов для сдачи карьера в эксплуатацию на пологой залежи (вариант II)

$$V_{в.нmp} = h_{\delta} \cdot (h_{н.мп} - h_{\delta} / 3) / 2i_p; \quad (6.24)$$

$$l_{np} = \epsilon_{н.мп} \cdot h_{\delta} \cdot l_{np}, \quad (6.25)$$

где $h_{\delta} = \epsilon_{н.мп} \cdot tg \alpha_{mp} \cdot tg \beta_{\kappa} / (tg \alpha_{mp} - tg \beta_{\kappa})$; β_{κ} – угол откоса косогора (α_{II}), град.

$$V_{np3} = l_{np} \cdot h_{\delta} \cdot \epsilon_{нmp}. \quad (6.27)$$

В данном случае

$$S_{p.мп} = [T + 0,5 \cdot (A + m \cdot ctg \alpha_{\delta})] \cdot m; \quad (6.28)$$

$$S_{p.мп} = [(A + T + m \cdot ctg \alpha_{\delta} + C) +$$

$$+ 0,5 \cdot H_e \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_d + \operatorname{ctg} \alpha_{ny}) \cdot H_e. \quad (6.29)$$

в) При разработке наклонной залежи

Открытая разработка наклонной залежи предусматривает удаление по транспортной технологии вскрышных пород только со стороны висячего бока пласта и вывозкой их за пределы карьерного поля.

Объем горно-строительных работ определяется по формуле

$$V_{зсп} = V_{внк} + V_{вск.в}. \quad (6.30)$$

Внутрикарьерные объемы ($V_{внк}$) предусматривают проходку разрезной траншеи по коренным породам на контакте с кровлей пласта ($V_{р.тр}$) и удаление покрывающих пород, представленные рыхлыми обложениями (V_o) (рис. 2.6.6).

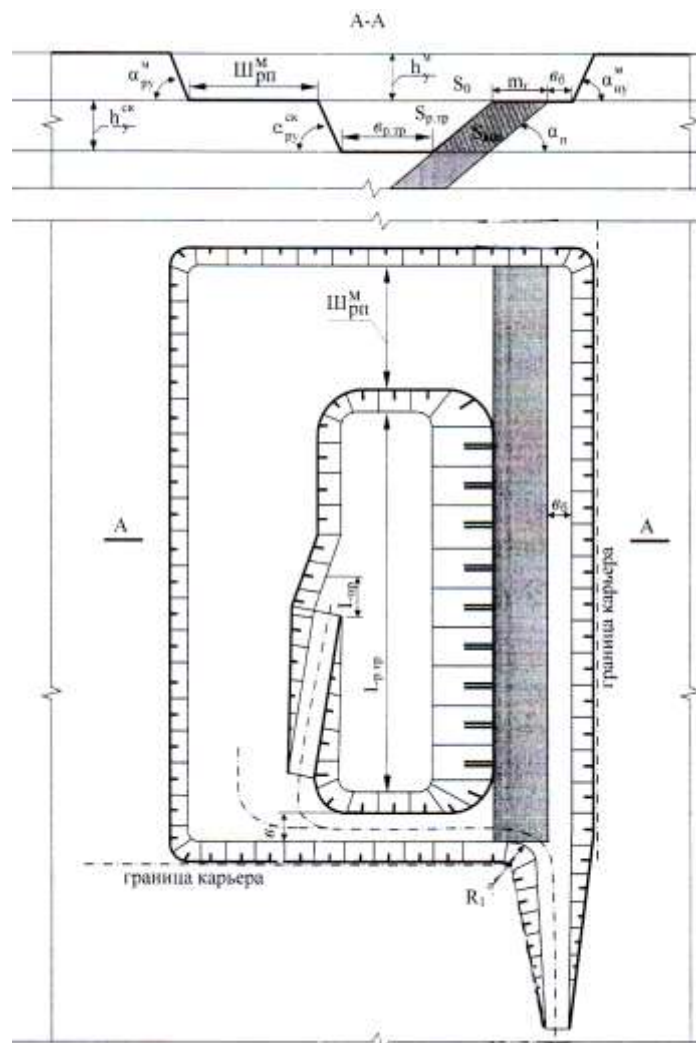


Рис. 2.6.6. Схема вскрытия и подготовка запасов для сдачи карьера в эксплуатацию на наклонной залежи

$$V_{внк} = V_{р.тр} + V_o; \quad (6.31)$$

$$V_{p.mp} = S_{p.mp} \cdot L_{p.mp}; \quad (6.32)$$

$$L_{p.mp} = Q_{внз} / \rho_{ну} \cdot m_2 \cdot h_{y}^{ck}; \quad (6.33)$$

$$V_o = S_o + (L_{p.mp} + Ш_{pn}^M + \epsilon_m). \quad (6.34)$$

Вскрытие осуществляется внешней траншеей на глубину мощности рыхлых обложений ($V_{внш1}$) с объемом примыкания (V_{np1}) и внутренней траншеей на глубину подготавливающей выработки ($V_{внт1}$) с объемом примыкания (V_{np2})

$$V_{вск.в} = V_{внш1} + V_{внт1}; \quad (6.35)$$

$$V_{внш1} = h_{mp}^2 \cdot (\epsilon_{mp}/2 + h_{mp}/3 \operatorname{tg} \alpha_{mp}) / i_p; \quad (6.36)$$

$$V_{np1} = 0,215 \cdot h_{mp} \cdot (R_1^2 - R_1 \cdot h_{mp} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{np}); \quad (6.37)$$

$$V_{внт1} = \epsilon_{mp} \cdot h_{mp}^2 / 2i; \quad (6.38)$$

$$V_{np2} = l_{np} \cdot h_{y}^{ck} \cdot \epsilon_{mp}. \quad (6.39)$$

В данном случае

$$S_{p.mp} = [\epsilon_{p.mp} + 0,5 h_{y}^{ck} (\operatorname{ctg} \alpha_{py}^{ck} + \operatorname{ctg} \alpha_n)] \cdot h_{y}^{ck}; \quad (6.40)$$

где $\epsilon_{p.mp}$ – ширина разрезной траншеи понизу, м; h_{y}^{ck} – высота уступа по скальным породам, м; α_{py}^{ck} – угол откоса уступа по скальным породам, град; α_n – угол падения пласта, град.

$$S_o = [Ш_{pn}^M + \epsilon_{p.mp} + h_{y}^{ck} (\operatorname{ctg} \alpha_{py}^{ck} + \operatorname{ctg} \alpha_n) + m_2 + \epsilon_6 + 0,5 h_{y}^M \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_{py}^M + \operatorname{ctg} \alpha_{ny}^M)] \cdot h_{y}^M, \quad (6.41)$$

где $Ш_{pn}^M$ – ширина рабочей площадки по мягким породам, м; m_2 – горизонтальная мощность пласта, м; ϵ_6 – ширина бермы безопасности, м; h_{y}^M – высота уступа по мягким породам, м; α_{py}^M – угол откоса рабочего уступа по мягким породам, град; α_{ny}^M – угол откоса нерабочего уступа по мягким породам, град.

з) При разработке крутой залежи

Открытая разработка крутой залежи предусматривает удаление вскрышных пород как со стороны висячего, так и со стороны лежащего боков пласта по транспортной технологии по тем же формулам, что и для наклонной залежи с вывозкой пород на внешние отвалы (рис. 2.6.7).

а), а также контур разрезной траншеи в коренных породах и первоначального котлована в наносах.

При разработке наклонных и крутых месторождений разрезные траншеи в коренных породах проводятся обычно в направлении, параллельном простиранию залежи. Глубина ($H_{p,pm}$) и длина ($L_{p,pm}$) разрезной траншеи, как правило, соответствуют длине и высоте подготавливаемого к разработке уступа ($H_{p,pm} = h_{сл}$, рис. 2.6.8,б). Ширина основания разрезной траншеи ($B_{p,pm}$) определяется из условия нормального размещения горного и транспортного оборудования при выемке первой заходки после проведения траншеи. Угол откоса ее бортов (α_{pm}) принимается равным углу откоса рабочих уступов в соответствии с физико-механическими свойствами пород.

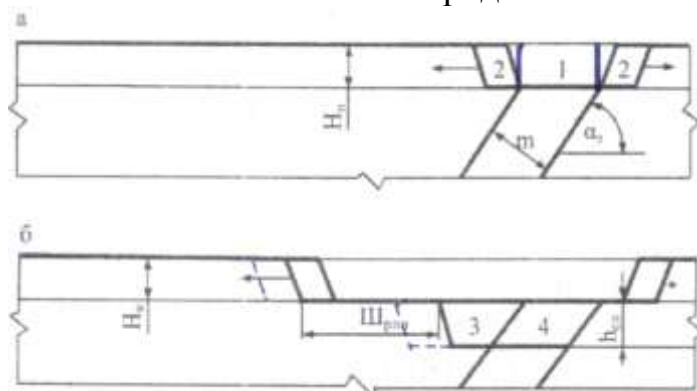


Рис. 2.6.8. Виды выемочно-погрузочных горно-строительных работ

При производстве горно-капитальных или горно-строительных работ с использованием экскаваторов циклического действия выполняются следующие виды выемочно-погрузочных работ (рис. 2.6.8) [1, 2, 7].

Первоначально в наносах тупиковым забоем проводится наклонная въездная капитальная траншея 1 и, как ее продолжение, проходится разрезная траншея на длину, соответствующую нормативу вскрытых запасов полезного ископаемого (1). В стороны от разрезной траншеи (1) осуществляется отгон уступов по рыхлым отложениям торцевыми забоями 2 и 2' (рис. 2.6.8, а) на проектную величину ширины рабочей площадки в наносах $Ш_{рпн}$ (рис. 2.6.8, б). Затем, после предварительного рыхления буровзрывным способом, проходится разрезная траншея в коренных породах на длину, соответствующую нормативу подготовленных запасов.

В рыхлых отложениях (см. рис. 2.6.8, б), в направлении подвигания фронта работ уступа, пунктиром показан дополнительный объем отгона этого уступа, требуемый для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов в разрезной траншее на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

На рис. 2.6.8, б в породном борту разрезной траншеи 3 пунктиром показаны контур транспортного съезда в разрезную траншею и контур дополнительного отгона борта разрезной траншеи, требуемый для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

Горно-капитальные работы в период строительства карьера выполняются в минимально необходимом объеме для создания нормативных объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого на момент сдачи карьера в эксплуатацию. Это позволяет обеспечить регулярное производство горных работ в процессе эксплуатации карьера с заданной производственной мощностью A_{zod} при вложении минимальных капитальных затрат на его строительство.

Для сдачи карьера в эксплуатацию на крутой или наклонной залежи необходимо провести разрезную траншею по коренным породам на первом горизонте с полезным ископаемым и удалить часть рыхлых отложений над пластом в соответствии с расчетной величиной рабочих площадок как с висячего, так и лежащего боков залежи. Удаляемый объем рыхлых отложений и объем разрезной траншеи составят объем горно-строительных работ внутри карьера (V_{cmp}), подготавливающий необходимые запасы полезного ископаемого.

Запасы полезного ископаемого по степени подготовленности к выемке делятся на три группы [1, 2]:

1. *Вскрытые запасы* – это запасы полезного ископаемого, для которых отогнаны на требуемую величину вскрышные уступы, обеспечены транспортный доступ и возможность проведения разрезной траншеи с целью последующей зачистки от породы и выемки полезного ископаемого. Это означает, что по простиранию пласта вскрыта только одна верхняя его горизонтальная плоскость (выход пласта на поверхность).

2. *Подготовленные к выемки запасы* полезного ископаемого – это часть вскрытых запасов, где пройдена разрезная траншея, обычно в кровле пласта полезного ископаемого, и для которых необходимо провести только е зачистку выхода и кровли пласта от слоя породы, мощностью 0,5 – 3м. Здесь вскрыты, но зачищены от покрывающих и вмещающих пород лишь частично, верхняя горизонтальная плоскость и часть, как правило, кровли пласта на глубину разрезной траншеи. Причем подготовленные к выемке запасы входят во вскрытые.

3. *Готовые к выемке* – часть подготовленных, зачищенных от породы запасов, которые можно отрабатывать даже при временной остановке вскрышных работ на вышележащем уступе. Таким образом, вскрыты и зачищены от покрывающих и вмещающих пород верхняя горизонтальная плоскость и часть кровли пласта на глубину разрезной траншеи. Готовые к выемке запасы входят в объем подготовленных.

Обеспеченность карьера запасами на момент сдачи его в эксплуатацию определяется количеством месяцев работы карьера с заданной производственной мощностью A_{zod} [1, 2]:

- величина вскрытых запасов в объеме пласта составляет

$$V_{вскр} = (0,5 - 1) A_{zod} / \rho_u, \text{ тыс. м}^3; \quad (6.44)$$

- величина подготовленных запасов

$$V_{подг} = (0,3 - 0,5) A_{zod} / \rho_u, \text{ тыс. м}^3; \quad (6.45)$$

- ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ

$$V_{zom} = (0,05 - 0,125) A_{zod}/\rho_u, \text{ тыс. м}^3. \quad (6.46)$$

Поперечные сечения (площади) выработок, которые необходимо провести в период строительства карьера, определяются природными условиями и рабочими параметрами принятого для их проходки горнотранспортного оборудования. Подсчет этих площадей сложности не представляет и может быть выполнен с помощью графоаналитического метода. Так, например, сечение первоначального котлована в наносах ($S_{нкн}$) определяется как площадь трапеции

$$S_{нкн} = S_{mp} = (a + b) \cdot H_n / 2, \text{ м}^2, \quad (6.47)$$

где a – короткое основание трапеции, м; b – длинное основание трапеции, м.

Короткое основание трапеции на чертеже может быть просто измерено, а аналитически может быть рассчитано по следующей формуле

$$a = 2Ш_{рнн} + \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_{nu}), \text{ м}, \quad (6.48)$$

а длинное

$$b = 2Ш_{рнн} + \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_{nu}) + 2H_n \cdot Ctg \alpha_n, \text{ м}, \quad (6.49)$$

где α_n – угол откоса вскрышного уступа в наносах, град.

Тогда площадь сечения первоначального котлована в наносах ($S_{нкн}$) составит

$$S_{нкн} = [2Ш_{рнн} + \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_{nu}) + 2Ш_{рнн} + \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_{nu}) + 2H_n \cdot Ctg \alpha_n] \cdot H_n / 2, \text{ м}^2. \quad (6.50)$$

Площадь въездной капитальной траншеи определяется средней величиной между ее минимальным (S_{min}) и максимальным (S_{max}) сечениями

$$S_{ср.кт} = (S_{min} + S_{max}) / 2, \text{ м}^2. \quad (6.51)$$

Минимальное сечение въездной капитальной траншеи находится в ее устье и поэтому равно нулю. Максимальное сечение находится на максимальной глубине траншеи и аналитически может быть рассчитано по формуле определения площади трапеции, в которой короткое основание $a = B_{к.т}$ (м), а длинное $b = B_{к.т} + 2H_{к.т} Ctg \alpha_{к.т}$ (м)

$$S_{max} = (\epsilon_{к.т} + 2H_{к.т} Ctg \alpha_{к.т}) \cdot H_{к.т}, \text{ м}^2. \quad (6.52)$$

Тогда

$$S_{ср.кт} = [0 + \epsilon_{к.т} + 2H_{к.т} Ctg \alpha_{к.т} + (\epsilon_{к.т} + 2H_{к.т} Ctg \alpha_{к.т}) \cdot H_{к.т}] / 2, \text{ м}^2. \quad (6.53)$$

Площадь дополнительного объема отгона уступа в наносах, требуемого для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов в разрезной траншее на момент сдачи карьера в эксплуатацию определится как площадь ромба

$$S_{д.о.н.} = A \cdot H_n, \text{ м}^2, \quad (6.54)$$

где A – ширина заходки экскаватора в рыхлых отложениях, м.

Площадь разрезной траншеи в коренных породах определяется как площадь трапеции с основаниями $a = \epsilon_{pm}$ и $b = \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_3)$

$$S_{pm} = [2 \epsilon_{pm} + H_{pm} \cdot (Ctg \alpha_{pm} + Ctg \alpha_3)] \cdot H_{pm} / 2, \text{ м}^2. \quad (6.55)$$

Площадь съезда в разрезную траншею определяется средней величиной между ее минимальным ($S_{min.c}$) и максимальным ($S_{max.c}$) сечениями

$$S_{cp.c} = (S_{min.c} + S_{max.c}) / 2, \text{ м}^2. \quad (6.56)$$

Минимальное сечение съезда находится в его устье и поэтому равно нулю. Максимальное сечение находится на максимальной глубине траншеи, равной глубине разрезной траншеи, и аналитически может быть рассчитано по формуле определения площади ромба

$$S_{max.c} = v_c \cdot H_{pm}, \text{ м}^2, \quad (6.57)$$

где v_c – ширина основания съезда в разрезную траншею, м.

Ширина основания съезда определяется либо видом карьерного транспорта, либо способом ее проведения. Минимальная ширина основания съезда должна быть не менее суммы поперечного размера транспортных средств, безопасных зазоров между ними, поперечного размера площадок обочины, кювета, с одной стороны и безопасности движения автосамосвалов со стороны откоса борта разрезной траншеи с другой. Безопасность движения автосамосвалов со стороны откоса борта разрезной траншеи обеспечивается отсыпкой породного вала вдоль линии бермы безопасности на расстоянии не менее $0,3 H_{pm}$, высотой не менее половины диаметра колеса самого большого самосвала, который проектируется применять в процессе эксплуатации карьера.

Средняя площадь съезда в разрезную траншею определяется по формуле

$$S_{cp.c} = (0 + v_c \cdot H_{pm}) / 2, \text{ м}^2. \quad (6.58)$$

Площадь выработки для дополнительного отгона борта разрезной траншеи (S_{dorm}), требуемого для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию определяется также как площадь ромба по формуле

$$S_{dorm} = v_c \cdot H_{pm}, \text{ м}^2. \quad (6.59)$$

Для определения объемов этих выработок требуется знать их длину. Длина выработок определяется исходя из нормативов запасов полезного ископаемого *по степени подготовленности к выемке*.

Длина первоначального котлована в наносах ($L_{нкн}$) по простиранию пласта определяется отношением величины вскрытых запасов в объеме пласта $V_{вскр}$ (в м^3) к площади пласта 4 (рис. 2.6.8, б), оконтуренной его горизонтальной мощностью ($m_2 = m \cdot \sin \alpha_3$, рис. 2.6.8, а) и линиями кровли и почвы пласта, ограниченными глубиной разрезной траншеи ($H_{pm} = h_{сл}$, рис. 6.8, б), т.е.

$$L_{нкн} = V_{вскр} / h_{сл} \cdot m_2 + v_m, \text{ м}. \quad (6.60)$$

Длина разрезной траншеи (L_{pm}) составит

$$L_{pm} = V_{подг} / h_{сл} \cdot m_2, \text{ м}. \quad (6.61)$$

Длина выработки для дополнительного отгона борта разрезной траншеи (L_{dorm}), требуемой для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию определяется по формуле

$$L_{\text{дорм}} = V_{\text{зот}} / h_{\text{сл}} \cdot m_2, \text{ м.} \quad (6.62)$$

Теоретическая длина въездной капитальной траншеи определяется

$$L_{\text{к.т.м}} = H_{\text{к.т.м}} / I_{\text{к.т.м}}, \text{ м.} \quad (6.63)$$

Действительная длина въездной капитальной траншеи с учетом коэффициента удлинения трассы для автотранспорта ($K_{\text{уд}} = 1,1 - 1,2$ [1, 2]) составит

$$L_{\text{к.т.д}} = L_{\text{к.т.м}} \cdot K_{\text{уд}} = L_{\text{к.т.м}} + \delta_m, \text{ м.} \quad (6.64)$$

Теоретическая длина съезда ($L_{\text{с.т}}$) в разрезную траншею рассчитывается аналогичным образом

$$L_{\text{с.т}} = H_{\text{пт}} / I_{\text{к.т.м}} = h_{\text{сл}} / I_{\text{к.т.м}}, \text{ м.} \quad (6.65)$$

Действительная длина съезда ($L_{\text{с.д}}$) в разрезную траншею коэффициента смягчения уклона внутрикарьерного съезда ($K_{\text{см}} = 0,85 - 0,95$ [20])

$$L_{\text{с.д}} = L_{\text{с.т}} \cdot K_{\text{см}} = L_{\text{с.т}} + l_{\text{пр}}, \text{ м.} \quad (6.66)$$

Длина выработки по дополнительному объему отгона уступа в наносах для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов в разрезной траншее на момент сдачи карьера в эксплуатацию составит

$$L_{\text{д.о.н}} = L_{\text{дорм}} + L_{\text{с.д}}, \text{ м.} \quad (6.67)$$

Результаты расчета объемов выработок, проводимых в период горностроительных работ, с учетом характеристик покрывающих и вмещающих полезное ископаемое пород представляются в виде сводной таблицы 6.1.

Таблица 6.1

Сводная таблица объемов горно-капитальных работ

Виды выработок	Формулы расчета	Объем, тыс.м3
1. Въездная траншея	$V_{\text{кт}} = L_{\text{ктд}} \cdot S_{\text{пкн}}$	
2. Котлован в наносах	$V_{\text{пкн}} = L_{\text{пкн}} \cdot S_{\text{ср.кт}}$	
3. Дополнительный отгон борта	$V_{\text{дон}} = L_{\text{дон}} \cdot S_{\text{дон}}$	
ВСЕГО В НАНОСАХ	$V_{\text{н}} = V_{\text{кт}} + V_{\text{пкн}} + V_{\text{дон}}$	
4. Разрезная траншея	$V_{\text{пт}} = L_{\text{пт}} \cdot S_{\text{пт}}$	
5. Съезд	$V_{\text{с}} = L_{\text{с.д}} \cdot S_{\text{р.с}}$	
6. Дополнительный отгон борта	$V_{\text{дорм}} = L_{\text{дорм}} \cdot S_{\text{дорм}}$	
ВСЕГО В КРЕПКИХ ПОРОДАХ	$V_{\text{кп}} = V_{\text{пт}} + V_{\text{с}} + V_{\text{дорм}}$	
ОБЩИЙ ОБЪЕМ	$V_{\text{о}} = V_{\text{н}} + V_{\text{кп}}$	

6.1.3. Построение графика производства горнокапитальных работ

Результаты расчета объемов выработок, проводимых в период горностроительных работ, служат основой для расчета и построения графика их организации в формате $L = f(T)$, т.е. зависимости длины фронта строительных горных выработок от времени, затрачиваемого на их проходку. С этой целью определяется количество суток, требуемых для выполнения этих работ экскаватором и буровым станком по формуле

$$t_i = V_i / Q_i, \text{ сут}, \quad (6.68)$$

где V_i – объем выработки в (м^3 для экскаваторов или в м бурения для буровых станков); Q_i – суточная производительность горных машин (в м^3 для экскаваторов или в метрах для буровых станков).

Суточная эксплуатационная производительность экскаваторов ($Q_{э.сут}$) определяется с учетом сложности их работы в различных типах забоев, режима работы и ремонтов экскаваторов, категории пород по трудности экскавации, организации работы и схем установки транспорта под погрузку.

Суточная эксплуатационная производительность буровых станков ($Q_{б.с.сут}$) устанавливается в зависимости от типа станков, категории пород по буримости, требующих предварительного рыхления и режима работы буровых станков.

Время отработки экскаватором наносов составит

$$t_n = V_n / Q_{н.сут}, \text{ сут}, \quad (6.69)$$

где $Q_{н.сут}$ – производительность экскаватора в наносах (породы I, как правило, I категории по трудности экскавации), $\text{м}^3/\text{сут}$.

Время, требуемое для обуривания коренных пород определяется по формуле

$$t_{бур} = V_{к.н} / (Q_{б.с.сут} \cdot \eta), \text{ сут}, \quad (6.70)$$

где η – выход горной массы с 1 м скважины, м^2 .

Время отработки экскаватором коренных пород определяется

$$t_{к.н} = V_{к.н} / Q_{к.н.сут}, \text{ сут}, \quad (6.71)$$

где $Q_{к.н.сут}$ – производительность экскаватора в коренных породах (II, III или IV категории по трудности экскавации), $\text{м}^3/\text{сут}$.

Аналогичным образом можно определить время отработки каждой горной выработки отдельно: капитальной траншеи $t_{к.м}$; котлована в наносах $t_{н.к.н}$; дополнительного отгона борта а наносах $t_{д.о.н}$; съезда в разрезную траншею t_c ; дополнительного отгона борта разрезной траншеи $t_{д.о.р.м}$; проходки разрезной траншеи $t_{р.м}$.

Устанавливается общее время работы экскаватора по строительству карьера

$$T_{р.смп.} = t_n + t_{м.н}, \text{ сут}. \quad (6.72)$$

При построении графика организации горно-строительных работ учитываются также количество суток, отводимое для ремонтов и технологических перегонов горной техники и показывается одной линией в масштабе графика

$$t_{рем} = n_{м.р} \cdot t_{jрем}, \text{ сут}, \quad (6.73)$$

где $n_{м.р}$ – количество месяцев работы экскаватора или бурового станка;

$t_{jрем}$ – время, отводимое для j – го вида ремонта, сут.

$$t_{м.нр} = n_{м.р} \cdot t_{н.н}, \text{ сут}, \quad (6.74)$$

где $t_{н.н}$ – нормируемое при проектировании время, отводимое на технологические перегоны горной техники (10 сут/год), сут.

Время для ремонтов и технологических перегонов горной техники и показывается линиями, параллельными оси времени в масштабе графика.

Нормативное время для ремонтов и перегонов экскаваторов и буровых станков принимается согласно документов [25, 26, 27].

Пример графика организации горно-строительных работ приведен на рис. 2.6.9.

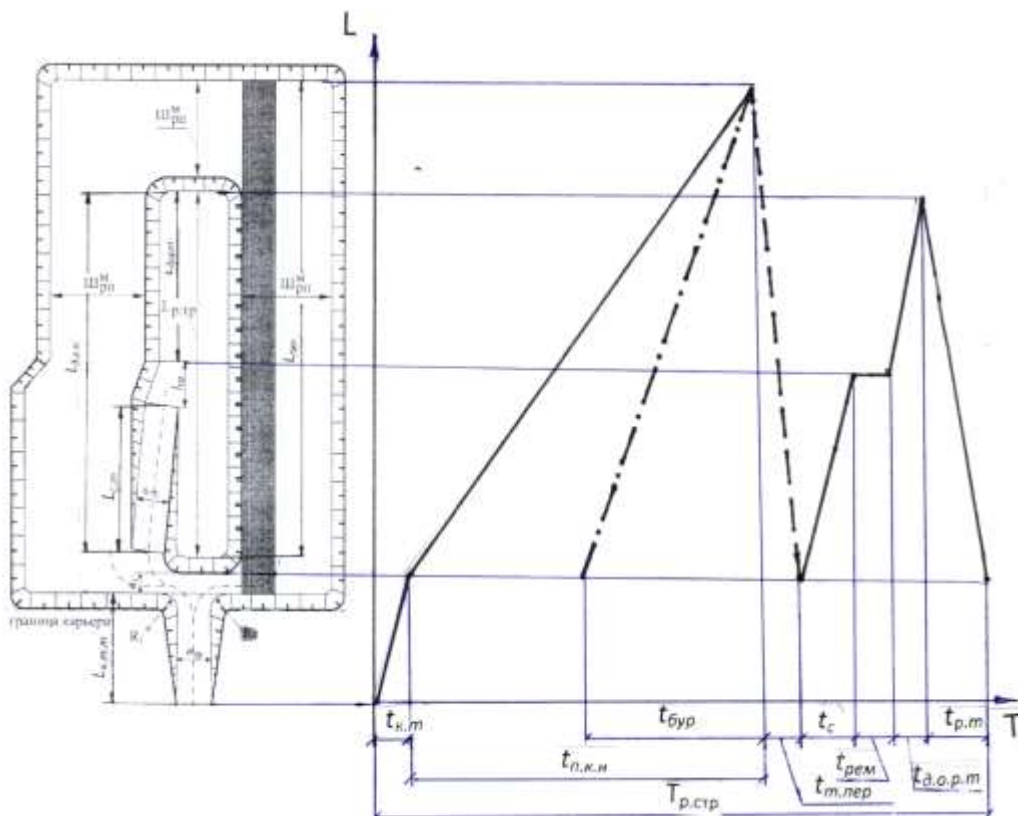


Рис. 2.6.9. График организации горнопроходческих работ

Работа № 7

Расчет параметров систем разработки

Система разработки карьера и структура его комплексной механизации взаимосвязаны. К основным элементам системы разработки относятся уступы, фронт работ уступа, рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы, рабочая зона карьера.

Параметры элементов системы разработки определяются параметрами основного горнотранспортного оборудования. К ним относятся: высота и угол откоса рабочего уступа; ширина заходок, рабочих и нерабочих площадок; длина фронта работ уступа и скорость его подвигания; угол наклона рабочего борта; скорость понижения дна карьера и др.

1. Угол откоса рабочего уступа (α_y)

Выбирается наибольшее значение угла откоса рабочего уступа (α_y) для данного типа пород по нормам ВНИМИ (таблица 7.1).

2. Ширина экскаваторной заходки (A).

Ширина экскаваторной заходки A (м) определяется из выражения

$$A = R_{ч.у} (1,5 \div 1,7), \text{ м}, \quad (7.1)$$

где $R_{ч.у}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора (выбирается по данным таблицы 7.2).

Для мягких пород желательно принимать наименьшее целое значение A при умножении $R_{ч.у}$ на 1,5, что обеспечивает меньшее время рабочего цикла экскаватора при работе его в торцевом забое.

Для скальных пород целесообразно выбирать наибольшее целое значение A , так как при многорядном взрывании образуется развал дробленой породы.

Таблица 7.1

Углы откоса уступов (по данным ВНИИ)

Группы пород	Характеристика породного массива	Высота одиночного уступа, м	Угол откоса уступа, град.		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	двоярного или строенного
Скальные породы $\sigma_{сж} > 80$ МПа	1.1. Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 90	70–75	65–70
	1.2. Крепкие малотрещиноватые и слабыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 80	60–75	55–60
	1.3. Крепкие трещиноватые и слабыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15–20	До 75	55–60	50–55
Малопрочные скальные, полускальные породы $\sigma_{сж} = 8–80$ МПа	2.1. Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах известняки, песчаники, алевролиты и др. осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириды, граниты, туфы	10–15	70–75	50–55	45–50
	2.2. Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.)	10–15	60–70	35–45	35–40
Мягкие и сыпучие породы $\sigma_{сж} < 8$ МПа	3.1. Глинистые породы, а также полностью дезинтегрированные разности всех пород	10–15	50–60	40–45	35–40
	3.2. Песчано-глинистые породы	10–15	40–50	35–45	30–40
	3.3. Песчано-гравийные породы	10–15	До 40	30–40	25–35

Примечание. При падении слоев, расщепленных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30–60° (если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) угол откоса уступа должен соответствовать углу падения этих поверхностей ослабления, но не должен превышать значений, приведенных в таблице.

Таблица 7.2

Параметры и нормативы для экскаваторов типа ЭКГ

Вместимость ковша, м ³	Максимальная высота черпания, м	Радиус черпания на уровне стояния, м	Минимальная длина активного фронта (блока), м		Для годового объема горной массы, млн. т (ориентировочно)
			при авто-транспорте	при ж/д транспорте	
5	10,3	9,0	500	1 000	10 и менее
8	12,5	12,2	600	1 200	20
10	13,5	12,6	700	1 400	40
12,5	15,0	14,3	700	1 400	70
15	16,4	15,6			

3. Длина фронта работ экскаватора (L_{ϕ}).

Длина фронта работ экскаватора определяется исходя из минимального нормативного фронта на один экскаватор $L_{\phi.min}$ (таблица 7.2).

Оптимальная длина активного фронта находится в пределах

$$L_{\phi} = (1,5 \div 2,0) L_{\phi.min}, \text{ м.} \quad (7.2)$$

Для предварительных расчетов вначале задают

$$L_{\phi} = 1,5 L_{\phi.min}, \text{ м.} \quad (7.3)$$

4. Скорость подвигания рабочих уступов (V_y)

Скорость подвигания рабочих уступов V_y (м/год) определяется по формуле

$$V_y = Q / H_y \cdot L_{\phi}, \quad (7.4)$$

где Q – годовая эксплуатационная производительность вскрышного экскаватора, м³/год.

5. Ширина рабочей площадки ($Ш_{p.n.}$).

Ширина рабочей площадки (м) определяется двумя методами:

а) с учетом нормативов готовых к выемке запасов (μz) по формуле:

$$Ш_{p.n.} = b_{тр.б.} + \mu z \cdot V_y, \quad (7.5)$$

где $b_{тр.б.}$ – ширина транспортной бермы.

В соответствии с нормативами значение $b_{тр.б.}$ определяется в зависимости от грузоподъемности автосамосвала q_a для карьеров глубиной более 50 м (таблица 7.3).

Минимальное значение готовых к выемке запасов по нормам в угольной промышленности составляет 0,5 мес., то есть их доля от года (μz) составляет 0 042 года [1].

Произведение $\mu z \cdot V_y$ обозначим как $\Delta B_{p.n.}$ – дополнительная ширина рабочей площадки для учета нормативного резерва запасов экскаватора.

б) с учетом равенства $\Delta B_{p.n.}$ ширине заходки экскаватора A .

Окончательно ширина рабочей площадки $Ш_{p.n.}$ (м) рассчитывается как сумма:

$$Ш_{p.n.} = b_{тр.б.} + \Delta B_{p.n. max.}, \quad (7.6)$$

где $\Delta B_{p.n. max.}$ – наибольшее значение $\Delta B_{p.n.}$ из определенных вышеуказанными методами.

6. Угол наклона рабочего борта ($\gamma_{p.б.}$).

Угол наклона рабочего борта $\alpha_{p.б.}$ (град.) рассчитывается по формуле

$$\gamma_{p.б.} = \text{arcctg} (Ш_{p.n.} + h_y \cdot \text{ctg} \alpha_y) / h_y, \quad (7.7)$$

Полученный результат округляется до целых значений градуса.

Нормативы для расчета параметров карьерных автодорог и транспортных берм для автодорог II категории, двухполосных

Параметры, м	Грузоподъемность автосамосвала, т					
	27–30	40–45	75–80	110–120	120–150	170–180
Длина а/самосвала	7,25	8,12	10,25	11,25	11,25	13,58
Ширина кузова	3,48	3,79	5,36	6,10	6,10	7,64
Минимальный радиус поворота	8,7	10,2	10,5	12	16	16
Ширина проезжей части <i>a</i> на глубине карьера:						
– до 50м	13,5	15,0	21,0	24,0	24,0	30,0
– свыше 50–100 м	12,5	14,0	19,5	22,0	22,0	28,0
Минимальная ширина дна траншеи <i>b_{в.т.}</i> при нижней погрузке в а/транспорт и развороте:						
– тупиковом	23	24	29			
– кольцевом	30	30	37			
Ширина транспортной бермы при автотранспорте*: $B_{тр.б} = 4,5 + a + 2,5h_n + b_n$, <i>b_n</i> – призма безопасности: – для рыхлых пород – 1,5 м; – для скальных пород – 1,0 м Высота предохранительного вала, <i>h_n</i>	1,0	1,0	1,3	1,5	1,5	1,75

*Полученный результат $B_{тр.б}$ следует округлять до 0,5 м в большую сторону.

7. Скорость годового понижения дна карьера (h_2).

Скорость годового понижения дна карьера $h_г$ (м) определяется по формуле

$$h_2 = V_y / (ctg \alpha_{п.б.} + ctg \beta_n), \quad (7.8)$$

где β_n – угол направления углубки, который равен углу падения пласта для пологих и наклонных месторождений, а для крутых соответствует углу откоса рабочего борта со стороны лежащего бока пласта, град.

Полученное значение h_2 сравнивается с контрольным значением, приведенным в таблице 7.4.

При несовпадении условий залегания полезного ископаемого с табличным значением, производят интерполяцию табличных значений h_2 в соответствии с условием задания.

Контрольные значения скоростей углубки карьера (наибольшие)
в зависимости от вместимости ковша экскаватора

Угол направления углубки, град.	Вместимость ковша экскаватора, м ³		
	5	8	10
30	11	15	14
45	13	18	16
60	15	20	18

Например, если по заданию угол направления углубки составляет 50 или 55 градусов, то для экскаватора с вместимостью ковша 8м³ значение h_2 выбирают между 18 и 20 м (в целых числах $h_2 = 19$ м). Если первоначально рассчитанное по формуле значение h_2 превышает контрольное, то принимают контрольное значение h'_2 и производят перерасчет (корректировку) параметров элементов системы разработки.

Чаще всего изменению подлежит длина активного фронта работ на один экскаватор. Для этого необходимо выполнить следующее:

Используя контрольное значение скорости годового понижения дна карьера h'_2 , рассчитывают новое значение скорости подвигания рабочих уступов V'_y (м/год):

$$V'_y = h'_2 \cdot (\text{ctg } \alpha_{p.б.} + \text{ctg } \beta_n). \quad (7.9)$$

Далее проверяют значение $\Delta B_{p.n}$ (м):

$$\Delta B_{p.n} = \mu z \cdot V_y. \quad (7.10)$$

Если значение $\Delta B_{p.n}$ получается меньше ранее принятого, то величина угла рабочего борта не будет нуждаться в корректировке.

Затем корректируют длину активного фронта работ на один экскаватор L'_ϕ (м/год)

$$L'_\phi = Q / h_y \cdot V'_y. \quad (7.11)$$

Полученное значение округляют до десятков метров в большую сторону.

9. Рабочая зона карьера.

Рабочая зона карьера – это зона, в которой ведутся вскрышные и добычные работы. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся во времени поверхность, в пределах которой осуществляются работы по подготовке и выемке горной массы и характеризуется совокупностью уступов, находящихся в одновременной разработке.

Положение рабочей зоны определяется высотными отметками рабочих уступов и длиной их фронта работ и может охватывать один, два или все борта карьера.

При строительстве карьера рабочая зона, как правило, включает только вскрышные уступы первоначального котлована в наносах и разрезной траншеи, а к окончанию горно-капитальных работ – и добычные.

Число вскрышных, добычных и горно-подготовительных забоев устанавливается в зависимости от выполнения производственного плана по отдельным видам работ. Каждый экскаватор в рабочей зоне занимает определенную горизонтальную площадь S_{δ} , которая характеризуется шириной рабочей площадки $Ш_{p,n}$ или шириной разрезной траншеи $в_{p,m}$ и длиной экскаваторного блока L_{δ} .

Площадь рабочей зоны в текущий момент времени можно определить по формуле

$$S_{p,z} = S_{\delta} \cdot N_{\delta} / k_o \cdot k_p, \text{ тыс.м}^2, \quad (7.12)$$

где N_{δ} – число экскаваторных блоков в карьере;

$k_o = 0,85-0,93$ – коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов в рабочей зоне;

$k_p = 0,7-0,8$ – коэффициент, учитывающий наличие резервных экскаваторных блоков.

При разработке горизонтальных, а иногда и пологих месторождений высотное положение рабочей зоны изменяется незначительно в основном из-за изменения рельефа поверхности карьера или погружения полезного ископаемого (рис. 2.7.1, а). Ее размеры в плане могут изменяться лишь за счет изменения конфигурации карьерного поля. Вследствие этого площадь рабочей зоны при разработке таких месторождений примерно постоянна как по вскрышным, так и добычным работам. Поэтому академиком В. В. Ржевским она названа *сплошной*.

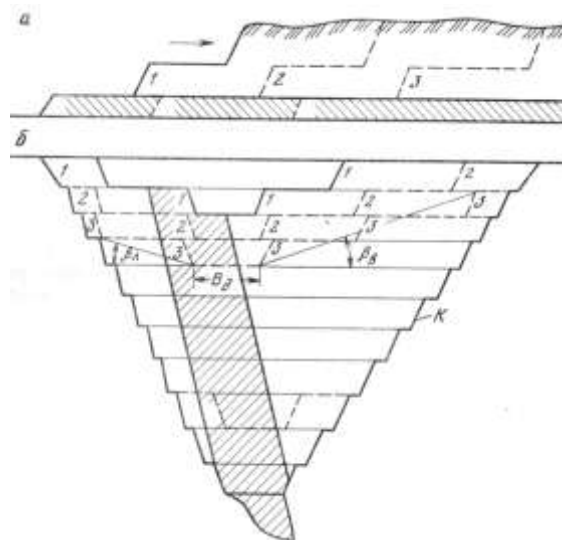


Рис. 2.7.1. Рабочая зона карьера при разработке горизонтальных (а) и крутопадающих (б) месторождений (цифрами показаны этапы изменения положения рабочей зоны карьера); К – конечный контур карьера

В период строительства карьера и освоения проектной производственной мощности рабочая зона при разработке наклонных и крутых месторождений увеличивается в плане и по высоте. За счет нарезки новых горизонтов она увеличивается до момента достижения верхними уступами конечных или промежуточных контуров карьера на поверхности. После достижения этих контуров рабочая зона углубляется с одновременным уменьшением размеров в плане (рис. 2.7.1, б). Такая рабочая зона называется *углубочной*.

При равнинном рельефе местности площадь рабочей зоны (m^2) определяется по формуле:

а) для наклонных месторождений

$$S_{p.z} = H_{p.z} \cdot [(Ctg \gamma_{p.б.в} + Ctg \alpha_n) + B_d] \cdot L_{ф.ср}, m^2; \quad (7.13)$$

б) для крутопадающих

$$S_{p.z} = H_{p.z} \cdot [(Ctg \gamma_{p.б.в} + Ctg \gamma_{p.б.л}) + B_d] \cdot L_{ф.ср}, m^2, \quad (7.14)$$

где $H_{p.z}$ – высота рабочей зоны, м;

$\gamma_{p.б.в}$, $\gamma_{p.б.л}$ – угол откоса рабочего борта со стороны висячего и лежащего бока залежи, градусы;

α_n – угол падения пласта, градусы;

B_d – ширина дна разрезной траншеи, м;

$L_{ф.ср}$ – средняя длина фронта работ уступов, м.

Вопросы для самоконтроля приведены в приложении 4, а пример расчета в приложении 5.

Исходные данные для расчетных работ и курсового проекта

1. Рельеф поверхности карьера – равнинный, горизонтальный.
2. Мощность рыхлых отложений (наносов) h_o , м.
3. Нормальная мощность полезного ископаемого m_n , м.
4. Плотность полезного ископаемого $\rho_{н.и} = 1,35 \text{ т/м}^3$.
5. Крепость (прочность) полезного ископаемого $f_{п.и} = 15 \text{ МПа}$.
6. Угол падения полезного ископаемого $\alpha_{н.и}$, град .
7. Эксплуатационные потери полезного ископаемого $\Pi = 5 \%$.
8. Плотность вскрышных пород ρ_v , т/м^3 .
9. Крепость (прочность) вскрышных пород f_v , МПа.
10. Длина карьера по поверхности L_k , м.
11. Углы откосов погашенных бортов карьера (нерабочего, в торцах) $\gamma_{нр} = \gamma_m$.
12. Угол откоса рабочего борта карьера β_p , град.
13. Устойчивый угол откоса уступа: в наносах α_n , в коренных вскрышных породах α_v .
14. Расстояние между горизонтами в коренных породах h_2 , м.
15. Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр}$, $\text{м}^3/\text{т}$.
16. Горнотранспортное оборудование: экскаваторы (ЭКГ, ЭГ, ЭГО) и автосамосвалы.
17. Расстояния транспортирования: уголь – 5 км, порода – 2 км.

Варианты расчета

Данные	Варианты расчета									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Мощность рыхлых отложений h_o , м	10	10	12	12	15	15	20	20	10	10
2. Коренные породы: крепость, МПа	40	50	60	70	80	90	100	110	80	50
плотность ρ_v , т/м ³	2,2	2,3	2,4	2,5	2,6	2,1	2,2	2,3	2,4	2,5
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	18	29	16	18	19	23	20	17	14	10
угол падения α_n , град	40	32	17	20	35	40	60	70	45	30
крепость, МПа	15	20	20	20	15	10	20	20	20	15
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карьера, км	3,1	3,0	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	3,1	3,0	2,9
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	10	11	10	12	11	11	10	10	12	10
Данные	Варианты расчета									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1. Мощность рыхлых отложений h_o , м	12	12	15	15	20	20	10	10	15	15
2. Коренные породы: крепость, МПа	60	70	80	90	100	110	120	120	120	100
плотность ρ_v , т/м ³	2,6	2,2	2,2	2,4	2,3	2,5	2,6	2,1	2,2	2,3
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	17	12	13	14	15	16	17	20	15	18
угол падения α_n , град	41	60	32	41	45	65	75	80	75	60

Продолжение приложения 2

Данные	Варианты расчета									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
крепость, МПа	10	15	20	10	15	20	15	15	20	10
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карье- ра, км	2,8	2,7	2,6	2,5	3,1	3,0	3,0	2,9	2,9	2,8
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	12	10	12	10	12	12	10	11	12	10
Данные	Варианты расчета									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1. Мощность рыхлых отложе- ний h_o , м	16	16	18	18	9	9	13	13	16	16
2. Коренные по- роды: крепость, МПа	106	100	110	120	130	120	110	100	110	120
плотность ρ_v , т/м ³	2,4	2,5	2,6	2,8	2,1	2,2	2,2	2,1	2,1	2,4
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	13	14	15	10	18	19	12	13	14	16
угол падения α_n , град	38	19	41	29	40	30	20	25	30	45
крепость, МПа	15	15	20	20	20	15	20	10	15	20
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карье- ра, км	2,8	2,5	2,6	2,7	2,8	2,9	3,0	3,1	2,5	2,6
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	11	12	11	10	12	11	10	10	11	12

Продолжение приложения 2

Данные	Варианты расчета									
	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
1. Мощность рыхлых отложений h_o , м	10	10	20	20	15	15	10	10	16	16
2. Коренные породы: крепость, МПа	130	120	100	100	120	130	120	110	100	130
плотность ρ_v , т/м ³	2,5	2,6	2,2	2,3	2,4	2,5	2,6	2,7	2,2	2,3
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	20	22	19	18	16	17	20	23	25	14
угол падения, α_n , град	80	75	40	35	32	75	80	40	33	20
крепость, МПа	20	15	20	10	10	20	20	10	15	15
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карьера, км	2,7	2,8	2,9	3,0	3,1	2,5	2,6	2,7	2,8	2,9
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	11	10	9	8	11	12	10	12	11	10
Данные	Варианты расчета									
	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
1. Мощность рыхлых отложений h_o , м	8	8	10	12	10	9	9	10	8	8
2. Коренные породы: крепость, МПа	120	110	60	70	80	90	100	60	70	90
плотность ρ_v , т/м ³	2,2	2,2	2,5	2,6	2,8	2,1	2,2	2,2	2,1	2,1
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	20	19	24	45	16	18	19	18	23	16
угол падения α_n , град	42	33	29	41	19	20	40	20	25	30

Данные	Варианты расчета									
	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
крепость, МПа	10	10	15	20	20	20	15	20	10	15
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карье- ра, км	3,0	3,1	2,5	2,6	2,7	2,8	2,9	3,0	3,1	2,5
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	12	12	12	11	10	12	11	10	10	11
Данные	Варианты расчета									
	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
1. Мощность рыхлых отложе- ний h_o , м	9	10	10	10	10	12	9	10	10	16
2. Коренные по- роды: крепость, МПа	100	60	70	80	90	100	110	120	60	70
плотность ρ_v , т/м ³	2,4	2,5	2,6	2,2	2,3	2,4	2,5	2,6	2,7	2,2
3. Пласт угля: нормальная мощность m , м	17	22	21	20	17	18	19	20	26	24
угол падения α_n , град	45	78	75	42	35	32	75	80	40	33
крепость, Мпа	20	20	15	20	10	10	20	20	10	15
плотность $\rho_{ни}$, т/м ³	1,35									
4. Оборудование на вскрыше и добыче	ЭКГ и автотранспорт									
5. Длина карье- ра, км	2,6	2,7	2,8	2,9	3,0	3,1	2,5	2,6	2,7	2,8
6. Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /т	12	11	10	9	8	11	11	10	12	11

Углы наклона бортов (по данным ВНИМИ)

Группы пород	Характеристика породного массива	Угол откоса нерабочего борта, град.
Скальные породы, $\sigma_{сж} > 80$ МПа	1.1. Крепкие малотрещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
	1.2. Крепкие малотрещиноватые породы при наличии крутопадающих (более 60°) или пологопадающих (менее 15°) поверхностей ослабления	40–45
	1.3. Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–45
	1.4. Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Малопрочные скальные, полускальные и плотные породы, $\sigma_{сж} = 8–80$ МПа	2.1. Относительно устойчивые в откосах породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40–45
	2.2. Относительно устойчивые в откосах породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35–55°	30–40
	2.3. Интенсивно выветривающиеся в откосах породы	30–35
	2.4. Все породы данной группы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20–30°	20–30
Мягкие и сыпучие породы, $\sigma_{сж} < 8$ МПа	3.1. Пластинчатые глины при отсутствии древних поверхностей скольжения, слабых контактов между слоями и других поверхностей ослабления	20–30
	3.2. Пластинчатые глины и другие глинистые породы при наличии поверхностей ослабления в средней или нижней частях борта	15–20

Примечание. Более крутой угол откоса борта соответствует большему значению угла падения поверхностей ослабления.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

7 СЕМЕСТР

Раздел 1. Условия применения открытых горных работ.

- 1) Объектом открытых горных работ являются
 - жидкие полезные ископаемые (минеральные воды, нефть);
 - природный газ;
 - твердые полезные ископаемые (горючие, руда, химическое сырье);
 - все полезные ископаемые;
 - уголь.
- 2) Месторождения, залегающие выше господствующего уровня поверхности, называются
 - поверхностными;
 - нагорными;
 - глубинными;
 - гористыми;
 - нагорно-глубинными.
- 3) Месторождения, залегающие ниже господствующего уровня поверхности, называются
 - равнинными;
 - холмистыми;
 - глубинными;
 - заглубленными;
 - нагорно-глубинными.
- 4) Горные породы по трудности их разработки называются плотными, потому что
 - легко отделяются от целика гидравлическим способом;
 - трудно отделяется от целика гидравлическим способом;
 - легко отделяется от целика механическим способом;
 - требуют обязательного рыхления с помощью буровзрывных работ;
 - трудно отделяется от целика механическим способом.
- 5) Залежи полезных ископаемых называются изометрическими, когда они развиты
 - в одном направлении;
 - в двух направлениях;
 - во всех направлениях;
 - по падению;
 - по простиранию.

6) Залежи полезных ископаемых называются плитообразными, когда они развиты

- в одном направлении;
- по простиранию;
- во всех направлениях;
- по падению;
- в двух направлениях.

7) Залежи полезных ископаемых называются столбообразными, когда они развиты

- по простиранию;
- в одном направлении;
- в трех направлениях;
- во всех направлениях;
- в двух направлениях.

8) Залежи полезных ископаемых относятся к горизонтальным при углах падения

- 10-16°;
- 6-8°;
- 0-6°;
- 8-10°;
- 12-14°.

9) Залежи полезных ископаемых относятся к пологим при углах падения

- 2-4 град.;
- 15-18 град.;
- 6-14 град.;
- 3-5 град.;
- 19-21 град.

10) Залежи полезных ископаемых относятся к наклонным при углах падения

- 46-48 град.;
- 15-30 град.;
- 6-14 град.;
- 15-45 град.;
- 6-8 град.

11) Значение предельного угла падения пологой залежи зависит

- от устойчивости пород всячего бока;
- от мощности залежи;
- от крепости полезного ископаемого;
- от устойчивости внутренних отвалов;
- от типа вскрышного экскаватора.

12) Значение предельного угла падения горизонтальной залежи зависит от

- устойчивости пород висячего бока;
- мощности залежи;
- возможности прямого подъезда транспорта к добычному забою;
- мощности вскрыши;
- крепости вскрышных пород.

13) Значение предельного угла падения наклонной залежи зависит от

- устойчивости пород висячего бока;
- крепости полезного ископаемого;
- устойчивости пород лежащего бока;
- типа экскаватора на уступах;
- мощности залежи.

Раздел 2. Коэффициенты вскрыши

14) Числовое значение коэффициента вскрыши показывает

- сколько породы необходимо удалить при строительстве карьера;
- величину мощности полезного ископаемого;
- величину объема породы, приходящуюся на одну тонну полезного ископаемого;
- величину мощности вскрыши;
- величину объема вскрыши в экскаваторной заходке.

15) Коэффициент вскрыши, который определяется объемами породы и полезного ископаемого, за весь период эксплуатации карьера, называется

- текущий;
- эксплуатационный;
- граничный;
- контурный;
- геологический.

16) Коэффициент вскрыши, который определяется при расширении границ карьера, называется

- текущий;
- контурный;
- граничный;
- геологический;
- промышленный.

17) Коэффициент вскрыши, зависящий от экономических показателей горного предприятия, называется

- текущий;
- контурный;
- геологический;

- граничный;
- промышленный.

18) Коэффициент вскрыши, который определяется отношением всего объема вскрыши в границах карьера к запасам полезного ископаемого в этих же границах, называется

- эксплуатационный;
- текущий;
- геологический;
- контурный;
- граничный.

19) Коэффициент вскрыши, который определяется отношением объема вскрыши, удаленного за какой-то период времени, к фактической добычи полезного ископаемого за этот же период, называется

- контурный;
- текущий;
- эксплуатационный;
- граничный;
- промышленный.

Раздел 3. Карьер и его параметры

20) Промышленные запасы полезного ископаемого в границах карьера зависят от

- рельефа поверхности;
- угла падения залежи;
- длины карьера;
- геологических запасов карьера;
- глубины карьера.

21) Открытые разработки называются поверхностными при глубине карьера до

- 100 м;
- 50 м;
- 150 м;
- 80 м;
- 110 м.

22) Природными, техническими и технологическими факторами определяется

- глубина карьерного поля;
- угол откоса нерабочего борта карьера;
- запасы полезного ископаемого в карьере;
- производственная мощность карьера;
- длина карьерного поля.

23) Границы карьера по ширине, при разработке крутой залежи, определяется путем сравнения граничного коэффициента с

- геологическим;

- эксплуатационным;
- промышленным;
- слоевым;
- текущим.

24) Границы карьера по глубине при разработке наклонной залежи определяются путем сравнения граничного коэффициента с

- геологическим;
- контурным;
- эксплуатационным;
- промышленным;
- слоевым.

25) Угол откоса рабочего борта карьера зависит от

- ширины карьера;
- длины карьера;
- числа экскаваторов на уступе;
- ширины рабочей площадки;
- ширины полосы безопасности на рабочих уступах.

26) Угол откоса нерабочего борта карьера зависит от

- мощности залежи;
- угла откоса рабочего борта карьера;
- высоты уступа;
- свойств пород;
- глубины карьер.

27) Границы карьера при разработке горизонтальной залежи определяются путем сравнения граничного коэффициента вскрыши с

- контурным;
- текущим;
- средним единичным;
- промышленным;
- геологическим.

28) Карьерное поле называется удлинённым при соотношении его длины (L_K) и ширины (B_K)

- $2B_K < L_K < 3B_K$;
- $B_K < L_K < 1,4B_K$;
- $3B_K < L_K < 20B_K$;
- $1,4B_K < L_K < 4B_K$;
- $1,2B_K < L_K < 8B_K$

29) Карьерное поле называется вытянутым при соотношении его длины (L_K) и ширины (B_K)

- $B_K < L_K < 1,4B_K$;
- $2B_K < L_K < 3B_K$;
- $4B_K < L_K < 40B_K$;

- $3B_K < L_K < 20B_K$;
- $6B_K < L_K < 30B_K$.

30) Карьерное поле называется округлым при соотношении его длины $\{L_K\}$ ширины (B_K)

- $0,5B_K < L_K < 2B_K$;
- $B_K < L_K < 1,4B_K$
- $2B_K < L_K < 3B_K$
- $1,2B_K < L_K < 3B_K$
- $B_K < L_K < 2,5B_K$.

Раздел 4 Производственная мощность карьера

31) Производственная мощность карьера зависит от

- глубины карьера;
- ширины карьера;
- объема вскрышных пород в границах карьера;
- промышленных запасов карьера;
- угла падения залежи.

32) Производственная мощность карьера зависит от

- срока строительства карьера;
- срока эксплуатации карьера;
- графика режима горных работ;
- срока освоения производственной мощности карьера;
- календарного графика горных работ.

33) График режима горных работ показывает

- порядок выполнения вскрышных работ;
- распределение объемов вскрыши и полезного ископаемого по годам эксплуатации;
- распределение объемов вскрыши и запасов полезного ископаемого по отношению к какому-либо параметру карьера;
- обоснование производственной мощности карьера;
- обоснование срока службы карьера.

34) Календарный график горных работ показывает

- порядок подготовительных работ;
- порядок вскрышных работ;
- порядок выполнения вскрышных и добычных работ по годам работы карьера;
- распределение объема вскрыши и запасов полезного ископаемого по глубине карьера;
- обоснование производственной мощности карьера.

Раздел 5 Теория комплексной механизации открытых горных работ

35) Выемочно-отвальные комплексы оборудования (ВО) включают

- экскаваторы вскрышные гусеничные;
- экскаваторы шагающие;

- механические лопаты;
 - гидравлические экскаваторы;
 - роторные экскаваторы.
- 36) Экскаваторно-отвальные комплексы оборудования (ЭО) включают
- экскаваторы шагающие;
 - роторные экскаваторы;
 - гидравлические экскаваторы;
 - механические лопаты;
 - цепные экскаваторы.
- 37) Экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы оборудования (ЭТО) включают
- роторные экскаваторы;
 - экскаваторы шагающие;
 - экскаваторы вскрышные;
 - экскаваторы гидравлические;
 - механические лопаты.
- 38) Выемочно-транспортно-отвальные комплексы оборудования (ВТО) включают
- экскаваторы шагающие;
 - экскаваторы цепные;
 - механические лопаты;
 - экскаваторы гидравлические;
 - роторные экскаваторы.

Раздел 6. Грузопотоки карьера.

- 39) Грузопоток называется элементарным, если он идет от
- трех забоев уступа;
 - одного забоя уступа;
 - двух забоев уступа;
 - группы уступов карьера;
 - всех уступов карьера.
- 40) Грузопоток называется сложным, если он состоит из
- трех грузопотоков одного уступа;
 - двух грузопотоков двух уступов;
 - вскрышного и добычного грузопотоков одного забоя;
 - вскрышных грузопотоков нескольких уступов и направляемый на один отвал;
 - грузопотоков вскрыши и полезного ископаемого внутри карьера и расходящийся на поверхности, направляясь на отвал и угольный склад.
- 41) Грузопоток называется комбинированным, если он состоит из
- вскрышных и добычных грузопотоков одного уступа;
 - вскрышных и добычных грузопотоков трех уступов;

- вскрышных грузопотоков, направляемых на внешний отвал;
 - добычных грузопотоков, направляемых через перегрузочные пункты;
 - добычных грузопотоков, направляемых через сортировочные пункты.
- 42) Грузопоток называется групповым, если он сформирован из
- двух грузопотоков одного уступа;
 - грузопотоков всех уступов;
 - вскрышных грузопотоков карьера;
 - вскрышных грузопотоков двух верхних уступов и добычных грузопотоков двух нижних уступов;
 - добычных грузопотоков карьера.
 -

Раздел 7. Способы и схемы вскрытия.

- 43) Целью вскрытия является
- добыча полезного ископаемого без потерь;
 - размещение вскрыши в отвале;
 - перемещение груза к месту его складирования;
 - обеспечение работы вскрышного экскаватора;
 - подготовка горизонта к эксплуатации.
- 44) Способом вскрытия называется
- создание условий для работы грузопотоков, с помощью горных выработок и оборудования;
 - обеспечение работы вскрышного экскаватора;
 - создание условий для добычных работ;
 - подготовка горизонта к эксплуатации;
 - размещение вскрыши в отвале.
- 45) Схемой вскрытия называется
- описание работы на уступе вскрышного экскаватора с железнодорожным транспортом;
 - описание работы железнодорожного транспорта на уступе;
 - графическое изображение работы на уступе вскрышного экскаватора с автотранспортом;
 - графическое изображение системы вскрывающих выработок карьера;
 - графическое изображение совместной работы вскрышного и добычного экскаваторов на уступе.
- 46) Две траншеи, в которых по одной подается порожний транспорт, а по другой выдается груженный, называются
- одинарные;
 - групповые;
 - отдельные;
 - парные;
 - общие.

47) Две траншеи, вскрывающие один горизонт, по которым осуществляется подача порожнего и выдача груженого транспорта, называются

- групповые;
- отдельные;
- парные;
- одинарные;
- общие.

48) Скользящими съездами называются наклонные траншеи,

- размещенные на нерабочем борту карьера;
- предназначенные для конвейерного транспорта;
- размещенные за контуром карьера;
- размещенные на рабочем борту карьера;
- имеющие руководящий уклон.

49) Вскрытие добычного уступа при бестранспортной технологии может быть осуществлено

- наклонной траншеей;
- добычным экскаватором;
- вскрышным экскаватором;
- ленточным отвалообразователем;
- дамбой.

50) Вскрытие породного уступа при бестранспортной технологии осуществляется

- наклонной траншеей;
- прямым заездом;
- крутой траншеей;
- вскрышным экскаватором;
- специальными сооружениями.

51) Вскрытие вскрышного уступа, обрабатываемого с применением транспортно-отвального моста, осуществляется

- цепными экскаваторами;
- наклонной траншеей;
- крутой траншеей;
- прямыми заездами;
- системой экскаваторов и специальных конструкций.

52) Способ вскрытия является комбинированным, если он представляет

- внешними и внутренними траншеями;
- системами внутренних траншей на двух бортах карьера и предназначенных для железнодорожного транспорта;
- системами внутренних траншей для конвейерного транспорта и внутренних траншей для автомобильного транспорта;
- системой внутренних траншей для автотранспорта и крутой траншеей для скипового транспорта;
- системой внутренних траншей для автотранспорта и наклон-

ным стволом для конвейерного транспорта.

53) Вскрытие глубинных добычных уступов при разработке горизонтальной залежи с применением конвейерного транспорта осуществляется

- прямыми заездами;
- наклонными траншеями;
- крутыми траншеями;
- добычными экскаваторами;
- вскрышными экскаваторами.

54) Трассой системы внутренних траншей, называется

- число вскрывающих выработок;
- общая глубина вскрытия системой;
- сумма длин вскрывающих выработок;
- пространственное положение оси транспортных коммуникаций системы;
- общая длина выработок и площадок примыкания системы.

55) Трасса системы внутренних траншей при автотранспорте имеет форму

- без изменений направления движения с примыканием на смягченном уклоне;
- без изменений направления движения с примыканием на руководящем уклоне;
- без изменений направления движения с примыканием на горизонтальной площадке;
- с петлевыми разворотами на каждом горизонте;
- с тупиковыми разворотами на каждом горизонте.

56) Смягченный уклон для примыкания трассы равен

- $0,7 i_p$;
- $0,3 i_p$;
- $0,4 i_p$;
- $0,5 i_p$;
- $0,6 i_p$.
-

Раздел 8. Параметры открытых горных выработок.

57) Ширина разрезной траншеи по технологическим условиям зависит от

- высоты подготавливаемого уступа;
- физико-механических пород уступа;
- угла откоса рабочего уступа;
- угла падения залежи;
- притока подземных вод на уступе.

58) Угол откоса борта стационарной траншеи зависит от

- вида транспорта, для которого проводится траншея;
- количества транспортных единиц;
- схемы взрывания при проходке траншеи;

- свойств пород, в которых проводится траншея;
 - свойств пород, которые перемещаются по траншее.
- 59) Ширина наклонных траншей и полутраншей зависит от
- угла откоса борта;
 - высоты траншейных средств;
 - вида транспорта;
 - крепости пород борта;
 - глубины выработки.
- 60) Полутраншея – это выработка, которая имеет поперечное сечение в форме
- параллелограмма;
 - трапеции;
 - квадрата;
 - ромба;
 - треугольника.
- 61) Руководящим уклоном траншеи, называется
- уклон, позволяющий легко спускаться рабочим в забой;
 - уклон, позволяющий предотвратить осыпание породы в траншее;
 - уклон, позволяющий разминуться встречному транспорту;
 - уклон, позволяющий продолжить движение на подъем груженому транспорту после остановки в траншее;
 - уклон, позволяющий продолжить движение на подъем порожнему транспорту после остановки в траншее.
- 62) Подъем (уклон) наклонной траншеи и полутраншеи обеспечивает
- устойчивость её борта;
 - допустимый проход людей;
 - нормальную работу транспорта;
 - возможность установки выемочного оборудования;
 - необходимый отвод притока воды.
- 63) Длина наклонной траншеи и полутраншеи зависит от
- длины карьерного поля;
 - длины экскаваторного блока;
 - высоты транспортных средств;
 - величины подъема (уклона);
 - глубины траншеи (полутраншеи).

Раздел 9. Объемы открытых горных выработок.

64) Объем наклонной полутраншеи определяется по формуле

$$V = \frac{v_{mp} \cdot h_{mp}^2}{2i};$$

- $V = \frac{h_{mp}^2}{i} \left(\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right);$
- $V = 0,215 n_{p\bar{o}} \left(R^2 - R \cdot h_{mp} \cdot \operatorname{ctg} \alpha \right);$
- $V = h_{mp}^2 (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \left[\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3} (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \frac{\operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{ctg} J} \right];$
- $V = \frac{h_{\bar{o}}^2}{i} \left(h_{mp} - \frac{h_{\bar{o}}}{3} \right);$

65) Объем наклонной траншеи, пройденной по целику, определится по формуле

- $V = \frac{e_{mp} \cdot h_{mp}^2}{2i};$
- $V = \frac{h_{mp}^2}{i} \left(\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3 \operatorname{tg} \alpha_{mp}} \right);$
- $V = 0,215 n_{p\bar{o}} \left(R^2 - R \cdot h_{mp} \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{mp} \right);$
- $V = h_{mp}^2 (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \left[\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3} (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \frac{\operatorname{ctg} \alpha_{mp}}{\operatorname{ctg} J} \right];$
- $V = \frac{h_{\bar{o}}^2}{i} \left(h_{mp} - \frac{h_{\bar{o}}}{3} \right);$

66) Объем наклонной траншеи, пройденной по откосу уступа, определится по формуле

- $V = h_{mp}^2 (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \left[\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3} (\operatorname{ctg} J - \operatorname{ctg} \gamma_{н\bar{o}}) \frac{\operatorname{ctg} \alpha_{mp}}{\operatorname{ctg} J} \right];$
- $V = \frac{e_{mp} \cdot h_{mp}^2}{2i};$
- $V = \frac{h_{\bar{o}}^2}{i} \left(h_{mp} - \frac{h_{\bar{o}}}{3} \right);$
- $V = \frac{h_{mp}^2}{i} \left(\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3 \operatorname{tg} \alpha_{mp}} \right);$

- $V = 0,215n_{p\bar{o}} \left(R^2 - R \cdot h_{mp} \cdot ctg\alpha_{mp} \right) ;$

67) Объем крутой траншеи определится по формуле

- $V = 0,215n_{p\bar{o}} \left(R^2 - R \cdot h_{mp} \cdot ctg\alpha \right) ;$

- $V = \frac{e_{mp} \cdot h_{mp}^2}{2i} ;$

- $V = h_{mp}^2 (ctgJ - ctg\gamma_{н\bar{o}}) \left[\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3} (ctgJ - ctg\gamma_{н\bar{o}}) \frac{ctg\alpha}{ctgJ} \right] ;$

- $V = \frac{h_{mp}^2}{i} \left(\frac{e_{mp}}{2} + \frac{h_{mp}}{3tg\alpha_{mp}} \right) ;$

- $V = \frac{h_{\bar{o}}^2}{i} \left(h_{mp} - \frac{h_{\bar{o}}}{3} \right) ;$

Раздел 10. Назначение открытых горных выработок.

68) Главное назначение наклонных траншей является

- спуск и подъем горного оборудования;
- спуск и подъем людей;
- укладка транспортных коммуникаций для колесных видов транспорта;
- обеспечение устойчивости откосов уступа;
- обеспечение водоотлива.

69) Главное назначение крутых траншей является

- спуск и подъем горного оборудования;
- спуск и подъем людей;
- обеспечение устойчивости нерабочего борта карьера;
- создание условий для работы грузопотоков горной массы при конвейерном транспорте;
- обеспечение водоотлива.

70) Главное назначение разрезных траншей является

- вскрытие нового горизонта карьера;
- проход рабочих к забою;
- удаление воды из забоя;
- размещение горного и транспортного оборудования для нового горизонта;
- перегон экскаваторов к новой заходке.

8 СЕМЕСТР

Раздел 1. Способы проведения траншей.

- 71) Проведение траншеи по скальным породам осуществляется
- автосамосвалами;
 - локомотивосоставами;
 - цепными экскаваторами;
 - одноковшовыми экскаваторами;
 - скреперами.
- 72) Специальные способы проходки траншей осуществляется с помощью
- драглайнов;
 - механических лопат;
 - цепных экскаваторов;
 - взрывом на выброс;
 - взрывом на сброс.
- 73) Проходка траншеи скрепером осуществляется
- по скальным породам;
 - по плотным мягким породам;
 - по сыпучим водонасыщенным породам;
 - по мягким сухим породам;
 - по взорванной массе.
- 74) Проходка траншеи мощным драглайном относится к
- бестранспортному способу;
 - транспортному способу;
 - специальному способу;
 - комбинированному способу;
 - не применяется нигде.
- 75) Проходка траншеи цепным экскаватором относится к
- бестранспортному способу;
 - транспортному способу;
 - специальному способу;
 - комбинированному способу;
 - не применяется нигде.
- 76) Ширина траншеи, при проходке её мехлопатой с нижней погрузкой в автотранспорт, зависит от
- радиуса черпания экскаватора;
 - высоты автосамосвала;
 - глубины траншеи;
 - схемы подъезда автосамосвала;

- радиуса вращения кузова экскаватора.
- 77) При бестранспортном способе проходки траншеи применяются экскаваторы
- роторные;
 - гидравлические;
 - вскрышные;
 - цепные;
 - карьерные.
- 78) Глубина траншеи, проходимой мехлопатою с верхней погрузкой в железнодорожный транспорт, зависит от
- высоты кабины экскаватора;
 - квалификации машиниста экскаватора;
 - максимального радиуса разгрузки экскаватора;
 - максимальной высоты разгрузки экскаватора;
 - радиуса вращения кузова экскаватора.
- 79) Максимальная ширина траншеи при её проходке мехлопатою с верхней погрузкой в железнодорожный транспорт, зависит от
- высоты черпания;
 - ширины ходовой тележки;
 - радиуса вращения кузова;
 - максимального радиуса черпания;
 - радиуса черпания на горизонте установки.
- 80) Траншея должна находиться на большом расстоянии от зданий и сооружений при проходке её с помощью:
- мехлопаты;
 - скреперов;
 - гидромониторов;
 - взрыва;
 - роторного экскаватора.

Раздел 2. Работы по подготовке к сдаче карьера в эксплуатацию.

- 81) Вскрытыми называются запасы полезного ископаемого в карьере:
- находящиеся близко к поверхности;
 - к которым осуществлен транспортный доступ;
 - которые имеют одну обнаженную поверхность;
 - которые имеют две обнаженные поверхности и можно начинать бурение и взрывание;
 - которые находятся в бункере обогатительной фабрики и должны пройти обогащение.
- 82) Подготовленными называются запасы полезного ископаемого в карьере

- находящиеся близко к поверхности;
- к которым осуществлен транспортный доступ;
- которые обурили, взорвали и грузят в транспорт;
- которые имеют две обнаженные поверхности и можно начинать бурение и взрывание;
- которые находятся в бункере обогатительной фабрики и должны пройти обогащение.

83) Запасы полезных ископаемых в карьере называются готовыми к выемке

- находящиеся близко к поверхности;
- к которым осуществлен транспортный доступ;
- которые имеют две обнаженные поверхности и зачищены от пустой породы;
- которые находятся в почве уступа;
- которые обурили, взорвали и можно грузить.

84) При строительстве угольного карьера, чтобы сдать его в эксплуатацию, необходимо вскрыть и подготовить запасы

- 1-3 месячные;
- 8–10 месячные;
- 4–6 месячные;
- 10–12 месячные;
- любые.

85) Объем запасов, который необходимо вскрыть и подготовить при строительстве рудного карьера, чтобы сдать его в эксплуатацию, равен

- 1–3 месячные;
- 8–10 месячные;
- 4–6 месячные;
- 10–12 месячные;
- 13–14 месячные.
-

Раздел 3. Горно-строительные работы для сдачи карьера в эксплуатацию.

86) Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию зависит от

- длина карьерного поля;
- ширина карьерного поля;
- глубина карьерного поля;
- производственной мощности карьера;
- объема вскрыши в границах карьера.

87) Объем разрезной траншеи, подготавливающей полезное ископаемое при строительстве карьера, зависит от

- длина карьерного поля;
- ширина карьерного поля;

- глубина карьерного поля;
- объема рыхлых отложений в границах карьера;
- производственной мощности карьера.

88) Длина разрезной траншеи, подготавливающей полезное ископаемое при строительстве карьера, зависит от

- длины карьерного поля;
- глубины карьерного поля;
- угла падения залежи;
- мощность залежи;
- крепости пород.

89) Объем вскрывающих выработок при строительстве карьера определяется

- мощностью полезного ископаемого;
- объемом вскрыши в границах карьера;
- видом применяемого транспорта;
- крепостью пород;
- углом откоса рабочего борта карьера.

90) Объем вскрывающих выработок при строительстве карьера зависит от

- глубины карьера;
- длины карьерного поля;
- высоты рабочего уступа;
- углом откоса нерабочего борта карьера;
- шириной дна карьера.

Раздел 4. Параметры элементов систем открытой разработки

91) Темп углубки горных работ зависит от

- типа экскаватора;
- типа транспортного оборудования;
- длины экскаваторного блока;
- производственной мощности карьера;
- глубины карьера.

92) Длина экскаваторного блока зависит

- от типа экскаватора;
- только от свойств пород;
- только от вида транспорта;
- от вида транспорта и свойств пород;
- от ширины карьерного поля.

93) Ширина рабочей площадки по мягким породам определяется

- длиной экскаваторного блока;
- высотой рабочего уступа;
- углом откоса уступа;
- шириной полосы для вспомогательного оборудования;
- параметрами транспортной полосы.

- 94) Высота рабочей зоны определяется
- конечной глубиной карьера;
 - шириной рабочей площадки;
 - шириной карьерного поля;
 - только числом рабочих уступов;
 - числом рабочих уступов и их высотой.
- 95) Ширина рабочей площадки при мягких породах зависит от
- угла откоса рабочего уступа;
 - радиуса разгрузки экскаватора;
 - длины экскаваторного блока;
 - ширины экскаваторной заходки;
 - высоты уступа.
- 96) Высота рабочей зоны карьера зависит от
- числа работающих экскаваторов;
 - числа рабочих уступов;
 - числа транспортных единиц в карьере;
 - длины экскаваторного блока;
 - ширины рабочих площадок.
- 97) Параметром системы открытой разработки, который зависит от производственной мощности карьера, является
- длина экскаваторного блока;
 - ширина рабочей площадки;
 - длина фронта работ на уступе;
 - темп углубки;
 - высота уступа.
- 98) Скорость подвигания фронта работ зависит от
- ширины карьерного поля;
 - длины блока экскаватора;
 - ширины рабочей площадки;
 - угла откоса рабочего уступа;
 - мощность рыхлых отложений.
- 99) Темп углубки горных работ зависит от
- глубины карьерного поля;
 - скорости подвигания фронта работ;
 - угла откоса рабочего уступа;
 - угла откоса рабочего борта карьера;
 - объема запасов полезного ископаемого в границах карьера.
- 100) Ширина рабочей площадки при скальных породах зависит от
- угла откоса рабочего уступа;
 - высоты черпания экскаватора;
 - радиуса разгрузки экскаватора;
 - ширины развала взорванной массы;
 - типа бурового станка.

Раздел 5. Системы открытой разработки месторождений.

- 101) Система открытой разработки показывает
- определенный порядок добычных работ;
 - определенный порядок вскрышных работ;
 - определенный порядок расстановки оборудования;
 - определенный порядок подготовительных работ;
 - определенный порядок подготовительных, вскрышных и добычных работ.
- 102) Системы разработки называются сплошными, если они имеют
- непрерывный фронт работы на уступе;
 - один рабочий борт карьера;
 - постоянную высоту уступа;
 - постоянную ширину рабочих площадок;
 - постоянную высоту рабочей зоны карьера.
- 103) Системы разработки называются углубочными, если они имеют
- глубину разработки более 20 м;
 - глубину разработки более 40 м;
 - переменную высоту уступа;
 - подготовительные работы в течение всего срока службы карьера;
 - переменную ширину рабочих площадок.
- 104) Системы разработки называются углубочными, если они имеют
- переменную высоту уступа;
 - переменную ширину рабочей площадки;
 - переменную высоту рабочей зоны;
 - переменную длину экскаваторного блока;
 - глубину разработки более 200 м.
- 105) Системы разработки называются сплошными, если
- горно-подготовительные работы ведутся в течение всего срока службы карьера;
 - горно-подготовительные работы ведутся при строительстве и эксплуатации карьера;
 - горно-подготовительные работы ведутся только при строительстве карьера;
 - горно-подготовительные работы не проводятся;
 - горно-подготовительные работы ведутся только при эксплуатации карьера.
- 106) Продольная система разработки с развитием горных работ с висячей и лежащей сторон применяется при углах падения залежи
- 1–12°;
 - 30–45°;
 - 0–5°;
 - 20–25°;
 - 60–80°.

107) Система разработки «экскаватор-карьер» (по Н. В. Мельникову) применяется при соотношении параметров

- $H_r^{\max} = H_e, H_e > m;$
- $H_r^{\max} > H_e;$
- $H_r^{\max} < (H_e + m);$
- $H_r^{\max} \geq (H_e + m);$
- $H_r^{\max} = H_e, H_e < m;$

где H_r^{\max} – максимальная глубина черпания шагающего экскаватора, м; H_e – мощность вскрыши, м; m – мощность полезного ископаемого, м.

108) Продольная система разработки с полным размещением вскрышных пород во внутренние отвалы в процессе эксплуатации карьера применяется при угле падения залежи

- 60–80°;
- 10–12°;
- 30–45°;
- 0–5°;
- 20–25°.

109) Система разработки с кратной перевалкой пород вскрыши в выработанное пространство применяется при соотношении параметров

- $H_r^{\max} = (H_e + m), H_e < m;$
- $H_r^{\max} = (H_e + m), H_e > m;$
- $H_r^{\max} < H_e;$
- $H_r^{\max} > H_e;$
- $H_r^{\max} = (H_e + m);$

где H_r^{\max} – максимальная глубина черпания шагающего экскаватора, м; H_e – мощность вскрыши, м; m – мощность полезного ископаемого, м.

110) Система разработки с использованием выемочно-транспортно-отвального комплекса (ВТО) может применяться

- на мощных наклонных пластах;
- на крепких скальных породах;
- на месторождениях марганцевых руд;
- на добыче гравия;
- на горизонтальных буроугольных пластах.

Исходные данные для примера

1. Рельеф поверхности карьера – равнинный, горизонтальный.
2. Мощность рыхлых отложений (наносов) $h_o = 10$ м.
3. Нормальная мощность полезного ископаемого $m_n = 14$ м.
4. Плотность полезного ископаемого $\rho_{n.u} = 1,35$ т/м³.
5. Крепость (прочность) полезного ископаемого $f_{п.и} = 15$ МПа.
6. Угол падения полезного ископаемого $\alpha_{n.u} = 65$ (крутое падение пласта); 40 (наклонное) и 15 (пологое), град.
7. Эксплуатационные потери полезного ископаемого $\Pi = 5\%$.
8. Плотность вскрышных пород $\rho_v = 2,5$ т/м³.
9. Крепость (прочность) вскрышных пород $f_v = 80$ МПа.
10. Длина карьера по поверхности $L_k = 3500$ м.
11. Углы откосов погашения бортов карьера (нерабочего, в торцах) для упрощения расчетов принимаются $\gamma_{н.вис} = \gamma_{н.леж} = \gamma_m = 45^\circ$.
12. Угол откоса рабочего борта карьера при автотранспортной технологии горных работ $\beta_p = 25^\circ$.
13. Устойчивый угол откоса уступа: в наносах $\alpha_n = 45^\circ$, в коренных вскрышных породах $\alpha_v = 70^\circ$.
14. Расстояние между горизонтами в коренных породах $h_2 = 20$, м.
15. Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр} = 7,5$ м³/т.
16. Горнотранспортное оборудование: экскаваторы (ЭКГ, ЭГ, ЭГО) и автосамосвалы.
17. Расстояния транспортирования для угля – 5 км, породы – 2 км.

Пример 1. Горногеометрический анализ крутопадающего месторождения

На листе миллиметровой бумаги формата А4 в масштабе (М) 1 : 2000 строится поперечный профиль месторождения (рис. 1.1). Проводятся линии границы наносов и коренных пород. Из точек пересечения горизонтов с кровлей и почвой пласта вверх до пересечения с поверхностью проводятся наклонные линии под углами погашенных бортов карьера $\gamma_{н.вис}$ и $\gamma_{н.леж}$.

Расчет конечной глубины карьера ведется путем последовательного погоризонтного (сверху – вниз) сравнения контурного коэффициента (K_k) вскрыши с граничным ($K_{гр}$), начиная с первого горизонта, затем продолжается для второго и т.д. ($i = 1, 2, \dots, n$) и останавливается при условии $K_k \geq K_{гр}$.

Для этого определяются площади по полезному ископаемому ($S_{ми}$) между смежными горизонтами с границами пласта с его почвы и кровли, как простые геометрические фигуры (ромбы). Рассчитываются площади вскрыши со стороны как висячего ($S_{вс}$), так и лежащего боков пласта ($S_{вл}$), их суммарная величина на горизонте (S_v). Площади вскрыши с висячего и лежащего

боков пласта рассчитываются как площади косой трапеции, высота которой определяется путем замера на чертеже перпендикулярного расстояния между наклонными линиями под углом погашения горных работ основаниями трапеций.

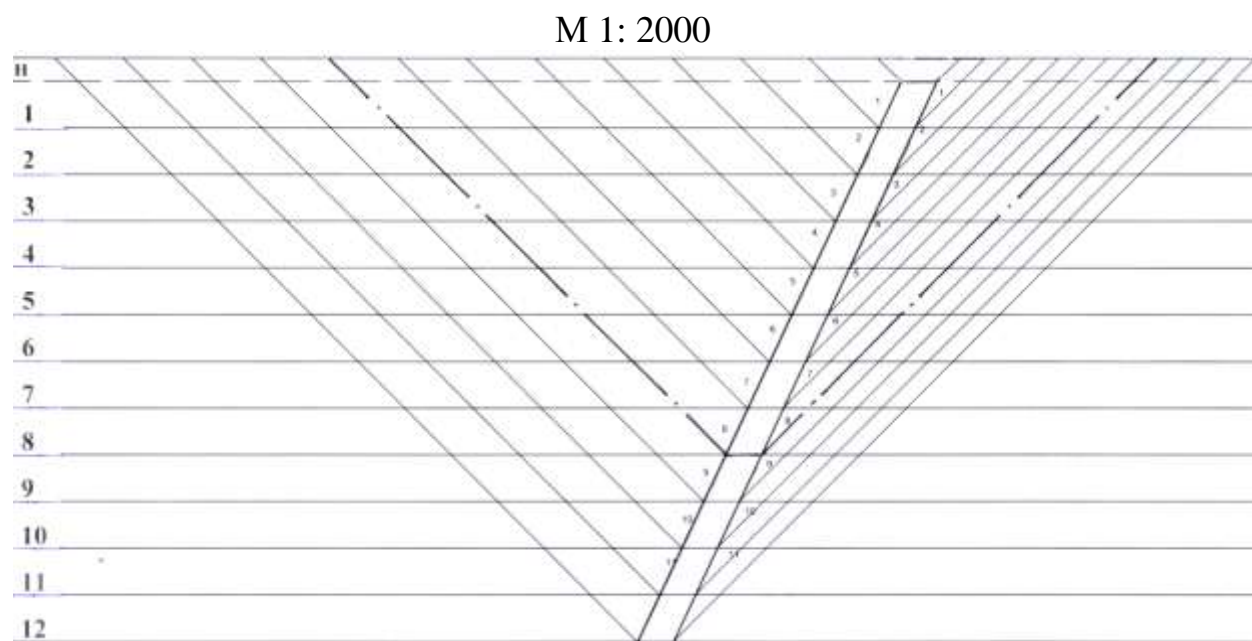


Рис. 1.1. Поперечный профиль месторождения

Для того чтобы узнать объем полезного ископаемого и вскрыши на горизонте, требуется подсчитать длину горизонта. Из задания известна длина карьера по поверхности $L_k = 3500$ (м), тогда, например, средняя линия горизонта по наносам (горизонт **н**) составит

$L_{н.ср} = (L_k + L_n) / 2 = [L_k + L_k - 2 \cdot h_0 \cdot (ctg \gamma_{н.вис} + ctg \gamma_{н.леж})] / 2 = L_k - h_0$, м,
а средняя длина 1 горизонта $L_{1.ср} = L_{н.ср} - h_2$, для 2-го $L_{2.ср} = L_{1.ср} - h_2$, для 3-го $L_{3.ср} = L_{2.ср} - h_2$ и т.д.

Зная длину горизонта, площади полезного ископаемого и вскрыши на этом горизонте, находятся геологические объемы добычи и вскрыши на горизонте ($V_{ни}$, м³) и ($V_в$, м³).

Рассчитываются геологические запасы полезного ископаемого на горизонте по формуле

$$Q_{ни.i}^g = V_{ни.i} \cdot \rho, \text{ т.}$$

Рассчитываются промышленные запасы полезного ископаемого

$$Q_{ни.i}^{np} = Q_{ни.i}^g \cdot (1 - \Pi/100), \text{ т.}$$

Определяется величина потерь угля

$$\Delta V_{ни.i} = V_{ни.i} \cdot \Pi / 100, \text{ м}^3.$$

С учетом потерь угля рассчитываются промышленные объемы вскрыши на горизонте

$$V_{\text{в}i}^{\text{np}} = V_{\text{в}i} + \Delta V_{\text{nu},i}, \text{ м}^3.$$

Определяется контурный коэффициент вскрыши (K_{κ}) и сравнивается с граничным коэффициентом вскрыши ($K_{\text{зр}}$), и если $K_{\kappa} < K_{\text{зр}}$, то расчет продолжается для следующего по глубине горизонта до тех пор пока не будет выполнено условие $K_{\kappa} \geq K_{\text{зр}} = 7,5 \text{ м}^3/\text{т}$.

Результаты расчетов в рассматриваемом примере получены с помощью построений в стандартной программе ПК «AUTOCAD2015» и приведены на рис. 1.2.

N гор	$S_{\text{ни}}$ м^2	$S_{\text{вв}}$ м^2	$S_{\text{в},1}$ м^2	$S_{\text{в},2}$ м^2	L_i м	$V_{\text{ни}}$ м^3	$V_{\text{в}}$ м^3	$Q_{\text{ни}}$ т
Н				260	3490		907400	
1	310	592,89	210,59	803,48	3470	1075700	2788076	1452195
2	310	1171,31	422,81	1594,12	3450	1069500	5499714	1443825
3	310	1784,78	634,22	2419	3430	1063300	8297170	1435455
4	310	2353,04	845,62	3198,66	3410	1057100	10907431	1427085
5	310	2941,31	1057,03	3998,34	3390	1050900	13554373	1418715
6	310	3529,57	1268,44	4798,01	3370	1044700	16169294	1410345
7	310	4117,83	1479,84	5597,67	3350	1038500	18752195	1401975
8	310	4704,09	1691,25	6395,34	3330	1032300	21296482	1393605

$Q_{\text{ни}}^{\text{np}}$ т	$\Delta V_{\text{ни},i}$ м^3	$V_{\text{в}}^{\text{np}}$ м^3	K_{κ} $\text{м}^3/\text{т}$	$K_{\text{зр}}$ $\text{м}^3/\text{т}$
1438399	53785	1499566,461	1,042525	
1430109	53475	2940972,062	2,056468	
1421818	53165	4411190,431	3,1025	
1413528	52855	5765122,444	4,078535	
1405237	52545	7122145,083	5,068287	
1396947	52235	8446030,564	6,046065	
1388656	51925	9737076,994	7,01187	7,5
1380366	51615	10992179,29	7,963237	

Рис. 1.2. Результаты расчетов объемов и контурных коэффициентов вскрыши

Условие $K_{\kappa} = 7,96 \geq K_{\text{зр}} = 7,5 \text{ м}^3/\text{т}$, следовательно, 8-й горизонт принимается за конечный.

В соответствии с конечным горизонтом отработки определяются главные параметры карьера. На чертеже замеряются конечные глубина отработки $H_{\kappa} = 170 \text{ м}$, ширина карьера $B_{\kappa} = 350 \text{ м}$. Длина карьера на конечном горизонте составит $L_{\text{д}} = 3330 \text{ м}$, ширина дна $b_{\kappa} = 16 \text{ м}$. Промышленные запасы полезного

ископаемого и промышленные объемы вскрыши в контурах карьера составят соответственно $Q_{nu}^{np} = 11275060$ т и $V_{\rho}^{np} = 50914283$ м³. Объем горной массы $Q_{зм} = 59266179$ м³.

На листе миллиметровой бумаги формата А4 в масштабе (М) 1 : 2000 снова строится поперечный профиль месторождения.

С целью построения графика режима горных работ в установленных конечных контурах карьера рассчитываются текущие погоризонтные объемы горных работ. Для этого в конечных границах поперечного профиля карьера из точек пересечения линий горизонтов с кровлей и почвой пласта откладываются наклонные линии под углом рабочего борта карьера (β_p) до пересечения их с поверхностью или конечными контурами наклонными карьера по глубине отработки (рис. 1.3).

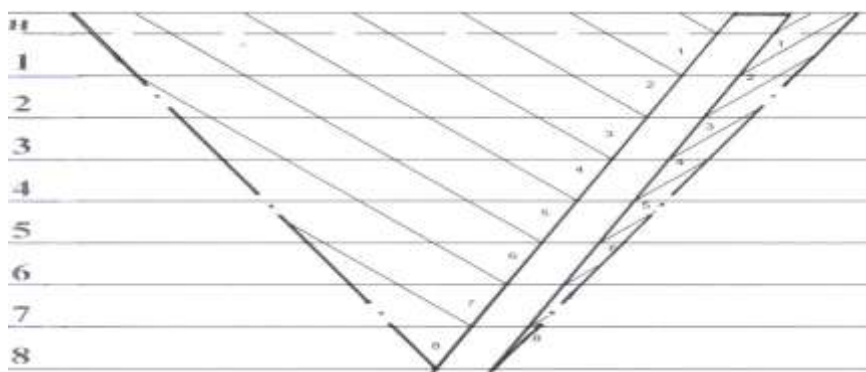


Рис. 1.3. Схема к расчету текущих объемов горных работ

Для расчета текущих объемов горных работ по добыче определяются площади по полезному ископаемому (S_{nu}) между смежными горизонтами с границами пласта с его почвы и кровли, как простые геометрические фигуры (ромбы). Рассчитываются площади вскрыши со стороны как висячего ($S_{вв}$), так и лежащего боков пласта ($S_{вл}$), их суммарная величина на горизонте (S_{ρ}). Площади вскрыши с висячего и лежащего боков пласта рассчитываются как площади косоугольной трапеции, высота которой определяется путем замера на чертеже перпендикулярного расстояния между наклонными под углом рабочего борта карьера основаниями трапеций.

Зная длину горизонта, площади полезного ископаемого и вскрыши на этом горизонте, находятся геологические объемы по добыче и вскрыше на каждом горизонте (V_{nu} , м³) и (V_{ρ} , м³).

Рассчитываются геологические запасы полезного ископаемого на горизонте по формуле

$$Q_{nu.i} = V_{nu.i} \cdot \rho, \text{ т.}$$

Затем рассчитываются промышленные запасы полезного ископаемого

$$Q_{nu.i}^{np} = Q_{nu.i} \cdot (1 - \Pi/100), \text{ т.}$$

Определяется величина потерь угля

$$\Delta V_{nu.i} = V_{nu.i} \cdot \Pi / 100, \text{ м}^3.$$

С учетом потерь угля рассчитываются промышленные объемы вскрыши на горизонте

$$V_{\epsilon i}^{np} = V_{\epsilon i} + \Delta V_{nu.i}, \text{ м}^3.$$

Определяется текущий коэффициент вскрыши (K_m).

Результаты расчетов текущих объемов горных работ в рассматриваемом примере получены с помощью построений в стандартной программе ПК «AUTOCAD2015» и приведены на рис. 1.4.

N гор н	$S_{\text{пн}}$ м^2	$Q^{\text{пн}}$ т	$\Delta V_{\text{пн},i}$ м^3	L_i м	$S_{\text{вв}}$ м^3	$S_{\text{в,1}}$ м^3	$S_{\text{в}}$ м^3
				3490	0	0	
1	310	1438399	53785	3470	592,89	210,95	803,84
2	310	1430109	53475	3450	1171,31	340,05	1511,36
3	310	1421818	53165	3430	1764,78	292,96	2057,74
4	310	1413528	52855	3410	2353,04	240,36	2593,4
5	310	1405237	52545	3390	2941,31	185,6	3126,91
6	310	1396947	52235	3370	3327,83	133,16	3460,99
7	310	1388656	51925	3350	2186,36	79,9	2266,26
8	310	1380366	51615	3330	728,79	26,63	755,42
	$V_{\text{в}}^r$ м^3	$V_{\text{в}}^{\text{пн}}$ м^3	$K_{\text{к}}$ $\text{м}^3/\text{т}$				
	2789325	2843110	1,976579				
	5214192	5267667	3,683403				
	7058048	7111213	5,001493				
	8843494	8896349	6,293721				
	10600225	10652770	7,580763				
	11663536	11715771	8,386699				
	7591971	7643896	5,504527				
	2515549	2567164	1,859771				

Рис. 1.4. Результаты расчетов текущих объемов горных работ

На основании полученных результатов расчетов строятся графики режима горных работ, как зависимости распределения запасов полезного ископаемого ($Q^{\text{пн}}_{nu}$), вскрыши ($V^{\text{пн}}_{\epsilon}$) и текущего коэффициента вскрыши (K_m) от глубины разработки карьера ($f(T)$). Полученные с помощью стандартной программы ПК «AUTOCAD2015» графики представлены на рис. 1.5.

Величина промышленных запасов полезного ископаемого $Q^{\text{пн}}_{nu} = 11275060$ т служит основой для определения годовой производственной мощности карьера (формула 3.1). В соответствии с положениями, приведенными в третьей расчетно-графической работе (запасы карьера в пределах 10–20 млн. т, рекомендуемая производственная мощность карьера 1–2 млн. т/год и срок амортизации основного горнотранспортного оборудования 10–20 лет) принимает

ся $A_{год} = 1,130$ млн.т/год, срок амортизации $T_a = 10$ лет. Сроки освоения производственной мощности карьера и затухания горных принимаются равными по 1 году. Промышленные объемы вскрыши в контурах карьера составят $V_{в}^{np} = 50914283$ м³. Объем горной массы $Q_{гм} = 59266179$ м³.

В этом случае годовой объем вскрыши составит $V_в = 5,1$, а горной массы $V_{гм} = 5,9$ млн.м³. Средний текущий коэффициент вскрыши составит $K_{ср} = 4.5$ м³/т.

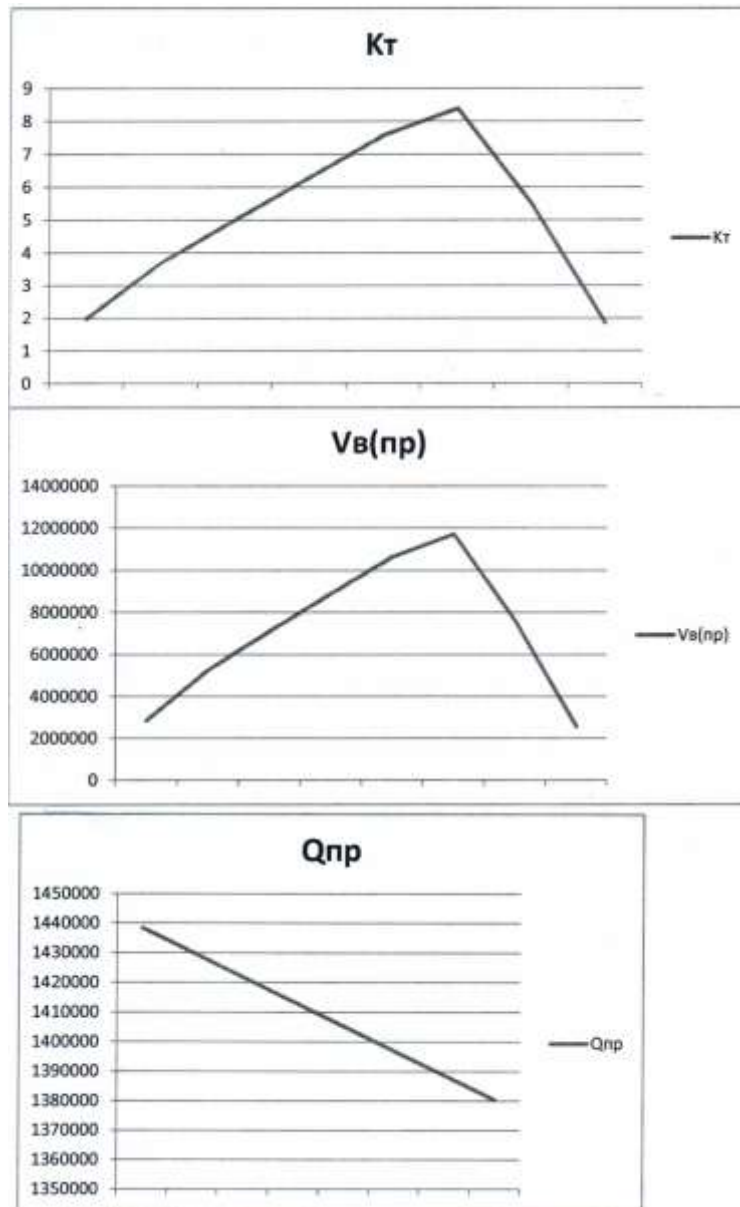


Рис. 1.5. Графики зависимости текущего распределения запасов полезного ископаемого ($Q_{пр}^{np}$), вскрыши ($V_{в}^{np}$) и коэффициента вскрыши (K_m) от глубины разработки карьера ($f(T)$)

На основе полученных данных строится календарный план горных работ, как зависимость $A_{год}(V_в, V_{гм}, K_{ср}) = f(T_э)$, особенности расчета и построения которого детально рассматриваются в курсе «Проектирование карьеров».

Пример 2. Горногеометрический анализ наклонного месторождения

На листе миллиметровой бумаги формата А4 в масштабе (М) 1 : 2000 строится поперечный профиль месторождения (рис. 2.1). Проводятся линии границы наносов и коренных пород. Из точек пересечения горизонтов с кровлей пласта вверх до пересечения с поверхностью проводятся наклонные линии под углом рабочего борта карьера (β_p).

Расчет конечной глубины карьера ведется путем последовательного погоризонтного (сверху – вниз) сравнения текущего коэффициента (K_m) вскрыши с граничным ($K_{зр}$), начиная с первого горизонта, затем продолжается для второго и т.д. ($i = 1, 2, \dots, n$) и приостанавливается на горизонте 5 (рис. 2.1), где выполняется условие $K_m \geq K_{зр}$. Затем из точки конечной проекции этого горизонта на поверхности карьера 5' (рис. 2.1) опускается наклонная линия под углом погашения горных работ ($\gamma_{н.вис}$) до пересечения с кровлей пласта. Из точек пересечения горизонтов 6 и 7 с кровлей пласта, лежащих ниже горизонта, для которого выполнено это условие ($K_m \geq K_{зр}$), в установленных конечных границах поперечного профиля карьера из точек пересечения линий горизонтов с кровлей пласта вновь откладываются наклонные линии под углом рабочего борта карьера (β_p) до пересечения их с конечными контурами наклонными карьера по глубине отработки (рис. 2.1).

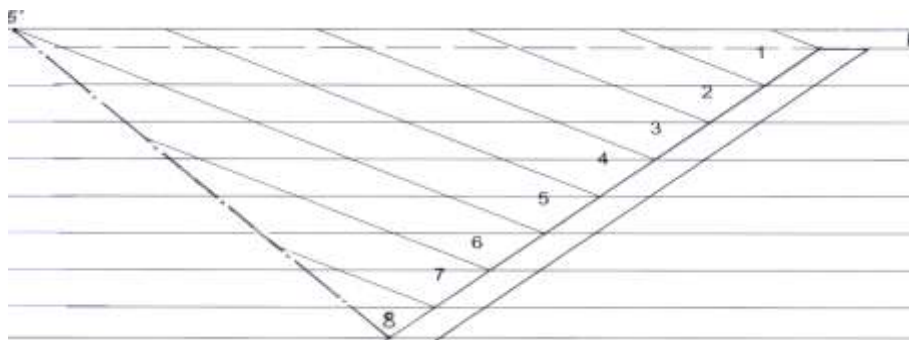


Рис. 2.1. Поперечный профиль месторождения

Площади по полезному ископаемому ($S_{ми}$) между смежными горизонтами с границами пласта с его почвы и кровли определяются как простые геометрические фигуры (ромбы). Рассчитываются площади вскрыши со стороны всячего бока пласта ($S_{би}$). Площади вскрыши рассчитываются как площади косой трапеции, высота которой определяется путем замера на чертеже перпендикулярного расстояния между наклонными линиями (основаниями косых трапеций) под углом рабочего борта карьера.

Для того чтобы узнать объем полезного ископаемого и вскрыши на горизонте, требуется подсчитать длину горизонта. Из задания известна длина карьера по поверхности $L_k = 3500$ (м), тогда, аналогично, как и в примере 1, определяются средние линии горизонтов по наносам (горизонт **н**) и коренным породам (1, 2, ..., 8).

Зная длину горизонта, площади полезного ископаемого и вскрыши на этом горизонте по аналогичным, как и в примере 1 формулам, находятся геологические объемы по добыче и вскрыше на каждом горизонте (V_{nu} , м³) и ($V_{в}$, м³), рассчитываются геологические запасы полезного ископаемого на каждом горизонте ($Q_{nu.i}^2$), промышленные запасы полезного ископаемого ($Q_{nu.i}^{np}$), определяется величина потерь угля ($\Delta V_{nu.i}$), с учетом потерь угля рассчитываются промышленные объемы вскрыши на горизонте ($V_{в.i}^{np}$) и величина текущего коэффициента вскрыши (K_{mi}).

Результаты расчетов текущих объемов горных работ в рассматриваемом примере получены с помощью построений в стандартной программе ПК «AUTOCAD2015» и приведены на рис. 2.2.

N гор	S _{пи} м ²	S _в м ²	L _i м	V _{пи} м ³	V _в м ³	Q _{пи} т	Q ^{np} _{пи} т
		260	3490				
1	340	1342,41	3470	1179800	4658163	1592730	1592730
2	340	2684,84	3450	1173000	9262698	1583550	1583550
3	340	4027,25	3430	1166200	13813468	1574370	1574370
4	340	5369,67	3410	1159400	18310575	1565190	1565190
5	340	6712,08	3390	1152600	22753951	1556010	1556010
6	340	6077,78	3370	1145800	20482119	1546830	1546830
7	340	3466,23	3350	1139000	11611871	1537650	1523042
8	340	897,37	3330	1132200	2988242	1528470	1527706
	ΔP м ³	$V_{в}^{np}$ м ³	K_T м ³ /т				
		907400					
	58990	2747850	1,725245				
	58650	5432572	3,430629				
	58310	8054633	5,116099				
	57970	10614640	6,781694				
	57630	13113102	8,427389				
	57290	11734206	7,58597				
	56950	6612960	4,341941				
	56610	1691644	1,10731				

Рис. 2.2. Результаты расчетов текущих объемов горных работ

На основании полученных результатов расчетов строятся графики режима горных работ, как зависимости распределения запасов полезного ископаемого (Q_{nu}^{np}), вскрыши ($V_{в}^{np}$) и текущего коэффициента вскрыши (K_m) от глубины разработки карьера ($f(T)$). Полученные с помощью стандартной программы ПК «AUTOCAD2015» графики представлены на рис. 2.3.

Величина промышленных запасов полезного ископаемого $Q_{nu}^{np} = 12469428$ т служит основой для определения годовой производственной мощности карьера (формула 3.1). В соответствии с положениями, приведенными в расчетно-графической работе № 3 (запасы карьера в пределах 10–20 млн. т, рекомендуемая производственная мощность карьера 1–2 млн. т/год

и срок амортизации основного горнотранспортного оборудования 10–20 лет) принимается $A_{год} = 1,2$ млн.т/год, срок амортизации $T_a = 10$ лет. Сроки освоения производственной мощности карьера и затухания горных принимаются равными по 1 году.

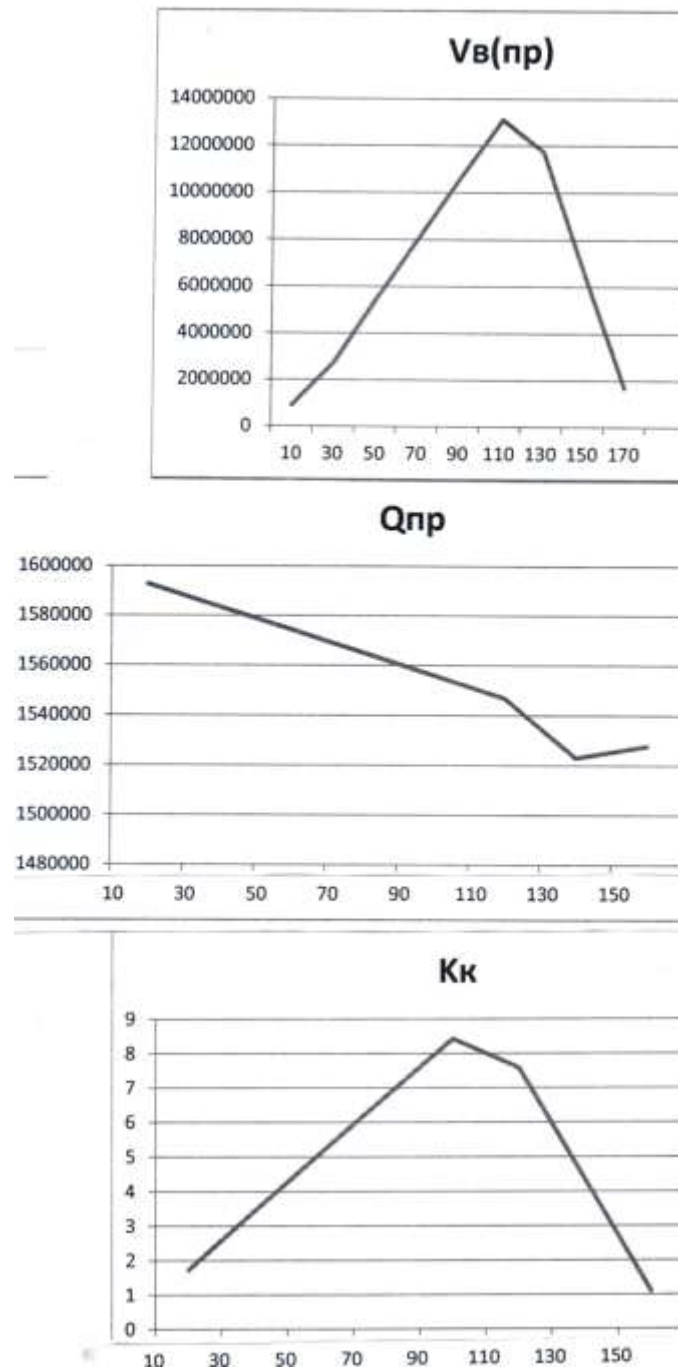


Рис. 2.3. Графики режима горных работ

Промышленные объемы вскрыши в контурах карьера составят $V_{гв}^{пр} = 60909008$ м³. Объем горной массы $Q_{гм} = 70145621$ м³.

В этом случае годовой объем вскрыши составит $V_g = 6,1$, а горной массы $V_{гм} = 5,9$ млн. м³. Средний текущий коэффициент вскрыши составит $K_{ср} = 4.9$ м³/т.

На основе полученных данных строится календарный план горных работ (рис. 2.4), как зависимость $A_{год}(V_в, V_{зм}, K_{ср}) = f(T_э)$, особенности расчета и построения которого детально рассматриваются в курсе «Проектирование карьеров».

Пример 3. Особенности горногеометрического анализа пологого месторождения

Особенностью горногеометрического анализа пологопадающих месторождения является то, что главным оборудованием технологического горнотранспортного комплекса здесь является драглайн, относительно рабочих параметров и эксплуатационной производительности которого и ведутся графоаналитические расчеты объемов горных работ. Непосредственно над залежью находится зона заботы драглайна значительной высоты, определяемая рабочими параметрами драглайна для одиночного пласта или мощностью междупластья для свиты пластов. В этой зоне, начиная от выхода кровли пласта под наносы в соответствии с принимаемой технологической схемой выемки вскрыши драглайном и его рациональными рабочими параметрами, откладывается ширина заходки и ее высота.

Объемы вскрыши над выходом пласта под наносы и полезного ископаемого между контурами выхода кровли и почвы пласта под наносы относятся к строительным объемам. Удаление части пласта в период строительства карьера связано с необходимостью освобождения емкости в почве пласта под внутренний отвал, образуемый в период эксплуатации в процессе перевалки вскрышных пород драглайном на почву обрабатываемого пласта.

В соответствии с шириной заходки драглайна, откладываются и ширина заходки по полезному ископаемому (рис. 3.1, 3.2).

Предполагается комбинированная обработка таких залежей.

Анализ начинается с размещения на выходе пласта (рис. 3.1) или нижнего пласта свиты (рис. 3.2) разрезной траншеи, проходимой в период строительства карьера.

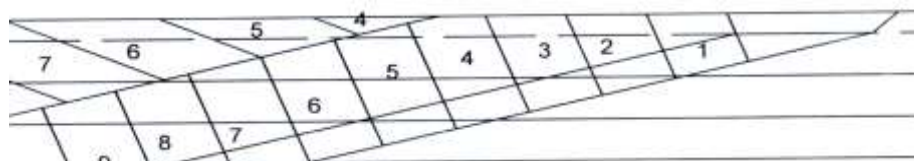


Рис. 3.1. Размещение заходок драглайна и автотранспортной технологии для одиночного пласта

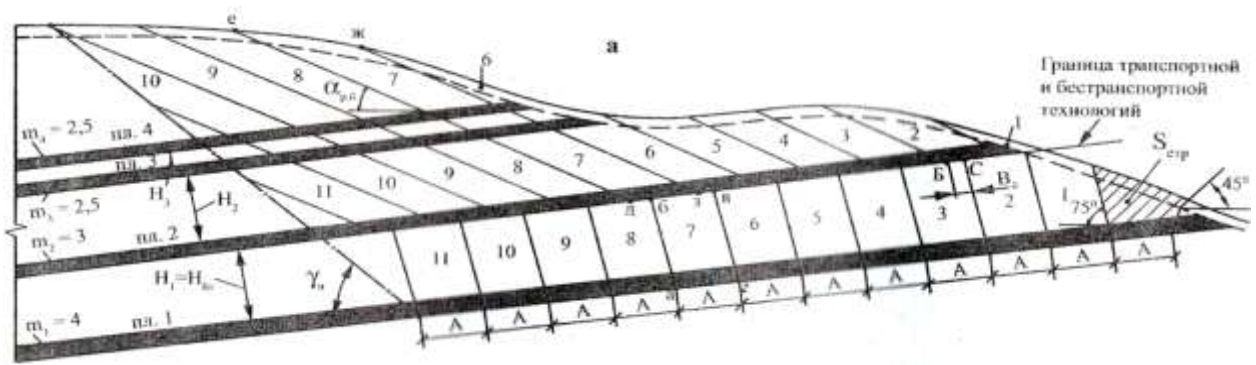


Рис. 3.1. Размещение заходок драглайна и автотранспортной технологии для свиты пластов

Ширина дна разрезной траншеи при бестранспортной технологии, которая служит первоначальной емкостью внутреннего отвала, принимается не менее ширины последующих вскрышных заходок драглайна (A , см. приложение 6).

Угол откоса борта разрезной траншеи в коренных породах принимается в соответствии с углом наклона буровых скважин 60° (для полускальных пород) или 75° (для крепких скальных пород) [3].

Измеряются основания и высоты количеством миллиметров на чертеже, выполненном на миллиметровой бумаге с учетом масштаба $1 : 2000$ и, после вычислений по формулам определения площадей простых геометрических фигур, записываются площади сечения разрезной траншеи по вскрыше ($S_{в.сгр}$, m^2) и полезному ископаемому ($S_{н.у.сгр}$, m^2). Далее в зоне бестранспортной технологии отстраиваются границы этапов разработки по падению залежи. Ширина каждого этапа принимается равной ширине заходки драглайна, а угол откоса уступа в зоне бестранспортной технологии принимается 60° или 75° . Каждому этапу присваивается порядковый номер ($i = 1, 2, 3 \dots$). В зоне автотранспортной технологии номера этапов должны соответствовать номерам этапов бестранспортной зоны.

Построение границ этапов в транспортной зоне производится следующим образом. За этап отработки принимается наклонный под углом рабочего борта в транспортной зоне породный или породугольный слой в виде косой трапеции или треугольника, по ширине в своей нижней части соответствующий ширине этапа (заходки) бестранспортной зоны. Причем нижняя бровка рабочего борта откладывается на расстоянии ширины рабочей площадки в транспортной зоне (рис. 3.1) или бермы шириной большей или равной 15 м от верхней бровки бестранспортного уступа (рис. 3.2) чтобы обеспечить установку бурового станка для начала бурения скважин по бестранспортному уступу.

Последовательно для каждого этапа графоаналитическим методом производится определение площадей простых геометрических фигур по полезному ископаемому ($S_{ну}$), бестранспортной ($S_{в.б/м}$) и транспортной вскрыше ($S_{в.мп}$). Определение площадей простых геометрических фигур осуществляет-

ся посредством замера количества миллиметров на чертеже масштаба 1 : 2000 и аналитического расчета их с учетом масштаба чертежа.

Далее производится расчет поэтапных объемов ($V_{ми}$), бестранспортной ($V_{в.б/ми}$) и транспортной вскрыши ($V_{в.тр.и}$), суммарный объем вскрыши по обоям (транспортной и бестранспортной) технологиям ($V^{np}_{общ}$). При расчете объемных величин полезного ископаемого и вскрыши учитывается уменьшение длины фронта горных работ с увеличением глубины отработки по сравнению с заданной длиной карьерного поля по поверхности (L_k). Это связано с необходимостью сохранности бортов карьерного поля в его торцах в устойчивом положении на момент погашения горных работ (γ_T). Длина фронта горных работ по полезному ископаемому, транспортной или бестранспортной вскрыше в добычной или вскрышной заходке вычисляется путем вычитания из длины карьера по поверхности (L_k) глубины подошвы конкретной заходки (h_i), замеряемой на чертеже в миллиметрах и вычисляемой с учетом масштаба чертежа 1 : 2000.

Для получения окончательных результатов горно-геометрического анализа при расчете промышленных запасов полезного ископаемого ($Q^{np}_{ми}$) с учетом потерь при эксплуатации ($\Delta П$) и плотности угля, а также влияние потерь полезного ископаемого на промышленный объем вскрыши ($V^{np}_{общ}$) и текущий коэффициент вскрыши (K_m), поскольку объем потерянного при эксплуатации угля вывозится из карьера вместе со вскрышей, а следовательно, объем вскрыши увеличивается. Результаты расчета примера, приведенного на рис. 3.1, полученные с помощью стандартной программы ПК «AUTOCAD2015» даны на рис. 3.3.

Результаты горно-геометрического анализа и расчетов текущих объемов горных работ представляются в виде сводного графика режима горных работ (рис. 3.4).

Далее определяются производственная мощность и срок службы карьера и разрабатывается календарный план горных работ (Примеры 1 и 2). Следует обратить внимание на особенность регулирования вскрышных объемов в случае применения для разработки карьера комбинированной технологии. Особенность состоит в том, что драглайн, как главный комплекс горного оборудования, используется с максимально-возможной производительностью, т.е. календарные объемы бестранспортной вскрыши по годам примерно постоянны. Возможность регулирования вскрышных объемов имеется только в зоне транспортной технологии, которые можно выравнивать по этапам или на весь период отработки.

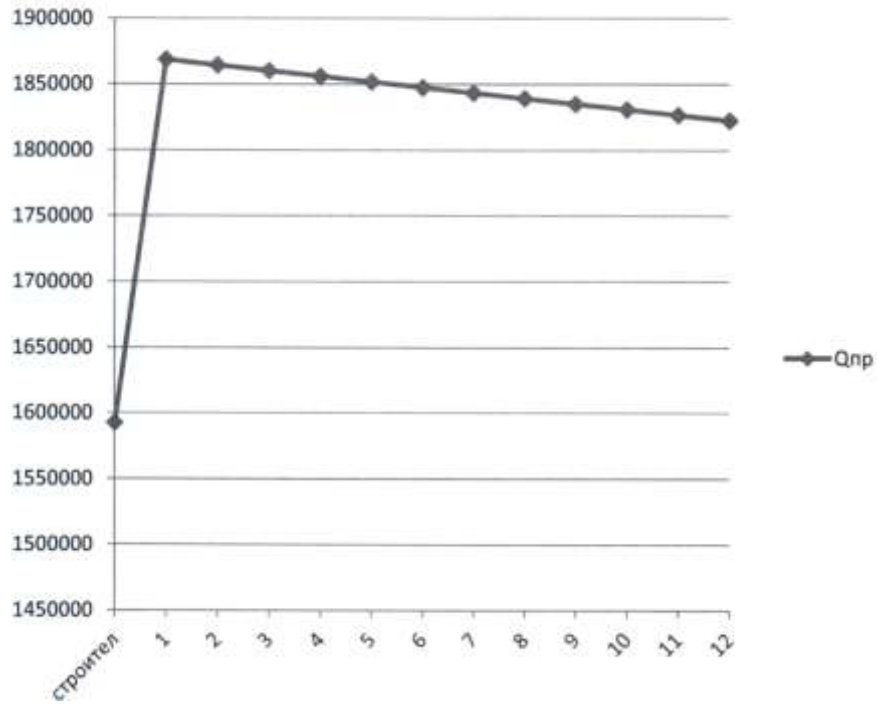
Расчетные главные параметры карьера в рассматриваемом примере следующие: конечная глубина – 165,5 м; длина карьера по дну – 3390 м; ширина карьера по поверхности – 350 м; ширина дна карьера 20 м; промышленные запасы полезного ископаемого в границах карьера – 23739818 т; промышленный объем вскрыши – 217962900 м³; объем горной массы – 235547950 м³.

N зах	$S_{\text{пн}}$ м^2	$S_{\text{в.б/г}}$ м^2	$S_{\text{в.тр}}$ м^2	$L_{\text{пн}}$ м	$L_{\text{б/г}}$ м	$L_{\text{тр}}$ м	$V_{\text{пн}}$ м^3
строител	357,17	609,12		3476,79	3490		1241805
1	420	438,41		3469,21	3482,24		1457068
2	420	685,74		3461,27	3474,47		1453733
3	420	936,51		3453,5	3466,71		1450470
4	420	1158,69	219,82	3445,73	3458,94	3491,35	1447207
5	420	1193,43	814,15	3437,97	3451,18	3480,88	1443947
6	420	1193,43	1471,73	3430,21	3443,41	3470,64	1440688
7	420	1193,43	2100,84	3422,45	3435,65	3460,29	1437429
8	420	1193,43	2712,89	3414,68	3427,89	3450	1434166
9	420	1193,43	3378,33	3406,92	3420,13	3439,59	1430906
10	420	1193,43	3990,38	3399,16	3412,36	3429,23	1427647
11	420	1193,43	4620,23	3391,4	3404,6	3418,88	1424388
12	420	1193,43	5250,08	3383,63	3396,84	3408,53	1421125

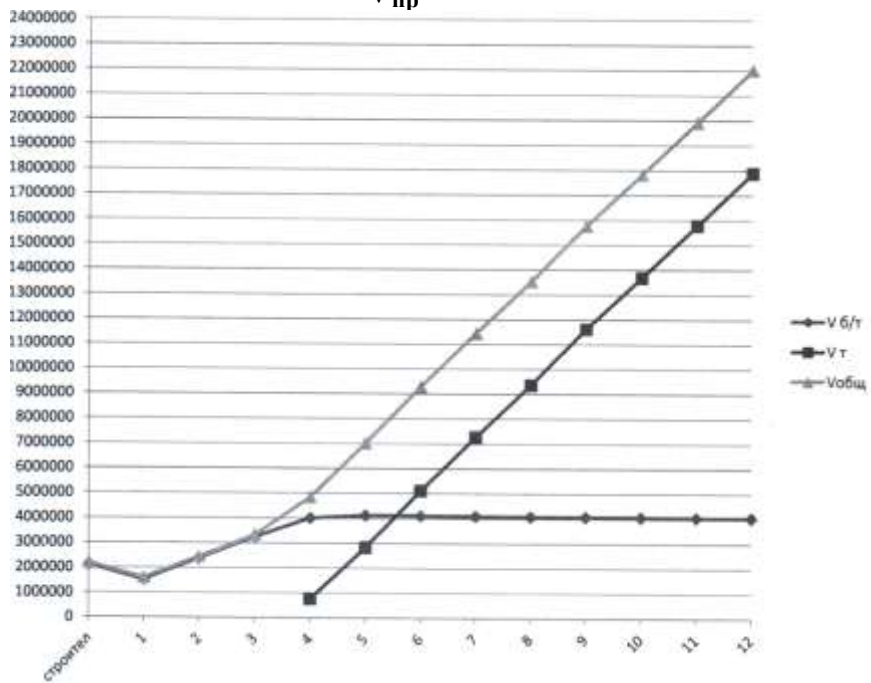
$V_{\text{в.б/г}}$ м^3	$V_{\text{в.тр}}$ м^3	$\Delta\text{П}$ м^3	$V^{\text{пр}}_{\text{в.б/г}}$ м^3	$Q^{\text{пр}}_{\text{пн}}$ т	$V^{\text{пр}}_{\text{общ}}$ м^3	$K_{\text{т}}$ $\text{м}^3/\text{т}$
2125829		62090,25	2187919	1592615	2187919	1,37379
1526649		72853,41	1599502	1868690	1599502	1 0,855948
2382583		72686,67	2455270	1864413	2455270	2 1,316913
3246609		72523,5	3319132	1860228	3319132	3 1,784261
4007839	767468,6	72360,33	4080200	1856042	4847668	4 2,61183
4118742	2833958	72197,37	4190939	1851863	7024898	5 3,793423
4109469	5107845	72034,41	4181503	1847683	9289348	6 5,027567
4100208	7269516	71871,45	4172079	1843503	11441595	7 6,206443
4090947	9359471	71708,28	4162655	1839317	13522126	8 7,351709
4081686	11620070	71545,32	4153231	1835137	15773301	9 8,595161
4072413	13683931	71382,36	4143795	1830958	17827726	10 9,736832
4063152	15796012	71219,4	4134371	1826778	19930383	11 10,91013
4053891	17895055	71056,23	4124947	1822592	22020002	12 12,08169

Рис. 3.3. Результаты расчетов текущих объемов горных работ

Q_{пр}



V_{пр}



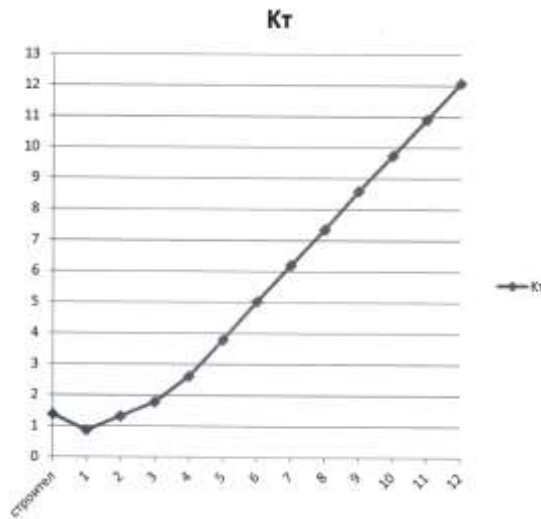


Рис. 3.4. Графики режима горных работ

Пример 4. Расчет объемов горно-строительных работ

Горно-капитальные работы в период строительства карьера выполняются в минимально необходимом объеме для создания нормативных объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого на момент сдачи карьера в эксплуатацию. Это позволяет обеспечить регулярное и надежное производство горных работ в процессе эксплуатации карьера с заданной производственной мощностью $A_{год}$ при вложении минимальных капитальных затрат на его строительство.

Поперечные сечения (площади) выработок, которые необходимо провести в период строительства карьера, определяются природными условиями и параметрами принятого для их проходки горнотранспортного оборудования. Они вычерчиваются на чертеже в масштабе 1 : 100. Подсчет этих площадей сложности не представляет и может быть выполнен с помощью графоаналитического метода (РГР № 6) путем замера оснований и площадей простых геометрических фигур (ромбов и трапеций).

В процессе расчета определяются: площадь сечения первоначального котлована, проводимого в наносах ($S_{пкн}$); площадь въездной наклонной капитальной траншеи ($S_{ср.км}$); площадь дополнительного объема отгона уступа в наносах ($S_{д.о.н.}$) для проходки съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию; площадь разрезной траншеи в коренных породах ($S_{рм}$); площадь съезда в разрезную траншею $S_{ср.с}$; площадь выработки для дополнительного отгона борта разрезной траншеи ($S_{дорм}$), требуемого для строительства съезда в разрезную траншею и создания нормативной величины готовых к выемке запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию (см. РГР № 6).

Для определения объемов этих выработок требуется знать их длину ($L_{пкн}$, $L_{рм}$, $L_{дорм}$, $L_{к.т.д}$, $L_{с.д}$, $L_{д.о.н}$, см. РГР № 6). Длина выработок определяется исходя из нормативов запасов полезного ископаемого по степени под-

готовленности к выемке (для первоначального котлована и разрезной траншеи) и величине преодолеваемых принятым видом транспорта уклонов (для наклонных выработок).

Результаты расчета объемов выработок, проводимых в период горностроительных работ, с учетом характеристик покрывающих и вмещающих полезное ископаемое пород представляются в виде сводной таблицы 4.1.

Таблица 4.1

Объемы проводимых горных выработок

Виды выработок	Формулы расчета	Объем, м ³
1. Въездная траншея	$V_{кт} = L_{ктд} \cdot S_{пкн}$	15625
2. Котлован в наносах	$V_{пкн} = L_{пкн} \cdot S_{ср.кт}$	983983
3. Дополнительный отгон борта	$V_{дон} = L_{дон} \cdot S_{дон}$	51091
ВСЕГО В НАНОСАХ	$V_H = V_{кт} + V_{пкн} + V_{дон}$	1050699
4. Разрезная траншея	$V_{рт} = L_{рт} \cdot S_{рт}$	187530
5. Съезд	$V_c = L_{с.д} \cdot S_{с.с}$	26950
6. Дополнительный отгон борта	$V_{дорт} = L_{дорт} \cdot S_{дорт}$	32341
ВСЕГО В КРЕПКИХ ПОРОДАХ	$V_{кп} = V_{рт} + V_c + V_{дорт}$	246821
ОБЩИЙ ОБЪЕМ	$V_0 = V_H + V_{кп}$	1297520

Принимается комплекс горнотранспортного оборудования и рассчитывается сменная и суточная эксплуатационная производительность экскаватора в рыхлых отложениях, коренных породах с учетом сложности работы в различных типах забоев, сменная и суточная производительность бурового станка, требуемое количество автосамосвалов.

Устанавливается общее время работы по строительству карьера и проходке отдельных характерных выработок с учетом эксплуатационной суточной производительности принятых экскаваторов и буровых станков.

Для принятого в примере выемочно-погрузочного оборудования – экскаватора ЭКГ-10 эксплуатационная производительность в наносах составит: сменная $Q_{м.см} = 3508,5$ м³/см; суточная, при трехсменной работе машины $Q_{м.сут} = 10525,5$ м³/сут. В коренных породах, соответственно: $Q_{м.см} = 3218$ м³/см; суточная $Q_{м.сут} = 9540$ м³/сут. Производительность принятого типа турового станка ЗСБШ – 200 составит $Q_{б.см} = 80,9$ м/см и при двухсменной безопасной работе только в светлое время суток $Q_{б.сут} = 161,8$ м/сут. В соответствии с данными, приведенными в таблице 4.1 и суточной производительностью горных машин, время их работы при проходке различных выработок составит: въездной капитальной траншеи $t_{ем} = 2$ сут; первоначального котлована в наносах $t_H = 94$ сут; дополнительного отгона борта котлована в наносах $t_{дон} = 5$ сут; строительства съезда в разрезную траншею $t_c = 3$ сут; дополнительного отгона борта разрезной траншеи $t_{дорт} = 4$ сут; разрезной

траншеи $t_{p.m} = 18$ сут. Суммарное время работы экскаватора на проходке выработок составит $T = 126$ сут.

При построении графика организации горно-строительных работ учитываются также количество суток для ремонтов и технологических перегонов горной техники и показывается одной линией в масштабе графика. Время, отводимое на перегоны экскаватора между различными выработками в соответствии с нормами [27, 28] составит $t_{xn} = 14$ сут. Время на текущие ремонты экскаватора в период работы экскаватора в соответствии с нормами [29] составит $t_{m.рем} = 9$ сут. Время работы бурового станка по бурению скважин в коренных породах (табл. 4.1) составит $t_{б.кн} = 24$ сут.

Пример графика организации горно-строительных работ приведен на рис. 4.1 .

На графике ось ординат показывает длину фронта работ экскаватора (L , м), как суммарную действительную длину капитальной въездной траншеи ($l_{ем} = 130$ м, сплошная наклонная линия, соответствующая по оси абсцисс – времени $t_{ем} = 2$ сут), начинающаяся из нулевой координатной точки и вскрытых запасов полезного ископаемого в соответствии с нормами строительства карьеров ($l_{вз} = 1670$ м, продолжающаяся сплошная наклонная по оси времени $t_n = 94$ сут линия). Пунктирной линией показано время перегонов экскаватора $t_{xn} = 14$ сут к началу дополнительного отгона борта котлована в наносах $t_{дон} = 5$ сут для размещения съезда в разрезную траншею и отгона борта траншеи при этом ($l_c + l_{допм} = 130 + 60$ м = 190 м) – наклонная линия, начинающаяся от отметки 130 м до отметки 320 м на графике. Затем показываются линии строительства съезда и отгона борта траншеи, соответственно по оси времени $t_c = 3$ сут и $t_{допм} = 4$ сут. Далее горизонтальной линией показано общее время, отводимое на текущие ремонты экскаватора $t_{m.рем} = 9$ сут. Продолжается наклонная сплошная линия проходки разрезной траншеи, длиной $l_{p.m} = 860$ м, и продолжительности проходки $t_{p.m} = 18$ сут.

Наклонная линия, показывающая время ($t_{б.кн} = 70$ сут) и место ($l_{p.m} = 860$ м и входящие в эту длину l_c и $l_{допм}$, равные 130 и 60 м) работы бурового станка изображена на графике сплошной (с крестиками) линией. По времени она строится в обратном порядке от начала работы экскаватора в коренных породах ($l_{p.m} = 860$ м и $t_{б.кн} = 24$ сут) до въездной капитальной траншеи.

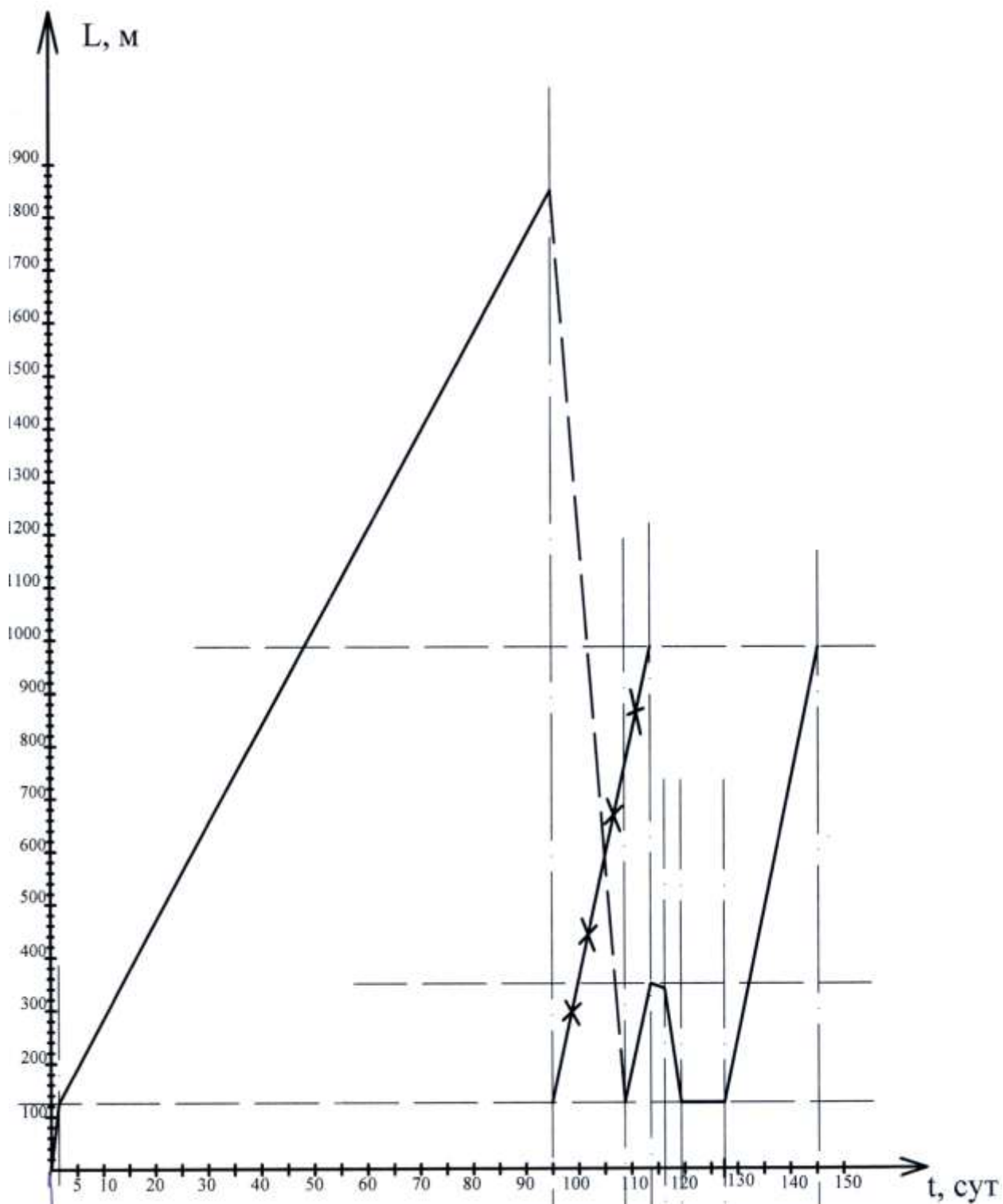


Рис. 4.1. График организации горно-строительных работ

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

ШИРИНА ЗАХОДКИ ДРАГЛАЙНОВ

Модель драглайна	Ширина заходки А, м
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40
ЭШ 20.100	43
ЭШ 15.110	45
ЭШ 11.75	35
ЭШ 20.90	40

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю. И. Справочник по открытым горным работам / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов, М. И. Щадов. – М.: НТЦ «Горное дело», 2010. – 780 с.
2. Проектирование карьеров: учебник / К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко. – 3-е изд., перераб. – М.: Высш. шк., 2009. – 694 с.
3. Репин Н. Я. Процессы открытых горных работ. Ч. 1. Подготовка горных пород к выемке: учебное пособие. – М.: Мир горной книги, 2009. – 190 с.
4. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горн. работы» направления подготовки «Горн. дело» / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – М.: Горная книга, 2010. – 267 с.
5. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче. – М.: Минтопэнерго РФ, 1996.
6. Технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей на угольных разрезах / В. С. Коваленко, В. Б. Артемьев, П. И. Опанасенко, А. Б. Исайченков. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 408 с.
7. Воронков, В. Ф. Процессы открытых горных работ. Практикум: учеб. пособие / В. Ф. Воронков, С. И. Протасов; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2010. – 123 с.
8. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2003. – 144 с.
9. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014 № 32935). Серия 13. Вып. 14. – М.: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.
10. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах : сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.
11. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации / Федер. горн. и пром. надзор России (Госгортехнадзор); сост.: А. И. Субботин [и др.]. – М.: Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2002. – 76 с.
12. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-438-02). Сер. 03. Вып. 22. –

М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2003. – 152 с.

13. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605, зарегистрированы в Минюсте России 01.04.2014 № 31796). Серия 13. Вып. 14. – М.: ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 232 с.

14. Инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках: РД 13-522-02 / Федерал. горн. и пром. надзор России (Госгортехнадзор); сост.: А. И. Субботин [и др.]. – М.: Научно-технический центр по безопасности в промышленности Гостехнадзора России, 2003. – 47 с.

15. Руководство взрывными работами и сохранность взрывчатых материалов: сб. документов / Федерал. служба по эколог., технолог. и атомному надзору; отв. сост.: А. И. Перепелицын [и др.]. – М.: Промышленная безопасность, 2009. – 40 с.

16. Правила устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ (ПБ 13-564-03). – Сер. 13. Вып. 6. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2003. – 24 с.

17. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / сост. Е. В. Бакланов, С. П. Бахаева, В. В. Билибин и др.; М-во топлива и энергетики Рос. Федерации, Новац. фирма «Кузбасс-НИИОГР»; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1999. – 28 с.

18. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.

19. Корякин А. И. Формирование качества угля при открытой угледобыче / А. И. Корякин, С. М. Федотенко, С.И. Протасов. – Кемерово: Фил. изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те. – 1991. – 156 с.

20. Указания по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах по Кузнецкому бассейну. Открытые работы, МУП СССР. – М., 1991. – 30 с.

22. Ненашев А. С. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений / А. С. Ненашев, В. Г. Проноза, В. С. Федотенко. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2010. – 248 с.

23. Колесников В. Ф. Общие технологические понятия, элементы и показатели карьеров: методические указания к лабораторным работам по дисциплине «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» / В. Ф. Колесников, Т. Н. Гвоздкова; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2010. – 29 с.

24. Колесников В.Ф. Определение основных параметров карьерного поля: лаб. практикум по дисциплине «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 28 с.

25. Колесников В. Ф. Графики режима горных работ и календарные графики горных работ карьеров: методические указания по выполнению ла-

бораторной работы по курсу «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» / В. Ф. Колесников, М. А. Тюленев; КузГТУ. – Кемерово, 2006. – 21 с.

26. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. – М.: Недра, 1985. – 549 с.

27. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Эскавация и транспортирование. Постановление ГК СССР по труду и социальным вопросам и Секретариата ВЦСПС от 3.02.1988 № 52/3-70.

28. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Бурение. Постановление ГК СССР по труду и социальным вопросам и Секретариата ВЦСПС от 28.12.1983 № 52/3-70. № 316/25-85.

29. Нормативы расчета в проектах межремонтных сроков, продолжительности и трудоемкости ремонтов и обслуживания основного оборудования шахт, разрезов и обогатительных фабрик. ОНТП 6-85. Гипроникель Минметаллургии СССР, ВНИИГ Госагрохима СССР, Центргипрошахт Минуглепрома СССР, Уралгипрошахт, согласованы с Госстрой СССР № АД 13-20/3 от 2 января 1985 г. и ГКНТ № 45-47 от 27 марта 1984 г. Утв. Минуглепром СССР 5 мая 1985 г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ОБЩИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОНЯТИЯ.....	4
1.1. Карьер, его основные элементы и параметры.....	4
1.2. Коэффициенты вскрыши.....	11
1.2.1. Коэффициенты вскрыши при горизонтальном залегании пластов.....	12
1.2.2. Коэффициенты вскрыши при пологом залегании пластов.....	14
1.2.3. Коэффициенты вскрыши при наклонном залегании пластов.....	15
1.2.4. Коэффициент вскрыши при крутом залегании пластов.....	17
1.2.5. Коэффициенты вскрыши разработке свиты пластов.....	18
1.2.6. Граничный коэффициент вскрыши.....	22
2. РАСЧЕТНЫЕ РАБОТЫ	
Работа № 1. Определение основных параметров карьерного поля.....	23
Работа № 2. Построение графика режима горных работ.....	29
Работа № 3. Построение календарного графика горных работ и выбор комплекта оборудования.....	36
Работа № 4. Расчет буровзрывных и выемочных работ.....	40
Работа № 5. Расчет транспортных и отвальных работ.....	43
Работа № 6. Методика расчета горно-строительных работ.....	44
6.1.1. Аналитический метод расчета горно-строительных объемов для сдачи карьера в эксплуатацию.....	46
6.1.2. Графоаналитический метод расчета.....	54
6.1.3. Построение графика производства горнокапитальных работ.....	59
Работа № 7. Расчет параметров систем разработки.....	61
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. Исходные данные для расчетных работ и курсового проекта.....	68
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Варианты расчета.....	69
ПРИЛОЖЕНИЕ 3. Углы наклона бортов (по данным ВНИМИ).....	73
ПРИЛОЖЕНИЕ 4. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.....	74
ПРИЛОЖЕНИЕ 5. Исходные данные для примера.....	94
Пример 1. Горногеометрический анализ крутопадающего месторождения.....	94
Пример 2. Горногеометрический анализ наклонного месторождения.....	99
Пример 3. Особенности горногеометрического анализа пологого месторождения.....	103
Пример 4. Расчет объемов горно-строительных работ.....	107
ПРИЛОЖЕНИЕ 6. ШИРИНА ЗАХОДКИ ДРАГЛАЙНОВ.....	111
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	112