

Документ подписан простой электронной подписью

Информация о владельце:

ФИО: Игнатенко Виталий Иванович

Должность: Проректор по образовательной деятельности и молодежной политике

Дата подписания: 06.03.2023 07:47:04

Уникальный программный ключ:

a49ae343af5448d45d7e3e1e499659da8109ba78

**Министерство науки и высшего образования РФ**

**ФГБОУВО «Норильский государственный**

**индустриальный институт»**

**Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых**

# **ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

*Методические указания*

**Норильск 2020**

ББК 33.21я7

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых: метод. указ. к курсовому проекту / составитель С.Д. Бибик; Министерство науки и высшего образования РФ, Норильский гос. индустр. ин-т. – Норильск: НГИИ, 2020. – 36 с. – Библиогр.: 35 с. – Текст: непосредственный.

Содержат общие положения по проектированию курсового проекта по ТКиКРРМ. Предназначены для студентов специальности «Горное дело».

## ВВЕДЕНИЕ

Основным направлением повышения эффективности освоения недр является создание технологических схем освоения месторождений, которые основываются на принципах эффективного сочетания технологических процессов различных способов разработки с оптимизацией области экономически выгодного использования каждого способа и обеспечением условий их взаимного благоприятного использования. Исходя из основных положений современной концепции освоения и сохранения недр, следует оценить роль и перспективы развития комбинированной технологии разработки рудных месторождений.

С точки зрения современных представлений, под *комбинированной* разработкой следует понимать технологию освоения месторождения, сочетающую элементы физико-технической (открытой подземной) и физико-химической технологий, увязанных во времени и пространстве, путем создания единой схемы вскрытия и подготовки запасов на весь период освоения месторождения. Наибольший эффект применения такой технологии может быть обеспечен в случае реализации технологических решений при поэтапной разработке рудных запасов.

Производство открытых горных работ на больших глубинах сопровождается резким увеличением объемов и существенным усложнением схем вскрытия, ухудшения геомеханической обстановки и усложнением проветривания карьеров.

Анализ практики применения комбинированной технологии по 110 зарубежным рудникам показал, что наибольшее число рудников, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на предприятия по разработке руд цветных металлов и алмазов – 60%; около 16% предприятий ведут добычу железных руд; более 10% рудников разрабатывают месторождения нерудного сырья. При этом 60–65% рудников осуществляют добычу подкарьерных запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, и 15–18% предприятий разрабатывают прибортовые запасы. Наибольшее распространение получила последовательная открыто-подземная выемка запасов. Весь-

ма большой опыт отработки запасов комбинированным способом как в варианте последовательной открыто-подземной, так и в варианте подземно-открытой геотехнологии накоплен на железорудных месторождениях и г.к. Медвежий ручей.

Добыча полезного ископаемого открытым способом является целесообразной, если затраты на добычу не сравняются с затратами при подземном способе извлечения. Комбинированный способ разработки означает применение открытого и подземного способа разработки в любой последовательности, включая одновременную разработку.

Преимущества комбинированной разработки: большая производственная мощность предприятия по руде, использование высокоэффективной техники и возможность комплексной механизации, автоматизации производства, более безопасные и комфортные условия труда рабочих, более высокая производительность труда и низкая стоимость добычи, высокое извлечение и незначительное разубоживание руды; быстрое вскрытие и подготовка месторождения, независимость горных работ от климатических условий, многообразие систем разработки, обеспечивающих извлечение запасов в различных горно-геологических условиях, меньшая площадь горного отвода, большая пропускная способность горных выработок при относительно низкой их стоимости, меньшие удельные капитальные затраты на строительство и реконструкцию рудников.

## 1. ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ

Параметры залегания рудной залежи (рис. 1):

- длина по простиранию рудной залежи ( $L_3$ ) – 2100 м (1200–3000 м);
- нормальная мощность рудной залежи – 50 м (10–60 м);
- глубина отработки  $H$  – 1100 м (80–1100 м);
- объемный вес  $\gamma$  – 2,5 т/м<sup>3</sup> (2,5–4 т/м<sup>3</sup>);
- угол падения залежи  $\alpha$  – 72° (30–85°);
- коэффициент крепости по М.М. Протождьяконову  $f$  – 10 (8–12);
- углы откоса бортов карьера в конечном положении  $\beta_{л}, \beta_{в}$  – 40 (30–45), 45 (40–55);
- граничный коэффициент вскрыши  $K_{зр}$  – 8 (6–9).

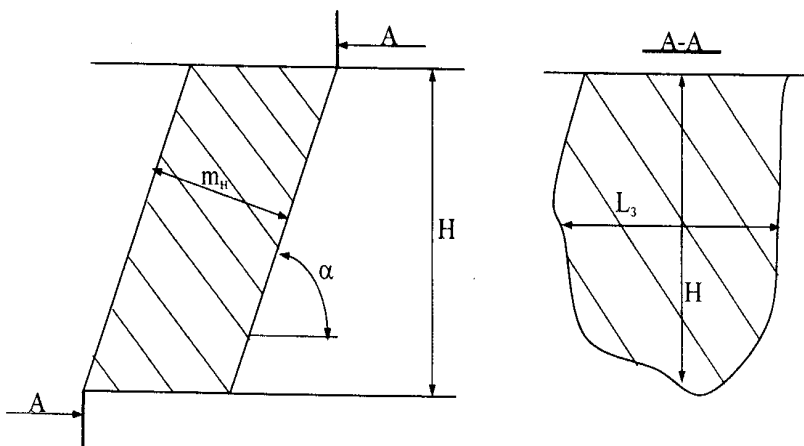


Рис. 1. Параметры залегания рудной залежи

По параметрам рудной залежи можно судить, что залежь является крутопадающей. Строение залежи простое, а породы, слагающие месторождение полезного ископаемого, – скальные.

### **Расчет запасов карьерного поля**

Запасы карьерного поля определяются по имеющимся исходным данным: длина по простиранию, глубина залегания, мощность и угол падения залежи, объемный вес полезного ископаемого (руды).

Рассчитаем балансовые запасы, т,

$$B = L \times H \times m_z \times \gamma,$$

где  $m_z = \frac{m_n}{\sin \alpha} = \frac{50}{\sin 72^\circ} = \frac{50}{0,95} = 52,63 \text{ м};$

$$\begin{aligned} B &= 2100 \times 1100 \times 52,63 \times 2,5 = \\ &= 303938250 \approx 303,938 \text{ млн. т.} \end{aligned}$$

## **2. ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

### ***Расчет годовой производительности горного предприятия***

Расчет годовой производительности осуществляется по формуле, т/год,

$$Q_z = S_p \times h_0 \times k_{pn} \times k_{ин} \times \gamma,$$

где  $S_p$  – средняя площадь горизонтального сечения залежи, м;  $h_0$  – годовое понижение горных работ, м/год (составляет 20 м/год при погрузке в автомобильные транспортные средства);  $k_{pn}$  – коэффициент, учитывающий увеличение работ с понижением;  $k_{ин}$  – коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, отражающий неизбежные потери полезного ископаемого и примешивание пустых пород (0,96);

$$S_p = L \times m_z = 2100 \times 52,63 = 110523 \text{ м}^2;$$

$$Q_z = 110523 \times 20 \times 1,2 \times 0,96 \times 2,5 = 6366124,8 \text{ т/год.}$$

### ***Срок существования горного предприятия***

Расчетный срок службы горного предприятия определяется по формуле:

$$T = V_{ни} \times 0,95 \times \gamma / Q,$$

где  $\gamma$  – плотность руды;  $Q$  – производственная мощность карьера, т/год.

### 3. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

#### 3.1 Открытая разработка

##### *Определение граничной глубины открытых горных работ*

Границы открытых горных работ устанавливаются по величине граничного коэффициента вскрыши  $k_{зр}$ . Граничный коэффициент вскрыши называют еще предельным, допустимым, экономически допустимым и т.д.

*Граничный коэффициент вскрыши* – это максимально допустимый по условию экономичности открытых горных разработок коэффициент вскрыши. По величине он соответствует объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономичности открытых горных работ.

Конечная глубина  $H_k$  карьера рассчитывается по формуле:

$$H_k = \frac{\sqrt{P_\partial^2 - 4\pi(S_\partial - m_z \times L(1 + K_{зр})) - P_\partial} - P_\partial}{2\pi \times \text{ctg } \beta} =$$
$$= \frac{\sqrt{4305,26^2 - 4 \times 3,14(110523 - 52,63 \times 2100(1 + 8)) - 4305,26}}{2 \times 3,14 \times \text{ctg } 65} =$$
$$= 395,50 \text{ м,}$$

где  $P_\partial$  – периметр дна карьера, м;  $S_\partial$  – площадь дна карьера, м<sup>2</sup>.

Найдем периметр дна карьера:

$$P_\partial = 2 \times (m_z + L) = 2 \times (52,63 + 2100) = 4305,26 \text{ м.}$$

Площадь дна карьера

$$S_\partial = m_z \times L = 52,63 \times 2100 = 110523 \text{ м}^2.$$

Рассчитаем средний коэффициент вскрыши

$$K_{зр} = V_\epsilon / V_{ни},$$

где  $V_{ни}$  – объем полезного ископаемого;  $V_{е}$  – объем вскрыши;

$$V_{ни} = S_{ни} \times L_{ср.ни}, \text{ м}^3;$$

$$V_{ни} = 18274,9 \times 2468,45 = 45110676,9 \text{ м}^3;$$

$$V_{е} = V_{общ} - V_{ни}, \text{ м}^3;$$

$$V_{общ} = S_{общ} \times L_{ср.общ}, \text{ м}^3;$$

$$S = (m_z + B) \times H_{кк} / 2, \text{ м}^2;$$

$$B = m_z + 2 \times e, \text{ м};$$

$$e = H_{к} \times \text{ctg } \beta, \text{ м};$$

$$e = 240 \times 1 = 240 \text{ м};$$

$$B = 50 + 2 \times 240 = 530 \text{ м};$$

$$S = (50 + 530) \times 240 / 2 = 69600 \text{ м};$$

$$V_{общ} = 192567,5897 \times 2498,69 = 481166711 \text{ м}^3;$$

$$V_{е} = 481166711 - 45110675,9 = 436056034 \text{ м}^3;$$

$$K_{ср} = 436056034 / 45110676,9 = 9,66.$$

### ***Время отработки залежи открытым способом***

Срок существования карьера (разреза) рассчитывается исходя из принятой производственной мощности:

$$T = V_{ни} \times 0,95 \times \gamma / A,$$

где  $\gamma$  – плотность руды;  $A$  – производственная мощность карьера, т/год.

Нормативные производственные мощности разрезов по добыче и сроки их службы определяются согласно «Нормам технологического проектирования».



## **Обоснование высоты уступа и деление рудной залежи на горизонты**

Высота уступа, являющегося одним из важнейших элементов открытой разработки, должна обеспечить: безопасность горных работ, высокую производительность оборудования, минимальные объёмы вспомогательных работ, установленные объёмы добычных и вскрышных работ и минимальные затраты на них.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, требуемой производственной мощностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов.

Согласно правилам технической эксплуатации, высота уступа в скальных и полускальных породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора более чем в 1,5 раза при условии, что высота развала не будет превышать: при одно- и двухрядном взрывании – максимальной высоты черпания экскаватора, а при многорядном взрывании – полуторной максимальной высоты черпания.

Из опыта ведения открытых горных работ при разработке наклонных и крутых залежей простого строения установлено, что оптимальная высота уступа  $h_y$  при использовании экскаваторов с емкостью 8–12,5 м<sup>3</sup>  $h_y = 15 - 20$  м.

Согласно расчётам, принимаем высоту уступа равной 20 м.

Деление на горизонты происходит с учётом того, что конечная глубина карьера составляет 240 м, т.к. высота уступа 20 м, то получаем 12 горизонтов.

### **Расчёт послойного коэффициента вскрыши**

Слоевой коэффициент вскрыши – это отношение объёма вскрышных пород ( $V_{вск}$ ) в границах горизонтального слоя карьера к объёму полезного ископаемого:

$$K_{сл} = V_{вск} / V_{ни}.$$

Слой представляет собой часть объема горной массы между двумя смежными горизонтами работ в конечных контурах карьера  $h_{сл} = h_{уст}$ . С увеличением глубины разработки карьером  $K_{сл}$  уменьшается. Для определения слоевого коэффициента вскрыши  $K_{сл}$  конечную глубину карьера делим на 12 горизонтов по 20 м и определяем  $K_{сл}$  для каждого горизонта отдельно.

### **Горизонт 1:**

$$K_{cp} = V_{\epsilon 1} / V_{nu};$$

$$V_{nu} = L \times m_z \times h_1, \text{ м}^3;$$

$$V_{nu} = 1850 \times 50 \times 20 = 1850000 \text{ м}^3;$$

$$V_{\epsilon} = V_{общ 1} - V_{nu}, \text{ м}^3;$$

$$V_{общ 1} = S_1 \times L, \text{ м}^3;$$

$$S_1 = (Bi_{(n-1)} + B_n) \times h_1 / 2, \text{ м}^2;$$

$$Bi_{(n-1)} = B - 2 \times \epsilon, \text{ м};$$

$$\epsilon_1 = \text{tg } 45^0 \times h_1;$$

$$\epsilon_1 = 1 \times 20 = 20 - \text{const};$$

$$Bi_{(n-1)} = 530 - 2 \times 20 = 490 \text{ м};$$

$$S_1 = (490 + 530) \times 20 / 2 = 10200 \text{ м}^2;$$

$$V_{общ 1} = 10200 \times 1850 = 18870000 \text{ м}^3;$$

$$V_{\epsilon 1} = 18870000 - 1850000 = 17020000 \text{ м}^3;$$

$$K_{cp 1} = 17020000 / 1850000 = 9,2$$

(средние коэффициенты вскрыши на последующих горизонтах рассчитываются аналогично первому).

### ***Горное оборудование, применяемое при разработке***

Рациональные сочетания моделей экскаваторов и средств автотранспорта, а также значения минимальной

ширины рабочей площадки уступа могут быть установлены, руководствуясь табличными значениями справочников и руководств по расчетам.

Технологические схемы разработки горных пород экскаваторно-автомобильными комплексами используются практически при любой крепости пород на глубинных карьерах. Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами применяются для ведения вскрышных и добычных работ по всей рабочей зоне железорудных карьеров и карьера «Медвежий ручей» или параллельно с другими технологическими схемами в наиболее благоприятных зонах. Скорость понижения горных работ составляет 10–20 м в год. В технологических схемах разработки экскаваторно-автомобильными комплексами используется мехлопата с погрузкой на уровне стояния экскаватора, чем достигается наименьшая продолжительность цикла погрузки и, соответственно, минимальное время загрузки автосамосвала, обеспечивая максимальную экономическую эффективность работы комплекса оборудования.

Для данных горно-геологических условий наиболее рационально применение экскаваторов типа ЭКГ–10 и ЭКГ–15 и комплекса автосамосвалов Бел АЗ–7519 грузоподъемностью 110 т или Caterpillar.

### ***Технико-экономический показатель открытой разработки***

При одновременной комбинированной разработке обычно достигается значительное увеличение производительности предприятия и улучшение технико-экономических показателей. Подземные выработки служат для осушения карьерного поля и транспортирования руды на обогатительную фабрику. Вскрыша используется в качестве закладочного материала для заполнения подземного выработанного пространства. Зоны обрушения, из-за влияния подземных работ, используются для размещения отвалов пустых пород. При комбинированной разработке, в результате взаимного влияния открытых и подземных работ друг на друга, усложняется поддержание бортов карьеров в устойчивом состоянии из-за наличия подземных

пустот. Ухудшаются показатели буровзрывных работ в связи с наличием повышенной трещиноватости вследствие сдвижения массива горных пород, возникает необходимость осуществления специальных мероприятий по предупреждению возможности провала в подземные выработки тяжелого карьерного оборудования, ухудшается устойчивость подземных горных выработок из-за производства массовых взрывов на карьере. С целью уменьшения или исключения этих отрицательных последствий при одновременной разработке подземные работы необходимо вести на участках вне зоны влияния открытых горных работ. В таких случаях затруднения возникают при сближении открытых и подземных горных работ.

### **3.2. Подземная разработка месторождения полезного ископаемого**

#### ***Определение глубины до начала строительства подземного рудника***

На протяжении всего периода отработки залежи выделяются следующие стадии:

- I – отработка залежи открытым способом на величину  $H_{к.т}$  до начала строительства подземного рудника;
- II – отработка залежи открытым способом в интервале глубин от  $H_{к.т}$  до  $H_k$  с одновременным проведением подземных вскрывающих и подготовительных выработок;
- III – отработка залежи открытым способом на величину  $\Delta H_k$  без разноса вскрывных бортов карьера;
- IV – отработка залежи одновременно открытым и подземным способом на величину  $H_{оп}$ , при которой достигаются предельные углы откосов бортов карьера со стороны висячего  $\beta_B$  и лежащего  $\beta_\Delta$  боков залежи с учетом создания минимально допустимой ширины дна карьера  $B_d$ ;
- V – подземная разработка нижней части залежи после прекращения открытых горных работ  $H_\Pi$  (рис. 2).



Следовательно,  $H_{к.т}$  будет равно, м,

$$H_{к.т} = 240 + 13,14 - 5 \cdot 20 = 153,14.$$

Мощность барьерного целика по Казикаеву

$$h_{БЦ} = 0,05 H_{к} + 5m_{г} + 5.$$

### **Обоснование переходной зоны и установление высоты рудной залежи, отрабатываемой подземным способом**

В зоне углубки карьера возможно частичное совмещение открытых и подземных работ. В этом случае полная высота переходной зоны  $H_{о.п}$  определяется по формуле:

$$\begin{aligned} H_{о.п} &= (m_{г} \cdot (K_{о.п} - K_{п}) + (m_{г} \cdot (K_{о.п} - K_{п}))^2 + Z)^{\frac{1}{2}} \times \\ &\quad \times (\text{ctg } \beta'_{л} + \text{ctg } \beta'_{л}) \cdot (K_{о.п} - K_{ц})^{-1}; \\ Z &= (\text{ctg } \beta'_{г} + \text{ctg } \beta'_{л}) \cdot (K_{о.п} - K_{ц}) \times \\ &\quad \times (B_{д} + m_{г}) \cdot (2 - K_{о.п} - K_{о}) \cdot \Delta H_{к}, \end{aligned}$$

где  $K_{о}, K_{о.п}, K_{п}, K_{ц}$  – коэффициенты извлечения полезного ископаемого при производстве открытых, открыто-подземных и подземных работ, а также работ, связанных с отработкой целиков;  $\beta'_{г}, \beta'_{л}$  – углы откосов бортов карьера в переходной зоне со стороны висячего и лежащего боков залежи, град.

При данных условиях принимаем значения коэффициентов извлечения руды:  $K_{о} = 0,98$ ;  $K_{о.п} = 0,85$ ;  $K_{п} = 0,88$ ;  $K_{ц} = 0,65$ .

Углы откосов бортов карьера в переходной зоне со стороны висячего и лежащего боков залежи принимаем соответственно  $\beta'_{г} = 70^{\circ}$ ,  $\beta'_{л} = 65^{\circ}$ :

$$\begin{aligned} Z &= (\text{ctg } 70^{\circ} + \text{ctg } 65^{\circ}) \cdot (0,85 - 0,65) \cdot (14 + 50) \times \\ &\quad \times (2 - 0,85 - 0,98) \cdot 13,14 = 23,7; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} H_{о.п} &= (50 \cdot (0,85 - 0,88) + (50 \cdot (0,85 - 0,88))^2 + 23,7)^{\frac{1}{2}} \times \\ &\quad \times (\text{ctg } 70^{\circ} + \text{ctg } 65^{\circ}) \cdot (0,85 - 0,65)^{-1} = 21,7 \text{ м.} \end{aligned}$$

## ***Обоснование способа и схемы вскрытия шахтного поля и типа подъема полезного ископаемого***

Совмещение открытого и поземного способов вскрытия в пределах одного выемочного поля диктует условия применения различных систем подземной разработки. Под влиянием подземных работ происходит сдвигание и провал поверхности. Избежание провалов, характерных для данного месторождения, является главной задачей совместной разработки.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки: устойчивость руд и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела, морфология, склонность руд к слеживанию, самовозгоранию, включения пустых пород, ценность руды и др.

Применяются преимущественно камерные системы с массовой отбойкой, с магазинированием при сплошной порядной отбойке, при необходимости сохранения поверхности – системы с закладкой выработанного пространства.

Горнотехнические и горно-геологические условия разработки при обязательном учете совмещения открытых и подземных работ в пространстве и во времени являются основными факторами, ограничивающими выбор системы подземной разработки.

В бортах карьера, за пределами основных выездных дорог, можно применять системы с обрушением налегающих пород.

*Способом вскрытия шахтного поля* или месторождения называется проведение вскрывающих выработок различного функционального назначения относительно элементов залегания пластов или рудных залежей.

Вскрытие шахтного поля может быть осуществлено вертикальными и наклонными стволами, штольнями, расположенными в одной из рудных залежей, в лежащем или в висячем боку рудных залежей, в центре шахтного поля, на фланге рудных залежей.

Схема вскрытия – пространственное расположение сети вскрывающих выработок различного функционального назначения (стволов, штолен и др.) относительно шахтного поля.

Шахтные стволы со скиповым подъемом возникли одними из первых и являются в настоящее время наиболее распространенными в практике разработки месторождений полезных ископаемых.

Они применяются в вертикальных стволах. Наибольшее применение получили вертикальные рудоподъемные стволы. Они имеют следующие преимущества:

- меньшая длина ствола и, следовательно, меньшие сроки и затраты на его проходку и меньшая длина подъема полезного ископаемого;

- при равной производственной мощности шахты меньшее сечение ствола, т.к. допустимые скорости движения подъемных сосудов по вертикальному стволу в 2,4 раза больше, чем по наклонному, и производительность самого подъема в связи с большей скоростью и меньшим расстоянием подъема увеличивается в 3 раза и более; кроме того, в вертикальном стволе можно расположить и применить разнотипные подъемные сосуды (например, два скипа);

- возможность проведения вертикальных стволов в водонасыщенных горных породах методом замораживания и более успешной их эксплуатации в данных условиях.

Указанные преимущества вертикальных стволов особенно существенны для крупных шахт, где требуется высокая производительность подъема полезного ископаемого.

Добытая рудная масса из очистных блоков электровозными средствами транспортируется к рудоспускам, разгружается в них и перепускается на нижний (концентрационный) горизонт в дробильную установку, из которой с помощью пластинчатого питателя поступает на ленточный конвейер.

При применении наклонных конвейерных стволов для подачи свежего воздуха в шахту проводят вертикальные клетевые стволы, предназначенные одновременно для спуска и подъема людей, доставки материалов и оборудования. Выдача отработанного шахтного воздуха может осуществляться по наклонному конвейерному стволу или по второму вертикальному воздухо-выдающему стволу.



## ***Обоснование способа подготовки откаточных горизонтов и расчет удельного объема вскрывающих и подготовительных выработок***

Принимаем на данном месторождении при разработке мощных крутопадающих рудных залежей ортовоштрековую подготовку откаточного горизонта с электровозным транспортом.

Добытая руда на откаточную выработку поступает сосредоточенно. Оно имеет место в погрузочном пункте горизонта из капитального рудоспуска, в точках пересечения пластов или рудных тел с откаточным квершлагом, а также при значительных расстояниях между загрузочными пунктами из очистного пространства на откаточных штреках.

Горизонтальные горные выработки проводим прямоугольной формы. Их достоинство: более полное использование поперечного сечения по сравнению с другими формами. Форму поперечного сечения горной выработки выбираем с учетом физико-механических свойств пород, величины и направления горного давления, материала и конструкции крепи, назначения и срока службы выработки.

### ***Выбор системы подземной разработки рудной залежи***

Предлагается система разработки этажного принудительного обрушения на компенсационные камеры с вибровыпуском полезного ископаемого.

По этой системе взрывной отбойкой в компенсационных камерах разрыхленная масса полезного ископаемого аккумулируется и вибровыпуском грузится в вагоны.

Отбойка руды скважинная с  $d = 105 - 110$  мм.

Шахтное поле делится на блоки в пределах этажа или панели. Длина блока по простиранию 30–100 м (1–2 до 4–5 камер).

Между камерами предусматривается междукамерный целик, равный длине камеры. Камерами вынимают 40–50% полезного ископаемого, остальную часть блока обрушают с замедлением комплектами скважин.

В блоке предусматривается проходка выработок для выпуска полезного ископаемого, бурение взрывных скважин, доставки полезного ископаемого.

В днище блока проходятся воронки и траншеи мелкошпуровым способом.

Вместе с обрушением блока при необходимости обрушают принудительно часть устойчивых налегающих пород для образования предохранительной подушки.

### **Проведение укрупненного технико-экономического показателя при комбинированном способе добычи**

Определим себестоимость 1 т полезного ископаемого, добытого комбинированным способом:

- подземным способом  $C_{\Pi} = a_1 + \epsilon_1 \cdot H$ , руб./т;
- открытым способом  $C_O = a_2 + \epsilon_2 \cdot H$  (без затрат на вскрышные работы), руб./т.

Выемка 1 м<sup>3</sup> вскрыши  $C_B$  до глубины  $H_p$

$$C_B = \frac{(a_3 + \epsilon_3 \cdot H)}{2,5},$$

где  $a_3, \epsilon_3$  – эмпирические коэффициенты, соответствующие определенному типу работ

Согласно табл. 8.5 [7], принимаем:

$$a_1 = 0,965; \quad a_2 = 0,84; \quad a_3 = 0,75;$$

$$\epsilon_1 = 0,005; \quad \epsilon_2 = 0,0044; \quad \epsilon_3 = 0,0048;$$

$$C_{\Pi} = 0,965 + 0,005 \cdot 810 = 5 \text{ руб./т};$$

$$C_O = 0,84 + 0,0044 \cdot 240 = 1,9 \text{ руб./т};$$

$$C_B = \frac{0,75 + 0,0048 \cdot 240}{2,5} = 0,76 \text{ руб./т};$$

$$C_{\text{ср.к.}} = \frac{C_O \cdot Q_O + C_B \cdot Q_B + C_{\Pi} \cdot Q_{\Pi}}{Q_O + Q_{\Pi}} =$$

$$= \frac{1,9 \cdot 28416000 + 0,76 \cdot 213120000 + 5 \cdot 149850000}{28416000 + 213120000} =$$

$$= 4,53 \text{ руб./т},$$

где  $Q_O, Q_B, Q_{\Pi}$  – производительность открытых, вскрышных и подземных работ, соответственно,

$$Q_O = V_{nu} \times \gamma = 14208000 \times 2 = 28416000 \text{ м}^3 / \text{год};$$

$$V_{nu} = ((m_z + B) \times H_{кк} / 2) \times L = \\ = ((50 + 14) \times 240 / 2) \times 1850 = 14208000 \text{ м}^3;$$

$$Q_B = V_B \times \gamma = 106560000 \times 2 = 213120000 \text{ м}^3 / \text{год};$$

$$Q_{II} = V_{nu} \times \gamma = 74925000 \times 2 = 149850000 \text{ м}^3 / \text{год};$$

$$V_{nu} = ((m_z + m_z) \times H_n / 2) \times L = \\ = ((50 + 50) \times 810 / 2) \times 1850 = 74925000 \text{ м}^3.$$

#### 4. ЗАДАЧИ

**Задача 1.** Балансовые запасы блока  $B = 100$  тыс. т с содержанием металла  $7\%$ , коэффициент потерь и разубоживания при разработке  $n = 2$ ,  $p = 10\%$  соответственно. Рассчитать, сколько из блока будет получено рудной массы  $D$ , концентрата  $Q_k$ , металла  $Q_m$ , если содержание металла в концентрате  $C_k = 40\%$ , коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе  $I_0 = 0,8$  и  $I_m = 0,95$  соответственно.

**Задача 2.** Рассчитать себестоимость производства 1 т металла и получаемую прибыль при следующих технико-экономических показателях:

- содержание металла в рудной массе  $a = 6\%$ ;
- себестоимость добычи 1 т руды  $C_d = 3000$  руб.;
- себестоимость обогащения 1 т руда  $C_0 = 800$  руб.;
- себестоимость металлургического передела  $C_{мп} = 1620$  руб.
- коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе соответственно  $I_0 = 0,8$ ,  $I_m = 0,95$ ;
- содержание металла в концентрате  $C_k = 40\%$ ;
- оптовая цена металла  $C_o = 500000$  руб.

**Задача 3.** Определить время отработки месторождения с балансовыми запасами  $B = 500$  млн. т, требуемую годовую производительность обогатительной фабрики и металлургического завода  $A_0$  и  $A_m$ , если запроектированная общая годовая производительность рудников комбината составляет  $A = 10$  млн. т. При разработке месторождения

допускается коэффициент потерь руды  $n = 2\%$ , разубоживания  $p = 10\%$ . Коэффициент извлечения металла при обогащении и металлургическом переделе  $I_0 = 0,8$ ,  $I_m = 0,95$ . Содержание металла в балансовой руде и концентрате  $C = 7\%$ ,  $C_k = 40\%$  соответственно.

**Задача 4.** Содержание металлов в полиметаллической руде никеля  $C_1 = 2\%$ , меди  $C_2 = 3\%$ , кобальта  $C_3 = 0,15\%$ , платиноидов  $C_4 = 16$  г/т. Содержание металлов в разубоживающих породах никеля  $v_1 = 0,3\%$ , меди  $v_2 = 0,4\%$ , кобальта  $v_3 = 0,05\%$ , платиноидов  $v_4 = 3$  г/т. Оптовая цена металлов: никеля  $C_{01} = 500000$  руб./т, меди  $C_{02} = 120000$  руб./т, кобальта  $C_{03} = 2160000$  руб./т, платиноидов  $C_{04} = 3,8 \times 10^8$  руб. При разработке месторождения разубоживание по руде  $p = 10\%$ . Рассчитать разубоживание по содержанию (металлу)  $p_m$ .

**Задача 5.** В зависимости от содержания металла в расчетных контурах месторождения при проектировании получены следующие расчетные данные.

Наименование показателя	Варианты		
	1	2	3
Содержание металла в руде $C$ , %	2	1	0,5
Себестоимость добычи 1 т руды $C_d$ , руб.	1600	1400	1300
Себестоимость обогащения 1 т руды $C_o$ , руб.	500	600	700
Себестоимость металлургического передела 1 т руды $C_m$ , руб.	600	600	600
Коэффициент качества руды при разработке $K_k$ , доли ед.	0,9	0,85	0,8
Сквозной коэффициент извлечения металла при переработке руды $I$ , доли ед.	0,85	0,8	0,78
Удельные капитальные затраты на строительство ГМК $K_y$ , руб./т год	500	450	350
Коэффициент эффективности капитальных затрат $H$ , доли ед.	0,12	0,12	0,12

Определить по критерию минимальных приведенных затрат на добычу и переработку 1 т руды, какой из трех вариантов является экономически наиболее эффективным.

**Задача 6.** Определить прибыль, которая будет получена при отработке месторождения с балансовыми запасами  $B = 100$  млн. т, содержанием металла  $C = 6\%$  при следующих технико-экономических показателях: себестоимость добычи, обогащения и металлургического передела 1 т руды соответственно  $C_d = 400$  руб.,  $C_o = 300$  руб.,  $C_{ml} = 500$  руб., коэффициент потерь и разубоживания руды соответственно  $n = 10\%$ ,  $p = 15\%$ , сквозной коэффициент извлечения металла при переработке рудного сырья

$I = 0,86$ , оптовая цена металла за 1 т  $C_0 = 160000$  руб., удельные капитальные затраты на строительство горно-металлургического комбината  $K_y = 400$  руб./т, коэффициент эффективности капитальных затрат  $H = 0,12$ .

**Задача 7.** Месторождение содержит балансовых запасов  $B = 100$  млн. т. Годовая производительность рудника  $A = 2$  млн. т. Коэффициент потерь и разубоживание при разработке соответственно  $n = 20\%$ ,  $p = 5\%$ . Определить, за сколько лет обрабатывается месторождение.

**Задача 8.** Балансовые запасы месторождения  $B = 1000$  млн. т, среднее содержание металла  $C = 5\%$ . Годовая производительность рудника  $a = 2$  млн. т. Потери и разубоживание  $n = 20\%$ ,  $p = 10\%$  соответственно. При переработке добытой руды на обогатительной фабрике получается концентрат с содержанием металла  $C_k = 40\%$ , коэффициент извлечения металла в этом процессе  $I_0 = 0,8$ . Определить срок существования рудника  $T$  и годовую производительность обогатительной фабрики  $A_0$ .

**Задача 9.** Общая годовая производительность рудников горно-металлургического комбината  $A = 10$  млн. т руды с содержанием металла  $C = 6\%$ . Сквозной коэффициент извлечения при переработке руды до конечного продукта  $I = 0,8$ . Определить годовую производительность металлургического передела комбината  $A_m$ .

**Задача 10.** Определить требуемую годовую производительность обогатительной фабрики и металлургического завода при строительстве комбината, если общая годовая производительность рудников составляет  $A = 10$  млн. т. Процентное содержание металла в рудной массе  $C = 6\%$ . Коэффициент извлечения металла в концентрат при металлургическом переделе соответственно  $I_0 = 0,8$ ,  $I_m = 0,9$ . Содержание металла в концентрате  $C_k = 40\%$ .

**Задача 11.** Годовая производительность обогатительной фабрики по концентрату составляет  $A_0 = 800$  тыс. т с содержанием металла  $C_k = 40\%$  и коэффициентом извлечения металла  $I = 0,8$ . Руда, поступающая на фабрику, имеет содержание металла  $C = 5\%$ . Рассчитать общую годовую производительность рудников  $A$ , поставляющих руду на обогащение.

**Задача 12.** Плановым годовым заданием горно-металлургическому комбинату определено производство металла в количестве  $Q_M = 1$  млн. т. Коэффициент извлечения металла при обогатительном и металлургическом переделе соответственно  $I_o = 0,8$ ,  $I_m = 0,9$ . Содержание металла в руде и концентрате  $a = 6\%$ ;  $C_k = 40\%$ . Определить годовую производительность обогатительной фабрики  $A_o$  и рудников комбината  $A$ .

**Задача 13.** Балансовые запасы месторождения оцениваются  $B = 100$  млн. т, среднее содержание металла  $C = 5\%$ . Разработка ведется горным предприятием с годовой производительностью  $A = 2$  млн. т, коэффициент извлечения из недр  $K_n = 0,8$ , коэффициент качества  $K_k = 0,9$ , сквозной коэффициент извлечения металла при переработке  $I = 0,8$ . Рассчитать количество рудной массы, которое будет получено из месторождения  $D$ , содержания в ней металла  $C$ , срок отработки месторождения  $T$ , количество металла, получаемого ежегодно  $Q_m$ .

**Задача 14.** Месторождение содержит балансовых запасов  $B = 32,4$  млн. т. Очистная выемка при руднике осуществляется из 10 блоков с месячной производительностью каждого  $A_b = 8$  тыс. т, потери и разубоживание соответственно  $n = 20\%$ ,  $p = 10\%$ . Определить, за сколько лет месторождение будет отработано.

**Задача 15.** Определить общую годовую производительность рудников горно-обогатительного комбината  $A$ , разрабатываемого месторождения с содержанием металла в руде  $C = 1,5\%$  и разубоживанием  $p = 1,5\%$ . Обогажительная фабрика имеет годовую производительность по концентрату  $A_o = 100$  тыс. т с содержанием металла  $C_k = 40\%$ , коэффициент извлечения при обогащении  $I_o = 0,9$ .

**Задача 16.** Определить экономическую целесообразность отработки месторождения с содержанием металла в балансовой руде  $C = 3\%$  при следующих технико-экономических показателях: разубоживание при разработке  $p = 10\%$ , сквозной коэффициент извлечения при переработке руды  $I = 0,8$ , оптовая цена 1 т металла  $C_o = 100000$  руб., затраты на добычу и переработку 1 т балансовой руды  $C_{dn} = 3000$  руб.

**Задача 17.** Определить прибыль  $\Pi$ , получаемую от добычи 1 т балансовой руды при следующих условиях: содержание металла в балансовой руде  $C = 5\%$ , оптовая цена на 1 т металла  $C_0 = 500000$  руб., коэффициент качества добытой руды  $K_c = 0,8$ , сквозной коэффициент извлечения при переработке  $I = 0,9$ , себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы  $C_{\partial n} = 1400$  руб.

**Задача 18.** Месторождение обрабатывается системой с закладкой, при которой потери  $n = 2\%$  и разубоживание  $p = 10\%$ . Годовая производительность рудника  $A = 1$  млн. т. Определить годовой экономический ущерб от потерь  $\mathcal{E}_n$  руды при следующих технико-экономических показателях: извлекаемая ценность 1 т балансовой руды  $C_{изв} = 8000$  руб., затраты на разведку 1 т балансовой руды  $Z_p = 200$  руб., затраты на добычу и переработку 1 т рудной массы  $C_{\partial n} = 2000$  руб.

**Задача 19.** Потери и разубоживание руды при разработке месторождения соответственно  $n = 10\%$  и  $p = 18\%$ . Годовая производительность рудника  $A = 2$  млн. т. Определить количество ежегодно недоизвлекаемых балансовых запасов  $B$  и количество разубоживающих пород  $p$ , примененных в процессе добычи.

**Задача 20.** Разработка месторождения ведется системой этажного обрушения руды с разубоживанием  $p = 20\%$ . Себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т рудной массы  $C_{\partial} = 1200$  руб. Определить экономический ущерб от разубоживания 1 т балансовых запасов  $\mathcal{E}_p$ , руб.

**Задача 21.** Месторождение обрабатывается системой с закладкой, с разубоживанием руды  $p = 10\%$ . Годовая производительность рудника  $A = 1$  млн. т. Себестоимость добычи и обогащения 1 т рудной массы  $C_{\partial} = 1200$  руб. Определить годовой экономический ущерб по руднику от разубоживания руды  $\mathcal{E}_{zp}$ .

**Задача 22.** При проектировании вскрытия месторождения в охранном целике скипового и клетового стволов оставлено балансовых запасов  $B = 1$  млн. т. Содержание металла в руде  $C = 3\%$  с оптовой ценой за 1 т  $C_0 = 400000$  руб. Определить недополученную прибыль от разработки месторождения при оставлении охранного це-

лика, если расчетная себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы  $C_{\partial n} = 5000$  руб.; коэффициент потерь и разубоживание  $n = 8\%$ ,  $p = 10\%$  соответственно; сквозной коэффициент извлечения металла при переработке  $I = 0,8$ .

**Задача 23.** Месторождение отрабатывается слоевой системой с закладкой выработанного пространства, при которой разубоживание составляет  $p = 10\%$ . Годовая производительность рудника  $A = 2$  млн. т, себестоимость добычи 1 т руда по руднику  $C_{\partial} = 2000$  руб. Определить годовой экономический ущерб, который терпит рудник в результате разубоживания руды  $\mathcal{E}_{\text{р}}$ .

**Задача 24.** Определить прибыль, получаемую от 1 т балансовой руды  $\Pi$ , при следующих горнотехнических и экономических условиях: содержание металла в балансовой руде  $C = 3\%$ , содержание металла в концентрате  $C_{\kappa} = 15\%$ , разубоживание при добыче руды  $p = 0,1$ , коэффициент извлечения металла в концентрате при обогащении  $I_o = 0,9$ , коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе  $I_m = 0,95$ , себестоимость добычи 1 т руды  $C_{\partial} = 400$  руб., стоимость транспорта 1 т руды на обогачительную фабрику  $C_{\text{тр}} = 10$  руб., себестоимость обогащения 1 т руды  $C_o = 300$  руб., затраты на транспортировку 1 т концентрата до металлургического завода  $C_{\text{тр.к}} = 15$  руб., себестоимость металлургического передела 1 т руды  $C_{\text{мп}} = 80$  руб., оптовая цена 1 т металла  $C_o = 110000$  руб.

**Задача 25.** Определить площадь земельного отвода  $S$  при разработке месторождения системами с обрушением руды и вмещающих пород, имеющего следующие элементы залегания: нижняя точка оруденения  $H_n = 400$  м; угол падения  $\alpha = 10^\circ$ , длина по падению и простиранию соответственно  $B = 500$  и  $L = 1000$  м. Угол сдвижения горных пород  $\gamma = 75^\circ$ .

**Задача 26.** Определить часовую производительность скипового ствола  $Q_{\text{ч}}$ , емкость скипа  $W$ ,  $\text{м}^3$ , и требуемую скорость подъема  $V_n$ ,  $\text{м/с}$ , при следующих условиях: глубина подъема  $H = 700$  м; годовая производительность рудника  $A = 1,5$  млн. т; насыпной вес руды  $\gamma_H = 2,4$   $\text{т/м}^3$ ; рабочих дней в году  $N = 350$ , время работы подъема в сутки  $n = 16$  ч.



**Задача 27.** Пологопадающее месторождение мощностью  $m = 20$  м залегает на глубине от поверхности земли  $H = 200$  м. По проектным расчетам при разработке месторождения себестоимость добычи 1 т руды подземным способом  $C_{дн} = 600$  руб., открытым способом  $C_o = 200$  руб., себестоимость 1 т вскрышных работ при открытом способе добычи  $C_в = 50$  руб. Определить, какой способ обработки месторождения, открытый или подземный, будет экономически целесообразным.

**Задача 28.** Предложить три варианта вскрытия месторождения мощностью  $m = 20$  т, залегающего в гористой местности с максимальной отметкой возвышенности  $+350$  м, отметка длины  $+10$  м, угол падения месторождения  $\alpha = 20^\circ$ , нижняя точка оруденения  $-110$  м, верхняя  $+170$  м. Начертить по вариантам вертикальные проекции месторождения с вскапывающими выработками.

**Задача 29.** Крутопадающее месторождение с длиной по простиранию и падению соответственно  $L = 1500$  м и  $B = 900$  м залегает в равнинной местности. Начертить:

- 1) схему деления месторождения по простиранию на три шахтных поля;
- 2) схему деления месторождения по падению на два шахтных поля.

**Задача 30.** Верхняя отметка оруденения крутопадающего месторождения  $-450$  м, нижняя отметка  $-750$  м. Начертить схему вскрытия месторождения скиповым стволом, расположенным в лежащем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород, и двумя концентрационными горизонтами, расположенными на отметках  $-600$  и  $750$  м.

**Задача 31.** Общая длина откаточных квершлагов рудника с годовой производительностью  $A = 2$  млн. т составляет  $\Sigma L_{кв} = 1200$  м, стоимость электровозной откатки 1 т руды на 1 км  $q_{от} = 7$  руб. Определить удельные затраты рудника на откатку 1 т руды по квершлагам  $C_{отк}$ .

**Задача 32.** При технико-экономических расчетах вариантов вскрытия месторождения по первому варианту капитальные затраты составляют  $K_1 = 1450$  млн. руб., годовые эксплуатационные затраты  $p_1 = 2800$  тыс. руб. По

второму варианту  $K_2 = 1600$  млн. руб.,  $p_2 = 2400$  тыс. руб., годовая производительность рудника  $A = 2$  млн. т. Выбрать из двух вариантов наиболее экономичный.

**Задача 33.** При составлении календарного плана строительства рудника намечены два варианта распределения капитальных затрат  $K$  (см. таблицу). Обосновать наиболее экономичный вариант по приведенным капитальным вложениям на окончание строительства при коэффициенте дисконтирования  $E = 0,08$ .

Вариант	Годы строительства				
	1	2	3	4	$K$
1	10	20	40		70
2	10	10	20	20	60

**Задача 34.** Месторождение мощностью  $m = 20$  м, плотностью руды  $\gamma = 3$  т/м<sup>3</sup> отрабатывается системой этажного принудительного обрушения. При этой системе разработки на блок параметрами по простиранию  $L = 30$  м и падению  $B = 6$  м пройдены следующие подготовительно-нарезные выработки: откаточный штрек длиной 30 м, сечением  $S = 12$  м<sup>2</sup>, рудоспуск глубиной 10 м, сечением  $S = 4$  м<sup>2</sup>, вентиляционный восстающий глубиной 40 м и сечением  $S = 6$  м<sup>2</sup>, штореки скреперования длиной 180 м, сечением  $S = 8$  м<sup>2</sup>, вентиляционный штрек длиной 30 м, сечением  $S = 9$  м<sup>2</sup>. Определить линейный  $K_l$  и объемный  $K_v$  коэффициенты подготовительно-нарезных выработок.

**Задача 35.** Годовая производительность рудника  $A = 1$  млн. т. Коэффициент потерь и разубоживание при разработке соответственно  $n = 10\%$  и  $p = 15\%$ , линейный коэффициент подготовительно-нарезных выработок  $K_l = 4$  м на 1000 т. Определить общий метраж выработок  $\Sigma L$ , который необходимо пройти на руднике за 1 год.

**Задача 36.** Годовой план проходки подготовительно-нарезных выработок  $\Sigma L_{nm} = 3778$  м, коэффициент опережения подготовительных работ над очистными  $W = 1,5$ , количество одновременно действующих проходческих забоев  $q = 6$ . Определить минимальную месячную скорость проведения подготовительно-нарезных выработок при подготовке блоков к очистной выемке  $V$ .

**Задача 37.** Рудник с годовой производительностью  $A = 3$  млн. руб. отрабатывает месторождение с коэффици-

ентом потерь и разубоживания соответственно  $n = 20\%$  и  $p = 10\%$ . Нормы обеспеченности по времени подготовительными и готовыми балансовыми запасами составляют соответственно  $N_n = 2$  и  $N_z = 0,5$  года. Определить количество блоков, в которых необходимо проводить подготовительные работы  $n_n$  и количество готовых к выемке блоков  $n_r$ , если в них содержится балансовых запасов  $B = 100$  тыс. т.

**Задача 38.** Определить величину подготовленных  $B_n$  и готовых  $B_z$  балансовых запасов для рудника с годовой производительностью  $A = 2$  млн. т при норме обеспеченности по времени подготовительными и готовыми запасами соответственно  $N_n = 1,5$  и  $N_z = 0,5$  года. Коэффициент потерь и разубоживания при разработке месторождения соответственно  $n = 10\%$  и  $p = 8\%$ .

**Задача 39.** Один из этажей месторождения полезных ископаемых по простиранию разделен на  $n = 10$  блоков. Время очистной выемки в одном блоке  $t_o = 4$  мес., время проходки подготовительных выработок  $t_n = 1$  мес., нарезных выработок  $t_h = 0,5$  мес. Определить количество блоков в этаже, в которых должны проводиться подготовительные  $n_n$ , нарезные  $n_h$  и очистные  $n_o$  работы.

**Задача 40.** Пологопадающее месторождение мощностью  $m = 20$  м залегает на глубине от поверхности земли  $H = 200$  м. По проектным расчетам при разработке месторождения себестоимость добычи 1 т руды подземным способом  $C_n = 600$  руб., открытым способом  $C_o = 200$  руб., себестоимость 1 т вскрышных работ при открытом способе добычи  $C_v = 50$  руб. Определить, какой способ отработки месторождения, открытый или подземный, будет экономически целесообразным.

**Задача 41.** При проекции на горизонтальную прямую величины сосредоточенных запасов в расчетных блоках месторождения составляют  $Q_1 = 60$  тыс. т,  $Q_2 = 100$  тыс. т,  $Q_3 = 110$  тыс. т,  $Q_4 = 50$  тыс. т. Определить по правилу акад. В.Д. Шевякова, между какими сосредоточенными блоками располагается грузоподъемный ствол.

**Задача 42.** Начертить разрез месторождения по падению и простиранию, рассчитать балансовые запасы  $B$  и перепад высот между нижней и верхней точками оруде-

нения  $h$ , имея следующие данные: глубина залегания нижней точки оруденения  $H_n - 700$  м; длина по линии падения  $B = 400$  м; длина по линии простирания  $L = 1200$  м; угол падения месторождения  $\alpha = 30^\circ$ ; плотность руды  $\gamma = 4$  т/м<sup>3</sup>.

**Задача 43.** Крутопадающее месторождение с верхней отметкой оруденения  $-400$  м, нижней  $-950$  м. Начертить схему ступенчатого вскрытия вертикальным стволом в породах висячего бока до отметки  $-700$  м и слепым стволом в лежащем боку до конца оруденения.

**Задача 44.** Пологопадающее месторождение на глубине  $H = 800$  м и мощностью  $m = 20$  м обрабатывается слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Определить, выйдет ли сдвигение горных пород на поверхность.

**Задача 45.** Начертить схему вскрытия месторождения клетевым стволом, расположенным в лежащем боку месторождения и рассчитать длину квершлага на отметке  $-620$  м при следующих горнотехнических условиях: нижняя и верхняя границы оруденения располагаются соответственно на отметках  $-620$  м и  $-500$  м, угол падения месторождения  $\alpha = 20^\circ$ , угол сдвижения налегающих пород  $\gamma = 70^\circ$ .

**Задача 46.** Предложить три варианта вскрытия месторождения, залегающего в гористой местности с максимальной отметкой возвышенности  $+350$  м, отметка долины  $+10$  м, угол падения месторождения  $\alpha = 20^\circ$ , нижняя точка оруденения  $-110$  м, верхняя  $+70$  м, длина по простиранию  $L = 1200$  м. Начертить горизонтальную и вертикальную проекции месторождения с вскрываемыми выработками.

**Задача 47.** Предложить схему вскрытия фланга месторождения штольной, проведенной из карьера.

**Задача 48.** Месторождение полезных ископаемых мощностью  $m = 20$  м залегает в равнинной местности. Верхняя отметка оруденения  $-150$  м, нижняя  $-650$  м; между отметками  $-150$  и  $-300$  м угол падения месторождения  $\alpha_e = 70^\circ$ , между отметками  $-300$  и  $-650$  м угол  $\alpha_n = 45^\circ$ . Начертить вертикальную схему залегания месторождения, предложить два варианта вскрытия и рассчитать длину вскрываемых выработок.

**Задача 49.** Крутопадающее месторождение с длиной по простиранию соответственно  $L = 1500$  м и  $B = 400$  м залегает в равнинной местности. Начертить:

1. Схему деления месторождения по падению на два шахтных поля.

2. Схему деления месторождения по простиранию на три шахтных поля.

**Задача 50.** Пологопадающее месторождение длиной по простиранию и падению соответственно  $L = 8200$  м и  $B = 6500$  м залегает в равнинной местности. Начертить схему деления месторождения на три шахтных поля.

**Задача 51.** Верхняя отметка оруденения крутопадающего месторождения  $-450$  м, нижняя отметка  $-750$  м. Начертить схему вскрытия месторождения скиповым стволом, расположенным в висячем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород, и двумя концентрационными горизонтами, расположенными на отметках  $-600$  м и  $-750$  м.

**Задача 52.** Месторождение мощностью  $m = 8$  м залегает под углом  $\alpha = 15^\circ$  в гористой местности. Верхняя и нижняя точки оруденения соответственно  $+500$  м и  $+200$  м. Начертить схему вскрытия месторождения двумя штольнями, расположенными; а) по простиранию месторождения; б) вкрест простирания месторождения.

**Задача 53.** Пологопадающее месторождение мощностью  $m = 20$  м, залегающее на глубине  $H = 300$  м в устойчивых породах, имеет следующие параметры: размер по простиранию  $L = 1200$  м, по падению  $B = 400$  м. Вскрытие месторождения осуществлено скиповым и клетевым отводами, расположенными по простиранию месторождения вне зоны сдвижения горных пород. Два вентиляционных ствола расположены на флангах месторождения. Начертить в двух проекциях рудную и долеву схему панельной подготовки месторождения с длиной  $l_n = 120$  м, шириной  $B_n = 200$  м. В схемах показать горизонт вентиляции.

**Задача 54.** Крутопадающее месторождение мощностью  $m = 8$  м вскрыто скиповым и клетевым стволами, пройденными в лежащем боку вне зоны сдвижения горных пород и вентиляционным отвалом на фланге месторожде-

ния. Согласно проекту, месторождение делится на 4 этажа высотой  $h_э = 70$  м. Начертить в двух проекциях схему ортовой подготовки месторождения.

**Задача 55.** Крутопадающее месторождение мощностью  $m = 40$  м вскрыто скиповым и клетевым стволами, расположенными в лежачем боку месторождения вне зоны сдвижения горных пород и вентиляционным стволом на фланге месторождения. Высота этажа  $h_э = 80$  м. Начертить в двух проекциях кольцевую схему подготовки, при которой длина блока  $l_б = 60$  м.

**Задача 56.** По проекту на строительство рудника капитальные затраты распределяются по годам: 1 год  $K_1 = 100$  млн. руб., 2 год  $K_2 = 200$  млн. руб., 3 год  $K_3 = 300$  млн. руб. Однако по вине смежников строительство затянулось на пять лет, и распределение основных капитальных затрат происходит  $K_1 = 10$ ,  $K_2 = 20$ ,  $K_3 = 10$ ,  $K_4 = 10$ ,  $K_5 = 10$ . Определить экономический ущерб от продления срока строительства.

**Задача 57.** Определить количество этажей высотой  $h_э = 50$  м, которые необходимо пройти при разработке месторождения с углом падения  $\alpha = 30^\circ$  и размером по падению  $B = 1000$  м.

**Задача 58.** Один из этажей месторождения полезных ископаемых по простиранию разделен на 10 блоков. Время очистной выемки в одном блоке  $t_о = 4$  мес., время проходки подготовительных выработок  $t_n = 1$  мес., нарезных выработок  $t_n = 0,5$  мес. Определить количество блоков в этаже, в которых должны проводиться подготовительные  $n_n$ , нарезные  $n_n$  и очистные  $n_о$  работы.

**Задача 59.** Для обеспечения годовой производственной мощности рудника в очистной выемке находится 6 блоков, время очистной выемки блока  $t_о = 0,5$  года. Нарезные работы  $t_n$  в блоке осуществляются за 3,6 мес. Определить, сколько нужно иметь блоков, в которых проводятся нарезные работы  $n_n$ , чтобы сохранить производительность рудника.

**Задача 60.** Установленная годовая производительность рудника  $A = 1$  млн. т. В очистной выемке находятся 6 блоков. Время очистной выемки блока  $t_о = 3$  мес., и на

подготовку блока необходимо  $t_n = 1$  мес. Определить, сколько блоков нужно иметь в очистной выемке и во скольких вести подготовительные работы  $n_n$ , если производительность рудника увеличена на 200 тыс. т в год.

**Задача 61.** Месторождение имеет три зоны оруденения. Первая расположена в лежачем боку мощностью  $m_1 = 1$  м, с содержанием металла в балансовой руде  $C_1 = 4\%$ , вторая в центре мощностью  $m_2 = 2$  м и  $C_2 = 1\%$  и третья в висячем боку мощностью  $m_3 = 3$  м и  $C_3 = 0,5\%$ . Оптовая цена 1 т металла  $C_0 = 120000$  руб. В результате расчетов получены следующие технико-экономические показатели. При отработке 1 зоны оруденения себестоимость добычи и переработки 1 т руды  $C_{\partial 1} = 1500$  руб., коэффициент потерь и разубоживания  $n_1 = 5$  и  $p_1 = 10\%$ , сквозной коэффициент извлечения при переработке  $I_1 = 0,85$ .

При совместной отработке первой и второй зоны оруденения:  $C_{\partial 2} = 1200$  руб.,  $n_2 = 8\%$  и  $p_2 = 15\%$ ,  $I_2 = 0,8$ .

При совместной отработке всех трех зон оруденения  $C_{\partial 3} = 800$  руб.,  $n_3 = 10\%$  и  $p_3 = 20\%$ ,  $I_3 = 0,75$ .

Требуется определить, используя экономический критерий получения максимальной прибыли из 1 т руды, какую их трех зон оруденения целесообразно обрабатывать.

**Задача 62.** Определить экономическую целесообразность отработки месторождения с содержанием металла в балансовой руде  $C = 3\%$  при следующих технико-экономических показателях: разубоживание при разработке  $p = 10\%$ , сквозной коэффициент извлечения при переработке руды  $I = 0,8$ , оптовая цена 1 т металла  $C_0 = 100000$  руб., затраты на добычу и переработку 1 т балансовой руды  $C_{\partial} = 3000$  руб.

**Задача 63.** Определить прибыль  $\Pi$ , получаемую от добычи 1 т балансовой руды при следующих условиях: содержание металла в балансовой руде  $C = 5\%$ , оптовая цена на 1 т металла  $C_0 = 50000$  руб., коэффициент качества добытой руды  $K_x = 0,8$ , сквозной коэффициент извлечения при переработке руды  $I = 0,9$ , себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы  $C_{\partial} = 1400$  руб.

**Задача 64.** Определить прибыль, получаемую от 1 т балансовой руды  $B$  при следующих горнотехнических и эконо-

номических условиях: содержание металла в балансовой руде  $C = 3\%$ , содержание металла в концентрате  $C_k = 15\%$ , разубоживание при добыче руды  $p = 0,1$ , коэффициент извлечения металла в концентрате при обогащении  $I_o = 0,9$ , коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе  $I_m = 0,95$ , себестоимость добычи 1 т руды  $C_d = 400$  руб., стоимость транспорта при перевозке 1 т руды на обогатительную фабрику  $C_{тр} = 100$  руб., себестоимость обогащения 1 т руды  $C_o = 300$  руб., затраты на транспортировку 1 т концентрата до металлургического завода  $C_{тр} = 150$  руб., себестоимость металлургического передела 1 т руды  $C_{мл} = 800$  руб., оптовая цена 1 т металла  $C_o = 110000$  руб.

**Задача 64.** Блок месторождения полезных ископаемых с балансовыми запасами  $B = 100$  тыс. т с содержанием металла  $C = 6\%$  разрабатывается системой этапного принудительного обрушения. При выпуске из блока обрушенной руды с коэффициентом потерь  $n = 10\%$ , разубоживание  $p = 15\%$ , себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы  $C_d = 5000$  руб., сквозной коэффициент извлечения металла при переработке  $I = 0,8$ . Если продолжить выпуск из блока, то можно снизить коэффициент потерь до  $n = 7\%$ , но разубоживание повысится до  $p = 20\%$ , при этом себестоимость добычи и переработки составит  $C_d = 6000$  руб., сквозной коэффициент извлечения металла снизится  $I = 0,75$ . Определить, какой из двух вариантов выпуска экономически целесообразен, используя экономический критерий максимальной прибыли от добычи 1 т балансовой руды.

**Задача 65.** При разработке панели ангидритового месторождения камерно-столбовой системой разработки возможны два варианта: 1) с применением штанговой крепи в кровле камер, которая уменьшает разубоживание; 2) без крепления кровли. Себестоимость добычи и валовая ценность 1 т ангидрита соответственно для первого и второго вариантов  $C_{d1} = 50$  руб.,  $C_{d2} = 40$  руб.,  $C_{e1} = 100$  руб.,  $C_{e2} = 80$  руб.

Рассчитать, какую из систем разработки экономически целесообразно принять, используя экономический



критерий получения максимальной прибыли от реализации ангидрита.

**Задача 66.** Извлекаемая ценность основных запасов балансовой руды разрабатываемого месторождения составляет  $C_{изв} = 6000$  руб., затраты на добычу и переработку 1 т руды  $C_{\partial} = 4500$  руб. В месторождении есть участки, где повышенное содержание серы и фосфора требует дополнительных расходов при обогащении и металлургическом переделе в размере  $C_{\partial p} = 1600$  руб. на 1 т руды.

Определить экономическую целесообразность отработки этих участков (т.е. кондиционность этой руды).

**Задача 67.** В небольшом удалении от основного разрабатываемого месторождения разведано другое небольшое месторождение, извлекаемая ценность 1 т руды которого составляет  $C_{изв} = 3000$  руб. Расчетами установлено, что затраты на проходку выработок для вскрытия и подготовки к разработке этого месторождения составляют  $C_B = 500$  руб. на 1 т руды, себестоимость добычи  $C_{\partial} = 600$  руб., себестоимость переработки  $C_{пер} = 2000$  руб.

Определить целесообразность отработки разведанного месторождения.

**Задача 68.** Проектируется к отработке глубоко залегающее месторождение с балансовыми запасами  $B = 100$  млн. т с извлекаемой ценностью 1 т руды  $C_{изв} = 850$  руб. Расчетами при проектировании установлены следующие технико-экономические показатели: капитальные затраты на вскрытие и подготовку месторождения составляют  $K = 2000$  млн. руб.; годовая производительность рудника  $A = 2$  млн. т; затраты на добычу 1 т руды  $C_{\partial} = 200$  руб.; затраты на транспорт и переработку до конечного продукта  $C_{пер} = 500$  руб.; коэффициент эффективности капитальных затрат 0,12. Определить экономическую целесообразность отработки месторождения.

**Задача 69.** Ведется проходка вентиляционного штрека длиной  $L = 120$  м, сечением  $S = 12$  м<sup>2</sup> в породах с плотностью  $\gamma = 3$  т/м<sup>3</sup>. Количество шпуров на забой по паспорту буровзрывных работ  $n_{ш} = 45$ ; сменная норма буровой машины  $H_{см} = 170$  м. Определить производитель-

ность бурильщика, т/см., и количество чел.-см для прохода штрека.

**Задача 70.** Буровые работы при очистной выемке камеры ведутся из верхней подсечки. Ширина камеры  $b = 10$  м, длина  $l_k = 60$  м. Плотность руды  $\gamma = 4$  т/м<sup>3</sup>. Параметры нисходящих скважин: глубина  $l_{скв} = 15$  м, расстояния между скважинами  $a = 0,8$  м, расстояние между рядами скважин  $b = 1$  м. При очистных работах одновременно взрываются 4 ряда скважин. Сменная норма бурового станка  $H_{см} = 50$  м. Определить производительность бурильщика  $n_b$ , т/см, и трудоемкость  $r_b$ , чел.-см, при отработке камеры.

**Задача 71.** Очистные работы ведутся в камере шириной  $b = 8$  м, длиной  $l = 60$  м из верхней подсечки; высота уступа  $h = 12$  м; плотность руды  $\gamma = 4$  т/м<sup>3</sup>; сменная норма взрывника на зарядку скважин  $H_{см} = 500$  кг; удельный расход ВВ  $q = 0,4$  кг/т. Определить производительность взрывника  $n_v$ , т/см, трудоемкость  $r_v$ , чел.-см., при отработке камеры.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каплунов, Д.Р. Комбинированная разработка рудных месторождений: учеб. пособие / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова. – Москва: Горная книга, 2012. – Текст: непосредственный.

2. Ялтанец, И.М. Практикум по открытым горным работам: учеб. пособие / И.М. Ялтанец, М.И. Шадов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – Текст: непосредственный.

3. Казикаев, Д.М. Практический курс комбинированной разработки рудных месторождений: учеб. пособие / Д.М. Казикаев. – М.: Изд-во МГГУ: Горная книга, 2010. – Текст: непосредственный.

4. Шеховцов, В.С. Перспективные способы разработки месторождений: учеб. пособие / В.С. Шеховцев, Ю.К. Власкин. – Новокузнецк, 2004. – Текст: непосредственный.

5. Мировая горная промышленность 2004–2005: история, достижения, перспективы. – М.: НТЦ «Горное дело», 2005. – 376 с. – Текст: непосредственный.

6. Власкин, Ю.К. Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых: учеб. пособие / Ю.К. Власкин. – Новокузнецк, 2001. – 254 с. – Текст: непосредственный.

7. Трубецкой, К.Н. Справочник открытых горных работ / К.Н. Трубецкой. – М.: Недра, 1999. – Текст: непосредственный.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>Введение</b> .....	3
<b>1. ЭЛЕМЕНТЫ ЗАЛЕГАНИЯ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ</b> .....	5
<b>2. ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ И СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ</b> .....	6
<b>3. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО</b>	
3.1. Открытая разработка.....	7
3.2. Подземная разработка месторождения полезного ископаемого.....	12
<b>4. ЗАДАЧИ</b> .....	19
<b>Библиографический список</b> .....	35

Компьютерная верстка Т.В. Телелева

Темплан ФГБОУВО «НГИИ» 2020 г. Поз. 9. Подписано в печать 13.10.2020.  
Формат 60x84 1/16. Бум. для копир.-мн.ап. Гарнитура *Bookman Old Style*.  
Печать плоская. Усл.п.л. 2,3. Уч.-изд.л. 2,3. Тираж 30 экз. Заказ 22.

663310, Норильск, ул. 50 лет Октября, 7. E-mail: RIO@norvuz.ru

Отпечатано с готового оригинал-макета в отделе ТСОиП ФГБОУВО «НГИИ»