



Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО
ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

**ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ
РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
Уровень высшего образования	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Петрова О.В., канд. техн. наук, доцент
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

Курсовая работа по дисциплине «Технология подземной и комбинированной разработки рудных месторождений»

ОБЪЕМ И ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из графической части и расчетно-пояснительной записки.

Расчетно-пояснительная записка должна быть изложена кратко и ясно. Первую страницу представляет лист с заданием на курсовой проект, а на последней - приводится список использованной литературы, на которую сделаны ссылки в тексте, ставится подпись студента с датой окончания проектирования.

Наименование разделов по теме проекта, их объемы и последовательность изложения должны соответствовать рекомендациям настоящих методических указаний. Любое решение, принимаемое студентом, должно быть обосновано технически, а при необходимости и экономически со ссылкой на соответствующую литературу или практику подземных рудников.

Пояснительная записка оформляется на формате А4. Обязательные разделы, кроме основного: заключение (выводы), список литературы.

Пояснительная записка должна содержать следующие разделы и подразделы:

Исходные данные для проектирования.

1. Глоссарий. Термины и определения комбинированной разработки месторождений.

2. Расчет запасов месторождения, производственной мощности рудника.

3. Определить порядок отработки запасов и подсчет затрат на 1 т руды открытой, открыто-подземной и подземной геотехнологиями.

4. Выбор горнотехнической системы по исходным данным и рассмотрение практического опыта его реализации на примере 1-2 месторождений.

5. Определение устойчивых углов откоса бортов карьера, высоты и угла откоса переходной зоны при комбинированной разработке месторождения. Расчет параметров карьера.

6. Определение объемов руды и вмещающих пород в контуре карьера и открыто-подземного яруса (переходной зоны), шахтных запасов руды.

7. Расчет эксплуатационных затрат на комбинированную разработку месторождения.

8. Выбор схемы вскрытия месторождения (2 варианта, один из которых с использованием карьерного пространства), схем транспортирования рудной массы. Обоснование вскрывающих выработок, их количества, сечения. Расчет объемов горно-капитальных выработок.

9. Выбор оборудования, обоснование количества в зависимости от производственной мощности.

10. Определение капитальных затрат для 2 вариантов вскрытия месторождения.

11. Расчет совокупного дохода от освоения месторождения и выбор наиболее экономически эффективного варианта комбинированной разработки

1.12 Мероприятия по обеспечению безопасного ведения горных работ

Заключение (выводы)

Список использованных источников

На листе А1 представить:

- порядок отработки открытого, открыто-подземного и подземного ярусов;

- окончательный вариант схемы вскрытия, на котором на представлена схема транспортирования рудной массы;

- сечение основной рудовыдочной выработки при отработке запасов; порядок отработки запасов;

- принципиальную схему горнотехнической системы.

Таблица 1 – Исходные данные

Вариант	Мощность рудного тела, м	Длина по падению, м	Длина по простиранию, м	Высота наносов, м	Крепость пород	Плотность руды, т/м ³	Плотность породы, т/м ³	Угол залегания залежи, град	Вид полезного ископаемого	Содержание полезного компонента
Усл. Обоз.	m	Лпад	Лпр	Ннан	f	ρ_p	ρ_n	α		
1	55	900	500	50	8	2,2	2,7	25	Медь	2,1
2	100	800	300	100	11	3,6	3,1	35	Железо	30
3	150	1100	200	70	9	2,9	2,5	80	Железо	35
4	50	650	700	50	13	4,1	4	50	Медь	2,5
5	185	500	500	30	10	3,2	3	60	Железо	27
6	110	600	250	80	8	3,7	3,5	30	Медь	1,9
7	150	800	350	50	14	4,3	2,9	75	Медь	2
8	30	800	1000	70	12	2,6	2,1	60	Железо	41
9	80	1200	800	50	9	3,2	2,8	45	Медь	2,3
10	200	700	500	80	7	2,8	2,5	70	Железо	37
11	70	850	600	50	8	4,3	2,7	75	Медь	2
12	100	700	350	100	11	3,6	3,1	50	Железо	27
13	120	1050	250	70	9	2,9	2,5	70	Медь	1,5
14	50	650	700	50	13	4,1	3,7	65	Медь	1,8
15	170	470	500	30	10	3,2	3	75	Железо	41
16	80	1200	800	50	9	3,2	2,8	60	Медь	2,3
17	200	700	500	80	7	2,8	2,5	70	Железо	37
18	130	800	500	70	12	2,6	2,1	55	Железо	41

Таблица 2 – Характеристика технологий на различных этапах отработки запасов месторождения

№ варианта	Открыто-подземный ярус	Подземные горные работы
1	Система с естественным поддержанием очистного пространства и тросовым креплением	Система с закладкой
2	Система с естественным поддержанием очистного пространства и тросовым креплением	Система с обрушением
3	Система с обрушением	Система с обрушением
4	Система с обрушением	Система с закладкой
5	Система с обрушением	Система с обрушением
6	Система с закладкой	Система с обрушением
7	Система с закладкой	Система с закладкой
8	Система с закладкой	Система с обрушением
9	Система с естественным поддержанием очистного пространства и тросовым креплением	Система с закладкой
10	Система с естественным поддержанием очистного пространства и тросовым креплением	Система с закладкой

1.1 Глоссарий. Термины и определения комбинированной разработки месторождений

Необходимо привести термины и определения наиболее часто используемые при комбинированной разработке рудных месторождений.

1.2 Подсчет промышленных запасов руды. Расчет производственной мощности

Количественная оценка запасов руды и металла в месторождении производится в соответствии с параметрами рудного тела и содержанием металла в рудной массе.

Запасы руды месторождения определяются:

$$Z^M = \rho_p m L_{\text{пр}} \frac{H}{\sin \alpha}$$

Где ρ_p – плотность руды; m – мощность рудного тела; $L_{\text{пр}}$ – длина рудного тела по простиранию; H – глубина залегания рудного тела; α – угол падения рудного тела.

Запасы металла месторождения

$$M^M = Z^M \beta,$$

где β – среднее содержание полезного компонента по месторождению.

Производственную мощность или производительность горных предприятий принято выражать в тоннах добываемого полезного ископаемого в год. Поэтому ее часто называют годовой добычей.

Годовая производственная мощность (производительность) горного предприятия является одним из важнейших показателей. Она оказывает влияние, на все основные элементы строящегося (и действующего) горного предприятия: на размеры сечения, объем, конструкцию капитальных и подготовительных выработок, конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий, типы, мощность и количество используемых горных машин, на масштаб вспомогательных цехов и служб, производительность обогатительных фабрик, число рабочих, инженерно-технических работников и служащих, объем жилищного и культурно-

бытового строительства и другие.

От годовой производительности горного предприятия зависит размер капитальных вложений на его строительство, себестоимость добычи и переработки 1 т полезного ископаемого, величина приведенных затрат за год и на 1 т добычи, величина ожидаемой (получаемой) прибыли, эффективность капиталовложений, рентабельность и другие технико-экономические показатели.

Годовая производительность подземного рудника определяется по интенсивности отработки месторождения.

Для *крутопадающих* месторождений:

$$A = \frac{1-\Pi}{1-R} \cdot S \cdot V \cdot \gamma \cdot K_y \cdot K_M, \text{ Т/Год,}$$

где S - средняя площадь горизонтального сечения рудного тела, м^2 ; V - годовое понижение горных работ, м (табл. 4.4); γ - объемный вес руды, т/м^3 ; K_M, K_y - коэффициенты, учитывающие мощность и угол наклона залежи. ; Π, R - коэффициенты потерь и разубоживания, зависящие от принятой системы разработки, доли ед. (табл. 4.3); $R_{\text{ц}}, \Pi_{\text{ц}}$ - коэффициенты потерь руды и разубоживания при отработке охранных и барьерных целиков, доли ед.

Таблица 1 - Ориентировочные значения показателей извлечения руды при различных системах разработки

Классы	Системы разработки	Коэффициенты, доли ед.	
		потерь	разубоживания
1. Системы с естественным поддержанием очистного пространства	Сплошная	0,15 - 0,2	0,05 - 0,07
	Камерно-столбовая	0,15 - 0,2	0,05 - 0,07
	Этажно-камерная	0,1 - 0,15	0,1 - 0,15
	Подэтажных штреков (ортов)	0,1 - 0,12	0,1 - 0,12
	С магазинированием	0,1 - 0,2	0,1 - 0,15*
	С доставкой руды силой взрыва	0,2 - 0,25	0,05 - 0,07
2. обрушением руд вмещающих пород	С Этажного обрушения	0,1 - 0,2	0,1 - 0,2
	и Подэтажного обрушения	0,1 - 0,15	0,1 - 0,15
	Слоевого обрушения	0,02 - 0,05	0,02 - 0,05
	Столбовая с обрушением налегающих пород	0,05 - 0,1	0,02 - 0,07
3.	С Горизонтальных слоев с		

искусственным поддержанием очистного пространства	закладкой	0,03 - 0,05	0,05 - 0,07
	С однослойной выемкой и	0,03 - 0,05	0,08 - 0,1
	закладкой	0,03 - 0,05	0,05 - 0,1
	Камерная с закладкой С распорной крепью	0,01 - 0,05	0,03 - 0,07

* - мощность рудных тел $m = 0,8 - 1,5$ м

Таблица 2 - Годовое понижение очистных работ

Рудная площадь, тыс. м ²	Величина годового понижения очистных работ, V, м
До 4	26 – 33
4 - 6	23 – 30
6 - 12	17 – 25
12 - 20	13 – 22
Свыше 20	9 – 15

Поправочные коэффициенты на угол падения и мощность рудных тел принимать по табл. 4.5.

Таблица 3 - Поправочные коэффициенты K_y и K_m

Угол падения, градус	K_y	Мощность рудного тела, м	K_m
90	1,2	До 3	1,3
60	1,0	3 - 5	1,2
45	0,9	5 - 15	1,0
30	0,8	15 - 25	0,8
		Свыше 25	0,6

Для *горизонтальных и пологопадающих* месторождений производственная мощность определяется по формуле

$$A = \varphi S [T_1 q_1 / S_1 + T_2 q_2 / S_2 + \dots + T_k q_k / S_k], \text{ т/год,}$$

где S – горизонтальная рудная площадь, тыс. м²; φ – коэффициент использования рудной площади месторождения (табл. 4.6); T_1, T_2, T_k – удельный вес k -й системы разработки в общем объеме добычи, доли ед.; q_1, q_2, q_k – производительность очистного блока при k -й системе разработки (15 - 200 тыс. т/год); S_1, S_2, S_k – площадь блока или панели, находящихся в очистной выемке при k -й системе разработки, тыс. м².

Таблица 3 Значения коэффициента использования рудной площади

S, тыс. м ²	φ	S, тыс. м ²	φ
5 - 10	0,35 - 0,27	100 - 200	0,12 - 0,09
10 - 20	0,27 - 0,23	200 - 400	0,09 - 0,06
20 - 50	0,23 - 0,17	Более 400	0,05
50 - 100	0,17 - 0,12		

Определение предварительного значения производительности карьера по руде осуществляется также по критерию годового понижения горных работ.

Годовая производительность карьера по руде A_p тыс. м³ рассчитывается исходя из принятого значения скорости углубки карьера, средней горизонтальной площади рудного тела S_p и ранее выбранных значений коэффициентов потерь и разубоживания

$$A_p = h_0 \cdot S_p \frac{1-P}{1-P},$$

Значение, выраженное в тыс. м³ переводят в тыс. т и округляют до сотен тыс. т. Так как рудное тело правильной формы, то средняя горизонтальная площадь рудного тела S_p (тыс. м²) определяется по формуле

$$S_p = m_2 \cdot L_p$$

где m_2 - горизонтальная мощность рудного тела, м; L_p - длина по простиранию рудного тела, м.

Таблица 4 – Значения скоростей углубки карьера

**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

Принимается, что направление углубки следует выбирать вдоль лежащего контакта рудного тела с вмещающими породами, то $\beta_n = \alpha_{p.t.}$

Так же существует формула для определения производительности карьера исходя из принятого значения скорости углубки карьера, объема запасов, высоты уступа.

$$A_p = \frac{Q_y \cdot h_0}{H_y} \cdot \frac{1-P}{1-P},$$

где Q_y и H_y – запасы и высота уступа (средние);

Годовая производительность по вскрыше (A_B)

Годовая производительность карьера по вскрыше A_B (тыс. м³) определяется по формуле

$$A_B = A_p \cdot K_{BCK}$$

Годовая производительность карьера по горной массе ($A_{Г.м}$)

Годовая производительность карьера по горной массе $A_{Г.м}$ (тыс. м³) определяется по формуле:

$$A_{Г.м} = A_p + A_B$$

1.3 Определить порядок отработки запасов и подсчет затрат на 1 т руды открытой, открыто-подземной и подземной геотехнологиями

Расчет удельных эксплуатационных затрат на добычу руды различными способами следует производить по эмпирическим зависимостям (1-8.) с учетом исходных данных, приведенных в варианте индивидуального задания (таблицы 1-3).

Зависимости себестоимости добычи руды открытым способом ($C_{огр}$) от годовой производительности, глубины карьера, крепости руды и пород:

- при внутреннем отвалообразовании:

$$C_{o1} = 37,5 * 1,0024^{H_{огр}} * 0,95^{A_{огр}} * 1,0043^f ; \quad (1)$$

- при внешнем отвалообразовании:

$$C_{o2} = 93,75 * 1,006^{H_{огр}} * 0,95^{A_{огр}} * 1,0043^f ; \quad (2)$$

где $H_{огр}$ – глубина открытых горных работ (50- 850), м; $A_{огр}$ – производительность открытых горных работ, млн.т/год (0,1 - 20); f –

коэффициент крепости руды и пород по шкале проф. М.И. Протодяконова (2 - 20)

Зависимости себестоимости открыто-подземной добычи от производительности рудника в переходной зоне, высоты открыто-подземного яруса и крепости рудной массы:

при открытом в карьер очистном пространстве и тросовом креплении откосов открыто-подземного яруса:

$$C_{ТРОС}^{ОПЯ} = 112,9 * 0,993^{H_{опя}} * 0,99^{A_{опя}} * 1,001^f, \text{ р/т} \quad (3)$$

обрушение руды и вмещающих пород

$$C_{ОБРУШ.}^{ОПЯ} = 112,9 * 0,993^{H_{опя}} * 0,9796^{A_{опя}} * 1,001^f, \text{ р/т} \quad (4)$$

закладка выработанного пространства (

$$C_{ЗАКЛАД.}^{ОПЯ} = 146,74 * 0,993^{H_{опя}} * 0,99^{A_{опя}} * 1,001^f, \text{ р/т} \quad (5)$$

где $H_{опя}$ – высота открыто-подземного яруса, м (10 - 160); $A_{опя}$ – производительность рудника в переходной зоне, млн. т/ год (0,1 - 16)

Себестоимости добычи 1 т. руды подземными работами в зависимости от производительности шахты, глубины горных работ и крепости руды при различном состоянии технологического пространства и способе управления состоянием массива (естественное поддержание очистного пространства (2.6), обрушение руды и вмещающих пород (2.7) и закладка выработанного пространства (2.8)), от производительности подземного рудника ($A_{ПГР}$), глубина подземной разработки ($H_{ПГР}$) и крепости руды и пород (f) с соответствующим коэффициентом вариации(рис. 2.9).

$$C_{ОБРУШ.}^{ПГР} = 160,5 * 1,00081^{H_{ПГР}} * 0,9585^{A_{ПГР}} * 1,003^f, \text{ р/т} \quad (6)$$

$$C_{ЕСТЕСТВ.}^{ПГР} = 194,5 * 1,00041^{H_{ПГР}} * 0,967^{A_{ПГР}} * 1,0033^f, \text{ р/т} \quad (7)$$

$$C_{ЗАКЛАД.}^{ПГР} = 216,4 * 1,00041^{H_{ПГР}} * 0,9677^{A_{ПГР}} * 1,0033^f, \text{ р/т} \quad (8)$$

где $H_{ПГР}$ – глубина подземных горных работ, м (50 - 850); $A_{ПГР}$ – производительность подземного рудника, млн. т/ год, (0,1 - 16).

Расчет производится для заданных значений производительности рудника при изменении глубины извлечения руды. Глубина горных работ изменяется, начиная с глубины залегания рудного тела, равной высоте наносов, и далее рассчитывается:

$$H_{\text{тек}}^I = H^{I-1} + 50$$

Завершается расчет при конечной глубине, равной глубине распространения рудного тела. Высота переходной зоны принимается равной: 10,20,40,60,80,120,150,180 и 200 м.

На графике строятся зависимости удельных эксплуатационных затрат на разработку месторождения принятыми технологиями открытых, открыто-подземных и подземных способов добычи от глубины горных работ и высоты переходной зоны.

1.4 Выбор горнотехнической системы и рассмотрение практического опыта его реализации

По исходным данным и принятым технологическим решениям осуществить выбор горнотехнической системы и на примере 1-2 месторождений рассмотреть опыт его реализации.

1.5 Определение устойчивых углов откоса бортов карьера, высоты и угла откоса переходной зоны при комбинированной разработке месторождения. Расчёт параметров карьера

Для определения сцепления пород в образце необходимо построить паспорт прочности горных пород где по оси абсцисс предел прочности на одноосное сжатие- $\sigma_{сж}$ принять равным $\sigma_{сж} = 10f$, где f - крепость по шкале проф. М.М.Протодьконова; предел прочности на одноосное растяжение σ_p принять равным $\sigma_p = 0.3 \sigma_{сж}$.

Сцепление в массиве пород (K_M) определяется графически по паспорту прочности или по зависимости:

$$K_M = \lambda * K_K$$

где K_k - это сцепление пород в куске, МПа; λ - это коэффициент структурного ослабления массива (Приложение 1 (столбик «размер элементарного блока»)).

$$\lambda = \frac{1}{1+a \cdot \ln(H \cdot l_{тр})},$$

где a - коэффициент в соответствии с данными таблицы, $l_{тр}$ - интенсивность трещиноватости породы(n^{-1})

Таблица- Значения коэффициента a для различных пород

Группа породы	Порода и характер ее трещиноватости	$C_{об}$, МПа	a
3	Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчно- глинистые отложения, сильно выветренные, полностью каолинезированные изверженные	0,4-0,9	0,5
	Уплотненные песчано- глинистые в основном с нормальной трещиноватостью	1-2	2
2	Сильнокаолинезированные изверженные	3-8	2
	Уплотненные песчано- глинистые изверженные	3-8	3
	Средней крепости слоистые, преимущественно с нормально секущей трещиноватостью	10-15	3
		15-17	4
1	Крепкие, преимущественно с нормальной трещиноватостью	17-20	5
		20-30	6
	Крепкие изверженные с развитой косесекущей трещиноватостью	>30	7
		>20	10

Устойчивый угол борта карьера определяется по номограмме, представленной на рисунке и в соответствии с формулами:

$$H' = \frac{H}{H_{90}}$$

Где H' – условная высота борта карьера (коэффициент предельной высоты вертикального обнажения, представленный на оси ординат номограммы);

H_{90} – глубина вертикальной трещины отрыва (высота отрыва).

H – действительная высота откоса (глубина карьера \max), м.

$$H_{90} = \frac{2K}{\gamma} \cdot ctg \varepsilon$$

где γ – объемный вес пород, т/м³

$$\varepsilon = 45^\circ - \frac{\rho}{2},$$

где ρ – угол внутреннего трения пород.

Сцепление в массиве пород с учетом коэффициента запаса устойчивости:

$$K = \frac{K_M}{n}$$

где n – коэффициент запаса устойчивости.

Общая характеристика откоса (или борта)	Величина коэфф. запаса в зависимости от срока службы откоса	
	до 5 лет	более 5 лет
Нерабочий борт, сложенный глинами или трещиноватыми породами	1,20	1,30
Нерабочий борт с преобладанием песчаных и гравелистых пород	1,15	1,20
Рабочий борт	1,20	-
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,20	-
Откосы уступов нерабочего борта, сложенные глинистыми и трещиноватыми породами	1,50	2,00
Откосы уступов нерабочего борта, сложенные песчаными и гравелистыми породами	1,15	1,20

Угол внутреннего трения с учетом коэффициента запаса устойчивости:

$$\varphi = \arctg \frac{\operatorname{tg} \rho}{n}$$

По номограмме по условной высоте борта карьера и угла внутреннего трения φ определяют угол откоса нерабочего борта карьера, град.

Угол откоса борта карьера при различной его глубине определяется:

$$\alpha_K = \arctg \left[\frac{(H_K^{(I-1)} + 50)}{H_y n \operatorname{ctg} \alpha_y + b_\sigma (n - 1)} \right]$$

где H_K – текущая глубина карьера, равная $(H_K^{(I-1)} + 50)$, м; H_y – высота уступа, в расчетах принять равной 15 м; n – число полных уступов при текущей глубине карьера $((H_K^{(I-1)} + 50))$; α_y – угол откоса уступа карьера (70-80 град); b_σ – ширина основания карьера, в расчетах принять равной ширине одной экскаваторной заходки 20 м.

Устойчивый угол $\alpha_{уст}$ откоса ОПЯ в зависимости от его высоты определяется эмпирическим соотношением

$$\alpha_{уст} = \operatorname{arctg}(H_{ОПЯ} \cdot k),$$

$H_{ОПЯ}$ – высота ОПЯ, м

k – эмпирический коэффициент, учитывающий физико-механические свойства пород, слагающих борт. В зависимости от крепости пород (коэффициента крепости f по шкале проф. М.М. Протодьяконова) принимают следующие значения коэффициента k .

f	8-9	10-12	13-14	15-16	17-19
k*10 ⁵	801	273	288	246	240

Высота переходной зоны (ОПЯ) принимается согласно расчетам по зависимости:

$$H_{\text{ОПЯ}} = \frac{550}{K_{\text{з.у.}}} 2,78^C * 0,998^{H_k} * 0,97^\varphi$$

где H_k – высота открытых горных работ, м; C – сцепление пород в массиве, МПа; φ – угол внутреннего трения пород, град.; $K_{\text{з.у.}}$ – коэффициент запаса устойчивости откоса открыто-подземного яруса (переходной зоны), зависит от времени его стояния и необходимости присутствия людей в рабочей зоне.

Далее необходимо соблюдать выполнение следующего условия:

$$H_{\text{ОГР}} + H_{\text{ПР(ОПЯ)}} + H_{\text{ПГР}} = L_{\text{ПАД}} \sin \alpha$$

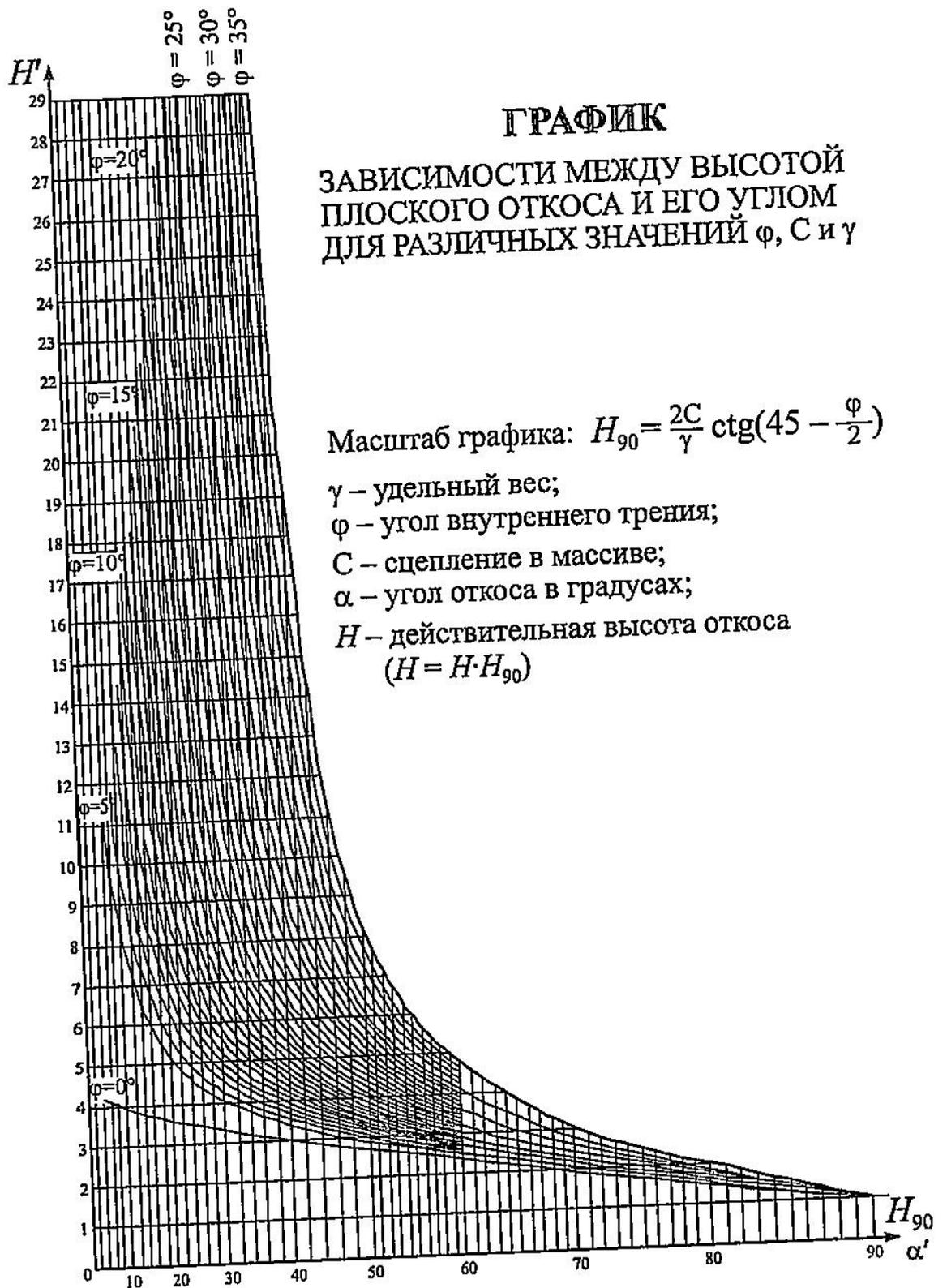


Рисунок – Номограмма для оценки устойчивости плоского откоса (по проф. Г.Л. Фисенко)

Далее изменяя текущую глубину горных работ $H_{\text{тек}}^{I-1} = H^{I-1} + 50$ и проверяя ее на условие $H_{\text{ПГР}} \leq L_{\text{пад}} \sin \alpha - H_{\text{К}} - H_{\text{ПР(ОПЯ)}}$, получая массив глубин карьера, ПР (ОПЯ) и подземной разработки.

Результаты оценки сцепления массива, расчетов углов откоса бортов карьера и открыто-подземного яруса в функции от глубины карьера заносятся в таблицу 1. По результатам расчетов углов откоса бортов карьера в графическом редакторе в масштабе в горизонтальной и вертикальной проекциях вкрест и по простиранию изображается рудное тело с нанесением пород наносов. Строятся углы откоса бортов карьера и открыто-подземного яруса при изменении значения глубины карьера от высоты наносов до глубины распространения рудного тела с определением текущей глубины карьера ($H_{\text{К}}^{(I-1)} + 50$).



$B_{\text{к}}$, $B_{\text{д}}$ – ширина карьерного поля по поверхности, по дну, м;
 $H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м; M – нормальная мощность ПИ, м;
 $m_{\text{г}}$ – горизонтальная мощность ПИ, м; $\alpha_{\text{ПИ}}$ – угол падения ПИ, град;
 $\beta_{\text{р}}$ – угол откоса рабочего борта, град.; $\gamma_{\text{в}}$, $\gamma_{\text{л}}$ – угол откоса борта карьера со стороны висячего и лежачего бока град.

Для каждого значения текущей глубины замеряются ширина и длина карьера по верху и по низу. Полученные данные заносятся в таблицу 2.

Таблица 1 – Углы откоса бортов карьера и открыто-подземного яруса

Н, м	$C_{\text{м}}$, МПа	H^{90} , м	H^I , м	$H_{\text{ОПЯ}}$, м	$\alpha_{\text{к}}$, град	$\alpha_{\text{ОПЯ}}$, м
------	----------------------	--------------	-----------	----------------------	----------------------------	---------------------------

$(H_K^{(I-1)} + 50)$						
....						

Таблица 2 – Параметры карьера, м

H, м	$L_{\text{п}}$	$L_{\text{н}}$	$\text{Ш}_{\text{п}}$	$\text{Ш}_{\text{д}}$
$(H_K^{(I-1)} + 50)$				
...				

$L_{\text{п}}$, $L_{\text{н}}$ длина карьера по верху и по низу; $\text{Ш}_{\text{п}}$, $\text{Ш}_{\text{д}}$ ширина карьера по верху и по низу.

Для простых по форме залежей полезных ископаемых параметры карьера определяются следующим образом:

а) *крутые залежи*

- длина карьера по поверхности (по простиранию залежи)

$$L_{\partial} = L_{\text{н}} + 2H_{\text{к}} \text{ctg} \beta_{\text{с}}, \text{ м}, \quad (3)$$

где $L_{\text{н}}$ - длина залежи полезного ископаемого, м;

- ширина карьера по поверхности (в крест простирания залежи):

$$\text{Ш}_{\text{п}} = \text{Ш}_{\partial} + 2H_{\text{к}} \text{ctg} \beta_{\text{ср}}^{(1)}, \text{ м},$$

где Ш_{∂} - ширина дна карьера, м, $\text{Ш}_{\partial} = 20-30\text{м}$;

$\text{ctg} \beta_{\text{ср}}^{(1)}$ - средний угол откоса нерабочих бортов карьера, град;

$$\text{ctg} \beta_{\text{ср}}^{(1)} = \frac{\beta_{\text{с}} + \beta_{\text{д}}}{2}$$

б) *наклонные залежи*

Длина карьера по поверхности вычисляется по формуле (3).

Ширина карьера определяется:

$$\text{Ш}_{\text{п}} = \text{Ш}_{\partial} + H_{\text{к}} (\text{ctg} \beta_{\text{с}} + \text{ctg} \alpha), \text{ м}.$$

в) горизонтальные залежи

Длина карьера по поверхности вычисляется по формуле (3).

Ширина карьера рассчитывается:

$$Ш_n = L_{ш} + 2H_k \operatorname{ctg} \beta_s, \text{ м,}$$

Делается вывод о зависимости угла откоса бортов карьера, угла откоса и высоты открыто-подземного яруса от глубины перехода на открыто-подземные технологии.

1.6 Определение объемов руды и вмещающих пород в контуре карьера и открыто-подземного яруса (переходной зоны), шахтных запасов руды

Объем карьера (W) определяется:

$$W = A_n * B_n * H_k + 0.5H_k^2 * \frac{P}{\operatorname{tg} \alpha_k} + \frac{\pi}{3} * H_k^3 / \operatorname{tg}^2 \alpha_k$$

Где α_k – угол откоса бортов карьера, град.; P – периметр дна карьера, м.

Запасы руды в контуре карьера $Z^{\text{ОГР}}$, т:

$$Z^{\text{ОГР}} = \rho_p m L_{\text{пр}} \frac{(H_k - H_{\text{нан}})}{\sin \alpha}$$

Где ρ_p – плотность руды, т/м³; α – угол падения залежи, град.

Объем вскрышных работ $W_{\text{вск}}$ (м³) равен:

$$W_{\text{вск}} = W - \frac{Z^{\text{ОГР}}}{\rho_p}$$

Запасы руды в открыто-подземном ярусе:

$$Z^{\text{ОПЯ}} = \rho_p m L_{\text{пр}} \frac{H_{\text{ОПЯ}}}{\sin \alpha}$$

Запасы руды, добываемой подземным способом:

$$Z^{\text{ПГР}} = \frac{\rho_p m L_{\text{пр}} H_{\text{ш}}}{\sin \alpha}$$

Количество рудной массы, поступающей на обогащение из карьера, открыто-подземного яруса, подземного рудника:

$$V^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} = Z^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} \frac{(1 - \Pi^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}})}{(1 - \rho^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}})}$$

Где $\Pi^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}$ и $\rho^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}$ – потери и разубоживание при открытых горных работах (ОГР), открыто-подземных (ОПЯ) и подземных (ПГР) геотехнологиях.

Запасы металла в рудной массе, добытой из карьера, открыто-подземного яруса, подземного рудника:

$$M^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} = Z^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} * \beta * (1 - \Pi^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}})$$

Содержание металла в рудной массе карьера, открыто-подземного яруса, подземного рудника определяется как:

$$\beta^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} = \frac{M^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}}{V^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}}$$

Срок отработки запасов открытыми, открыто-подземными и подземными горными работами:

$$T^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}} = \frac{V^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}}{A^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}}$$

$A^{\text{ОГР,ОПЯ,ПГР}}$ – производительность карьера, открыто-подземного яруса и подземного рудника, т/год.

Отношение объемов вскрышных пород в контурах карьера к соответствующим запасам руды определяет средний эксплуатационных коэффициент вскрыши ($\text{м}^3/\text{т}$).

$$K_{\text{вск}} = \frac{W_{\text{вск}}}{Z^{\text{ОГР}}}$$

Результаты расчета среднего эксплуатационного коэффициента вскрыши для различной глубины карьера заносятся в таблицу 1.

Таблица 1 – Объемы руды и вскрыши в контурах карьера различной глубины

Н, м	W, м ³	Z ^{ОГР} , т	W _р , м ³	W _{вск} , м ³	K _{вск} , м ³ /т
H ^{I-1} +50					
...					

В соответствии с данными таблицы 1 строятся графические зависимости коэффициента вскрыши от глубины карьера. Расчет запасов руды, металла, сроков отработки запасов карьера, открыто-подземного яруса, подземного рудника производится в зависимости от текущей высоты перехода на открыто-подземный ярус. Результаты расчета заносятся в таблицу 2.

В соответствии с данными таблицы 2 строятся графические зависимости запасов руды и металла в контурах открытых, открыто-подземных и подземных работ и сроков отработки соответствующих запасов в зависимости от глубины перехода на открыто-подземные технологии.

Таблица 2 – Запасы руды, металла и соответствующие сроки их извлечения открытыми, открыто-подземными и подземными технологиями при различной глубине перехода на открыто-подземные технологии.

Показатели	Усл.обозн.	H ^{I-1} +50	...
Объем руды по этапам разработки, т	Z ^{ОГР}		
	Z ^{ОПЯ}		
	Z ^{ПГР}		
Запасы металла по этапам разработки, т	M ^{ОГР}		
	M ^{ОПЯ}		
	M ^{ПГР}		
Объем рудной массы по этапам разработки, т	V ^{ОГР}		
	V ^{ОПЯ}		
	V ^{ПГР}		
Содержание металла в рудной массе, %	β ^{ОГР}		
	β ^{ОПЯ}		
	β ^{ПГР}		
Сроки эксплуатации ярусов, лет	T ^{ОГР}		
	T ^{ОПЯ}		
	T ^{ПГР}		

1.7 Расчет эксплуатационных затрат на комбинированную разработку месторождения

Эксплуатационные затраты по способам разработки месторождения комбинированной геотехнологией определяются по эмпирическим зависимостям (1-3):

$$Z_{д.р.}^{ОГР} = C_{д.р.}^{ОГР} V_{ОГР}$$

$$Z_{д.р.}^{ОПЯ} = C_{д.р.}^{ОПЯ} V_{ОПЯ}$$

$$Z_{д.р.}^{ПГР} = C_{д.р.}^{ПГР} V_{ПГР}$$

При расчете эксплуатационных затрат удельные эксплуатационные затраты (С) принимаются по результатам расчета Практической работы №2, а V – по результатам расчета Практической работы №5.

Расчет ущерба от потерь и разубоживания руды по способам разработки производится по формулам (У):

- от потерь (П)

$$y_{П}^{ОГР} = \Pi^{ОГР} \left[(0,2944N_k + 324) - \frac{(1 - P^{ОГР})C_{д.р.}^{ОГР}}{(1 - \Pi^{ОГР})} \right] * V_k$$

$$y_{П}^{ОПЯ} = \Pi^{ОПЯ} \left[(0,029N_{ОПЯ} + 417,8) - \frac{(1 - P^{ПГР})C_{д.р.}^{ОПЯ}}{(1 - \Pi^{ОПЯ})} \right] * V_{ОПЯ}$$

$$y_{П}^{ПГР} = \Pi^{ПГР} \left[(0,0083N_k + 497,8) - \frac{(1 - P^{ПГР})C_{д.р.}^{ПГР}}{(1 - \Pi^{ПГР})} \right] * V_{ПГР}$$

- от разубоживания (Р)

$$y_{Р}^{ОГР} = P^{ОГР} [C_{д.р.}^{ОГР} + (0,2944N_k + 324)(1 - \Pi^{ОГР})(1 - P^{ОГР})] * V_k$$

$$y_{Р}^{ОПЯ} = P^{ОПЯ} [C_{д.р.}^{ОПЯ} + (0,029N_{ОПЯ} + 417,8)(1 - \Pi^{ОПЯ})(1 - P^{ОПЯ})] * V_{ОПЯ}$$

$$y_{Р}^{ПГР} = P^{ПГР} [C_{д.р.}^{ПГР} + (0,0083N_{ПГР} + 497,8)(1 - \Pi^{ПГР})(1 - P^{ПГР})] * V_{ПГР}$$

Экологические платежи рассчитываются исходя из платы за размещение во внешнем отвале 1м³ пород – 46,5 руб. При размещении пород во внутреннем отвале при системах разработки с внутренним отвалообразованием плата за размещение отходов не берется.

Совокупные затраты на освоение месторождения комбинированной геотехнологией определяются по формулам:

$$\begin{aligned}Z^{\text{ОГР}} &= Z_{\text{д.р.}}^{\text{ОГР}} + Z_0^{\text{ОГР}} + y_{\text{п}}^{\text{ОГР}} + y_{\text{р}}^{\text{ОГР}} + \mathcal{E}^{\text{ОГР}} \\Z^{\text{ОПЯ}} &= Z_{\text{д.р.}}^{\text{ОПЯ}} + Z_0^{\text{ОПЯ}} + y_{\text{п}}^{\text{ОПЯ}} + y_{\text{р}}^{\text{ОПЯ}} + \mathcal{E}^{\text{ОПЯ}} \\Z^{\text{ПГР}} &= Z_{\text{д.р.}}^{\text{ПГР}} + Z_0^{\text{ПГР}} + y_{\text{п}}^{\text{ПГР}} + y_{\text{р}}^{\text{ПГР}} + \mathcal{E}^{\text{ПГР}}\end{aligned}$$

Затраты на обогащение полезного ископаемого (Z_0) рассчитываются по формуле:

$$\begin{aligned}Z_0 &= C_0 V \\C_0 &= 140 * 0,98^A * 0,98^C * 1,003^\beta\end{aligned}$$

Где A – мощность горнодобывающего предприятия, млн. т.; C – содержание полезного ископаемого в рудной массе, %, β – выход концентрата, %

По результатам расчета массива данных эксплуатационных затрат строятся графические зависимости совокупных затрат на комбинированную разработку месторождения с учетом ущерба от потерь и разубоживания руды, а также экологических платежей от глубины перехода на ОПЯ и по экстремуму функции определяется оптимальная глубина перехода.

Затем рассчитываются удельные эксплуатационные затраты на 1 т балансовых запасов месторождения C_1 , руб./т и затраты на 1 т извлекаемого металла C_2 , руб./т в зависимости от глубины перехода на открыто-подземные технологии. По результатам расчетов строятся соответствующие зависимости, на основании которых определяется рациональная глубина перехода на открыто-подземные технологии.

1.8 Выбор схемы вскрытия месторождения и транспортирования рудной массы

Для условий необходимо разработать 2 варианта схемы вскрытия с использованием карьерного пространства и определить схему транспортирования горной массы.

В соответствии с исходными данными задания отобразить рудное тело, вмещающие породы и наносы в трех проекциях с указанием масштаба.

Все запасы, располагающиеся ниже дна карьера, подлежат выемке подземным способом, а контуры карьера должны быть учтены при выборе мест заложения вскрывающих подземных выработок и промплощадок шахт.

Вскрывающие выработки, здания, сооружения поверхности располагаются за зоной сдвижения горных пород. Углы сдвижения принимают по опыту рудников (табл. 1).

Таблица 1 - Углы сдвижения пород при полной подработке

Крепост	Углы сдвижения, град.			
	β_1	β	γ	δ
4-6	45-50	55	50	55
6-10	55	60	55	65
10-12	60	70	70	75

Зону сдвижения отстраивают от конечной глубины разработки (рис. 1).

Берма безопасности – это полоса, прилегающая к контуру охраняемого от вредного влияния горных работ объекта, и имеет ширину для объектов I категории охраны - 20, II - 10 и III - 5 м (см. рис.5.1).

К первой категории охраны относятся стволы шахт, копры, здания подъемных машин, районные электроподстанции, магистральные железные дороги и станции МПС, высоковольтные линии электропередач.

Вторая категория охраны: вспомогательные стволы шахт, обогатительные фабрики, жилые дома в 2 - 3 этажа и др.

Третья категория: одноэтажные жилые дома, подземные рудничные пути, шоссейные дороги, линии электропередач, металлические эстакады, сады, парки, трубопроводы.

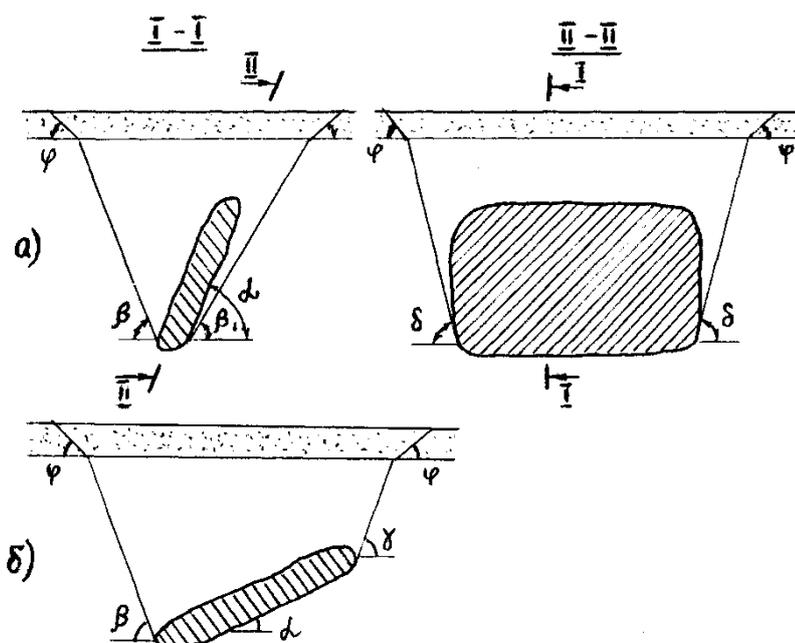


Рисунок 1 - Углы сдвижения пород при полной подработке при углах α падения залежи: а - более углов сдвижения; б - менее углов сдвижения

Тип, число и схемы расположения вскрывающих выработок принимаются в зависимости от схемы вскрытия, глубины разработки, производственной мощности рудника и принятой схемы вентиляции.

Размеры сечений выработок получают либо графическим путем по размещению оборудования с соблюдением требований ЕПБ, либо по эмпирическим зависимостям (табл. 5.5). Рассчитанные по формулам сечения выработок корректируются в зависимости от глубины разработки, грузоподъемности скипов и размеров клетки.

Таблица 2 - Площадь поперечного сечения горно-капитальных выработок

Наименование выработок	Площадь поперечного сечения, м ²
Скипо - клетевой ствол	$S_{ск} = 9 + 10,8A$
Клетевой вспомогательный ствол	$S_{кл} = 14 + 4A$
Наклонный конвейерный ствол	$S_{кон} = 9,35 + 1,05A$

Наклонный съезд для самоходного оборудования	$S_{нс} = 19,8 + 3,2 A$
Центральный вентиляционный с клетевым подъемом	$S_{вен} = 4,4 + 7,3 A$
То же без подъема	$S_{вен} = 3,8 + 6,3 A$
Фланговый вентиляционный ствол	$S_{ф вен} = 5 + 2,82 A$
Наклонный автомобильный ствол	$S_{ав} = 18,7 + 4,29 A$
Откаточный квершлаг	$S_{кв} = 4,2 + 5,4 A$
Квершлаг флангового вентиляционного ствола	$S_{кв вен} = 2 + 4,15 A$
Квершлаг центрального вентиляционного ствола	$S_{кв вен} = 2 + 6,15 A$

В эмпирических зависимостях, представленных в табл. 5.5, а также зависимостях значения производственной мощности (A) подставляются в млн. т/год.

Сечения выработок, по которым подается воздух, проверяются по допустимой скорости движения воздуха.

При применении дизельного самоходного оборудования на очистных и подготовительных работах, транспортировании руды количество воздуха рассчитывается исходя из нормативов подачи воздуха на единицу мощности:

$$Q_d = K_o q_n \Sigma N_o / 60, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2)$$

где K_o – коэффициент одновременности работы установок, $K_o = 1,0$ – при работе одной машины; $K_o = 0,9$ – при работе двух машин; $K_o = 0,85$ – при работе трех и более машин; q_n – норматив подачи количества воздуха на 1 л.с., $q_n = 5 \text{ м}^3/\text{мин.}$; ΣN_o – суммарная мощность двигателей, работающих в шахте, л.с.

При применении оборудования с пневмо- и электроприводом количество воздуха для шахты (рудника) можно определить:

- по суточной добыче:

$$Q = q_v \cdot T \cdot z, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (3)$$

где q_v – необходимое количество воздуха на 1 т суточной добычи, $\text{м}^3/\text{мин}$; принимать для шахт негазовых и I категории $q_v = 1,0 \text{ м}^3/\text{мин}$; T – суточная добыча шахты (рудника), т; $z = 1,2 \div 1,5$ – коэффициент запаса воздуха;

- по максимальному количеству горнорабочих:

$$Q = N \cdot n \cdot z, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4)$$

где n – максимальное число одновременно работающих в смену, чел.;

$N = 6 \text{ м}^3/\text{мин}$ – норма воздуха на человека.

Скорость (м/с) вентиляционной струи воздуха определяется по формуле:

$$V_n = \frac{Q}{S_{\text{св}} \cdot \varphi}, < V_{\text{доп}}, \quad (5)$$

где $S_{\text{св}}$ - площадь поперечного сечения выработки (ствол, квершлаг), м^2 ;

$\varphi = 0,8$ - коэффициент уменьшения сечения за счет армировки (в стволе); $V_{\text{доп}}$

- допустимая по ФНП скорость вентиляционной струи воздуха.

Максимальная скорость движения струи воздуха не должна превышать следующих норм:

в очистных и подготовительных выработках - 4 м/с;

в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных уклонах - 8 м/с;

в остальных выработках - 6 м/с;

в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках - 10 м/с;

в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов, - 15 м/с;

в вентиляционных скважинах, каналах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

Протяженность выработок находят графическим способом, используя разрезы и планы горизонтов, на которые наносят варианты вскрытия.

Результаты расчетов по определению объемов горно-капитальных выработок заносятся в табл. 3.

Таблица 3 - Объем горно-капитальных выработок

№ пп	Тип выработки	Площадь сечения, м^2	Длина выработки, м	Число выработок	Объем выработок по вариантам, м^3	
					1	2
1	Главный ствол (штольня)					

2	Вспомогательный ствол (штольня)					
3	Вентиляционный ствол № 1 (штольня)					
4	Квершлаг гор. ...					
5	Квершлаг гор.					
6	Главный откаточный штрек гор. ...					
7	Околоствольный двор гор. ...					
8	Капитальный рудоспуск и т.д.					

Затраты на транспортирование добываемой рудной массы от очистного забоя до обогатительной фабрики составляют значительную часть эксплуатационных расходов как при открытой, так и подземной добыче руды.

При комбинированной разработке месторождения возможны следующие схемы транспортирования рудной массы:

1. Раздельно из карьера;
2. Раздельно из подземного рудника;
3. Совместно из карьера и рудника.

1. Транспортирование рудной массы из карьера

Общие транспортные расходы определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_0 = \mathcal{E}_1 + \mathcal{E}_2 + \mathcal{E}_3 + \mathcal{E}_4, \text{ млн руб.}$$

Где \mathcal{E}_1 – стоимость автодорог, млн руб.;

\mathcal{E}_2 – стоимость автосамосвалов, млн руб.;

\mathcal{E}_3 – стоимость экскаватора, млн руб.;

\mathcal{E}_4 – затраты на транспортирование руды, млн руб.

$$\mathcal{E}_4 = Q_0 \cdot C_{\text{т.км}} \cdot L$$

Где Q_0 – промышленные запасы;

$C_{\text{т.км}}$ – себестоимость транспортирования 1 т за 1 км, руб/т.км.

L – длина транспортирования.

2. Транспортирование рудной массы из рудника

Общие транспортные расходы определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{ш}} = \mathcal{E}_5 + \mathcal{E}_6 + \mathcal{E}_7, \text{ млн руб.}$$

Где \mathcal{E}_5 – стоимость оборудования (электровозов, шахтных самосвалов, конвейеров, ПДМ), млн руб.;

\mathcal{E}_6 – затраты на транспортирование, млн руб.;

\mathcal{E}_7 – затраты на подъем, млн руб.;

Таким образом, если транспортирование рудной массы при открытой и подземной отработке соответствующих участков месторождения осуществляются по самостоятельным транспортным коммуникациям, то суммарные расходы

$$\mathcal{E}_{\text{раз}} = \mathcal{E}_0 + \mathcal{E}_{\text{ш}}$$

3. Транспортирование рудной массы по совместным открыто-подземным коммуникациям

В этом варианте месторождение обрабатывается по комбинированной открыто-подземной технологии. В едином техническом проекте предусмотрено какую-то часть рудной массы из карьера по системе рудоспусков перепускать на концентрационный горизонт подземного рудника и по грузовым стволам последнего выдавать на поверхность.

$$\mathcal{E}_{\text{комб}} = \mathcal{E}_5 + \mathcal{E}_8 + \mathcal{E}_9 + \mathcal{E}_{10} + \mathcal{E}_{11} + \mathcal{E}_{12} + \mathcal{E}_{13} + \mathcal{E}_{14} + \mathcal{E}_{15}, \text{ млн руб.}$$

Где \mathcal{E}_5 – стоимость оборудования, млн руб.;

\mathcal{E}_8 – затраты на сооружение автодороги, млн руб.;

\mathcal{E}_9 – затраты на транспортирование руды из карьера, млн руб.;

\mathcal{E}_{10} – затраты на транспортирование руды в карьере, млн руб.;

\mathcal{E}_{11} – затраты на транспортирование руды (например электровозная откатка), млн руб.;

\mathcal{E}_{12} – затраты на подъем, млн руб.;

\mathcal{E}_{13} – стоимость автосамосвалов, млн руб.;

\mathcal{E}_{14} – стоимость ковшового погрузчика, млн руб.;

\mathcal{E}_{15} – затраты на устройство рудоспусков, млн руб.;

Для составления технологических схем освоения запасов за предельными контурами карьеров, в том числе отрабатываемые в переходный период, их классифицируют. При делении запасов месторождений, осваиваемых комбинированным способом, используются разные классификационные признаки: удаленность от предельного контура карьера, месторасположение по отношению к контуру карьера, способ разработки запасов, геомеханическое влияние карьерной выемки.

Приконтурные запасы, дорабатываемые подземным способом, могут быть расположены в борту карьера (рисунок 1, а); в донной части карьера (рисунок 1 б); в бортах и дне карьера (рисунок 1 в).

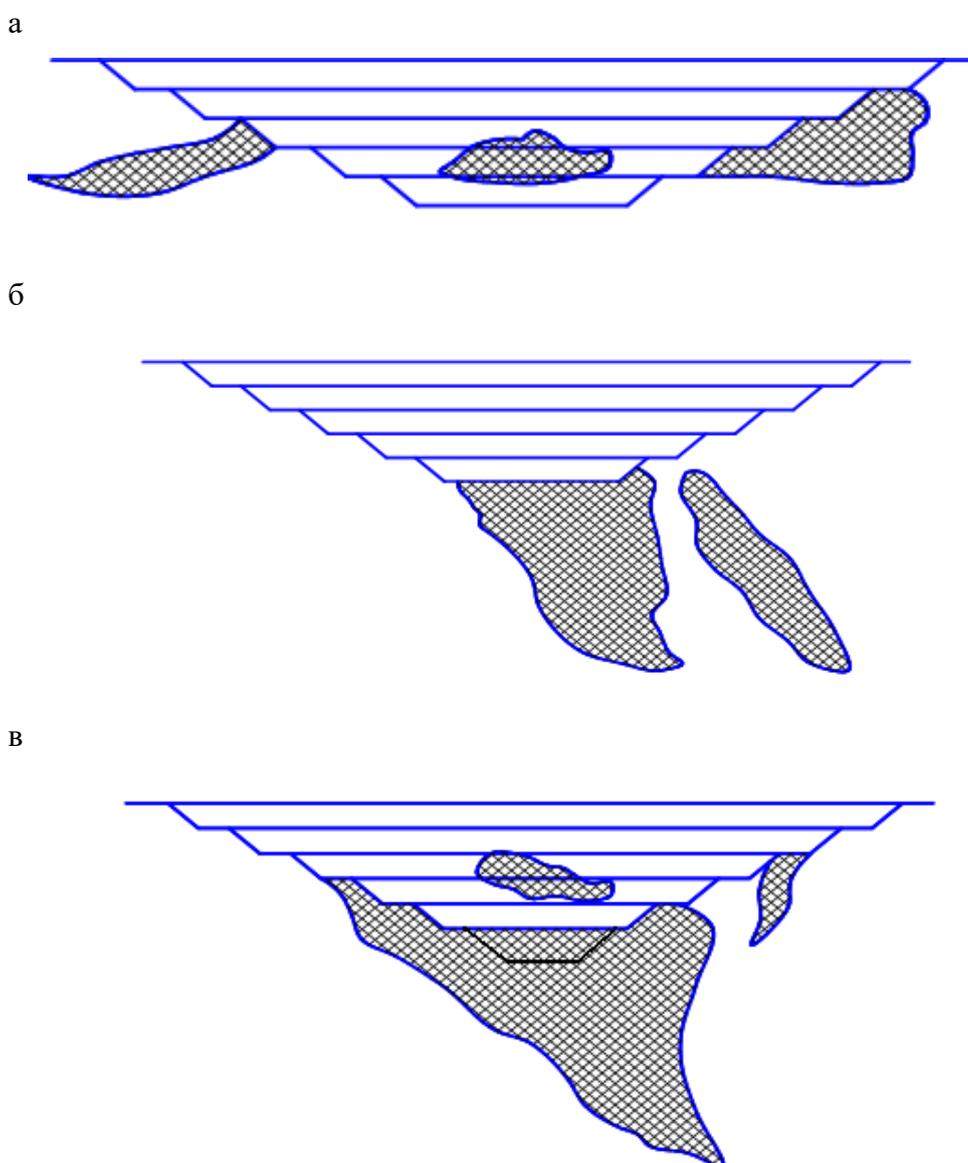


Рисунок 1 - Схемы расположения запасов за предельными контурами

карьеров медноколчеданных месторождений: а – в бортах карьера; б – в донной части карьера; в - в бортах и дне карьера

На основе имеющейся информации о расположении запасов за предельными контурами карьеров и состоянии выработанного пространства разработаны типовые технологические схемы транспортирования рудной массы на поверхность, предусматривающие варианты использования карьерного пространства, а также подземных транспортных выработок. Система перемещения руды состоит из совокупности структурных элементов, включающей все составляющие тракта от очистного забоя до рудного склада на поверхности (таблица 1), т.е. погрузочные, транспортные, накопительные и перегрузочные устройства и сооружения.

Таблица 1 - Условные обозначения и элементы системы перемещения рудной массы при комбинированном способе разработки месторождений

№ элемента	Описание элемента	Усл. обозн.	Механизация
1	Очистной блок	БЛ	
2	Выпуск, погрузка и доставка самоходными машинами	ПДМ	Погрузочно-доставочные машины
3	Погрузка руды в рудоспуск	ПРудс	Рудоспуск, оборудованный ВДПУ, люками
4	Подземный автомобильный транспорт,	ПодзАвт	Автосамосвал
5	Подземный электровозный транспорт,	ПодзЭл	Электровоз, вагонетка
6	Транспорт поверхностный	ПовТр	Автосамосвал
7	Перегрузка руды механизированная в карьере	ПергКар	Экскаватор, погрузчик
8	Подъем автосамосвалами по капитальной траншее карьера	КарАвт	БелАЗ
9	Подъем вертикальный скиповой	ПодСК	Подъемная машина
10	Подъем подземный клетевой	ПодКЛ	Подъемная машина
11	Погрузка руды в поверхностный транспорт	ПогПов	Бункер, погрузчик
12	Подъем по транспортному уклону	ПодАвт	Автосамосвал
13	Рудный склад рудника	РС	

В зависимости от расположения запасов по отношению к элементам карьера и использования карьерного пространства для выдачи руды на

поверхность сформированы в группы технологические схемы перемещения рудной массы на поверхность:

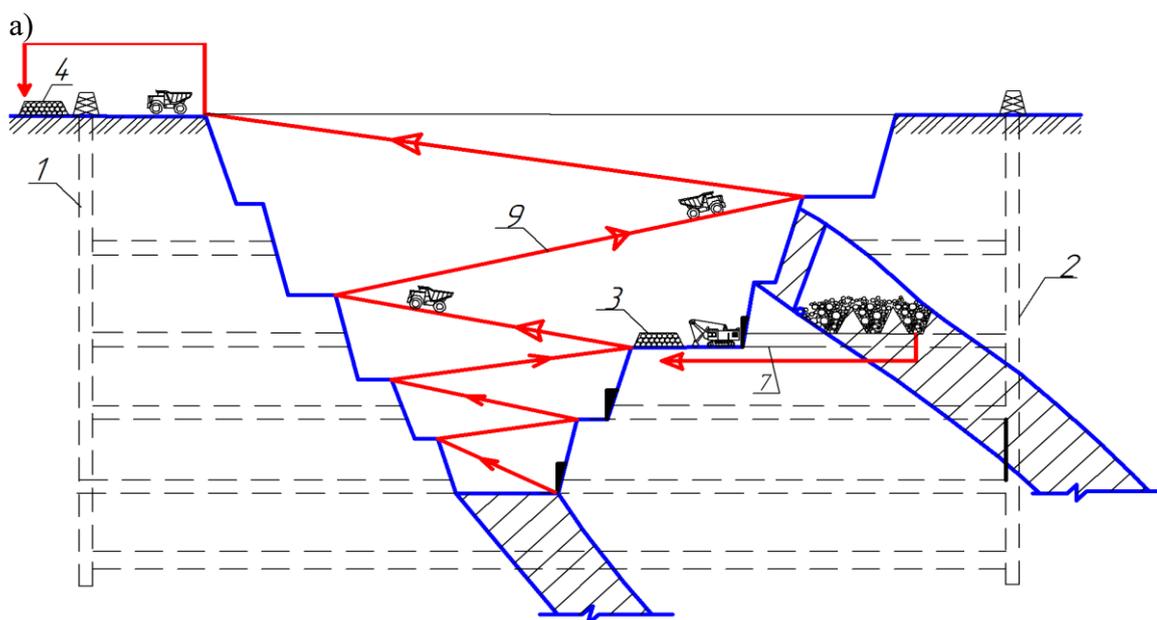
1. Схемы перемещения рудной массы прибортовых запасов с использованием карьерного пространства (рис. 2)

Подъём руды на поверхность производится карьерными автосамосвалами.

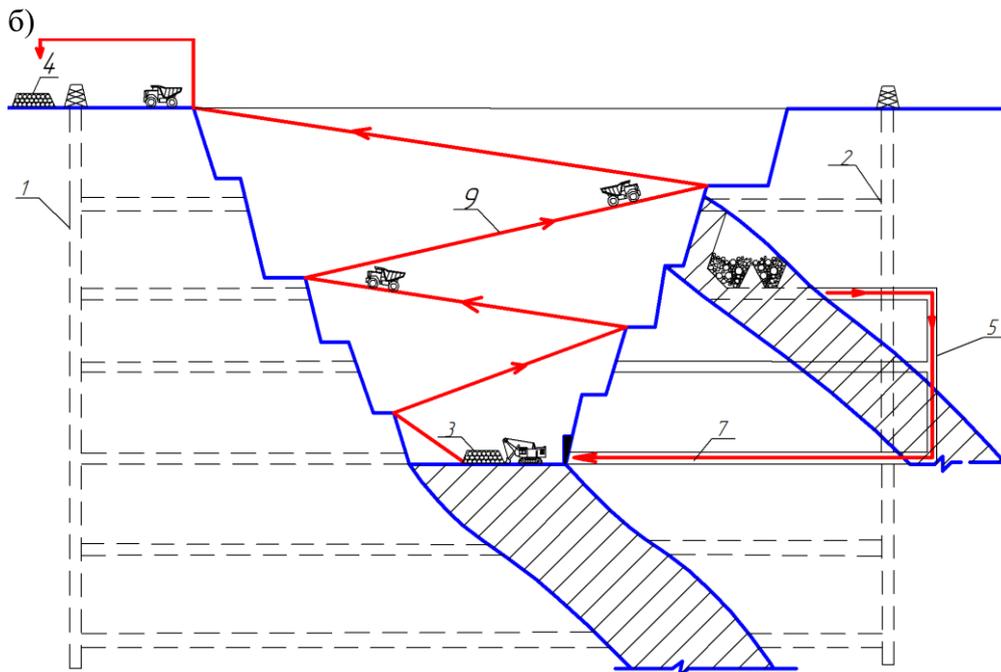
В подземных выработках схема транспортирования руды включает процессы погрузки, доставки и транспорта до места перегрузки в карьерные средства транспорта с помощью ПДМ (рис. 2 а). Перегрузочный пункт располагается на отметках этажных штолен.

В случае вскрытия капитальной штольной вся рудная масса самоходными машинами доставляется до капитального рудоспуска, перепускается на уровень капитальной штольни, перегружается и транспортируется по ней до пункта перегрузки в карьер. Далее подъем руды производится карьерными автосамосвалами (рис. 2. б).

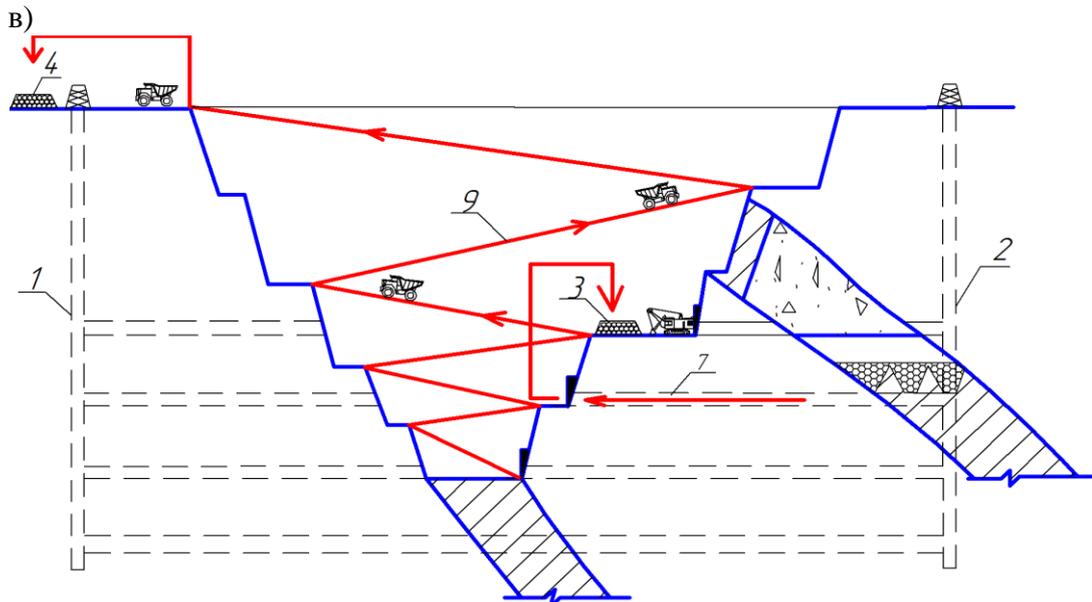
При расположении штольни ниже уровня горизонта выпуска подъем рудной массы к перегрузочному пункту производится подземными автосамосвалами (рис. 2 в).



БЛ → ПДМ → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РС
БЛ → ПДМ → ПодзАвт → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РС



БЛ → ПДМ → ПРудс → ПодзАвт → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РСОФ



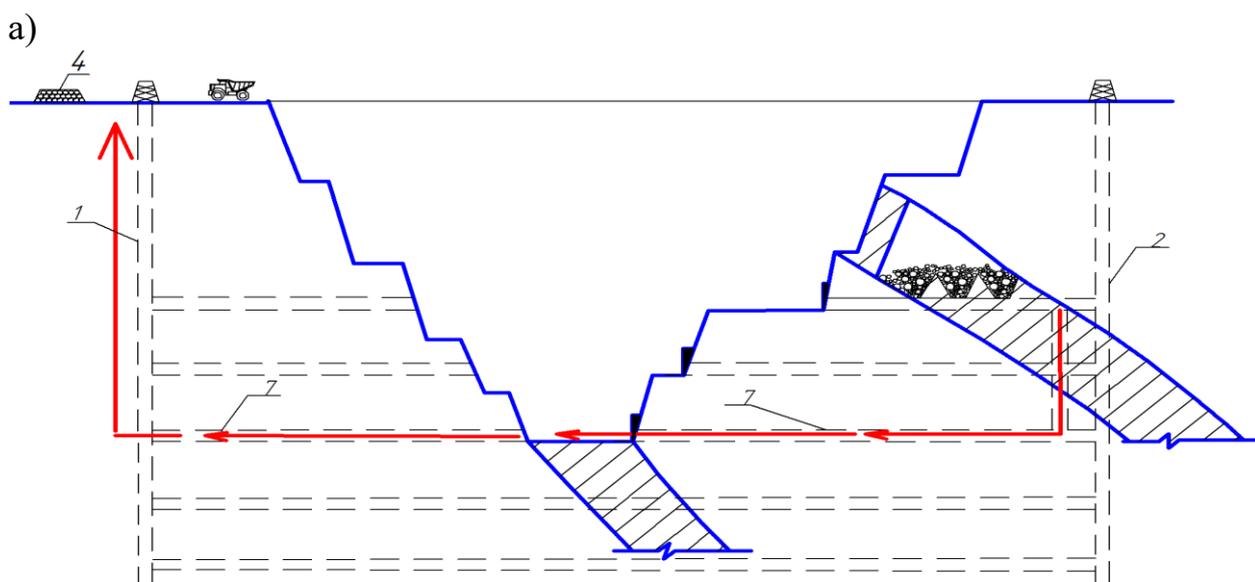
БЛ → ПРудс → ПодзАвт → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РСОФ

Рисунок 2 - Технологическая схема перемещения рудной массы из прибортовых запасов с использованием карьерного пространства в виде мнемо- и блок схем: а) с помощью этажных штолен; б) капитальной штольни; в) – этажной штольни и подземных самосвалов; 1- Клетьевой ствол; 2- Вентиляционный ствол, 3 - перегрузочный пункт; 4 - рудный склад на поверхности; 5 – рудоспуск; 6 - подземный автомобильный уклон; 7 - транспортные выработки горизонта; 8 - капитальный рудоспуск; 9 - карьерный съезд.

2. Вариант перемещения руды прибортовых запасов без использования карьерного пространства (рис. 3).

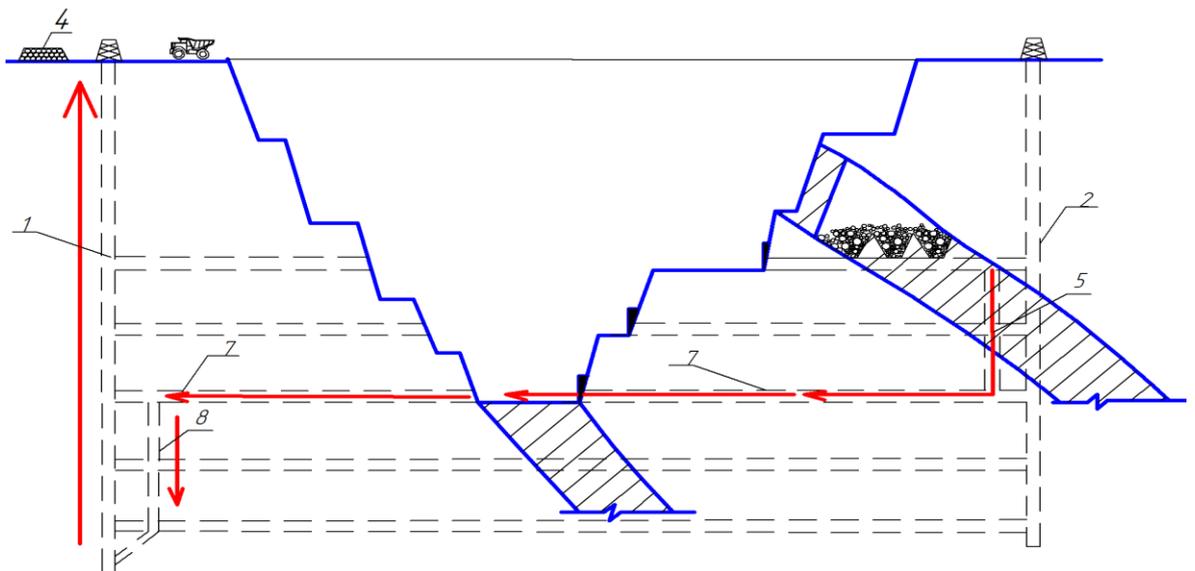
Подъем руды на поверхность производится по вертикальному стволу. При использовании клетьевого вертикального ствола отбитая руда самоходными машинами доставляется до пункта перегрузки в вагонетках электровозного состава, транспортируется до руддвора ствола и путем обмена порожних вагонеток на груженные в клетях выдается по стволу на поверхность. На поверхности, рудная масса из вагонеток, перегружается в приемный бункер, откуда она поверхностным транспортом перемещается на склад руды. (рис. 3,а).

В случае использования концентрационного горизонта отбитая руда самоходными погрузочно-доставочными машинами доставляется до рудоспуска, перепускается до откаточного горизонта, перегружается в вагонетки и транспортируется до опрокидывателя руддвора скипового ствола. Далее руда через бункер и дозатор загружается в скипы и поднимается до поверхности, где она перегружается в бункер, а затем на поверхностный транспорт (рис. 3.б).



БЛ → ПДМ → ПРудс → ПодзЭл → ПодКл → ПогПов → ПовТр → РС

б)



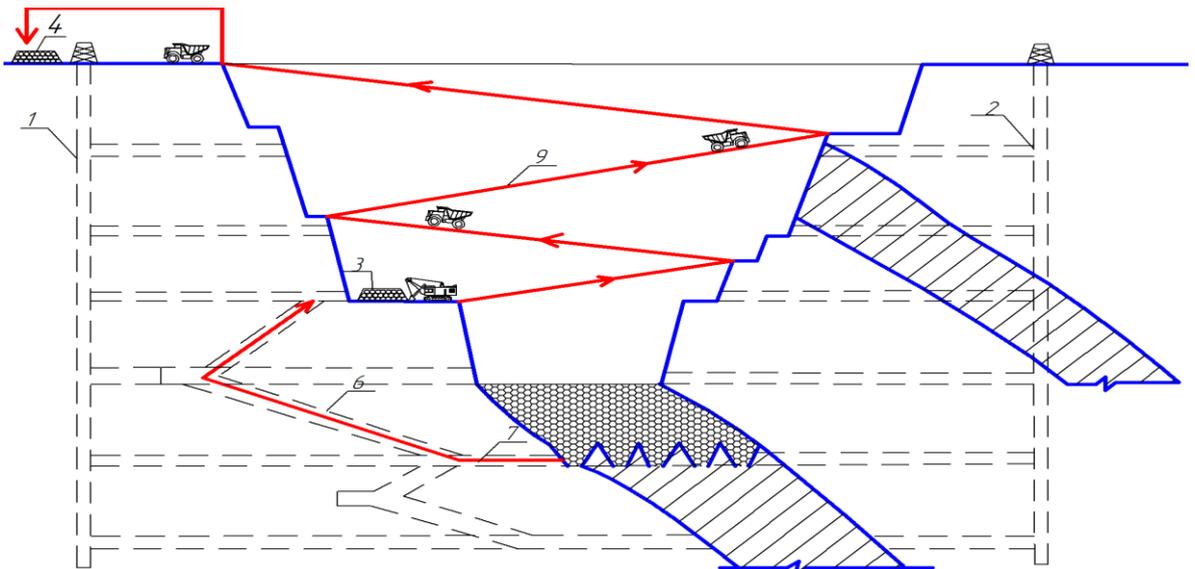
БЛ → ПДМ → ПРудс → ПодзЭл → ПерОКД → ПогСК → ПодСК → РазгСК → ПогПов → ПовТр → РС

Рисунок 3 - Технологическая схема перемещения рудной массы прибортовых запасов на поверхность без использования карьерного пространства: а) – клетевым подъемом; б) – скиповым подъемом. 1- Клетевой ствол; 2- Вентиляционный ствол, 3 - перегрузочный пункт; 4 - рудный склад на поверхности; 5 – рудоспуск; 6 - подземный автомобильный уклон; 7 - транспортные выработки горизонта; 8 - капитальный рудоспуск; 9 - карьерный съезд.

3. Вариант перемещения руды придонных запасов с использованием карьерного пространства.

Подъем руды производится автосамосвалами: подземными по наклонному стволу и карьерными по транспортным бермам.

Отбитую руду доставляет самоходными машинами, грузят в шахтные самосвалы, поднимают до перегрузочного горизонта на дне карьера. Из штабеля рудная масса экскаватором или ковшевым погрузчиком загружается в карьерные автосамосвалы, поднимается на поверхность и далее транспортируется до рудного склада обогатительной фабрики или рудника (рис. 4). Возможен вариант без устройства перегрузочного пункта, когда подземными автосамосвалами типа МоАЗ добытая руда транспортируется на рудный склад.



БЛ → ПДМ → ПодАвт → ПерКар → КарАвт → ПерПов → ПовТр → РСОФ

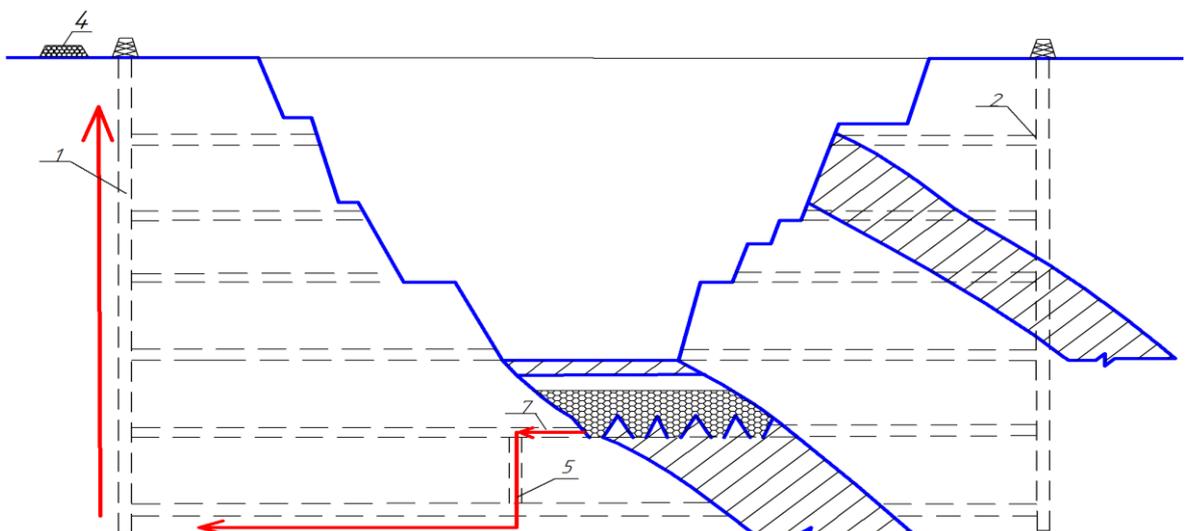
Рисунок 4 - Схема перемещения придонных запасов руды с использованием карьерного пространства и наклонного автомобильного ствола; 1- Клетевой ствол; 2- Вентиляционный ствол, 3 - перегрузочный пункт; 4 - рудный склад на поверхности; 5 – рудоспуск; 6 - подземный автомобильный уклон; 7 - транспортные выработки горизонта; 8 - капитальный рудоспуск; 9 - карьерный съезд.

4. Вариант перемещения руды придонных запасов без использования карьерного пространства (рис. 5).

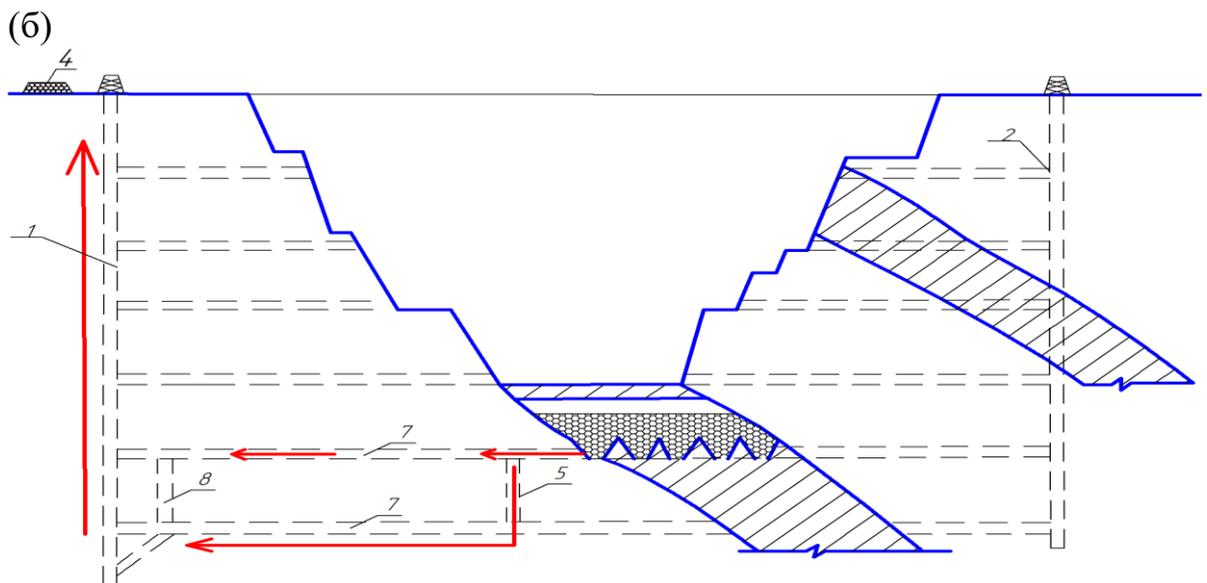
Подъем руды на поверхность производится по вертикальному стволу с использованием клетьевого (рис. 5, а) или скипового подъема (рис. 5,б).

Технологическая схема перемещения аналогична схеме 2.

(а)



БЛ → ВПМех → ПодзЭл → ПодКл → ПогПов → ПовТр → РС



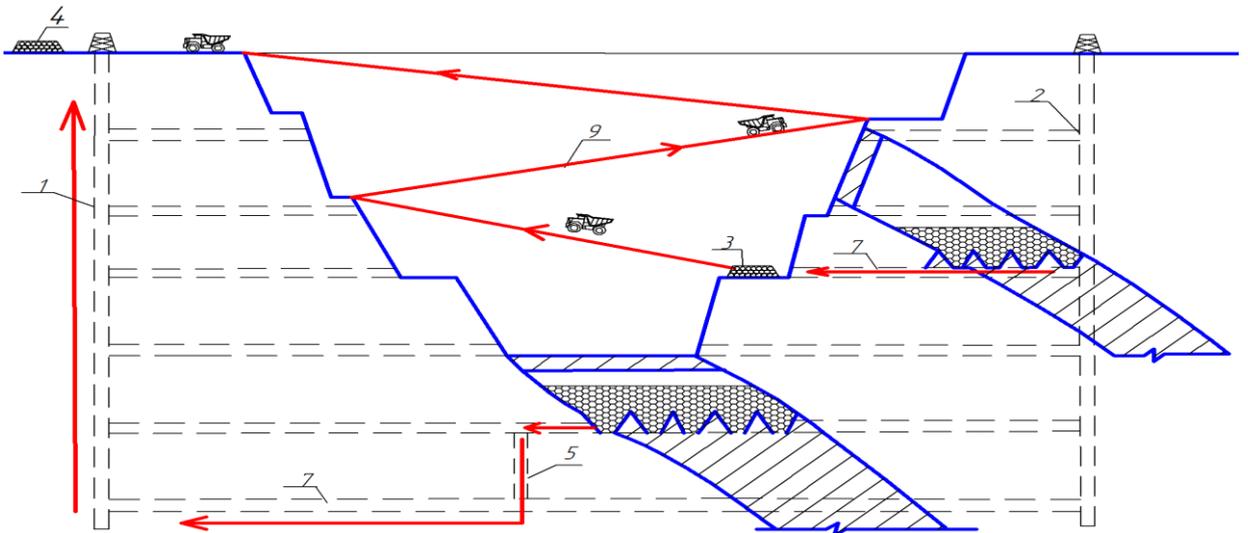
БЛ → ПДМ → ПРудс → ПодзЭл → ПерОКД → ПогСК → ПодСК → РазгСК → ПогПов → ПовТр → РС

Рисунок 5 - Схема перемещения руды придонных запасов без использования карьерного пространства: а) - выдача руды на поверхность по клетьевому стволу; б) - выдача руды на поверхность по скиповому стволу. 1- Клетьевой ствол; 2- Вентиляционный ствол, 3 - перегрузочный пункт; 4 - рудный склад на поверхности; 5 – рудоспуск; 6 - подземный автомобильный уклон; 7 - транспортные выработки горизонта; 8 - капитальный рудоспуск; 9 - карьерный съезд.

5. Вариант перемещения рудной массы из прибортовых и придонных запасов с использованием карьерного пространства.

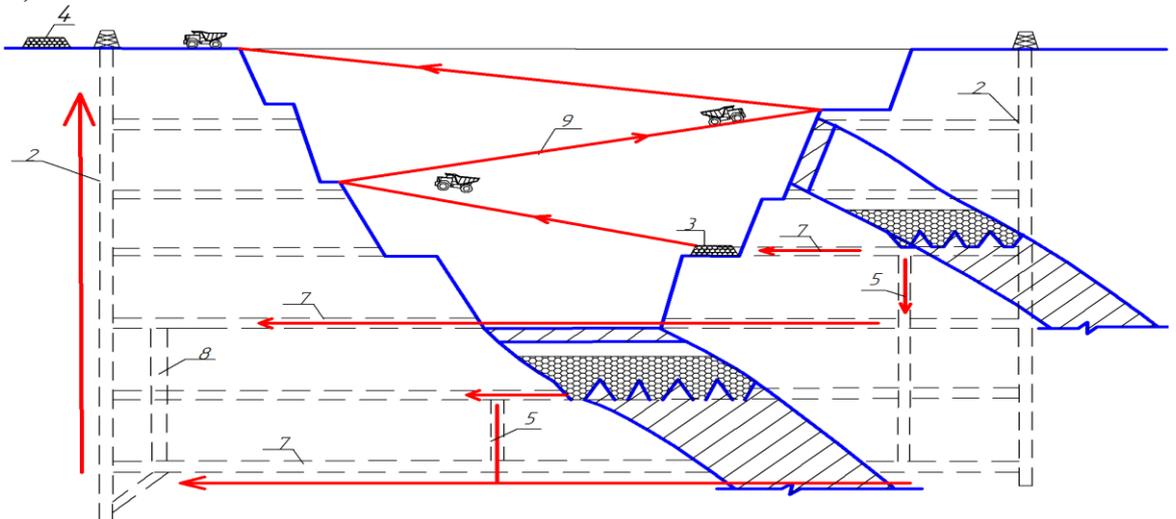
Подъем руды производится автосамосвалами: подземными по наклонному стволу придонных запасов и карьерными по транспортным бермам прибортовых и придонных запасов (рис. 6). Технологическая система перемещения аналогична схемам (рис. 2 и 3).

а)



Прибортовые: БЛ → ПДМ → ПодзАвт → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РС

Придонные: БЛ → ПДМ → ПРудс → ПодзЭл → ПодКЛ → ПовТр → РС
б)



Прибортовые: БЛ → ПДМ → ПодзАвт → ПергКар → КарАвт → ПовТр → РС

Придонные: БЛ → ПДМ → ПодАвт → ПодзРудс → ПодСК → ПовТр → РС

Рисунок 6 - Схема транспортирования руды прибортовых и придонных запасов с использованием карьерного пространства и подземных рудовыдачных выработок а – выдача на поверхность рудной массы прибортовых запасов; б - придонных запасов. 1- Клетевой ствол; 2- Вентиляционный ствол, 3 - перегрузочный пункт; 4 - рудный склад на поверхности; 5 – рудоспуск; 6 - подземный автомобильный уклон; 7 - транспортные выработки горизонта; 8 - капитальный рудоспуск; 9 - карьерный съезд.

1Методика сравнительной оценки эффективности элементов технологических схем транспортирования рудной массы

В основу методики сравнительной оценки эффективности отдельных элементов положены эксплуатационные расходы на транспортирование объема руды в пределах элемента и в конечном итоге себестоимость транспортирования 1 тонны руды, включающей доставку, транспортирование в подземных выработках или на поверхности, подъем руды шахтный или карьерный

Установленные аналитические зависимости по каждому элементу технологической схемы транспортирования рудной массы при подземной отработке подкарьерных запасов сведены в таблицу 2.

Таблица 2 - Характеристика и аналитические зависимости затрат элементов системы на перемещение руды при освоении приконтурных запасов

№ п/п	Наименование элемента	Характеристика перемещения	Условное обозначение аргумента	Единица измерения	Аналитические зависимости расчета затрат на перемещение 1 тонны руды, руб./т.
1	2	3	4	5	6
1	Выпуск, погрузка, доставка	Длина доставки	l_0	м	$C_{дост} = 2,1888 + 0,07104 L_0$
2	Подземный транспорт автомобильный	Погрузка из рудоспуска, транспортирование	L_{mp}^{ac}	км	$C_{mp}^p = 2,39 + 14,438L_{mp}$
3	Подземный транспорт автомобильный	Погрузка ПДМ, транспортирование	L_{mp}^{ac}	км	$C_{mp}^{ПДМ} = 3,66 + 14,438L_{mp}$
4	Подземный транспорт электровозный	Электровоз К14М, вагон ВГ-4,5А, транспортировка	L_{mp}	км	$C_{mp} = 6,4 + \frac{2,7}{A} + \frac{0,8N_n}{A} + 1,6L_{mp}^{эл}$
5	Перегрузка руды в карьерный автосамосвал	Экскаватор, погрузчик	<i>Себе-стоимость</i>	т	$C_{пер}^{экс} = 108,1$
6	Подъем руды карьерным автосамосвалом	Самосвалы БЕЛАЗ, грузоподъемностью 40-110т, подъем на поверхность	H	м	$C_{под} = (0,5294 - 0,0016Q^{ac}) * H$
7	Подъем руды шахтными автосамосвалами	МоАЗ-7456	H	м	$C_{под}^{ac} = 0,66H$
8	Шахтный подъем	Клетевой	H	м	$C_{под}^{кл} = 78,75 + 0,1625 H$
9	Шахтный подъем	скиповой	H	м	$C_{ск} = 85 + 0,15H$
10	Поверхностный транспорт	Автосамосвалы	$L_{нов}$	м	$C_{нов} = 32,2L_{нов}$
11	Перегрузка руды через рудоспуск	Погрузка руды в автосамосал или вагон через люк или ВДПУ	$C_{пер}$	т	$C_{пер}^{ВДПУ} = 2,56$

Таким образом, установленные аналитические зависимости стоимостных показателей элементов транспортных схем от длины доставки, транспортирования, годовой производительности, высоты подъема позволяют произвести сравнительную оценку эффективности возможных вариантов технологических схем транспортирования рудной массы.

Для реализации проведенных теоретических исследований и результатов технологического моделирования был разработан алгоритм выбора технологической схемы транспортирования рудной массы при освоении подкарьерных запасов подземным способом, представлены на рис. 7. Методика выбора рационального варианта основана на использовании различных сочетаний оптимальных технологических схем транспортирования рудной массы с требуемым уровнем надежности на весь период отработки подкарьерных запасов. В предлагаемой методике производится обоснование структуры технологической схемы перемещения, выбор типа оборудования и расчет надежности транспортной схемы, обеспечивающей стабилизацию качества и объемов рудопотоков, необходимую производительность осваиваемых участков.

Выбор технологической схемы транспортирования рудной массы при отработке подкарьерных запасов предполагается начинать с оценки горно-геологических, горнотехнических условий разработки запасов в переходной зоне с использованием разработанной классификации технологических схем транспортирования рудной массы; состояния карьерного пространства, степени готовности подземных вскрывающих и подготовительных выработок, оснащенности транспортными средствами.

Далее производится оценка месторасположения объектов и качества запасов относительно контура карьера, т.е. распределения запасов в бортовой и придонной зонах с целью определения оптимальной, точки зрения минимальных эксплуатационных затрат, транспортной схемы транспортирования рудной массы на поверхность.

Для запасов, расположенных в борту карьера, определяющим фактором является наличие рудовыдачной штольни и транспортных коммуникации карьера.

При их наличии, на следующем этапе предлагаемого алгоритма производится определение глубины залегания запасов относительно уровня расположения штольни. Если приборные запасы расположены выше уровня заложения штольни, тогда производится выбор варианта технологической схемы перемещения рудной массы с использованием карьерного пространства. Если запасы располагаются ниже уровня рудовыдачной штольни, то выбирается технологическая схема перемещения рудной массы с использованием клетового подъема. Данный вариант оптимален и в том случае, когда нет возможности использовать карьерное пространство для выдачи рудной массы на поверхность.

При выборе оптимальной транспортной схемы при отработке придонных запасов определяющим фактором является наличие введенного в эксплуатацию шахтного подъема. В том случае, когда нет возможности задействовать шахтный подъем, применяется технологическая схема перемещения рудной массы с использованием карьерного пространства.

При наличии шахтного подъема на следующем этапе определяется его тип. Если имеется возможность осуществлять выдачу рудной массы на поверхность с использованием клетового подъема, при разнице отметок концентрационных горизонтов скипового и клетового подъема меньше 150 м, этот вариант будет предпочтительным. Если разница отметок концентрационных горизонтов скипового и клетового подъема превышает 150 м, оптимальным вариантом будет являться технологическая схема перемещения рудной массы на поверхность с использованием скипового подъема.

На следующем этапе предлагаемой методики выбора предпочтительного варианта перемещения рудной массы на поверхность производится оценка качества и соотношения объемов запасов, расположенных в приборной и придонной частях карьера. В зависимости от качества и соотношения запасов согласно рекомендациям, производится выбор оптимальной структуры технологической схемы транспортирования рудной массы на весь период освоения запасов переходной зоны.

На заключительном этапе осуществляется расчет и выбор типа транспортных машин и оборудования для обоснованной ранее структуры

технологической схемы перемещения рудной массы а также производится оценка ее надежности на основе расчета коэффициента готовности элементов всей транспортной схемы.

Разработанный алгоритм позволяет определить оптимальную технологическую схему транспортирования рудной массы на поверхность из различных участков добычи, расположенных относительно контура карьера, с требуемыми количественными и качественными показателями формируемых рудопотоков.

Выбор оптимальной технологической схемы транспортирования рудной массы на поверхность при отработке запасов переходной зоны позволяет обеспечить экономию за счет снижения себестоимости добычи полезного ископаемого, минимизации затрат на транспортирование рудной массы, спрогнозировать срок использования карьерного пространства в качестве рудовыдачной выработки и, тем самым, исключить непроизводительные затраты на его поддержание по окончании отработки прибортовых запасов.

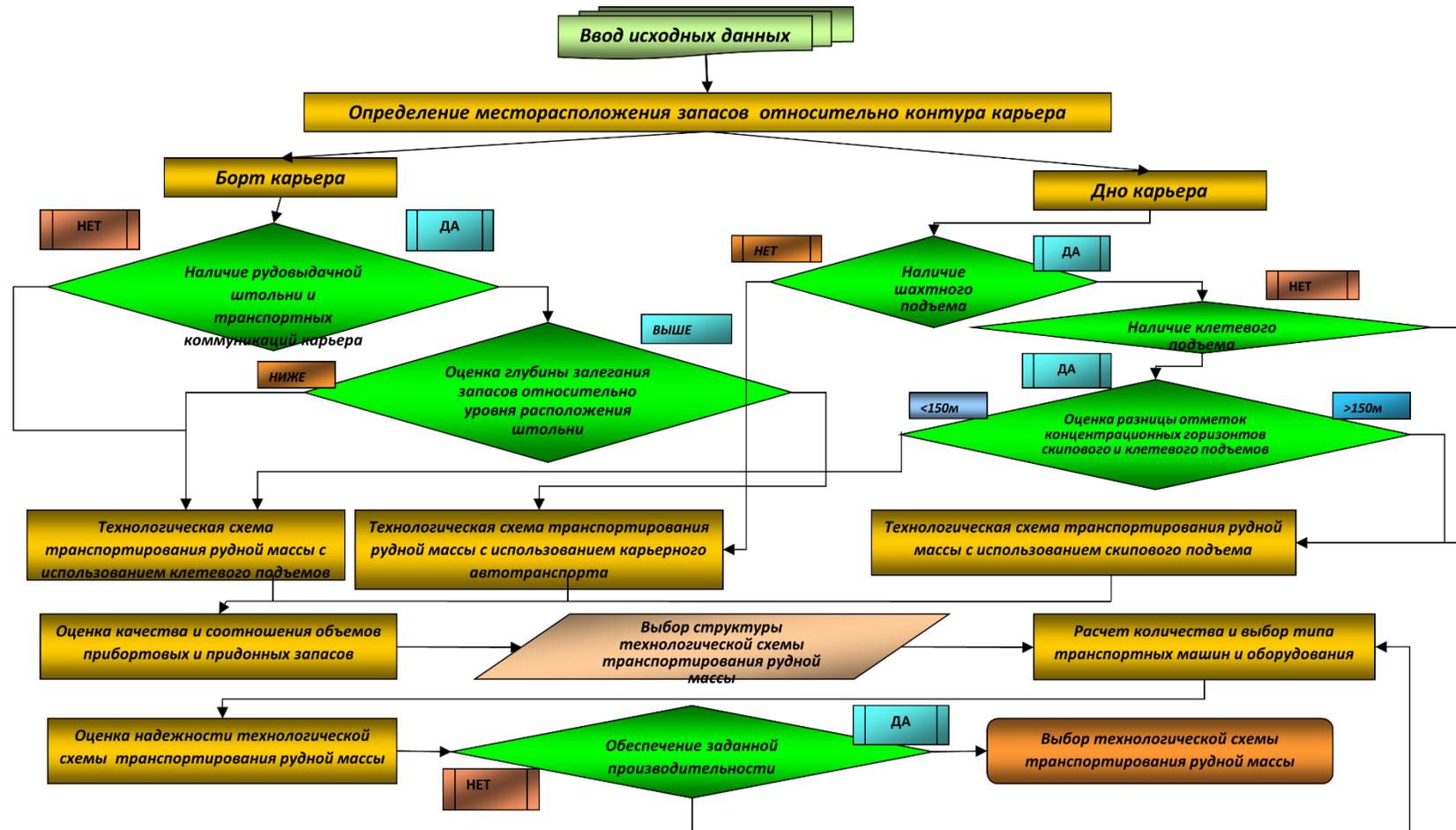


Рис. 7 - Алгоритм выбора технологических схем транспортирования рудной массы при подземной разработке подкарьерных запасов

1.9 Выбор оборудования, обоснование количества в зависимости от производственной мощности

Обосновать количество оборудования в зависимости от производственной мощности рудника и эксплуатационной производительности оборудования.

1.10 Определение капитальных затрат для 2 вариантов вскрытия месторождения

Капитальные затраты открытого способа разработки определяются:

$$K^{огр} = W_{нан} C_{д.р.}^{огр}$$

где $W_{нан}$ —масса наносов в контурах карьера, т; $C_{д.р.}^{огр}$ — себестоимость выемки наносов, руб/т

Капитальные затраты на строительство открыто-подземного яруса включаются в капитальные затраты подземного способа освоения месторождения, так как при добыче запасов руды ОПЯ строительство всех необходимых горно-капитальных выработок осуществляется силами подземного рудника:

$$K^{пгр} = 1,2^5 * 31 \left[10,7 + \frac{5867}{A_{пгр}} \right] (N_{пгр} + N_{опя})$$

1.11 Расчет совокупного дохода от освоения месторождения и выбор наиболее экономически эффективного варианта комбинированной разработки

Доход, получаемый при освоении запасов месторождения, определяется исходя из стоимости добытого металла за вычетом затрат на добычу полезного ископаемого:

$$Д = (M^{огр} + M^{опя} + M^{пгр}) C_k - Z_{общ}$$

Где C_k — цена 1т концентрата, руб/т

$$C_k = C_б \alpha_k K_\$ K_c$$

Где C_6 – биржевая ценность полезного компонента, $\$/m$; $K\$$ - курс доллара, руб./ $\$$; $K_ц$ – доля горно-обогатительного предприятия в цене металла (0,65)

Удельный доход на 1 т извлекаемого металла определяется:

$$D_{уд} = C_k - \frac{Z_{общ}}{M_{огр} + M_{опя} + M_{пгр}}$$

В зависимости от глубины перехода на открыто-подземный ярус определяются общие затраты и общий доход для каждого значения глубины карьера. По построенным графическим зависимостям совокупных затрат и дохода определяются соответствующие оптимальные значения, которые и указывают на рациональную глубину перехода на открыто-подземные технологии.

Результаты расчета совокупных затрат и дохода от освоения месторождения комбинированным способом и соответствующие удельные значения на 1т балансовых запасов и на 1 т извлекаемого металла на всех этапах отработки запасов месторождения в функции от глубины перехода на открыто-подземные технологии заносятся в таблицу. По данным таблицы строятся графические зависимости совокупных и удельных затрат и дохода от глубины перехода на открыто-подземный способ.

Таблица – Объемы руды и вскрыши в контурах карьера различной глубины

Н,м	Добщ, руб	Zобщ, т	Мобщ, т	Дуд, руб/т
$H^{i-1}+50$				

По результатам выполненных расчетов и построений, сведенных в общий отчет, делается вывод об области рационального применения открытых, открыто-подземных и подземных технологий при разработке месторождений комбинированным способом.

1.12 Мероприятия по обеспечению безопасного ведения горных работ

Какие требования промышленной безопасности необходимо соблюдать при ведении комбинированной разработки. (Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», утвержденных Приказом Ростехнадзора № 505 от 08.12.2020 г., зарегистрированными Минюстом России 21.12.20 г №61651).

Одно мероприятие разобрать детально.

Заключение

По выполненной работе сделать выводы по каждому пункту. Обосновать наиболее эффективный вариант вскрытия, схемы транспортирования.