

Практическое занятие № 1 по выбору оптимального варианта вскрытия месторождения

Последовательность выбора оптимального варианта вскрытия

Сначала осуществляется конструирование вариантов вскрытия месторождения из отдельных элементов, отвечающих данным горно-геологическим условиям, исключая лишь элементы, несовместимые между собой. Затем производится выбор наилучшего варианта вскрытия и подготовки на основе анализа расчетов затрат и эффектов. Если в результате анализа выявлен не один, а несколько равноценных вариантов, то выбор наилучшего из них следует производить по вспомогательным показателям (экологичность, надежность, безопасность, меньшие потери и т.д.).

Последовательность выбора следующая:

1. Необходимо сконструировать и выбрать технически возможные и целесообразные для данных горно-геологических условий варианты вскрытия;
2. Для каждого варианта определить количественные и качественные параметры:
 - размеры основных частей шахтного поля (горизонта, выемочного блока, этажа и т.д.);
 - технические характеристики процессов и объектов (сечение, длину, вид крепи, вид транспорта в капитальных выработках, тип подъемных установок, тип вентилятора главного проветривания и т.д.);
3. Нужно выполнить эскизы выбранных вариантов, с выделением выработок, проведение которых финансируется за счет инвестиций на строительство;
4. Для каждого варианта определить объемы работ по периодам их выполнения, а также объемы работ по учитываемым расходам;
5. На основании рассчитанных объемов работ для каждого варианта по стоимостным параметрам определить поквартальные инвестиционные, эксплуатационные затраты и прибыль при вводе рудника в эксплуатацию;
6. Подсчитать с учетом дисконтирования за весь срок существования рудника чистый дисконтированный доход (ЧДД или NPV) по варианту и выбрать экономически наиболее выгодный вариант.

Сравнение вариантов при выборе схемы вскрытия

В общем виде задача выбора оптимального варианта вскрытия месторождения решается на основе технико-экономического сравнения конкурентноспособных вариантов с учетом горно-геологических условий (угла падения, мощности, устойчивости руды, пород и др.), затрат на капитальное строительство и эксплуатацию вскрываемых выработок.

Затраты на капитальное строительство включают расходы на:

- 1) проведение вскрывающих выработок (стволов, штолен, квершлагов, околоствольных дворов, капитальных рудоспусков и капитальных восстающих);
- 2) оборудование поверхности шахты (копры, эстакады, бункеры, подъездные пути);
- 3) установку горного и электромеханического оборудования.

Затраты на проведение выработок подсчитывают по имеющейся калькуляции себестоимости проходки 1 м^3 выработки или принимаются по Единым районным единичным расценкам (например, ЕРЕР-40) либо по таблицам (Приложение 1).

Эксплуатационные расходы рассчитываются на следующие виды работ:

- 1) ремонт и поддержание выработок;
- 2) откатка руды по квершлагам, штольням;
- 3) подъем руды по стволам;
- 4) водоотлив и вентиляцию;
- 5) наземный транспорт руды от рудника до обогатительной фабрики.

При определении инвестиционных вложений необходимо учитывать не только первоначальные инвестиционные вложения на строительство рудника (или нового очистного горизонта) для достижения проектной мощности, но и также инвестиционные вложения будущих лет. Т.е. дополнительные вложения, осуществляемые в процессе эксплуатации рудника – для поддержания его проектной мощности на определенном уровне (затраты на углубку стволов, на удлинение трасс внутришахтного транспорта).

Алгоритм решения задачи (рис. 1) по выбору схемы вскрытия, при известной годовой производственной мощности рудника (A_r):

1. Балансовые запасы B ;
2. Количество добываемой руды D ;
3. Число этажей $N_{эт}$;
4. Продолжительность отработки месторождения T ;
5. Продолжительность отработки этажа $T_{эт}$;
6. Объем околоствольного двора:

- вертикального клетьевого, $V_{верт.кл.}$, тыс. т.,

где w - коэффициент водообильности, обычно $1 \text{ м}^3/\text{т}$, A_r – годовая производственная мощность рудника, млн. т.;

- наклонного, $V_{накл.}$, тыс.т.;

- вертикального скипо-клетьевого, $V_{верт.ск-кл}$, тыс. т.;

7. Шаг углубки (если есть), h_y , м,

где $W_{верт}$ - среднее понижение горных работ, м/год;

8. Первоначальная глубина проходки ствола, $H_{перв.}$, м;

9. Поперечное сечение ствола:

- вертикального, $S_{верт.}$, м^2 ;

- наклонного, $S_{накл.}$, м^2 ;

10. Поперечное сечение квершлагов, $S_{кв.}$, м^2 (не менее 12 м^2).

11. Поперечные сечения горно-капитальных выработок проверяются на скорость движения воздуха по ним, $S_{гкв}$, м².

$$S_{гкв} \geq \frac{Q}{[v]}, \text{ м}^2$$

где Q - потребное количество воздуха, м³/с:

$$Q = \frac{e \cdot A_{см} \cdot b_z \cdot 100 \cdot K_{зан}}{1000 \cdot c \cdot T \cdot 60}, \text{ м}^3/\text{с}$$

e – удельный расход ВВ на отбойку руды, обычно 0,3÷0,5 кг/т;

$A_{см}$ – сменная производительность рудника по горной массе т/см;

b_z – количество выделяющихся ядовитых газов при взрыве 1 кг ВВ, примерно равно 40 л/кг;

$K_{зан}$ – коэффициент запаса, равен 1,3÷1,4;

c – допустимая концентрация ядовитых газов в воздухе по СО равна 0,008 %;

T – минимальное время проветривания, равно 30 мин.;

$[v]$ – максимальная скорость движения воздуха по горным выработкам (минимальная скорость – 0,3 м/с):

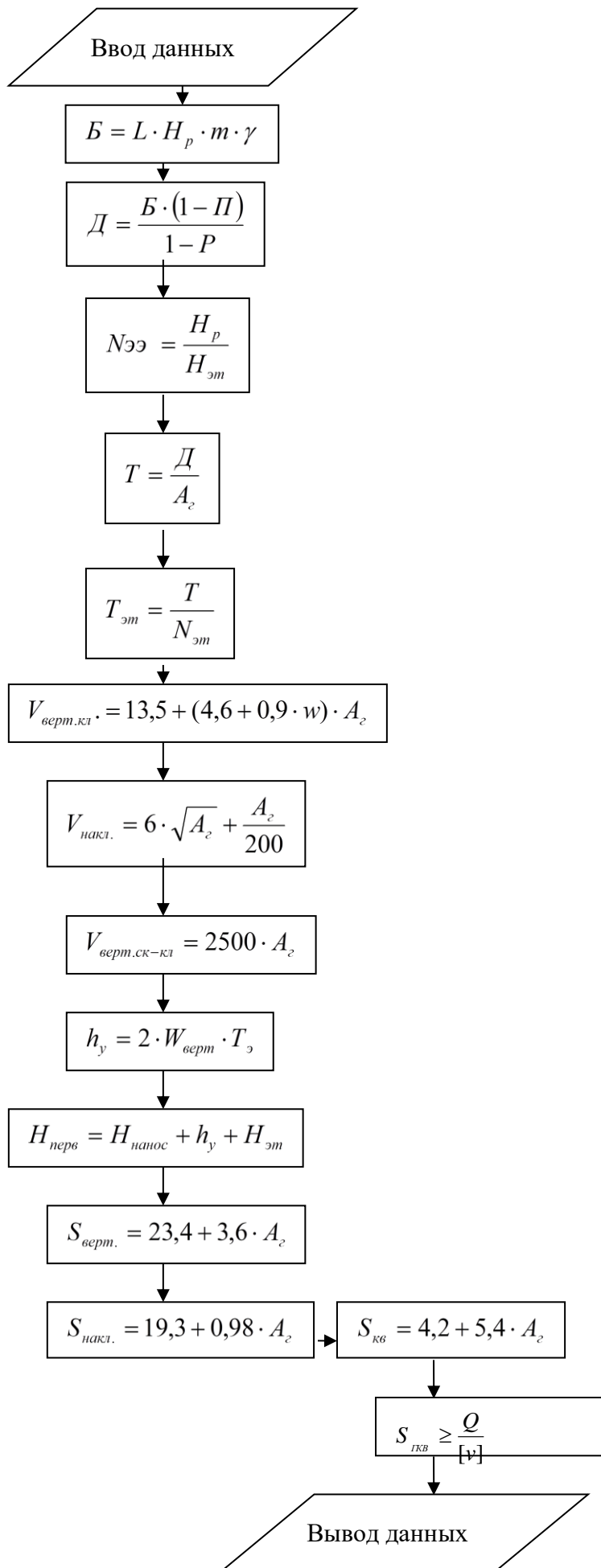
- по людскому стволу, по квершлагу, по основным штрекам, ортам – 8 м/с;

- по грузовому стволу, по вентиляционным шурфам без лестничного отделения – 12 м/с;

- по подготовительным и нарезным выработкам – 4 м/с.

Пример расчета

Мощность залежи $m=20$ м, длина по простиранию 600м, длина вскрест простирания 400 м, угол падения 3° , глубина разработки $P=320$ м, плотность руды $\gamma=3$ т/м³, коэффициент крепости породы 10, коэффициент извлечения руды $K_{изв}=0,95$, коэффициент разубоживания $P=0,1$, угол сдвижения налегающих пород 70° , годовая производственная мощность рудника $A_r=0,5$ млн. т/год, примерная рыночная стоимость добываемого металла (олово) $\Pi=10$ р./кг, среднее содержание в добытой руде $\alpha=3$ %.



Решение:

Для вскрытия месторождения могут быть применены следующие варианты:

- вскрытие вертикальным стволом с клетьевым или скиповым подъемом;
- вскрытие наклонным стволом с транспортированием руды самоходным оборудованием или с конвейерным транспортом.

При заданной относительно небольшой, годовой производительности применение скипа или конвейера на наклонном стволе не целесообразно, поэтому для технико-экономического сравнения вариантов оставляем вертикальный ствол с клетьевым подъемом и наклонный ствол с автомобильным подъемом. При сравнении затраты на проведение и эксплуатацию вспомогательных стволов, на водоотлив, вентиляцию не учитываем, т.к. они одинаковы для обоих вариантов.

Балансовые запасы руды:

$$B = L \cdot H_p \cdot m \cdot \gamma;$$

$$B = 600 \cdot 400 \cdot 20 \cdot 3;$$

$$B = 14,4 \text{ млн. т.}$$

Количество добытой руды:

$$D = \frac{B \cdot (1 - \Pi)}{1 - P}, \text{ причем } 1 - \Pi = K_{изв}$$

$$D = \frac{14,4 \cdot 0,95}{1 - 0,1}$$

$$D = 15,2 \text{ млн. т.}$$

Для наклонных и крутопадающих месторождений производственная мощность рудника определяется по формуле (увеличение годового понижения горных работ):

$$A_{\text{год}} = \frac{1 - \Pi}{1 - P} \cdot S \cdot V \cdot \gamma \cdot K_y \cdot K_m, \text{ т/год}$$

где Π - коэффициент потерь руды (в зависимости от выбранной системы разработки), дол.ед.;

P - коэффициент разубоживания руды (в зависимости от выбранной системы разработки), дол. ед.;

V – годовое понижение горных работ (табл. 1), м;

γ – объемный вес руды, т/м³;

K_m, K_y – коэффициенты, учитывающие мощность и угол наклона

залежи (табл. 2 и табл. 3)

S – средняя площадь горизонтального сечения рудного тела, определяемая по формуле:

$$S=L_{\text{пр}} \cdot m, \text{ м}^2. \quad (3)$$

Таблица 1 - Среднее годовое понижение очистной выемки, м

Длина рудного тела по простиранию, м	При числе одновременно работающих этажей		
	один	два	три
До 500	15...25	25...35	30...50
500...1000	15...25	20...30	25...30
1000...1500	12...18	15...20	–
Более 1500	10...15	12...18	–

Примечание: При разработке опасных по самовозгоранию руды или породы и указанной величине годового понижения вводится коэффициент 0,85...0,90

Таблица 2 - Поправочный коэффициент K_y для различных углов падения

Угол падения, град.	K_y
90	1,2
60	1,0
45	0,9
30	0,8

Таблица 3 - Поправочный коэффициент K_m для различной мощности месторождения

Мощность рудных тел	K_m
Мощность (до 5 м)	1,25
Средней мощности (5...15 м)	1,0
Мощные (16...25 м)	0,8
Очень мощные (свыше 25 м)	0,6

Продолжительность отработки месторождения:

$$T = \frac{D}{A_z}$$

$$T = \frac{15,2}{0,5}$$

$$T = 30 \text{ лет.}$$

Количество добываемого металла:

$$M = \alpha \cdot \frac{D}{T}$$

$$M = 0,03 \cdot \frac{15,2}{30}$$

$$M = 0,0152 \text{ млн. т./год}$$

$$M = 3800 \text{ т/квартал.}$$

Практическое задание № 1

Согласно выданного задания на курсовую работу (варианты исходных данных приведены в данном задании), выполнить:

- 1 Оценку исходных данных
 - 1.1 Описать геологическую характеристику месторождения
 - 1.2 Выбрать режим работы предприятия
 - 1.3 Обосновать способ отработки месторождения и предельную глубину горных работ
- 2 Описать основные этапы вскрытия месторождения
 - 2.1 Произвести подсчёт балансовых запасов
 - 2.2 Сделать выбор системы разработки и высоты этажа
 - 2.3 Определить производственную мощность и срок существования рудника
- 3 Обосновать 2 варианта вскрытия
 - 3.1 Сделать выбор вариантов вскрытия месторождения
 - 3.2 Обосновать тип, число и назначение вскрывающих выработок и схемы их расположения