



Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ К ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ
РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ**

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

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: Волков П.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

Практическое занятие №1.

Тема: «Критерии экономической оценки для решения задач проектирования горных предприятий».

В экономической практике, а также в теории и практике выбора горнотехнических решений известно много показателей, применяемых в качестве критериев оценки вариантов и определения эффективности производства. Какой из них выбрать в качестве оценочного?

Во первых нужно определиться с **уровнем** решения задачи, т.е. с учетом интересов какого **уровня** решается задача:

1* добычного участка, рудника, рудоуправления, комбината, объединения, или:

2* отрасли и экономики страны в целом.

Из них первый - **низший** уровень, последний - самый **высший**.

На наиболее **высоком уровне** для оценки результатов деятельности горнорудных измерителем эффективности является **валовая продукция (национальный доход) или чистая продукция**.

Валовая продукция - это совокупность всей произведенной из добытой рудной массы конечной продукции, выраженная в оптовых ценах.

Чистая продукция - это вновь созданную стоимость, т.е. валовую продукцию за вычетом **материальных затрат** (на материалы, энергию и амортизацию основных средств).

Применяется также показатель **чистого дохода**, который представляет собой валовую продукцию за вычетом материальных затрат и расходов на оплату труда (заработная плата, отчисления в соцстрах и т.д.).

На более **низком уровне** - на уровне горных предприятий применяют:

себестоимость руд и концентратов с учетом их ценности,

Прибыль, рентабельность производства, величина и срок окупаемости капитальных вложений, дифференциальная горная рента, удельные капитальные затраты, приведенные затраты, замыкающие затраты, а также другие показатели, учитывающие **ценность добываемой рудной массы, ущерб** окружающей среде и другие.

Для определения эффективности капиталовложений при проектировании и строительстве рудников, а также и для оптимизации их параметров расчеты должны осуществляться на основе методик, инструкций и т.п., утвержденных государственными органами и являющихся официальными документами.

Эффективность капитальных вложений

Одним из главных показателей эффективности (критериев) принимаемых решений является величина **капитальных вложений и их эффективность**.

Итак:

1. В качестве критерия могут выступать **капитальные вложения** – все денежные расходы на строительство новых, реконструкцию и модернизацию действующих предприятий (общей суммой **Кап-вложений** обычно пользуются при обосновании проектных решений с **одинаковым** объемом продукции).

2. Если объемы различны используют **удельные капитальные вложения**:

$$k_y = K/A$$

Как оценивать эффективность капитальных вложений?

а) в целом по экономике за критерий **абсолютной экономической эффективности капитальных вложений** принимают величину прироста национального дохода ΔD по отношению к капитальным вложениям K , вызвавшим этот прирост

$$\mathcal{E}_{нк} = \frac{\Delta D_k}{K};$$

б) по **отраслям** промышленности за критерий принимали отношение прироста годового объема чистой продукции к капитальным вложениям, вызвавшим этот прирост в рублях на рубль капитальных

затрат

$$\mathcal{E}_{\text{чп}} = \frac{\Delta\text{ЧП}}{K},$$

где $\Delta\text{ЧП}$ - прирост чистой продукции;

в) по **предприятиям** в качестве эффективности используют **рентабельность капитальных вложений**

$$\mathcal{E}_{\text{п}} = \frac{\Delta\Pi}{K},$$

где $\Delta\Pi$ - прирост прибыли, вызванный капиталовложениями K ;

г) по вновь строящимся предприятиям, цехам, объектам, показатель рентабельности, который определяли как отношение **прибыли** к капитальным вложениям

$$\mathcal{E}_{\text{кп}} = \frac{\Pi - C}{K_c},$$

где Π - годовой выпуск рудной массы по конечной продукции в оптовых ценах предприятия (без налога с оборота);

C - себестоимость годового выпуска продукции;

K_c - сметная стоимость строительства объекта.

Срок окупаемости капитальных вложений - отношение капитальных затрат к полученной экономии.

$$T = K/\mathcal{E}$$

Эффективность капитальных затрат считается допустимой, если они окупались в течение нормативного срока T_n , когда выдерживается нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат $E_n \geq K/T_n$. В черной и цветной металлургии E_n был принят равным 0.15, а срок окупаемости $T_n = 1/E_n$ лет равным 6.7 года.

Приведенные затраты

Если сравниваемые варианты отличались не только по величине капиталовложений, но и по себестоимости, т.е. в наиболее общем случае, сравнение осуществляли на основе **критерия приведенных затрат**. Этот критерий был рекомендован "Типовой методикой" и применялся наиболее широко при сравнении вариантов, обеспечивающих одинаковое качество продукции.

1.) При сравнении эффективности капиталовложений на объектах с неизменной производственной мощностью и одинаковым качеством продукции применяется критерий :

Приведенные затраты - это сумма себестоимости (текущих расходов) и капитальных вложений, приведенных к одинаковой размерности на основе норматива эффективности (руб.)

$$C_{\text{пр}} = C + E_n K \quad \text{или} \quad K + T_n C = C_{\text{пр}},$$

где C - сумма текущих годовых затрат (себестоимость) по варианту;

K - капитальные затраты по варианту;

E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (ранее принимался $E_n = 0.15$);

T_n - нормативный срок окупаемости капитальных вложений (ранее принимался $T_n = 6.7$ лет).

В **условиях рынка коэффициент эффективности** капиталовложений может быть установлен исходя из **допустимого по условиям срока окупаемости капиталовложений или из условия обеспечения какого-то требуемого уровня прибыльности.**

Пример.

Если по условиям окупаемости взятого в кредит капитала K под годовой процент равный P требуется не более T лет, то допустимый коэффициент эффективности капиталовложений при возможной годовой прибыли равной $\Pi = A(\Pi_d - c_d)$ определится как

$$E_n = \frac{A(\Pi_d - c_d)}{K \left(1 + \frac{P}{100} \right) T}$$

2) Если сравниваемые варианты отличаются по величине годовой производственной мощности, то более рационально пользоваться **критерием удельных приведенных затрат (руб/т)**

$$c_{\text{пр}} = c + E_n K_{\text{уд}},$$

где $K_{\text{уд}}$ - удельные капиталовложения на 1 т годовой добычи;

c - себестоимость добычи единицы продукции, руб/т.

На основе определения **минимума удельных приведенных затрат** при оптимизации параметров горнорудных предприятий решались задачи по установлению оптимальной производственной мощности рудника, по выбору параметров и других технических решений для тех случаев, когда сравниваемые варианты обеспечивают примерно одинаковое качество производимой продукции и срок работы предприятия.

Главный недостаток приведенных затрат, как критерия оценки, заключается в том, что в них не учитывается качество и ценность получаемой продукции, а также полнота использования недр.

* При сравнении эффективности капиталовложений на рудниках с неизменной производственной мощностью и **разным качеством** продукции этот **критерий приведенных затрат** имеет вид

$$c_{\text{пр}} = (c + E_n K) \frac{a_6}{a},$$

где c - сумма текущих годовых затрат (себестоимости) по варианту;

K - капитальные затраты по тому же варианту;

E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

a_6 и a - содержание металла в добываемой рудной массе при базовом и другом вариантах, %.

Если сравниваемые варианты отличаются по величине годовой производственной мощности, то более рационально пользоваться **критерием удельных приведенных затрат** в расчете на 1 т рудной массы с каким-то базовым содержанием в ней металлов

$$c_{\text{пр}} = \frac{a_6}{a} (c_{\text{д}} + E_n K_{\text{уд}}),$$

где $K_{\text{уд}}$ - удельные капиталовложения в руб. на 1 т годовой добычи;

$c_{\text{д}}$ - себестоимость добычи единицы продукции, руб/т.

Этот критерий является основным при решении многих проектных задачи.

Если руды многокомпонентны, особенно при комплексном их использовании, то **качество добываемого полезного ископаемого не может быть определено только содержанием одного металла**. В этих случаях необходимо пользоваться формулой приведенных затрат в расчете на 1 т руды с **базовой ценностью** (за базовый может приниматься любой вариант)

$$c_{\text{пр}} = \frac{\Pi_{\text{дб}}}{\Pi_{\text{д}}} (c_{\text{д}} + E_n K_{\text{уд}}),$$

где $\Pi_{\text{дб}}$ и $\Pi_{\text{д}}$ - извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и новом вариантах, руб/т.

Обязательным условием правильности применения критерия приведенных затрат для решения задач оптимизации параметров рудников и технологии горных работ при проектировании горнорудных предприятий должно быть обеспечение условия сравнимости вариантов не только по качеству (ценности) получаемой продукции, но и по уровню использования недр.

Учет фактора времени

В расчетах эффективности при сравнении вариантов необходимо учитывать **фактор времени**.

Этот учет **основан** на количественной **оценке ущерба**, получаемого в результате временного замораживания капитальных вложений.

Если по какому-то объекту капитальные вложения откладываются на несколько лет, то они будут использованы для строительства других объектов и к концу первого года дадут **эффект**, равный **нормативному коэффициенту приведения разновременных затрат** и превратятся в сумму:

$$K + K * E_{\text{нн}} = K(1 + E_{\text{нн}}),$$

А к концу периода из T лет в сумму:

$$K_{\text{пр}} = K(1 + E_{\text{нн}})^T,$$

ТО ЕСТЬ!!!

Для сравнения с **немедленно (сейчас)** вкладываемыми деньгами, деньги, которые должны быть вложены **через T лет** следует разделить на **коэффициент приведения** (дисконтирования) - B

$$B = (1 + E_{\text{нн}})^T$$

Обратная величина $1/(1 + E_{\text{нн}})^T$ называется **коэффициентом отдаления затрат**

$$B^t = 1/(1+E_{nn})^t$$

Раньше E_{nn} - норматив для приведения разновременных затрат, принимался равным 0.08 ;

Пример.

Каждый рубль, вложенный в строительство рудника за пять лет до начала его эксплуатации при $E_{nn} = 0.08$ можно оценить на **момент начала** по формуле, как

$$(1 + 0.08)^5 = 1.47,$$

а каждый рубль, затраченный на добычу руды через 5 лет после начала эксплуатации, приведенный к моменту начала добычи, по формуле оценивается в руб., как

$$\frac{1}{(1 + 0.08)^5} = 0.68.$$

Оценка затрат и прибыли в зависимости от времени их вложения и получения, приведенные к моменту начала эксплуатации рудника, характеризуются схемой на рисунке.

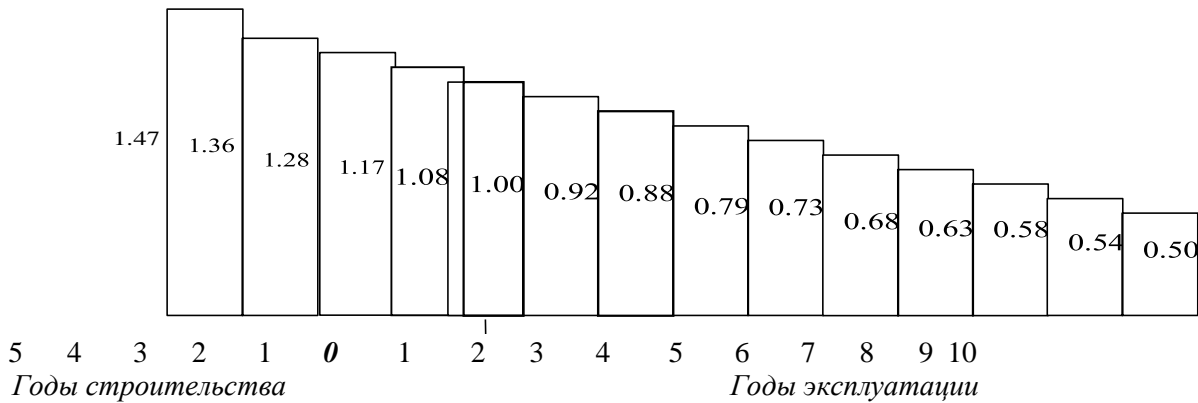


Рис. Схема, поясняющая приведение затрат прошлых и будущих лет к первому году эксплуатации

В заключение рассмотрим пример выбора варианта по различным критериям.

Пример. Имеется три варианта строительства (таблица)

Показатели	Затраты, млн. руб. по вариантам		
	1	2	3
К	25	20	18,5
С	2	2,3	2,7
С+ЕК	$2+0,12*25=5$	$2,3+0,12*20=4,7$	$2,6+0,12*18,5=4,8$

Итак, по приведенным затратам лучший вариант-2.

Однако, если по первому варианту вложения 25 млн. руб. провести не одновременно, а в три этапа: сначала 12, через 5 лет – 7, и еще через 5 лет 6 млн.руб., то с учетом фактора времени

$$K_{np} = 12+7/(1+0.08)^5 + 6/(1+0.08)^{10} = 19,6 \text{ млн.руб.}$$

а приведенные затраты равны

$$C_{np} = 2+0,12*19,6 = 4,4 \text{ млн.руб.}$$

Первый вариант выгоден!!!!

Практическое занятие № 2.

Тема: «Решение задач по темам курса».

1. Определить средний и граничный коэффициент вскрыши.

Исходные данные.

Извлекаемые запасы руды - $P = 10^7 \text{ м}^3$,

Общий объем вскрыши - $V = 1,8*10^7 \text{ м}^3$,

Себестоимость подземной добычи – 370 руб/м^3 ,

Себестоимость добычи руды открытым способом - 120 руб/м^3 ,

Себестоимость вскрыши – 100 руб/м^3 .

2. Определить по методике ВНИМИ норматив подготовленных и готовых к выемке запасов для сис-

темы разработки с магазинированием руды.

Исходные данные:

$q_n = 3$ - запасы руды, извлекаемые в стадии нарезных работ в блоке, тыс. т.,

$q_o = 16$ - запасы руды, извлекаемые в стадии очистных работ, тыс. т.,

$a_n = 1000$ - производительность блока в стадии нарезных работ, т/мес.,

$a_o = 2500$ - производительность блока в стадии очистных работ, т/мес.,

$v_t = 0,15$ - коэффициент вариации времени отработки блока, д. е.

3. Определить показатели валовой и извлекаемой ценности.

Исходные данные:

$c = 12$ - содержание металла в балансовой руде, %,

$C = 15$ - отпускная цена на металл в руде, тыс. руб/т,

$\varepsilon_o = 0,86$ - коэффициент извлечения при обогащении, д. е.,

4. Определить срок начала проходки ствола по отношению к началу эксплуатации нового рудника.

Исходные данные

$v_c = 50$, $v_k = 60$, $v_{ш} = 70$ - соответственно скорости проходки ствола, проходки квершлага и штрека, м/мес;

$V_o = 12000 \text{ м}^3$, $v_o = 3000 \text{ м}^3/\text{мес}$ - объем и производительность проходки околоствольных дворов;

$H = 300$, $L_k = 250$, $L_{ш} = 700$ - глубина ствола, длина квершлага и штрека, м;

$t_{\text{бл}} = 3$ - время подготовки блока, мес.; $t_{\text{рв}} = 36$ - норматив вскрытых запасов, мес.

5. Определить количество блоков в стадиях подготовки, нарезки очистной выемки,

Исходные данные:

$N = 20$ - общее количество одновременно работающих блоков,

$t_n = 3$ - время подготовки блока, мес.,

$t_{ш} = 2$ - время нарезки блока, мес.,

$t_o = 5$ - время очистной выемки, мес.

6. Определить размер прибыли на 1 т погашенных балансовых запасов:

Исходные данные:

$a = 7$ - содержание полезного компонента в добытой рудной массе, %,

$\varepsilon = 0,9$ - коэффициент извлечения при переработке, д. е.,

$C = 5000$ - цена конечного продукта, руб/т.,

$c_o = 200$ - себестоимость добычи и переработки рудной массы, руб/т,

$\Pi = 0,2$ - потери руды, д. е.,

$P = 0,3$ - разубоживание руды, д. е..

7. Определить предельную глубину карьера по формуле проф. П.И. Городецкого,

Исходные данные:

$K_z = 4$ - граничный коэффициент вскрыши, т/т,

$m = 100$ - горизонтальная мощность рудного тела, м.,

$\gamma = \beta = 40$ - углы откосов карьера поисячому и лежащему бокам, град.

8. Определить с помощью коэффициента дисконтирования затраты на добычу руды через 9 лет после начала эксплуатации рудника,

Исходные данные:

$E_{\text{нн}} = 0,08$ - норматив для приведения разновременных затрат;

$C_o = 200$ - себестоимость добычи руды в год начала эксплуатации, руб/т.

9. Определить ориентировочную годовую производительность рудника,

Исходные данные:

$Q = 50000000$ - геологические запасы месторождения, т.

10. Определить минимальное промышленное содержание полезного компонента,

Исходные данные:

$C_0 = 300$ – себестоимость добычи и переработки, руб/т.,

$C = 5000$ – оптовая цена 1 т полезного компонента в концентрате, руб.,

$\varepsilon = 0,8$ – извлечение полезного компонента в концентрат, д. е.,

$p = 0,2$ – разубоживание руды, д.е.

11. Определить срок существования рудника,

Исходные данные:

$A_2 = 500000$ – годовая производительность рудника, т.,

$Q = 7500000$ – балансовые запасы руды, т.,

$P = 0,2$ – потери руды, д. е.,

$R = 0,3$ – разубоживание руды, д. е..

12. Определить балансовые запасы месторождения и количество добытой рудной массы.

Исходные данные:

$L=500$ - длина залежи по простиранию,м,

$H=200$ – наклонная глубина разработки,м,

$M=5$ – истинная мощность залежи,м.,

$\gamma=2.8$ – удельный вес руды, т/м³,

$P = 0,2$ – потери руды, д. е.,

$R = 0,3$ – разубоживание руды, д. е..

13. Определить граничный коэффициент вскрыши.

Исходные данные.

Себестоимость подземной добычи – 370 руб/м³,

Себестоимость добычи руды открытым способом - 120 руб/м³,

Себестоимость вскрыши – 100 руб/м³.

Практическое занятие № 3.

Тема: «Определение годовой производительности рудника».

Факторы, влияющие на выбор производственной мощности рудника

Установление годовой производственной мощности является одним из важнейших вопросов оптимизации горных работ и проектирования рудника.

Главными факторами, определяющими производственную мощность вновь проектируемого рудника являются:

- 1) величина запасов и условия их залегания (геологическое строение, мощности и углы падения залежей, крепость и устойчивость полезных ископаемых и вмещающих пород и т.п.);
- 2) категория разведанности запасов (степень достоверности геологоразведочных данных);
- 3) ценность и дефицитность полезных ископаемых;
- 4) наличие вблизи рудника незагруженных мощностей по переработке руд;
- 5) способ вскрытия и число стволов;
- 6) применяемые системы разработки;
- 7) 7) комплексы горношахтного оборудования, применяемые на проходческих и очистных работах;
- 8) глубина разработки;
- 9) состояние окружающей среды в районе месторождения.

Для **реконструируемого** рудника кроме этого имеют значение факторы:

- 1) наличие запасов основного и совместно с ним залегающих других полезных ископаемых;
- 2) величина вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов основного полезного ископаемого.

Определенное значение в обоих случаях имеют также такие факторы, как величина имеющихся или выделенных капиталовложений и мощность строительных организаций.

Большие и высокой категории разведанности запасы, как правило, являются основным фактором для выбора увеличенной производственной мощности.

Неравномерность оруденения, наличие нескольких сортов или видов руд в запасах месторождения обуславливает уменьшение производственной мощности рудника из-за необходимости иметь в работе и резерве большее число блоков, чем на месторождениях односортовых руд со сравнительно равномерным оруденением. Однако при вовлечении в эксплуатацию дополнительных запасов других полезных ископаемых производственная мощность рудника может быть увеличена.

При высокой достоверности геологических данных о запасах месторождения и содержании в них полезных компонентов можно принимать увеличенную производственную мощность рудника. И наоборот, при недостаточной разведанности запасов уменьшенную производственную мощность.

На месторождениях ценных и дефицитных руд большая производственная мощность рудника принимается даже при слабой изученности запасов и малом сроке эксплуатации.

Крутое и пологое падение, большая мощность залежей более благоприятны для увеличенной производственной мощности рудника, чем наклонное их падение и малая мощность.

Системы разработки этажного и подэтажного обрушения, этажно-камерные и подэтажных штреков, камерно-столбовые обеспечивают значительно более высокую интенсивность горных работ, чем системы разработки с креплением, с закладкой выработанного пространства, слоевого обрушения и, соответственно, большую производственную мощность рудника.

Способы вскрытия наклонными стволами, оборудованными конвейерами могут обеспечить большую производственную мощность, чем вскрытие вертикальными стволами, оборудованными скиповыми подъемниками. Чем больше число стволов при соответствующем их расположении, тем больше может быть принята производственная мощность рудника.

Увеличение глубины разработки, как правило, становится причиной уменьшения производственной мощности рудника вследствие ухудшения горно-геологических условий, повышения горного давления, температуры пород, газоносности, водопритоков, проявления горных ударов и т.п.

При возможности достижения высоких скоростей проходки выработок и большой производительности блоков на стадии очистной выемки, например, на основе комплексов самоходного оборудования, производственная мощность может быть принята увеличенной.

С позиции охраны окружающей среды необходимо принимать максимально возможные производственные мощности, чтобы сократить общее число рудников и сроки отработки месторождений, благодаря чему соответственно уменьшится число нарушаемых природных объектов и затраты на природоохранные мероприятия.

Методы определения производственной мощности рудника по горным возможностям

Для ориентировочных расчетов годовой производительности подземного рудника можно воспользоваться формулой В.В. Померанцева.

$$A_{год} = 200\sqrt{Q},$$

где Q – запасы месторождения, млн.т.

Эта формула годится для предварительной оценки перспектив постановки поисково-разведочных работ на выявленном рудопроявлении.

Собственно при проектировании используют следующие зависимости:

Приближенный метод определения годовой производительности рудника по годовому понижению очистной выемки при углах падения более 30° производят по формуле

$$A = v \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - P) / (1 - P),$$

где v – среднее понижение очистной выемки по всей площади рудного (шахтного) поля, м/год; S – средняя рудная площадь горизонтального сечения рудного тела, м²; γ – средняя плотность руды, т/м³.

Годовое понижение очистной выемки (м) определяют из выражения

$$v = v_0 \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_c,$$

где v₀ – среднее годовое понижение очистной выемки, м; K₁, K₂, K₃ и K_c – поправочные коэффициенты соответственно на мощность рудного тела, угол его падения, число этажей в работе и систему разработки.

Значения v₀ приведены в табл.

Таблица

Величина рудной площади, тыс.м ²	Годовое понижение горных работ, м
до 4	26-43
4-6	23-30
6-12	17-25
12-20	13-22
Более 20	9-15

Средняя рудная площадь рудного тела равна

$$S = \frac{\sum_{i=1}^n B_i / \gamma_i * h_i}{n}$$

где n - число одновременно обрабатываемых этажей;

B_i - запас руды i -го этажа в период разработки всех этажей, т;

h_i вертикальная высота i -го этажа, м;

γ_i - плотность руды в i -м этаже, т/м³

Поправочный коэффициент, учитывающий мощность рудного тела принимается по табл.

Таблица

Мощность рудного тела, м	K_1
До 3	1,3
3 - 5	1,2
5 - 15	1,0
15 - 25	0,8
Свыше 25	0,6

Величина поправочного коэффициента на угол падения принимается по табл.

Таблица

Угол падения, град.	K_2	Угол падения, град.	K_2
90	1,2	45	0,9
60	1	30	0,8

Величина поправочного коэффициента на число этажей в одновременной работе принимается по табл.

Таблица

Число этажей	K_3
1	1,0
2	1,2-1,5
3 и более	1,5-1,7

Поправочный коэффициент в зависимости от системы разработки принимается по табл.

Таблица

Системы разработки	Поправочный коэффициент
С открытым выработанным пространством, с магазинированием руды, с обрушением (кроме слоевого) без профилактического заиливания	1
С креплением и обрушением (кроме слоевого) с профилактическим закаливанием	0.9
Камерная, сплошная и столбовая системы с закладкой	0.85
Система слоевого обрушения	0.8
Система горизонтальных слоев с закладкой	0.75

Определение годовой производственной мощности рудника (т/год) по условиям развития очистных работ институт Гипроруда рекомендовал определять по формуле

$$A = S * i * \left(K_1 \frac{a_1}{S} + K_2 \frac{a_2}{S} + \dots + K_n \frac{a_n}{S} \right),$$

где S - горизонтальная рудная площадь, m^2 ;

(1 2 n)

$i=S/S_o$ - коэффициент использования рудной площади;

K_1, K_2, \dots, K_n - удельный вес применяемых систем разработки, доли ед.;

a_1, a_2, \dots, a_n - производительность очистных блоков при данных системах разработки, т;

S_1, S_2, \dots, S_n - площади блоков, находящихся в очистной выемке при данных системах разработки;

S_o - горизонтальная площадь всех очистных блоков

Согласно нормам технологического проектирования Гипроруды коэффициент использования рудной площади равен (табл.).

Таблица

S_o	i	S_o	i
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	400	0.05
50-100	0.17-0.12	-	-

Для камерно-столбовых систем ориентировочно производительность выемочного участка составляет 360 - 720 тыс. т/год, а его площадь 30-60 тыс. м². Для столбовых систем разработки соответственно 720 - 1200 тыс. т/год и 60 - 90 тыс. м².

Метод определения годовой производительности рудника по фронту очистной выемки (числу блоков и их производительности).

$$A = 12 * n_o * a_o / (K_o * \psi),$$

где n_o - число блоков (добычных участков), находящихся в одновременной очистной выемке; a_o - средняя месячная производительность блока (добычного участка), т; K_o - доля очистной добычи в общей по руднику; ψ - коэффициент резерва.

Обычно на руднике применяется одновременно несколько систем или вариантов одной системы разработки. Годовая добыча по руднику (т) в этом случае будет равна сумме годовой добычи по отдельным системам разработки, и расчетная формула примет вид

$$A_e = \frac{12^{i=m_c} \sum_{i=1} n_{oi} P_{o.oi}}{\psi \sum_{i=1} K_{oi}},$$

где m_c - число одновременно применяемых систем разработки.

Общее число блоков (добычных участков) в пределах разрабатываемой части месторождения (шахтного поля) определяют из выражения

$$n = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^r (L_i / l_{oi}),$$

где q - число одновременно разрабатываемых рудных тел; r - число одновременно разрабатываемых этажей в рудном теле; L_i - длина рудного тела на этаже, м; l_{oi} - длина блока, м.

Максимальное число блоков (добычных участков) в одновременной очистной выемке зависит от порядка разработки месторождения. Так, при последовательной очистной выемке блоков число их в одновременной очистной выемке определяют из выражения

$$n_o = n t_o / (t_o + t_n + t_n),$$

где t_o - продолжительность очистной выемки блока (добычного участка); t_n и t_n - продолжительность соответственно нарезных и подготовительных работ в блоке (добычном участке).

При разделении этажа на участки из нескольких блоков и одновременной разработке в каждом участке лишь одного из них (например, при применении затвердевающей закладки) число блоков в одновременной очистной выемке определяют по формуле

$$n_o = n t_o / [Z(t_o + t_n + t_n)],$$

где Z - число блоков в участке.

Число блоков в одновременной нарезке и подготовке, обеспечивающее $n_o = \text{const}$,

$$n_n = n_o t_n / t_o;$$

$$n_n = n_o t_n / t_o,$$

Правильность определения годовой производительности рудника на своевременность вскрытия и подготовки этажа (участка или группы этажей при вскрытии групповыми квершлагами) производят с применением следующих формул:

При незначительной разнице рудных запасов в этажах (или групп этажей) и объемов по вскрытию и подготовке их

$$A \leq \frac{B_{эм(i)} (1 - \Pi)}{\omega (t_э + t_n)_{i+1} (1 - \rho)},$$

где $B_{эм}$ - рудные запасы в этаже (группе этажей); ω - коэффициент опережения вскрытия и подготовки этажа (группы этажей) над очистной выемкой; $t_э$ и t_n - соответственно дополнительное время на вскрытие и подготовку $(i+1)$ этажа (группы этажей) после начала очистной выемки в i -ом этаже (группе этажей); при значительной разнице

$$A \leq \frac{\sum_{i=1}^{N-1} B_{эм(i)} (1 - \Pi)}{\omega \sum_{i=1}^{N-1} (t_э + t_n)_{(i+1)} (1 - \rho)},$$

где N - число этажей (групп этажей) в шахтном поле.

Рассчитанная по приведенным выше формулам годовая производительность должна быть проверена на оптимальный срок отработки месторождения (шахтного поля). Экономически целесообразные сроки службы рудников или различной производительности их приведены в табл.

Таблица

Годовая производительность рудника, тыс.т	Срок службы рудника $t_{онм}$, лет	
	Благоприятные условия разработки	Неблагоприятные условия разработки
50-100	4-10	5-15
100-200	5-12	6-18
200-500	7-15	8-25
500-1000	10-18	12-30
1000 и более	>15	>20

Методика проверки сводится к следующему:

1. Определяют расчетный срок службы рудника при его производительности по горным возможностям A_r

$$t_p = B * (1 - \Pi) / [A_r (1 - P)],$$

$$A = B * (1 - \Pi) / [t_{онм} (1 - P)],$$

где B – балансовые запасы руды, т; t_p – расчетный срок службы, лет; Π – потери руды; P – разубоживание руды.

2. По табл. определяют необходимый срок службы рудника при $t_p \geq t_{онм}$ $A = A_э$, а при $t_p < t_{онм}$

$$A = \frac{B(1 - \Pi)}{t_{онм}(1 - \rho)} < A_r.$$

Иногда требуется определить годовую производительность рудника по рудной массе при заданной производственной мощности по металлу

$$A = \frac{M \cdot 100}{a \epsilon_o \epsilon_M}.$$

И наоборот, при установленной мощности рудника по рудной массе мощность рудника по конечному продукту будет равна

$$M = 0.01 A a \epsilon_o \epsilon_M = 0.01 A c (1 - P) \epsilon_o \epsilon_M.$$

В этих формулах a - содержание металлов в добытой рудной массе, %;

ε_o и ε_M - извлечение при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.;

A и M - годовая производственная мощность рудника по рудной массе и конечному продукту (металлу).

Помимо понятия годовой производительности по горным возможностям существует понятие экономически целесообразной или оптимальной годовой производительности, при которой возможно получение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения.

Экономически целесообразная годовая производительность может быть примерно рассчитана по эмпирической формуле:

$$A = K_p B_3^{0,765}, \text{ млн. т/год,}$$

где K_p - коэффициент условий разработки ($K_p = 0,1$ при легких и $K_p = 0,075$ при сложных условиях горных работ и большой глубине), B_3 - балансовые запасы, млн т.

Определение оптимальной производительности рудника

Производительность рудника оказывает влияние на все основные технико-экономические показатели отработки месторождения: **себестоимость** добычи и **удельные капитальные затраты, время отработки** месторождения и, соответственно, **прибыль**.

При одних и тех же запасах по мере роста производительности рудника и уменьшения срока его службы, *растут капиталовложения и амортизационные отчисления, затраты на транспорт, поддержание выработок*, в результате чего увеличивается так называемая **условно-переменная** часть себестоимости добычи руды. С другой стороны, по мере роста производственной мощности рудника *уменьшаются общерудничные и некоторые другие эксплуатационные расходы*, за счет чего **условно-постоянная** часть себестоимости снижается (рис).

Академик М.И.Агошков установил, что в общем виде себестоимость добычи выражается формулой

$$c_{\partial} = aA + \frac{b}{A} + c,$$

где A - производительность рудника, т/год; a, b, c - некоторые стоимостные коэффициенты.

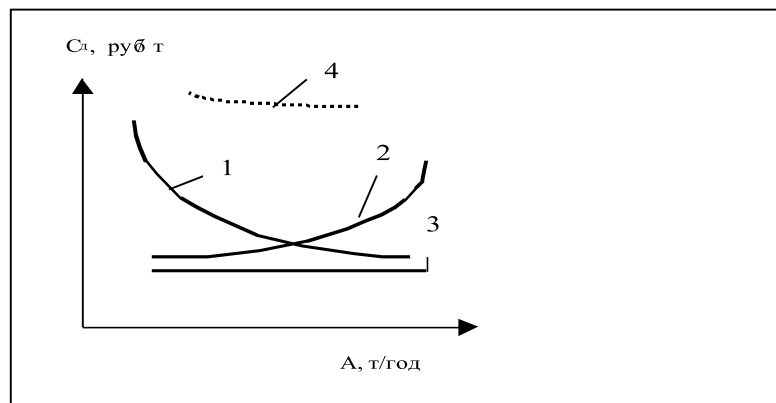


Рис. Изменение условно-постоянных (1), обратно-пропорциональных (2), не зависящих от производительности рудника затрат (3), общих затрат (4).

Функция имеет явный экстремум и для его отыскания применим метод классической оптимизации - **аналитический метод** определения оптимальной производительности рудника. Взяв первую производную по производительности рудника:

$$\frac{dc_{\partial}}{dA} = a - \frac{b}{A^2},$$

и приравняв полученное выражение к 0:

$$a - \frac{b}{A^2} = 0,$$

получим оптимум производительности рудника:

$$A = \sqrt{\frac{b}{a}}$$

Величина слагаемых этого выражения применительно к условиям рудников по данным М.И.Агошкова в **процентах от себестоимости** изменяется в следующих пределах: $Aa=5-15\%$, $b/A=10-35\%$, $c=50-80\%$. Приняв соответствующие тем или иным горнотехническим условиям коэффициенты a , b и c , можно определить производственную мощность рудника. Для этого необходимо в каждом конкретном случае находить индивидуальную зависимость себестоимости добычи от производственной мощности рудника. В силу того, что горнотехнические условия рудников, как правило, очень сильно отличаются, чтобы с достоверностью воспользоваться этой простой формулой, **необходимо составить несколько вариантов** проекта отработки месторождения с разной производственной мощностью и найти для этих вариантов все составляющие себестоимости, а по ним для данного месторождения зависимость изменения себестоимости. Можно найти эту зависимость также и на основе статистической обработки практических и проектных данных предприятий, условия которых аналогичны условиям проектируемого.

Следует обратить внимание на то, что необходимо определять зависимости капитальных и эксплуатационных затрат для каждого конкретного месторождения, а не использовать какие-то средние статистические данные по большой совокупности рудников.

Оптимальная по минимуму себестоимости или приведенных затрат производительность проверяется на достижимость ее по горным возможностям.